بسم الله الرحمن الرحيم

دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

گروه مهندسی استخراج معدن

طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب تونل‌های پیشروی در معادن زیرزمینی زغال با در نظرگرفتن خردایش و کاهش بیش‌شکست

مطالعه موردی (معدن زغال زمستان یورت – گلستان ، ایران)

مهدی اونق

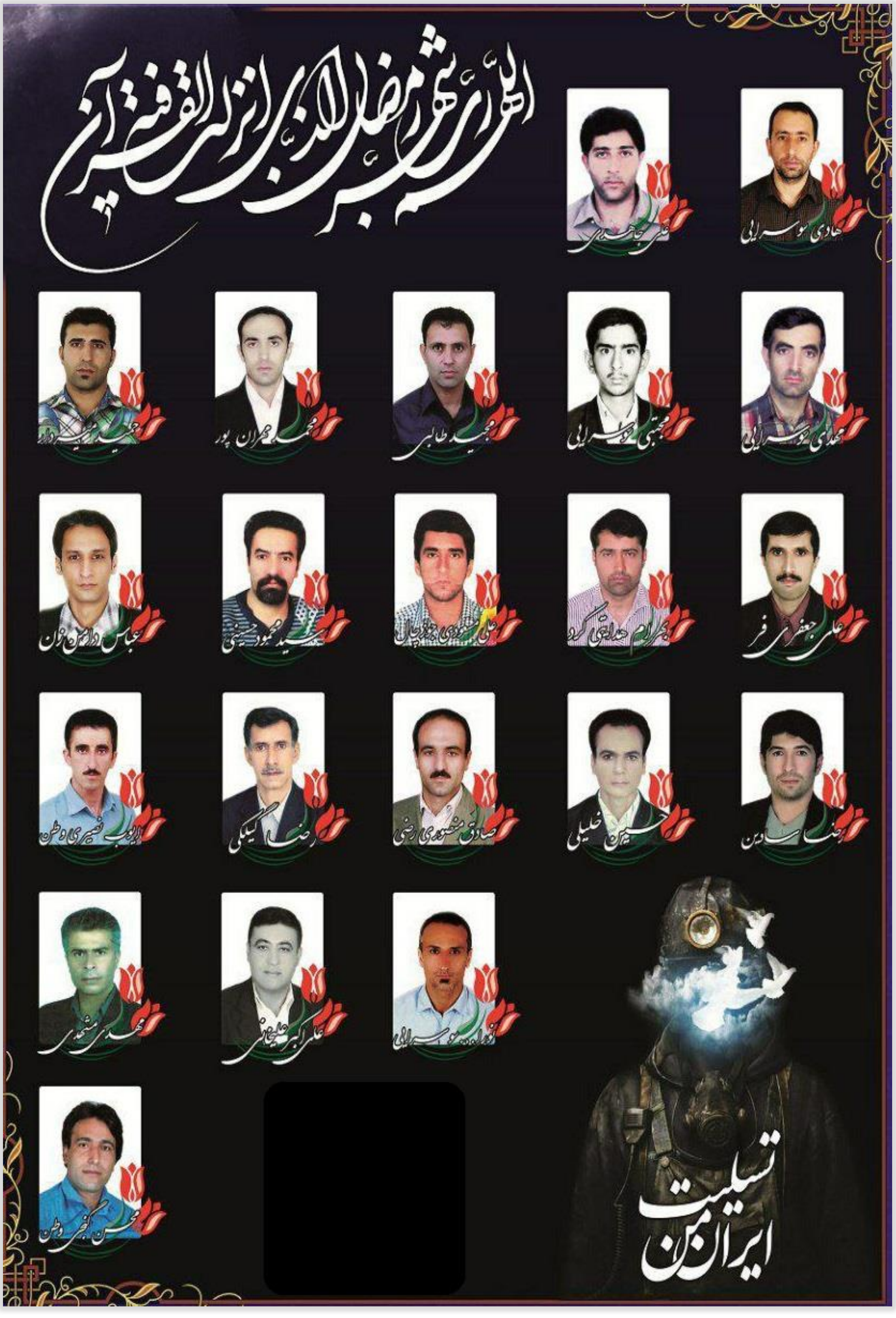
اساتید راهنما:

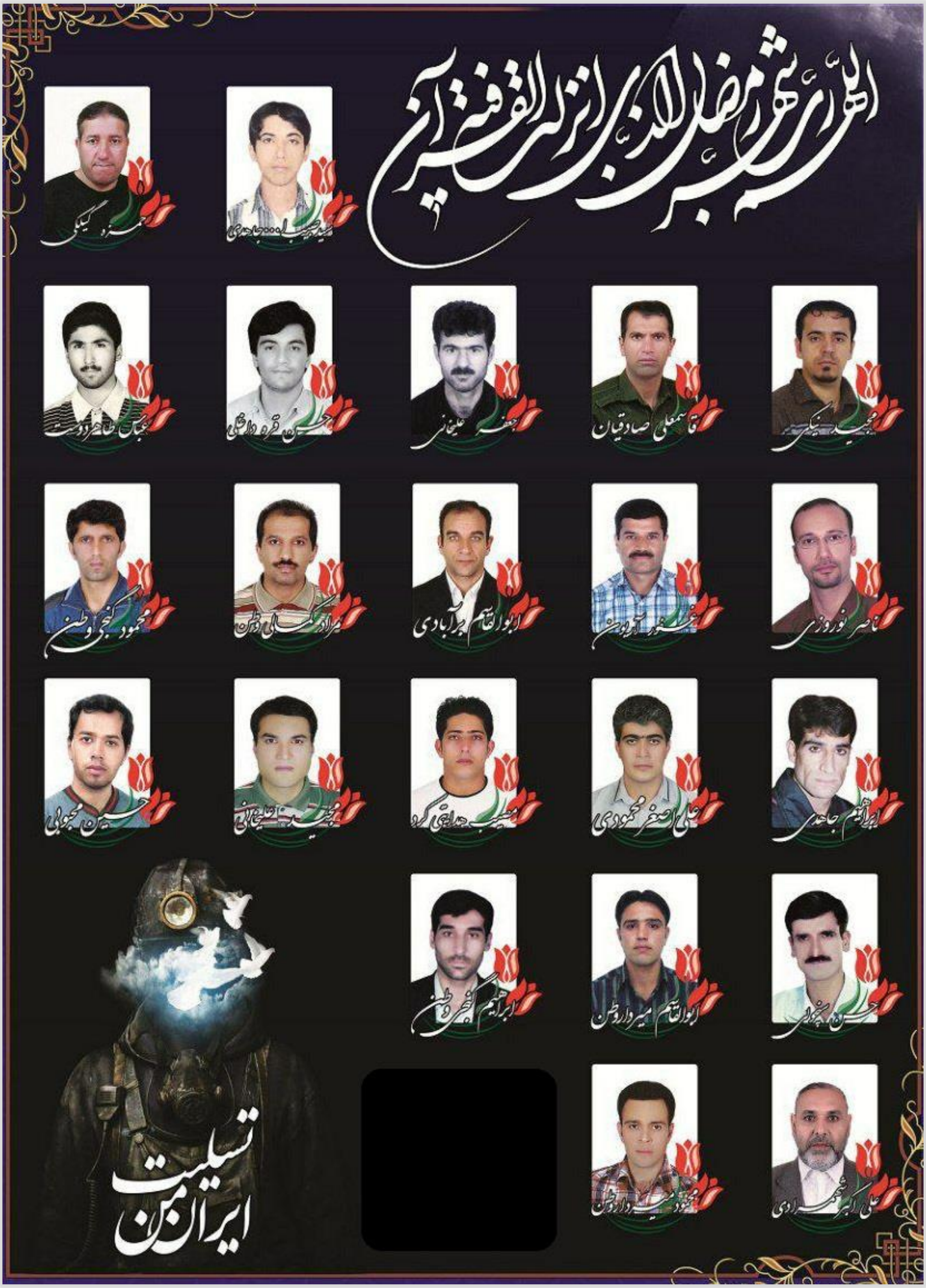
دکتر محمد عطایی

دکتر رضا خالوکاکائی

تیر ۱۳۹۶

با احترام تقدیم به شهدای معدن زمستان یورت




شهر رمضان الذی انزل فیه القرآن
تسلیت ایران من

تقدیر و تشکر

اکنون که به یاری خداوند موفق به گذراندن این دوره از تحصیل خود گشته‌ام بنا بر وظیفه از کلیه کسانی که در این زمینه مرا یاری نمودند تشکر و قدردانی می‌نمایم.

اساتید راهنمایم جناب آقای دکتر محمد عطایی و جناب اقای دکتر رضا خالوکاکائی با نهایت احترام زحمات و رهنمون‌هایی که در تهیه پایان‌نامه‌ام تقبل فرمودید را پاس می‌دارم.

همچنین از شرکت صنعتی و معدنی شمال‌شرق و جناب مدیرعامل دکتر علی نصیری، که توجه ویژه و شایسته‌ای به امر تحصیل و حمایت از محصل را دارند، نهایت تشکر و قدردانی صمیمانه را دارم که نه تنها دشواری‌های انجام این پایان‌نامه را سهل نمودند بلکه از حمایت‌های مالی برای چاپ این اثر نیز دریغ ننمودند.

و همچنین از ریاست محترم دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود جناب آقای دکتر علیرضا عرب امیری، نهایت تشکر را دارم.

همچنین صمیمانه‌ترین و خالصانه‌ترین سپاس خود را به پدر و مادر عزیزم و همسر صبور و خواهران مهربانم که همواره در دوران تحصیل علم و انجام این پروژه مشوق و مسبب دلگرمی اینجانب بوده‌اند و مرا مورد لطف و عنایت خود قرار داده‌اند، تقدیم می‌دارم، که این اندک پیشکشی به جهت بزرگواری‌های آن‌ها و دیگر عزیزانم باشد.

در پایان از تمام کسانی که به هر طریقی در انجام این تحقیق مرا یاری نموده و از هیچ عملی دریغ ننموده‌اند، ولی در اینجا نامی از آن‌ها برده نشده است، ضمن پوزش خالصانه، صمیمانه تقدیر و تشکر می‌نمایم.

چکیده

عملیات چالزنی و انفجار از مهمترین فرآیندهای عملیات معدنی هستند که سایر فرآیندها به نحوی در ارتباط مستقیم و یا غیر مستقیم با آن می‌باشند. بهینه‌سازی این عملیات می‌تواند در کاهش حجم حفاری، میزان مصرف مواد منفجره، توزیع دانه‌بندی قطعات خرد شده و در نهایت هزینه‌های استخراج معادن مؤثر باشد. هدف از انجام این تحقیق ارائه الگوی چالزنی و انفجار مناسب برای رسیدن به بیش‌شکست کمتر، پیشروی و خردایش مناسب برای معدن زمستان یورت می‌باشد. در این راستا از خردایش هفت انفجار در این معدن عکس‌برداری و ۴۰ عدد سطح مقطع قبل و بعد از انفجار به همراه پیشروی‌های حاصله برداشت شد. در مبحث خردایش با استفاده از روش غیرمستقیم آنالیز تصویری و با استفاده از نرم‌افزار Goldsize کیفیت خردایش انفجارهای معدن مورد ارزیابی قرار گرفت. برای ارزیابی کیفیت خردایش حاصل از انفجار، از کپه‌های انفجاری هفت انفجار عکس‌برداری شد. بعد از بررسی و تحلیل عکس‌های گرفته شده، خردایش انفجارهای صورت گرفته به روش تجربی معدن نامناسب ارزیابی شد. در مباحث پیشروی و بیش‌شکست با استفاده از روش‌های فازی و فازی عصبی تطبیقی، مدل‌های پیش‌بینی کننده، برای پیش‌بینی این پدیده‌ها ساخته شده است. برای ساخت مدل پیش‌بینی کننده میزان پیشروی از روش فازی استفاده شد که نتایج مطلوبی از این مدل حاصل نشد. برای پیش‌بینی میزان بیش‌شکست از روش فازی عصبی تطبیقی استفاده شد که مدل حاصله از این روش نتایج مطلوبی ارائه داد. سپس با استفاده از نتایج حاصله از مدل، الگویی برای استفاده در معدن مورد مطالعه پیشنهاد شده است.

کلمات کلیدی: طراحی الگوی چالزنی و انفجار، تونل، پیشروی، خردایش، بیش‌شکست، پیش‌بینی، فازی، فازی عصبی تطبیقی، Goldsize

فهرست مطالب

فصل اول کلیات موضوع و مقدمه ۱

۱-۱- مقدمه ۲

۱-۲- تعریف مسئله ۳

۱-۳- اهمیت و ضرورت طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب ۵

۱-۴- هدف تحقیق ۱۳

۱-۵- مراحل تحقیق ۱۴

۱-۶- تاریخچه تحقیقات ۶

۱-۷- ساختار پایان نامه ۱۳

فصل دوم عوامل تأثیرگذار بر طراحی الگوی چالزنی و انفجار در تونل پیشروی ۱۷

۲-۱- مقدمه ۱۸

۲-۲- عوامل مؤثر در طراحی الگوهای انفجاری ۱۸

۲-۲-۱- پارامترهای غیرقابل کنترل ۱۹

۲-۲-۲- پارامترهای قابل کنترل ۱۹

۲-۲-۲-۱- ماده منفجره مصرفی ۲۰

۲-۲-۲-۲- قطر چال ۲۰

۲-۲-۲-۳- بارسنگ و فاصله جناحی ۲۰

۲-۲-۲-۴- گل گذاری ۲۱

۲-۲-۲-۵- خرج ویژه ۲۱

۲-۲-۲-۶- زمان‌های تأخیر و ترتیب انفجار ۲۱

۲-۲-۲-۷- آرایش چال‌ها ۲۲

۲-۳- روش‌های مختلف طراحی الگوی انفجاری در تونل ۲۳

۲-۳-۱- روش انتقال انرژی ۲۳

۲-۳-۲- روش سوئدی یا نیترونوبل ۲۳

۲-۳-۲-۱- مدل هلمبرگ و پرسون ۲۴

۲-۳-۲-۲- مدل گوستافسون ۲۴

۲-۳-۲-۳- مدل کونیا ۲۴

۲-۳-۲-۴- مدل ساده‌سازی شده الافسون ۲۴

۲-۳-۲-۵- مدل ساده‌سازی شده لوپز ۲۵

۲-۳-۳- روش NTNU ۲۵

۲-۴- جمع‌بندی فصل ۲۵

فصل سوم جمع آوری اطلاعات ۲۷
۳-۱- مقدمه ۲۸
۳-۲- موقعیت جغرافیایی و زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه ۲۸
۳-۲- اندازه‌گیری میزان پیشروی ۳۱
۳-۳-اندازه‌گیری میزان بیش شکست ۳۲
۳-۴- بررسی خردایش حاصل از انفجار ۳۷
۳-۵- جمع‌آوری اطلاعات مربوط به عوامل تأثیرگذار ۴۲
۳-۶- جمع‌بندی فصل ۴۸
فصل چهارم طراحی الگوی پیشنهادی ۴۹
۴-۱- مقدمه ۵۰
۴-۲- کیفیت خردایش ۵۰
۴-۳- پیش بینی پیشروی حاصل از انفجار ۶۲
۴-۳-۱- مدل فازی ۶۲
۴-۳-۲- ساخت مدل فازی برای پیش بینی پیشروی ۶۶
۴-۳-۳- نتایج مدل فازی ۶۷
۴-۴- پیش‌بینی بیش شکست ۷۲
۴-۴-۱- مدل سیستم فازی عصبی تطبیقی ۷۳
۴-۴-۲- ساخت مدل پیش‌بینی کننده پدیده بیش شکست ۷۶
۴-۵- طراحی الگوی پیشنهادی ۸۲
۴-۶- نتیجه گیری ۸۴
فصل پنجم نتیجه گیری و پیشنهادات ۸۵
۵-۱- نتیجه گیری ۸۶
۵-۲- پیشنهادات ۸۹
پیوست ها ۹۰
پیوست شماره ۱- مقاطع برداشت شده تونل قبل و بعد از انفجار ۱۲۹
پیوست شماره ۲-عکس‌های خردایش و خروجی های نرم افزار ۹۰
منابع و مآخذ ۱۷۵

