

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد استخراج مواد معدنی

ارائه الگوی مناسب چالزنی و انفجار به منظور بهبود عملکرد ماشین آلات بارگیری و باربری در معدن سنگ آهن داوران

نگارنده: حسن صفری

اساتید راهنما

دکتر رامین رفیعی

دکتر محمد عطایی

شهریور ۱۴۰۱

در این صفحه صورت جلسه دفاع را قرار دهید. لازم است پس از صحافی این صفحه مجدداً توسط دانشکده مهر گردد و استاد راهنما با امضای خود اصلاحات پایان نامه را تایید کند.

تقدیم اثر

تقدیم به مادرم که مشوق و یاری‌گر همیشه‌ی من در امر تحصیل بوده و همچنین همسر
مهربانم که در نوشتن این پایان نامه بنده را همراهی کرد.

تشکر و قدردانی

تشکر و قدردانی می‌کنم از همه عزیزان و همراهان، بخصوص اساتید راهنمای بنده
جناب آقای دکتر عطایی و جناب آقای دکتر رفیعی عزیز که در به انجام رسیدن این
پروژه بنده را همراهی و یاری کردند.

تهدنامه

اینجانب حسن صفری دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته استخراج مواد معدنی دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه ارائه الگوی مناسب چالزنی و انفجار به منظور بهبود عملکرد ماشین آلات بارگیری و باربری در معدن سنگ آهن داوران تحت راهنمایی های دکتر رامین رفیعی و دکتر محمد عطایی متعهد می شوم.

- 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 می باشد و مقالات مستخرج با نام « دانشگاه صنعتی شاهرود » و یا « **Shahrood University of Technology** » به چاپ خواهد رسید .
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی پایان نامه تأثیرگذار بوده اند در مقالات مستخرج از پایان نامه رعایت می گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه ، در مواردی که از موجود زنده (یا 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

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

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

چکیده

چالزنی و انفجار اصلی‌ترین فعالیت‌های عملیات استخراج در معادن هستند و می‌بایست به آن‌ها توجه ویژه‌ای صورت گیرد. عدم توجه به پارامترهای طراحی در آتشکاری سبب ایجاد پیامدهای ناخواسته خواهد شد. در معدن سنگ آهن داوران با توجه به اینکه پس از هر انفجار پاشنه، بولدر و خردایش نامناسب سنگ‌ها مشاهده می‌شود لزوم خردایش ثانویه امری قابل توجیه است که این کار باعث افزایش هزینه‌ها و کاهش بهره‌وری ماشین‌آلات می‌شود. در این پژوهش در راستای خردایش بهتر انفجارها، بهبود عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری و کاهش هزینه‌ها به ارائه الگوی مناسب چالزنی و انفجار پرداخته شده است. در مجموع ۲۸ بلوک حفاری شده با قطرهای ۳/۵، ۴ و ۵ اینچ مورد ارزیابی قرار گرفت، ابتدا ۱۵ بلوک (شامل شش بلوک با قطر ۳/۵ اینچ، پنج بلوک با قطر ۴ اینچ و چهار بلوک با قطر ۵ اینچ) برای بررسی خردایش، عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری و همچنین بررسی هزینه‌ها، آتشکاری شدند در مرحله بعد اصلاح الگو برای هر قطر با استفاده از روش‌های تجربی صورت گرفت. سپس با استفاده از الگوی اصلاح شده ۱۳ بلوک (شامل پنج بلوک با قطر ۳/۵ اینچ، چهار بلوک با قطر ۴ اینچ و همچنین چهار بلوک با قطر ۵ اینچ) آتشکاری شد. پس از هر مرحله انفجار، از روش آنالیز تصویری، با نرم افزار Split-Desktop توزیع دانه‌بندی خردایش سنگ‌های خرد شده حاصل از انفجار انجام شد. بدین ترتیب با ملاک قرار دادن D80 هر بلوک، در راستای بررسی کاهش یا افزایش پاشنه و بولدرهای بلوک از زمان چکش‌کاری (شامل زمان چکش‌کاری پاشنه و بولدرهای هر بلوک)، برای بررسی عملکرد ماشین‌آلات بارگیری، زمان بارگیری جام دستگاه و برای بررسی عملکرد ماشین‌آلات باربری، از درصد پرشدگی اتاق کامیون‌ها و همچنین به منظور بررسی اقتصادی بلوک‌ها از هزینه حفاری و انفجار هر تن سنگ خرد شده استفاده شد. با محاسبه درصد تغییرات از میانگین زمان چکش‌کاری بلوک‌ها، در قبل و بعد اصلاح الگو، قطر ۳/۵ اینچ ۱۷/۸ درصد، قطر ۴ اینچ ۲۸/۱ درصد و قطر ۵ اینچ ۱۷/۹ درصد زمان چکش‌کاری بعد از

اصلاح الگو کاهش یافته است به عبارتی میزان پاشنه و بولدرهای موجود در بلوک‌ها کم شده است. در راستای بررسی عملکرد ماشین‌آلات بارگیری با مقایسه D80 و یک سیکل بارگیری جام دستگاه، برای هر قطر یک رابطه خطی به دست آمد که نشان می‌دهد با افزایش D80، زمان یک سیکل بارگیری جام دستگاه افزایش می‌یابد. برای بررسی عملکرد ماشین‌آلات باربری نیز با مقایسه D80 و درصد پرشدگی اتاق کامیون‌ها، برای هر قطر یک رابطه خطی به دست آمد این رابطه نشان می‌دهد با کاهش D80، درصد پرشدگی کامیون‌ها افزایش می‌یابد. در بررسی اقتصادی بلوک‌ها، میانگین هزینه حفاری و انفجار هر تن سنگ خرد شده از بلوک‌های قبل و بعد از اصلاح الگو محاسبه شد. مشاهده شد این هزینه برای قطر ۳/۵ و ۴ اینچ کاهش یافته است و در قطر ۵ اینچ با توجه به تغییرات ناچیز در D80 بلوک‌های قبل و بعد از اصلاح الگو، هزینه حفاری و انفجار هر تن سنگ نیز تغییر ناچیزی داشته است.

کلمات کلیدی: چالزنی و انفجار، بارگیری و باربری، عملکرد ماشین‌آلات، خردایش، هزینه حفاری و

انفجار

فهرست مطالب

۱	فصل ۱: کلیات
۱-۱-۱-۱	مقدمه
۱-۱-۲-۱	بیان مسئله
۱-۱-۳-۱	ضرورت مساله
۱-۱-۴-۱	روش تحقیق
۱-۱-۵-۱	ساختار پایان نامه
۷	فصل ۲: مبانی نظری و سابقه موضوع
۱-۲-۱-۱	مقدمه
۱-۲-۲-۱	تعیین پارامترهای الگوی چالزنی و انفجار
۱-۲-۲-۲-۱	قطر چال
۱-۲-۲-۲-۲	بارسنگ
۱-۲-۲-۳-۲	فاصله ردیفی چال ها
۱-۲-۲-۴-۲	ارتفاع پله
۱-۲-۲-۵-۲	اضافه حفاری
۱-۲-۲-۶-۲	گل گذاری
۱-۲-۲-۷-۲	خرج ویژه
۱-۲-۳-۱	تعیین میزان خردایش حاصل از انفجار
۱-۲-۳-۲-۱	روش آنالیز تصویری
۱-۲-۳-۲-۲	مراحل انجام آنالیز تصویری
۱-۲-۴-۱	بررسی بهره وری ماشین آلات بارگیری و باربری نسبت به خردایش
۱-۲-۴-۲-۱	زمان یک سیکل کاری بارکننده
۱-۲-۴-۲-۲	ضریب پرشدگی جام (صندوقه)
۱-۲-۵-۱	سابقه موضوع
۱-۲-۵-۲-۱	بررسی تحقیقات انجام شده طراحی الگوی چالزنی و انفجار و تاثیر یا ارتباط آن با خردایش انفجار
۱-۲-۵-۲-۲	بررسی تحقیقات انجام شده در زمینه ماشین آلات بارگیری و باربری
۱-۲-۵-۳-۲	جمع بندی
۴۳	فصل ۳: ارائه الگوی مناسب چالزنی و انفجار
۱-۳-۱-۱	مقدمه

۴۴	۲-۳- معدن سنگ آهن داوران
۴۶	۳-۳- بررسی بلوکهای انفجار شده قبل از اصلاح الگو
۴۷	۴-۳- بررسی وضعیت خردایش بلوک ها قبل از اصلاح الگو
۵۲	۵-۳- طراحی الگوی مناسب چالزنی و انفجار برای معدن سنگ آهن داوران
۵۲	۳-۵-۱- محاسبه بارسنگ با استفاده از فرمول های تجربی
۵۲	۳-۵-۲- محاسبه فاصله ردیفی چالها با استفاده از فرمول های تجربی
۵۳	۳-۵-۳- محاسبه اضافه حفاری با استفاده از فرمول های تجربی
۵۳	۳-۵-۴- محاسبه طول گل گذاری با استفاده از فرمول های تجربی
۵۴	۳-۵-۵- نتایج محاسبات پارامترهای الگوی حفاری با استفاده از فرمول های تجربی
۵۵	۳-۶- بررسی بلوک های انفجار شده بعد از اصلاح الگو
۵۶	۳-۷- بررسی وضعیت خردایش بلوک ها بعد از اصلاح الگو
۵۷	۳-۸- بررسی خردایش ثانویه انجام شده
۵۹	۳-۹- بررسی عملکرد ماشین آلات بارگیری
۶۱	۳-۹-۱- بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ
۶۳	۳-۹-۲- بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ
۶۵	۳-۹-۳- بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ
۶۶	۳-۱۰- بررسی عملکرد ماشین آلات باربری
۶۹	۳-۱۰-۱- بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ
۷۱	۳-۱۰-۲- بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ
۷۲	۳-۱۰-۳- بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ
۷۴	۳-۱۱- محاسبه هزینه بلوک ها
۷۴	۳-۱۱-۱- بررسی هزینه بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ
۷۷	۳-۱۱-۲- بررسی هزینه بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ
۷۹	۳-۱۱-۳- بررسی هزینه بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ

فصل ۴: نتیجه گیری و پیشنهادات

۸۲	۴-۱- نتیجه گیری
۸۳	۴-۲- پیشنهادات

۸۵ مراجع

۹۱ پیوست

۹۲	پیوست ۱: تصاویر ورودی و نتایج نرم افزار Split-Desktop برای هر بلوک
۱۲۰	پیوست ۲: باسکول های گرفته شده از هر بلوک به همراه حجم اتاق کامیون ها

فهرست جداول

جدول ۱-۱- ساختار پایان نامه	۶
جدول ۱-۲- وابستگی بارسنگ به چگالی و نوع ماده منفجر	۲۰
جدول ۱-۳- وضعیت کلی انفجارهای صورت گرفته قبل از اصلاح الگو	۴۷
جدول ۲-۳- D80 بلوک های انفجار شده قبل از اصلاح الگو به تفکیک قطر	۵۰
جدول ۳-۳- نتایج محاسبات بارسنگ با استفاده از فرمول های تجربی	۵۲
جدول ۴-۳- نتایج محاسبات فاصله ردیفی چال ها با استفاده از فرمول های تجربی	۵۳
جدول ۵-۳- نتایج محاسبات اضافه حفاری با استفاده از فرمول های تجربی	۵۳
جدول ۶-۳- نتایج محاسبات گل گذاری با استفاده از فرمول های تجربی	۵۴
جدول ۷-۳- الگوی پیشنهادی چالزنی و انفجار برای قطر ۳/۵ اینچ بر حسب متر	۵۴
جدول ۸-۳- الگوی پیشنهادی چالزنی و انفجار برای قطر ۴ اینچ بر حسب متر	۵۴
جدول ۹-۳- الگوی پیشنهادی چالزنی و انفجار برای قطر ۵ اینچ بر حسب متر	۵۵
جدول ۱۰-۳- وضعیت کلی انفجار های صورت گرفته بعد از اصلاح الگو	۵۶
جدول ۱۱-۳- D80 بلوک های انفجار شده بعد از اصلاح الگو به تفکیک قطر	۵۷
جدول ۱۲-۳- زمان چکش کاری پاشنه ها و بولدرهای هر بلوک به تفکیک قطر	۵۸
جدول ۱۳-۳- درصد تغییرات زمان چکش کاری در قبل و بعد از اصلاح الگو	۵۹
جدول ۱۴-۳- زمان برداشت شده از هر سیکل بارگیری جام دستگاه	۶۰
جدول ۱۵-۳- میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۳/۵ اینچ	۶۱
جدول ۱۶-۳- میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۴ اینچ	۶۳
جدول ۱۷-۳- میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۵ اینچ	۶۵
جدول ۱۸-۳- اطلاعات برداشت شده برای محاسبه درصد پرشدگی بلوک شماره یک	۶۸
جدول ۱۹-۳- میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای هر بلوک	۶۸
جدول ۲۰-۳- مقایسه میانگین درصد پرشدگی و D80 بلوکهای حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ	۶۹
جدول ۲۱-۳- مقایسه میانگین درصد پرشدگی و D80 بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ	۷۱
جدول ۲۲-۳- مقایسه میانگین درصد پرشدگی و D80 بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ	۷۳
جدول ۲۳-۳- هزینه های بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ (تومان)	۷۶
جدول ۲۴-۳- هزینه های بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ (تومان)	۷۸
جدول ۲۵-۳- هزینه های بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ (تومان)	۸۰

فهرست اشکال

- شکل ۱-۲ - پارامترهای طراحی الگوی آتشکاری در معادن ۹
- شکل ۲-۲ - نمای سه بعدی اجزای یک بلوک انفجار ۹
- شکل ۳-۲ - تأثیر فاصله جناحی در آتشکاری پله ای ۱۸
- شکل ۴-۲ - رابطه فاصله ردیفی چال ها در معادل با بارسنگ ۲۰
- شکل ۵-۲ - نحوه انحنای سنگ ها در آتشکاری پله ای برای HB های مختلف ۲۱
- شکل ۶-۲ - رابطه شیب چال و میزان اضافه حفاری ۲۳
- شکل ۷-۲ - گل گذاری با ارتفاع زیاد که موجب عقب زدگی می شود ۲۵
- شکل ۸-۲ - گل گذاری با ارتفاع مناسب ۲۵
- شکل ۹-۲ - هزینه بخش های مختلف به ازای خردایش متفاوت ۳۲
- شکل ۱-۳ - موقعیت مکانی روستای داوران نسبت به شهر کرمان ۴۵
- شکل ۲-۳ - موقعیت معدن نسبت به روستای داوران ۴۵
- شکل ۳-۳ - تصویری از کپه انفجاری بلوک شماره ۴ ۴۸
- شکل ۴-۳ - تصویر مرز بندی شده در نرم افزار SPLIT DESKTOP ۴۸
- شکل ۵-۳ - نمایی از خروجی نرم افزار SPLIT DESKTOP ، آنالیز بلوک شماره ۴ ۴۹
- شکل ۶-۳ - وضعیت پاشنه، بولدر و خردایش نامناسب انفجارها ۵۱
- شکل ۷-۳ - برداشت زمان یک سیکل بارگیری جام بارکننده ۵۹
- شکل ۸-۳ - نمودار مقایسه میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۳/۵ اینچ ۶۲
- شکل ۹-۳ - رابطه خطی بین میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۳/۵ اینچ ۶۲
- شکل ۱۰-۳ - نمودار مقایسه میانگین زمان یک سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۴ اینچ ۶۴
- شکل ۱۱-۳ - رابطه خطی بین میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۴ اینچ ۶۴
- شکل ۱۲-۳ - نمودار مقایسه میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۵ اینچ ۶۶
- شکل ۱۳-۳ - رابطه خطی بین میانگین زمان یک سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۵ اینچ ۶۶
- شکل ۱۴-۳ - اندازه گیری حجم اتاق کامیون ها ۶۷
- شکل ۱۵-۳ - نمودار مقایسه D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ ۷۰
- شکل ۱۶-۳ - رابطه خطی بین D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ ۷۰
- شکل ۱۷-۳ - نمودار مقایسه D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ ۷۱

- شکل ۳-۱۸- رابطه خطی بین D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ ۷۲
- شکل ۳-۱۹- نمودار مقایسه D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ ۷۳
- شکل ۳-۲۰- رابطه خطی بین D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ ۷۴
- شکل ۳-۲۱- نمودار مقایسه D80 با هزینه های حفاری و انفجار هر تن از بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ ۷۵
- شکل ۳-۲۲- نمودار مقایسه D80 با هزینه های حفاری و انفجار هر تن از بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ ۷۷
- شکل ۳-۲۳- نمودار مقایسه D80 با هزینه های حفاری و انفجار هر تن از بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ ۷۹

فصل ۱ : کلیات

۱-۱- مقدمه

مهندسی انفجار به عنوان یکی از ابزار های اقتصادی خردایش سنگ محسوب می شود و به عنوان یکی از مراحل مهم استخراج معادن روباز نقش بسیار مهمی در کنترل راندمان تولید در معدن، برنامه ریزی های تولید بلند مدت و کوتاه مدت، هزینه های استخراج و نیز مسائل زیست محیطی دارد. حدود ۷٪ تا ۲۲٪ از انرژی مواد منفجره برای شکستن سنگ استفاده می شود. بقیه انرژی حاصل از انفجار صرف اثرات زیان بار، یعنی سر و صدا، انفجار هوا، لرزش زمین، پرتاب سنگ و غیره می شود. ارتباط بین میزان خردایش مطلوب با الگوی آتشکاری، نزدیک و وابسته به هم است. میزان خردایش تعیین می کند که چال های با عمق مشخص به چه صورت آرایش و خرج گذاری شوند تا خردشدگی توده سنگ استخراج شده مطلوب و مناسب باشد (شهریاری، ۱۳۹۵).

در بسیاری از معادن عملیات انفجار به عنوان اولین مرحله خردایش سنگ محسوب می شود. چالزنی و آتشکاری یکی از مهم ترین و حساس ترین فعالیت ها در معادن روباز است. خردشدگی مناسب از ویژگی های یک انفجار خوب محسوب می شود. مطالعه بر روی خردشدگی و اندازه قطعات حاصل از هر انفجار علاوه بر کاهش هزینه های انفجار در مراحل بعدی آتشکاری، بر روی فرآیند بارگیری و باربری موثر است. همچنین در آتشکاری ثانویه به منظور کاهش سنگ های بزرگ تر از جام بارکننده ها و دهانه سنگ شکن ها نیز تاثیرگذار است. میزان خردایش سنگ بر فرآیندهای پایین دستی نظیر سنگ شکنی، آسیا و کارخانه فرآوری تاثیر مستقیم دارد که می توان به ظرفیت آسیاهای خودشکن و نیمه خودشکن و به توزیع ابعادی خوراک ورودی به کارخانه اشاره کرد (یوسفی و حمیدیان، ۱۳۹۵).

با توجه به شرایط هر معدن هدف معدنکاری می تواند متفاوت باشد در برخی از معادن، فعالیت در راستای کاهش هزینه ها می تواند مهم ترین هدف معدنکاری باشد. با بررسی نتایج انفجارها و اصلاح پارامترهای الگوی طراحی می توان تاثیر خوبی بر خردایش و عملکرد ماشین آلات و در نهایت کاهش هزینه ها گذاشت. تاثیر الگوی چالزنی و نتایج انفجار دو امر جدا نشدنی از هم است. هرچه فاصله چال ها متراکم تر شده باشد دانه بندی مواد خرد شده یکنواخت تر می باشد و هر چه فاصله چال ها بیشتر باشد به دلیل حبس شدن

خرج درون چال و تاثیر انفجار این خرج در اطراف چال نرمه بیشتری تولید می‌شود. وجود پاشنه و بولدرهای بوجود آمده پس از انفجار، نیاز به خردایش ثانویه را بیشتر می‌کند. در هر حال باید الگویی مورد استفاده قرار گیرد که ابعاد سنگ‌های خرد شده حاصل از انفجار را، نزدیک به ایده‌آل‌ترین شرایط خود کند.

به طور کلی خردایشی نامناسب است که توان عملیاتی ماشین آلات بارگیری و باربری را کاهش و هزینه‌های خردایش ثانویه را افزایش دهد. همچنین خردایشی مناسب است که توزیع دانه‌بندی مواد آن یکنواخت و متناسب با ماشین آلات صورت گیرد و هزینه‌های خردایش ثانویه را کاهش دهد. لذا بررسی وضعیت خردایش انفجار و تاثیر آن بر عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری و هزینه‌های معدنکاری ضروری است.

۱-۲- بیان مسئله

چالزنی و انفجار اصلی‌ترین فعالیت‌های عملیات استخراج در معادن است و می‌بایست به آن‌ها توجه ویژه‌ای صورت گیرد. عدم توجه به پارامترهای طراحی در آشکاری سبب ایجاد پیامدهای ناخواسته خواهد شد. ایجاد پاشنه، بلوک‌های بزرگ، پرتاب سنگ و لرزش زمین از جمله این موارد است. معدن سنگ آهن داوران در فاصله ۳۵ کیلومتری نسبت به شهر رفسنجان و در شمال آن قرار گرفته است. این معدن طبق برآوردهای اولیه اکتشافی دارای ذخیره‌ای بالغ بر ۹ میلیون تن سنگ آهن است. از مشکلاتی که در این معدن وجود دارد ایجاد بلوک‌های بزرگ و پاشنه پس از هر عملیات آشکاری است. این مسئله سبب کاهش عملکرد ماشین‌آلات و افزایش هزینه‌های عملیات استخراج می‌شود. در این پژوهش سعی شده است با ارائه الگوی مناسب چالزنی و انفجار، عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری بهبود یابد. بدین منظور پس از هر مرحله انفجار، توزیع دانه‌بندی خردایش سنگ با استفاده از نرم‌افزارهای آنالیز تصویری انجام شد. اندازه بلوک‌های ایجاد شده و پاشنه تولیدی بعد از هر عملیات مشخص و بهره‌وری ماشین‌آلات

بارگیری و باربری مورد بررسی قرار گرفته است. با کمک مدل‌های مختلف طراحی الگوی آتشکاری، اصلاح الگوی فعلی انجام شد. در نهایت پس از چندین عملیات آتشکاری با استفاده از الگوی پیشنهادی نتایج حاصل مورد بازبینی قرار گرفته است.

۱-۳- ضرورت مساله

در معدن سنگ آهن داوران برای حل مشکلات چالزنی و آتشکاری اغلب اقدامات صورت گرفته به صورت تجربی بوده و تاکنون هیچ پروژه علمی در مورد این موضوع صورت نگرفته است. با توجه به اینکه پس از هر انفجار پاشنه، بولدر و خردایش نامناسب سنگ‌ها مشاهده شده، لزوم خردایش ثانویه امری قابل توجیه است که این کار باعث افزایش هزینه‌ها و کاهش بهره‌وری ماشین‌آلات می‌شود، پس لازم است برای حل این مشکلات و کاهش هزینه‌ها، همچنین افزایش بهره‌وری ماشین‌آلات بارگیری و الگویی مناسب برای چالزنی و آتشکاری در این معدن ارائه شود.

۱-۴- روش تحقیق

۱. مطالعات کتابخانه‌ای و بررسی روش‌های طراحی الگوی چالزنی و انفجار
۲. بررسی تئوری و میدانی الگوی چالزنی و انفجار فعلی در معدن
۳. بررسی میزان بهره‌وری ماشین‌آلات بارگیری و باربری و همچنین بررسی پارامترهای فنی و اقتصادی الگوی فعلی
۴. تجزیه و تحلیل نتایج، شناسایی مشکلات، مقایسه مدل‌های مختلف پیش‌بینی براساس خردایش سنگ
۵. ارائه الگوی اصلاح شده مناسب چالزنی و انفجار براساس پارامترهای خردایش سنگ، کاهش بولدر و پاشنه و بررسی راه‌کارهایی برای حل مشکلات

۶. بررسی و مقایسه میزان بهره‌وری ماشین‌آلات بارگیری و باربری و پارامترهای اقتصادی الگوی

چالزنی و انفجار قبلی و پیشنهاد شده

۷. نتیجه‌گیری و پیشنهادات

۱-۵- ساختار پایان نامه

در جدول ۱-۱ سازمان دهی و ساختار پایان نامه آورده شده است.

جدول ۱-۱- ساختار پایان نامه

فصل اول: کلیات

فصل دوم: مبانی نظری و سابقه موضوع

تعیین پارامتر های الگوی چالزنی و انفجار

تعیین میزان خردایش حاصل از انفجار

بررسی بهره‌وری ماشین‌آلات بارگیری و باربری و میزان نسبت خردایش

سابقه موضوع

فصل سوم: ارائه الگوی مناسب چالزنی و انفجار

مقدمه و معرفی معدن سنگ آهن داوران

بررسی وضعیت بلوک‌های انفجار شده و خردایش آن‌ها قبل از اصلاح الگو

طراحی الگوی مناسب چالزنی و انفجار برای معدن سنگ آهن داوران

بررسی وضعیت بلوک‌های انفجار شده و خردایش آن‌ها بعد از اصلاح الگو

بررسی عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری

محاسبه هزینه های هر بلوک

فصل چهارم: نتیجه گیری و پیشنهادات

فصل ۲ : مبانی نظری و سابقه موضوع

۲-۱- مقدمه

در این فصل ابتدا به بررسی پارامترهای الگوی چالزنی و انفجار پرداخته خواهد شد و پارامترهای قطر چال، بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌ها، ارتفاع پله، اضافه حفاری، گل‌گذاری و خرج ویژه مورد بررسی قرار خواهد گرفت، سپس نحوه تعیین وضعیت خردایش حاصل از انفجار با استفاده از روش آنالیز تصویری بررسی خواهد شد. در نهایت پس از بررسی بهره‌وری ماشین‌آلات بارگیری و باربری نسبت به خردایش، به بررسی سوابق مطالعاتی موارد فوق پرداخته خواهد شد.

۲-۲- تعیین پارامترهای الگوی چالزنی و انفجار

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

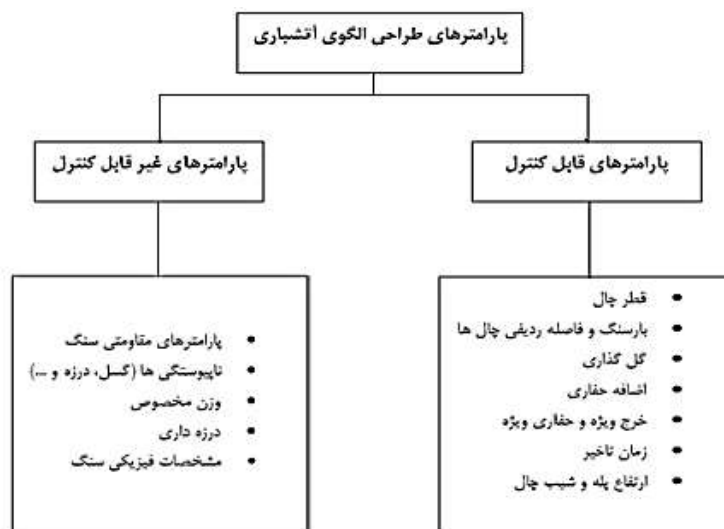
الف) پارامترهای غیر قابل کنترل (ثابت)

ب) پارامترهای قابل کنترل (متغیر)

منظور از پارامترهای ثابت، مشخصات مربوط به ماده سنگ و توده سنگ است. این پارامترها به ذات زمین-شناسی و تکتونیک یک معدن وابسته بوده و در آتشکاری یک موقعیت عملیاتی، ثابت و غیر قابل کنترل هستند. به دلیل عدم قابلیت کنترل، این پارامترها به عنوان مهمترین دسته پارامترهای موثر در آتشکاری مطرح هستند.

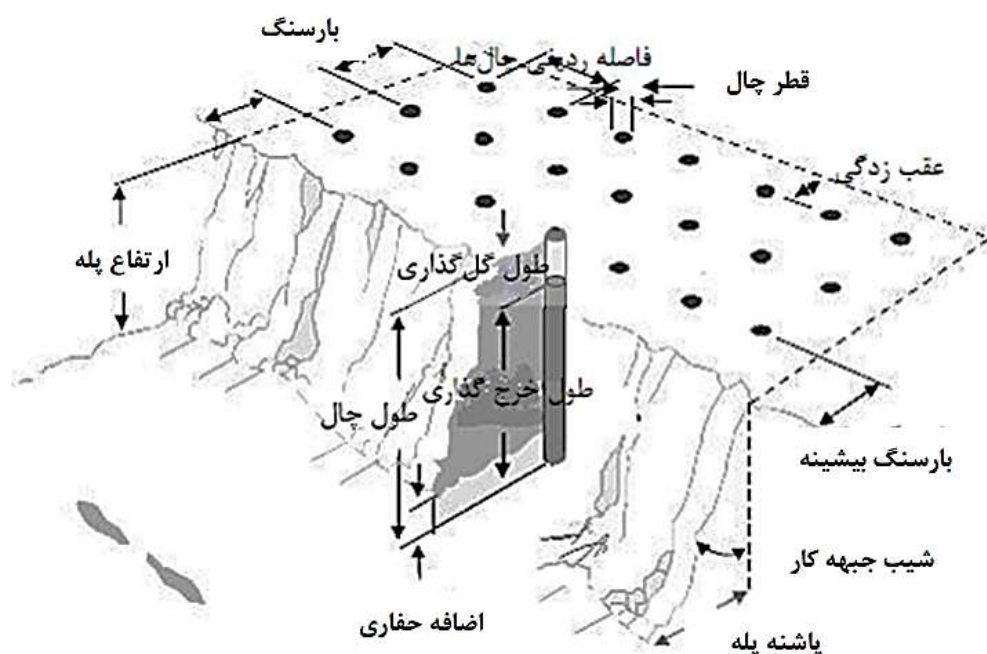
دسته دوم از عوامل که به پارامترهای قابل کنترل مشهورند به یک سری مشخصات هندسی و فنی الگوی انفجار گفته می‌شوند که با توجه به مشخصات توده سنگ برجا و نیز مشخصات ماده منفجره تعیین می‌شوند. هدف از طراحی الگوی آتشکاری تعیین مناسب این پارامترهاست.

در شکل ۲-۱ پارامترهای طراحی الگوی آتشکاری در معادن نشان داده شده است.



شکل ۱-۲- پارامترهای طراحی الگوی آتشکاری در معادن (Latham et al, 2006)

عوامل و اجزای طراحی الگوی انفجار معادن روباز در شکل ۲-۲ آورده شده است (Novikov & Kondelchuk, 2005).



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

با توجه به قابل کنترل بودن این پارامترها، از آن‌ها برای اصلاح الگوی معدن سنگ آهن داوران پرداخته شد. در ادامه به بررسی پارامترهای قابل کنترل پرداخته شده است:

۲-۲-۱- قطر چال

یکی از پارامترهای هندسی قابل کنترل آتشکاری، قطر حفاری است که مهم‌ترین آن‌ها در طراحی الگوی حفاری نیز است. لذا از مهم‌ترین فرآیندهای طراحی الگوی حفاری برای دستیابی به حداکثر خردایش و حداقل هزینه‌ها انتخاب صحیح و بهینه قطر چال حفاری است. عوامل موثر بر اندازه قطر چال عبارتند از (عطایی و حسینی، ۱۳۹۰):

۱. میزان تولید
 ۲. خواص توده سنگ تحت انفجار
 ۳. نوع ماده منفجره
 ۴. چگونگی و درجه خردشدگی مورد نیاز
 ۵. ظرفیت سنگ‌شکن‌ها
 ۶. ظرفیت تجهیزات بارگیری
 ۷. لرزش زمین، پرتاب سنگ
 ۸. محدودیت‌های زیست‌محیطی و...
- به علت توزیع بهتر انرژی در انفجار، در چال‌های با قطر کمتر کنترل خردایش بهتر و قطعات خرد شده یکنواخت‌تر است. در سنگ‌های درزه‌دار استفاده از قطرهای کم می‌تواند بسیار مفید باشد (Konya & Walter, 1991).

۲-۲-۲- بارسنگ

تأثیر بار سنگ مؤثر روی خردایش به مکانیزم انفجار مربوط می شود. انفجار زمانی حالت مناسب دارد که موج انفجار ضخامت بارسنگ را تا سطح آزاد طی کرده و به صورت کششی برگشت کند، که در پی آن سنگ شکسته شده و به میزان مناسب خرد و جابجا می شود. این کارائی بستگی به میزان بارسنگ دارد. بارسنگ بسیار بزرگ در حالی که موج انفجاری از سطح آزاد برگشت نکند، باعث خفه شدن انفجار و در نتیجه خردایش نامناسب و اتلاف انرژی صورت می گیرد (Konya & Walter, 1991).

حال اگر بارسنگ بسیار کوچک باشد ترک های شعاعی تا سطح آزاد گسترش یافته و گازهای ناشی از انفجار به داخل هوا فرار می کنند که موجب ایجاد صدا و انفجار هوا می شوند. در این صورت انرژی کمتری در اختیار خواهد بود. طبق نظریه بیهانداری^۱ بایستی بین بارسنگ بهینه شکست و بارسنگ بهینه خردایش تفاوت قائل شد. در بارسنگ بهینه شکست، حجم یا مقدار سنگ شکسته شده حداکثر است ولی خردایش به دست آمده مورد قبول نخواهد بود زیرا دارای قطعات درشت سنگ است. درحالی که در بارسنگ بهینه خردایش مقدار سنگ خرد شده کمتر ولی خردایش به دست آمده یکنواخت تر بوده و قطعات درشت سنگ به وجود نمی آید. بارسنگ بهینه خردایش ۳۰ تا ۴۰ درصد کمتر از بارسنگ بهینه شکست است. در بارسنگ بهینه خردایش فاصله داری چال ها می تواند بزرگتر انتخاب شود. از این رو در قیاس با بارسنگ بهینه شکست تفاوت بارزی در کمیت سنگ شکسته شده وجود نخواهد داشت. قابل ذکر است که تعدیل بارسنگ در نسبت S/B باعث کارایی بهتر امواج تنشی و انرژی گاز شده و خردایش بهبود می یابد (Bhandari, 1997).

روابط متعددی برای محاسبه بارسنگ وجود دارد که در زیر به شرح برخی از آنها پرداخته شده است:

¹ Bhandari

الف) با توجه به قطر خرج

مقدار بار سنگ (B) تابع قطر خرج (φ_c) است. اگر از خرج فله‌ای استفاده شود، قطر خرج (φ_c) و قطر چال (φ_h) برابرند.

$$\varphi_c = \varphi_h \quad (1-2)$$

در این حالت رابطه بارسنگ و قطر خرج به صورت زیر است (Jimeno et al, 1995):

$$B = (20-40) \varphi_h \quad (2-2)$$

ب) فرمول آندرسون^۱ (۱۹۵۲)

در این فرمول بارسنگ تابعی از قطر چال و ارتفاع پله است (اصانلو، ۱۳۷۴).

$$B = L \times \sqrt{K \times \varphi_h} \quad (3-2)$$

B: بارسنگ (فوت)

φ_h : قطر چال (اینچ)

k: طول چال (فوت)

L: ثابت تجربی

با فرض $L = 1$ در چندین مورد نتایج خوبی به دست آمده است (Jimeno et al, 1995).

ج) فرمول لانج فورس^۲ (۱۹۶۳)

ضخامت بارسنگ طبق فرمول لانج فورس به صورت زیر محاسبه می‌شود (Olofson, 1995).

$$B = \frac{\varphi_h}{33} \times \sqrt{\frac{\rho_e \times S_A}{C \times f \times \frac{S}{B}}} \quad (4-2)$$

B: بارسنگ (m)

φ_h : قطر ته چال (mm)

¹ Anderson

² Langefors

ρ_e : وزن مخصوص خرج گذاری، معمولاً از ۱ تا ۱/۶ ($\frac{Kg}{dm^3}$)

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

$\frac{S}{B}$: نسبت فاصله ردیفی چال‌ها به بارسنگ که معمولاً ۱/۲۵ است.

S_A : وزن ماده منفجره که با استفاده از فرمول زیر قابل محاسبه است:

$$S_A = \frac{5}{6}e + \frac{1}{6}V_1 \quad (2-5)$$

$$e = \frac{425Q'}{850} \quad (2-6)$$

$$V_1 = \frac{V}{850} \quad (2-7)$$

e: ضریب انرژی

V_1 : ضریب حجم

Q' : مقدار حرارت حاصل از انفجار ($\frac{Kcal}{Kg}$)

V: حجم گاز حاصل از انفجار در درجه حرارت صفر درجه و فشار یک اتمسفر (استوار، ۱۳۸۹).

C: ثابت سنگ (که از روابط زیر محاسبه می‌شود)

ثابت C_1 مقدار مده منفجره لازم برای خرد کردن یک متر مکعب سنگ است و معمولاً در آتشکاری‌های

سطحی با سنگ‌های سخت $C_1 = 0.4$ در نظر گرفته می‌شود. این مقدار با توجه به مقدار B بایستی

تصحیح شود (Gokhale, 2011).

$$B > 4/1m, \quad C = C_1 + 0.5/0 \quad (2-8)$$

$$B < 4/1m, \quad C = C_1 + \frac{0.7}{B} \quad (2-9)$$

د) فرمول کونیا^۱ (۱۹۷۲)

رابطه کونیا به صورت زیر ارائه شد (Olofson, 1995).

$$B = 3.15 \times \varphi_c \left(\frac{\rho_e}{\rho_r} \right)^{0.33} \quad (۱۰-۲)$$

B: بارسنگ (اینچ)

φ_c : قطر ماده منفجره (اینچ)

ρ_e : وزن مخصوص ماده منفجره ($\frac{gr}{cm^3}$)

ρ_r : وزن مخصوص سنگ ($\frac{gr}{cm^3}$)

فرمول کونیا به صورت زیر نیز ارائه شده است:

$$B = \left(\frac{2\rho_e}{\rho_r} \times 1.5 \right) \varphi_c \quad (۱۱-۲)$$

در صورتی که خرج ته چال کاملاً فشرده شده باشد، می‌توان قطر چال و قطر خرج را یکسان در نظر گرفت.