فهرست شکل‌ها

شکل (۱-۱) حفاری توسط جامبو دریل ۲

شکل (۱-۲) بیش شکست در تونل ۴

شکل (۳-۱) موقعیت منطقه روی نقشه ۲۹

شکل (۳-۲) تصویری از دستگاه برداشت سطح مقطع تونل ۳۲

شکل (۳-۳) محل قرارگیری دستگاه ۳۳

شکل (۳-۴) مقطع شماره ۱ .... ۳۵

شکل (۳-۵) پارامترهای محاسبه مقدار بیش شکست ۳۶

شکل (۳-۶) سنگ‌های حاصل از انفجار در بیرون تونل ۳۸

شکل (۳-۷) عکس‌های قبل و بعد از مرزبندی قطعات سنگ ۳۹

شکل (۳-۸) نمودار توزیع ابعاد خردایش ۴۱

شکل (۳-۹) نحوه قرارگیری لایه زغال در مقطع سینه کار تونل ۴۳

شکل (۳-۹) برداشت شماره ۱ .... ۴۶

شکل (۳-۱۰) عکس اول از انفجار اول ۴۷

شکل (۳-۱۱) نمودار تجمعی عکس اول از انفجار اول ۴۷

عکس (۴-۱) نمودار خردایش عکس‌های انفجار اول ۵۱

عکس (۴-۲) نمودار خردایش انفجار اول ۵۲

عکس (۴-۳) نمودار خردایش عکس‌های انفجار دوم ۵۳

عکس (۴-۴) نمودار خردایش انفجار دوم ۵۳

عکس (۴-۵) نمودار خردایش عکس‌های انفجار سوم ۵۴

عکس (۴-۶) نمودار خردایش انفجار سوم ۵۵

عکس (۴-۷) نمودار خردایش عکس‌های انفجار چهارم ۵۶

عکس (۴-۸) نمودار خردایش انفجار چهارم ۵۶

عکس (۴-۹) نمودار خردایش عکس‌های انفجار پنجم ۵۷

عکس (۴-۱۰) نمودار خردایش انفجار پنجم ۵۸

عکس (۴-۱۱) نمودار خردایش عکس‌های انفجار ششم ۵۹

عکس (۴-۱۲) نمودار خردایش انفجار ششم ۵۹

عکس (۴-۱۳) نمودار خردایش عکس‌های انفجار هفتم ۶۱

عکس (۴-۱۴) نمودار خردایش انفجار هفتم ۶۱

شکل (۴-۱۵) مراحل مدل سازی فازی ۶۴

شکل (۴-۱۶) سیستم استنتاج فازی ممدانی. ۶۶

شکل (۴-۱۷) شکل شماتیکی مدل فازی ۶۶
شکل (۴-۱۸) تابع عضویت متغیر ورودی خرج ویژه کلی ۶۷
شکل (۴-۱۹) تابع عضویت متغیر ورودی مجموع خرج چال های محیطی ۶۷
شکل (۴-۲۱) تابع عضویت متغیر ورودی میانگین نسبت فاصله داری به میانگین بارسنگ ۶۸
شکل (۴-۲۲) تابع عضویت متغیر خروجی پیشروی ۶۸
شکل (۴-۲۳) مقایسه مقادیر اندازه گیری شده و پیش بینی شده پیشروی برای داده های آموزش . ۷۰
شکل (۴-۲۴) مقایسه مقادیر اندازه گیری شده و پیش بینی شده پیشروی برای داده های آزمون ... ۷۱
شکل (۴-۲۵) نمودار هیستوگرام اختلاف مقادیر واقعی و پیش بینی داده های آموزش ۷۱
شکل (۴-۲۶) نمودار هیستوگرام اختلاف مقادیر واقعی و پیش بینی داده های آزمون ۷۲
شکل (۴-۲۷) ساختار کلی سیستم استنتاج فازی-عصبی تطبیقی ۷۴
شکل (۴-۲۸) پارامترهای ورودی ۷۷
شکل (۴-۲۹) روش کار مدل ۷۷
شکل (۴-۳۰) نمودار خطای آموزش و تطبیق برای مدل گوسی ۷۸
شکل (۴-۳۱) مقایسه مقادیر واقعی و پیش‌بینی شده داده‌های آموزش ۸۰
شکل (۴-۳۲) مقایسه مقادیر واقعی و پیش‌بینی شده داده‌های آزمون ۸۰
شکل (۴-۳۳) نمودار هیستوگرام اختلاف مقادیر واقعی و پیش‌بینی داده‌های آموزش ۸۱
شکل (۴-۳۴) نمودار هیستوگرام اختلاف مقادیر واقعی و پیش‌بینی داده‌های آزمون ۸۱
شکل (۴-۳۵) الگوی پیشنهادی طراحی شده با توجه به نتایج به دست آمده ۸۳
شکل (۴-۳۶) نتایج حاصله از مدل برای الگوی پیشنهادی ۸۴

فهرست جدول‌ها

جدول (۱-۱) مطالعات انجام گرفته در زمینه پیش‌بینی نتایج در تونل ۱۲
جدول (۳-۱) برداشت مقطع شماره ۱ .... ۳۴
جدول (۳-۲) مقادیر بیش شکست به دست آمده ۳۷
جدول (۳-۳) پارامترهای کالیبره سازی نرم‌افزار ۴۰
جدول (۳-۴) رده‌بندی کیفی وضعیت خردایش ۴۲
جدول (۳-۵) خاصیت و مشخصات مواد منفجره ۴۴
جدول (۳-۶) مشخصات ماسه‌سنگ تونل ۴۴
جدول (۳-۷) مقادیر اندازه‌گیری شده برداشت شماره ۱ .... ۴۶
جدول (۴-۱) انفجار شماره ۱ .... ۵۱
جدول (۴-۲) انفجار شماره ۲ .... ۵۲
جدول (۴-۳) انفجار شماره ۳ .... ۵۴
جدول (۴-۴) خردایش انفجار ۴ .... ۵۵
جدول (۴-۵) انفجار شماره ۵ .... ۵۷
جدول (۴-۶) خردایش انفجار ۶ .... ۵۸
جدول (۴-۷) خردایش انفجار ۷ .... ۶۰
جدول (۴-۸) بیان کیفی انفجارهای صورت گرفته ۶۲
جدول (۴-۹) داده های منتخب برای آموزش ۶۹
جدول (۴-۹) داده های منتخب برای آزمون ۷۰
جدول (۴-۱۱) اطلاعات سیستم فازی عصبی منتخب ۷۸
جدول (۴-۱۲) نتایج بیش شکست واقعی و پیش‌بینی شده برای داده‌های آموزش ۷۹
جدول (۴-۱۳) نتایج بیش شکست واقعی و پیش‌بینی شده برای داده‌های آزمون ۷۹

فصل اول

کلیات موضوع و مقدمه

۱-۱- مقدمه

با توجه به نیازهای مختلف بشر از جمله تأمین مواد معدنی، حمل و نقل، تولید نیرو، ذخیره‌سازی‌های زیرزمینی، انتقال آب، فاضلاب و ...، حفر تونل و فضاهای زیرزمینی به یک امر بدیهی در جهان امروز تبدیل شده است. تونل‌ها اساساً در جهت افقی یا نزدیک به افق حفر می‌شوند. حفر تونل‌ها متداول‌ترین عملیات زیرزمینی می‌باشد که قسمت‌های مختلف فضای زیرزمینی را شکل می‌دهد و معمولاً یک قسمت جدایی‌ناپذیر از فعالیت‌های معدنی هست. پیشرفت تکنیک‌های حفر تونل در سال‌های اخیر چشم‌گیر بوده است. روش‌های چالزنی از ماشین‌های پنوماتیکی حفاری تا جامبوهای چالزن هیدروالکتریکی شکل (۱-۱) بسیار توسعه یافته‌اند. خرجگذاری چال‌ها می‌تواند با سرعت زیاد توسط روش‌های دستی با خرج‌های لوله‌ای پلاستیکی و یا به صورت مکانیکی توسط تجهیزات خرجگذاری پنوماتیکی صورت گیرد.

شکل (۱-۱) حفاری توسط جامبو دریل

برای دسترسی به مواد معدنی زیر سطح زمین حفر تونل امری ضروری می‌باشد. در این تحقیق، تونل مورد بررسی از نوع تونل دنبال لایه می‌باشد. این نوع تونل‌ها برای تقسیم ماده معدنی به چند طبقه و نیز برای اکتشاف کانسار حفر می‌شوند. مساحت مقطع این تونل‌ها متفاوت بوده و ممکن است بین ۵ تا ۱۴ مترمربع تغییر کند. از این رو که این تونل‌ها در داخل لایه یا رگه حفر می‌شوند، امتداد آن تابع امتداد لایه یا رگه می‌باشد. در تونل‌های دنباله‌رو که داخل لایه‌های زغال حفر می‌شوند، زغال و سنگ‌های درونگیر آن را جداگانه حفر می‌کنند و بدین ترتیب زغال حاصله با مواد باطله مخلوط نخواهند شد. در

مواردی که زغال نرم باشد آن را به وسیله کلنگ مکانیکی و در غیر این صورت با آتش‌کاری حفر کرده و بقیه مقطع تونل را با آتش‌کاری حفر می‌نمایند (استوار، ۱۳۸۹).

در فصل پیش رو، به تعریف مسئله و هدف از انجام این تحقیق، تاریخچه علمی موضوع، ، اهمیت و ضرورت تحقیق پرداخته شده است.

۱-۲- تعریف مسئله

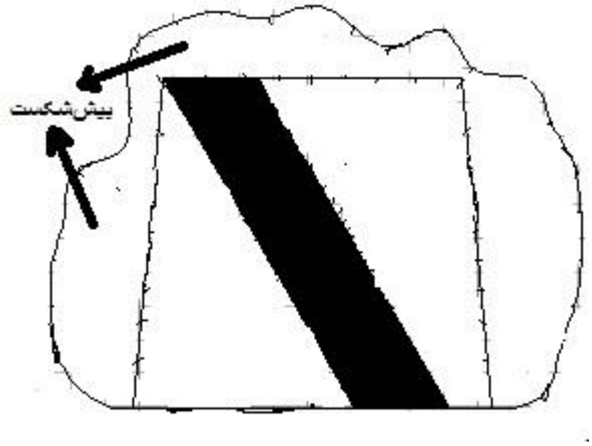
عملیات چالزنی و انفجار تونل‌ها به علت داشتن تنها یک سطح آزاد، بسیار پیچیده‌تر از چالزنی و انفجار در سطح زمین می‌باشد. به علت نبود سطح آزاد از مواد منفجره قوی‌تری با وزن مخصوص بیشتر استفاده می‌شود (باقری و همکاران،۱۳۹۱)، به طور قطع، استفاده از ماده منفجره قوی‌تر اثراتی بر میزان پیشروی و بیش شکست[۱] و خردایش مناسب خواهد گذاشت. بدون در نظر گرفتن نوع کاربری و هدف از ساخت تونل، تمام آن‌ها در مراحل حفاری خود با پدیده‌های مشکل‌ساز مواجه هستند. تمام این پدیده‌ها زمانی که روش چالزنی و انفجار به کار گرفته شود، اهمیتی چندین برابر پیدا می‌کند. میزان پیشروی و خردایش و بیش‌شکست از نتایج بدیهی در عملیات انفجار است (Jang & Topal, 2013).

در حفاری تونل‌ها به روش انفجار بایستی به عواملی از قبیل میزان پیشروی، بیش‌شکست در سینه کار تونل، خردایش مناسب ماده برای حمل و نقل و عدم نیاز به انفجار ثانویه و ... توجه داشت که همه این عوامل و مشکلات را می‌توان با یک الگوی چالزنی و انفجار مناسب برطرف کرد. از عوامل مؤثر بر میزان پیشروی می‌توان به قطر چال خالی، سطح مقطع تونل، میزان خرج گذاری و آرایش چال‌ها نام برد.

از نتایج حفر تونل به روش چالزنی و انفجار، پدیده "بیش شکست" می‌باشد. این پدیده، مقدار تفاوت سطح مقطع حاصله از انفجار تونل با سطح مقطع تئوری طراحی شده تونل می‌باشد. این پدیده جزو آثار ناخواسته و نامطلوب روش چالزنی و انفجار محسوب می‌شود زیرا باعث کاهش ایمنی، افزایش زمان

[۱] -Overbreak

عملیات، افزایش هزینه نگهداری، ترقیق ماده معدنی، خردایش ضعیف و در کل افزایش هزینه‌های عملیاتی معدنکاری می‌شود. در شکل (۱-۲) تصویری از بیش‌شکست نشان داده شده است.



شکل (۱-۲) بیش شکست در تونل

یکی از اهداف اصلی عملیات انفجار، خردایش مناسب توده سنگ می‌باشد. یک انفجار با خردشدگی مناسب بر کل چرخه عملیات استخراج اثر می‌گذارد و باعث کاهش هزینه کلی معدنکاری و افزایش راندمان تولید می‌شود. خردشدگی مناسب سنگ‌ها در اثر انفجار باعث سهولت در عملیات بارگیری و حمل و عدم نیاز به انفجار ثانویه و در نهایت کاهش هزینه‌های تولید خواهد شد. لذا الگوی چالزنی و انفجار تولیدی در عملیات معدنکاری باید به گونه‌ای طراحی و اجرا شود تا سنگ‌های خردشده از توزیع مناسبی برخوردار باشند (احمدی‌نژاد و همکاران، ۱۳۹۴). خردایش سنگ با روش حفاری و انفجار، مرحله اول چرخه تولید در بسیاری از عملیات‌های استخراج معدن است.

با توجه به مطالبی که بیان شد و اهمیت بخش چالزنی و انفجار در هزینه‌های عملیات معدنی بهینه‌سازی الگوهای انفجاری، امری ضروری می‌باشد. در ابتدای امر نیاز است که عوامل مؤثر در انفجار شناسایی و مشخص شود. این عوامل را می‌توان در دو دسته تقسیم‌بندی کرد:

- عوامل قابل کنترل (پارامترهای انفجاری)
- عوامل غیرقابل کنترل (پارامترهای توده سنگ)

عوامل قابل کنترل، عواملی هستند که مهندسان می‌توانند برای رسیدن به نتیجه قابل قبول انفجار آن را تغییر دهند. این عوامل از قبیل، قطر چال، ضخامت بارسنگ، فاصله ردیفی چال‌ها، طول چال‌ها، ضخامت گل گذاری، تراکم خرج، طول خرج، شیب چال، تعداد چال، خرج ویژه، حفاری ویژه و ... هستند. عوامل غیرقابل کنترل، عواملی هستند که مهندسان هیچ تغییری نمی‌توانند در آن‌ها ایجاد کنند و به طبیعت توده سنگ و محل حفاری مربوط هستند و در واقع این عوامل توسط طبیعت دیکته می‌شوند. از این عوامل می‌توان، چگالی و مقاومت سنگ، حفره‌ها و نواحی غیر مقاوم، سیستم درزه‌ها و لایه‌بندی، وضعیت آب، وضعیت تنش‌های اولیه و .... را نام برد.

۱-۳- اهمیت و ضرورت طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب

بسیاری از معادن زغال‌سنگ کشور به دلیل استفاده از تجهیزات سنتی و روش‌های قدیمی زیان ده هستند. از این رو الگوی انفجار، تأثیری مستقیم روی زمان و هزینه‌های حفاری برای تونل‌های معدنی و سایر ابنیه‌های زیرزمینی دارد. طراحی الگوی انفجار تأثیر مستقیم روی هزینه‌های مصرفی و زمان انجام پروژه دارد. به دلایل گفته شده در بالا، چالزنی و انفجار دارای اهمیت بیشتری نسبت به سایر عملیات‌های معدنی می‌باشد. با توجه به روش معدنکاری زیرزمینی مورد استفاده در کشورمان برای استخراج لایه‌های زغالی، که شامل روش‌های اتاق و پایه، جبهه کار طولانی و روش پلکانی معکوس می‌باشد، پیشروی تونل از اهمیت بیشتری برخوردار است. برای رسیدن به الگوی مناسب چالزنی و انفجار باید روش‌های متعددی برای طراحی الگوی انفجار به کار برد و با توجه به شرایط هندسی، شرایط سنگ‌شناسی و شرایط موجود از لحاظ امکانات چالزنی و خرج گذاری، مورد آزمایش قرار گیرد و در نهایت الگوی مناسب مورد استفاده قرار گیرد.

هدف اصلی از طراحی الگوی مناسب انفجار، رسیدن به نتایج مطلوب بعد از انفجار سینه کارهای تونلی می‌باشد. این اهداف شامل خردایش مناسب، بیش‌شکست کمتر، پیشروی بهتر و ... می‌باشند که در صورتی که نتایج مطلوب حاصل شود، تأثیرات مطلوبی بر روند عملیات ساخت‌وساز تونل از قبیل

بارگیری و باربری، کاهش زمان عملیات، عدم نیاز به انفجار ثانویه، افزایش ایمنی سینه کار تونل و ... که تأثیر مستقیم بر هزینه‌های عملیات معدنی دارند، اثر می‌گذارد. طبق مطالبی که عنوان شد ضرورت و اهمیت طراحی الگوی مناسب در تونل‌های پیشروی محرز می‌شود.

۱-۴- تاریخچه تحقیقات

تحقیقات زیادی در رابطه با طراحی الگوی مناسب چالزنی و انفجار، چه در معادن روباز و چه در معادن زیرزمینی انجام گرفته است. می‌توان گفت اولین تلاش‌ها برای طراحی الگوی مناسب انفجار در سال ۱۹۶۳ توسط لانگفورس با ارائه روش سوئدی که یک روش تجربی است، آغاز شد و پس از آن توسط افراد دیگری نظیر هلمبرگ (۱۹۸۲)، الافسون (۱۹۹۰) و کونیا (۱۹۹۵) توسعه داده شده است. تئوری انتقال انرژی روش دیگری است که توسط افرادی نظیر هاگان (۱۹۸۰) و برتا (۱۹۹۰) توسعه داده شده است. مدل دیگری که توسط بخش مهندسی عمران و حمل و نقل دانشگاه NTNU (۱۹۹۵) توسعه داده شده است که یک مدل تجربی طراحی انفجار با استفاده از چال‌های موازی می‌باشد (خلیلی، ۱۳۹۰).

طراحی‌های الگوی چالزنی و انفجار برای اهداف مختلف، متفاوت می‌باشد. در هر معدن بسته به هدف از انفجار، الگوهای مختلفی ارائه می‌شود. الگوهایی که طراحی می‌شوند اغلب برای دسترسی به کاهش بیش‌شکست، خردایش مناسب، کاهش لرزش زمین حاصل از انفجار و کاهش پرتاب سنگ هستند که برای رسیدن به هر یک از اهداف بالا الگوهای متفاوتی استفاده می‌شود. تحقیقات فراوانی نیز در زمینه پیش‌بینی هریک از عوامل بالا صورت گرفته است. مطالعاتی در زمینه طراحی الگوی چالزنی و انفجار در تونل‌های زیرزمینی انجام گرفته که خلاصه آن به شرح زیر می‌باشد:

طراحی الگوی بهینه چالزنی و انفجار معدن سرب و روی عمارت اراک: این تحقیق در سال ۱۳۹۰ توسط عادل طاهری انجام شده است. در این تحقیق برای طراحی الگوی چالزنی تونل استخراجی

و تونل باربری معدن عمارت اراک، روابط نیترونوبل مورد استفاده قرارگرفته است. با مقایسه الگوی مورد استفاده و الگوی به دست آمده از روابط نیترونوبل، نامناسب بودن الگوی مورد استفاده آشکار شد. بعد از اصلاح و اجرای چندین بار الگو و با توجه به شرایط متغیر زمین‌شناسی، الگویی مناسب ارائه شد. در الگوی اصلاح شده، چال‌های موازی به عنوان الگوی بهینه انتخاب شده است که این الگو شامل چال پیش برش با قطر ۱۰۲ میلی‌متر و تعداد ۵۰ چال انفجاری می‌باشد که در نهایت الگوی پیشنهادی باعث کاهش هزینه‌ها شد (طاهری، ۱۳۹۰).