ه) فرمول آش^۲ (۱۹۶۳)

رابطه آش به صورت زیر ارائه شد (Olofson, 1995).

$$B = \frac{\varphi_h \times K_b}{12} \quad (۱۲-۲)$$

B: ضخامت بارسنگ (فوت)

φ_h : قطر چال (اینچ)

K_b : ضریبی است که مربوط به ماده منفجره و سنگ و از ۱۴-۴۹ متغیر است و به طور متوسط ۳۰ در نظر گرفته می‌شود.

^۱ Konya

^۲ Ash

و) فرمول فولدسی^۱ (۱۹۸۰)

روش مجارستانی که توسط فولدسی و همکارانش پیشنهاد شده است و به صورت زیر است (Olofson, 1995).

$$B = 0.88 \times \varphi_h \times \sqrt{\frac{\rho_e}{m \times CE}} \quad (۱۳-۲)$$

B: بار سنگ (m)

φ_h : قطر چال (mm)

ρ_e : وزن مخصوص ماده منفجره ($\frac{Kg}{m^3}$)

m: ضریب ثابت که به عواملی مانند مقاومت فشاری سنگ و سرعت انفجار وابسته است و از رابطه زیر محاسبه می‌شود.

$$m = 1 + \frac{0.693}{\ln(\rho_e \times VD^2) - \ln R_c - 1.39} \quad (۱۴-۲)$$

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

VD: سرعت انفجار ($\frac{m}{s}$)

R_c : مقاومت فشاری سنگ‌ها (MPa)

ز) فرمول لوپز جیمینو^۲ (۱۹۸۰)

وی فرمول آتش را با ترکیب سرعت موج در سنگ تصحیح و به صورت زیر درآورد (Olofson, 1995):

$$B = 0.76 \times D \times F \quad (۱۵-۲)$$

B: بار سنگ (m)

D: قطر چال (in)

F: فاکتور تصحیحی که بستگی به نوع سنگ و ماده منفجره دارد و برابر است با (Gokhale, 2011):

¹ Foldesi

² Lopez Jimeno

$$F = f_r \times f_e \quad (۱۶-۲)$$

$$f_r = \left[\frac{2.7 \times 3500}{\rho_r \times VC} \right]^{0.33} \quad (۱۷-۲)$$

$$f_e = \left[\frac{\rho_e \times VD}{1.3 \times 3660^2} \right]^{0.33} \quad (۱۸-۲)$$

ρ_r : وزن مخصوص سنگ ($\frac{g}{cm^3}$)

VC: سرعت موج در سنگ ($\frac{m}{s}$)

ρ_e : وزن مخصوص ماده منفجره ($\frac{g}{cm^3}$)

VD: سرعت انفجار ($\frac{m}{s}$)

رابطه مذکور برای قطرهای ۱۶۵ تا ۲۵۰ میلیمتر اعتبار دارد. برای چال های با قطر بزرگتر مقدار بارسنگ با اعمال ضریب ۰/۹ کاهش داده خواهد شد.

ح) فرمول فرانکل^۱ (۱۹۵۲)

رابطه فرانکل به صورت زیر ارائه شد (Olofson, 1995):

$$B = \frac{R_V \times L^{0.3} \times l^{0.3} \times D^{0.8}}{50} \quad (۱۹-۲)$$

B: بارسنگ (m)

L: طول چال (m)

l: طول خرج (m)

D: قطر خرج (mm)

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

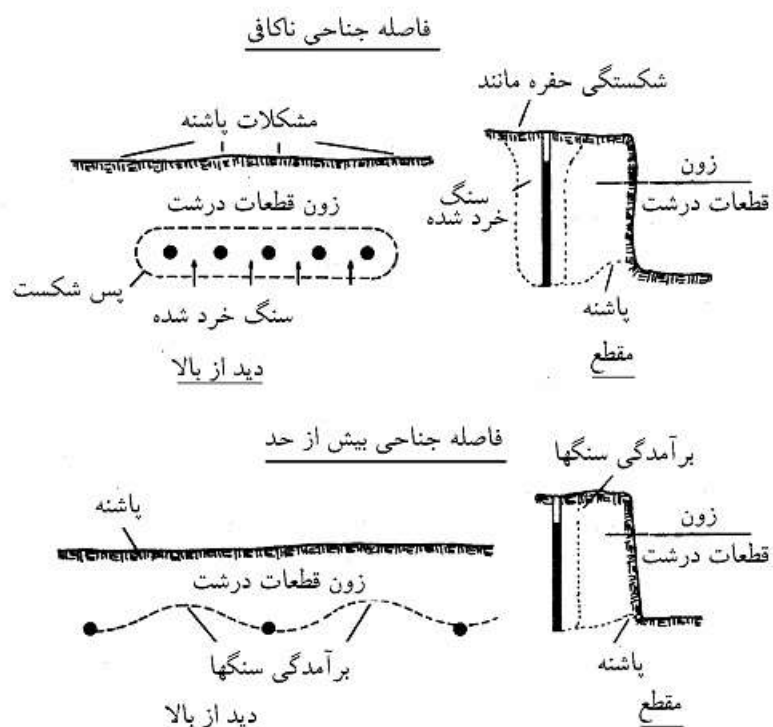
¹ Frankel

۳-۲-۲- فاصله ردیفی چال‌ها^۱

فاصله بین چال‌ها در جهتی عمود بر ضخامت بارسنگ را فاصله ردیفی چال‌ها گویند (استوار، ۱۳۸۹). اگر فاصله چال‌ها در یک ردیف خیلی کمتر از بارسنگ انتخاب شود، موج انفجار قبل از رسیدن به سطح آزاد به چال بعدی می‌رسد و تداخل آن موجب ایجاد سروصدا، انفجار هوا و تخریب و انسداد دهانه چال می‌شود، گازها در هوا پراکنده می‌شوند و در نتیجه خردشدن سنگ به نحو صحیحی صورت نمی‌پذیرد. قطعات بزرگ سنگ به وجود می‌آید و سکو در پای پله درست می‌شود (Jimeno et al, 1995).

اگر فاصله چال‌ها در یک ردیف بیش از مقدار مورد نیاز انتخاب شود محل شکستن سنگ ناهموار و خردشدگی نامناسب خواهد بود. سنگ‌ها در اطراف چال خرد می‌شوند اما سنگ واقع مابین دو چال درشت شود. در انتخاب بارسنگ و فاصله چال‌ها در یک ردیف شرایط زمین‌شناسی، نوع ماده منفجره، روش انفجار و تجربیات قبلی باید دخالت داشته باشند (Jimeno et al, 1995). در شکل ۳-۲ تأثیر فاصله ردیفی چال‌ها در آتشکاری پله‌ای نشان داده شده است.

¹ Spacing



شکل ۲-۳- تأثیر فاصله جناحی در آتشکاری پله ای (Jimeno et al, 1995)

فاصله ردیفی چال‌ها برای آتشکاری کنترل‌شده از روابط زیر محاسبه می‌شود (استوار، ۱۳۸۹):

$$S = (1-2)B \quad (20-2)$$

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

$$\text{ضریب سفتی} = \frac{\text{ارتفاع پله}}{\text{ضخامت بار سنگ}} = \frac{K}{B} \quad (21-2)$$

در چال‌های قطور که با چاشنی کم تاخیری آتش شوند:

$$S = (1.2-1.5)B \quad (22-2)$$

در چال‌های کم قطر که با چاشنی کم تاخیری آتش شوند:

$$S = (1.5-1.8)B \quad (23-2)$$

غیر از آتشکاری‌های کنترل‌شده در همه حالات $\frac{S}{B} > 1$ است.

برای محاسبه فاصله ردیفی چال‌ها دو عامل زیر مهم است:

۱- نوبت انفجار چال‌ها (فوری، تاخیری)

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

الف) محاسبه فاصله ردیفی چال‌ها در پله‌های کوتاه با انفجار فوری:

$$S = \frac{1}{3} (K + 2B) \quad (24-2)$$

S : فاصله ردیفی چال‌ها از هم (m)

K : ارتفاع پله (m)

B : بارسنگ (m)

بایستی توجه داشته باشیم که S به دست آمده با مقدار واقعی می‌تواند تا ۱۵٪ خطا داشته باشد.

ب) انفجار فوری در پله‌های بلند:

$$S = 2B \quad (25-2)$$

ج) انفجار تاخیری در پله‌های کوتاه:

$$S = \frac{1}{8} (K + 7B) \quad (26-2)$$

د) انفجار تاخیری در پله‌های بلند:

$$S = 1.4B \quad (27-2)$$

با توجه به روابط فوق می‌توان نتیجه گرفت، S همیشه بزرگتر از B است.

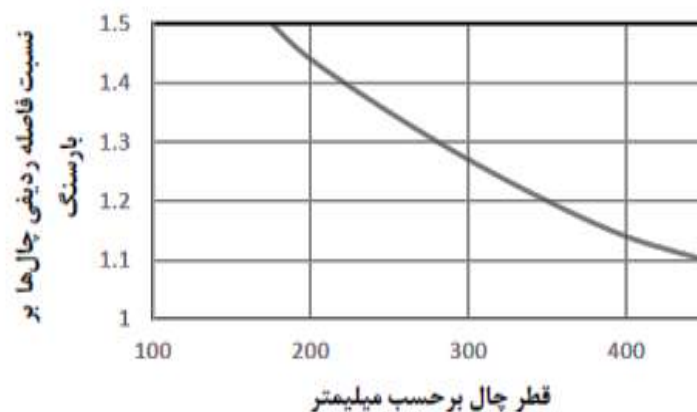
وقتی چال‌ها برای یک پله معدن حفر می‌شوند، مقدار فاصله ردیفی چال‌ها از هم برابر $1/1B$ تا $1/5B$ که

در آن B مقدار بارسنگ است، انتخاب می‌شود. در این محدوده، مقدار $1/1B$ برای چال‌های با قطر بزرگ و

مقدار $1/5B$ برای چال‌های با قطر کوچک مناسب‌تر است. شکل ۲-۴ دستورالعملی برای انتخاب مناسب

فاصله ردیفی چال‌ها براساس بارسنگ را ارائه می‌دهد. مقدار فاصله ردیفی کمتر از $1B$ ، هرگز مورد

استفاده قرار نمی‌گیرد، مگر زمانی که آشکاری با استفاده از تکنیک‌های پیچیده انجام می‌شود. وقتی چال‌ها در یک ردیف بسیار نزدیک به هم قرار گرفته‌اند، به سرعت یک ترک از یک چال به سمت چال دیگر پیشرفت می‌کند. با توجه به این نکته، تمایل به تشکیل یک بلوک بزرگ از توده سنگ بین اولین ردیف از چال‌ها و رخساره پله افزایش می‌یابد. دهانه‌های بزرگی نیز در پایین چال شکل می‌گیرد. این افزایش باعث ایجاد پاشنه در رخساره پله قبلی می‌شود. اگر چال‌ها فاصله زیادی را در همان ردیف داشته باشند، در رخساره پله تازه، شانس تشکیل کوهان افزایش می‌یابد. به طور مشابه، احتمال تشکیل پاشنه در قسمت‌های پای پله قبلی افزایش می‌یابد. جدول ۱-۲ وابستگی بارسنگ به چگالی و نوع ماده منفجره را نشان می‌دهد (Gokhale, 2011).



شکل ۲-۴- رابطه فاصله ردیفی چال‌ها در معادل با بارسنگ (Gokhale, 2011)

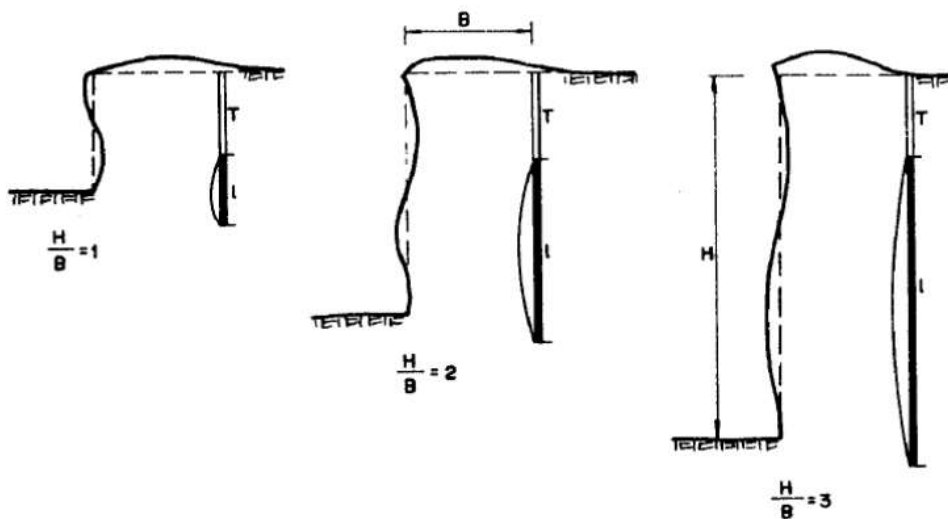
جدول ۱-۲- وابستگی بارسنگ به چگالی و نوع ماده منفجره (Gokhale, 2011)

مقدار بارسنگ براساس قطر چال (D) برای چگالی‌های متفاوت سنگ			
نوع ماده منفجره	کم (2200 Kg/m^3)	زیاد (2700 Kg/m^3)	زیاد (3200 Kg/m^3)
آنفو (ANFO)	۲۸D	۲۵D	۲۳D
دینامیت اسلاری	۳۳D	۳۰D	۲۷D

۲-۲-۴- ارتفاع پله

ارتفاع پله به دستگاه های بارگیری، قطر حفاری و مکانیک سنگ و سنگ همراه بستگی دارد. صلبیت سنگ قرار گرفته در جلوی چال ها، تأثیر زیادی در نتایج آتشکاری دارد. هنگامی که $\frac{H}{B}$ بزرگ باشد، جابجایی و تغییر شکل سنگ ها به ویژه در مرکز پله ساده تر خواهد بود، ولی هرچه ارتفاع پله بیشتر باشد، طول چال حفر شده بیشتر می شود که در این حالت با دو مشکل اساسی روبرو می شویم که آن دو مشکل انحراف چال و کندی سرعت حفر چال در عمق زیاد است.

اگر $\frac{H}{B} = 1$ باشد، اندازه قطعات حاصله بزرگ شده و مشکلات مربوط به پس شکست و پاشنه وجود خواهد داشت. با $\frac{H}{B} = 2$ این مشکلات تا حدی حل شده و در $\frac{H}{B} \geq 3$ کاملاً برطرف می شود. هنگامی که ارتفاع پله کم باشد، تغییرات هر چند کوچک در بار سنگ و فاصله جناحی باعث تأثیرات شدیدی در نتایج آتشکاری دارند. در شکل ۲-۵ نحوه خم شدگی سنگ ها در آتشکاری پله ای برای $\frac{H}{B}$ های مختلف نشان داده شده است (Jimeno et al, 1995).



شکل ۲-۵- نحوه انحنای سنگ ها در آتشکاری پله ای برای $\frac{H}{B}$ های مختلف (Jimeno et al, 1995)

۲-۲-۵- اضافه حفاری^۱

معمولا در معادن روباز برای اینکه حداکثر تنش ناشی از انفجار به کف پله نزدیک شده و از ایجاد سکو جلوگیری شود و همچنین ایجاد سطح صاف و مناسب در کف پله برای کارایی بهتر ماشین‌آلات بارگیری و باربری، از اضافه حفاری استفاده می‌شود. اضافه حفاری عبارت است از مقدار طول اضافی چال که پائین‌تر از کف پله حفر می‌شود. میزان اضافه حفاری تابعی از شیب چال و جنس سنگ است. حداقل طول اضافه حفاری در انفجارهای تولیدی در معادن روباز ۸ برابر قطر چال پیشنهاد شده است (Jimeno et al, 1995). طبق پیشنهاد اولافسون (Olafsson, 1990)، به دلیل اهمیت زیاد در نحوه اجرای الگوی انفجاری ردیف اول، معمولا بهتر است مقدار اضافه حفاری برای چال‌های این ردیف، بین ۱۰ تا ۱۲ برابر قطر چال انتخاب شود. در بعضی مواقع اضافه حفاری وجود ندارد و آن زمانی است که کف پله پائینی لایه بندی یا لایه نرم وجود داشته باشد. در ضمن اگر لایه نرم درست هم تراز کف پله مورد نظر باشد باید کمی از چال روی لایه را پر کرد (Jimeno et al, 1995).

در صورت زیاد بودن اضافه حفاری، میزان بالازدگی^۲ توده سنگ هنگام انفجار بیشتر شده و احتمال قطع مدار و عقب‌زدگی افزایش می‌یابد (Hustrulid, 1999). اگر مقدار اضافه حفاری کم باشد، سنگ‌های کف پله به طور کامل کنده نمی‌شود و در نتیجه مشکلات مربوط به ایجاد پاشنه و بالا رفتن هزینه‌های بارگیری بروز خواهد نمود. اضافه حفاری بیش از حد نیز مشکلات زیادی ایجاد می‌کند، از جمله:

- بالا رفتن هزینه‌های حفاری و آتشکاری
- بالا رفتن میزان لرزش زمین
- خردسگی بیش از حد، روی پله پائینی که باعث دشواری در حفر چال و مسائل مربوط به پایداری شیب خواهد گردید
- افزایش احتمال بریده شدن خط و پس‌شکست در اثر بیشتر شدن مولفه قائم جابجایی سنگ‌ها

¹ Sub Drilling

² Uplift or Vertical Movment

(استوار، ۱۳۸۹).

اضافه حفاری برای چال‌های قائم از رابطه زیر به دست می‌آید:

$$\square = (0.2 - 0.5) \square \quad (28-2)$$

و برای چال‌های شیب‌دار اضافه حفاری برابر است با:

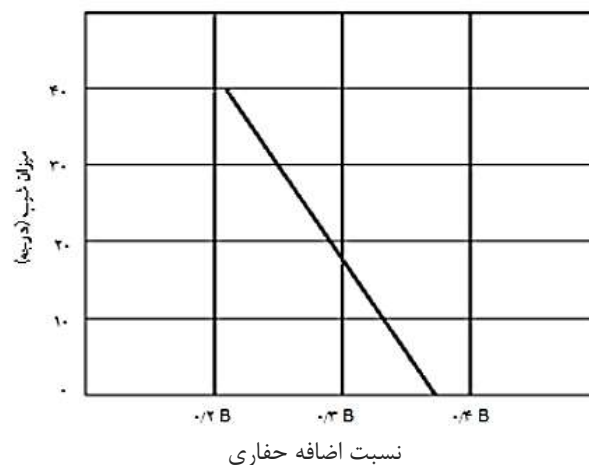
$$U = B \times \cot \beta \quad (29-2)$$

که در این رابطه B بارسنگ و β شیب چال است.

برای کاهش مقدار اضافه حفاری، استفاده از مواد منفجره قوی‌تر (تمرکز انرژی در واحد طول بیشتر)

در ته چال و نیز استفاده از چال‌های شیب‌دار پیشنهاد می‌شود. همان‌طور که در شکل ۲-۶ نشان داده

شده است، با افزایش شیب چال، اضافه حفاری کاهش می‌یابد (Jimeno et al, 1995).



شکل ۲-۶- رابطه شیب چال و میزان اضافه حفاری (Jimeno et al, 1995)

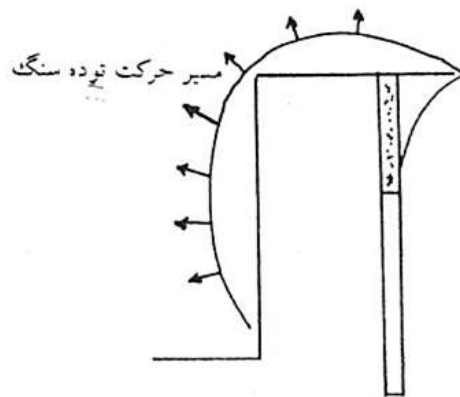
۲-۲-۲- گل‌گذاری^۱

اصولا بخشی از چال، خرج گذاری نشده بلکه با مواد خنثی پر می‌شود این امر باعث می‌شود تا چال محدودتر شود و فشار گاز حاصل از انفجار عملکرد بهتری داشته و انفجار هوا و پرتاب سنگ کم شود. اگر

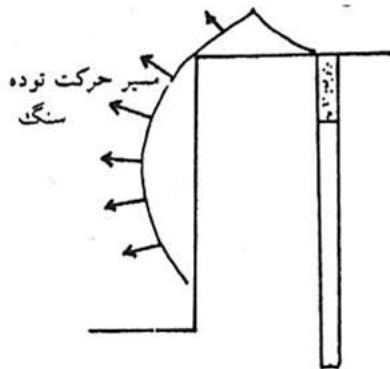
¹ Stemming

طول گل‌گذاری زیاد باشد قسمت بالائی چال شکسته نمی‌شود و سنگ‌های درشت ایجاد می‌شود و همچنین به خاطر اینکه گازهای حاصل از انفجار مدت بیشتری در داخل چال محبوس می‌شوند باعث عقب‌زدگی سنگ و لرزش زیاد زمین می‌شود. اگر طول گل‌گذاری کم شود باعث انفجار هوا و پرتاب سنگ می‌شود. استفاده از سنگ‌های نوک تیز برای گل‌گذاری مناسب نبوده و ممکن است به سیستم آتش صدمه بزند (Jimeno et al, 1995). استفاده از ذرات خوب دانه بندی برای گل‌گذاری، نسبت به خرده‌های حفاری بهتر است، چون خرده‌های حفاری راحت‌تر از دهانه چال خارج می‌شوند (Hock & Bray, 2004). ابعاد بهینه ذرات برای گل‌گذاری با افزایش قطر چال، افزایش می‌یابد. سایز ذرات آن باید بین ۰/۰۴-۰/۰۶ قطر چال بوده و به طور متوسط ۰/۰۵ برابر آن انتخاب می‌شود (Hustrulid, 1999; Hock & Bray, 2004). به هر حال در صورت عدم دسترسی به مواد پرکننده ایده‌آل، خرده‌های حاصل از حفاری بهترین مواد پرکننده‌ای هستند که بدون هیچ هزینه‌ای در سر چال قابل استفاده خواهند بود (Olafsson, 1990).

اگر طول گل‌گذاری خیلی زیاد باشد، موجب لرزش زمین و عقب‌زدگی می‌شود و همچنین قسمت بالایی چال خرد نمی‌شود. در صورتی که قطر چال زیاد باشد، باید طول گل‌گذاری زیاد باشد و انفجار از بالای چال شروع شود و اگر طول گل‌گذاری کم باشد، باعث پرتاب سنگ و لرزش هوا می‌شود. در آتشکاری‌های چند ردیفه بایستی به گل‌گذاری ردیف اول بیشتر توجه شود. وضعیت چال هنگام گل‌گذاری با ارتفاع زیاد و همچنین گل‌گذاری مناسب در شکل‌های ۲-۷ و ۲-۸ نشان داده شده است (استوار، ۱۳۸۹).



شکل ۷-۲- گل گذاری با ارتفاع زیاد که موجب عقب زدگی می شود (استوار، ۱۳۸۹)



شکل ۸-۲- گل گذاری با ارتفاع مناسب (استوار، ۱۳۸۹)

مقدار گل گذاری (S_t) از رابطه زیر به دست می آید (استوار، ۱۳۸۹):

$$S_t = (0.7-1.3)B \quad (۳۰-۲)$$

علاوه بر این فرمول که به بارسنگ وابسته است، حالت دیگری نیز وجود دارد که مقدار گل گذاری وابسته

به طول چال است. به صورت زیر:

$$S_t = 0.3L \quad (۳۱-۲)$$

۷-۲-۲- خرج ویژه

مقدار ماده منفجره مورد نیاز برای شکستن یک تن یا یک متر مکعب سنگ را خرج ویژه گویند. خرج ویژه

از نظر برآورد هزینه های انفجار شاید که بهترین پارامتر نباشد ولی می توان گفت در این زمینه یک برآورد

سریع برای هزینه‌های انفجار امکان‌پذیر می‌سازد. خرج ویژه بیشتر، خردشدگی بهتری را فراهم می‌کند ولی انرژی بیشتری را نیز برای پرتاب سنگ مهیا می‌کند (Jimeno et al, 1995).

۲-۳- تعیین میزان خردایش حاصل از انفجار

بر خلاف کارخانه‌های فرآوری که در آنها از سرندها به عنوان دقیق‌ترین روش برای تعیین توزیع ابعادی ذرات استفاده می‌شود، در انفجار هیچ روش قابل اعتمادی برای تعیین کمی خردشدگی وجود ندارد (Jimeno et al, 1995).

به طور کلی اندازه‌گیری خردایش به دو صورت مستقیم و غیرمستقیم انجام می‌شود. از آنالیز سرندها به عنوان تنها روش مستقیم اندازه‌گیری خردایش یاد می‌شود که به دلیل حجم بالای مواد خردشده در انفجار، انجام عملیات سرندها کردن کاری زمان‌بر و پرهزینه خواهد بود. از این روش استفاده از این روش در عملیات انفجار مرسوم نمی‌باشد. معمولاً در کارهای معدنی از روشهای غیرمستقیم مانند تحلیل کیفی بصری، روشهای عکاسی، روشهای فتوگرامتری، روشهای آنالیز تصویری، مطالعه بازدهی ماشین‌آلات بارگیری، شمارش قطعات درشت و سرندها کردن بخشی برای به دست آوردن منحنی توزیع ابعادی قطعات استفاده می‌شود (Jimeno et al, 1995).

در این بین روش آنالیز تصویری، یکی از پرکاربردترین و دقیق‌ترین روشهای غیرمستقیم اندازه‌گیری خردایش بوده که نتایج آن نسبت به دیگر روش‌ها به واقعیت نزدیکتر است (جهانی، ۱۳۹۲). در ادامه، به بررسی بیشتر این روش و انواع روش‌های نمونه‌گیری پرداخته خواهد شد.

۲-۳-۱- روش آنالیز تصویری

آنالیز تصویری در اندازه‌گیری توده‌ها به سه روش یک بعدی، دو بعدی و سه بعدی عمل می‌کند. ساده‌ترین روش، روش یک بعدی و پیچیده‌ترین آن روش سه بعدی است که به تجهیزات خاصی نیاز

دارد. مرسوم‌ترین و پرکاربردترین روش در حال حاضر روش دو بعدی است که نسبت به روش یک بعدی دارای کاربرد بیشتری است (اقتصادی، ۱۳۹۰).

مشکل مشترک در کاربرد انواع روش‌ها، تعریف استاندارد مناسب برای توزیع ابعادی ذره در آنالیز تصویری است. در آنالیز تصویری سعی بر آن است تا یک توزیع ابعادی منطبق بر نتایج آنالیز سرنندی تهیه شود. به همین دلیل روش‌هایی برای تبدیل توزیع ابعادی دو بعدی به توزیع سرنندی بررسی و ارائه شده است. به طور کلی در یک روش آنالیز تصویری دو بعدی، طول، عرض، مساحت و محیط ذرات اندازه‌گیری می‌شود. بیشتر محققین برای ارزیابی نتایج آنالیز تصویری، به طور مستقیم یا غیر مستقیم توزیع دو بعدی را با توجه به صحت روش آنالیز سرنندی، به توزیع ابعادی بر اساس حجم تبدیل می‌نمایند. برای انجام این تبدیل، بعد سوم (ضخامت) را نسبتی از عرض قطعه در نظر گرفته و سپس حجم را با داشتن سه بعد محاسبه می‌کنند (اقتصادی، ۱۳۹۰).

۲-۳-۲ - مراحل انجام آنالیز تصویری

در روش‌های آنالیز تصویری برای رسیدن به منحنی توزیع ابعادی قطعات خردشده، باید سه مرحله زیر به ترتیب انجام گیرد (اقتصادی، ۱۳۹۰).

۱) نمونه‌گیری

۲) تصویربرداری

۳) آنالیز تصویری

الف) نمونه‌گیری

کیفیت، مقیاس و تعداد عکس‌ها سه عامل مؤثر بر خطای نمونه‌گیری هستند. کیفیت عکس‌ها به موقعیت و وضعیت توده نمونه‌گیری بستگی داشته و مهم‌ترین عامل در تهیه یک عکس معرف است.

برای انتخاب محل مناسب تهیه تصویر، بررسی‌های متعددی انجام شده است. اما به علت شرایط متفاوت سر زمین در مشاهدات مختلف، نظرات متفاوتی وجود دارد. به عبارت دیگر شرایط عملیاتی تعیین کننده محل تهیه تصاویر معرف است (حکمت، ۱۳۸۲).

در عملیات سطحی می‌توان از سطح توده، جبهه کار بارگیری، مواد موجود در بار کامیون و یا روی نوار نقاله عکس‌برداری نمود. شرایط خاص انفجار مشخص می‌کند که کدام یک از این مکان‌ها نمونه معرف

ارایه می‌دهد (حکمت، ۱۳۸۲). تحقیقات مختلف نشان داده‌اند که یکی از بهترین مکان‌ها برای تهیه تصویر، صندوقه‌ی کامیون‌های حمل کننده مواد خردشده هستند.

به طور کلی برای داشتن نتیجه‌ای قابل اطمینان و نزدیک به واقعیت و اجتناب از خطای نمونه‌گیری، بایستی از یک روش مناسب نمونه‌برداری برای تهیه عکس از توده خردشده استفاده نمود. بدون یک راهبرد درست، خطای عکاس وارد تصویر و سپس نتایج می‌شود. دو نکته مهم در نمونه‌برداری عبارتند از:

- عکس‌ها باید معرف کل ابعاد موجود در کوپه باشند.
- تعداد عکس‌ها باید معرف درصد صحیحی از بازه‌های ابعادی موجود باشند.

بر این اساس، دو روش کلی نمونه‌گیری وجود دارد:

(۱) روش سیستماتیک (منظم)

(۲) روش غیر سیستماتیک (تصادفی)

در هر دو حالت تصمیم‌گیری در مورد مکان نمونه‌گیری قبل از رفتن به محل و مشاهده خردایش انجام می‌گیرد. همچنین سطح توده خردشده به بخش‌هایی تقسیم شده و سپس تصمیم گرفته می‌شود که از کدام بخش‌ها تصویر تهیه شود (حکمت، ۱۳۸۲).

در نمونه‌برداری تصادفی یک یا چند بخش با استفاده از روش‌های آماری برای نمونه‌گیری انتخاب می‌شود. در نمونه سیستماتیک یا از کل سطح خردایش نمونه گرفته می‌شود، یا گزیده‌ای از کل

سطح براساس یک شبکه منظم ایجاد شده بر روی سطح، نمونه برداری می شود. روش سیستماتیک نسبت به روش تصادفی زمان برتر بوده و مستلزم آن است که عکاس در تمام مدت بارگیری در محل حضور داشته باشد. علاوه بر این تأخیری در عملیات ایجاد می کند (حکمت، ۱۳۸۲).

(ب) تصویربرداری

در نخستین مرحله باید روشی مناسب با انتخاب نوع دوربین و عکس برگزید و سپس به عواملی از قبیل ایجاد کنتراست^۱ مناسب، سطح یکنواخت و کاهش خطای پرسپکتیو^۲ توجه نمود (حکمت، ۱۳۸۲). در بحث کیفیت تصویر باید به وضوح تصویر^۳، نورپردازی^۴ و همچنین وجود گرد و غبار در تصاویر دقت نمود. اکثر نرم افزارهای آنالیز تصویری قادر به شناسایی مرز بین ذرات ریز غبارها نبوده و قالب اوقات مجموعه ای از آنها را به عنوان یک بلوک سنگ یکپارچه در نظر می گیرند.

در حالت کلی، بهتر است محور دوربین بر سطح مواد عمود باشد. عموماً روشهای مختلف تحلیل، به مقدار کم انحراف از حالت عمود چندان حساس نیستند (حکمت، ۱۳۸۲). هر چند که برای رفع این مشکل می-توان از دو عدد مقیاس در داخل تصویر استفاده نمود.

به طور کلی سه گستره ابعادی زیر در هر کوپه ماده معدنی وجود دارد (Split, 2010):

مواد دانه درشت^۵

مواد با ابعاد متوسط

مواد با ابعاد ریز یا نرمه^۶

بهتر آن است که از هر دسته به صورت جداگانه تصویربرداری شود و در نهایت نتایج آنها با یک دیگر ترکیب شود. آنالیز عکس های دارای هر سه گستره ابعادی کار دشواری بوده و همچنین میزان خطا

¹ Contraste
² Perspective
³ Resolution
⁴ Lighting
⁵ Boulder
⁶ Fine

را بالا می‌برد. هنگامی که با گستره وسیعی از ابعاد قطعات خردشده در یک توده بزرگ سرو کار داریم، نمی‌توان نتایج مناسبی از یک عکس گرفت. با یک عکس ممکن است قطعات درشتی در توده وجود داشته باشند که در تصویر قرار نگیرند یا ذرات کوچک، در تصویر ریز نشان داده شوند (اقتصادی، ۱۳۹۰).

ابعاد فضای مورد عکاسی برای هر گستره ابعادی متفاوت است. در هنگام تصویربرداری از مواد دانه درشت و سطحی از مواد نرمه باید طول افقی تصویر حدود ۷ متر بوده تا سطح وسیع‌تری را شامل شود. این اندازه برای مواد با گستره متوسط (بین ۵ تا ۲۵ سانتی‌متر) حدود ۳ متر است (Split, 2010). تعداد تصاویر تهیه شده از هر الگوی انفجاری برای محاسبه توزیع ابعادی نمونه معینی از مواد، ثابت نمی‌باشد. تعداد عکس‌ها وابسته به اندازه فیزیکی مجموعه مواد مورد نظر بوده و با تغییر از مکانی به مکان دیگر، تعداد و سایز عکس‌ها نیز تغییر می‌کند. به این منظور باید مناسب‌ترین تعداد عکس انتخاب شود تا کل گستره ابعادی قطعات موجود در کپه سنگ خرد شده، در تصاویر موجود باشند (حکمت، ۱۳۸۲).

(ج) آنالیز تصویری

به طور کلی تصاویر به کمک یکی از روش‌های دستی یا اتوماتیک آنالیز می‌شوند. در روش دستی، محیط ذرات به وسیله دست مشخص می‌شود. این روش بسیار وقت گیر است، هرچند اجازه تصحیح مرز ذرات را به کاربر می‌دهد. بدین ترتیب تعداد تصاویر کمتری نسبت به روش اتوماتیک قابل تحلیل است که این باعث افزایش خطا می‌شود (جهانی، ۱۳۹۲).

در روش اتوماتیک، نرم افزار محیط ذرات را ترسیم می‌نماید. نرم افزارهای آنالیز تصویری فراوانی

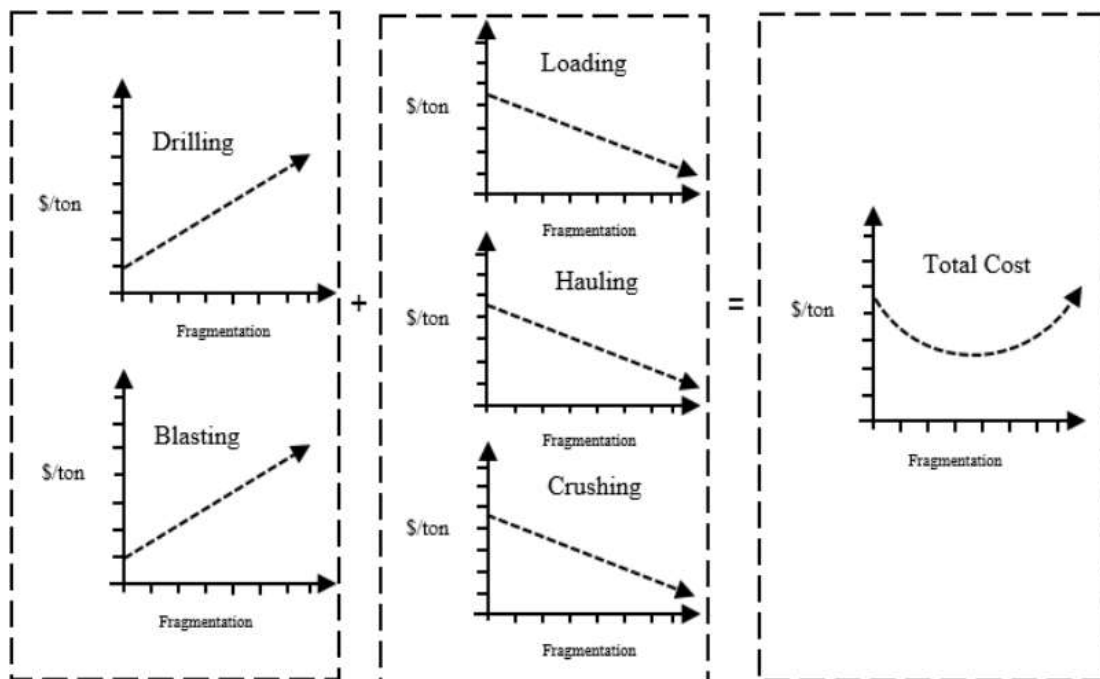
وجود دارند به همین نسبت نیز روش‌های اتوماتیک متعددی موجود است. برای اطمینان از دقت نتایج باید کنتراست خوبی بین ذرات و زمینه تصویر وجود داشته باشد. بهترین حالت ممکن آن است که کل هدف در سایه باشد. ترکیبی از سایه و نور خطا بالایی ایجاد می‌کند. همچنین در این روش امکان

تصحیح مرز ذرات وجود دارد. اما اگر به علت مناسب نبودن تصویر این کار زمان بر شود، مزیت اصلی این روش یعنی سرعت بالا در آنالیز تصاویر، زیر سوال می‌رود (جهانی، ۱۳۹۲).

۲-۴- بررسی بهره‌وری ماشین‌آلات بارگیری و باربری نسبت به خردایش

مکنزی^۱ تحقیق جامعی در مورد هزینه بخش‌های مختلف تولید در مقابل اندازه خردایش انجام داد. او اعلام کرد که با افزایش میزان خردایش هزینه حفاری و انفجار افزایش و هزینه بارگیری و باربری کاهش می‌یابد. به نظر او برای خردایش بیشتر باید چال‌ها با فاصله و قطر کمتر حفر شوند، به همین علت هزینه این دو بخش بیشتر می‌شود، ولی در عوض به علت تولید نشدن قطعات بزرگ و یکنواخت بودن سنگ خرد شده، ظرفیت، قابلیت و راندمان کاری ماشین‌آلات بارگیری و باربری بیشتر و هزینه کمتری متوجه این بخش می‌شود. در واقع مکنزی به این نتیجه رسید که یک دامنه از خردایش وجود دارد که در آن مجموع هزینه‌های تولید کمترین مقدار را دارد و آن را دامنه بهینه خردایش نامید (Mackenzie, 1967 & Morin & Ficarazzo, 2006). نتایج تحقیقات او در شکل ۲-۹ نشان داده شده است.

^۱ Mackenzie



شکل ۲-۹- هزینه بخش های مختلف به ازای خردایش متفاوت (Mackenzie, 1997).

افزایش میزان خردشدگی سبب افزایش هزینه های حفاری و انفجار و از طرف دیگر کاهش هزینه های بارگیری و باربری می شود. در برخی موارد تولید قطعات درشت باعث ایجاد یک مرحله جانبی انفجار ثانویه در چرخه استخراج می شود. خردشدگی مناسب باعث افزایش کارایی سیستم بارگیری- باربری و بهبود کیفیت و یکنواختی بهتر مواد ارسالی به کارخانه فرآوری می شود (تاجی، ۱۳۸۸).

در رابطه با ارتباط بارگیری با خردشدگی ناشی از عملیات انفجار می توان گفت اگر خردشدگی ناشی از عملیات انفجار متناسب با دستگاه بارگیری باشد، بارگیری بلوک انفجاری مورد نظر به آسانی انجام می شود که در نتیجه آمادگی بیشتر (خرابی کمتر دستگاه بارگیری) و جابه جایی کمتر دستگاه بارگیری را به دنبال خواهد داشت که منجر به تولید افزایش راندمان دستگاه بارگیری در بلوک انفجاری مورد نظر و کاهش هزینه های تولید خواهد بود (نیکخواه و تاجی، ۱۳۹۶).

در سال ۱۳۹۶ نیکخواه بین زمان یک سیکل بارگیری جام دستگاه و خردایش حاصل از انفجار به یک رابطه خطی دست یافت (نیکخواه و تاجی، ۱۳۹۶). از این رو در این پژوهش برای بررسی عملکرد ماشین- آلات بارگیری، زمان یک سیکل بارگیری جام دستگاه و همچنین برای بررسی عملکرد ماشین آلات باربری

درصد پرشدگی اتاق کامیون ها ملاک قرار گرفته است.

۲-۴-۱- زمان یک سیکل کاری بارکننده

این زمان از لحظه تماس جام بارکننده با سنگ آغاز می شود و شامل زمان فرو بردن جام شاول به داخل سینه کار، زمان پر کردن جام، زمان چرخش بارکننده، زمان تخلیه و بازگشت به حالت اولیه است (خوش-سلیقه، ۱۳۹۳).

زمان یک سیکل کاری می تواند موجب افزایش تولید و راندمان عملیات و کاهش هزینه شود. از پارامترهای عمده ای که بر سیکل بارگیری تأثیر می گذارند، می توان کارایی انفجار، شکل سنگ پس از انفجار و مهارت اپراتور را نام برد (خوش سلیقه، ۱۳۹۳).

کیفیت سنگ و شرایط نفوذ برداشتن آن و یا به عبارتی دیگر شکل سنگ پس از انفجار و میزان خردایش آن در مقدار زمان بارگیری موثر است. هر چه سنگ سخت تر و شرایط نفوذ در سینه کار دشوارتر باشد، زمان فرو بردن جام به داخل سینه کار و پر کردن جام افزایش یافته و در نتیجه زمان سیکل کاری افزایش خواهد یافت. عوامل متعددی بر تغییرات راندمان تأثیر می گذارند که نتیجه انفجار یکی از آنها است. عدم جابجایی سنگ ایجاد پاشنه و قلوه سنگ های بزرگ باعث تاخیر در بارگیری می شوند (خوش سلیقه، ۱۳۹۳).

۲-۴-۲- ضریب پرشدگی جام^۱ (صندوقه)

ضریب پرشدگی جام بیان می کند که چه مقدار از جام پر می شود. در واقع درصدی از ظرفیت جام که با مواد پر می شود را می گویند. به صورت زیر بیان می شود:

$$\text{ضریب پرشدگی جام} = \frac{\text{حجم مواد موجود در جام}}{\text{ظرفیت جام}} \quad (۳۲-۲)$$

¹ BUCKET-FILL FACTOR

ضریب پرشدگی جام به مواردی مانند: حجم جام، شکل، قابلیت حفر^۱ مواد (نفوذ جام در مواد و پر کردن آن)، خردایش (اندازه ذرات، شکل، توزیع مواد در جام)، زاویه قرار مواد در بالای جام، مهارت اپراتور و... بستگی دارد (Mirabediny, 1998 , Osanloo & Hekmat, 2005, Doktan, 2001).

۲-۵- سابقه موضوع

در مورد الگوی چالزنی و انفجار تاثیر یا ارتباط آن با خردایش، تحقیقات زیادی صورت گرفته است اما در مورد کارآیی و بهره‌وری ماشین آلات، عموم مسائل و تحقیقات صورت گرفته مربوط به مسائل تخصیص یا شبیه سازی و یا قابلیت اطمینان است. در این قسمت به سوابق کار شده روی بهینه سازی یا طراحی الگوی چالزنی و انفجار، تاثیر یا ارتباط این مسائل با خردایش و همچنین سوابق مطالعاتی در زمینه ماشین‌آلات و بارگیری و باربری پرداخته می‌شود.

۲-۵-۱- بررسی تحقیقات انجام شده طراحی الگوی چالزنی و انفجار و تاثیر یا ارتباط آن با خردایش

انفجار

در سال ۱۳۸۷ سرشکی و همکاران پژوهشی در مورد طراحی الگوهای آتشکاری و تعیین خرج ویژه در معادن روباز با استفاده از مشخصات توده سنگ برجا پرداختند. در این طرح ابتدا منابع علمی موجود در زمینه انفجار مورد مطالعه جامع قرار گرفته و پارامترهای مؤثر در طراحی الگوهای آتشکاری و روش‌های موجود برای طراحی و به طور عمده روش‌های طراحی مبتنی بر مشخصات توده سنگ‌ها مرور گردیده است (سرشکی و همکاران، ۱۳۸۷).

بهادری فرد در سال ۱۳۹۰ به طبقه بندی معدن سنگ آهن گل‌گهر براساس قابلیت انفجار و طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب پرداخت. در این پژوهش منابع علمی موجود در زمینه انفجار، پارامترهای مؤثر در طراحی الگوهای آتشکاری و به طور عمده روش‌های طراحی مبتنی بر مشخصات توده سنگ را مورد

¹ Digability

مطالعه جامع قرار گرفت و پس از بررسی انفجارهای متعدد در معدن سنگ آهن گل‌گهر، مشکلات و نواقص موجود شناسایی و پس از بررسی دلایل احتمالی بروز آن‌ها، پیشنهادهایی برای بهبود وضع موجود ارائه گردید (بهادری‌فرد، ۱۳۹۰).

جهانی در سال ۱۳۹۲ به پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار به کمک مدل‌های تجربی و آرایه مدلی مناسب برای معدن شماره یک سنگ‌آهن گل‌گهر پرداخت. در این پژوهش برای به دست آوردن مقدار توزیع خردایش به عنوان مرجع، از نرم افزار آنالیز تصویری Split-Desktop استفاده گردید. نتایج حاصل منجر به ساخت مدلی جدید برای پیش‌بینی مقدار X_{50} (سرندي که ۵۰ درصد مواد خردشده از آن عبور کنند) با ضریب تعیین ۹۷/۹ درصد شد. در مدل پیشنهادی برای ترسیم منحنی توزیع ابعادی از توابع توزیع رزین-راملر و سوئبرک به صورت ترکیبی استفاده گردید (جهانی، ۱۳۹۲).

امیر شنوا در سال ۱۳۹۳ بررسی خردایش سنگ ناشی از انفجار در کارگاه های معدن سنگ آهک کارخانه سیمان ارومیه پرداخت. در این پژوهش منحنی دانه‌بندی و D50 شش ناحیه معدن با استفاده از نرم افزار Split-Desktop به دست آمد، و نتایج مقدار D50 روی نقشه ناحیه بندی شد. در نتیجه می‌بایست تعدیل بیشتری نسبت به افزایش خرج ویژه در نواحی شماره ۳ و ۸، برای کاهش درصد قله‌های نامطلوب به منظور کاهش هزینه‌های خردایش ثانویه، بارگیری و غیره نیاز است بعمل آید. همچنین رابطه‌ای بین D50، متوسط اندازه بلوک‌های برجا (F_{50})، مقاومت فشاری یک محوره و خرج ویژه به دست آمد (امیرشنوا، ۱۳۹۳).

در سال ۱۳۹۳ صابریان به بهینه‌سازی طراحی الگوی حفاری و انفجار با هدف دستیابی به خردایش مطلوب در معدن نمک‌سرخه پرداخت. در این مطالعه به روش آنالیز تصویری با استفاده از نرم افزار Split-Desktop بروی نتایج حاصل از ۹ بلوک انفجاری پرداخته شد (صابریان، ۱۳۹۳).

علویان در سال ۱۳۹۴ به بهینه سازی طراحی آتشکاری معدن مارن کارخانه سیمان شرق (مشهد) با نگرشی ویژه بر کاهش هزینه‌های خردایش پرداخت. در این پژوهش با در نظر گرفتن تمامی پارامترهای

فنی و اقتصادی، یک الگوی حفاری و انفجار بهینه ارائه شد که هزینه‌های جاری را به حداقل ممکن برساند (علویان، ۱۳۹۴).

مهیّب در سال ۱۳۹۴ به بهینه‌سازی عملیات حفاری و آتشکاری در بلوک ۱ معدن آهک کارخانه سیمان شرق (مشهد) پرداخت. در این پژوهش برای ارائه الگوی بهینه برای عملیات حفاری و آتشکاری از فرمول‌های تجربی و همچنین نرم افزار Delpat استفاده شده است. با استفاده از تعدادی از فرمول‌های تجربی، بارسنگ، فاصله ردیفی چالها، میزان اضافه‌حفاری، گل‌گذاری و سایر پارامترهای موثر در طراحی الگوی آتشکاری محاسبه و الگوهای مختلفی برای حفاری با قطرهای مختلف ارائه شده است (مهیّب، ۱۳۹۴).

زینلی در سال ۱۳۹۵ به ارائه الگوی بهینه چالزنی و آتشکاری معدن سنگ آهک کارخانه سیمان خاش با در نظر گرفتن پارامترهای فنی اقتصادی پرداخت. در این پژوهش ارائه الگوی چالزنی و انفجار با استفاده از روابط تجربی و آنالیز تصویری با نرم افزار Split-Desktop انجام شد. سپس از مدل‌های پیش بینی خردایش برای تخمین توزیع ابعاد خردایش استفاده شد (زینلی، ۱۳۹۵).

یوسفی و حمیدیان در سال ۱۳۹۵ پژوهشی برای دستیابی به خردایش مطلوب حاصل از عملیات آتشکاری در معدن سنگ آهک آبلو با استفاده از روش آنالیز تصویری انجام دادند. در این پژوهش نتایج حاصل از خردشدگی یازده انفجار با استفاده از مدل‌های ریاضی کوز-رام و KCO به کمک نرم افزار آنالیز تصویری Split-Desktop مقایسه شدند. با توجه به نمودارها و محاسبات انجام شده مدل کوز-رام در این معدن به عنوان بهترین مدل انتخاب شده است (یوسفی و همکاران، ۱۳۹۵).

در سال ۱۳۹۶ حکمی و همکاران به بهینه‌سازی خردایش ناشی از انفجار با رویکرد معدن-کارخانه در معدن شماره یک سنگ آهن گل‌گهر پرداختند. در این تحقیق در زمان اجرای الگوی پیشنهادی، بررسی عملکرد آسیاها در معدن نشان داد، به طور میانگین، ظرفیت آسیاها ۸ درصد نسبت به میانگین سایر ماه-

های سال افزایش و انرژی ویژه خردایش به طور متوسط ۵ درصد کاهش یافته است (حکمی و همکاران، ۱۳۹۶).

عزیزی در سال ۱۳۹۶ به برآورد خردایش حاصل از انفجار با به کارگیری آنالیز تصویری توده سنگ برجا پرداخت. در این تحقیق برای بررسی تأثیر عامل فاصله ناپیوستگی‌ها در خردایش سنگ به شیوه دیگری از آنالیز تصویری توده سنگ برجا با بکارگیری نرم‌افزار Split-Desktop استفاده شده است. تصاویر تهیه شده در روش آنالیز تصویری کلیه جزئیات ناپیوستگی‌ها و بلوک‌هایی که به صورت پازل گونه‌ای در هم تنیده شده‌اند را در برداشته و روش تحلیل نیز دارای دقت قابل توجه و در عین حال نتایج به دست آمده هم بر اساس معیار ثابتی است (عزیزی، ۱۳۹۶).

آموزگار و همکارانش در سال ۱۳۹۷ به مطالعه و بهینه‌سازی الگوی انفجار با استفاده از روش‌های تجربی در معادن روباز پرداخت. در این پژوهش مشاهده شد که مقدار خرج ویژه، حفاری ویژه و مصرف چاشنی (برای قطرهای ۷ و ۸/۵ اینچ) زیاد بوده که باعث پرتاب سنگ زیاد می‌شود و همچنین هزینه‌های بالایی را به دنبال دارد در نتیجه با کم کردن این پارامترها طبق الگوهای انفجاری طراحی شده، می‌توان از پرتاب سنگ بیش از حد جلوگیری کرد و هزینه‌های مصرفی را کاهش داد (آموزگار و همکاران، ۱۳۹۷).

رضایی در سال ۱۳۹۷ به مدل سازی و بهینه سازی الگوی چالزنی و انفجار معدن سنگ لاشه بغده کندی سقز پرداخت. در این تحقیق بر اساس نتایج مدل سازی، استفاده از چال با قطر ۱۰۲ میلی متر باعث کاهش هزینه کلی قابل توجه نسبت به چال با قطر ۷۶ میلی متر مورد استفاده در معدن شده و لذا به عنوان قطر چال بهینه برای معدن مذکور در نظر گرفته شد. دیگر پارامترهای الگوی چالزنی و انفجار هم بر اساس این قطر چال برآورد و برای استفاده عملی در معدن پیشنهاد شد. اجرای عملی انفجار بر اساس الگوی پیشنهادی باعث بهبود خردایش سنگ و کاهش هزینه‌ها و اثرات سوء ناشی از انفجار نسبت به الگوی قبلی گردید (رضایی، ۱۳۹۷).

در سال ۲۰۱۵ توسان و کوناک^۱ در پژوهشی برای حداقل کردن هزینه‌های عملیات انفجار معادن روباز به تعیین خرج ویژه پرداختند. در این پژوهش، انفجارهای سه معدن آهک مختلف مورد مطالعه قرار گرفت. هزینه‌های مواد منفجره، حفاری، بارگیری، حمل، خرد کردن و سنگ شکن در هر ناحیه را تعیین و خرج ویژه ای که هزینه واحد عملیات را به حداقل می‌رساند به طور جداگانه برای هر ناحیه مشخص شد. در نهایت بین مقادیر مقاومت فشاری تک محوره سنگ و مقادیر خرج ویژه رابطه‌ای به دست آمد (Tosun & Konak, 2015).

در سال ۲۰۱۵ بووا^۲ به بهینه‌سازی پارامترهای انفجار مطالعه موردی معدن روباز نچانگا پرداخت. در این پژوهش بهینه‌سازی پارامترهای طراحی انفجار با استفاده از روابط شرما^۳ و لانگ فورس و P.A انجام شد. در نتیجه با بهبود خردایش زمان بارگیری شاول کاهش و کارایی ماشین‌آلات بارگیری و باربری و همچنین عملیات سنگ شکنی افزایش یافت (Bowa, 2015).

غانی‌زاده‌ضرغامی و همکاران در سال ۲۰۱۸ به ارائه مدلی برای محاسبه هزینه‌های انفجار با استفاده از قطر چال، مقاومت فشاری تک محوری و جهت‌گیری دسته درزه پرداختند. در این پژوهش مدلی ارائه شد که مهندسان قبل از طراحی الگوی انفجار، هزینه‌های انفجار را تخمین بزنند. براساس این مدل افزایش مقاومت سنگ، زاویه رخساره پله و دسته درزه‌ها باعث افزایش هزینه‌های انفجار می‌شوند. از طرفی برای هر مقدار مقاومت فشاری تک محوره با افزایش قطر هزینه‌های انفجار کاهش پیدا می‌کند (Ghanizadeh et al, 2018).

در سال ۲۰۱۸ گادیکور^۴ به بهینه‌سازی روش‌های حفاری و انفجار در معدن روباز مس غربی ایالات متحده پرداختند. در این پژوهش به بررسی عملکرد مدل‌های کاز-رام و کاز-رام اصلاح شده برای ارزیابی بهترین مدل قابل اجرا خردایش در معدن پرداخته شد (Gadikor, 2018).

¹ Tosun and Konak

² Bowa

³ Sharma

⁴ Gadikor

رملی^۱ و همکارانش در سال ۲۰۲۰ به ارائه پژوهشی در مورد طرح جدید حفاری با چال‌های دوگانه در معادن سطحی پرداختند. در این پژوهش با استفاده از روش چال‌های دوگانه توان تولید بیشتر می‌شود، همچنین این روش در سنگ‌های پر درزه و شکاف، به دلیل فرار انرژی مواد منفجره توصیه نشده است. (Remli et al, 2020).

۲-۵-۲- بررسی تحقیقات انجام شده در زمینه ماشین آلات بارگیری و باربری

محمدی و همکاران در سال ۲۰۱۵ به بررسی و سنجش عملکرد تجهیزات معدنی پرداختند. هدف این پژوهش مروری بر ادبیات مرتبط موجود در این زمینه است و به بررسی جنبه‌های مختلف عملکرد تجهیزات حفاری، بارگیری و حمل و نقل در صنعت معدن می‌پردازد (Mohammadi et al, 2015). در سال ۲۰۱۷ مانلی به بررسی عوامل عملکرد بیل مکانیکی در یک معدن روباز با استفاده از زمان چرخه بارگذاری پرداخت. نتیجه این پژوهش نشان داد در دسترس بودن شیف‌ت برای بیل مکانیکی، محل بارگیری، مدل بیل مکانیکی و ترکیبات کامیون-بیل به شدت بر بهره‌وری در طول فرآیند بارگیری یک معدن تأثیر می‌گذارد (Manyele et al, 2017).

فیسونگا و متامبو^۲ در سال ۲۰۱۷ به بهینه‌سازی ناوگان عملیاتی هر شاول در معادن روباز پرداختند. در این پژوهش روشی کاملی ارائه می‌شود که می‌تواند در معادن روباز برای تعیین تعداد کامیون‌های مورد نیاز هر بیل در طول باطله‌برداری و استخراج مواد معدنی استفاده شود (Fisonga & Mutambo, 2017). در سال ۲۰۱۸ کولولا^۳ و همکاران تأثیر پارامتر ماشین و عوامل طبیعی بر بهره‌وری تجهیزات بارگیری و باربری را بررسی کردند. در این تحقیق عوامل موثر بر عملکرد تجهیزات بارگیری و باربری در معدن روی اسکورپیون نامیبیا بررسی شد و راه‌حل‌های ممکن برای حذف آن‌ها به طوری ارائه شد که تناژ ضایعات هفتگی اکسید روی و خروجی مورد نیاز تولید شود (Kulula et al, 2018).

¹ Remli

² Fisonga & Mutambo

³ Kulula

تاکسوک^۱ و همکاران در سال ۲۰۱۸ عوامل موثر بر عملکرد بارگیری بیل مکانیکی در زغال سنگ گارپ^۲ را بررسی کردند. فرو بردن جام در سینه کار، بالا بردن و چرخش بیل از پارامترهای اصلی بارگیری است که تحت تاثیر پارامترهای زیادی قرار می گیرند. در این تحقیق اندازه گیری های زیادی برای روشن شدن تاثیر این پارامترها بر عملکرد و کارایی بارگیری انجام شده است. در نهایت، نظرات متعددی به منظور افزایش راندمان کار و رسیدن به عملکرد نظری ماشین آلات ارائه می شود (Taksuk et al, 2018).

در سال ۱۳۹۳ خوش سلیقه به بررسی تاثیر نتایج آتشکاری و خردایش کانسنگ معدنی در راندمان سیستم حمل و نقل معدن سنگ آهن سنگان خواف پرداخت. در این پژوهش میزان خردایش سنگ حاصل از آتشکاری بر عملکرد بارکننده را مورد بررسی قرار گرفت (خوش سلیقه، ۱۳۹۳).

مظلوم در سال ۱۳۹۴ به تعیین تاخیر مناسب در عملیات انفجار به منظور بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل معدن سنگ آهن چادرملو پرداخت. در این پژوهش ۱۰ انفجار براساس میزان خردایش، شکل هندسی توده سنگ خرده شده و میزان عقب زدگی و تاثیر هر کدام از این موارد بر عملکرد ماشین آلات بارگیری و باربری مورد ارزیابی قرار گرفت (مظلوم، ۱۳۹۴).

در سال ۱۳۹۶ نیکخواه به بررسی تاثیرات خردشدگی ناشی از عملیات انفجار بر بروی کارایی ماشین آلات در معدن سرچشمه پرداخت. در این پژوهش پارامترهای موثر در کارایی ماشین آلات شناسایی و مورد ارزیابی قرار گرفت و در نهایت به وجود یا عدم وجود رابطه بین خردایش و این پارامترها پرداخته شد (نیکخواه و تاجی، ۱۳۹۶).

در ناوگان ترابری معادن روباز ضریب تطبیق بین دستگاه های بارگیری و باربری تعریف شده است. این ضریب میزان وابستگی دستگاه ها را نسبت به یکدیگر نشان می دهد. دباغ در سال ۱۳۹۸ پس از تعریف ضریب تطبیق، پارامتر جدیدی به نام ضریب تطبیق جزئی را ارائه داد (دباغ، ۱۳۹۸).

¹ Taksuk

² Garp

۲-۵-۳- جمع بندی

در این فصل به بررسی مبانی نظری طراحی الگوی چالزنی و انفجار، تعیین میزان خردایش حاصل از انفجار، بهره‌وری ماشین‌آلات بارگیری و باربری نسبت به خردایش و همچنین سوابق این موضوعات پرداخته شد. در بحث طراحی و اصلاح الگوی چالزنی و انفجار می‌توان با محاسبه بارسنگ پارامترهای فاصله ردیفی چال‌ها، گل‌گذاری و اضافه حفاری را محاسبه کرد. برای تعیین وضعیت خردایش مراحل روش آنالیز تصویری بررسی گردید، سپس برای بررسی عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری، زمان یک سیکل کاری بارکننده و ضریب پرشدگی جام دستگاه بررسی شد. در فصل بعد به بررسی این موارد پرداخته شده است.

فصل ۳ : ارائه الگوی مناسب چالزنی و انفجار

۳-۱- مقدمه

در این پژوهش با توجه به مجوزهای کارفرما و در دسترس بودن امکانات به منظور بهبود عملکرد ماشین-آلات بارگیری و باربری و همچنین اصلاح الگوی حفاری و انفجار، مجموعاً ۲۸ انفجار با قطرهای ۳/۵، ۴ و ۵ اینچ صورت گرفت. در این فصل ابتدا به معرفی معدن سنگ آهن داوران سپس به بررسی وضعیت بلوک‌های انفجار شده و خردایش آن‌ها قبل از اصلاح الگو پرداخته شده است. در قسمت بعد طراحی و اصلاح الگو با استفاده از روابط تجربی صورت می‌گیرد سپس به بررسی وضعیت بلوک‌های انفجار شده و خردایش آن‌ها بعد از اصلاح الگو پرداخته شده است. در قسمت بعد عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری نسبت به خردایش انفجارهای انجام شده بررسی می‌شود. در پایان نیز به بررسی اقتصادی بلوک‌های قبل و بعد از اصلاح الگو پرداخته می‌شود.

۳-۲- معدن سنگ آهن داوران

محدوده مورد مطالعه در شمال شرق رفسنجان و جنوب شرق روستای داوران در استان کرمان واقع شده است. دسترسی به این محدوده از طریق مسیر حدوداً ۳۵ کیلومتری جاده آسفalte رفسنجان- زرنده و طی مسیر ۴/۵ کیلومتری خاکی از روستای داوران به سمت روستای دره‌رنج مقدور است. در شکل‌های ۱-۳ و ۲-۳ موقعیت مکانی معدن نسبت به شهرها و روستاهای اطراف نمایش داده شده است. این منطقه بخشی از ناحیه ایران مرکزی به حساب می‌آید که در حاشیه جنوب شرقی ایران مرکزی قرار دارد. روند عمومی این محدوده شمال غرب - جنوب شرق است. واحد‌های منطقه مورد مطالعه را گابروها و گرانیتوئیدها (گرانودیوریت، گرانیت، مونزودیوریت)، پردیوتیت، سنگ‌های رسوبی پالئوزوئیک و واحدهای جوان (کنگلومرا، آبرفت و ماسه بادی) تشکیل می‌دهند. کانی‌زایی آهن به شکل مگنتیت در امتداد غسل‌های موجود در منطقه با روند کلی شمال غرب- جنوب شرق و درون سنگ‌های گرانیتوئیدی رخ داده است. کانی‌های باطه را پیریت فلوگوپیت، کلسیت و کوارتز تشکیل می‌دهند (گزارش اکتشاف تکمیلی معدن سنگ آهن داوران، ۱۳۹۸).



شکل ۳-۱- موقعیت مکانی روستای داوران نسبت به شهر کرمان (Google Maps)



شکل ۳-۲- موقعیت معدن نسبت به روستای داوران (Google Maps)

در حال حاضر اکثر بلوک‌های انفجاری در این معدن باطله است بدین ترتیب مطالعات صورت گرفته در این پژوهش نیز روی بلوک‌های باطله انجام شده است. وزن مخصوص باطله در این معدن پس از میانگین-گیری از ۹۴ بلوک برابر ۲/۶ گرم بر سانتی‌مترمکعب محاسبه شد و در محاسبات این پژوهش لحاظ گشت. برای انفجار بلوک‌ها در این معدن از آنفو و امولایت استفاده می‌شود. استخراج بلوک‌ها توسط بیل‌های مکانیکی هیوندای ۳۳۰، دوسان ۳۵۰، کوبلکو ۳۳۰ و باربری توسط کامیون‌های مایلر با حداکثر ظرفیت ۳۳ تن صورت می‌گیرد.

۳-۳- بررسی بلوک‌های انفجار شده قبل از اصلاح الگو

در مجموع ۱۵ بلوک شامل شش بلوک با قطر حفاری ۳/۵ اینچ، پنج بلوک با قطر حفاری ۴ اینچ و چهار بلوک با قطر حفاری ۵ اینچ آتشکاری شدند. بار سنگ و فاصله ردیفی چال‌ها در بلوک‌های حفاری شده با قطر ۳/۵، ۴ و ۵ اینچ ۳/۸ در ۴/۵ و قطر ۵ اینچ ۴/۵ در ۵ بوده است. به منظور بررسی وضعیت کلی انفجارها قبل از اصلاح الگو اطلاعات موجود جمع‌آوری گردید، تناژ هر بلوک با ضرب حجم در وزن مخصوص باطله (۲/۶ گرم بر سانتی‌مترمکعب) محاسبه شد. حفاری ویژه نیز از تقسیم طول چال-های حفاری شده هر بلوک به حجم بلوک و خرج ویژه از تقسیم میزان مواد منفجره مصرف شده هر بلوک (کیلوگرم) بر حجم بلوک (متر مکعب) محاسبه و میانگین خرج ویژه برای قطر ۳/۵، ۴ و ۵ اینچ به ترتیب برابر ۰/۳۹، ۰/۴۲ و ۰/۴۱ کیلوگرم بر متر مکعب به دست آمد، نتایج در جدول ۳-۲ نشان داده شده است.

جدول ۳-۱- وضعیت کلی انفجارهای صورت گرفته قبل از اصلاح الگو

قطر (اینچ)	نام بلوک	حجم بلوک (متر مکعب)	تناژ بلوک انفجاری (تن)	طول چال (متر) از کل حفاری بلوک به متر	ارتفاع میانگین بله بلوک (متر)	بار سنگ (متر)	فاصله ردیفی چال ها (متر)	حفاری ویژه (متر بر متر مکعب)	خرج ویژه (کیلوگرم بر متر مکعب)
۳/۵	۱	۷۰۲۳	۱۸۲۶۰	۸۱۰	۱۲	۳/۵	۴	۰/۱۱۵	۰/۴۲
	۲	۷۵۹۰	۱۹۷۳۴	۸۹۰	۱۲	۳/۵	۴	۰/۱۱۷	۰/۴۴
	۳	۱۴۷۳۵	۳۸۳۱۱	۱۸۰۳	۱۳	۳/۵	۴	۰/۱۲۲	۰/۳۲
	۴	۱۵۷۹۴	۴۱۰۶۴	۲۰۸۰	۱۸	۳/۵	۴	۰/۱۳۲	۰/۳۷
	۵	۱۹۴۶۵	۵۰۶۰۹	۲۱۳۰	۱۷	۳/۵	۴	۰/۱۰۹	۰/۳۴
	۶	۱۷۰۲۷	۴۴۲۷۰	۱۹۵۳	۱۶	۳/۵	۴	۰/۱۱۵	۰/۴۴
۴	۱۲	۱۷۸۹۶	۴۶۵۳۰	۱۶۴۳	۱۲	۳/۸	۴/۵	۰/۰۹۲	۰/۴۶
	۱۳	۱۸۲۳۶	۴۷۴۱۴	۱۷۱۰	۲۰	۳/۸	۴/۵	۰/۰۹۴	۰/۳۲
	۱۴	۱۶۰۳۵	۴۱۶۹۱	۱۳۴۶	۱۹	۳/۸	۴/۵	۰/۰۸۴	۰/۳۹
	۱۵	۱۵۹۷۶	۴۱۵۳۸	۱۷۰۵	۱۶	۳/۸	۴/۵	۰/۱۰۷	۰/۴۴
	۱۶	۱۳۱۲۰	۳۴۱۱۲	۱۴۹۰	۱۵	۳/۸	۴/۵	۰/۱۱۴	۰/۴۷
	۲۱	۱۰۰۱۲	۲۶۰۳۲	۵۸۲	۲۰	۴/۵	۵	۰/۰۵۸	۰/۴۰
۵	۲۲	۱۸۹۶۸	۴۹۳۱۷	۹۳۵	۱۵	۴/۵	۵	۰/۰۴۹	۰/۳۹
	۲۳	۱۸۸۰۶	۴۸۸۹۶	۸۲۰	۲۰	۴/۵	۵	۰/۰۴۴	۰/۳۸
	۲۴	۱۸۴۶۹	۴۸۰۱۹	۹۱۰	۱۸	۴/۵	۵	۰/۰۴۹	۰/۴۷

۳-۴- بررسی وضعیت خردایش بلوک ها قبل از اصلاح الگو

پس از هر انفجار و در حین استخراج از کپه انفجاری، اگر کپه را به چهار قسمت مساوی تقسیم کنیم از این چهار قسمت عکس ها به گونه ای برداشت شده اند که معرف کل کپه انفجاری باشند. تعداد ۱۱۸ عکس از از تمامی بلوک های انفجاری تهیه شد. به دلیل در دسترس بودن تلفن همراه، تصویر برداری از این تصاویر با دوربین تلفن همراه انجام شده است. در شکل ۳-۳ بخشی از کپه انفجاری بلوک ۴ نشان داده شده است.



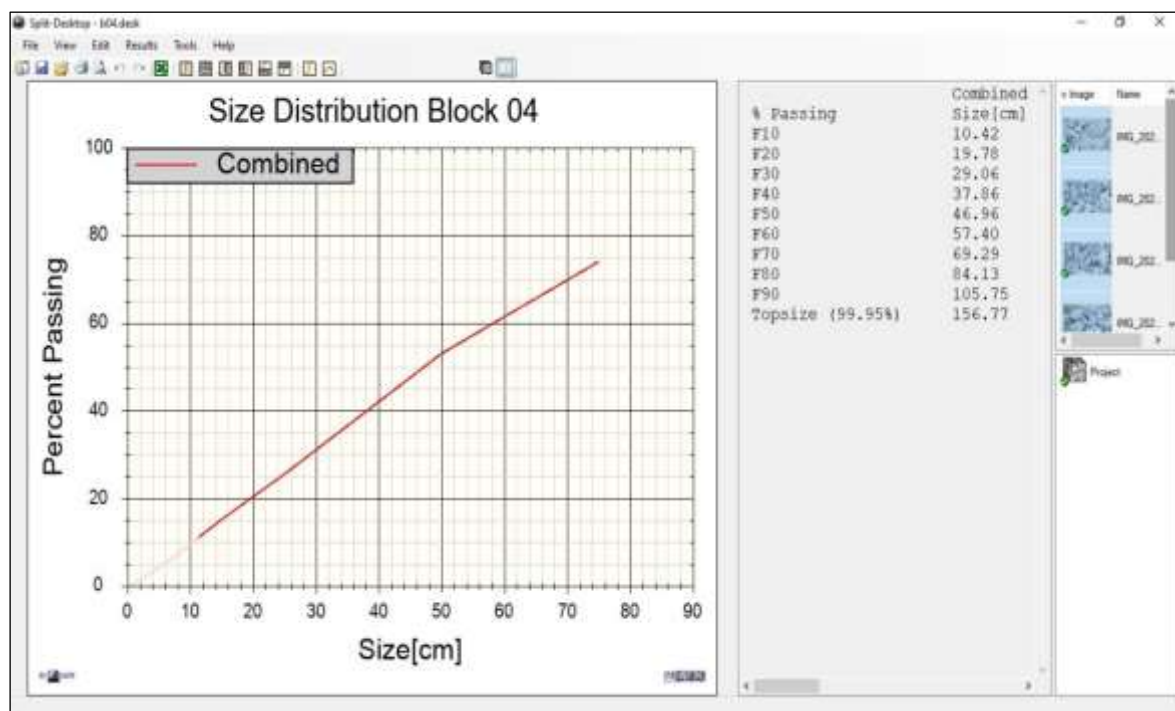
شکل ۳-۳- تصویری از کپه انفجاری بلوک شماره ۴

همان طور که مشاهده می‌کنید در شکل ۳-۳ دو توپ به عنوان مقیاس برای نرم‌افزار Split-Desktop وجود دارد. این دو توپ در راستای شیب و در فاصله‌ای حدود ۱/۵ تا ۳ متر قرار گرفته‌اند. پس از عکس‌برداری، تصاویر وارد نرم‌افزار و مقیاس‌ها به نرم‌افزار تفهیم شدند سپس مرزبندی سنگ‌های خرد شده به روش دستی صورت گرفت. در شکل ۳-۴، شکل ۳-۳ در نرم‌افزار مرزبندی شده است.



شکل ۳-۴- تصویر مرز بندی شده در نرم افزار Split Desktop

مرزبندی برای تمامی عکس‌های بلوک شماره ۴ انجام شد، سپس نرم‌افزار نمودار توزیع خردایش را برای عکس‌های این بلوک ترسیم می‌کند. در شکل ۳-۵ نمایی از خروجی نرم افزار Split Desktop برای بلوک شماره ۴ نشان داده شده است. همان طور که در این شکل مشاهده می‌کنید F60 یا همان D60 این بلوک ۵۷/۴۰ سانتی‌متر به دست آمده است، یعنی ۶۰ درصد از سنگ های عبوری اندازه‌ای برابر یا کمتر از ۵۷/۴۰ سانتی‌متر دارند.



شکل ۳-۵- نمایی از خروجی نرم افزار Split Desktop ، آنالیز بلوک شماره ۴

بدین ترتیب D80 تمامی بلوک‌های حفاری شده با قطر ۳/۵، ۴ و ۵ اینچ توسط نرم‌افزار محاسبه گردید. در جدول ۳-۳ به صورت خلاصه D80 بلوک‌های انفجار شده به تفکیک قطر نمایش داده شده است. بالا بودن D80 به منزله وجود سنگ‌های بزرگ‌تر و پایین بودن آن نشان دهنده خردشدگی بیشتر وضعیت انفجار است. در پیوست ۱-۱ تصاویر گرفته شده از هر بلوک و همچنین مشابه شکل ۳-۵، خروجی نرم‌افزار Split Desktop برای تمامی بلوک‌های انفجار شده ضمیمه می‌باشد.