بهینه‌سازی الگوی انفجار تونل ۱۵ معدن زغال‌سنگ همکار: این تحقیق در سال ۱۳۹۱ توسط مجید غیاثی و همکاران انجام شده است. الگوی انفجاری این معدن به صورت برش چال‌های زاویه‌ای استفاده می‌شد که سیکل پیشروی چندان رضایت‌بخش نبود. در این تحقیق پس از ارزیابی شرایط موجود و شناسایی عوامل تأثیرگذار بر میزان پیشروی تونل، و با مشاهده عینی در حین انجام عملیات انفجار بر اساس تجارب به دست آمده و سعی و خطا مدلی ارائه شده است. الگوی پیشنهادی به صورت برش چهار مقطعی با چال‌های موازی است که در آن، از چند چال خالی در وسط تونل و چال‌های انفجاری در اطراف می‌باشد (غیاثی و همکاران، ۱۳۹۱).

افزایش راندمان چالزنی، با اصلاح الگوی چالزنی و انفجار تونل دسترسی معدن زغال‌سنگ اشکلی: این تحقیق در سال ۱۳۹۱ توسط میثم باقری و همکاران انجام گرفته است. در این تحقیق با استفاده از روش تجربی طراحی الگوی انفجار، یعنی روش برش موازی چهار مقطعی بر اساس روش نیترونوبل که کاربرد بیشتری نسبت به سایر روش‌های طراحی دارد، طراحی الگوی چالزنی و انفجار انجام گرفته است. پس از اجرای الگوی طراحی شده، تونل ذکر شده به طول ۱۲۰ متر و در مدت ۲۸ روز حفر شده است. در مسیر این تونل لایه‌های ماسه‌سنگ سخت و مقاوم به‌طور متناوب قرار داشت که موجب کاهش شدید میزان پیشروی در هر سیکل انفجاری شده بود. پس از اصلاح الگوی انفجار،

تونل موردنظر در مدت زمان کمتری به بهره‌برداری و راندمان کار از ۵۰٪ به ۹۰٪ رسیده و هزینه‌های کلی کاهش یافته است (باقری و همکاران، ۱۳۹۱).

مقایسه نتایج طراحی آتشباری به روش‌های کونیا و انتقال انرژی در تونل‌های کوچک مقطع: این تحقیق در سال ۱۳۹۱ توسط هادی پورسعید و همکاران انجام گرفته است. این تحقیق با استفاده از روابط کونیا و روش انتقال انرژی که برای تونل‌های بزرگ مقطع هستند و با اندکی تغییرات و بهینه‌سازی در تونل معدن زغال‌سنگ رضی رامیان، که تونلی کوچک مقطع می‌باشد، انجام گرفته است (پورسعید و همکاران، ۱۳۹۱).

بررسی پاسپورت انفجاری در معدن زغال‌سنگ آبنیل: این تحقیق در سال ۱۳۹۳ توسط مرصاد حسن‌پور و همکاران انجام گرفته است. در این تحقیق پاسپورت انفجاری در اشترک‌های سنگی در بخش زیرزمینی معدن زغال‌سنگ آبنیل کرمان مورد بررسی قرار گرفته است. پاسپورت انفجاری در این معدن برای تونل‌هایی با سطح مقطع ۹ مترمربع به سه روش تئوری انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ، نیترونوبل و کونیا طراحی شده و نتایج به دست آمده با وضعیت موجود در معدن مقایسه شده‌اند. مطابق دستاوردهای این تحقیق، به نظر می‌رسد الگوی سنتی موجود در این معدن، کارایی لازم را دارا بوده و دارای خرج ویژه، حفاری ویژه، مصرف چاشنی و هزینه کمتری نسبت به روش‌های تئوریک است (حسن پور و همکاران، ۱۳۹۳).

طراحی و بهینه‌سازی الگوی حفاری و انفجار سینه کار C7 معدن زغال‌سنگ داربیدخون کرمان: این تحقیق در سال ۱۳۹۳ توسط مهدی میرزایی و مهدی ایرانمنش انجام گرفته است. در این تحقیق با بررسی این معدن و سینه کارهای در حال کار و مطالعه شرایط زمین و وضعیت لرزش زمین، پرتاب و خردشدگی سنگ و با استفاده از روابط نیترونوبل و روش انتقال انرژی، سعی در بهینه‌سازی انفجار و ارائه الگوی مناسب کرده‌اند (میرزایی و ایرانمنش، ۱۳۹۳).

طراحی الگوی بهینه چالزنی و انفجار با استفاده از تکنیک کونیا در سیکل پیشروی معدن زغال‌سنگ آب نیل کرمان: این تحقیق در سال ۱۳۹۳ توسط علی صالحی و همکاران انجام گرفته است. مطالعات مذکور بر روی معدن زغال‌سنگ آب نیل کرمان صورت گرفته که از نوع زغال حرارتی بوده و نیاز به فرآوری ندارد. استخراج به دو روش روباز و زیرزمینی صورت می‌پذیرد. عملیات انفجار معدن با حفر چال با عمق ۲/۶ متر و با قطر ۵۳ میلی‌متر انجام می‌شود که در کارگاه استخراج از دینامیت آنتی گریزو و در اشترک‌های سنگی از امولایت استفاده می‌شود. در بخش روباز از آنفو به عنوان ماده منفجره استفاده می‌شود. حفر تونل در این معدن با برش‌های موازی انجام می‌پذیرد و نوع برش از نوع چهار مقطعی می‌باشد. در این تحقیق به مقایسه روش‌های نظری طراحی انفجار پرداخته-شده است و درنهایت تئوری کونیا به لحاظ فنی و اقتصادی پیشنهاد شده است (صالحی و همکاران، ۱۳۹۳).

طراحی الگوی انفجار در تونل‌های سنگی بلوک شرقی معدن اصلی زغال‌سنگ پابدانا: این تحقیق در سال ۱۳۹۳ توسط حامد اسماعیلی و همکاران انجام گرفته است. در این تحقیق به علت عدم مناسب بودن الگوی انفجار در معدن مورد مطالعه، الگوی دیگری پیشنهاد شده است. برای طراحی الگوی انفجاری از روش‌های نظری نیترونوبل و انتقال انرژی استفاده شده و میزان پیشروی برای هر دو الگو اندازه‌گیری شده و سپس با مقایسه‌ای بین روش تجربی مورد استفاده در معدن، روش نیترونوبل به عنوان الگوی مناسب معرفی شده است. که میزان پیشروی از ۰/۸ متر به ۱/۸ متر افزایش یافته است (اسماعیلی و همکاران، ۱۳۹۳).

توسعه مدلی جدید برای طراحی الگوی چالزنی و انفجار در فضاهای زیرزمینی: این تحقیق در سال ۱۳۹۴ توسط آقایان یحیی شمس گردکانه و همکاران شده است. در این تحقیق با استفاده از نرم‌افزار 3DEC و کدنویسی در نرم‌افزار Matlab الگوریتمی برای طراحی الگوی مناسب با توجه به

ناپیوستگی‌های زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه پیشنهاد شده است. سپس در تونل ۱۵ معدن طزره الگوی پیشنهادی اجرا شده و نتیجه مطلوبی به دست آمده است (شمس گردکانه و همکاران، ۱۳۹۴).

بهینه‌سازی عملیات انفجار اوکلن معدن زغال‌سنگ رزمجاغربی با ملاحظه کاهش هزینه پیشروی: این تحقیق در سال ۱۳۹۵ توسط محمود هویدا و همکاران انجام گرفته است. در این تحقیق، پس از مطالعه دقیق وضعیت فعلی طراحی و عملیات انفجار در اکلن نوار معدن زغال‌سنگ رزمجا غربی، کلیه پارامترهای مؤثر شامل خصوصیات سنگ، طول چال، خرج ویژه، عمق پیشروی، تعداد چال، تعداد تأخیرها در ۱۱ انفجار برداشت شده است. سپس الگوی مناسبی معرفی شده است (هویدا و همکاران، ۱۳۹۵).

طراحی بهینه الگوی حفاری و انفجار در سیکل پیشروی T4 معدن ملچ آرام تحتانی: این تحقیق در سال ۱۳۹۵ توسط محمدرضا قزوینی و همکاران انجام گرفته است. این تحقیق بر روی معدن زغال‌سنگ ملچ آرام تحتانی صورت گرفته که از نوع زغال‌سنگ کک شو می‌باشد. بدین منظور پاسپورت انفجاری در این معدن برای تونل‌های با سطح مقطع ۷/۲ مترمربع به دو روش تئوری انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ و نیترونوبل طراحی شده و نتایج به دست آمده با وضعیت موجود در معدن مقایسه شده‌اند (قزوینی و همکاران، ۱۳۹۵).

تحقیقات ذکر شده در بالا مربوط به طراحی الگوهای چالزنی و انفجار تونل‌های زیرزمینی معادن بوده است. تحقیقاتی نیز برای نتایج بعد از انفجار از قبیل خردایش و بیش‌شکست انجام گرفته است که می‌توان به موارد زیر اشاره نمود:

پیش‌بینی خردایش بر اساس مدل کاز-رام به وسیله شبیه‌سازی مونت‌کارلو: این تحقیق توسط آقای مورین و فیکارازو در سال ۲۰۰۶ انجام گرفته است. در این تحقیق با استفاده از روش شبیه‌سازی مونت‌کارلو اقدام به پیش‌بینی خردایش حاصل از انفجار کرده‌اند. نتایج به دست آمده از مدل و نتایج

واقعی خردایش یک معدن روباز، نزدیک به یکدیگر و رضایت‌بخش بوده‌اند (morin & Ficarazzo, 2006).

پیش‌بینی خردشدگی حاصل از انفجار با استفاده از مدل‌های تجربی سوئدیفو و کاز-رام در معدن مس میدوک: این تحقیق در سال ۱۳۹۴ توسط پوربهاالدینی و امیر پازوکی در معدن مس میدوک که حجم انفجار بالایی دارد انجام شده است. در این معدن برای انجام عملیات معدنی به خرد-شدگی مناسب نیاز می‌باشد. در این تحقیق خردشدگی حاصل از چهار انفجار با نتایج حاصله از مدل‌های تجربی و نتایج حاصل از تجزیه سرندی با هم مقایسه شده‌اند که نتایج تطابق بیشتر خردایش با مدل کاز-رام را نشان می‌دهد (پوربهاالدینی و پازوکی، ۱۳۹۴).

بررسی کیفیت خردایش تونل پیشروی در معدن زغال‌سنگ طزره با استفاده از نرم‌افزار Goldsize: این تحقیق در سال ۱۳۹۵ توسط کیانی نژاد و همکاران در معدن زغال‌سنگ طزره، از روش آنالیز تصویری با استفاده از نرم‌افزار Goldsize انجام گرفته است. پس از انجام تحقیق کیفیت خردایش انفجار را خیلی بد توصیف کرده‌اند (کیانی نژاد و همکاران، ۱۳۹۵)

پیش‌بینی پدیده پس‌شکست در حفر تونل با روش‌های بهینه‌سازی هوشمند در معدن زغال‌سنگ طزره: این تحقیق توسط عادل متحدی و همکاران در سال ۱۳۹۵ انجام گرفته است. در این تحقیق عوامل مؤثر بر پدیده بیش‌شکست در دو دسته عوامل قابل کنترل و غیر قابل کنترل مورد بررسی قرار گرفته‌اند. محققان با پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست سعی بر کنترل نتایج نامطلوب داشته‌اند. در این مطالعه، ۱۲دسته از داده‌های عوامل تاثیرگذار و بیش‌شکست، به عنوان داده‌های ورودی و خروجی برای پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست با روش‌های رگرسیون چندگانه خطی و غیرخطی، شبکه عصبی مصنوعی، منطق فازی و سیستم استنتاج فازی عصبی تطبیقی بکار گرفته شدند. مقدار ضریب تعیین مدل‌های رگرسیون چندگانه خطی و غیرخطی، شبکه عصبی مصنوعی، منطق فازی و سیستم استنتاج فازی عصبی تطبیقی به ترتیب برابر ۰/۷۱، ۰/۷۳، ۰/۸۰، ۰/۹۵ و ۰/۹۱ به دست آمده است. نتایج

نشان‌دهنده‌ی آن است که روش‌های منطق فازی و سیستم استنتاج فازی عصبی تطبیقی، پیش‌بینی بهتری را نسبت به سایر روش‌ها انجام داده‌اند (متحدی و همکاران، ۱۳۹۵).

در زمینه پیش‌بینی نتایج انفجار در تونل مطالعات زیادی انجام گرفته است که به طور خلاصه در جدول (۱-۱) آمده است.

جدول (۱-۱) مطالعات انجام گرفته در زمینه پیش‌بینی نتایج در تونل

سال	موضوع تحقیق			روش	نویسنده
	پیشروی	بیش شکست	خردایش		
1996			■	MAP	Aler et al
2010			■	MAP	Hudaverdi et al
2010			■	ANN	Kulatilake et al
2011			■	ANN	Bahrami et al
2013		■		ANN	Jang &Topal
2013		■		WNN	Sun et al
2013			■	RES	Faramarzi et al
2014		■		Fuzzy Set Theory	Mohammadi et al
2015		■		Fuzzy Set Theory	Mohammadi et al
2015			■	fuzzy	Shams et al
2017		■		ANN - ANFIS	Motahedi et al

۱-۵- هدف تحقیق

هدف از انجام این تحقیق، ارائه الگوی چالزنی و انفجار مناسب نسبت به الگوی تجربی مورد استفاده در معدن مورد مطالعه می‌باشد. سعی شده است نتایج انفجار در الگوی پیشنهادی دارای:

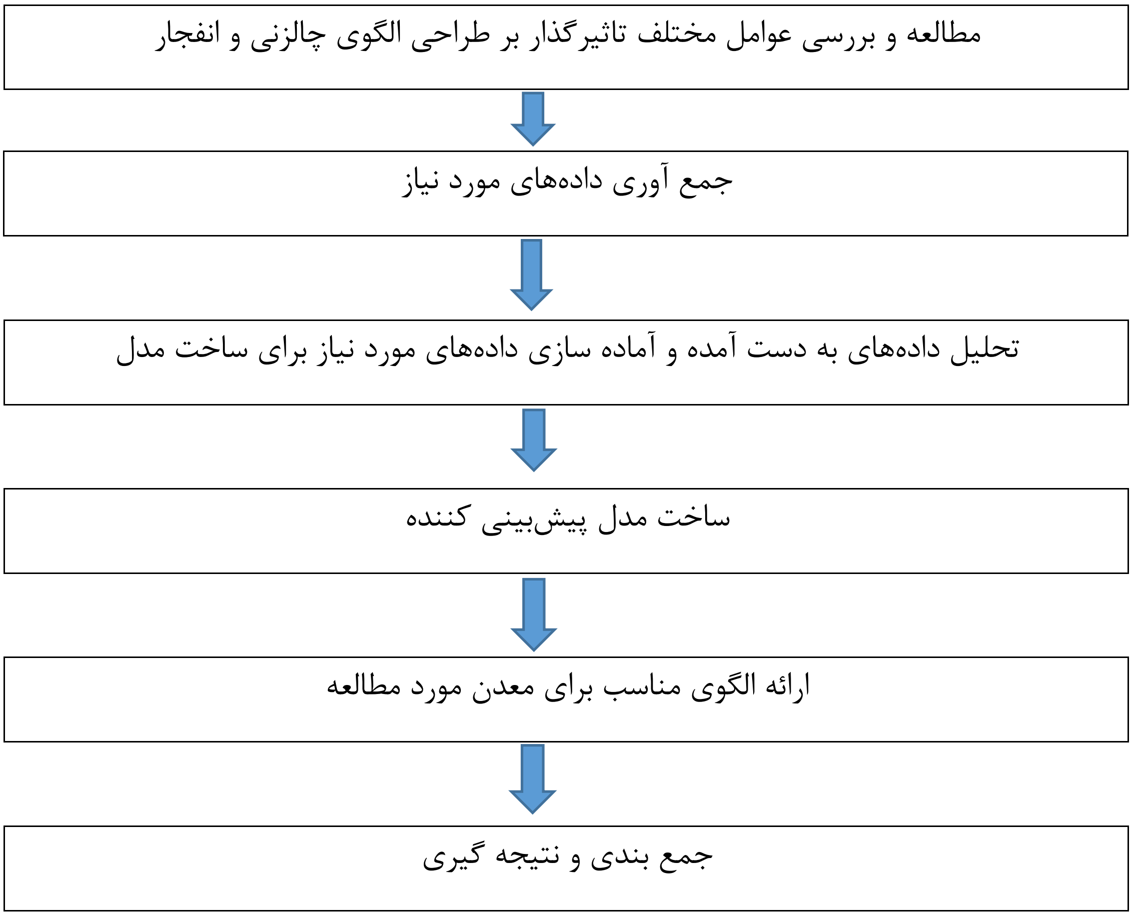
۱. **بیش‌شکست کمتر**
۲. **پیشروی بیشتر**
۳. **خردایش مناسب**

از الگوی اجرایی در معدن مورد مطالعه حاصل شود. در این تحقیق سعی شده است که با توجه به نتایج بعد از انفجار از قبیل بیش‌شکست، پیشروی و میزان خردایش، الگوی انفجاری مناسب‌تری ارائه شود. برای رسیدن به این اهداف و نتایج مطلوب، در مبحث پیشروی از روش فازی برای پیش‌بینی پیشروی الگوی پیشنهادی استفاده خواهد شد و در مبحث بیش‌شکست، از سیستم استنتاجی فازی-عصبی[۱] (ANFIS) استفاده خواهد شد. با برداشت تعداد اطلاعات کافی می‌توان مدلی برای پیش‌بینی بیش‌شکست ساخت. در مبحث خردایش می‌توان با نرم‌افزارهای موجود برای آنالیز تصویری، کیفیت خردایش حاصل از انفجار را به دست آورد، زیرا در صورت عدم خردایش مطلوب زمان بارگیری در چرخه چالزنی و انفجار افزایش یافته و باعث عدم رسیدن به میزان پیشروی تعیین شده ماهیانه می‌شود. سپس می‌توان با استفاده از این اطلاعات به دست آمده الگوی مناسب چالزنی و انفجار را طراحی کرد.