جدول ۳-۲- D80 بلوک های انفجار شده قبل از اصلاح الگو به تفکیک قطر

قطر (اینچ)	نام بلوک	D80 (cm)
۳/۵	۱	۹۲/۹
	۲	۷۶/۸
	۳	۸۵
	۴	۸۴/۱
	۵	۱۰۲/۵
	۶	۷۶/۲
۴	۱۲	۷۴/۱
	۱۳	۱۳۴/۷
	۱۴	۸۶/۱
	۱۵	۹۸/۶
	۱۶	۹۹/۷
	۲۱	۷۷/۳
۵	۲۲	۷۲/۸
	۲۳	۴۷/۴
	۲۴	۴۸

در معدن سنگ آهن داوران اغلب اقدامات صورت گرفته در عملیات آتشکاری به صورت تجربی بوده و تاکنون اقدامی برای تغییر الگو صورت نگرفته است. با توجه به جدول ۳-۲، خردایش نامناسب انفجارها، وجود پاشنه و بولدر که در شکل ۳-۶ نیز نشان داده شده است، می‌توان گفت تغییر در اصلاح الگو امری قابل توجیه بوده و می‌بایست به اصلاح الگوی فعلی پرداخته شود.



شکل ۳-۶ - وضعیت پاشنه، بولدر و خردایش نامناسب انفجارها

۳-۵- طراحی الگوی مناسب چالزنی و انفجار برای معدن سنگ آهن داوران

بارسنگ و فاصله ردیفی چال‌ها برای هر بلوک در جدول ۳-۱ به تفکیک قطر نمایش داده شده است. در این معدن روند مشخصی برای تعیین گل‌گذاری و اضافه‌حفاری وجود نداشته و با توجه به تجربه کاری، اضافه‌حفاری را برای تمام قطرهای ۱ متر و گل‌گذاری را بین ۱ تا ۳/۵ متر در نظر گرفته شده است. بدین ترتیب با هماهنگی‌های صورت گرفته به اصلاح الگوی چالزنی و انفجار پرداخته شد.

۳-۵-۱- محاسبه بارسنگ با استفاده از فرمول‌های تجربی

روابط متعددی برای محاسبه بارسنگ معرفی شد که متأسفانه به دلیل در دسترس نبودن برخی از پارامترها نظیر سرعت انفجار، سرعت انتشار موج در سنگ، مقاومت در برابر آتشکاری و... امکان استفاده از تمام روابط وجود ندارد، بنابراین با استفاده از بعضی روابط معرفی شده بارسنگ محاسبه شد و نتایج در جدول ۳-۳ آورده شده است.

جدول ۳-۳- نتایج محاسبات بارسنگ با استفاده از فرمول‌های تجربی

قطر چال	اینچ	۳/۵	۴	۵
	سانتی متر	۸/۹	۱۰/۲	۱۲/۷
فرمول (متر)	قطر خرج	۲/۷	۳	۳/۸
	کونیا	۲/۵	۳	۳/۸
	آش	۴/۱	۴/۷	۵/۸
	فرانکل	۲/۷	۲	۲/۳
میانگین بارسنگ (متر)		۳	۳/۲	۳/۹

۳-۵-۲- محاسبه فاصله ردیفی چال‌ها با استفاده از فرمول‌های تجربی

با استفاده از بارسنگ‌های محاسبه شده و فرمول‌های معرفی شده در فصل دو، فاصله ردیفی چال‌ها محاسبه شد. نتایج محاسبات در جدول ۳-۴ ارائه شده است.

جدول ۳-۴- نتایج محاسبات فاصله ردیفی چال‌ها با استفاده از فرمول‌های تجربی

۵	۴	۳/۵	اینچ	قطر چال
۱۲/۷	۱۰/۲	۸/۹	سانتی متر	
۴/۶	۳/۷	۳/۲	قطر خرج	فرمول (متر)
۴/۵	۳/۶	۳	کونیا	
۷	۵/۶	۴/۹	آش	
۲/۸	۲/۴	۳/۲	فرانکل	
۴/۷	۳/۸	۳/۶	میانگین فاصله ردیفی چال ها (متر)	

۳-۵-۳- محاسبه اضافه حفاری با استفاده از فرمول‌های تجربی

برای محاسبه طول اضافه حفاری از رابطه ۲-۲۸ استفاده گردید. ضریب بارسنگ در این فرمول حد واسط ۰/۲ و ۰/۵ یعنی ۰/۳۵ در نظر گرفته شد و محاسبات بر این اساس صورت گرفت. نتایج محاسبات در جدول ۳-۵ ارائه شد.

جدول ۳-۵- نتایج محاسبات اضافه حفاری با استفاده از فرمول‌های تجربی

۵	۴	۳/۵	اینچ	قطر چال
۱۲/۷	۱۰/۲	۸/۹	سانتی متر	
۱/۳	۱/۱	۰/۹	قطر خرج	فرمول (متر)
۱/۳	۱/۱	۰/۹	کونیا	
۲	۱/۶	۱/۴	آش	
۰/۸	۰/۷	۰/۹	فرانکل	
۱/۴	۱/۱	۱	میانگین اضافه حفاری (متر)	

۳-۵-۴- محاسبه طول گل گذاری با استفاده از فرمول‌های تجربی

برای محاسبه طول گل گذاری از رابطه ۲-۳۰ استفاده شد. نتایج محاسبات در جدول ۳-۶ نمایش داده شده است.

جدول ۳-۶- نتایج محاسبات گل گذاری با استفاده از فرمول های تجربی

۵	۴	۳/۵	اینچ	قطر چال
۱۲/۷	۱۰/۲	۸/۹	سانتی متر	
۳/۴	۲/۷	۲/۱	قطر خرج	فرمول (متر)
۳/۴	۲/۷	۲/۲	کونیا	
۵/۳	۴/۲	۳/۵	آش	
۲/۱	۱/۸	۲/۱	فرانکل	
۳/۵	۲/۹	۲/۵	میانگین طول گل گذاری(متر)	

۳-۵-۵- نتایج محاسبات پارامترهای الگوی حفاری با استفاده از فرمول های تجربی

میانگین روش های محاسبه شده به عنوان الگوی چالزنی و انفجار جدید مد نظر قرار گرفت، بدین ترتیب نسبت به الگوهای فعلی معدن الگوی محاسبه شده متراکم تر شده است. نتایج به دست آمده برای تمامی قطر ها محاسبه و در جداول زیر ارائه شد.

جدول ۳-۷- الگوی پیشنهادی چالزنی و انفجار برای قطر ۳/۵ اینچ بر حسب متر

فرمول	بارسنگ	فاصله ردیفی چال ها	اضافه حفاری	گل گذاری
قطر خرج	۲/۷	۳/۲	۰/۹	۲/۱
کونیا	۲/۵	۳	۰/۹	۲/۲
اش	۴/۱	۴/۹	۱/۴	۳/۵
فرانکل	۲/۷	۳/۲	۰/۹	۲/۱
میانگین	۳	۳/۶	۱	۲/۵

جدول ۳-۸- الگوی پیشنهادی چالزنی و انفجار برای قطر ۴ اینچ بر حسب متر

فرمول	بارسنگ	فاصله ردیفی چال ها	اضافه حفاری	گل گذاری
قطر خرج	۳	۳/۷	۱/۱	۲/۷
کونیا	۳	۳/۶	۱/۱	۲/۷
اش	۴/۷	۵/۶	۱/۶	۴/۲
فرانکل	۲	۲/۴	۰/۷	۱/۸
میانگین	۳/۲	۳/۸	۱/۱	۲/۹

جدول ۳-۹- الگوی پیشنهادی چالزنی و انفجار برای قطر ۵ اینچ بر حسب متر

فرمول	بارسنگ	فاصله ردیفی چال ها	اضافه حفاری	گل گذاری
قطر خرج	۳/۸	۴/۶	۱/۳	۳/۴
کونیا	۳/۸	۴/۵	۱/۳	۳/۴
اش	۵/۸	۷	۲	۵/۳
فرانکل	۲/۳	۲/۸	۰/۸	۲/۱
میانگین	۳/۹	۴/۷	۱/۴	۳/۵

۳-۶- بررسی بلوک های انفجار شده بعد از اصلاح الگو

با استفاده از الگوی جدید چالزنی و انفجار ۱۳ بلوک شامل ۵ بلوک با قطر حفاری ۳/۵ اینچ، ۴ بلوک با قطر حفاری ۴ اینچ و ۴ بلوک با قطر حفاری ۵ اینچ آشکاری شد. به منظور بررسی وضعیت کلی انفجارها پس از اصلاح الگو اطلاعات هر بلوک جمع آوری گردید تناژ هر بلوک با ضرب حجم در وزن مخصوص باطله (۲/۶ گرم بر سانتی متر مکعب) محاسبه شد. حفاری ویژه نیز از تقسیم طول چال های حفاری شده هر بلوک به حجم بلوک به دست آمد، خرج ویژه نیز از تقسیم میزان مواد منفجره مصرف شده هر بلوک (کیلوگرم) بر حجم بلوک (متر مکعب) محاسبه شد. میانگین خرج ویژه برای قطرهای ۳/۵، ۴ و ۵ اینچ به ترتیب برابر ۰/۴۹، ۰/۴۲ و ۰/۴۲ کیلوگرم بر متر مکعب به دست آمد، نتایج در جدول ۳-۱۱ آورده شده است.

جدول ۳-۱۰- وضعیت کلی انفجار های صورت گرفته بعد از اصلاح الگو

قطر (اینچ)	نام بلوک	حجم بلوک (متر مکعب)	تناژ بلوک انفجاری (تن)	طول چال (متر) کل حفاری بلوک به متر	ارتفاع میانگین پله بلوک (متر)	بار سنگ (متر)	فاصله ردیفی چال ها (متر)	حفاری ویژه (متر بر متر مکعب)	خرج ویژه (کیلوگرم بر متر مکعب)
۳.۵	۷	۸۳۲۶	۲۱۶۴۸	۹۶۰	۹	۲	۳/۶	۰/۱۱۵	۰/۴۷
	۸	۹۱۳۵	۲۳۷۵۱	۱۰۹۵	۱۲	۳	۳/۶	۰/۱۲۰	۰/۴۸
	۹	۱۷۲۸۷	۴۴۹۴۶	۱۹۳۷	۱۵	۳	۳/۶	۰/۱۱۲	۰/۵۵
	۱۰	۱۹۷۵۳	۵۱۳۵۸	۱۹۵۲	۱۸	۳	۳/۶	۰/۰۹۹	۰/۴۰
	۱۱	۱۶۲۱۰	۴۲۱۴۶	۱۹۰۰	۱۲	۳	۳/۶	۰/۱۱۷	۰/۵۵
۴	۱۷	۱۹۳۶۸	۵۰۳۵۷	۱۶۵۹	۱۰	۳/۲	۳/۸	۰/۰۸۶	۰/۴۲
	۱۸	۲۰۴۰۳	۵۳۰۴۸	۱۷۸۹	۱۴	۳/۲	۳/۸	۰/۰۸۸	۰/۴۴
	۱۹	۱۶۸۴۳	۴۳۷۹۲	۱۲۳۶	۱۸	۳/۲	۳/۸	۰/۰۷۳	۰/۴۰
	۲۰	۱۸۳۸۸	۴۷۸۱۰	۱۴۸۵	۱۹	۳/۲	۳/۸	۰/۰۸۱	۰/۴۳
۵	۲۵	۲۰۴۶۷	۵۳۲۱۴	۱۱۰۰	۱۶	۴	۴/۷	۰/۰۵۴	۰/۴۶
	۲۶	۱۵۵۲۳	۴۰۳۶۰	۷۳۵	۱۵	۴	۴/۷	۰/۰۴۷	۰/۴۰
	۲۷	۱۳۴۶۸	۳۵۰۱۷	۷۸۴	۱۶	۴	۴/۷	۰/۰۵۸	۰/۳۸
	۲۸	۱۹۵۳۶	۵۰۷۹۴	۹۰۵	۱۸	۴	۴/۷	۰/۰۴۶	۰/۴۳

۳-۷- بررسی وضعیت خردایش بلوک ها بعد از اصلاح الگو

مشابه با مراحل بررسی وضعیت خردایش بلوک ها قبل از اصلاح الگو، وضعیت خردایش تمامی بلوک ها بعد از اصلاح الگو نیز انجام شد. در جدول ۳-۱۲ به صورت خلاصه D80 بلوک های انفجار شده بعد از اصلاح الگو به تفکیک قطر نمایش داده شده است. در پیوست ۱-۱ خروجی نرم افزار Split Desktop برای تمامی بلوک های انفجار شده ضمیمه شده است.

جدول ۳-۱۱ - D80 بلوک‌های انفجار شده بعد از اصلاح الگو به تفکیک قطر

قطر (اینچ)	نام بلوک	D80 (Cm)
۳/۵	۷	۳۸/۱
	۸	۵۷/۱
	۹	۴۵/۹
	۱۰	۵۵
	۱۱	۵۰/۴
۴	۱۷	۴۷/۱
	۱۸	۵۶/۶
	۱۹	۶۶/۸
	۲۰	۶۸/۹
۵	۲۵	۴۹/۶
	۲۶	۶۳/۷
	۲۷	۶۸/۶
	۲۸	۶۸/۴

۳-۸ - بررسی خردایش ثانویه انجام شده

برای بررسی افزایش یا کاهش بولدرها و پاشنه‌های بوجود آمده پس از انفجار، کل ساعات چکش‌کاری در هر بلوک شامل زمان چکش‌کاری پاشنه‌ها و بولدرها جمع‌آوری شد. با توجه به اینکه برخی بلوک‌ها تناژهای متفاوتی دارند زمان چکش‌کاری به ازای هر تن با استفاده از فرمول ۳-۱ محاسبه شد:

$$HT = \frac{THT}{V_b} \quad (۳-۱)$$

که در آن THT^1 کل زمان چکش‌کاری شده روی بلوک مورد نظر (شامل زمان چکش‌کاری پاشنه‌ها یا بولدرها) و V_b حجم بلوک مورد نظر است. در مرحله بعد این زمان برای تمامی بلوک‌ها محاسبه و نتایج در جدول ۳-۱۲ آورده شده است.

¹ Total Hammering Time

جدول ۳-۱۲- زمان چکش کاری پاشنه ها و بولدرهای هر بلوک به تفکیک قطر

قطر	قبل و بعد اصلاح الگو	نام بلوک	تناژ بلوک انفجاری (تن)	زمان چکش کاری (ساعت)	زمان چکش کاری (دقیقه بر تن)
۳.۵	قبل	۱	۱۸۲۶۰	۴۳/۲	۰/۱۴۲
		۲	۱۹۷۳۴	۲۴/۶	۰/۰۷۵
		۳	۳۸۳۱۱	۶۳/۸	۰/۱۰۰
		۴	۴۱۰۶۴	۳۷/۵	۰/۰۵۵
		۵	۵۰۶۰۹	۵۹/۸	۰/۰۷۱
		۶	۴۴۲۷۰	۴۴/۴	۰/۰۶۰
	بعد	۷	۲۱۶۴۸	۲۲/۵	۰/۰۶۲
		۸	۲۳۷۵۱	۴۱/۱	۰/۱۰۴
		۹	۴۴۹۴۶	۳۰/۵	۰/۰۴۱
		۱۰	۵۱۳۵۸	۵۰/۳	۰/۰۵۹
		۱۱	۴۲۱۴۶	۵۵	۰/۰۷۸
۴	قبل	۱۲	۴۶۵۳۰	۴۶/۳	۰/۰۶۰
		۱۳	۴۷۴۱۴	۶۷/۸	۰/۰۸۶
		۱۴	۴۱۶۹۱	۵۹/۷	۰/۰۸۶
		۱۵	۴۱۵۳۸	۵۷/۲	۰/۰۸۳
		۱۶	۳۴۱۱۲	۴۹/۳	۰/۰۸۷
	بعد	۱۷	۵۰۳۵۷	۵۲/۱	۰/۰۶۲
		۱۸	۵۳۰۴۸	۴۶	۰/۰۵۲
		۱۹	۴۳۷۹۲	۴۰/۹	۰/۰۵۶
		۲۰	۴۷۸۱۰	۴۸/۱	۰/۰۶۰
		۲۱	۲۶۰۳۲	۴۳/۶	۰/۱۰۰
۵	قبل	۲۲	۴۹۳۱۷	۵۶/۹	۰/۰۶۹
		۲۳	۴۸۸۹۶	۵۲	۰/۰۶۴
		۲۴	۴۸۰۱۹	۴۱/۵	۰/۰۵۲
		۲۵	۵۳۲۱۴	۵۷/۶	۰/۰۶۵
	بعد	۲۶	۴۰۳۶۰	۴۱/۷	۰/۰۶۲
		۲۷	۳۵۰۱۷	۳۵	۰/۰۶۰
		۲۸	۵۰۷۹۴	۴۰/۱	۰/۰۴۷

در نهایت متوسط زمان چکش کاری بلوک های قبل و بعد از اصلاح الگو محاسبه گردید. در مرحله بعد درصد تغییرات این زمان نسبت به قبل و بعد از اصلاح الگو محاسبه شد. نتایج درصد تغییرات زمان

چکش کاری در قبل و بعد از اصلاح الگو در جدول ۳-۱۳ آورده شده است. با مقایسه درصد تغییرات می-توان گفت پس از اصلاح الگو، زمان چکش کاری روی بلوک ها کمتر صورت گرفته یا به عبارتی خردایش انفجارها بهتر بوده است، به طوری که در قطر ۳/۵ اینچ ۱۷/۸ درصد، قطر ۴ اینچ ۲۸/۱ درصد و قطر ۵ اینچ ۱۷/۹ کاهش یافته است.

جدول ۳-۱۳- درصد تغییرات زمان چکش کاری در قبل و بعد از اصلاح الگو

درصد تغییرات	میانگین زمان چکش کاری (دقیقه بر تن)		قطر (اینچ)
	بعد	قبل	
٪ ۱۷/۸	۰/۰۶۹	۰/۰۸۴	۳/۵
٪ ۲۸/۱	۰/۰۵۸	۰/۰۸۰	۴
٪ ۱۷/۹	۰/۰۵۹	۰/۰۷۱	۵

۳-۹- بررسی عملکرد ماشین آلات بارگیری

در شکل ۷-۳ زمان برداشت یک سیکل بارگیری جام دستگاه به مدت ۲۸ ثانیه تصویربرداری شده است. در حین برداشت مواد خرد شده یک بلوک، به صورت تصادفی در روز به تعداد مناسب زمان یک سیکل بارگیری جام دستگاه برداشت شد و در جدول ۳-۱۵ جمع بندی گردید.



شکل ۳-۷- برداشت زمان یک سیکل بارگیری جام بارکننده

جدول ۳-۱۴- زمان برداشت شده از هر سیکل بارگیری جام دستگاه

قطر (اینچ)	قبل یا بعد اصلاح الگو	نام بلوک	زمان برداشت شده از هر سیکل بارگیری جام دستگاه (ثانیه)																	
۳/۵	قبل	۱	۳۳	۳۱	۳۱	۲۹	۳۰	۳۱	۲۸	۳۱	۲۸	۳۰	۳۲	۲۹	۳۰	۳۱	۳۱	۲۷	۲۷	۲۳
		۲	۲۷	۲۷	۲۳	۲۶	۲۳	۳۱	۲۳	۲۷	۲۶	۲۳	۲۳	۲۶	۲۶	۲۳	۲۷	۲۳	۲۳	۲۳
		۳	۲۶	۲۵	۲۹	۲۴	۲۹	۲۴	۲۴	۲۴	۳۴	۲۴	۲۲	۲۹	۲۴	۲۹	۲۵	۲۶	۲۴	۲۲
		۴	۲۹	۲۶	۲۸	۲۷	۲۶	۳۰	۲۸	۲۹	۳۰	۲۲	۲۳	۲۰	۲۸	۲۰	۲۸	۲۶	۲۳	۲۳
		۵	۳۷	۳۵	۲۸	۳۴	۳۶	۳۴	۲۷	۳۴	۳۶	۲۵	۳۶	۳۸	۲۹	۲۸	۳۵	۳۷	۳۰	۳۰
		۶	۲۹	۲۲	۳۱	۳۲	۲۲	۳۳	۳۱	۳۱	۲۲	۲۸	۳۰	۲۲	۳۲	۳۱	۲۲	۲۹	۳۲	۳۲
	بعد	۷	۲۰	۲۱	۲۶	۲۴	۲۲	۲۳	۲۵	۲۳	۲۳	۲۲	۲۰	۲۲	۲۴	۲۶	۲۱	۲۰	۲۱	۲۸
		۸	۲۱	۲۳	۲۸	۳۰	۳۵	۲۶	۲۷	۳۲	۲۶	۲۵	۲۵	۳۵	۳۰	۲۸	۲۳	۲۱	۲۳	۲۳
		۹	۲۳	۲۴	۲۹	۲۵	۲۲	۳۰	۲۵	۲۲	۲۲	۲۵	۲۸	۲۴	۲۵	۲۹	۲۴	۲۳	۲۴	۲۴
		۱۰	۲۳	۲۶	۲۲	۲۶	۲۳	۲۶	۲۱	۳۴	۲۱	۲۶	۲۳	۲۶	۲۲	۲۲	۲۶	۲۳	۲۶	۲۶
		۱۱	۲۷	۲۳	۲۲	۲۵	۲۰	۳۶	۲۶	۲۲	۲۶	۲۲	۲۰	۳۶	۲۵	۲۲	۲۳	۲۷	۲۶	۲۶
		۱۲	۳۱	۳۱	۲۱	۲۳	۲۱	۳۴	۳۰	۲۲	۲۱	۲۶	۳۰	۳۶	۲۵	۲۲	۲۳	۲۷	۲۶	۲۶
۴	قبل	۱۳	۳۶	۳۲	۲۱	۳۳	۳۱	۳۵	۳۴	۳۳	۳۴	۳۵	۳۱	۳۳	۲۵	۲۸	۲۹	۳۲	۳۲	۳۲
		۱۴	۲۲	۲۹	۳۱	۲۵	۲۸	۳۸	۳۱	۳۰	۲۵	۲۸	۳۸	۲۵	۲۵	۳۱	۲۹	۲۲	۲۴	۲۴
		۱۵	۲۶	۳۴	۲۸	۲۴	۲۶	۳۳	۳۴	۲۹	۳۴	۳۳	۳۴	۳۳	۲۶	۲۴	۳۴	۲۶	۲۴	۲۴
		۱۶	۲۳	۲۵	۳۵	۲۲	۳۶	۳۱	۳۰	۳۲	۲۴	۳۸	۳۲	۳۰	۳۶	۲۲	۲۵	۲۳	۲۴	۲۴
		۱۷	۲۱	۳۲	۲۱	۲۴	۲۱	۳۱	۲۵	۲۷	۳۴	۱۹	۳۴	۳۴	۲۲	۲۴	۲۲	۲۱	۲۳	۲۳
		۱۸	۲۰	۱۹	۳۰	۲۱	۲۳	۲۴	۲۲	۲۷	۲۸	۲۰	۲۶	۲۳	۲۲	۲۳	۲۹	۲۰	۳۱	۳۱
	بعد	۱۹	۳۱	۲۷	۳۱	۲۴	۳۱	۲۵	۲۰	۲۹	۲۷	۲۲	۲۰	۲۵	۳۱	۲۴	۲۷	۳۱	۲۶	۲۶
		۲۰	۲۰	۳۰	۲۹	۲۶	۲۳	۳۴	۲۳	۳۴	۲۶	۲۳	۳۰	۳۶	۲۷	۲۹	۳۰	۲۰	۲۱	۲۱
		۲۱	۲۶	۳۰	۳۲	۲۴	۲۳	۲۳	۲۹	۲۴	۲۱	۲۲	۲۵	۲۳	۲۴	۳۲	۳۰	۲۶	۲۴	۲۴
		۲۲	۲۱	۲۰	۲۴	۱۹	۳۲	۱۹	۳۵	۲۷	۳۴	۳۱	۳۲	۱۹	۲۴	۲۴	۲۰	۲۱	۲۳	۲۳
		۲۳	۲۴	۲۳	۲۱	۲۲	۲۲	۲۶	۲۳	۲۳	۲۴	۲۵	۲۶	۲۳	۲۲	۲۶	۲۶	۲۳	۲۴	۲۴
		۲۴	۳۰	۲۶	۳۲	۱۹	۲۴	۲۰	۲۷	۲۴	۱۸	۲۳	۳۰	۲۸	۳۰	۳۲	۲۶	۳۰	۲۴	۲۴
۵	قبل	۲۵	۲۴	۲۶	۲۸	۲۴	۲۴	۲۹	۲۳	۲۶	۲۱	۲۹	۲۴	۲۴	۲۴	۲۸	۲۶	۲۴	۲۴	۲۴
		۲۶	۲۴	۱۹	۳۲	۲۴	۲۳	۳۱	۲۷	۲۲	۳۱	۲۴	۳۱	۲۴	۲۱	۳۲	۱۹	۲۴	۲۴	۲۴
		۲۷	۲۹	۲۷	۲۸	۲۵	۲۷	۲۲	۲۸	۲۷	۲۲	۲۵	۲۶	۲۸	۲۴	۲۷	۲۹	۲۴	۲۴	۲۴
		۲۸	۲۴	۲۶	۳۲	۲۱	۳۵	۲۱	۳۱	۳۲	۲۹	۳۵	۲۱	۳۵	۲۱	۳۲	۲۶	۲۴	۲۴	۲۴
	بعد	۲۹	۲۴	۲۶	۲۷	۲۹	۲۷	۲۹	۲۷	۲۸	۲۷	۲۲	۲۵	۲۶	۲۸	۲۴	۲۶	۲۴	۲۴	۲۴
		۳۰	۲۴	۲۶	۲۷	۲۹	۲۷	۲۹	۲۷	۲۸	۲۷	۲۲	۲۵	۲۶	۲۸	۲۴	۲۶	۲۴	۲۴	۲۴
		۳۱	۲۴	۲۶	۲۷	۲۹	۲۷	۲۹	۲۷	۲۸	۲۷	۲۲	۲۵	۲۶	۲۸	۲۴	۲۶	۲۴	۲۴	۲۴
		۳۲	۲۴	۲۶	۲۷	۲۹	۲۷	۲۹	۲۷	۲۸	۲۷	۲۲	۲۵	۲۶	۲۸	۲۴	۲۶	۲۴	۲۴	۲۴

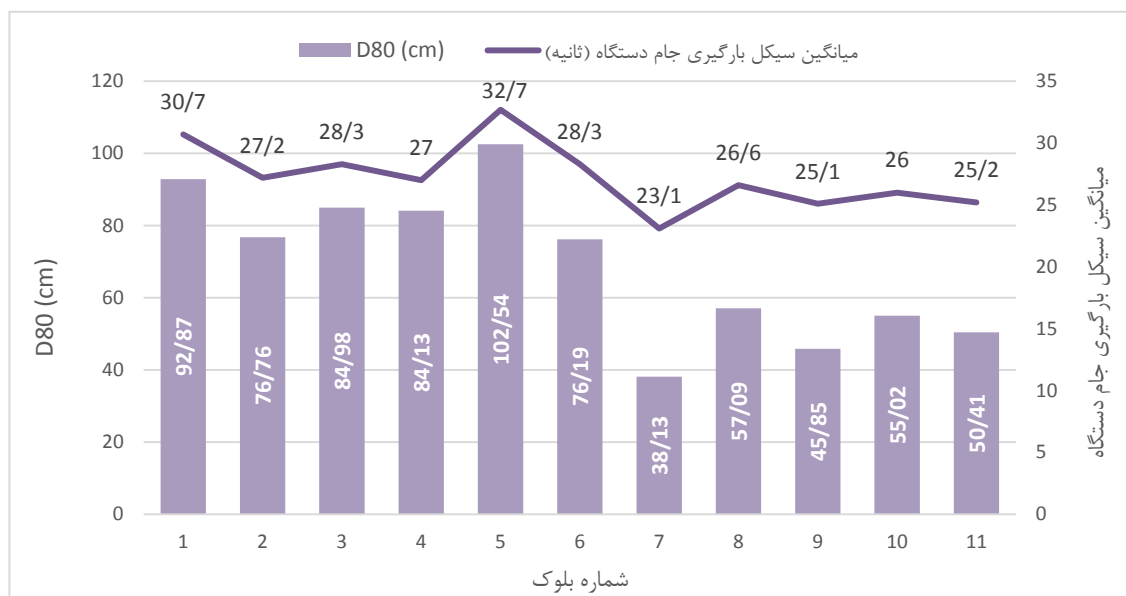
۳-۹-۱- بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ

با استفاده از جدول ۳-۱۴ میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه برای بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ محاسبه گردید و در نهایت با D80 هر بلوک مقایسه شد. نتایج در جدول ۳-۱۵ ارائه شده است.

جدول ۳-۱۵- میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۳/۵ اینچ

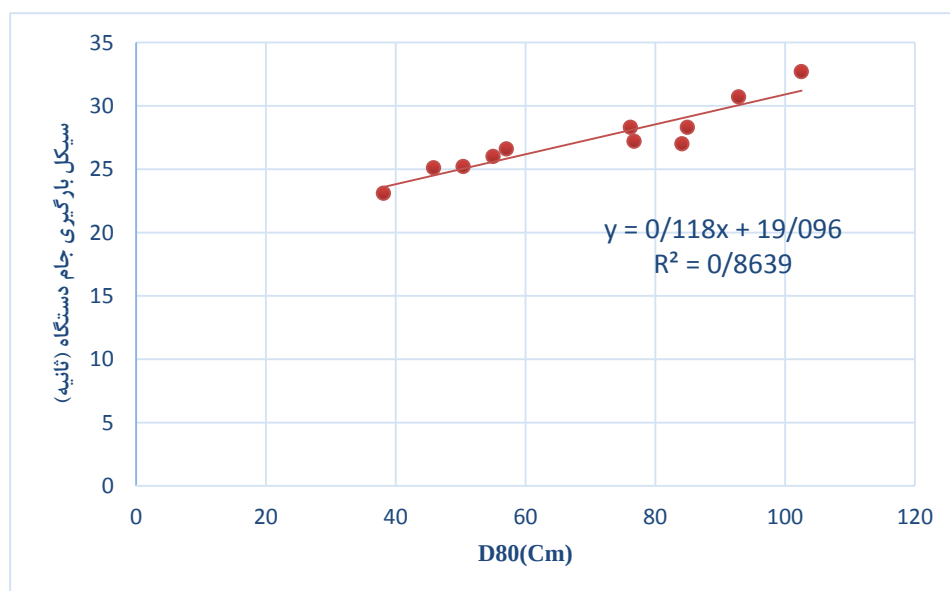
قبل / بعد اصلاح الگو	نام بلوک	میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه (ثانیه)	D80 (Cm)
قبل	۱	۳۰/۷	۹۲/۹
	۲	۲۷/۲	۷۶/۸
	۳	۲۸/۳	۸۵
	۴	۲۷	۸۴/۱
	۵	۳۲/۷	۱۰۲/۵
	۶	۲۸/۳	۷۶/۲
بعد	۷	۲۳/۱	۳۸/۱
	۸	۲۶/۶	۵۷/۱
	۹	۲۵/۱	۴۵/۹
	۱۰	۲۶	۵۵
	۱۱	۲۵/۲	۵۰/۴

در شکل ۳-۸ نمودار مقایسه میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۳/۵ اینچ نشان داده شده است. بلوک های ۱ تا ۶ قبل از اصلاح الگو و بلوک های ۷ تا ۱۱ بعد از اصلاح الگو می باشد. با توجه به شکل ۳-۸ می توان گفت D80 بلوک ها بعد از اصلاح الگو کاهش یافته است یعنی خردشدگی بیشتر است. مشاهده می شود با کاهش D80 پس از اصلاح الگو، روند میانگین سیکل بارگیری جام دستگاه کاهش نیز یافته است.



شکل ۳-۸- نمودار مقایسه میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۳/۵ اینچ

بدین ترتیب می‌توان پی برد بین این دو پارامتر رابطه مستقیم وجود دارد به طوری که با افزایش D80، میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه افزایش می‌یابد. نمودار و رابطه خطی بین میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 را در شکل ۳-۹ نشان داده شده است.



شکل ۳-۹- رابطه خطی بین میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۳/۵ اینچ

به طور مشابه مراحل بالا برای بلوک‌های حفاری شده با قطر ۴ و ۵ اینچ نیز انجام شد که به بررسی نتایج هر یک پرداخته شده است.

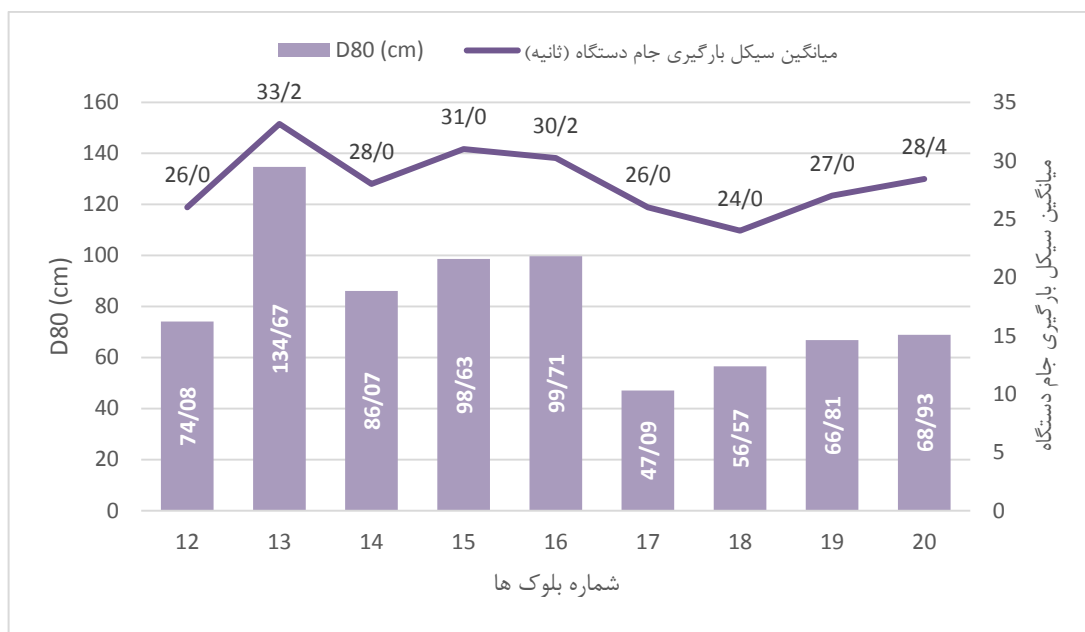
۳-۹-۲- بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ

با استفاده از جدول ۳-۱۴ میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه برای بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ محاسبه گردید و در نهایت با D80 هر بلوک مقایسه شد. نتایج در جدول ۳-۱۶ ارائه شده است.

جدول ۳-۱۶- میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۴ اینچ

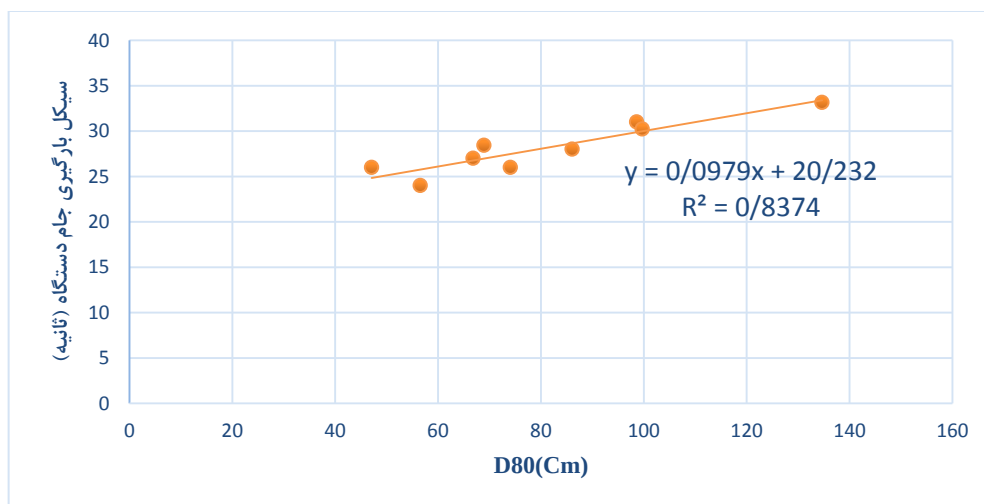
قبل / بعد اصلاح الگو	نام بلوک	میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه (ثانیه)	D80 (Cm)
قبل	۱۲	۲۶	۷۴/۱
	۱۳	۳۳/۲	۱۳۴/۷
	۱۴	۲۸	۸۶/۱
	۱۵	۳۱	۹۸/۶
	۱۶	۳۰/۲	۹۹/۷
بعد	۱۷	۲۶	۴۷/۱
	۱۸	۲۴	۵۶/۶
	۱۹	۲۷	۶۶/۸
	۲۰	۲۸/۴	۶۸/۹

در شکل ۳-۱۰ نمودار مقایسه میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۴ اینچ نشان داده شده است. بلوک های ۱۲ تا ۱۶ قبل از اصلاح الگو و بلوک های ۱۷ تا ۲۰ بعد از اصلاح الگو می باشد. با توجه به شکل می توان گفت D80 بلوک ها بعد از اصلاح الگو کاهش یافته است یعنی خردشدگی بیشتر شده است. مشاهده می شود با کاهش D80 پس از اصلاح الگو، روند میانگین سیکل بارگیری جام دستگاه کاهش نیز یافته است.



شکل ۳-۱۰- نمودار مقایسه میانگین زمان یک سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۴ اینچ

بدین ترتیب می‌توان پی برد بین این دو پارامتر رابطه مستقیم وجود دارد به طوری که با کاهش D80، میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه کاهش می‌یابد. نمودار و رابطه خطی بین میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 را در شکل ۳-۱۱ نشان داده شده است.