۱- Adaptive Neuro-Fuzzy Inference System

۱-۶- مراحل تحقیق

به طور کلی شیوه انجام این پایان‌نامه به صورت زیر می‌باشد:



در ابتدا به تحقیق و مطالعه درباره موضوع و شناسایی عوامل موثر بر طراحی الگوی چالزنی و انفجار پرداخته شده است. پس از شناسایی عوامل، روشی از بین روش‌های موجود برای طراحی الگو، انتخاب و شروع به یادگیری شده است. بعد از انجام مطالعات، مرحله برداشت صحرایی داده‌ها در منطقه مورد مطالعه می‌باشد. تحلیل و بررسی داده‌های به دست آمده مرحله بعدی انجام این مطالعه می‌باشد. پس از این مرحله برای میزان پیشروی و بیش‌شکست مدل‌های پیش‌بینی کننده طراحی می‌شود و با استفاده از این مدل‌ها، الگویی برای بهبود نتایج انفجار ارائه خواهد شد. در انتها نیز جمع‌بندی و نتیجه‌گیری بیان خواهد شد.

۱-۷- ساختار پایان‌نامه

در این فصل به کلیات موضوع پرداخته شد. این موضوعات شامل مقدمه‌ای بر موضوع، تعریف مسئله، اهمیت و ضرورت تحقیق، هدف از تحقیق و پیشینه مطالعاتی می‌باشد. در ادامه به معرفی عوامل تاثیرگذار بر طراحی الگوی چالزنی و انفجار و روش‌های مورد استفاده در طراحی انفجار تونل‌های زیرزمینی، با عنوان فصل دوم پرداخته خواهد. در فصل سوم این تحقیق، پس از معرفی روش‌های استفاده شده برای برداشت داده‌ها و اطلاعات صحرایی، مقادیر این برداشت‌ها نشان داده خواهد شد. در فصل چهارم به تحلیل و بررسی اطلاعات به دست آمده پرداخته و نتایج حاصله از تحلیل این اطلاعات نشان داده خواهد شد. در فصل چهارم این تحقیق سعی بر ساخت مدلی پیش‌بینی کننده برای میزان پیشروی و میزان بیش‌شکست خواهد شد. با توجه به نتایج و مدل ساخته شده، الگوی چالزنی و انفجار برای معدن مورد مطالعه ارائه خواهد شد. در انتها و در فصل پنجم به جمع‌بندی مطالب بیان شده و پیشنهادهایی برای کارهای آینده در این زمینه، بیان خواهد شد.

فصل دوم

عوامل تأثیرگذار بر طراحی الگوی چالزنی و انفجار در تونل پیشروی

۲-۱- مقدمه

به منظور طراحی الگوی چالزنی و انفجار و بهبود نتایج حاصله از انفجار، بایستی عوامل موثر و روش‌های موجود برای طراحی را شناسایی و بررسی کرد. در یک تقسیم بندی کلی می‌توان این عوامل را در دو دسته عوامل قابل کنترل و عوامل غیر قابل کنترل معرفی کرد. در این فصل، تقسیم بندی و معرفی عوامل موثر بر طراحی الگوی چالزنی و انفجار و روش‌های طراحی این الگوها در حفر تونل‌های زیرزمینی بیان خواهد شد.

۲-۲- عوامل مؤثر در طراحی الگوهای انفجاری

به طور کلی پارامترهای مؤثر در طراحی انفجار به دو گروه کلی پارامترهای قابل کنترل (متغیر) و پارامترهای غیر قابل کنترل (ثابت) تقسیم می‌شوند. دسته اول 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 انفجاری تعیین مناسب این پارامترها است. منظور از پارامترهای غیر قابل کنترل، مشخصات مربوط به ماده سنگ و توده سنگ می‌باشد. این پارامترها به ذات زمین‌شناسی و تکتونیک یک معدن وابسته بوده و در انفجار یک سایت عملیاتی، ثابت و غیر قابل کنترل هستند. به دلیل عدم قابلیت کنترل، این پارامترها به عنوان مهم‌ترین دسته پارامترهای مؤثر در انفجار مطرح می‌باشند.

طبقه بندی دیگری که برای پارامترهای اساسی انفجار ارائه شده است (Chakaborty et al,1998):

- پارامترهای مرتبط با خصوصیات ماده منفجره
- پارامترهای مرتبط با خصوصیات ژئومکانیکی سنگ
- پارامترهای هندسی انفجاری شامل قطر چال، طول چال، بارسنگ و ...
- پارامترهای مربوط به الگوی اولیه چال‌های انفجاری شامل تأخیرها و فاصله تأخیرها

۲-۲-۱- پارامترهای غیرقابل کنترل

پارامترهای غیر قابل کنترل، پارامترهایی هستند که مربوط به مشخصات فیزیکی و ژئومکانیکی سنگ و توده سنگ هستند و مهندس هیچ نقشی در آن نمی‌تواند داشته باشد و مربوط به خصوصیات ذاتی سنگ می‌باشند. از این عوامل می‌توان شرایط زمین‌شناسی توده سنگ، چگالی و مقاومت سنگ، شرایط ناپیوستگی‌ها، تخلخل، ترکیب سنگ، لیتولوژی، سرعت امواج در سنگ، خصوصیات درزه‌ها، وضعیت آب و ... نام برد. بایستی این پارامترها قبل از طراحی و اجرای الگوی چالزنی و انفجار به عنوان مشخصات ژئومکانیکی محیط سنگی به عنوان میزبان فرآیند انفجار، بررسی شود. عوامل بالا تأثیر یکسانی بر عملکرد انفجار ندارند. عواملی که مؤثرترند در زیر آمده است.

- **ناپیوستگی‌های توده سنگ:** فاصله‌داری درزه‌ها، شیب و امتداد درزه، بازشدگی و پرکنندگی درزه
- **مشخصات ماده سنگ:** مقاومت فشاری و کششی، چگالی، مدول الاستیسیته، سختی

۲-۲-۲- پارامترهای قابل کنترل

پارامترهای قابل کنترل، پارامترهایی هستند که می‌توان با سعی و خطا، آن‌ها را تصحیح کرد و کارشناس انفجار می‌تواند با تغییر این پارامترها به الگوی مناسب چالزنی و انفجار دست یابد. پارامترهای قابل کنترل در محاسبات و طراحی‌های انفجار را می‌توان به صورت زیر طبقه‌بندی نمود:

- **پارامترهای هندسی:** شامل قطر، طول خرج، بارسنگ، فاصله جناحی و ...
- **پارامترهای مربوط به ماده منفجره:** شامل نوع ماده منفجره، قدرت ماده منفجره، انرژی ماده منفجره و ...
- **زمان:** زمان‌های تأخیر و ترتیب انفجار

۲-۲-۲-۱- ماده منفجره مصرفی

ماده منفجره مصرفی، یکی از پارامترهایی است که توسط کارشناس انفجار بسته به شرایط سنگ مورد انفجار می‌تواند تغییر کند. بدیهی است که هزینه ماده منفجره، یک پارامتر مهم در انتخاب آن به شمار می‌رود. عامل دیگری که در انتخاب ماده منفجره مصرفی تأثیرگذار است وجود یا عدم وجود آب در محل انفجار می‌باشد. از عوامل دیگر در انتخاب مواد منفجره می‌توان قطر خرج، قدرت وزنی و حجمی نسبی، خصوصیات سنگ، حجم سنگ مورد انفجار، شرایط آب و هوایی، مسائل زیست محیطی، گازهای سمی، شرایط ایمنی و مشکلات تهیه ماده منفجره را نام برد.

۲-۲-۲-۲- قطر چال

برای رسیدن به خردشدگی مناسب و حداقل هزینه، انتخاب قطر چال مناسب ضروری می‌باشد. قطر و طول چال بهینه وابسته به مشخصه‌های توده سنگ است. معمولاً قطر چال‌های انفجاری تونلی بین ۳۸ تا ۵۲ میلی‌متر هستند. چال‌های کوچک، مقطع مناسب‌تری برای تونل ایجاد می‌کنند، اما در عین حال هزینه‌های چالزنی و خرجگذاری را افزایش می‌دهند (Singh & Xavier, 2005).

از عوامل مؤثر در انتخاب قطر چال می‌توان ویژگی‌های توده سنگ، درجه خردایش مورد نیاز، هزینه‌های چالزنی و انفجار و ... را نام برد. از امتیازات افزایش قطر چال می‌توان به کاهش تعداد چال‌ها، افزایش فاصله بین چال‌ها، قدرت بیشتر انفجار ناشی از خرج، کاهش زمان چالزنی، خرجگذاری و گل گذاری نام برد.

۲-۲-۲-۳- بارسنگ و فاصله جناحی

بارسنگ حداقل فاصله بین محور چال و سطح آزاد می‌باشد و فاصله جناحی، فاصله چال‌ها از یکدیگر در یک ردیف می‌باشند. مقدار این پارامترها اساساً بستگی به قطر چالزنی، خصوصیات سنگ و ماده

منفجره، درجه خردشدگی و جابجایی سنگ موردنظر دارد. فاصله جناحی عموماً از میزان بار سنگ بیشتر می‌باشد که این مقدار در سنگ‌های نیمه‌سخت تا سخت ۱/۴ برابر بارسنگ می‌باشد (Lopez, 1995).

۲-۲-۲-۴- گل گذاری

به منظور جلوگیری از خروج گازهای حاصل از انفجار از دهانه چال حفر شده در سینه کار تونل‌های پیشروی، از گل‌های لوله‌ای خشک شده که به اصطلاح سیخی گفته می‌شود، استفاده می‌کنند. طول این گل گذاری بسته به طول چال و مقدار مواد منفجره مصرفی متفاوت می‌باشد. در صورت گل گذاری بیش از حد ممکن است که ماده منفجره، منفجر نگردد و در صورت گل گذاری کم، احتمال خروج گازهای حاصل از انفجار وجود دارد.

۲-۲-۲-۵- خرج ویژه

مقدار ماده منفجره مورد نیاز برای شکستن یک مترمکعب یا یک تن سنگ را خرج ویژه می‌گویند. این فاکتور در کنار آرایش چال‌ها معنی پیدا می‌کند. زیرا که نحوه توزیع خرج در توده سنگ تأثیر زیادی بر نتایج انفجار دارد. انفجار در تونل‌ها در مقایسه با انفجار پله‌ها خرج ویژه ۴ تا ۱۰ برابر بیشتر می‌باشد (Lopez, 1995).

۲-۲-۲-۶- زمان‌های تأخیر و ترتیب انفجار

زمان‌های تاخیر و ترتیب انفجار یکی از مهم‌ترین عوامل قابل کنترل در طراحی و اجرای الگوی انفجار می‌باشد. با استفاده از این دو پارامتر می‌توان در حفریات زیرزمینی، سطح آزاد برای انفجارهای بعدی ایجاد کرد که این امر می‌تواند باعث کاهش لرزش زمین و تعداد چال‌های حفر شده شود. زمان تأخیر

بر اساس بارسنگ، نوع سنگ، مشخصات هندسی و مقدار ماده منفجره تغییر می‌کند. در انفجار تونل‌ها، چال‌های دیواره با یک تأخیر و چال‌های سقف نیز با یک تأخیر متفاوت منفجر می‌شوند. معمولاً سری چال‌های دیواره بعد از چال‌های سقف با تأخیر کم منفجر می‌شوند (خلیلی، ۱۳۹۰).

۲-۲-۲-۷- آرایش چال‌ها

آرایش چال‌ها یکی از مهم‌ترین عواملی است که در عملیات چالزنی و انفجار بر نتایج انفجار از قبیل پیشروی، خردایش، بیش‌شکست، لرزش زمین تأثیر مستقیم می‌گذارد. از این رو تحقیقات زیادی در رابطه با نحوه آرایش چال‌ها صورت گرفته است. برای طراحی آرایش چال‌ها ابتدا باید سینه کار تونل را به چند بخش تقسیم بندی کرد که از این طریق بتوان تعداد چال‌ها و الگوی چالزنی در هر قسمت از تونل مشخص شود. مقطع سینه کار را به سه قسمت زیر تقسیم بندی می‌کنند (خلیلی، ۱۳۹۰):

الف. **بخش برش:** چال‌هایی هستند که برای ایجاد سطح آزاد چالزنی و خرجگذاری می‌شوند. این چال‌ها می‌توانند به صورت موازی، V شکل و یا بادبزنی حفر شوند.

ب. **بخش پیشروی:** این چال‌ها بعد از انفجار چال‌های بخش برش منفجر می‌شوند. در صورت انفجار مطلوب بخش برش، انفجار این چال‌ها نیز مطلوب خواهد بود. این الگو باید طوری طراحی شود که خردایش سنگ مطلوب باشد.

ج. **بخش محیطی:** چال‌های کف، دیواره و سقف را می‌توان جزو این بخش دانست. چال‌های این بخش نسبت به محور تونل، زاویه‌دار زده می‌شوند. میزان انحراف این زاویه باید به گونه‌ای باشد که مقطع تونل بعد از انفجار، فضای کافی برای تجهیزات معدنی داشته باشد. ترتیب انفجار در این بخش، ابتدا چال‌های سقف و سپس چال‌های دیواره و در انتها چال‌های کف می‌باشد.

۲-۳- روش‌های مختلف طراحی الگوی انفجاری در تونل

توزیع چال‌ها در مقطع تونل یکی از مهم‌ترین پارامترهای تأثیرگذار در انفجارهای زیرزمینی می‌باشد. در این بخش به روش‌های طراحی الگوی انفجاری پرداخته و توضیح مختصری در رابطه با هر کدام داده خواهد شد. روش‌های طراحی الگوی انفجاری به دو صورت طراحی با برش موازی و طراحی با برش زاویه‌دار توسعه یافته‌اند. این روش‌ها شامل روش انتقال انرژی، روش سوئدی یا نیترونوبل و NTNU می‌باشد که در زیر به معرفی مختصری از این روش‌ها به طور مختصر شرح داده شده‌اند.

۲-۳-۱- روش انتقال انرژی

این روش جزو روش‌های تئوریک می‌باشد که بر اساس اصل انتقال انرژی ماده منفجره به سنگ است. در این روش برای هر یک از بخش‌های برش در تونل روابطی ارائه شده است. با استفاده از این روابط تعداد چال‌ها برای هریک از بخش‌ها محاسبه و سپس با استفاده از اطلاعات به دست آمده الگویی برای استفاده طراحی می‌شود. در این تحقیق به علت طراحی به روش‌های دیگر از بیان روابط این روش صرف نظر می‌شود.

۲-۳-۲- روش سوئدی یا نیترونوبل

این روش توسط لانگفورس معرفی شده است. اساس طراحی در این روش بر قطر چال خالی و تا حدودی کیفیت ماده منفجره بنا شده است. پس از لانگفورس افراد دیگری نیز با استفاده از ساده‌سازی مدل‌های خود مبتنی بر این روش را ارائه دادند که از ارائه روابط این مدل‌ها صرف نظر و فقط به تعریف مختصری بسنده می‌شود.

۲-۳-۲-۱- مدل هلمبرگ و پرسون

این روش برای طراحی الگوی انفجار با برش موازی چهار مقطعی توسعه یافته است. مقطع تونل در این روش به بخش کف، بخش دیواره، بخش سقف، پیشروی با جابجایی رو به بالا و پیشروی با جابجایی رو به پایین تقسیم‌بندی شده است و برای هرکدام روابطی ارائه شده است.

۲-۳-۲-۲- مدل گوستافسون

این روش برگرفته از روش سوئدی با توسعه مدل موازی و زاویه‌ای توسط گوستافسون ارائه شده است. در روش ارائه شده برای برش موازی با برش چهار مقطعی بسیار شبیه روش به ارائه شده توسط هلمبرگ و پرسون است.

۲-۳-۲-۳- مدل کونیا

این روش نیز برای طراحی انفجاری با چال‌های موازی و زاویه‌ای توسط کونیا ساده‌سازی و ارائه شده است. در این روش نیز از برش‌های چهار مقطعی برای طراحی استفاده شده است. اساس محاسبات برای بخش برش وجود فضای خالی کافی دور چال‌های انفجاری برای خرد شدن مناسب سنگ است.

۲-۳-۲-۴- مدل ساده‌سازی شده الافسون

این روش توسط الافسون با ساده‌سازی محاسبات مدل سوئدی برای چال‌های برش موازی توسعه داده شده است.

۲-۳-۲-۵- مدل ساده‌سازی شده لوپز

این مدل توسط لوپز برای طراحی الگوی چال‌های برش و توسعه برش برای برش‌های زاویه‌ای V شکل ارائه شده است.

۲-۳-۳- روش NTNU

این مدل توسط بخش مهندسی عمران و حمل‌ونقل دانشگاه NTNU که یک مدل طراحی الگوی چالزنی و انفجار به روش تجربی برای استفاده در چال‌های موازی می‌باشد، ارائه شده است. در این روش مقطع تونل به بخش‌های برش، پیشروی، کف (بلند کننده)، ردیف نزدیک به محیط و محیط تقسیم‌بندی شده است. طراحی بخش محیط و نزدیک به محیط با توجه به نوع سنگ و پارامترهای هندسی تونل بستگی دارد.

۲-۴- جمع‌بندی فصل

عوامل مؤثر بر طراحی الگوی چالزنی و انفجار به دو دسته قابل کنترل و غیر قابل کنترل تقسیم بندی می‌شود. دسته اول بیشتر به مشخصات ژئومکانیکی و مشخصات توده سنگ برجا مربوط می‌شوند که خارج از نقش کارشناس انفجار در طراحی می‌باشد. دسته دوم مربوط به پارامترهای هندسی و مشخصات الگوی انفجاری هستند که کارشناس انفجار می‌تواند با تغییرات مناسب، نتایج انفجار را بهبود بخشد.

در این فصل روش‌های مختلف طراحی الگوی چالزنی و انفجار پرداخته شد. در تمام این روش‌ها، مقاطع تونل به چندین بخش تقسیم بندی شده و برای هر بخش روابطی ارائه گردیده است.

برای اینکه بتوان الگوی مناسب چالزنی و انفجار ارائه نمود، مطالعه معدن مورد نظر امری ضروری است. در فصل بعد به معرفی معدن مورد مطالعه و روش‌های برداشت اطلاعات مورد نیاز پرداخته می‌شود. با استفاده از اطلاعات برداشت شده می‌توان الگویی مناسب برای معدن مورد مطالعه ارائه کرد.

فصل سوم

جمع آوری اطلاعات

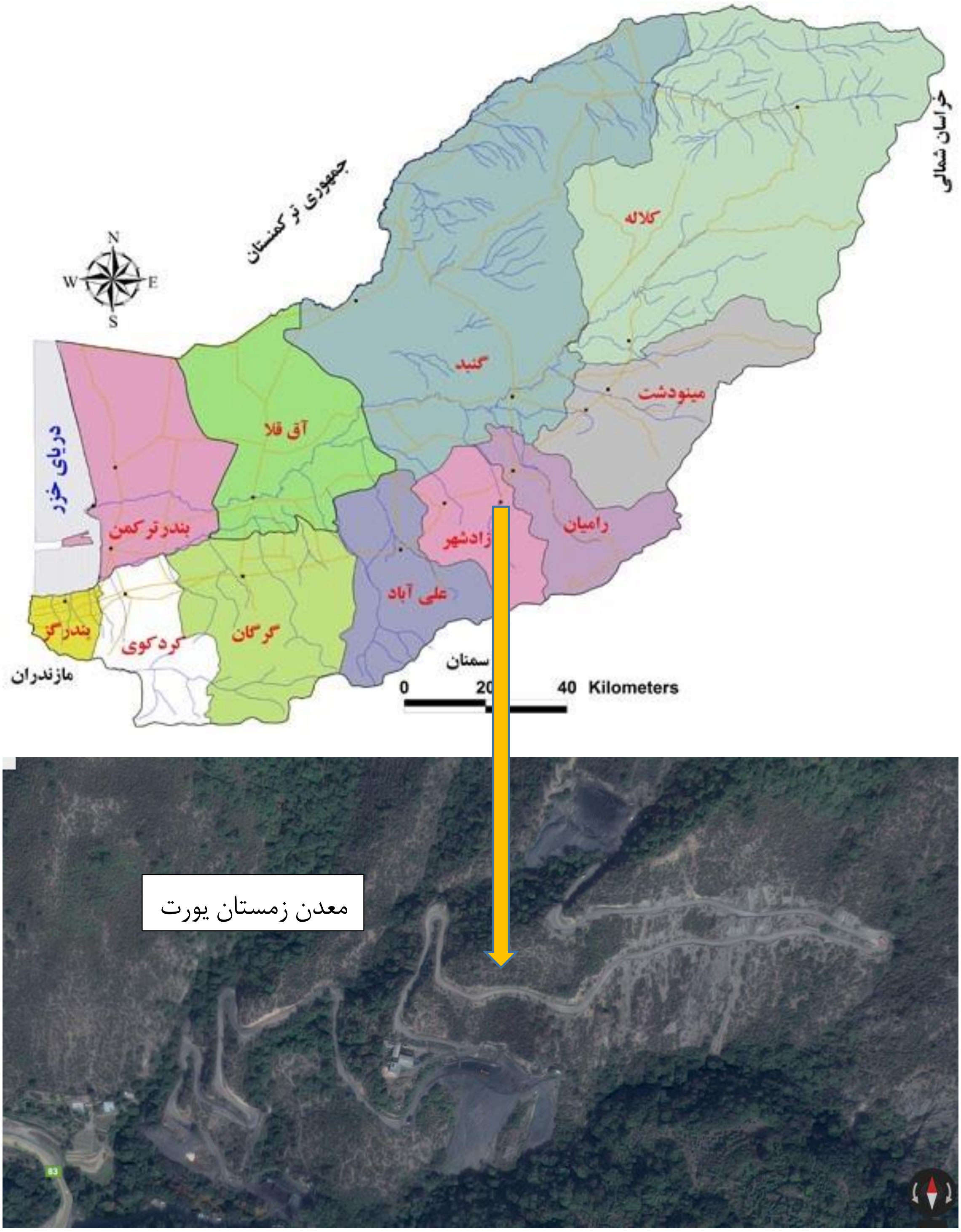
۳-۱- مقدمه

در فصل‌های قبل ضرورت و اهمیت طراحی الگوی مناسب انفجار، تاریخچه تحقیقات انجام شده، عوامل مؤثر بر نتایج انفجار بیان و مورد بررسی قرار گرفت. در این فصل ضمن معرفی منطقه مورد مطالعه، به چگونگی برداشت اطلاعات مورد نیاز از قبیل بیش‌شکست و خردایش و میزان پیشروی پرداخته می‌شود. و همچنین به طور مختصر نحوه کار با نرم‌افزار Goldsize بیان خواهد شد.

۳-۲- موقعیت جغرافیایی و زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه

منطقه زمستان یورت در فاصله ۱۱۰ کیلومتری شمال شرق شاهرود و در فاصله ۱۴ کیلومتری شهرستان آزادشهر از توابع استان گلستان قرار دارد. حوضه زغال‌دار زمستان یورت دارای وسعتی حدود ۴۲ کیلومترمربع می‌باشد. این منطقه معدنی با مشخصات جغرافیایی به طول ۵۵ درجه و ۱۹ دقیقه و ۲۳ ثانیه و عرض ۳۷ دقیقه و ۴ دقیقه و ۲۸ ثانیه می‌باشد. این ناحیه از شمال به روستاهای دزدک و قوری چای از جنوب به جاده آزادشهر، شاهرود و روستاهای ابر و چهل دختر، از شرق به روستای غزنوی رحیم‌آباد – سوسرا و پادگان نوده و از غرب به روستاهای خاک پیرزن – میانستان - سیاه رودبار (جاده زرین گل – ابر) محدود می‌گردد.

مینیمم ارتفاع در محدوده عملیات اکتشافی در ابتدای دره وطن حدود ۵۰۰+ متر و مرتفع‌ترین نقطه مربوط به بلندی‌های کوه اولنگ بالغ بر ۲۹۸۰+ از سطح دریا اندازه‌گیری شده است. در سطح منطقه رودخانه‌های فراوان وجود دارد که مهم‌ترین آن‌ها عبارت‌اند از: رودخانه جوزچال – ملچ آرام رودبار – قشلاق – ویرو – وطن- دول آرام – مرده شور که اکثر آن‌ها در تمام فصول سال جاری بوده و منبع اصلی تغذیه این رودخانه‌ها چشمه‌ها و برف‌های زمستانی و نزولات آسمانی می‌باشد. در شکل (۳-۱) موقعیت جغرافیایی منطقه نشان داده شده است.



شکل (۳-۱) موقعیت منطقه روی نقشه

از لحاظ زمین‌شناسی، منطقه مورد نظر در برگه یک‌صد هزارم خوش ییلاق قرار دارد. جنس سنگ میزبان معادن زغال‌سنگ از نوع آرژیلیت، سیلتستون و ماسه‌سنگ بوده و سن آن‌ها تریاس بالا تا ژوراسیک پایینی (سازند شمشک) است.

در محدوده ورقه‌ی خوش ییلاق ذخایر قابل توجهی از زغال‌سنگ وجود دارد که این ذخایر به صورت لایه‌ها و عدس‌هایی با ضخامت‌های مختلف در واحد دوم سازند شمشک تشکیل شده‌اند. بیشترین برونزد سازند یاد شده در نواحی دره اولنگ، مسیر رودخانه تیل‌آباد به آزادشهر و ارتفاعات بین این دو دره دیده می‌شود که معدن زغال‌سنگ قشلاق نیز در این ناحیه قرار دارد.

زغال‌سنگ‌های این منطقه اغلب از نوع گازی، گازی چرب و کمتر از نوع کک شو چرب و کک شو هستند. مقدار گوگرد این زغال‌سنگ‌ها کم و مقدار مواد فرار و خاکستر آن‌ها متغیر است. میزان ذخیره قطعی زغال‌سنگ در این معدن در سال ۱۳۸۲ معادل ۱۲۶۵۰۰۰ تن برآورد شده است.

انباشت باطله‌ها معمولاً در دو بخش صورت می‌پذیرد. در حالت اول، به دلیل وجود تپه‌های متعدد در شمال این ناحیه، باطله‌ها را در محل‌هایی که از نظر توپوگرافی آرام‌تر هستند، انباشت می‌شود. معمولاً پس از حمل باطله زغال به محل دپو، آن‌ها را به صورت کپه‌ای تخلیه کرده و وقتی تعداد این کپه‌ها زیاد شد، با بولدوزر و گریدر آن‌ها را صاف می‌کنند تا امکان انباشت بیشتر باطله فراهم شود.

این معدن دارای ۵ تونل است که ۴ تونل آن فعال می‌باشد. دهانه تونل‌ها به علت قرار داشتن در ارتفاعات کوه، دارای اختلاف ارتفاع از یکدیگر می‌باشند. در این منطقه امتداد لایه‌بندی لایه‌ها بین ۲۵ تا ۳۰ درجه نسبت به شمال و شیب لایه‌ها بین ۵۵ تا ۶۰ درجه است. برای دسترسی به لایه‌های زغال ابتدا تونلی عمود بر لایه‌بندی حفر شده و پس از رسیدن و قطع لایه‌های زغال، امتداد تونل را در جهت امتداد لایه‌ها هدایت شده است و تونل‌های پیشروی را به صورت تونل دنبال لایه ادامه داده‌اند. پیشروی در این تونل‌ها به روش چالزنی و انفجار انجام می‌گیرد.

نگهداری در این تونل‌ها به وسیله قاب‌های روسی سه تکه و اتصال تیرآهن‌ها به شکل ذوزنقه انجام می‌گیرد. روش استخراجی در این معدن با توجه به ضخامت کم و شیب تند لایه‌ها، به روش پلکانی معکوس صورت می‌گیرد. در این روش با وصل کردن سقف تونل پایینی به کف تونل بالایی که هر دو دنبال یک لایه هستند، عملیات استخراج شروع می‌شود و زغال‌های موجود بین این دو تونل را با چکش‌های هوای فشرده به روش پلکانی معکوس استخراج می‌کنند. زغال‌های استخراجی از این معدن به کارخانه زغالشویی و سپس به کارخانه ذوب آهن ارسال می‌شود.

۳-۲- اندازه‌گیری میزان پیشروی

در تونل‌های معدنی در سمت راست تونل، هر ۱۰ متر علامت‌گذاری و شماره‌گذاری می‌شود که اصطلاح رایج بین معدنکاران به نام پیکت است. از این پیکت‌ها برای محاسبه میزان پیشروی و مشخص کردن نقاط تونل استفاده می‌کنند. محاسبه میزان پیشروی در تونل‌های معادن دارای پیکت، بعد از خاک‌برداری هر انفجار و نصب سیستم نگهداری انجام می‌گیرد. به علت اینکه قاب‌های نگهداری را نمی‌توان تا انتهای سینه کار نصب نمود، باعث ایجاد فضای خالی بین آخرین قاب نگهداری و سینه کار می‌شود.

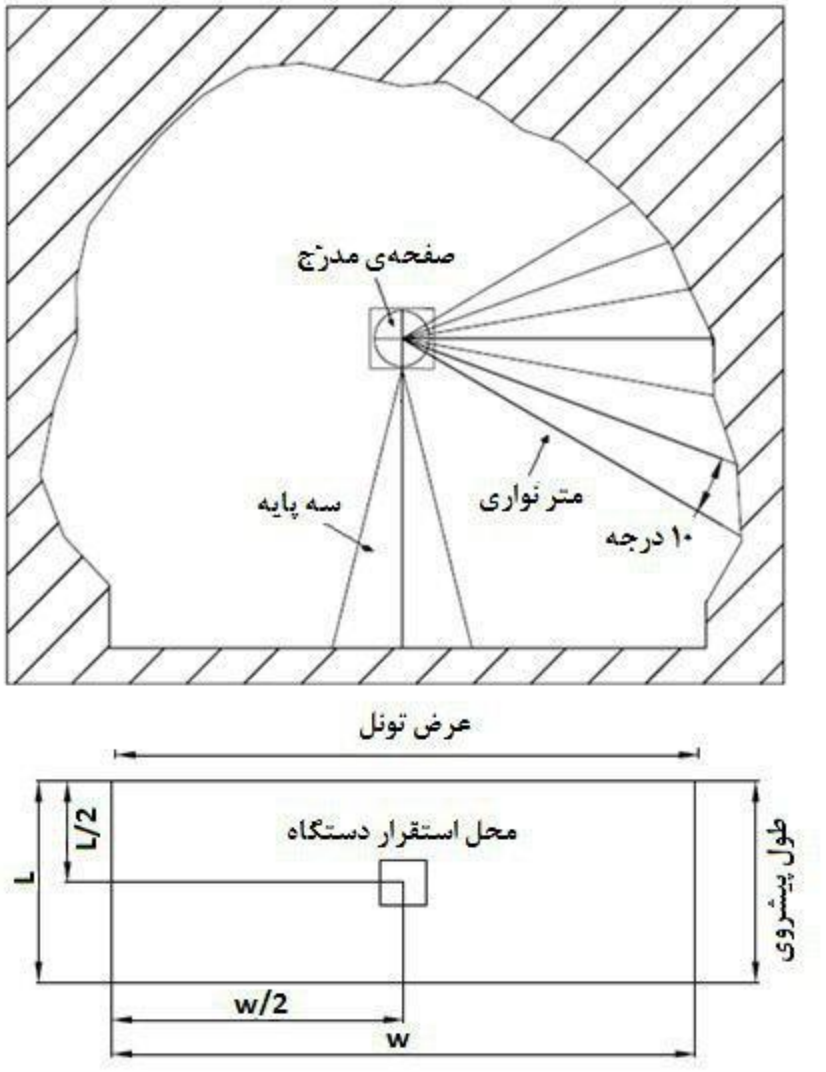
برای محاسبه میزان پیشروی حاصل از چرخه انفجار از آخرین شماره پیکت تا آخرین قاب نگهداری اندازه‌گیری می‌شود. سپس فاصله آخرین قاب تا سینه کار، به عنوان فضای خالی اندازه‌گیری می‌شود. بعد از یک چرخه انفجاری متوالی، همین عملیات دوباره انجام می‌گیرد و مقدار اختلاف اندازه‌گیری شده دو چرخه انفجار، به عنوان میزان پیشروی انفجار عنوان می‌شود. چرخه کاری انفجار در این معدن به این صورت می‌باشد که کارگران شیفت صبح شروع به حفاری چال‌ها با پرفراتورهای دستی می‌کنند، سپس بین دو شیفت انفجار چال‌ها انجام می‌گیرد و در شیفت دوم کارگران عملیات خاک‌برداری و نصب قاب‌های نگهداری را انجام می‌دهند.

۳-۲- اندازه‌گیری میزان بیش‌شکست

برای اندازه‌گیری سطح مقطع تونل، روش‌ها و تجهیزات مختلفی وجود دارد. به علت مسائل ایمنی معادن زغال نمی‌توان از وسایل دارای باتری و عامل ایجاد جرقه استفاده نمود. برای اندازه‌گیری سطح مقطع می‌توان از دستگاهی که دارای یک محفظه دارای صفحه مدرج برای اندازه‌گیری زاویه‌های مختلف و سه‌پایه و ترازهای حبابی برای تراز کردن می‌باشد، استفاده کرد. در این دستگاه، آینه‌ای نیز در بالای محفظه قرار داده شده است تا تراز کننده بتواند با نگاه کردن به آینه دستگاه را تراز نماید. با استفاده از این دستگاه می‌توان یک برش از سطح مقطع تونل را برداشت کرد. از این رو بهتر است که دستگاه را در وسط پیشروی حاصله از انفجار مستقر نمود. در شکل (۳-۲) تصویری از این دستگاه نشان داده شده است

شکل(۳-۲) تصویری از دستگاه برداشت سطح مقطع تونل

استفاده از این دستگاه به این صورت می‌باشد که بعد از استقرار دستگاه با یک عدد متر از وسط صفحه مدرج با تغییر هر ۱۰ درجه، طول نقطه برخورد با دیواره تونل یادداشت می‌شود. این کار با فواصل ۱۰ درجه‌ای تکرار می‌شود تا کل مقطع تونل برداشت شود. پارامترهای مورد نیاز برای به دست آوردن سطح مقطع تونل، ارتفاع مرکز صفحه مدرج و زوایا و طول نقاط برخورد با دیواره تونل می‌باشند. محل قرارگیری دستگاه در وسط تونل و در فاصله نصف طول پیشروی می‌باشد. در شکل (۳-۳) محل قرارگیری دستگاه نشان داده شده است.