شکل ۳-۱۱- رابطه خطی بین میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۴ اینچ

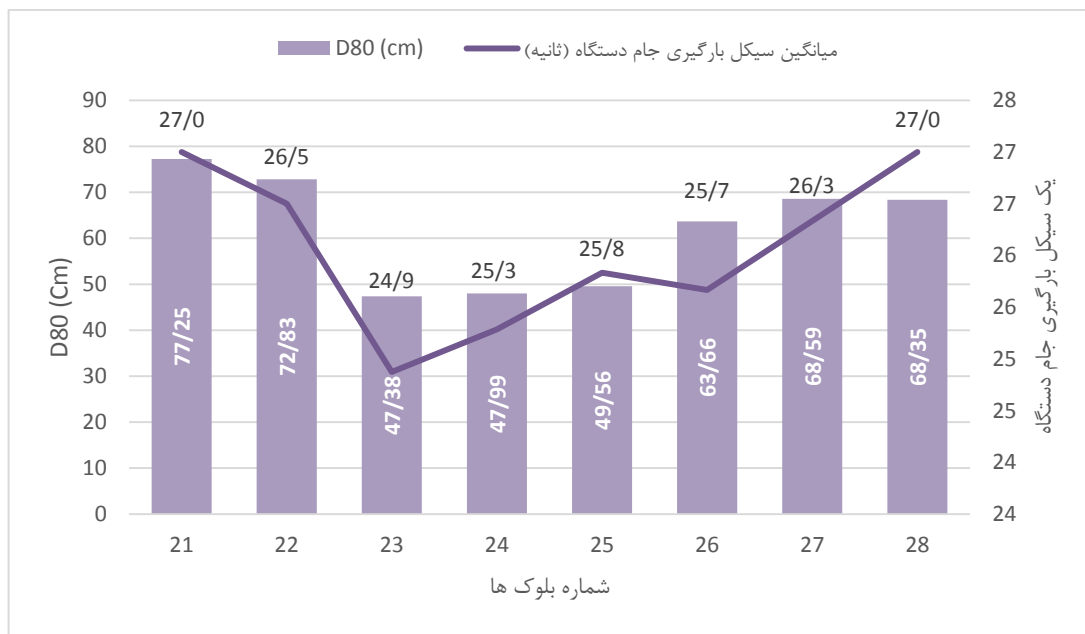
۳-۹-۳ بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ

با استفاده از جدول ۳-۱۴ میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه برای بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ محاسبه گردید و در نهایت با D80 هر بلوک مقایسه شد. نتایج در جدول ۳-۱۷ ارائه شده است. با توجه به نتایج این جدول می توان گفت خردایش بلوک ها قبل و بعد از اصلاح الگوی حفاری تقریباً مشابه و خوب بوده است با این که تغییرات زیادی در میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه مشاهده نشد اما می توان یک رابطه خطی بین D80 و میانگین یک سیکل بارگیری جام دستگاه به دست آمد.

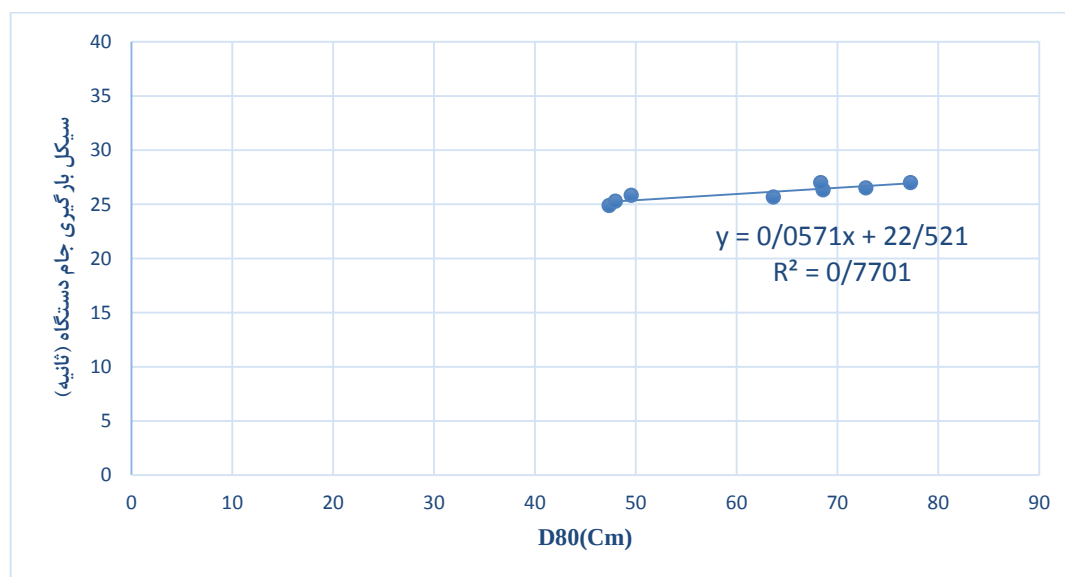
جدول ۳-۱۷- میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۵ اینچ

قبل / بعد اصلاح الگو	نام بلوک	میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه (ثانیه)	D80 (Cm)
قبل	۲۱	۲۷	۷۷/۳
	۲۲	۲۶/۵	۷۲/۸
	۲۳	۲۴/۹	۴۷/۴
	۲۴	۲۵/۳	۴۸
بعد	۲۵	۲۵/۸	۴۹/۶
	۲۶	۲۵/۷	۶۳/۷
	۲۷	۲۶/۳	۶۸/۶
	۲۸	۲۷	۶۸/۴

در شکل های ۳-۱۲ و ۳-۱۳ نمودار و رابطه خطی بین میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۵ اینچ نشان داده شده است. بلوک های شماره ۲۱ تا ۲۴ قبل از اصلاح الگو و بلوک های ۲۵ تا ۲۸ بعد از اصلاح الگو می باشد.



شکل ۳-۱۲- نمودار مقایسه میانگین زمان سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۵ اینچ



شکل ۳-۱۳- رابطه خطی بین میانگین زمان یک سیکل بارگیری جام دستگاه با D80 برای قطر ۵ اینچ

۳-۱۰- بررسی عملکرد ماشین آلات باربری

به منظور بررسی عملکرد ماشین آلات باربری ابتدا به بررسی بلوک شماره یک پرداخته شده است. تمامی مراحل انجام شده برای بلوک شماره یک، به طور مشابه برای مابقی بلوک ها انجام شده است. به این منظور بیان این چند نکته حائز اهمیت می باشد:

۱- تعداد سرویس‌های باسکول گرفته شده از هر بلوک تصادفی می‌باشد.

۲- وزن مخصوص باطله در این معدن، ۲/۶ گرم بر سانتی متر مکعب می‌باشد که این عدد از میانگین‌گیری ۹۴ بلوک باطله به دست آمده است. با توجه به متفاوت بودن واحد حجم اتاق کامیون‌ها (مترمکعب) و باسکول هر کامیون (تن) این عدد مبنای محاسبات برای به دست آوردن درصد پرشدگی قرار گرفت.

۳- با بهره‌گیری از رابطه ضریب پرشدگی جام (رابطه ۲-۳۲)، به طور مشابه درصد پرشدگی هر کامیون به صورت رابطه ۳-۱ محاسبه شد:

$$(۱-۳) \quad ۱۰۰ \times \frac{\text{حجم هر سرویس باسکول (مترمکعب)}}{\text{حجم کامیون باسکول رفته (مترمکعب)}} = \text{درصد پرشدگی}$$

همان طور که در شکل ۳-۱۴ نشان داده شده است حجم اتاق کامیون‌های حامل بار هر بلوک، اندازه‌گیری شد.



شکل ۳-۱۴- اندازه‌گیری حجم اتاق کامیون‌ها

نتایج و اطلاعات برداشت شده برای محاسبه درصد پرشدگی بلوک شماره یک در جدول ۳-۱۸ نشان داده شده است.

جدول ۳-۱۸- اطلاعات برداشت شده برای محاسبه درصد پرشدگی بلوک شماره یک

سرویس های باسکول گرفته شده از بلوک شماره یک										واحد	
۱۰	۹	۸	۷	۶	۵	۴	۳	۲	۱		
۱۷/۲	۱۴	۲۲	۲۴/۷	۱۷/۶	۱۶/۱	۱۸/۲	۲۵/۴	۲۴/۱	۲۲/۷	تن	وزن باسکول
۱۷/۵	۱۷/۵	۱۷/۵	۱۷/۵	۱۶/۷	۱۶/۷	۱۶/۷	۱۶/۷	۱۶/۷	۱۶/۷	متر مکعب	حجم هر کامیون
%۳۸	%۳۱	%۴۸	%۵۴	%۴۰	%۳۷	%۴۲	%۵۸	%۵۵	%۵۲	درصد	درصد پرشدگی

با توجه به جدول ۳-۱۸ میانگین درصد پرشدگی بلوک شماره یک، ۴۶ درصد محاسبه گردید. همچنین به طور مشابه درصد پرشدگی تمامی بلوک ها محاسبه و نتایج کلی در جدول ۳-۱۹ نشان داده شده است. در پیوست ۱-۲ باسکول های گرفته شده از هر بلوک به همراه حجم اتاق کامیون ها ضمیمه گشته است.

جدول ۳-۱۹- میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای هر بلوک

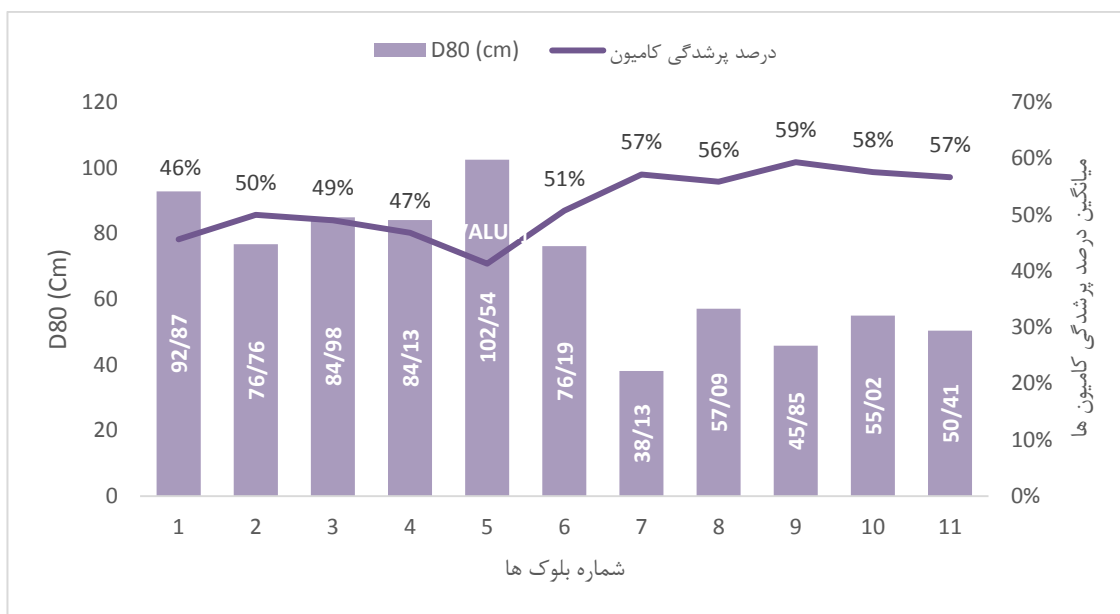
شماره بلوک	میانگین درصد پرشدگی کامیون ها	شماره بلوک	میانگین درصد پرشدگی کامیون ها
۱	%۴۶	۱۵	%۳۹
۲	%۵۰	۱۶	%۴۴
۳	%۴۹	۱۷	%۵۷
۴	%۴۷	۱۸	%۵۶
۵	%۴۱	۱۹	%۵۴
۶	%۵۱	۲۰	%۴۷
۷	%۵۷	۲۱	%۵۱
۸	%۵۶	۲۲	%۵۲
۹	%۵۹	۲۳	%۵۵
۱۰	%۵۸	۲۴	%۵۶
۱۱	%۵۷	۲۵	%۵۵
۱۲	%۵۱	۲۶	%۵۵
۱۳	%۳۹	۲۷	%۵۴
۱۴	%۴۷	۲۸	%۵۱

۳-۱۰-۱- بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ

شکل ۳-۱۵، نمودار مقایسه D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ را نشان می دهد. این نمودار با استفاده از جدول ۳-۲۰ ترسیم شده است. در شکل ۳-۱۵ از بلوک شماره ۷ به بعد (بلوک های بعد از اصلاح الگو) می توان گفت با کاهش D80 و خردشدگی بیشتر، روند میانگین درصد پرشدگی کامیون ها نیز افزایش یافته است. بدین ترتیب به وجود رابطه خطی بین این دو پارامتر پی برده شد.

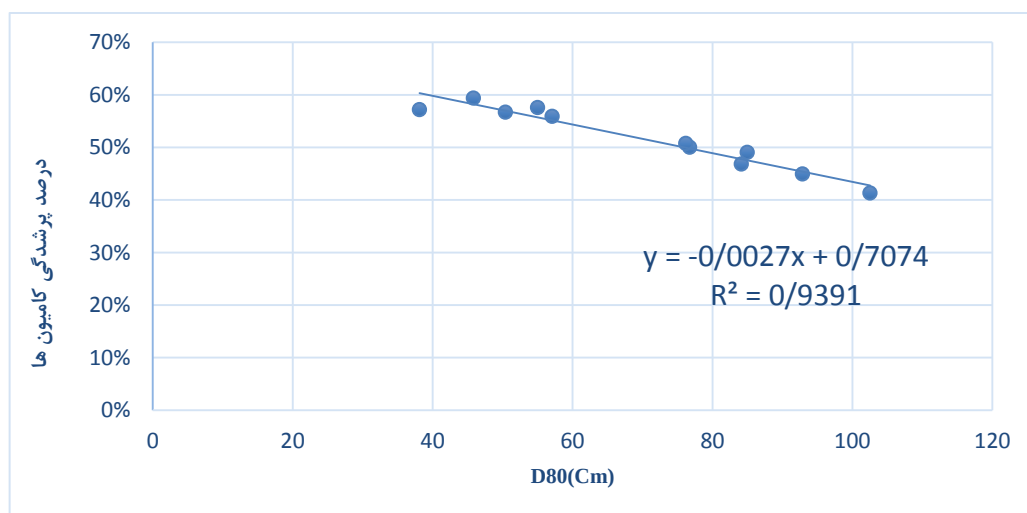
جدول ۳-۲۰- مقایسه میانگین درصد پرشدگی و D80 بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ

قبل / بعد اصلاح الگو	شماره بلوک	میانگین درصد پرشدگی کامیون ها	D80 (Cm)
قبل	۱	٪۴۶	۹۲/۸۷
	۲	٪۵۰	۷۶/۷۶
	۳	٪۴۹	۸۴/۹۸
	۴	٪۴۷	۸۴/۱۳
	۵	٪۴۱	۱۰۲/۵۴
	۶	٪۵۱	۷۶/۱۹
بعد	۷	٪۵۷	۳۸/۱۳
	۸	٪۵۶	۵۷/۰۹
	۹	٪۵۹	۴۵/۸۵
	۱۰	٪۵۸	۵۵/۰۲
	۱۱	٪۵۷	۵۰/۴۱



شکل ۳-۱۵- نمودار مقایسه D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ

شکل ۳-۱۶- رابطه خطی بین D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ را نشان می دهد.



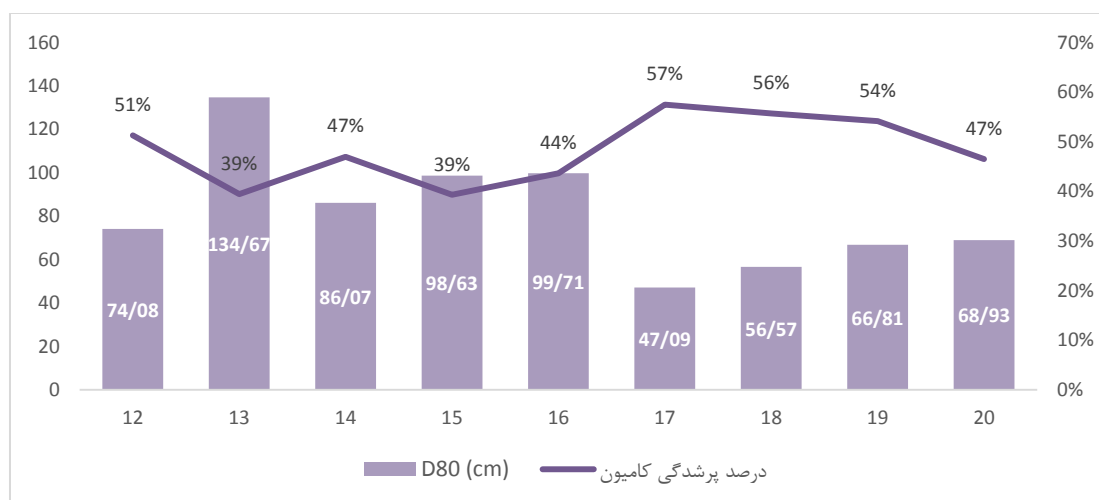
شکل ۳-۱۶- رابطه خطی بین D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ

۳-۱۰-۲- بررسی بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ

با استفاده از جدول ۳-۲۱، نمودار مقایسه D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ ترسیم شد. این نمودار در شکل ۳-۱۷ نشان داده شده است. در این شکل از بلوک شماره ۱۷ به بعد می توان گفت با کاهش D80 و خردشدگی بیشتر، روند میانگین درصد پرشدگی کامیون ها افزایش یافته است. بدین ترتیب به وجود رابطه بین این دو پارامتر پی برده شد.

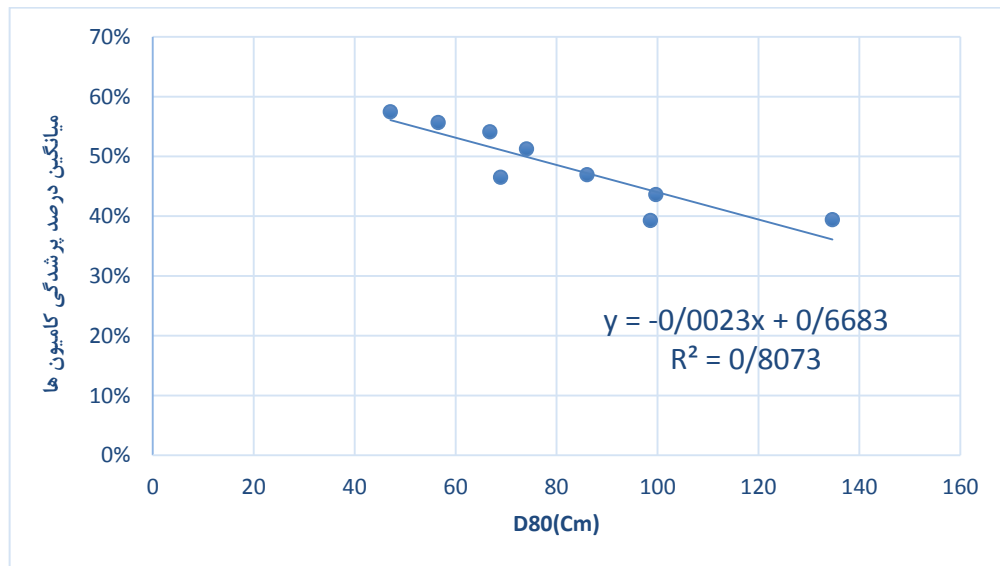
جدول ۳-۲۱- مقایسه میانگین درصد پرشدگی و D80 بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ

قبل / بعد اصلاح الگو	شماره بلوک	میانگین درصد پرشدگی کامیون ها	D80 (Cm)
قبل	۱۲	٪۵۱	۷۴/۰۸
	۱۳	٪۳۹	۱۳۴/۶۷
	۱۴	٪۴۷	۸۶/۰۷
	۱۵	٪۳۹	۹۸/۶۳
	۱۶	٪۴۴	۹۹/۷۱
بعد	۱۷	٪۵۷	۴۷/۰۹
	۱۸	٪۵۶	۵۶/۵۷
	۱۹	٪۵۴	۶۶/۸۱
	۲۰	٪۴۷	۶۸/۹۳



شکل ۳-۱۷- نمودار مقایسه D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ

شکل ۳-۱۸ رابطه خطی بین D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون‌ها برای بلوک‌های حفاری شده با قطر ۴ اینچ را نشان می‌دهد. مشاهده می‌شود با افزایش D80 خردشدگی کمتر، میانگین درصد پرشدگی کامیون‌ها کاهش می‌یابد.



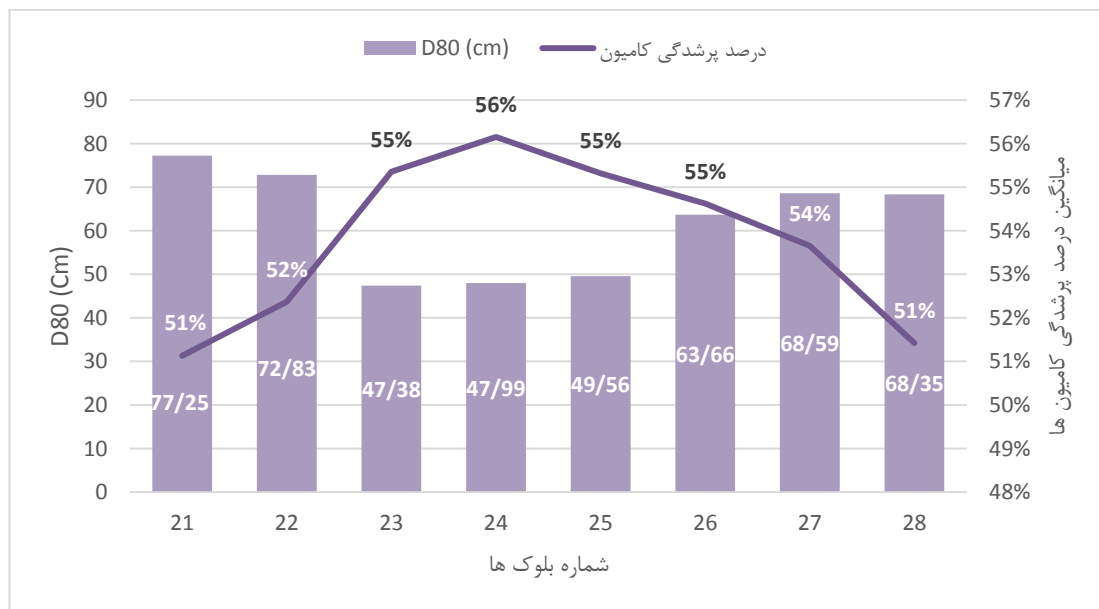
شکل ۳-۱۸- رابطه خطی بین D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون‌ها برای بلوک‌های حفاری شده با قطر ۴ اینچ

۳-۱۰-۳ - بررسی بلوک‌های حفاری شده با قطر ۵ اینچ

با استفاده از جدول ۳-۲۲، نمودار مقایسه D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون‌ها برای بلوک‌های حفاری شده با قطر ۵ اینچ ترسیم شد. این نمودار در شکل ۳-۱۹ نشان داده شده است. بلوک شماره ۲۱ تا ۲۴ قبل از اصلاح الگو و بلوک‌های ۲۵ تا ۲۸ بعد از اصلاح الگو هستند. در این شکل می‌توان نتیجه گرفت با کاهش D80، میانگین درصد پرشدگی کامیون‌ها نیز افزایش یافته است.

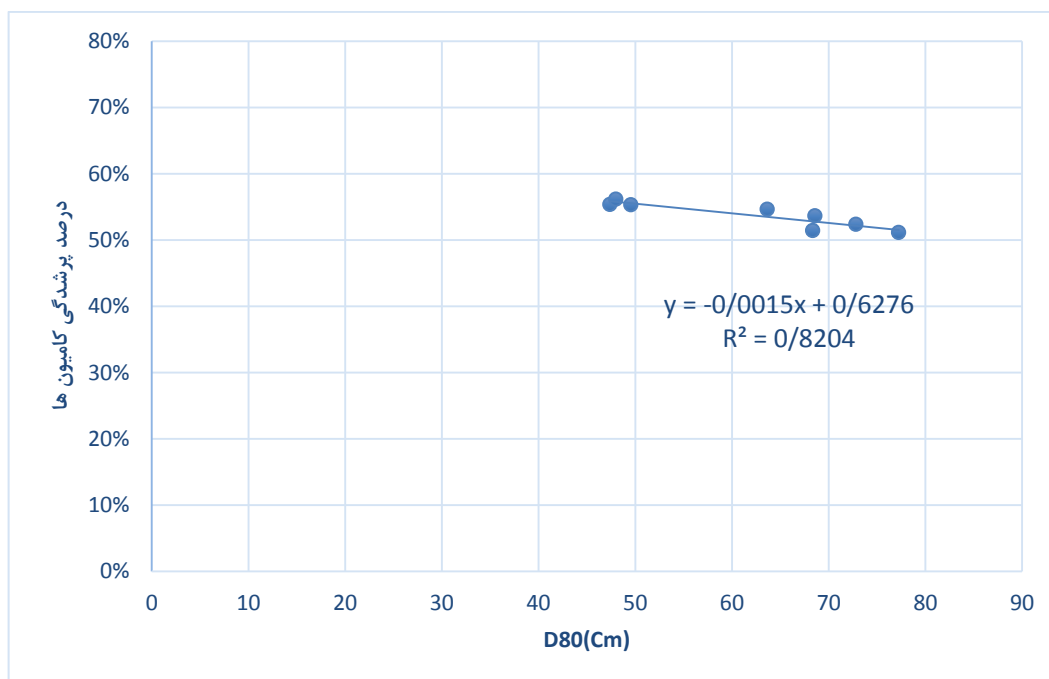
جدول ۳-۲۲- مقایسه میانگین درصد پرشدگی و D80 بلوک‌های حفاری شده با قطر ۵ اینچ

قبل / بعد اصلاح الگو	شماره بلوک	میانگین درصد پرشدگی کامیون ها	D80 (Cm)
قبل	۲۱	٪۵۱	۷۷/۲۵
	۲۲	٪۵۲	۷۲/۸۳
	۲۳	٪۵۵	۴۷/۳۸
	۲۴	٪۵۶	۴۷/۹۹
بعد	۲۵	٪۵۵	۴۹/۵۶
	۲۶	٪۵۵	۶۳/۶۶
	۲۷	٪۵۴	۶۸/۵۹
	۲۸	٪۵۱	۶۸/۳۵



شکل ۳-۱۹- نمودار مقایسه D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ

در شکل ۳-۲۰ رابطه خطی بین D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها نشان داده شده است.



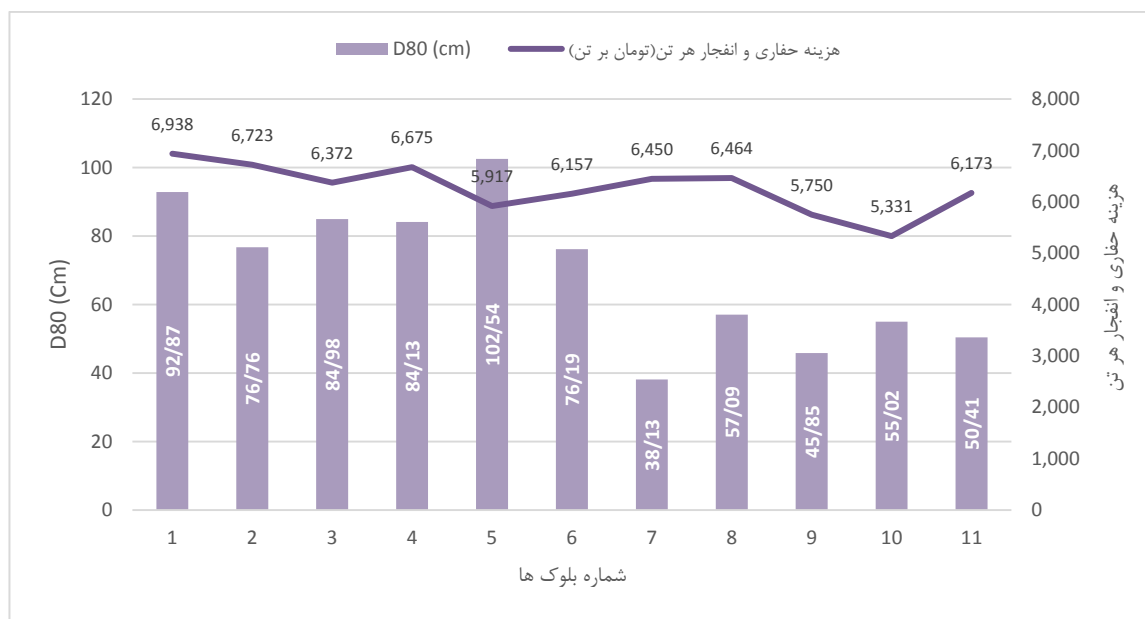
شکل ۳-۲۰- رابطه خطی بین D80 با میانگین درصد پرشدگی کامیون ها برای بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ

۳-۱۱- محاسبه هزینه بلوک ها

برای هر بلوک پس از هر انفجار با هماهنگی واحد حسابداری و انبار، هزینه حفاری، هزینه مواد منفجره، هزینه های حمل و نقل، جرثقیل، نهار و صبحانه، ایاب ذهاب و حقوق کارگر جمع آوری شدند. در نهایت هزینه حفاری و انفجار هر تن سنگ خرد شده به دست آمد.

۳-۱۱-۱- بررسی هزینه بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ

جدول ۳-۲۳ هزینه بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ را نشان می دهد. با توجه به این جدول میانگین هزینه حفاری و انفجار هر تن سنگ خرد شده از بلوک های قبل از اصلاح الگو ۶۴۶۴ تومان و بعد از اصلاح الگو ۶۰۳۴ تومان به دست آمد. با توجه به نمودار شکل ۳-۲۱ می توان گفت پس از اصلاح الگو هزینه حفاری و انفجار هر تن سنگ خرد شده به طور میانگین کاهش یافته است.



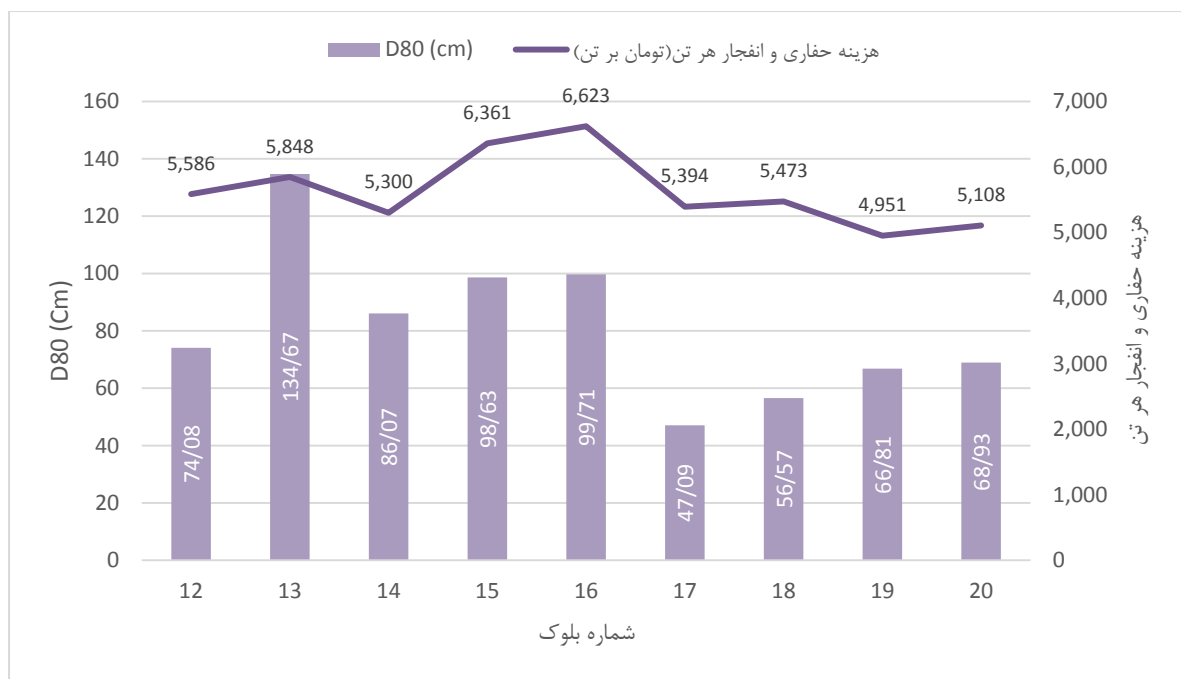
شکل ۳-۲۱- نمودار مقایسه D80 با هزینه های حفاری و انفجار هر تن از بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ

جدول ۳-۲۳- هزینه‌های بلوک های حفاری شده با قطر ۳/۵ اینچ (تومان)

قبل / بعد اصلاح الگو										
قبل					بعد					
نام بلوک	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷	۸	۹	۱۰
نام بلوک										
تناژ	۱۸.۳۶۰	۱۹.۷۳۴	۳۸.۳۱۱	۴۱۰.۶۴	۵۰.۶۰۹	۴۴.۳۷۰	۲۱.۶۴۸	۲۳.۷۵۱	۴۴.۹۴۶	۵۱.۳۵۸
هزینه حفاری	۵۲.۵۱۰.۲۵۷	۵۷.۸۵۰.۰۰۰	۱۱۳.۵۸۹.۰۰۰	۱۲۸.۹۶۰.۰۰۰	۱۳۶.۳۲۰.۰۰۰	۱۲۶.۹۹۳.۷۵۳	۵۹.۳۳۸.۵۶۵	۶۶.۸۴۵.۸۴۴	۱۱۹.۱۲۲.۸۳۸	۱۲۱.۰۲۴.۰۰۰
هزینه مواد منفجره	۴۸۰.۳۶.۲۴۷	۵۲.۳۴۹.۲۶۷	۱۰۳.۸۶۷.۶۳۷	۱۱۵.۷۲۱.۶۳۷	۱۲۹.۷۱۳.۶۹۹	۱۱۶.۱۴۰.۰۰۹۸	۵۶.۹۴۰.۱۷۴	۶۳.۷۱۴.۹۴۶	۱۱۶.۵۴۹.۳۹۵	۱۲۵.۳۹۵.۰۸۲
حمل و نقل، جرثقیل، ناهار و صبحانه، یابیل ذهاب و حقوق کارگر	۲۶.۱۴۲.۷۶۷	۲۲.۴۶۳.۵۹۸	۲۶.۶۷۸.۹۴۶	۲۹.۴۳۲.۰۶۴	۳۳.۴۲۸.۰۰۰۹	۲۹.۴۵۱.۲۶۸	۲۳.۳۴۰.۴۰۲	۲۲.۹۷۶.۹۸۳	۲۲.۷۶۴.۰۳۹	۲۷.۳۸۹.۷۳۰
هزینه انفجار	۷۴.۱۷۹.۰۱۴	۷۴.۸۱۲.۸۶۵	۱۳۰.۵۴۶.۵۸۳	۱۴۵.۱۵۳.۷۰۱	۱۶۳.۱۴۱.۷۰۸	۱۴۵.۵۹۱.۳۶۶	۸۰.۳۸۰.۵۷۶	۸۶.۶۹۱.۹۳۹	۱۳۹.۳۱۳.۳۳۳	۱۵۲.۷۸۴.۸۱۲
هزینه حفاری هر تن (تومان بر تن)	۲.۸۷۶	۲.۹۳۱	۲.۹۶۵	۳.۱۴۰	۲.۶۹۴	۲.۸۶۹	۲.۷۴۱	۲.۸۱۴	۲.۶۵۰	۲.۳۵۶
هزینه انفجار (تومان بر تن)	۴۰.۶۲	۳.۷۹۱	۳.۴۰۸	۳.۵۳۵	۳.۳۲۴	۳.۲۸۹	۳.۷۰۹	۳.۶۵۰	۳.۱۰۰	۲.۹۷۵
هزینه حفاری و انفجار هر بلوک	۱۲۶.۶۸۹.۳۷۱	۱۲۲.۶۶۲.۸۶۵	۲۴۴.۱۳۵.۵۸۳	۲۷۴.۱۱۲.۷۰۱	۲۹۹.۴۶۱.۷۰۸	۲۷۲.۵۸۵.۱۱۹	۱۲۹.۶۱۹.۴۴۱	۱۵۳.۵۳۷.۷۷۳	۲۵۸.۴۳۶.۱۷۱	۲۷۳.۸۰۸.۸۱۲
هزینه حفاری و انفجار هر تن (تومان بر تن)	۶.۹۳۸	۶.۷۲۳	۶.۳۷۲	۶.۶۷۵	۵.۹۱۷	۶.۱۵۷	۶.۴۵۰	۶.۴۶۴	۵.۷۵۰	۵.۳۳۱

۳-۱۱-۲- بررسی هزینه بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ

جدول ۳-۲۴ هزینه بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ را نشان می دهد. با توجه به این جدول میانگین هزینه حفاری و انفجار هر تن سنگ خرد شده از بلوک های قبل از اصلاح الگو ۵۹۴۴ تومان و بعد از اصلاح الگو ۵۲۳۲ تومان به دست آمد. با توجه به شکل ۳-۲۲ پس از اصلاح الگو هزینه حفاری و انفجار هر تن سنگ خرد شده به طور میانگین کاهش یافته است.