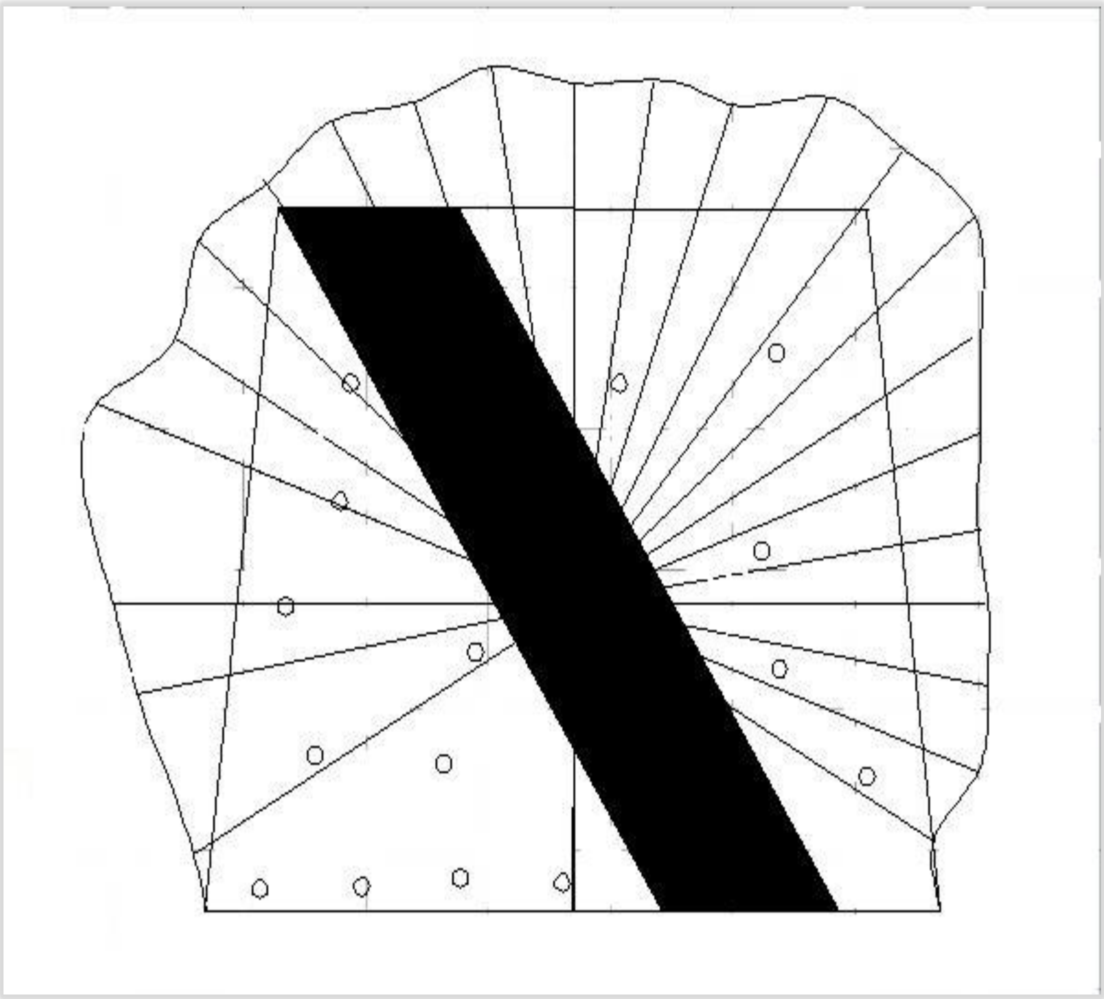
شکل (۳-۳) محل قرارگیری دستگاه

نمونه‌ای از اطلاعات برداشت شده در جدول (۳-۱) درج شده است. سپس با استفاده از نقاط و زوایای به دست آمده، می‌توان از طریق نرم‌افزار یک برش از سطح مقطع را ترسیم نمود.

جدول (۳-۱) برداشت مقطع شماره ۱

مقطع شماره ۱					
شماره نقطه	زاویه (درجه)	طول (Cm)	شماره نقطه	زاویه (درجه)	طول (Cm)
۱	۳۳۰	۱۷۰	۱۴	۱۰۰	۱۹۰
۲	۳۴۰	۱۷۶	۱۵	۱۱۰	۱۹۸
۳	۳۵۰	۱۷۲	۱۶	۱۲۰	۱۹۷
۴	۰	۱۶۸	۱۷	۱۳۰	۲۰۰
۵	۱۰	۱۷۷	۱۸	۱۴۰	۱۸۸
۶	۲۰	۱۸۸	۱۹	۱۵۰	۲۰۷
۷	۳۰	۲۱۴	۲۰	۱۶۰	۲۰۲
۸	۴۰	۲۰۹	۲۱	۱۷۰	۱۸۸
۹	۵۰	۲۰۸	۲۲	۱۸۰	۱۸۱
۱۰	۶۰	۱۸۹	۲۳	۱۹۰	۱۷۹
۱۱	۷۰	۱۸۸	۲۴	۲۰۰	۱۷۷
۱۲	۸۰	۱۸۵	۲۵	۲۱۰	۱۷۹
۱۳	۹۰	۱۹۴	۲۶		
ارتفاع مرکز صفحه مدرج از کف تونل ۱۱۰ سانتی‌متر					

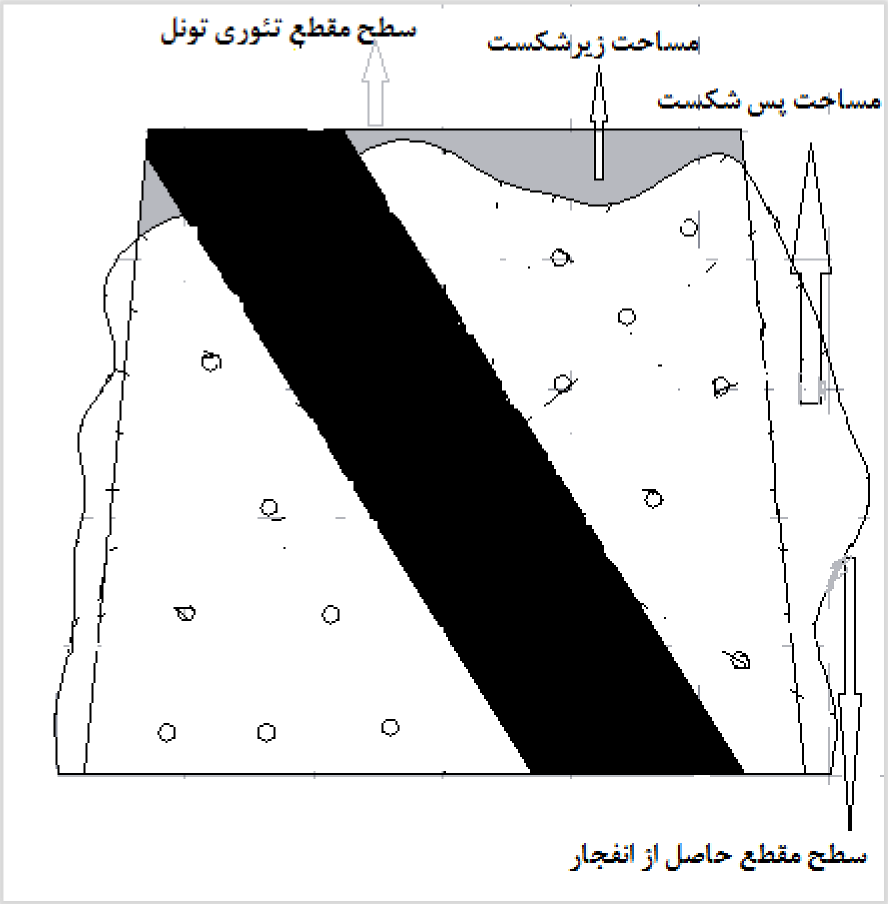
این اطلاعات پس از انفجار و تهویه تونل، قبل از نصب نگهداری و لارده گذاری تونل برداشت شده است و مقاطع تونل رسم شده است. برای محاسبه میزان بیش‌شکست سطح مقطع تونل قبل از انفجار که معادل مقطع قاب نگهداری می‌باشد، مورد نیاز است. پس از برداشت اطلاعات لازم با نرم‌افزار AutoCad مقطع تونل رسم و بیش‌شکست محاسبه شده است. در شکل(۳-۴) مقطع رسم شده با اطلاعات جدول (۳-۱)، توسط نرم‌افزار نشان داده شده است. در این شکل مقطع تونل قبل از انفجار نیز برای مشخص شدن میزان بیش شکست حاصل از انفجار، بر روی مقطع بعد از انفجار انطباق داده شده است.



شکل (۳-۴) مقطع شماره ۱

برای محاسبه مقدار بیش‌شکست لازم است که سطح مقطع‌هایی که به وسیله دستگاه در نرم‌افزار AutoCad ترسیم شده‌اند، بر روی یکدیگر انطباق داده شود. بعد از انطباق به راحتی می‌توان مساحت‌های

زیر شکست و پس‌شکست را تشخیص داد. این امکان در نرم‌افزار وجود دارد که با مشخص کردن نقاط اشکال هندسی، مساحت آن شکل را به دست آورد. بعد از مشخص کردن، مقادیر زیر شکست را منفی و پس‌شکست را مقادیر مثبت در نظر گرفته می‌شود. برای محاسبه مقدار بیش‌شکست، از مقدار مساحت مقطع کلی تونل حاصله از انفجار، مساحت تئوری سطح مقطع تونل به علاوه مساحت‌های زیرشکست را می‌توان کم کرد. در شکل (۳-۵) اطلاعات لازم برای محاسبه میزان بیش‌شکست مشخص شده‌اند.



شکل (۳-۵) پارامترهای محاسبه مقدار بیش شکست

در این تحقیق ۴۰ برداشت از مقطع تونل بعد از انفجار برداشت شده است. برای هر مقطع تونل جدولی مانند جدول (۳-۱) تهیه شده و سپس در نرم‌افزار ترسیم شده است. سپس در نرم‌افزار مقاطع قبل و بعد از انفجار بر روی یکدیگر انطباق داده شده‌اند. بعد از انطباق، میزان پس‌شکست و زیرشکست برای

هر مقطع به راحتی قابل تشخیص می شود. بعد از محاسبات برای هر مقطع میزان بیش‌شکست محاسبه شده است. این مقادیر برای ۴۰ برداشت انجام شده در جدول (۳-۲) آورده شده است. از این مقادیر به دست آمده بیش‌شکست، در فصل بعد برای ساخت مدل پیش‌بینی کننده استفاده خواهد. تعدادی از این مقادیر به عنوان داده های آموزش و تعدادی به عنوان داده های آزمون در ساخت مدل استفاده خواهند شد.

جدول (۳-۲) مقادیر بیش شکست به دست آمده (m^2)

شماره مقطع	مقدار بیش شکست	شماره مقطع	مقدار بیش شکست	شماره مقطع	مقدار بیش شکست	شماره مقطع	مقدار بیش شکست
۱	۲/۷۸	۱۱	۲/۰۶	۲۱	۲/۷۷	۳۱	۳/۲۹
۲	۰/۱۷	۱۲	۱/۶۳	۲۲	۲/۸۶	۳۲	۳/۹۴
۳	۲/۴۹	۱۳	۱/۵۲	۲۳	۲/۶۲	۳۳	۳/۶۰
۴	۲/۶۳	۱۴	۲/۳۸	۲۴	۳/۵۶	۳۴	۳/۷۹
۵	۱/۰۸	۱۵	۲/۹۶	۲۵	۳/۵۵	۳۵	۳/۸۸
۶	۱/۵۳	۱۶	۱/۷۹	۲۶	۳/۲۴	۳۶	۳/۸۶
۷	۴/۳۷	۱۷	۳/۰۴	۲۷	۳/۷۴	۳۷	۴/۰۵
۸	۲/۹	۱۸	۲/۸۹	۲۸	۳/۹۳	۳۸	۳/۷۴
۹	۲/۰۸	۱۹	۲/۳۸	۲۹	۳/۸۶	۳۹	۳/۸۴
۱۰	۲/۰۶	۲۰	۲/۲۳	۳۰	۳/۶۰	۴۰	۴/۲۲

۳-۴- بررسی خردایش حاصل از انفجار

در فصل‌های قبل به اهمیت خردایش در کاهش هزینه‌ها و زمان عملیات معدنی اشاره شد. از این رو خردایش یکی از کاربردی‌ترین نتایج انفجار می‌باشد. برای ارزیابی انفجار در مبحث خردایش روش‌های

گوناگونی وجود دارد. برای ارزیابی انفجارهای این معدن زیرزمینی از روش غیرمستقیم آنالیز تصویری به وسیله نرم‌افزار GoldSize استفاده شده است. این روش علاوه بر اینکه جزو روش‌های ارزان و کم هزینه می‌باشد، زمان بر نیز نیست و همچنین اختلالی در عملیات معدنی ایجاد نمی‌کند. با این نرم‌افزار می‌توان توزیع اندازه توده انفجاری را به دست آورد.

در این روش با استفاده از دوربین‌های دیجیتال از کپه‌های انفجاری عکس‌هایی از جهات مختلف می‌گیرند. از این رو که معدن مورد مطالعه، از نوع زغال‌سنگ زیرزمینی می‌باشد استفاده از دوربین‌های دیجیتالی و وسایل دارای باتری در داخل تونل به دلیل مسائل امنیتی غیر مجاز می‌باشد. از این رو از سنگ‌های حاصل از انفجار در بیرون معدن، بعد از عملیات باربری عکس‌برداری انجام شده است. در شکل (۳-۶) تصویری از تخلیه سنگ‌های داخل تونل نشان داده شده است.

شکل (۳-۶) سنگ‌های حاصل از انفجار در بیرون تونل

نرم‌افزار GoldSize قادر به پردازش هر نوع از فرمت عکس‌ها نیست. عکس‌هایی قابلیت تجزیه و تحلیل در این نرم‌افزار را دارا می‌باشند که به فرمت BMP File باشند. بنابراین لازم است که همه تصاویر به فرمت ذکر شده باشند. نکته لازم به ذکر این است که تصاویر از جهات مختلف کپه در یک پوشه قرار

گیرند. برای اینکه بتوان توزیع ابعادی سنگ‌ها را به دست آورد، لازم است که برای نرم‌افزار مقیاس‌هایی با اندازه‌ی ثابت تعریف شود. با این عمل نرم‌افزار می‌تواند فاصله بین مقیاس‌ها را تشخیص داده و قادر به تخمین اندازه ذرات شود. بنابراین دو مقیاس در عکس‌ها باید وجود داشته باشد. معمولاً از توپ برای مقیاس استفاده می‌شود. مقیاس‌ها طوری قرار می‌گیرند که در عکس قابل مشاهده باشند. در مرحله اول مرز مقیاس‌ها را مشخص کرده و اندازه قطر آن‌ها وارد نرم‌افزار می‌شود. برای مقیاس از توپ‌های به قطر ۰/۱۷ متر استفاده شده است.

مرحله‌ی بعدی مشخص کردن مرز تک تک ذرات سنگ قابل مشاهده برای نرم‌افزار می‌باشد. برای هر تصویر از کپه انفجاری این عمل تکرار می‌شود. بعد از مرزبندی هر تصویر یک فایل جدید دیجیتالی با همان نام و با پسوند DIG ذخیره می‌شود. این فایل حاوی پلیگون های قطعات و اطلاعات مقیاس نمونه می‌باشد. در شکل (۳-۷) تصویری از دو مرحله بیان شده قرار داده شده است.

عکس خردایش کپه

عکس مرزبندی شده قطعات سنگ

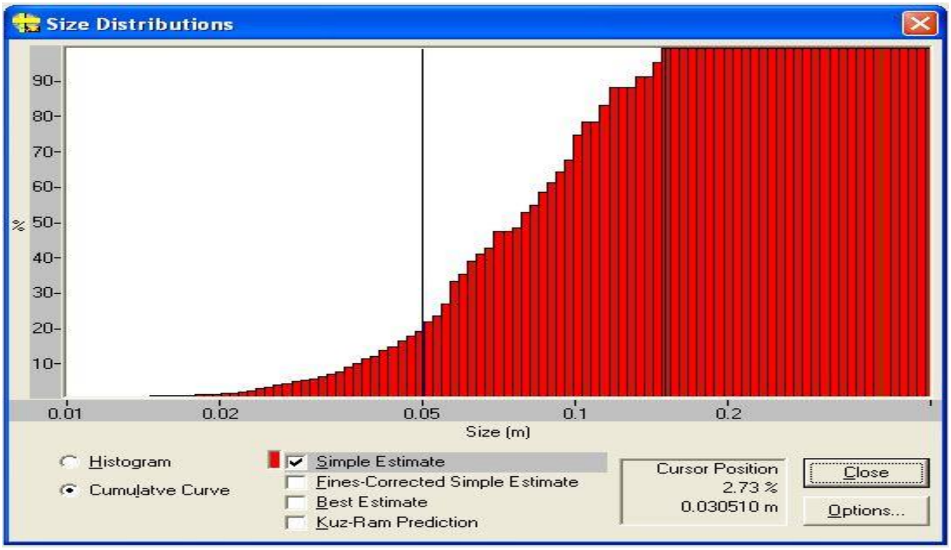
شکل (۳-۷) عکس‌های قبل و بعد از مرزبندی قطعات سنگ

بعد از مراحل فوق و مرزبندی ذرات برای هر تصویر نرم‌افزار یک نمودار تجمعی بر اساس اندازه ذرات و درصد ذرات عبوری در اختیار قرار می‌دهد. با استفاده از نمودارهای توزیع ابعاد خردایش، می‌توان نمودارهای خردایش در هر مقطع را در نرم‌افزار Excel ترسیم کرد. قبل از ادامه عملیات نرم‌افزار نیازمند کالیبراسیون می‌باشد. در قسمت Option نمودار، بسته به هدف انفجار و وسایل بارگیری مورد استفاده نرم‌افزار کالیبره می‌شود. در جدول (۳-۳) مقادیر و پارامترهای کالیبراسیون نشان داده شده است.

جدول (۳-۳) پارامترهای کالیبره سازی نرم‌افزار

واحد	پارامتر
۰/۴ m	Over Size
۰/۱۵ m	Optimum Size
۰/۰۵ m	Under Size
metric	Unit
cumulative	Graph
۰/۹ m	Sieve shit
۰/۵ m	Top Size

با استفاده از نمودار توزیع ابعاد خردایش می‌توان نمودارهای خردایش و سپس بازدهی خردایش برای هر تصویر را به دست آورد. که با این عمل می‌توان کیفیت خردایش را با توجه به طبقه‌بندی جدول (۳-۴) مشخص نمود. در شکل (۳-۸) نموداری برای نمونه نشان داده شده است.



شکل (۳-۸) نمودار توزیع ابعاد خردایش

نمودار شکل (۳-۸)، توزیع ابعادی ذرات تخمین زده شده توسط نرم‌افزار، در عکس گرفته شده از کپه انفجاری را نشان می‌دهد. با استفاده از این نمودار می‌توان، نمودارهای خردایش برای هر عکس را به دست آورد. برای رسم نمودارهای خردایش، بر روی نمودار تجمعی به دست آمده از نرم‌افزار، اندازه ذرات برای درصدهای مختلف ذرات عبوری را به دست آورده و یادداشت می‌شود. سپس با نرم‌افزار Excel نمودارهای خردایش ترسیم می‌شود. یکی از خروجی‌هایی که می‌توان از نرم‌افزار گرفته شود، درصد بازدهی انفجار می‌باشد. برای هر عکس می‌توان بازدهی انفجار را تعریف کرد. بنابراین بازدهی عملیات انفجار میانگین بازدهی عکس‌های آن انفجار می‌باشد. با استفاده از جدول (۳-۴) می‌توان خردایش حاصل از انفجار را به صورت کیفی بیان کرد.

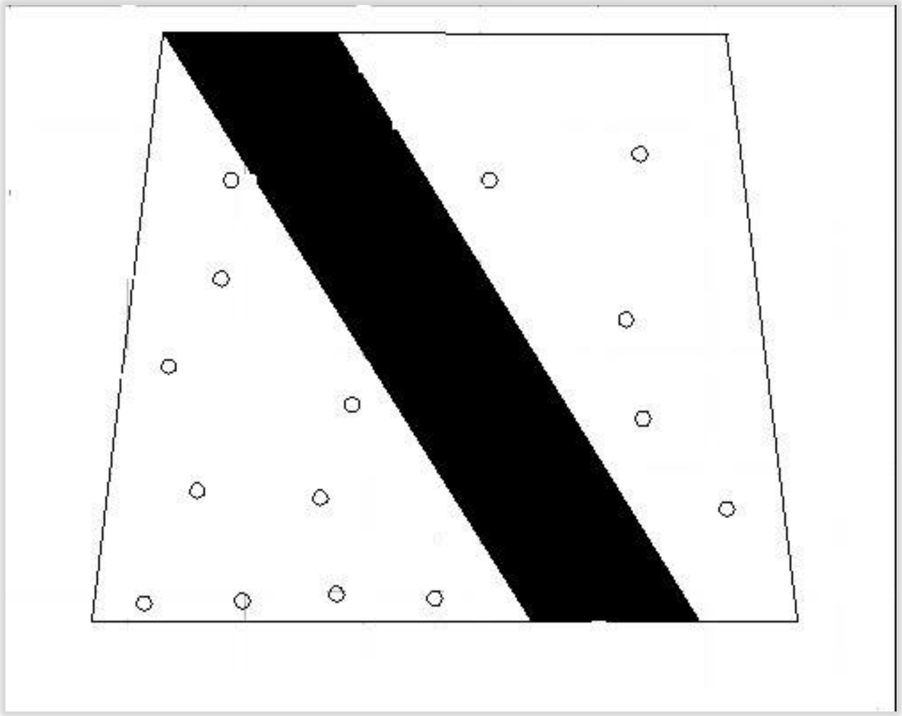
جدول (۳-۴) رده‌بندی کیفی وضعیت خردایش

رده	۱	۲	۳	۴	۵	۶
خردشدگی ٪	بیشتر از ۹۵	۸۵-۹۵	۷۵-۸۵	۶۵-۷۵	۵۰-۶۵	کمتر از ۵۰
وضعیت کیفی	عالی	خیلی خوب	خوب	متوسط	نامناسب	خیلی بد

۳-۵- جمع‌آوری اطلاعات مربوط به عوامل تأثیرگذار

عوامل تأثیرگذار بر انفجار در فصل دوم مورد بررسی و بیان شد. در ادامه به بیان عوامل مؤثر انتخاب شده و اطلاعات برداشت شده پرداخته خواهد شد.. معدن مورد مطالعه جزو معادن سنتی می‌باشد. در این معدن پیشروی با استفاده از روش چالزنی و انفجار صورت می‌گیرد. الگوی مورد استفاده در معدن الگویی کاملاً تجربی، که توسط استادکارهای تجربی که فاقد تحصیلات مرتبط می‌باشند، انجام می‌گیرد. تونل‌های پیشروی در این معدن از نوع تونل‌های دنبال لایه هستند که در سطح مقطع سینه کار لایه‌ای از زغال به ضخامت ۰/۶ متر مشاهده می‌شود. عمل چالزنی در این معدن توسط کارگر و چکش‌های دورانی هوای فشرده انجام می‌شود. مته‌هایی که به منظور عمل چالزنی استفاده می‌شوند از نوع مته‌های ساچمه‌ای از جنس کاربید کلسیم می‌باشد. با استفاده از این مته‌ها چال‌هایی به قطر۳۲ میلی‌متر حفر

می‌کنند. طول مته‌ها ۱/۲ متر می‌باشد که چال‌هایی با همین طول را می‌توان حفاری نمود. نحوه قرارگیری لایه زغال در سطح مقطع سینه کار در شکل (۳-۹) نشان داده شده است.



شکل (۳-۹) نحوه قرارگیری لایه زغال در مقطع سینه کار تونل

کمر بالا و کمر پایین لایه زغال، از جنس ماسه‌سنگ سخت می‌باشد که چالزنی و انفجار بر روی این سنگ انجام می‌گیرد. طبق مشاهدات صورت گرفته توسط محقق در انفجارهای مختلف، تأثیر ناپیوستگی‌ها در سطح مقطع تونل برای هر الگوی انفجار یکسان می‌باشد. از این رو می‌توان سنگ مورد انفجار را سنگی همگن فرض کرد.

ماده منفجره مصرفی در معادن زغال‌سنگ باید خاصیت آنتی گریزو داشته باشند، طبق این اصل ماده منفجره مصرفی در این معدن از نوع دینامیت امولایت پرانرژی ساخت صنایع پارچین ایران می‌باشد. این نوع دینامیت حالت خمیری دارد و در هر چال حفر شده در سینه کار پیشروی تونل، به تعداد ۳ عدد امولایت، خرجگذاری می‌شود. خاصیت و مشخصات این نوع دینامیت در جدول (۳-۵) بیان شده است.

جدول (۳-۵) خاصیت و مشخصات مواد منفجره

پارامترها	مقادیر	واحد
وزن مخصوص	۱۴۵۰	Kg/m^3
فشار انفجار	۱۰۰۷	MPa
انرژی مخصوص	۴/۵۲	Mj/Kg
امپدانس	۹/۵ × $۱۰^{۶}$	$Kg/m^2.S$
ابعاد فشنگ	۲۷۰×۳۰	mm
قدرت وزنی نسبت به آنفو	۱/۱	
وزن هر فشنگ	۲۰۰	gr

در جدول (۳-۶) مشخصات سنگ مورد آتشباری در مقطع تونل بیان شده است

جدول (۳-۶) مشخصات ماسه‌سنگ تونل

پارامترها	مقادیر	واحد
وزن مخصوص	۲۷۰۰	Kg/m^3
امپدانس	۱۳/۵ × $۱۰^{۶}$	$Kg/m^2.Sec$
انرژی سطحی مخصوص	۱/۸۱ × $۱۰^{-۳}$	Mj/m^2
مقاومت کششی	۶	MPa

چاشنی‌های مورد استفاده در این معدن از نوع چاشنی‌های مسی غیر حساس نوع F با تأخیرهای ۰/۵ ثانیه با شماره چاشنی‌های ۲ تا ۱۰ می‌باشد. بسته به سطح مقطع تونل و ضخامت لایه زغال موجود در سینه کار تعداد چال‌ها از ۱۲ تا ۲۰ عدد متغیر می‌باشد. در سینه کار مورد مطالعه تعداد ۱۵ عدد چال حفر می‌شود. تأخیرها به تعداد ۵ عدد و به شماره‌های ۲، ۴، ۵، ۸، ۱۰ قرار می‌گیرند. الگوی مورد استفاده در این معدن به صورت استادکاری و انفجار تأخیری می‌باشد. با استخراج زغال موجود در سینه

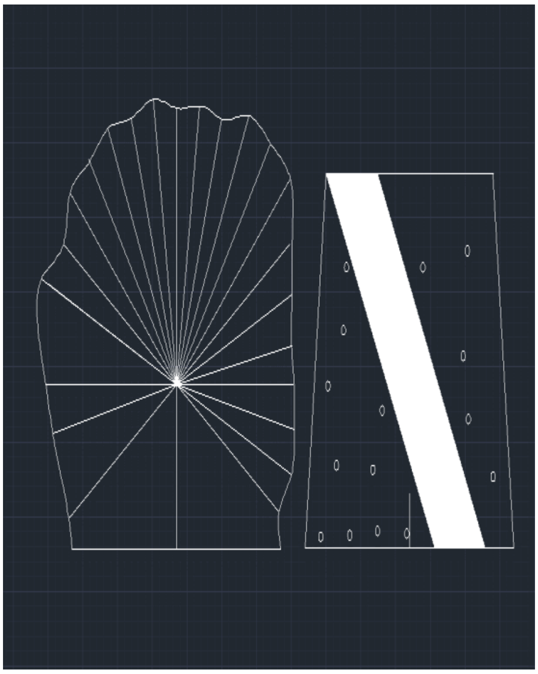
کار که اصطلاح مورد استفاده در معدن، پین زغالی می‌باشد، سطح آزادی برای عملیات انفجار ایجاد می‌شود. برای گل‌گذاری دهانه چال‌ها، از لول‌های خشک شده گل که اصطلاحاً سیخی می‌گویند، استفاده می‌شود. این فشنگ‌های خشک شده گل، توسط کارگر در بیرون تونل ساخته می‌شود و به مدت ۲۴ ساعت تحت حرارت قرار گرفته و مقداری خشک می‌شوند.

عملیات خرجگذاری بدین صورت می‌باشد که چاشنی انفجاری داخل اولین لول فشنگ ماده منفجره قرار می‌گیرد و سپس فشنگ‌های بعدی با استفاده سمبه چوبی، داخل چال سمبه‌کوبی و فشرده می‌شوند. سیم‌های چاشنی که در بیرون چال باقی ماندند را به صورت سری به هم وصل نموده و عملیات انفجار را انجام می‌دهند. پس از سمبه‌کوبی، طول خرجگذاری تقریباً برابر ۰/۸ متر می‌شود.

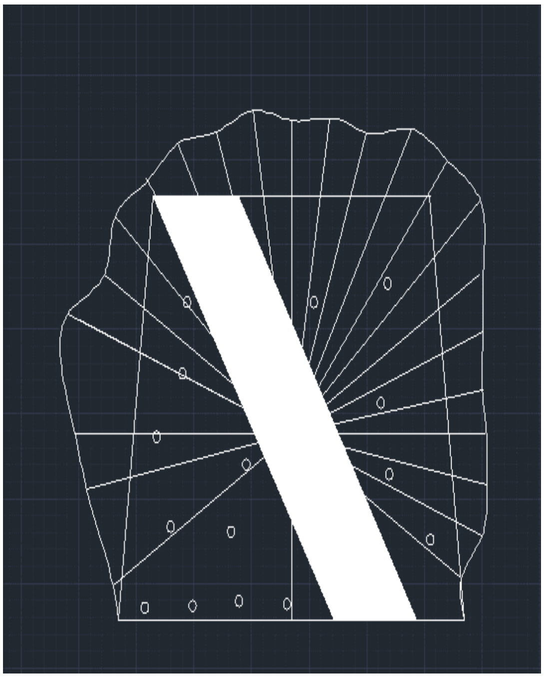
ترتیب انفجار در این تونل توسط کارشناس انفجار و به صورت کاملاً تجربی است. کارشناس انفجار با توجه به سطح مقطع حاصله از انفجار قبلی و با توجه به تجربه کاری خود، در مواردی که سنگ حجیمی در سینه کار تونل باقی مانده باشد و یا شکافی در سینه کار از انفجار قبلی ایجاد شده باشد، ترتیب انفجار در انفجارهای مختلف را تغییر می‌دهد.

در این تحقیق، ۴۰ برداشت از سطح مقطع انفجاری تونل مورد مطالعه بررسی شده است. در ادامه نمونه‌ای از تصاویر، از سطح مقطع‌های ترسیم شده با استفاده از نرم‌افزار AutoCad در شکل (۳-۹) و جدول (۳-۷) نشان داده شده است. در سمت راست، تصویر مقطع تونل قبل و بعد از انفجار و در سمت چپ انطباق یافته این دو تصویر برای مشخص شدن میزان بیش‌شکست نشان داده شده است. بقیه برداشت‌ها در پیوست شماره ۱ ضمیمه شده‌اند.

برای بررسی کیفیت خردایش، از خردایش هفت انفجار مختلف عکس تهیه شده است. نمونه عکس‌های تهیه شده به همراه خروجی نرم‌افزار در شکل (۳-۱۰) و (۳-۱۱) نشان داده شده است و بقیه عکس‌ها و خروجی‌های حاصل در پیوست شماره ۲ ضمیمه شده است.



مقطع تونل قبل و بعد ازانفجار

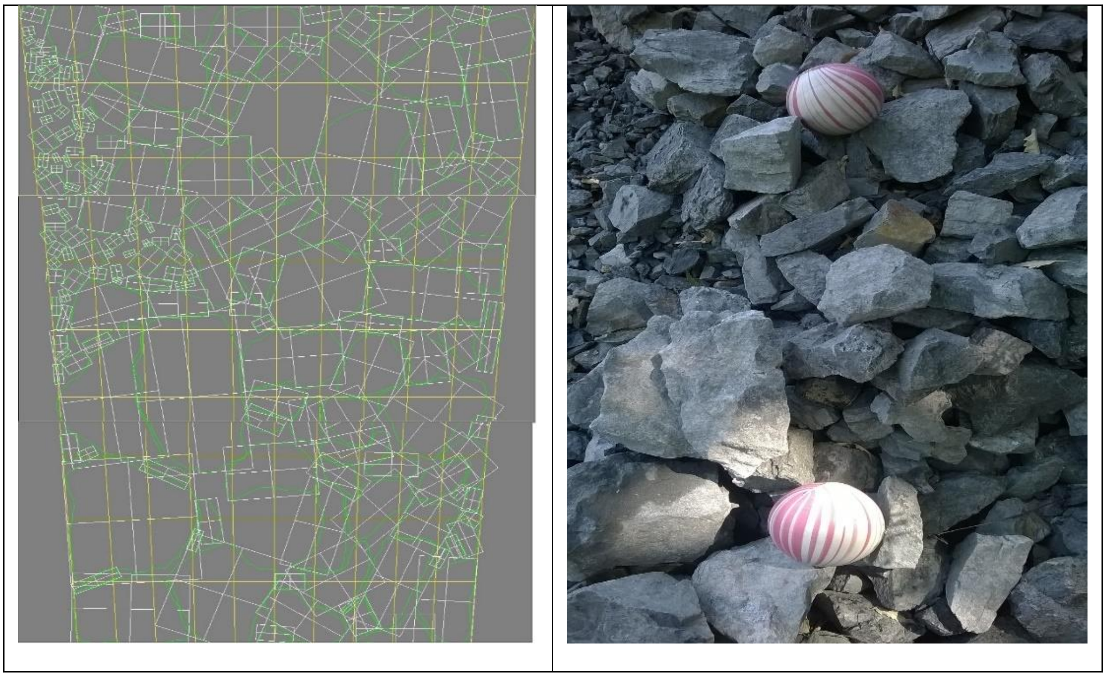


انطباق یافته دو مقطع

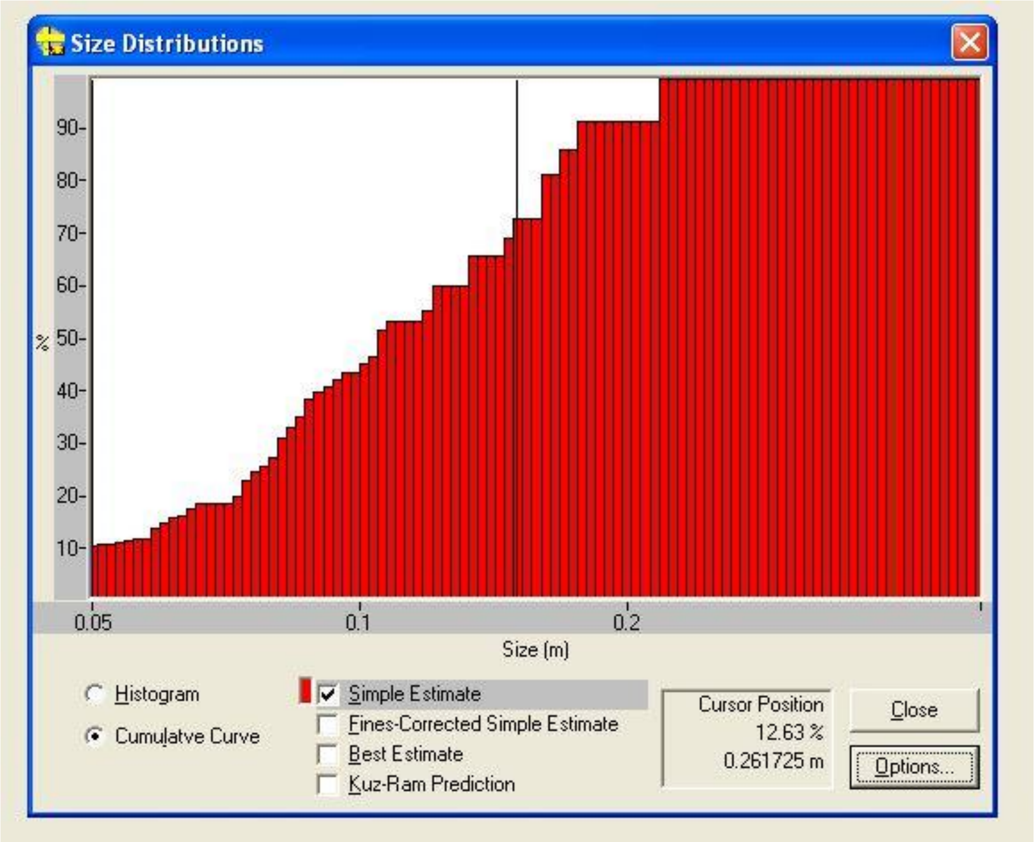
شکل (۳-۹) برداشت شماره ۱

جدول (۳-۷) مقادیر اندازه‌گیری شده برداشت شماره ۱

پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۷۵۸۴	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۵۱۴	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۵۳۸۷	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۷۸۰۳	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۸۹۸	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۴/۳۲۶	ton
پیشروی	۰/۷۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۱۰۹	Kg/m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۴۲۶	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



شکل (۳-۱۰) عکس اول از انفجار اول



شکل (۳-۱۱) نمودار تجمعی عکس اول از انفجار اول

۳-۶- جمع‌بندی فصل

در این فصل، معرفی از معدن مورد مطالعه و روش‌های برداشت اطلاعات نتایج بعد از انفجار بیان و در ادامه نتایج برداشت شده ارائه شد. در این تحقیق، برای برداشت برشی از مقطع تونل، از دستگاهی استفاده شده است که برای تونل‌های زیرزمینی زغال‌سنگ خطری ایجاد نکند و سپس اطلاعات برداشت شده در نرم‌افزار AutoCad ترسیم شده است.