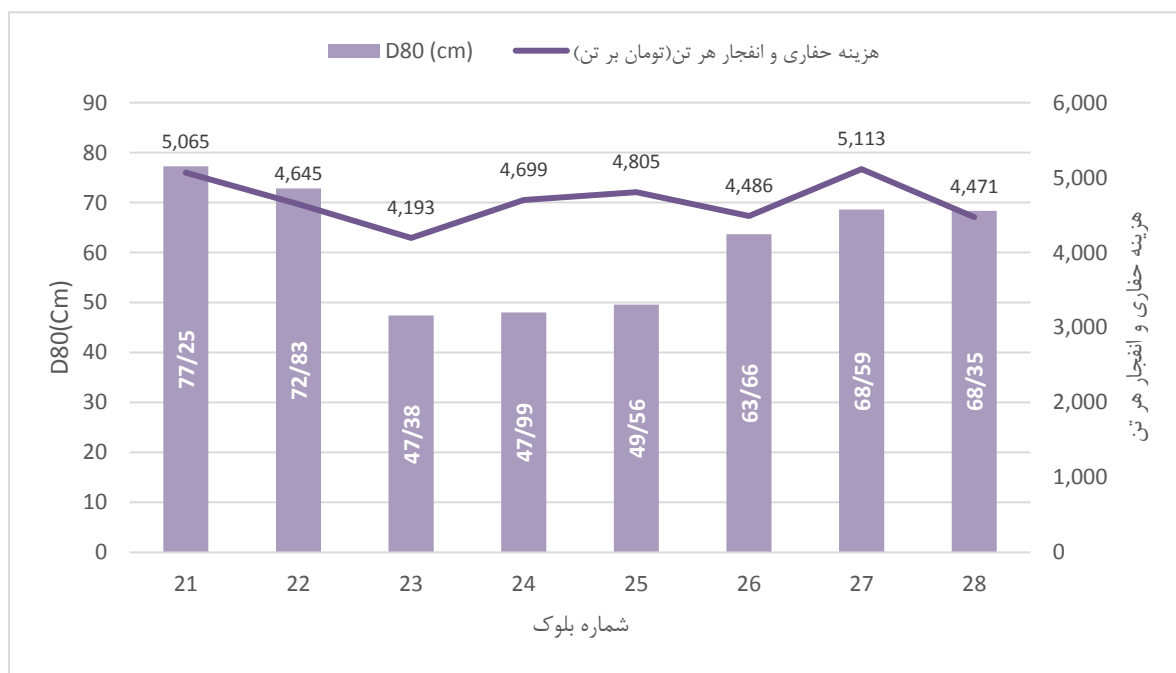
شکل ۳-۲۲- نمودار مقایسه D80 با هزینه های حفاری و انفجار هر تن از بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ

جدول ۳-۲- هزینه‌های بلوک های حفاری شده با قطر ۴ اینچ (تومان)

بعد				قبل				قبل / بعد اصلاح الگو	
۲۰	۱۹	۱۸	۱۷	۱۶	۱۵	۱۴	۱۳	۱۲	نام بلوک
۴۷,۸۱۰	۴۳,۷۹۲	۵۳,۰۴۸	۵۰,۳۵۷	۳۴,۱۱۲	۴۱,۵۳۸	۴۱,۶۹۱	۴۷,۴۱۴	۴۶,۵۳۰	تناژ
۱۰۵,۴۳۵,۰۰۰	۹۱,۰۹۳,۲۰۰	۱۲۹,۷۰۲,۵۰۰	۱۲۱,۹۳۶,۵۰۰	۱۰۷,۲۸۰,۰۰۰	۱۲۴,۴۶۵,۰۰۰	۹۶,۹۱۲,۰۰۰	۱۲۹,۶۱۸,۰۰۰	۱۱۸,۲۹۶,۰۰۰	هزینه حفاری
۱۱۶,۶۶۸,۶۰۰	۱۰۲,۳۴۳,۹۲۵	۱۳۴,۵۹۲,۳۴۰	۱۲۶,۳۳۶,۵۷۵	۹۸,۹۰۶,۱۶۴	۱۱۶,۴۵۷,۳۱۲	۱۰۳,۵۹۴,۶۵۴	۱۳۴,۳۳۶,۸۱۶	۱۲۰,۷۴۰,۷۲۰	هزینه مواد منفجره
۲۲,۱۰۹,۳۷۲	۲۳,۳۸۹,۸۴۳	۲۶,۰۴۶,۴۱۴	۲۳,۳۷۶,۲۳۳	۱۹,۷۳۵,۲۶۳	۲۳,۲۸۱,۲۸۷	۲۰,۴۷۰,۳۲۲	۲۳,۳۱۵,۳۱۴	۲۰,۸۶۵,۵۶۴	حمل و نقل، جرثقیل، ناهار و صبحانه، ایاب ذهاب و حقوق کارگر
۱۳۸,۷۷۷,۹۷۲	۱۲۵,۷۳۳,۷۶۸	۱۶۰,۶۳۸,۷۵۴	۱۴۹,۷۱۲,۹۰۸	۱۱۸,۶۴۱,۴۲۷	۱۳۹,۷۳۸,۵۹۹	۱۲۴,۰۶۴,۹۷۶	۱۴۷,۶۵۲,۱۳۰	۱۴۱,۶۰۶,۲۸۴	هزینه انفجار
۲,۲۰۵	۲,۰۸۰	۲,۴۴۵	۲,۴۲۱	۳,۱۴۵	۲,۹۹۶	۲,۳۲۵	۲,۷۳۴	۲,۵۴۲	هزینه حفاری هر تن (تومان بر تن)
۲,۹۰۳	۲,۸۷۱	۳,۰۲۸	۲,۹۷۳	۳,۴۷۸	۳,۳۶۴	۲,۹۷۶	۳,۱۱۴	۳,۰۴۳	هزینه انفجار (تومان بر تن)
۲۴۴,۲۱۲,۹۷۲	۲۱۶,۸۲۶,۹۶۸	۲۹۰,۳۴۱,۲۵۴	۲۷۱,۶۴۹,۴۰۸	۲۲۵,۹۲۱,۴۲۷	۲۶۴,۲۰۳,۵۹۹	۲۲۰,۹۷۶,۹۷۶	۲۷۷,۲۷۰,۱۳۰	۲۵۹,۹۰۲,۲۸۴	هزینه حفاری و انفجار هر بلوک
۵,۱۰۸	۴,۹۵۱	۵,۴۷۳	۵,۳۹۴	۶,۶۲۳	۶,۳۶۱	۵,۳۰۰	۵,۸۴۸	۵,۵۸۶	هزینه حفاری و انفجار هر تن (تومان بر تن)

۳-۱۱-۳- بررسی هزینه بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ

جدول ۳-۲۵ هزینه بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ را نشان می‌دهد. با توجه به این جدول و نمودار شکل ۳-۲۳ به دلیل خردشدگی مشابه انفجار در قبل و بعد از اصلاح الگو، می‌توان گفت میانگین هزینه حفاری و انفجار هر تن سنگ خرد شده در بلوک‌های قبل اصلاح الگو ۴۶۵۰ تومان و بعد از اصلاح الگو ۴۷۱۸ تومان به دست آمد که تغییرات زیادی همراه نداشته است.



شکل ۳-۲۳- نمودار مقایسه D80 با هزینه‌های حفاری و انفجار هر تن از بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ

جدول ۳-۲۵- هزینه‌های بلوک های حفاری شده با قطر ۵ اینچ (تومان)

بعد				قبل				قبل / بعد اصلاح الگو
۲۸	۲۷	۲۶	۲۵	۲۴	۲۳	۲۲	۲۱	نام بلوک
۵۰.۷۹۴	۳۵.۰۱۷	۴۰.۳۶۰	۵۳.۲۱۴	۴۸.۰۱۹	۴۸.۸۹۶	۴۹.۳۱۷	۲۶.۰۳۲	تناژ
۷۷.۸۳۰.۰۰۰	۶۶.۳۴۸.۰۰۰	۶۳.۲۱۰.۰۰۰	۹۶.۸۰۰.۰۰۰	۷۹.۳۳۲.۰۱۰	۷۲.۱۶۰.۰۰۰	۸۱.۳۷۲.۷۲۰	۵۰.۶۳۴.۰۰۰	هزینه حفاری
۱۲۰.۴۲۸.۲۵۲	۹۲.۵۵۵.۶۴۴	۹۶.۶۳۷.۲۴۷	۱۳۵.۲۱۰.۶۰۲	۱۱۷.۰۹۱.۷۷۸	۱۱۲.۸۸۰.۵۰۹	۱۲۰.۲۸۰.۰۰۸۱	۵۸.۹۵۵.۲۳۰	هزینه مواد منفجره
۲۸.۸۲۳.۳۷۴	۲۰.۳۲۲.۵۱۸	۲۱.۱۹۰.۹۳۱	۲۳.۶۶۹.۴۳۶	۲۹.۳۱۴.۸۹۶	۱۹.۹۸۱.۱۷۸	۲۷.۴۰۱.۹۹۱	۲۳.۲۶۳.۹۰۲	حمل و نقل، جرقه‌بیل، ناهار و صبحانه، ایاب وهاب و حقوق کارگر
۱۴۹.۲۵۱.۶۲۶	۱۱۲.۷۷۸.۱۶۳	۱۱۷.۸۲۸.۱۷۸	۱۵۸.۸۸۰.۰۳۸	۱۴۶.۴۰۶.۶۷۳	۱۳۲.۸۶۱.۶۸۷	۱۴۷.۶۸۲.۰۷۱	۸۱.۲۱۹.۱۳۲	هزینه انفجار
۱.۵۳۲	۱.۸۹۲	۱.۵۶۶	۱.۸۱۹	۱.۶۵۰	۱.۴۷۶	۱.۶۵۰	۱.۹۴۵	هزینه حفاری هر تن (تومان بر تن)
۲.۹۳۸	۳.۲۲۱	۲.۹۱۹	۲.۹۸۶	۳.۰۴۹	۲.۷۱۷	۲.۹۹۵	۳.۱۲۰	هزینه انفجار (تومان بر تن)
۲۲۷.۰۸۱.۶۲۶	۱۷۹.۰۲۶.۱۶۳	۱۸۱.۰۳۸.۱۷۸	۲۵۵.۶۸۰.۰۳۸	۲۲۵.۶۳۸.۶۸۳	۲۰۵.۰۲۱.۶۸۷	۲۲۹.۰۵۴.۷۹۱	۱۳۱.۸۵۳.۱۳۲	هزینه حفاری و انفجار هر بلوک
۴.۴۷۱	۵.۱۱۳	۴.۴۸۶	۴.۸۰۵	۴.۶۹۹	۴.۱۹۳	۴.۶۴۵	۵.۰۶۵	هزینه حفاری و انفجار هر تن (تومان بر تن)

فصل ۴ : نتیجه گیری و پیشنهادات

۴-۱- نتیجه گیری

در این پژوهش به ارائه الگوی مناسب چالزنی و انفجار و تاثیر تغییرات این الگو بر وضعیت خردایش، عملکرد ماشین آلات بارگیری و باربری و هزینه حفاری و انفجار هر تن سنگ خرد شده پرداخته شد. بدین ترتیب نتایج حاصل از ۲۸ انفجار با قطرهای ۳/۵، ۴ و ۵ اینچ مورد بررسی قرار گرفت. برای بررسی وضعیت خردایش، زمان چکش کاری، بررسی عملکرد ماشین آلات بارگیری و باربری و همچنین بررسی فنی اقتصادی بلوک ها ابتدا ۱۵ بلوک (شامل شش بلوک با قطر ۳/۵ اینچ، پنج بلوک با قطر ۴ اینچ و چهار بلوک با قطر ۵ اینچ) آتشکاری شدند. سپس با توجه به خردایش نامناسب این بلوک ها برای هر قطر تصمیم به اصلاح الگو با استفاده از فرمول های تجربی گرفته شد. با ارائه الگوی جدید ۱۳ بلوک (شامل پنج بلوک با قطر ۳/۵ اینچ، چهار بلوک با قطر ۴ اینچ و همچنین چهار بلوک با قطر ۵ اینچ) آتشکاری شدند. نتایج این پژوهش به شرح زیر است:

- ۱- با متراکم کردن الگوی چالزنی و انفجار، D80 نسبت به قبل از اصلاح الگو کاهش یافت.
- ۲- زمان چکش کاری (شامل زمان چکش کاری پاشنه و بولدرها) هر بلوک، در قطر ۳/۵ اینچ ۱۷/۸ درصد، قطر ۴ اینچ ۲۸/۱ درصد و قطر ۵ اینچ ۱۷/۹ درصد نسبت به قبل از اصلاح الگو کاهش یافت، به عبارتی میزان پاشنه و بولدرهای موجود در بلوک ها کم شده است.
- ۳- برای بررسی عملکرد ماشین آلات بارگیری، یک سیکل بارگیری جام دستگاه در نظر گرفته شد. مشاهده شد بین این پارامتر و D80 یک رابطه خطی وجود دارد. در نتیجه می توان گفت پس از اصلاح الگو با کاهش D80 زمان یک سیکل بارگیری جام دستگاه کاهش می یابد.
- ۴- برای بررسی عملکرد ماشین آلات باربری نیز درصد پرشدگی اتاق کامیون ها محاسبه شد. نتایج نشان داد بین D80 و این پارامتر یک رابطه خطی وجود دارد که نشان می دهد با کاهش D80 درصد پرشدگی کامیون ها نسبت به قبل از اصلاح الگو افزایش می یابد.
- ۵- در بررسی هزینه بلوک ها نیز هزینه حفاری و انفجار بلوک ها قبل و بعد از اصلاح الگو جمع آوری شد

و با میانگین‌گیری از آن‌ها در قطر ۳/۵ و ۴ اینچ مشاهده شد این هزینه نسبت به قبل از اصلاح الگو کاهش یافته است اما در قطر ۵ اینچ تغییر زیادی نداشته است.

۴-۲- پیشنهادات

پیشنهاد می‌شود برای بررسی بیشتر عملکرد ماشین‌آلات بارگیری و باربری تاثیر یا ارتباط آن با خردایش:

۱- وضعیت خردایش با میانگین ضریب دسترسی ماشین‌آلات بارگیری در هر بلوک انفجار شده مقایسه شود.

۲- زمان سیکل بارگیری کامل ماشین‌آلات به تناژ (ساعت بر تن) هر بلوک به دست بیاید و با وضعیت خردایش مقایسه شود.

مراجع

آموزگار ع. قائدی قالینی م. موسوی نسب م. (۱۳۹۷)، "دومین کنفراس ملی مواد، متالورژی و معدن ایران"، دانشگاه شهید چمران اهواز

استوار، ر. (۱۳۸۹). "آتشکاری در معادن" جلد ۱ و ۲. انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیر کبیر. چاپ نهم.

اصانلو، م. (۱۳۷۴). "طراحی، برنامه ریزی و روش های استخراج معادن سطحی". جلد ۱. انتشارات لادن. اقتصادی، م. (۱۳۹۰)، پایان نامه ارشد: "تخمین خطاهای آنالیز تصویری برای تعیین توزیع ابعاد سنگ خرد شده پس از انفجار با استفاده از رگرسیون غیرخطی و منطق فازی"، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه شهید باهنر کرمان.

امیرشوا م، (۱۳۹۳)، پایان نامه ارشد: "بررسی خردایش سنگ ناشی از انفجار در کارگاه های معدن سنگ آهک کارخانه سیمان ارومیه". دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه ارومیه

بهادری فرد، س، (۱۳۹۰)، پایان نامه ارشد: "طبقه بندی معدن سنگ آهن گل گهر براساس قابلیت انفجار و طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب"، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود

تاجی، م.، ۱۳۸۸، "توسعه مدل ارزیابی برای بهینه سازی عملیات انفجار معدن روباز"، رساله ی دکتری، دانشگاه آزاد اسلامی واحد علوم و تحقیقات، تهران

جهانی، م. (۱۳۹۲)، پایان نامه ارشد: "پیش بینی خردایش حاصل از انفجار به کمک مدل های تجربی و ارایه مدلی مناسب برای معدن شماره یک سنگ آهن گل گهر"، دانشکده فنی مهندسی، دانشگاه شهید باهنر کرمان.

حسینی، س.ه. (۱۳۸۷)، پایان نامه ارشد: "طراحی الگوی آتشکاری و تعیین خرج ویژه در معادن روباز با استفاده از مشخصات توده سنگ برجا"، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود

حکمت، آ، (۱۳۸۲)، پایان نامه ارشد: "پیش بینی بازدهی سیستم بارگیری (شاول) بر اساس سنگ های منفجر شده بزرگ مقیاس در معدن سنگ آهن گل گهر"، دانشکده مهندسی معدن، متالورژی و نفت، دانشگاه صنعتی امیرکبیر

حکمی ا، منصوری ح، ابراهیمی فرسنگی م، (۱۳۹۶) "بهینه سازی خردایش ناشی از انفجار با رویکرد معدن-کارخانه در معدن شماره ۱ سنگ آهن گل گهر"، نشریه مهندسی معدن، شماره ۳۵، دوره ۱۲، ص ۵۳-۶۵.

خوش سلیقه، م.ص.، (۱۳۹۳)، پایان نامه ارشد: "بررسی تأثیر نتایج آتشکاری و خردایش کانسنگ معدنی در راندمان سیستم حمل و نقل معدن سنگ آهن سنگان خواف"، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه ارومیه

دباغ، ع، (۱۳۹۸)، پایان نامه ارشد: "ارتباط بین دستگاه های بارگیری و باربری در معادن روباز و بهینه سازی سیستم اختصاص و توزیع در ناوگان ترابری"، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه صنعتی اصفهان

رضائی، م. (۱۳۹۷)، "مدل سازی و بهینه سازی الگوی چالزنی و انفجار معدن سنگ لاشه بغده کندی سقر" انجمن زمین شناسی مهندسی ایران، شماره ۴، جلد ۱۱، ص ۴۱-۵۳

زینلی، ح، (۱۳۹۵)، پایان نامه ارشد: "ارائه الگوی بهینه چالزنی و آتشکاری معدن سنگ آهک کارخانه سیمان خاش با در نظر گرفتن پارامترهای فنی اقتصادی"، دانشکده مهندسی، دانشگاه بیرجند شرکت دانش بنیان آراد، (۱۳۹۸)، "گزارش اکتشاف تکمیلی معدن سنگ آهن داوران".

شهریاری، ه، (۱۳۹۵)، پایان نامه ارشد: "بهینه سازی خردایش حاصل از عملیات انفجار سنگ در معدن بابا علی"، دانشگاه صنعتی همدان

صابریان، ع، (۱۳۹۳)، پایان نامه ارشد: "بهینه سازی طراحی الگوی حفاری و انفجار با هدف دستیابی به خردایش مطلوب در معدن نمک سرخه به روش آنالیز تصویری"، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه آزاد اسلامی واحد شاهرود

عزیزی، ع، (۱۳۹۶)، پایان نامه ارشد: "برآورد خردایش حاصل از انفجار با به کارگیری آنالیز تصویری توده سنگ برجا"، دانشکده مهندسی، دانشگاه ارومیه

علویان، ج، (۱۳۹۴)، پایان نامه ارشد: "به بهینه سازی طراحی آتشکاری معدن مارن کارخانه سیمان شرق (مشهد) با نگرشی ویژه بر کاهش هزینه های خردایش"، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه آزاد اسلامی واحد شاهرود

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

مظلوم، م، (۱۳۹۴)، پایان نامه ارشد: "تعیین تاخیر مناسب در عملیات انفجار به منظور بهبود عملکرد سیستم حمل و نقل معدن سنگ آهن چادرملو"، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود

مهیّب، م، (۱۳۹۴)، پایان نامه ارشد: "به بهینه سازی عملیات حفاری و آتشکاری در بلوک ۱ معدن آهک کارخانه سیمان شرق (مشهد)"، دانشکده مهندسی، دانشگاه بیرجند

نیکخواه ا، تاجی م. (۱۳۹۶) "بررسی تأثیرات خردشدگی ناشی از عملیات انفجار بر روی کارایی ماشین آلات در معدن مس سرچشمه" نشریه مهندسی منابع معدنی، شماره ۳، دوره دوم، ص ۲۵-۳۶.

یوسفی ج، حمیدیان ه. (۱۳۹۵). "دستیابی به خردایش مطلوب حاصل از عملیات آتشکاری در معدن سنگ آهک آبلو با استفاده از روش آنالیز تصویری". کنفرانس بین المللی نوآوری در علوم و تکنولوژی، بارسلون.

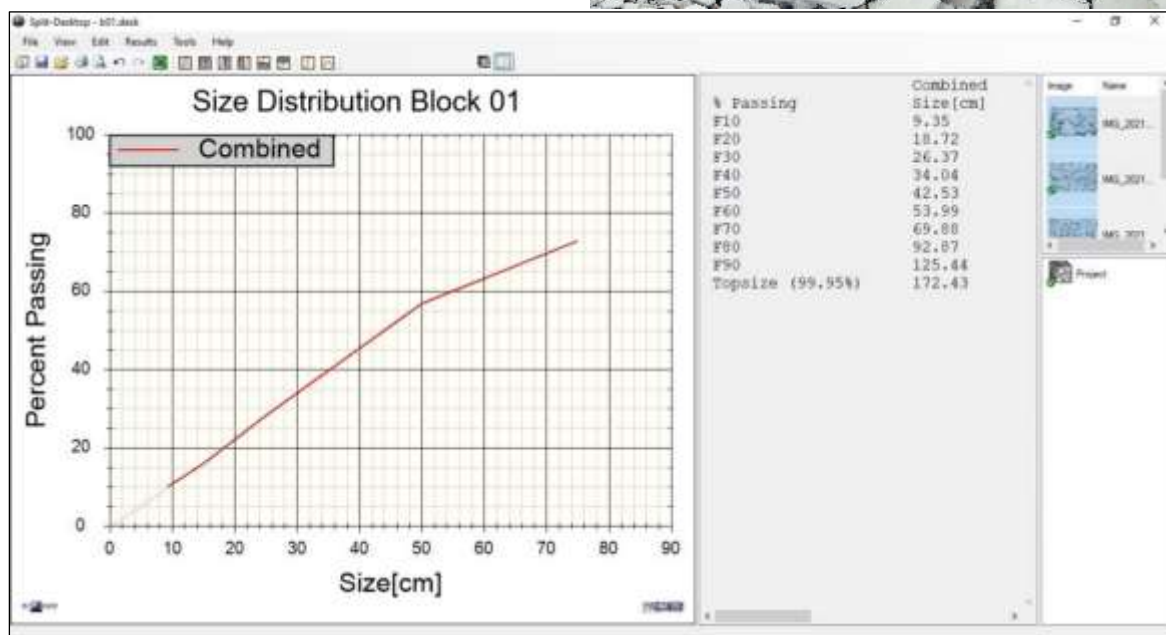
- Bhandari, S., (1999) "Engineering Rock Blasting Operations", Department of Mining Engineering, J.N.V. University, Jodhpur, India. Published by A.A. Balkema, Rotterdam, Netherlands, Brookfield.
- Bowa, V. M. (2015). "Optimization of blasting design parameters on open pit bench a case study of Nchanga open pits". *Int. J SciTechnolRes*, 4(9).
- Doktan M.,(2001), "Impact of Blast Fragmentation on Truck Shovel Fleet Performance", 17th *International Mining Congress and Exhibition of Turkey*, 375-380, 2001.
- Fisonga, M., & Mutambo, V. (2017). "Optimization of the fleet per shovel productivity in surface mining: Case study of Chilanga Cement, Lusaka Zambia". *Cogent Engineering*, 4(1), 1386852.
- Gadikor, J. E. K. (2018). PHD Thesis, "Optimization of drilling and blasting practices at a western us open pit copper mine" , *Montana Tech of The University of Montana*
- Ghanizadeh Zarghami, A., Shahriar, K., Goshtasbi, K., & Akbari, A. (2018). "A model to calculate blasting costs using hole diameter, uniaxial compressive strength, and joint set orientation", *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 118(8), 869-877.
- Gokhale, B. V. (2011)." Rotary Drilling and Blasting in Larg Surface Mines". CRC Press/Balkema Publishers.
- Hustrulid, W., (1999) "Blasting Principles for Open Pit Mining" Vol. 1, A.A., General Design Concept, Balkema.
- Hock, E., Bray, J., (2004), "4th Edition. Rock Slope Engineering, Civil and Mining Duncan", C. Wyllie & Christopher, W. Math, Chapter 11, PP. 247-275.
- Jimeno, C.L., Jimeno, E.T., Carcedo, A.J.F., 1995. Drilling and Blasting of Rocks. A.A. Balkema/ Rotterdam: Netherland.
- Konya C. J., Walter E. J., 1990. Surface Blast Design. Englewood Cliffs, New Jersey: Prentice Hall Publishing.
- Konya, C. J., & Walter, E. J. (1991). Rock blasting and overbreak control (No. FHWA-HI-92-001; NHI-13211). United States. Federal Highway Administration.
- Kulula, M. I., & Akande, J. M. (2018). "Effects of Machine Parameter and Natural Factors on the Productivity of Loading and Haulage Equipment". *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*, 6(01), 139.
- Latham, J., Meulen, J.A., & Dupray, S. (2006). Prediction of fragmentation and yield curves with reference to armourstone production. *Engineering Geology*, 87, 60-74.
- Mackenzie, A. S. (1967). "Optimum Blasting. TwentyEighth Annual Mining Symposium". University of Minnesota, Minneapolis, 181-188
- Manyele, S. V. (2017). "Investigation of excavator performance factors in an open-pit mine using loading cycle time". *Engineering*, 9(7), 599-624.
- Mirabediny, H.,(1998) "A dragline simulation model for strip mine design and development", Ph.D. diss., University of Wollongong, Australia.

- Mohammadi, M., Rai, P., & Gupta, S. (2015). "Performance measurement of mining equipment". *International Journal of Emerging Technology and Advanced Engineering*, 5(7), 240-248.
- Morin, M. A., & Ficarazzo, F. (۲۰۰۶). Monte Carlo simulation as a tool to predict blasting fragmentation based on the Kuz–Ram model. *Computers & geosciences*, ۳۲(۳), ۳۵۲-۳۵۹.
- Novikov E. & Kondelchuk D., (۲۰۰۵) "Study of the Mechanical Properties of the Granitoid Rocks and the Influence of blasting Parameters on the Quality of Aggregates", Master's thesis, lulea university of technology.
- Olofsson, S. O. (۱۹۹۵). "Applied Explosives Technology For Construction And Mining". Second Edition, Monographic book, APPLE, ÅRLA, Sweden.
- Osanloo, M., & Hekmat, A. (۲۰۰۵). Prediction of shovel productivity in the Gol-e-Gohar iron mine. *Journal of Mining science*, ۴۱(۲), ۱۷۷-۱۸۴.
- Remli, S., Benselhou, A., Khebbab, R., & Fellouh, N. (2020). "New drilling design by doubled holes in surface mines". *Inżynieria Mineralna*.
- Split Engineering LLC Team ,(۲۰۱۰) ,"Manual of Split-Desktop Image Analysis Software", Version 3.
- Taksuk, M., & Erarslan, K. (2018). "Factors affecting loading performance of the excavators in Garp lignite enterprise". In *Mine Planning and Equipment Selection 2000* (pp. 685-689). Routledge.
- Tosun, A., & Konak, G. (2015). "Determination of specific charge minimizing total unit cost of open pit quarry blasting operations". *Arabian Journal of Geosciences*, 8(8), 6409-6423.

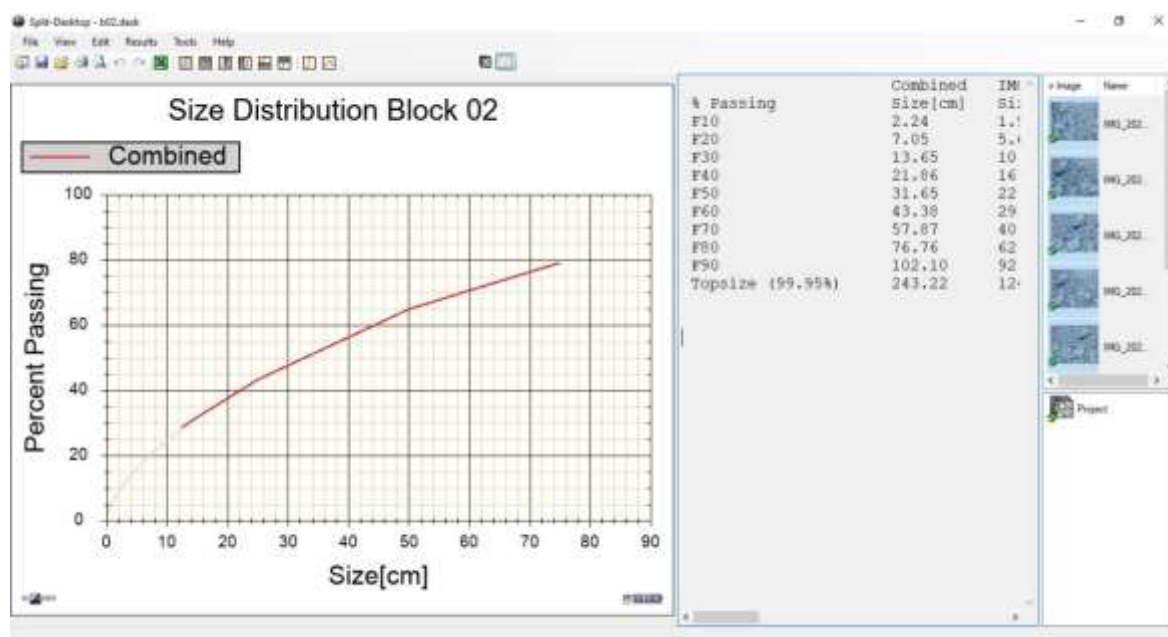
پیوست

پیوست ۱: تصاویر ورودی و نتایج نرم افزار Split-Desktop برای هر بلوک

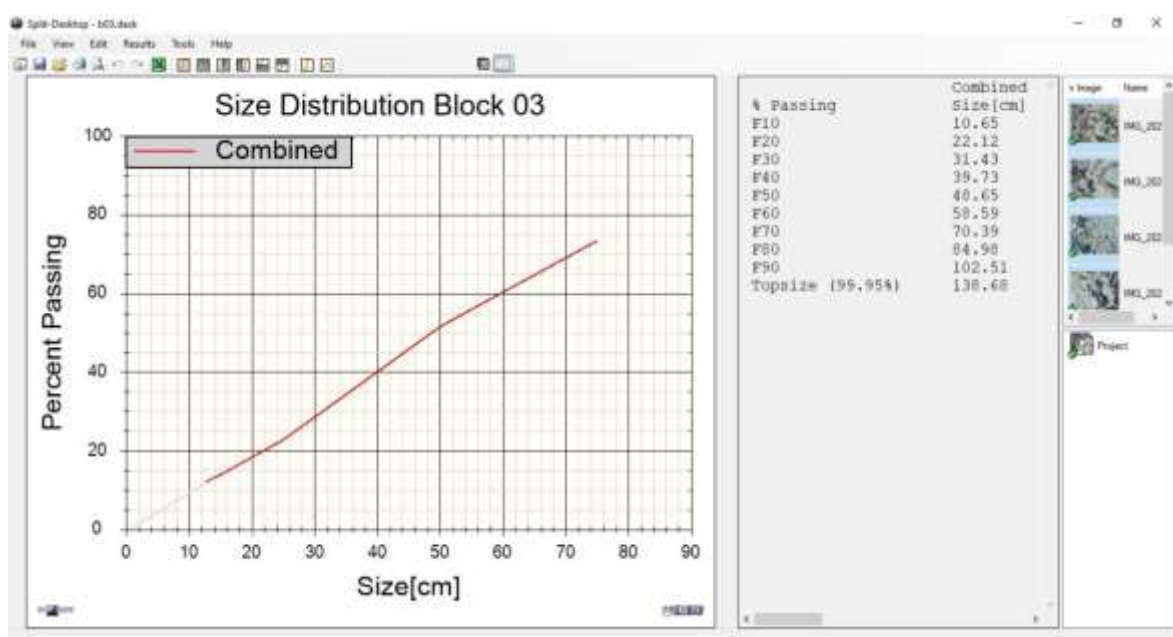
بلوک شماره ۱:



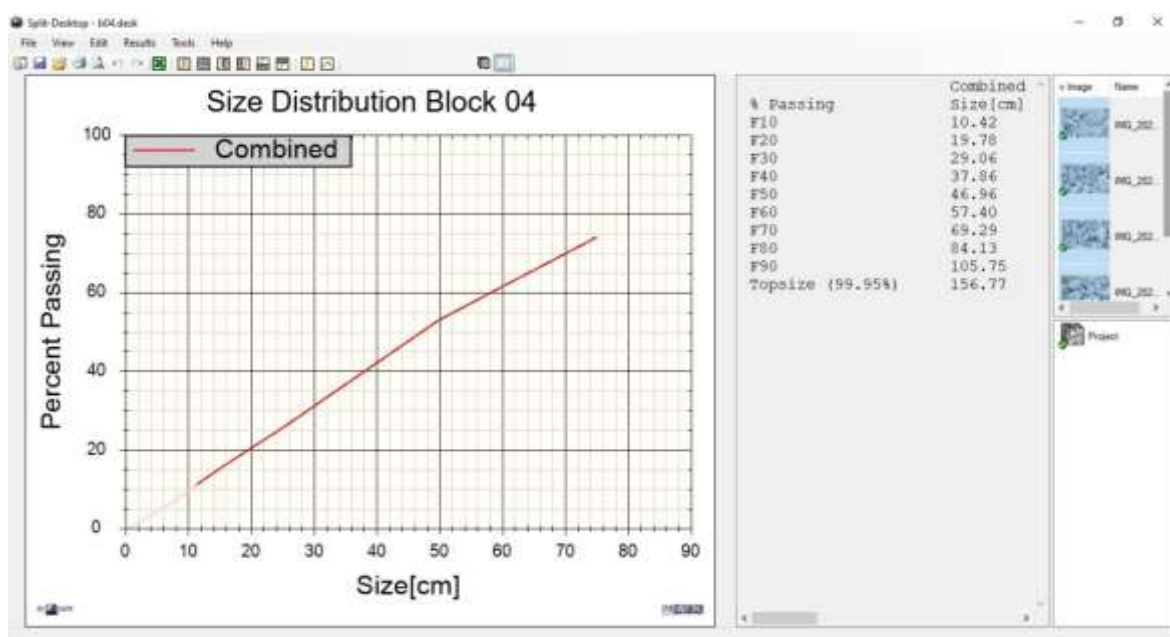
بلوک شماره ۲:



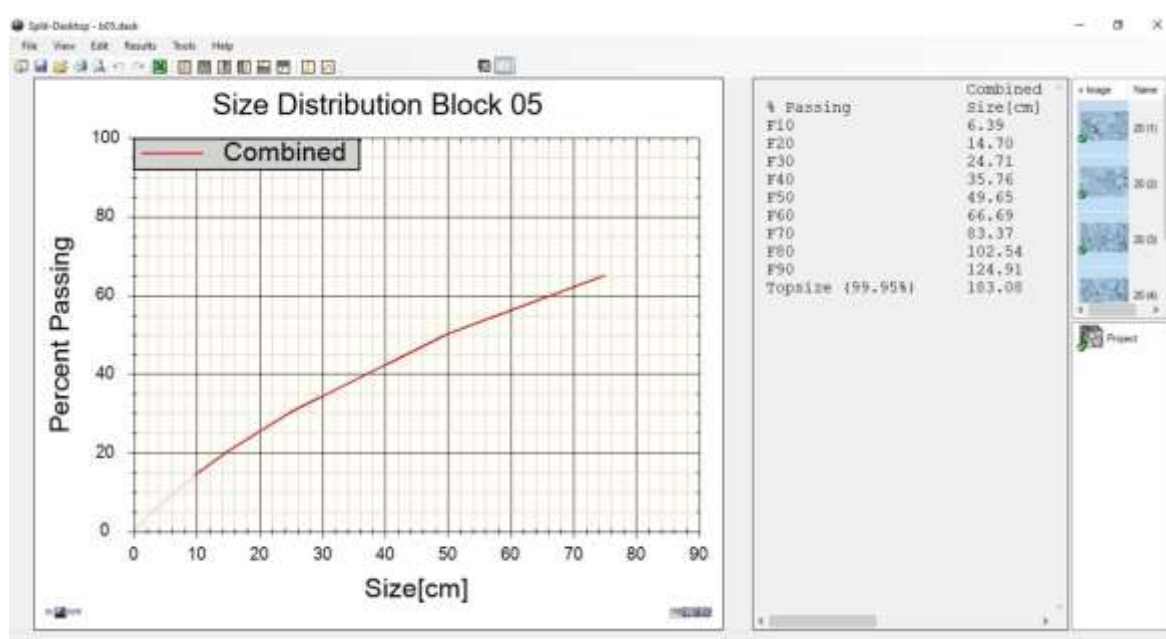
بلوک شماره ۳:



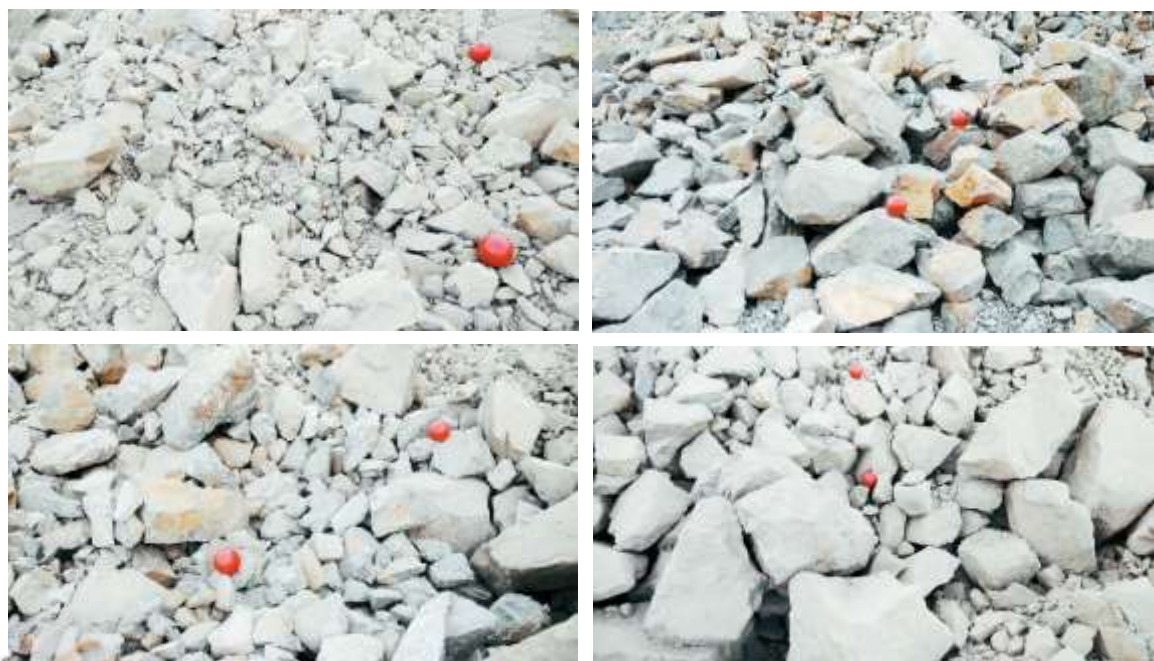
بلوک شماره ۴:



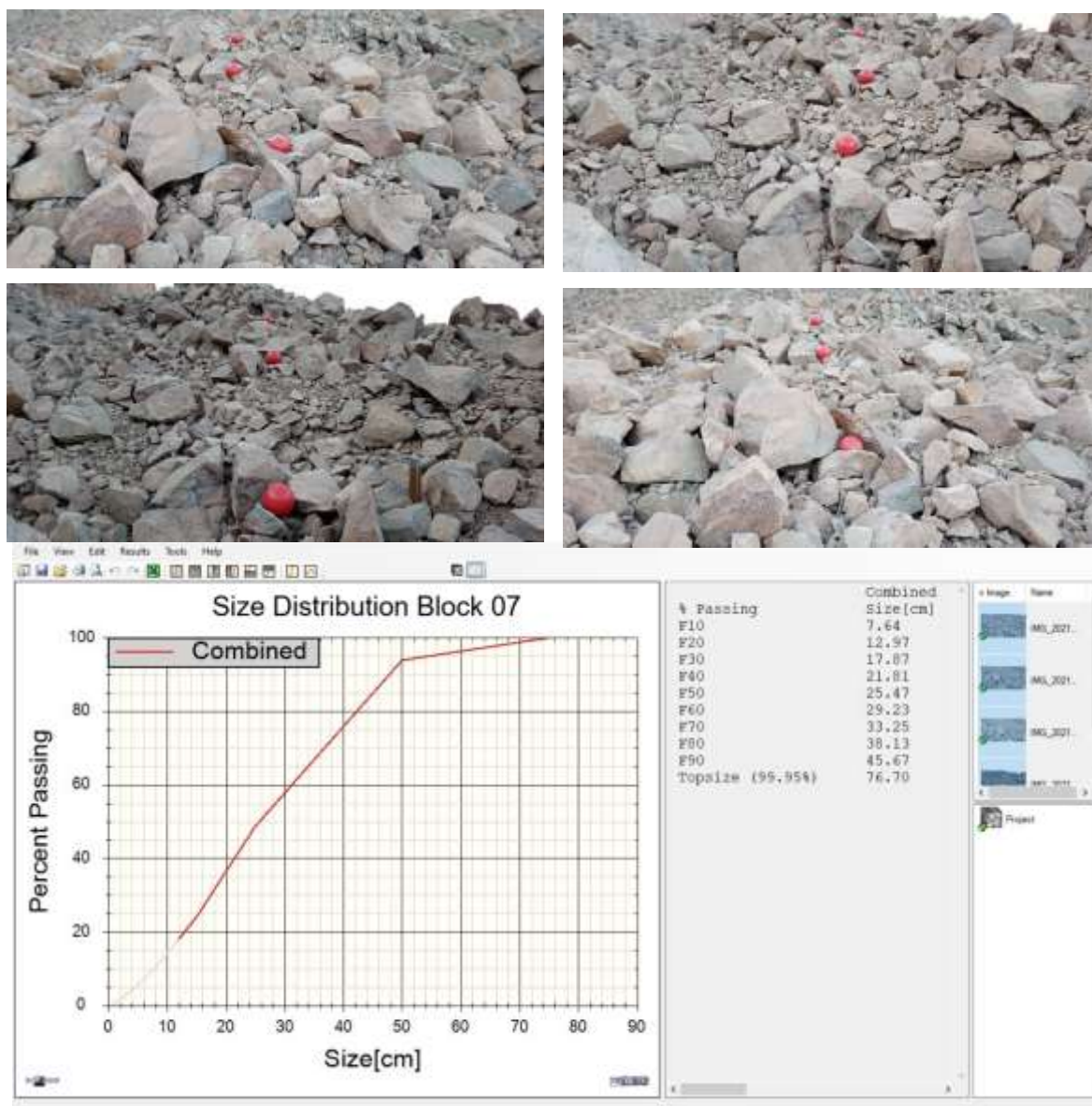
بلوک شماره ۵:



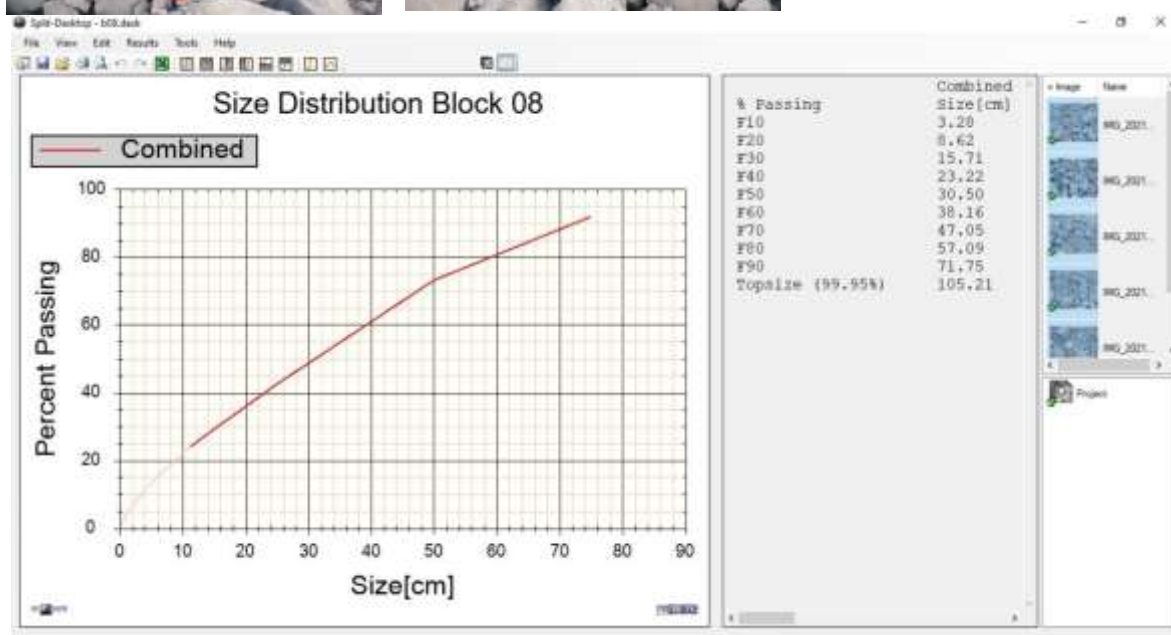
بلوک شماره ۶:



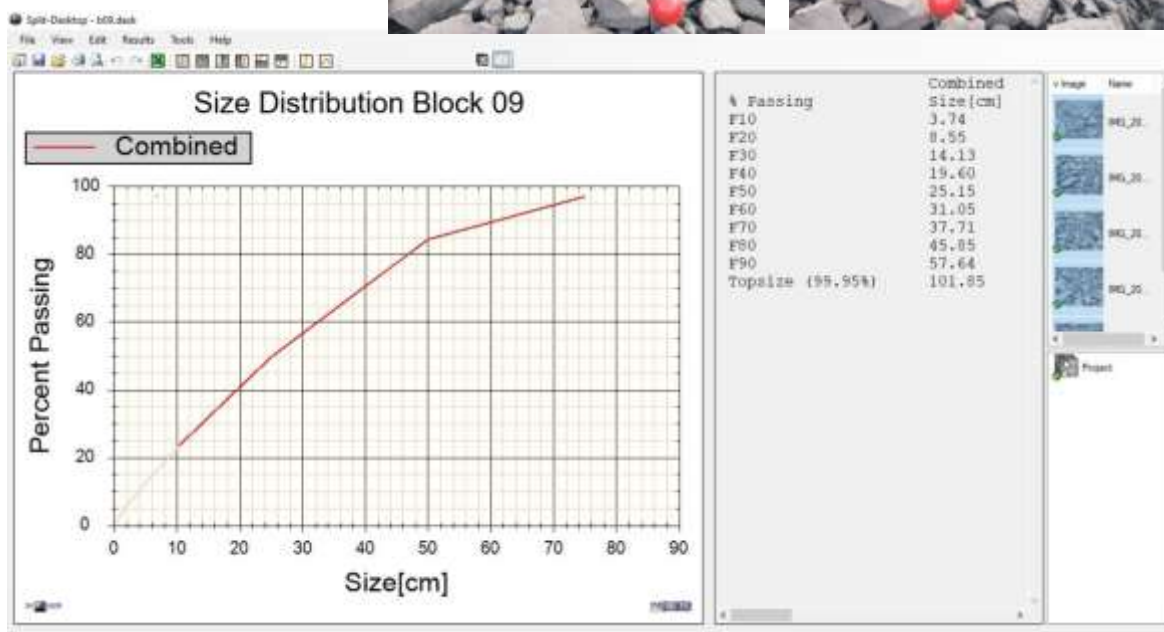
بلوک شماره ۷:



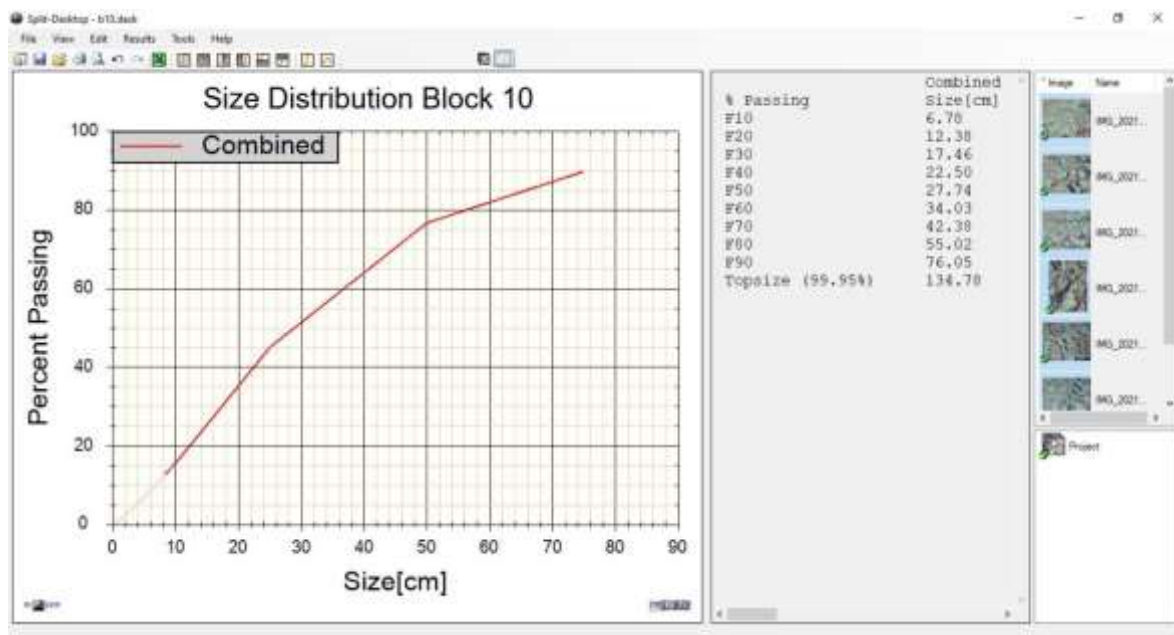
بلوک شماره ۸:



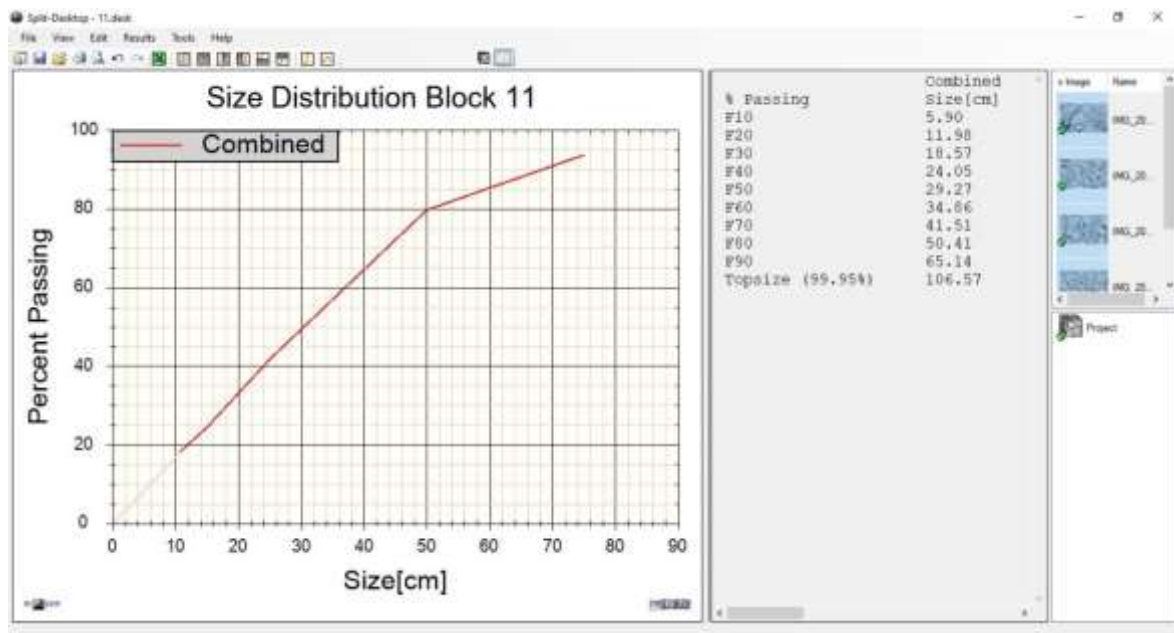
بلوک شماره ۹:



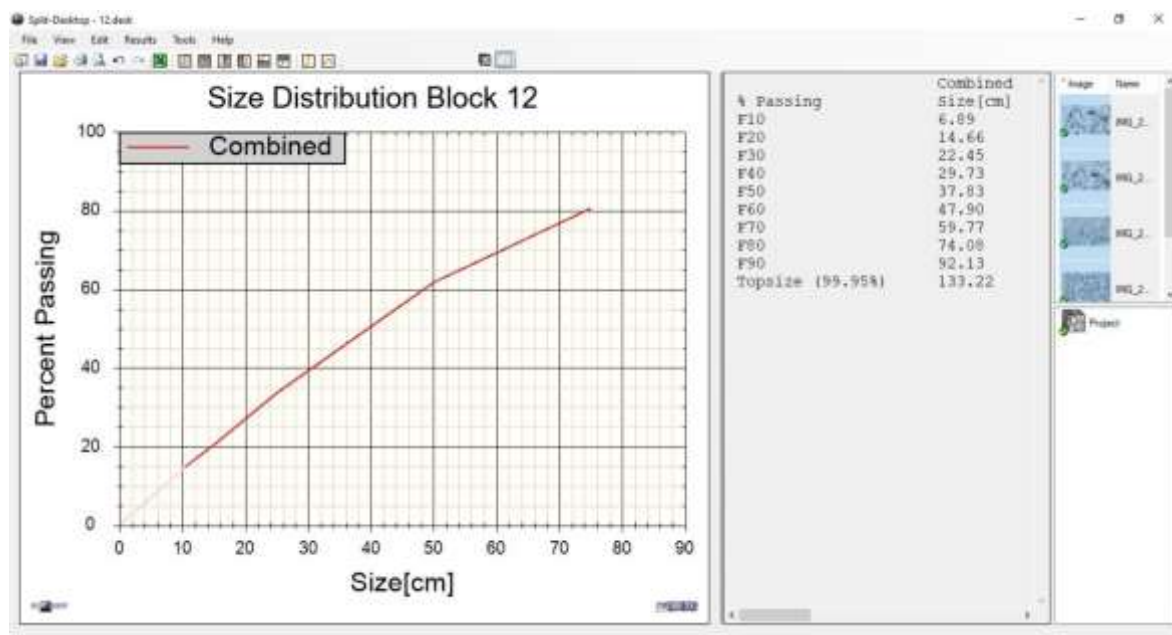
بلوک شماره ۱۰:



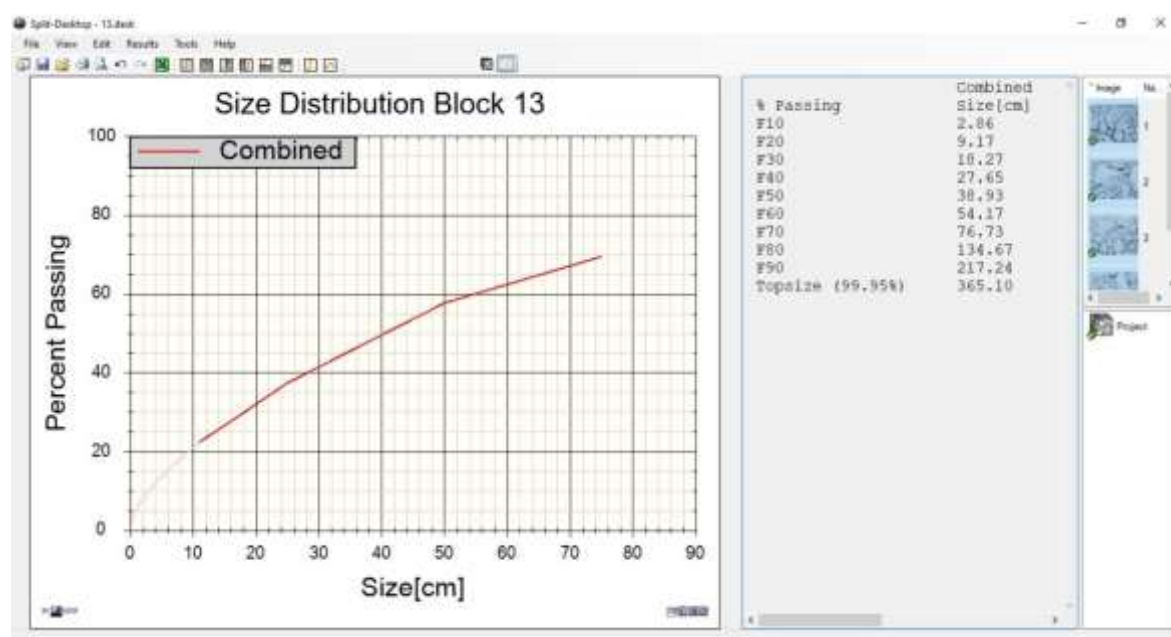
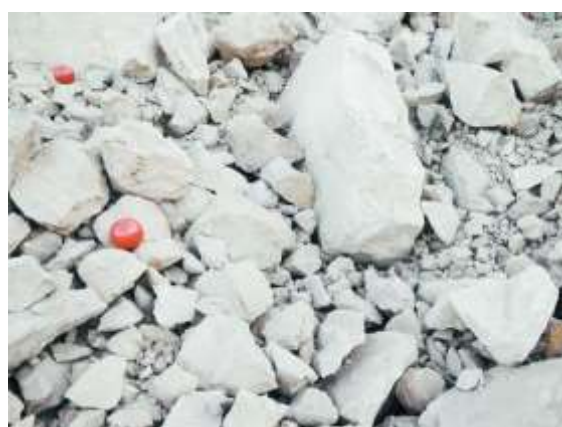
بلوک شماره ۱۱:



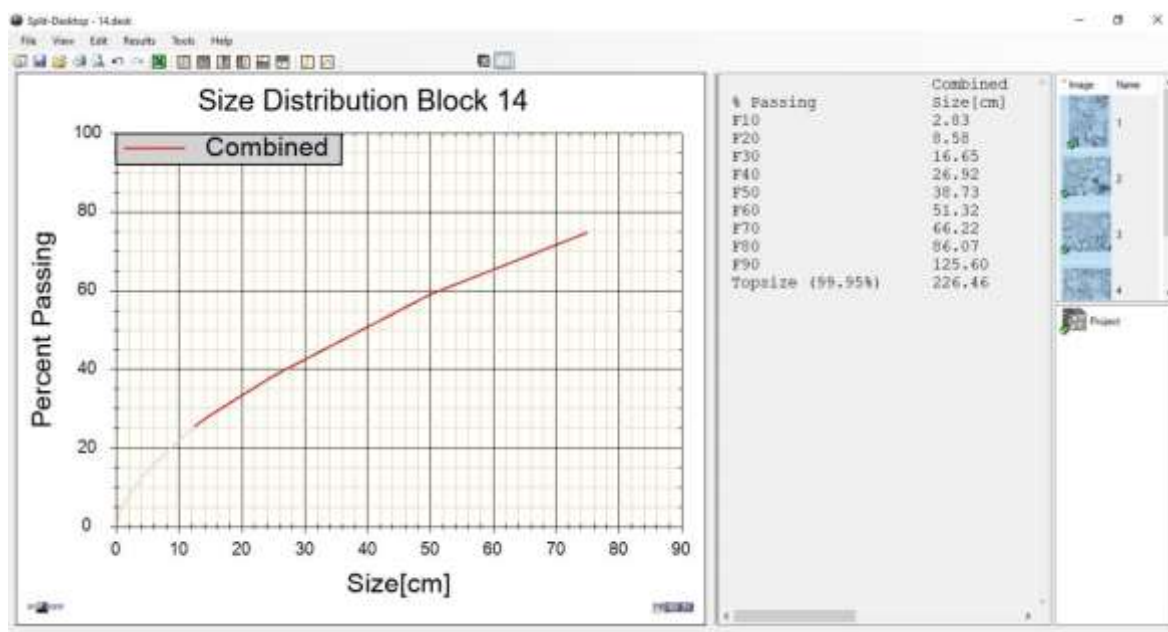
بلوک شماره ۱۲:



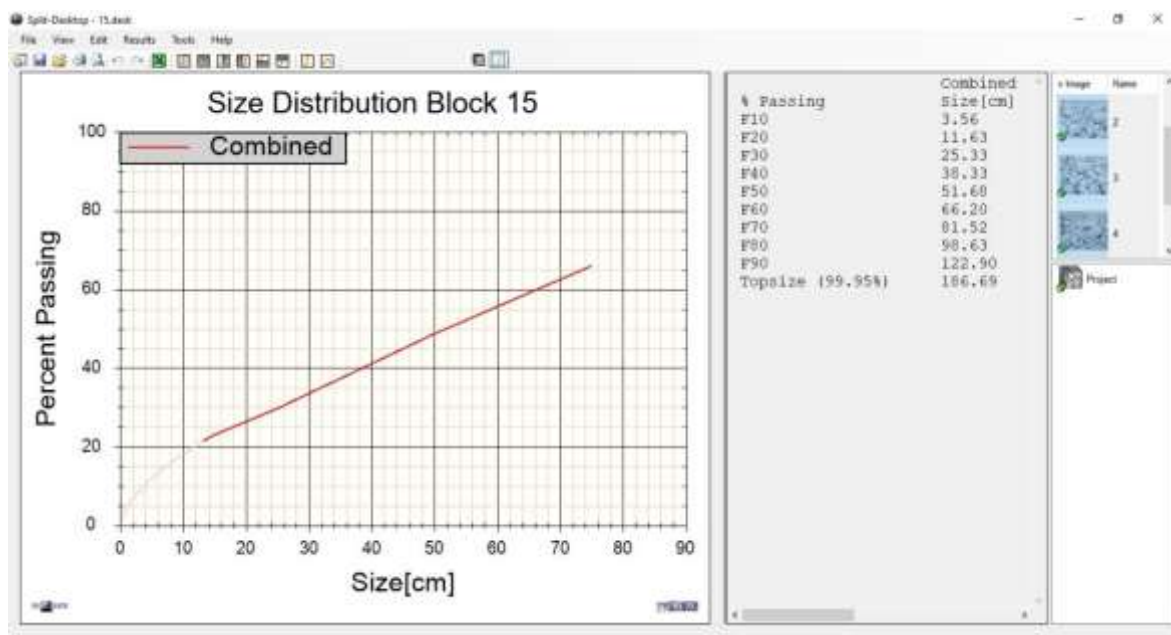
بلوک شماره ۱۳:



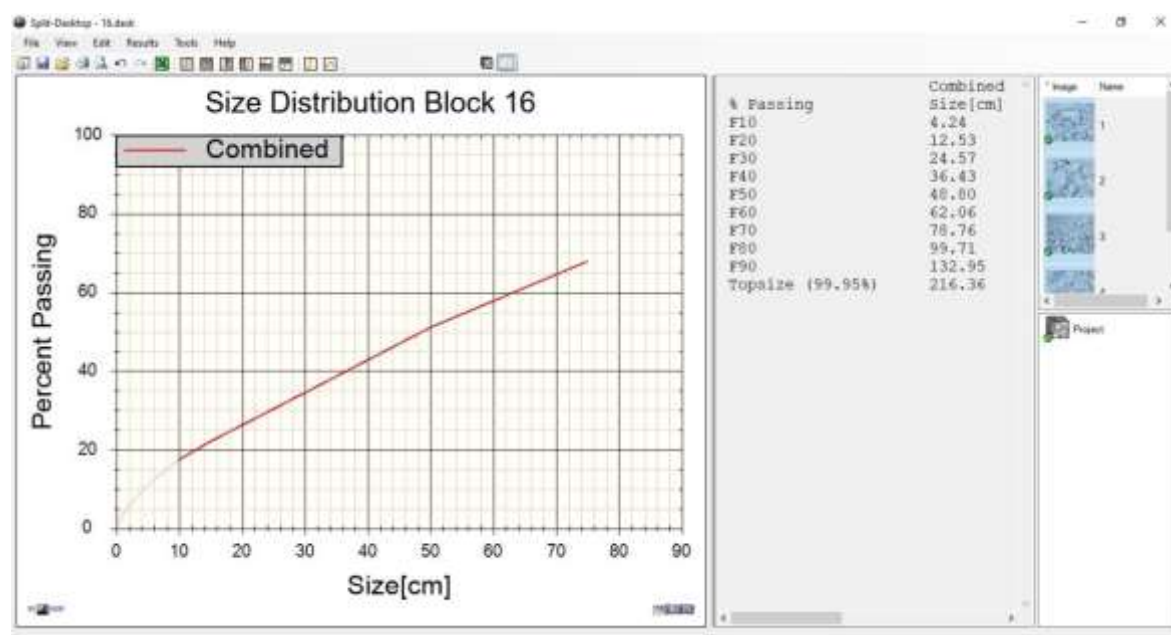
بلوک شماره ۱۴:



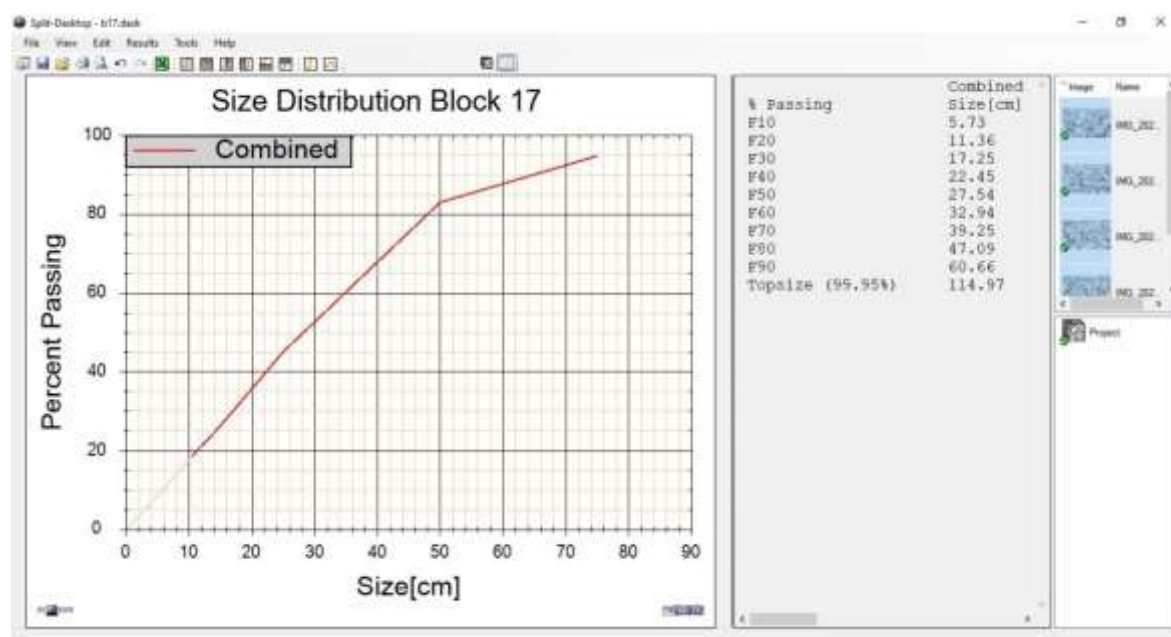
بلوک شماره ۱۵:



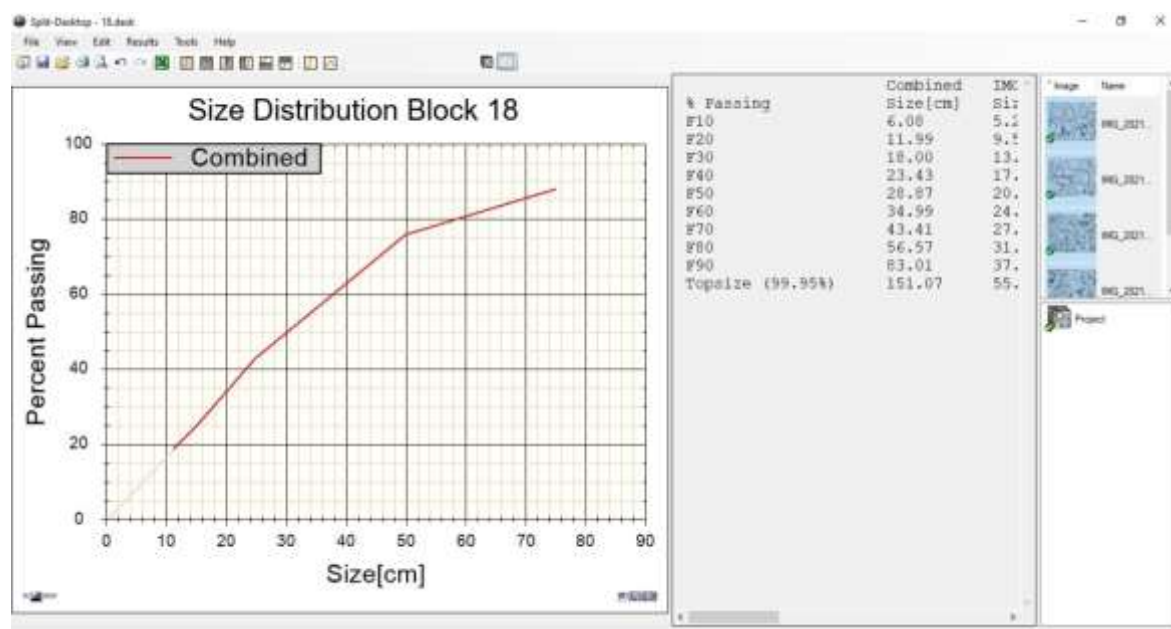
بلوک شماره ۱۶:



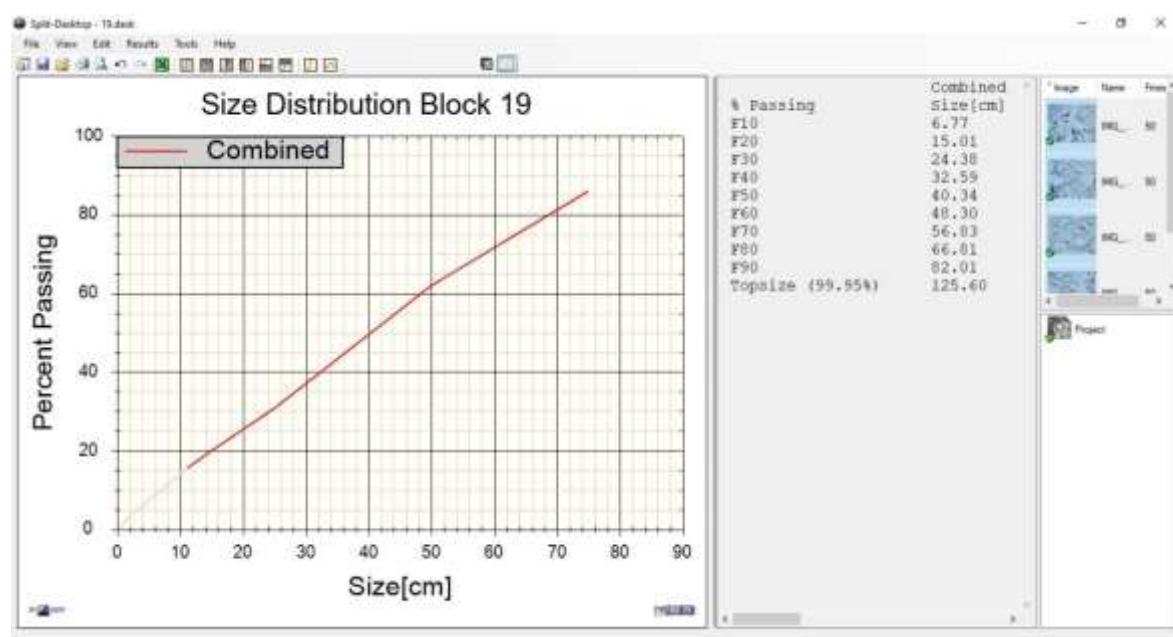
بلوک شماره ۱۷:



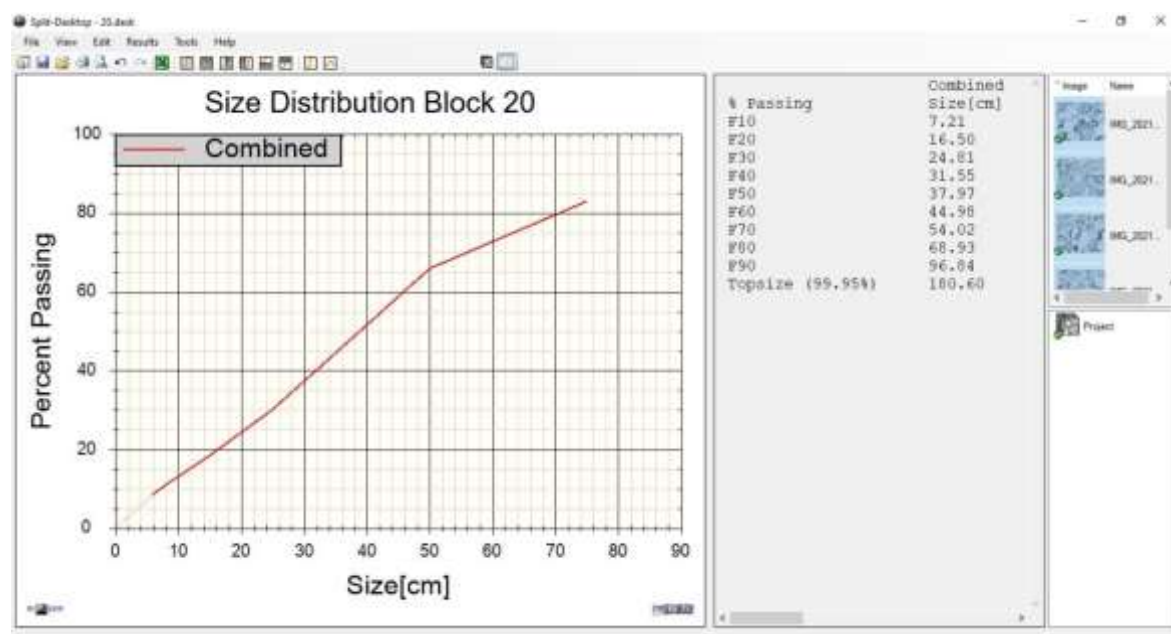
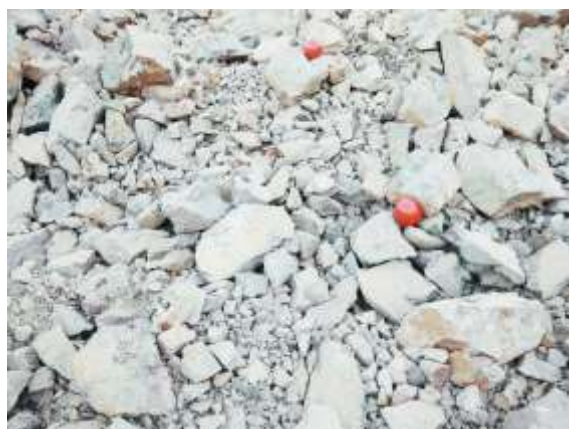
بلوک شماره ۱۸:



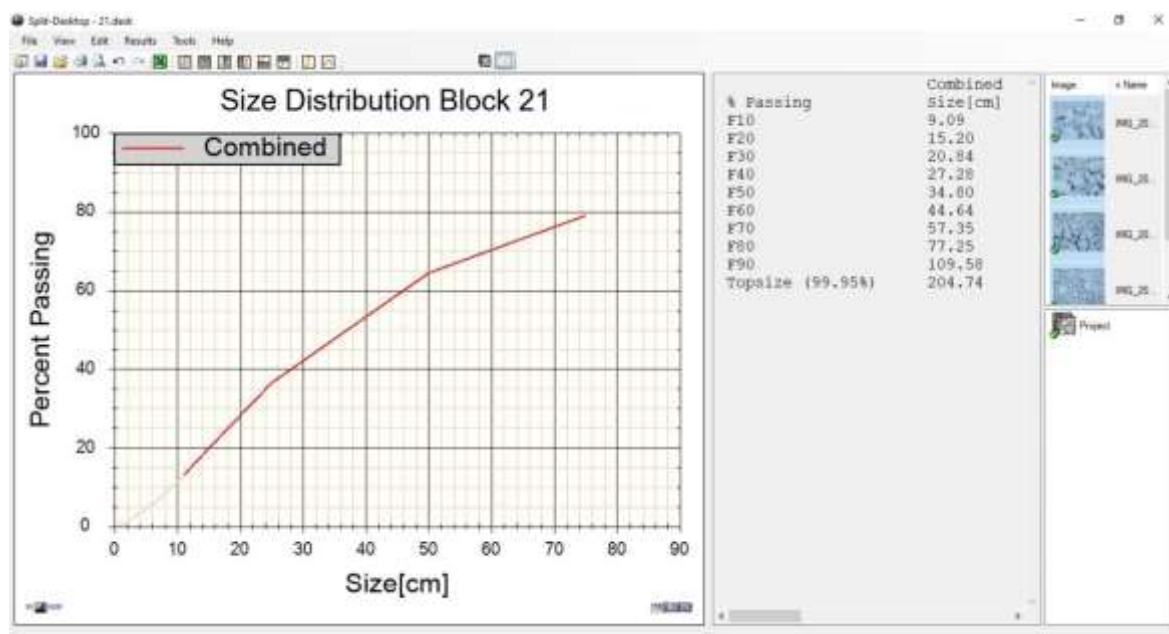
بلوک شماره ۱۹:



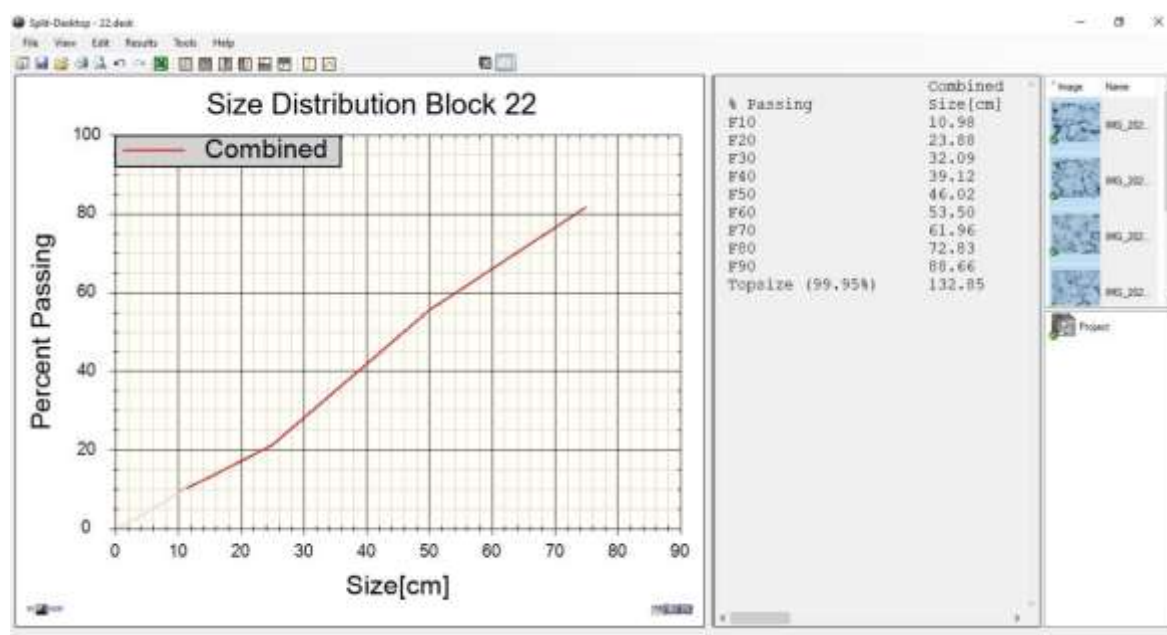
بلوک شماره ۲۰:



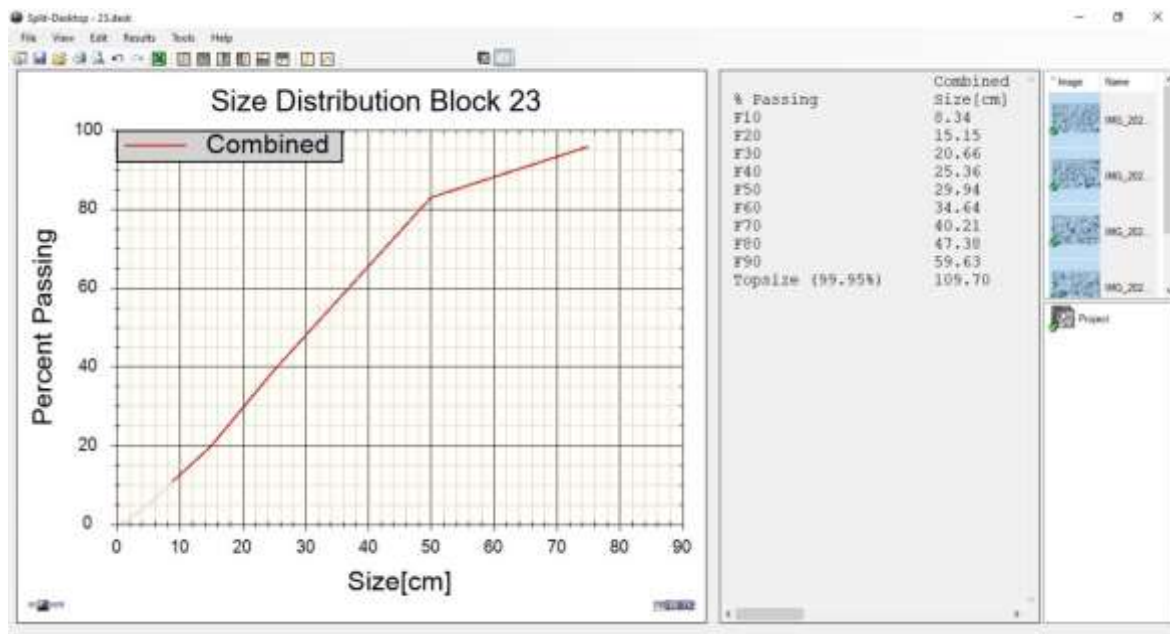
بلوک شماره ۲۱:



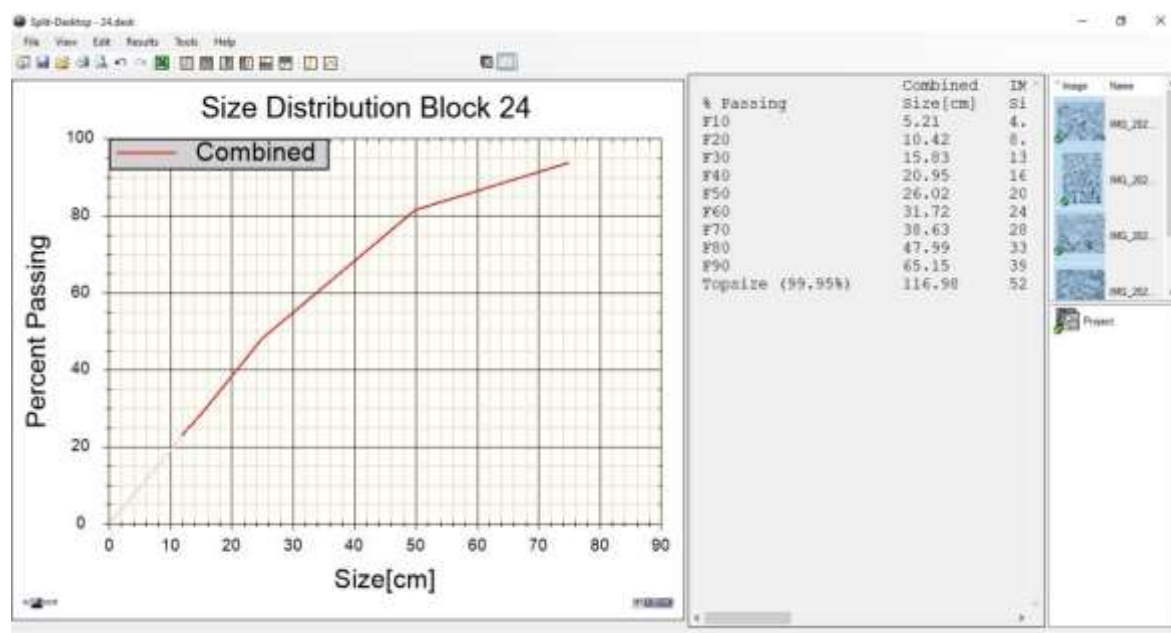
بلوک شماره ۲۲:



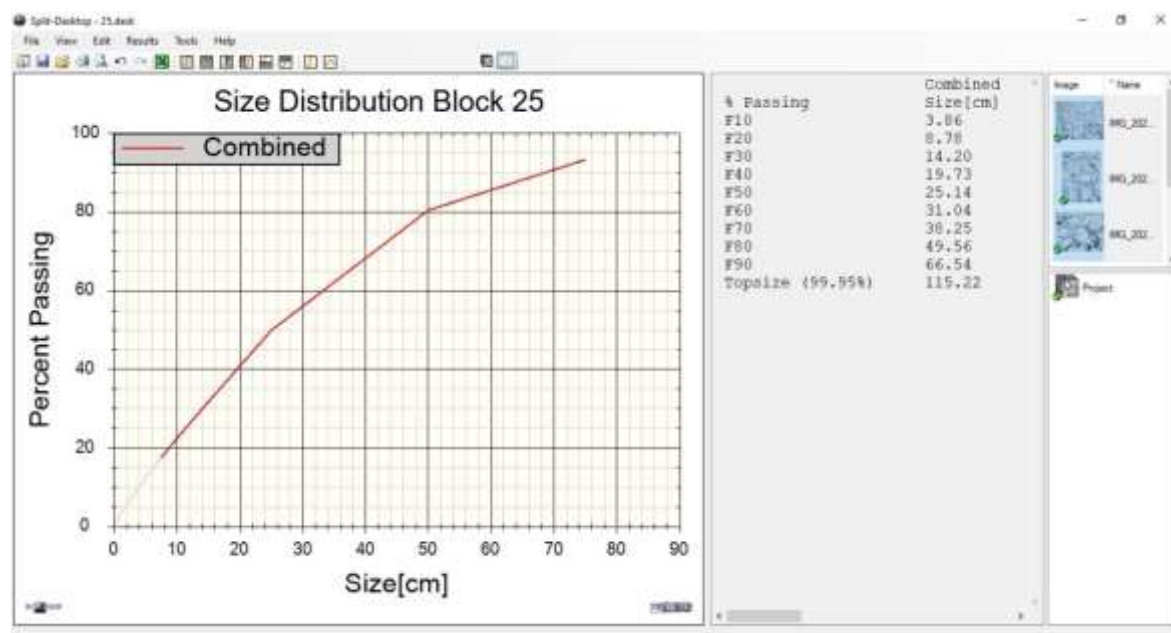
بلوک شماره ۲۳:



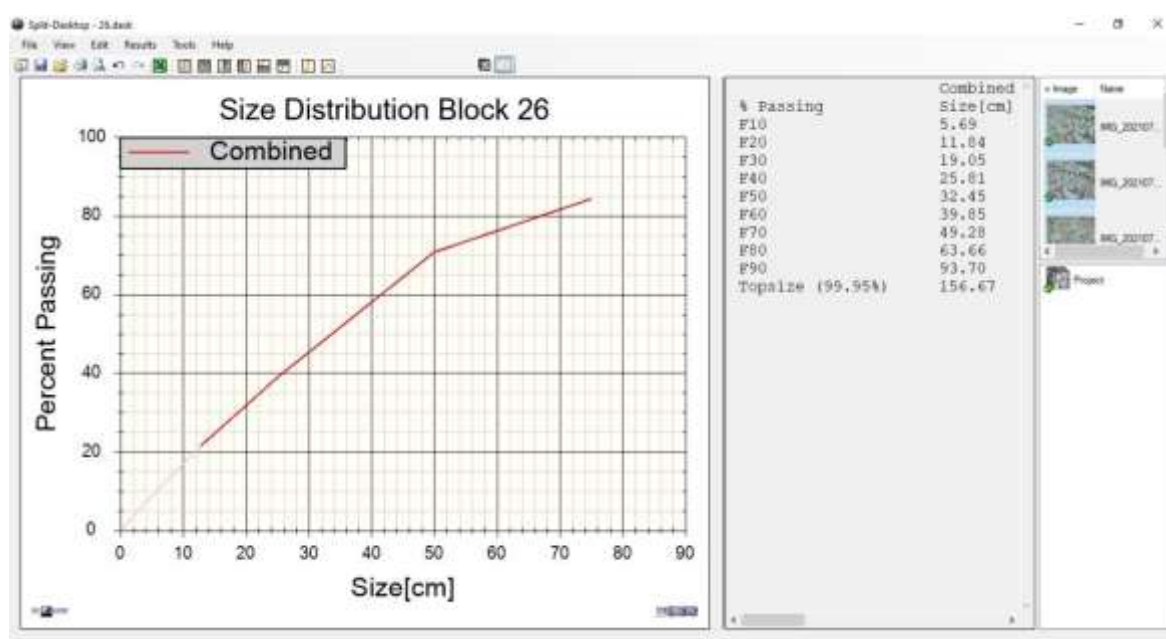
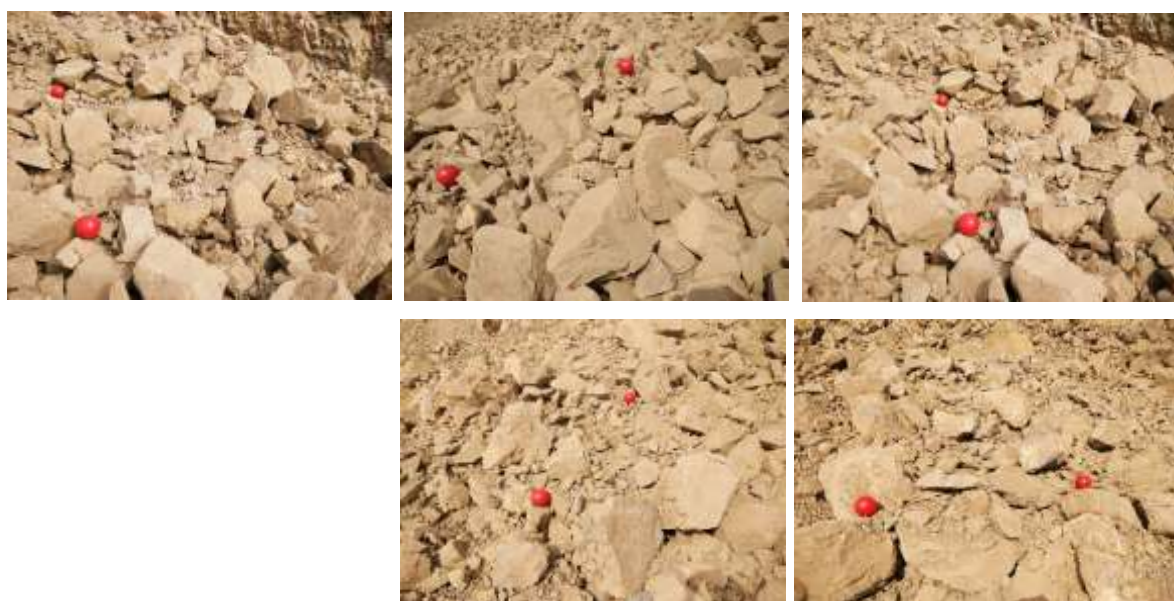
بلوک شماره ۲۴:



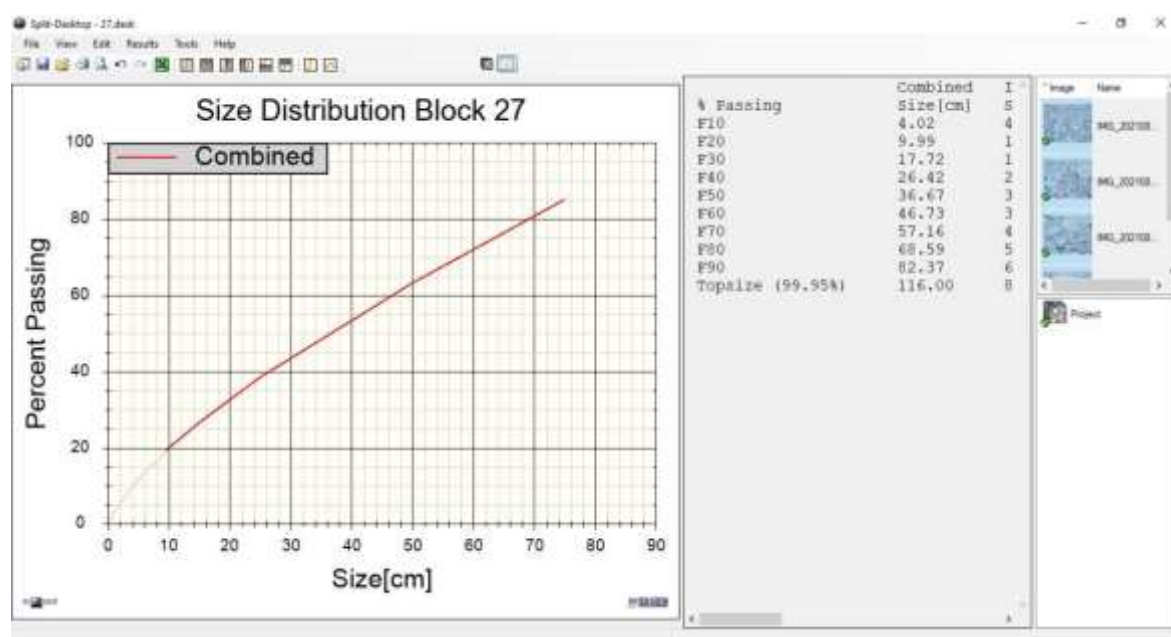
بلوک شماره ۲۵:



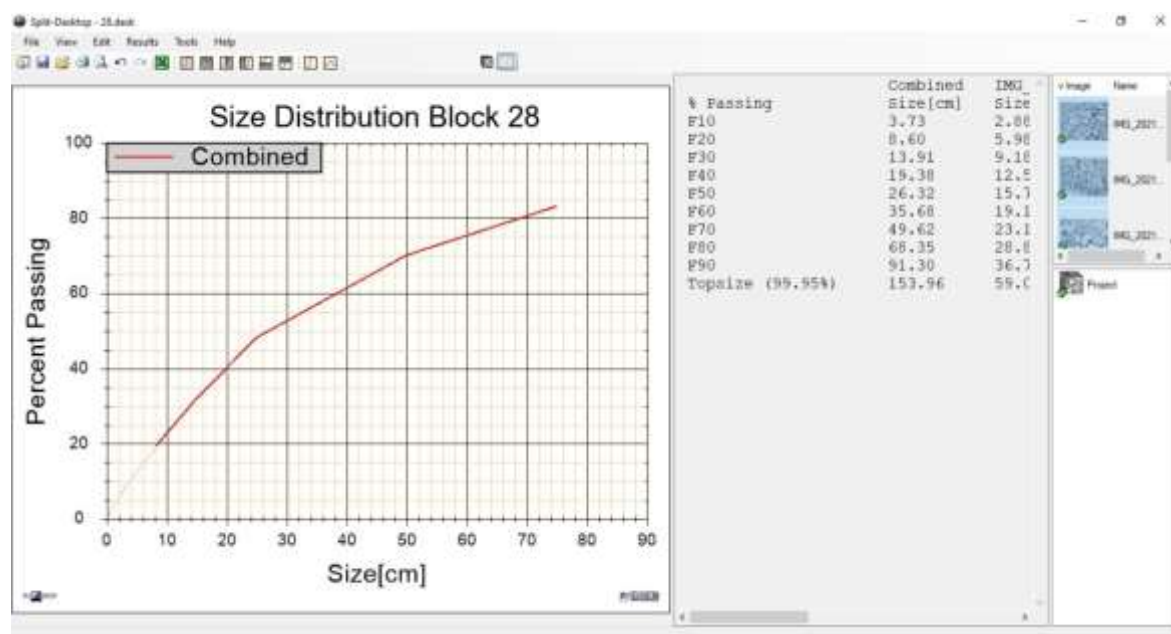
بلوک شماره ۲۶:



بلوک شماره ۲۷:



بلوک شماره ۲۸:



پیوست ۲: باسکول‌های گرفته شده از هر بلوک به همراه حجم اتاق کامیون‌ها

بلوک	۱		۲		۳		۴		۵		۶		۷	
	باسکول	حجم کامیون	باسکول	حجم کامیون	باسکول	حجم کامیون	باسکول	حجم کامیون	باسکول	حجم کامیون	باسکول	حجم کامیون	باسکول	حجم کامیون
واحد	تن	متر مکعب	تن	متر مکعب	تن	متر مکعب	تن	متر مکعب	تن	متر مکعب	تن	متر مکعب	تن	متر مکعب
تعداد سرویس	۱	۲۲/۶۹	۱۶/۷	۱۵/۲۵	۱۷/۵	۲۱/۸۹	۱۶/۸	۲۵/۵۵	۱۶/۸	۱۶/۰۶	۱۶/۹	۱۸/۶۱	۱۷/۵	۲۵/۷۸
	۲	۲۴/۱۰	۱۶/۷	۲۰/۱۰	۱۷/۵	۲۱/۲۳	۱۶/۸	۱۳/۶۸	۱۶/۸	۲۲/۳۳	۱۶/۹	۲۱/۶۰	۱۷/۵	۲۵/۵۲
	۳	۲۵/۴۲	۱۶/۷	۱۹/۰۵	۱۷/۵	۲۷	۱۶/۸	۲۰/۳۴	۱۶/۸	۱۷	۱۶/۹	۲۷/۸۸	۱۷/۵	۱۸/۳۰
	۴	۱۸/۱۸	۱۶/۷	۲۷/۱۰	۱۷/۵	۱۵/۹۴	۱۶/۸	۲۶/۷۴	۱۶/۸	۲۴/۳۰	۱۶/۹	۳۳	۱۷/۵	۲۵/۸۵
	۵	۱۶/۱۳	۱۶/۷	۲۳/۰۳	۱۷/۵	۱۹/۴۹	۱۶/۸	۱۶/۲۵	۱۶/۸	۱۴/۱۰	۱۶/۹	۲۴/۵۳	۱۷/۵	۲۷/۹۳
	۶	۱۷/۵۶	۱۶/۷	۲۵/۶۴	۱۶/۷	۲۴/۹۷	۱۶/۸	۱۶/۵۵	۱۶/۸	۳۰/۱۳	۱۶/۹	۱۷/۵۱	۱۷/۵	۲۸/۶۵
	۷	۲۴/۶۷	۱۷/۵	۲۵/۱۲	۱۶/۷	۱۶/۹۶	۱۶/۸	۱۹/۷۵	۱۶/۸	۱۵/۳۳	۱۶/۹	۲۳/۴۰	۱۷/۵	۲۴/۳۶
	۸	۲۲/۰۲	۱۷/۵	۲۱/۱۶	۱۶/۷	۲۴/۸۷	۱۶/۹	۲۴/۱۰	۱۶/۸	۳۰/۱۸	۱۶/۹	۲۱/۱۶	۱۷/۵	۲۷/۶۵
	۹	۱۴/۰۲	۱۷/۵	۲۳/۹۲	۱۶/۷	۲۷/۹۲	۱۶/۹	۲۰/۴۸	۱۶/۸	۱۷/۱۰	۱۶/۹	۲۵/۲۱	۱۶/۸	۲۲/۸۹
	۱۰	۱۷/۱۸	۱۷/۵	۲۲/۳۳	۱۶/۸	۲۲/۶۴	۱۶/۹	۲۳/۴۲	۱۶/۸	۲۲/۶۶	۱۶/۹	۲۳/۰۵	۱۶/۸	۲۳/۲۰
	۱۱			۲۱/۷۸	۱۶/۸	۲۵/۶۷	۱۶/۹	۱۸/۰۹	۱۶/۸	۱۳/۲۰	۱۶/۹	۲۲/۱۶	۱۶/۸	۲۵/۴۵
	۱۲			۲۵/۱۸	۱۶/۸	۱۹/۳۴	۱۶/۹			۱۳/۴۳	۱۶/۹	۲۲/۲۴	۱۶/۸	۲۴/۳۷
	۱۳			۱۸	۱۶/۸	۲۲/۷۲	۱۶/۹			۲۲/۰۶	۱۶/۹	۲۳/۵۷	۱۶/۸	۲۷/۴۷
	۱۴					۲۱/۹۰	۱۷/۵			۲۰/۰۸	۱۶/۹	۲۳/۲۰	۱۶/۸	۲۷/۰۳
	۱۵					۱۸/۷۸	۱۷/۵			۱۴	۱۶/۹			۱۷/۵
	۱۶					۲۳/۸۶	۱۷/۵							
	۱۷					۱۸/۶۲	۱۷/۵							
	۱۸					۱۶/۲۰	۱۷/۵							

بئوك	۸	۹	۱۰	۱۱	۱۲	۱۳	۱۴	۱۵
	باسكول	باسكول	باسكول	باسكول	باسكول	باسكول	باسكول	باسكول
واحد	تن	تن	تن	تن	تن	تن	تن	تن
متر مكعب	متر مكعب	متر مكعب	متر مكعب	متر مكعب	متر مكعب	متر مكعب	متر مكعب	متر مكعب
۱	۲۶/۳۲	۲۶/۴۷	۲۴/۶۲	۲۳/۸۹	۲۷/۴۹	۱۷/۵	۱۸	۱۷/۱۸
۲	۲۳/۴۸	۱۶/۷	۱۶/۹	۲۷/۱۸	۱۶/۹	۲۲/۴۸	۱۷/۵	۲۴/۹۰
۳	۲۳/۴۵	۱۶/۷	۲۵/۹۸	۱۶/۹	۲۸/۱۳	۱۶/۹	۲۴/۶۴	۱۶/۹
۴	۲۰/۸۵	۱۶/۷	۲۷/۲۰	۱۶/۹	۲۴/۵۵	۱۶/۹	۲۴/۴۳	۱۶/۹
۵	۲۴/۷۹	۱۶/۷	۲۷/۸۶	۱۶/۹	۲۴/۳۳	۱۶/۹	۲۶/۱۳	۱۶/۹
۶	۲۴/۳۲	۱۶/۷	۲۷/۳۵	۱۶/۹	۲۳/۹۵	۱۶/۹	۲۵/۳۴	۱۶/۹
۷	۲۷/۹۵	۱۷/۵	۲۶/۷۲	۱۶/۹	۲۱/۴۹	۱۶/۹	۲۳/۲۵	۱۶/۷
۸	۲۳/۹۳	۱۷/۵	۲۵/۸۳	۱۶/۹	۲۳/۱۲	۱۶/۹	۲۱/۲۴	۱۶/۷
۹	۲۴/۷۳	۱۷/۵	۲۵/۱۹	۱۶/۸	۲۶/۴۷	۱۶/۹	۲۲/۹۵	۱۶/۷
۱۰	۲۷/۹۵	۱۷/۵	۲۶/۹۲	۱۶/۸	۲۷/۶۳	۱۶/۸	۲۱/۷۸	۱۶/۷
۱۱	۲۵/۹۵	۱۶/۷	۲۶/۹۸	۱۶/۸	۲۶/۲۵	۱۶/۸	۲۴/۳۴	۱۶/۸
۱۲	۲۶/۷۶	۱۶/۷	۲۷/۷۰	۱۶/۸	۲۷/۳۵	۱۶/۸	۲۶/۴۸	۱۶/۸
۱۳	۲۵/۹۸	۱۶/۷	۲۷/۰۵	۱۶/۸	۲۳/۸۴	۱۶/۸	۲۷/۸۴	۱۶/۸
۱۴	۲۴/۳۶	۱۶/۷		۲۱/۶۵	۱۶/۸	۲۵/۹۵	۱۶/۸	
۱۵	۱۸/۵۳	۱۶/۷		۲۷/۷۸	۱۶/۸	۲۶/۸۴	۱۶/۸	
۱۶								
۱۷								
۱۸								

تعداد سرويس

بلاک	۱۶	۱۷	۱۸	۱۹	۲۰	۲۱	۲۲	۲۳
	باسکول	حجم کامیون	باسکول	حجم کامیون	باسکول	حجم کامیون	باسکول	حجم کامیون
واحد	تن	متر مکعب	تن	متر مکعب	تن	متر مکعب	تن	متر مکعب
۱	۱۴/۶۴	۱۷/۵	۲۶/۳۵	۱۷/۵	۲۴/۴۶	۱۶/۷	۱۸/۴۶	۱۷/۵
۲	۲۱/۳۴	۱۷/۵	۲۴/۵۶	۱۷/۵	۱۹/۱۰	۱۶/۷	۲۳/۹۰	۱۷/۵
۳	۲۱/۵۵	۱۷/۵	۲۵/۱۲	۱۷/۵	۲۵/۸۳	۱۶/۷	۲۴/۷۵	۱۷/۵
۴	۱۶/۴۴	۱۷/۵	۲۵/۴۴	۱۷/۵	۲۳/۴۱	۱۶/۷	۲۲/۱۵	۱۷/۵
۵	۲۴/۳۵	۱۷/۵	۲۷/۳۵	۱۷/۵	۳۲/۸۱	۱۶/۷	۲۲/۹۵	۱۷/۵
۶	۱۷/۲۵	۱۷/۵	۲۶/۶۳	۱۷/۵	۲۶/۱۵	۱۶/۷	۲۲/۱۰	۱۶/۹
۷	۲۰/۶۴	۱۷/۵	۲۳/۴۸	۱۷/۵	۲۲/۷۵	۱۶/۹	۲۲/۹۵	۱۶/۹
۸	۱۶/۱۰	۱۷/۵	۲۷/۶۷	۱۷/۵	۲۴/۳۵	۱۶/۹	۲۷/۹۹	۱۶/۹
۹	۱۷/۱۳	۱۶/۷	۲۶/۰۶	۱۷/۵	۲۶/۸۵	۱۶/۹	۲۷/۰۱	۱۶/۹
۱۰	۱۹/۳۹	۱۶/۷	۳۴/۶۹	۱۷/۵	۳۲/۸۸	۱۶/۹	۲۵/۴۶	۱۶/۸
۱۱	۲۶/۳۱	۱۶/۷	۲۸/۳۴	۱۷/۵	۲۶/۳۶	۱۶/۹	۳۳/۸۳	۱۶/۸
۱۲	۲۱/۰۷	۱۶/۷	۲۶/۹۹	۱۷/۵	۲۷/۶۳	۱۶/۹	۲۶/۲۱	۱۶/۸
۱۳	۱۶/۹۷	۱۶/۷	۳۵/۴۴	۱۷/۵	۳۷/۹۸	۱۶/۹	۲۴/۳۵	۱۶/۸
۱۴			۲۶/۳۰	۱۷/۵	۲۶/۳۵	۱۶/۹		۲۵/۱۹
۱۵			۲۶/۷۵	۱۷/۵				۱۶/۸
۱۶								
۱۷								
۱۸								

بلوك	٢٤		٢٥		٢٦		٢٧		٢٨	
	باسكول	حجم كاميون	باسكول	حجم كاميون	باسكول	حجم كاميون	باسكول	حجم كاميون	باسكول	حجم كاميون
واحد	تن	متر مكعب	تن	متر مكعب	تن	متر مكعب	تن	متر مكعب	تن	متر مكعب
١	٣١/٣٦	١٧/٥	٢٥	١٦/٨	٢٦/٤٢	١٦/٨	٢٥/٧٥	١٦/٨	٢٥/٤٥	١٦/٩
٢	٢٥/٦٣	١٧/٥	٢٤	١٦/٨	١٩/٢٨	١٦/٨	٢٥/٤٩	١٦/٨	٢٠/٧٩	١٦/٩
٣	٢٧	١٧/٥	٢١/٢٤	١٦/٨	٢٦/٧٩	١٦/٨	٢٣/٨٩	١٦/٨	١٤/٩١	١٦/٩
٤	٢٦/٨٤	١٧/٥	٢٤/٩٣	١٦/٨	١٩/٤٩	١٦/٨	٢٦/٨٣	١٦/٨	٢٤/٦١	١٦/٩
٥	١٨/٦٥	١٧/٥	٢٧/٤١	١٦/٨	٢٢/١٦	١٦/٨	٣٠/٦٤	١٦/٧	٢٥/٤٥	١٦/٩
٦	٢٦/٣٠	١٧/٥	٢٤/١٥	١٦/٨	٢٣/٨٩	١٦/٨	١٨/٥٥	١٦/٧	٢٠/٢٤	١٧/٥
٧	٢٤/٥٠	١٧/٥	٢٥/٢٠	١٦/٧	٢٤/٦٥	١٦/٨	٢١/٥٥	١٦/٧	٢٤/٨٣	١٧/٥
٨	٢٤/٣٢	١٧/٥	٢٥/٨٣	١٦/٧	٢٦/٥١	١٦/٨	١٩/٩٤	١٦/٩	٢٤/١٠	١٧/٥
٩	٢٨	١٧/٥	٢٣/٦٤	١٦/٧	٢٤/٤٤	١٦/٨	٢٥/٣٥	١٦/٩	٢٥/٢٧	١٧/٥
١٠	٢٧/٥٦	١٧/٥	٢٣/٣٨	١٦/٧	١٩/٤٣	١٦/٩	٢٦/٤٩	١٦/٩	١٨/٨٧	١٧/٥
١١	٢٣/٧٨	١٦/٩	٢٧/٦٨	١٦/٧	٢٤/٧٥	١٦/٩			١٨/٨٥	١٧/٥
١٢	٢٧/٦٤	١٦/٩	٢٤/٥١	١٦/٨	٢٧/٥٢	١٦/٩			٢٤/٧٣	١٧/٥
١٣	٢٦/٨٩	١٦/٩	٢١/٩٥	١٦/٨	٢٥/٣٠	١٦/٩			٢٧/٩٤	١٧/٥
١٤	٢٤/١٣	١٦/٩	٢١/٤٨	١٦/٨					٢٧/٤٢	١٧/٥
١٥	٢٤/١٦	١٦/٩	٢٦/٥٤	١٦/٨					٢٠/٩٨	١٧/٥
١٦	٢٦	١٦/٩	٢٣/٤٩	١٦/٨						
١٧			١٩/٨٩	١٦/٨						
١٨										

تعداد سرويس

Abstract

Drilling and blasting are the main activities of mining operations in mines and special attention should be paid to them. Failure to pay attention to the design parameters in the explosion will lead to unwanted consequences. In Davaran iron ore mine, taking into account that after every heel explosion, boulders and improper crushing of stones are observed, the necessity of secondary crushing is justifiable as this work increases the costs and reduces the productivity of the machines. In this research, in order to better reduce explosions, improve the performance of loading and unloading machines, and reduce costs, a suitable model of drilling and blasting has been presented. A total of 28 drilled blocks with diameters of 3.5, 4 and 5 inches were evaluated, first 15 blocks (including six blocks with a diameter of 3.5 inches, five blocks with a diameter of 4 inches and four blocks with a diameter of 5 inches) for Examination of the reduction, performance of loading and unloading machines, as well as examination of costs, were carried out. In the next step, the model was modified for each diameter using experimental methods. Then using a modified pattern of 13 blocks (including five blocks with a diameter of 3.5 inches, four blocks with a diameter of 4 inches and also four blocks with a diameter of 5 inches) it was fired. After each stage of blasting, by image analysis method, with Split-Desktop software, the distribution and distribution of crushed stones resulting from blasting was done. Thus, by setting D80 of each block as a criterion, in order to check the decrease or increase of the heel and boulders of the block from the hammering time (including the hammering time of the heel and boulders of each block), to check the performance of the loading machines, the loading time of the machine cup And to check the performance of the trucks, the filling percentage of the truck room was used, and also for the economical check of the blocks, the cost of drilling and blasting each ton of crushed stone was used. By calculating the percentage of changes from the average block hammering time, before and after pattern modification, 3.5 inch diameter 17.8%, 4 inch diameter 28.1% and 5 inch diameter 17.9% hammering time after modification The pattern is reduced. In other words, the amount of heels and boulders in the blocks has been reduced. In order to check the performance of loading machines by comparing D80 and one cup loading cycle of the machine, a linear relationship was obtained for each diameter, which shows that with the increase of D80, the time of one cup loading cycle of the machine increases. In order to check the performance of trucks, by comparing D80 and truck room filling percentage, a linear relationship was obtained for each diameter. This relationship shows that as D80 decreases, truck filling percentage increases. In the economic analysis of the blocks, the average cost of drilling and blasting per ton of crushed stone from the blocks before and after the modification of the pattern was

calculated. It was observed that this cost has decreased for 3.5 and 4 inch diameter, and in 5 inch diameter due to the slight changes in D80 blocks before and after pattern modification, the cost of drilling and blasting per ton of rock has also changed slightly.

Keywords: Drilling and blasting, loading and hauling, Machines performance, Crushing, The cost of drilling and blasting



Shahrood University of Technology

**Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering
M.Sc. Thesis in Mineral Exploitation**

**Proposing a suitable model of drilling and blasting to
improve the performance of loading and hauling machines
in Davaran Iron ore mine**

By: Hasan Safari

**Supervisors:
Dr. Ramin Rafiee
Dr. Mohammad Ataei**

September 2022