برای بررسی کیفیت خردایش از نرم‌افزار GoldSize استفاده شده است. سپس اطلاعات به دست آمده از نرم‌افزار را در نرم‌افزار Excel به صورت نمودارهایی ترسیم شده، که در فصل بعد این نمودارها نشان داده خواهند شد.

سپس با استفاده از اطلاعات به دست آمده از مقاطع تونل و محاسبه بیش‌شکست، مدلی پیش‌بینی کننده برای پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست پیشنهاد خواهد شد. در فصل بعد نتایج حاصله از خردایش و مدل پیش‌بینی کننده پدیده بیش‌شکست بیان خواهند شد.

فصل چهارم
طراحی الگوی پیشنهادی

۴-۱- مقدمه

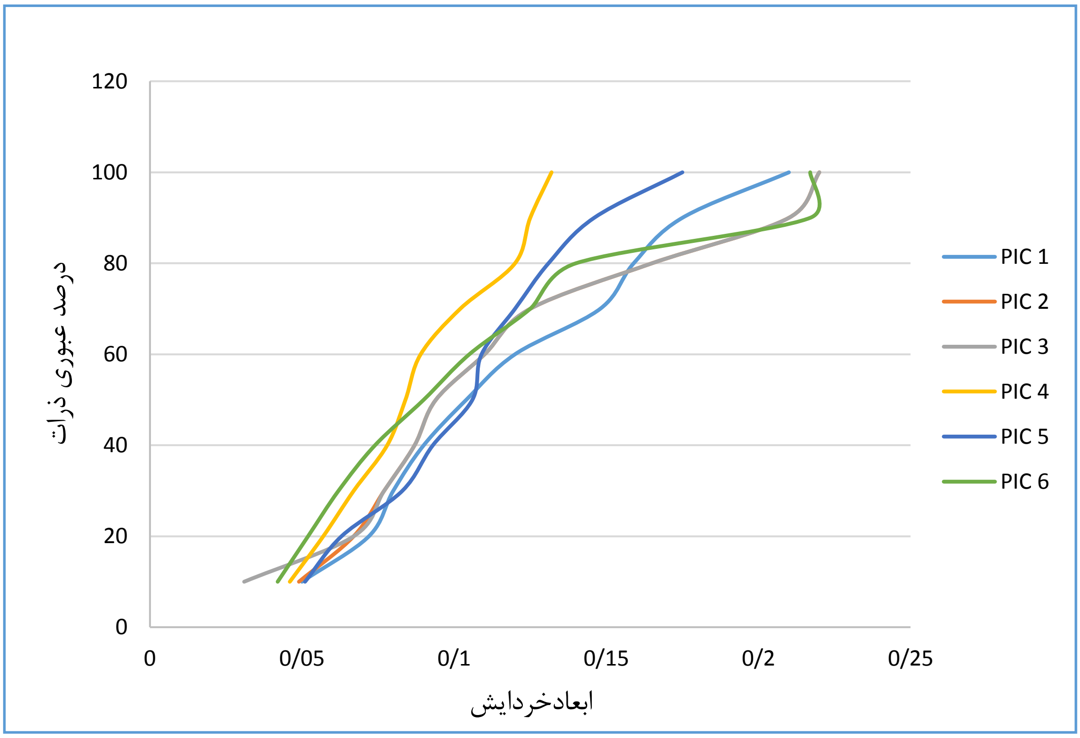
در این فصل الگوی پیشنهادی انفجار برای معدن مورد مطالعه ارائه خواهد شد. برای این منظور ابتدا کیفیت خردایش الگوی تجربی مورد استفاده در معدن به روش آنالیز تصویری به وسیله نرم‌افزار Goldsize مورد بررسی قرار خواهد گرفت. سپس با ساخت مدل‌هایی پیش‌بینی کننده با روش های فازی و فازی عصبی تطبیقی، برای مقادیر پیشروی و بیش‌شکست، الگوی چالزنی و انفجار مناسب برای معدن پیشنهاد خواهد شد.

۴-۲- کیفیت خردایش

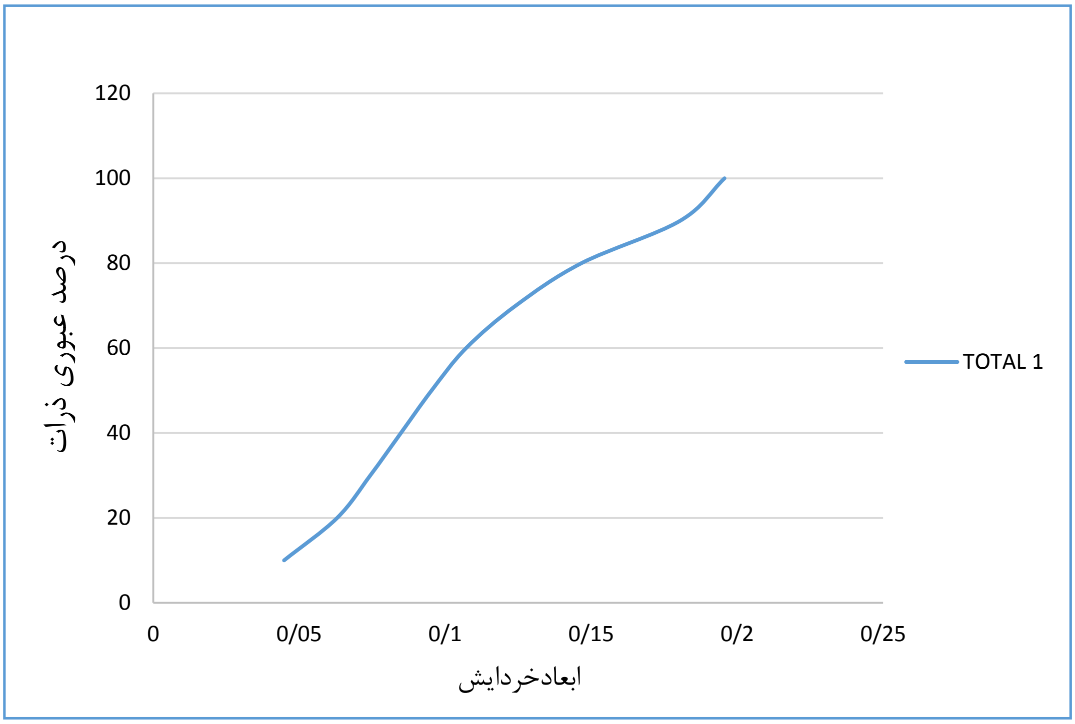
خردایش یکی از مهم‌ترین نتایج انفجار می‌باشد که کیفیت خردایش، تأثیر مستقیم بر زمان و هزینه‌های عملیات معدنی دارد. برای بررسی کیفیت خردایش روش‌های مستقیم و غیرمستقیم وجود دارد. در این تحقیق از روش غیرمستقیم آنالیز تصویری استفاده شده است. به دلیل آسانی و راحتی، نرم‌افزار Goldsize بیشترین کاربرد در این زمینه را دارد. خروجی این نرم‌افزار همان‌طور که در فصل قبل نشان داده شد، نمودار توزیع ابعاد خردایش می‌باشد. با استفاده از این نمودار می‌توان درصد اندازه ذرات را استخراج کرد و نمودارهای مربوطه را ترسیم کرد. در این تحقیق خردایش هفت انفجار مورد بررسی قرار گرفته است. نتایج در شکل‌های (۴-۱) تا (۴-۱۴) و جدول‌های (۴-۱) تا (۴-۷) نشان داده شده است.

جدول (۴-۱) انفجار شماره ۱

درصد	عکس ۱	عکس ۲	عکس ۳	عکس ۴	عکس ۵	عکس ۶	میانگین (m)
۱۰	۰/۰۵	۰/۰۴۹	۰/۰۳۱	۰/۰۴۶	۰/۰۵۱	۰/۰۴۲	۰/۰۴۴۸۳۳
۲۰	۰/۰۷۲	۰/۰۶۷	۰/۰۶۷	۰/۰۵۷	۰/۰۶۳	۰/۰۵۲	۰/۰۶۳
۳۰	۰/۰۸	۰/۰۷۷	۰/۰۷۷	۰/۰۶۷	۰/۰۸۳	۰/۰۶۲	۰/۰۷۴۳۳۳
۴۰	۰/۰۹	۰/۰۸۷	۰/۰۸۷	۰/۰۷۸	۰/۰۹۳	۰/۰۷۴	۰/۰۸۴۸۳۳
۵۰	۰/۱۰۴	۰/۰۹۴	۰/۰۹۴	۰/۰۸۴	۰/۱۰۶	۰/۰۹	۰/۰۹۵۳۳۳
۶۰	۰/۱۲	۰/۱۱	۰/۱۱	۰/۰۸۹	۰/۱۰۹	۰/۱۰۵	۰/۱۰۷۱۶۷
۷۰	۰/۱۴۸	۰/۱۲۵	۰/۱۲۵	۰/۱۰۲	۰/۱۲	۰/۱۲۵	۰/۱۲۴۱۶۷
۸۰	۰/۱۵۹	۰/۱۶۵	۰/۱۶۵	۰/۱۲	۰/۱۳۱	۰/۱۴	۰/۱۴۶۶۶۷
۹۰	۰/۱۷۵	۰/۲۱	۰/۲۱	۰/۱۲۵	۰/۱۴۶	۰/۲۱۷	۰/۱۸۰۵
۱۰۰	۰/۲۱	۰/۲۲	۰/۲۲	۰/۱۳۲	۰/۱۷۵	۰/۲۱۷	۰/۱۹۵۶۶۷
X ۵۰	۰/۱۱	۰/۱	۰/۰۷	۰/۰۸	۰/۱۱	۰/۰۹	۰/۰۹۳۳۳۳
بازدهی انفجار٪	۶۳/۱۴	۶۵/۱۸	۶۴/۸۳	۸۶/۹۱	۸۲/۹۳	۶۲/۲۲	۷۰/۸۶۸۳۳
قطر بازدهی	۰/۱۳۲۶	۰/۱۲	۰/۰۹	۰/۱۲۶	۰/۱۴۵	۰/۱۲۵	۰/۱۲۳۱



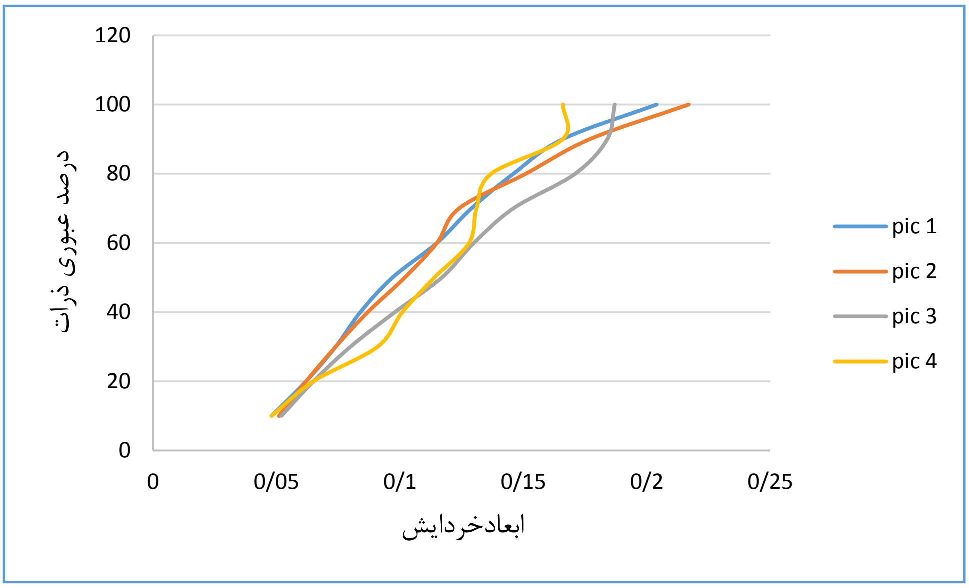
عکس (۴-۱) نمودار خردایش عکس‌های انفجار اول



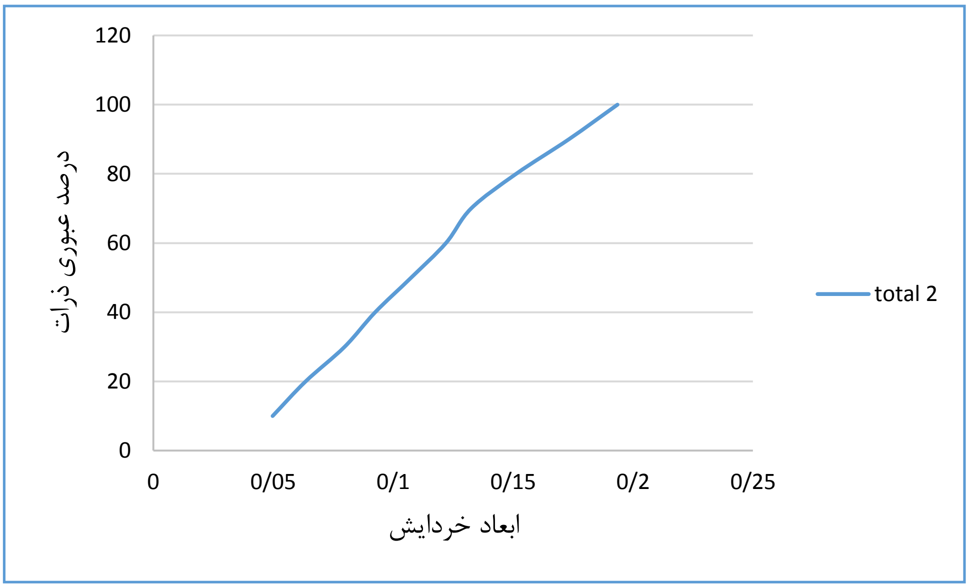
عکس (۴-۲) نمودار خردایش انفجار اول

جدول (۴-۲) انفجار شماره ۲

درصد	عکس ۱	عکس ۲	عکس ۳	عکس ۴	میانگین
۱۰	۰/۰۴۸	۰/۰۵۱	۰/۰۵۲	۰/۰۴۸	۰/۰۴۹۷۵
۲۰	۰/۰۶۲	۰/۰۶۲	۰/۰۶۵	۰/۰۶۵	۰/۰۶۳۵
۳۰	۰/۰۷۴	۰/۰۷۴	۰/۰۸	۰/۰۹۱	۰/۰۷۹۷۵
۴۰	۰/۰۸۴	۰/۰۸۷	۰/۰۹۸	۰/۱۰۱	۰/۰۹۲۵
۵۰	۰/۰۹۷	۰/۱۰۲	۰/۱۱۷	۰/۱۱۴	۰/۱۰۷۵
۶۰	۰/۱۱۵	۰/۱۱۵	۰/۱۳	۰/۱۲۸	۰/۱۲۲
۷۰	۰/۱۲۹	۰/۱۲۴	۰/۱۴۶	۰/۱۳۱	۰/۱۳۲۵
۸۰	۰/۱۴۶	۰/۱۵۱	۰/۱۷۱	۰/۱۳۷	۰/۱۵۱۲۵
۹۰	۰/۱۶۶	۰/۱۷۷	۰/۱۸۴	۰/۱۶۶	۰/۱۷۳۲۵
۱۰۰	۰/۲۰۴	۰/۲۱۷	۰/۱۸۷	۰/۱۶۶	۰/۱۹۳۵
X ۵۰	۰/۱	۰/۱	۰/۱۲	۰/۱۲	۰/۱۱
بازدهی انفجار٪	۶۹/۱۲	۶۹/۸۱	۶۵/۴۲	۷۷/۴۴	۷۰/۴۴۷۵
قطر بازدهی	۰/۱۳	۰/۱۲۵	۰/۱۳	۰/۱۳	۰/۱۲۸۷۵



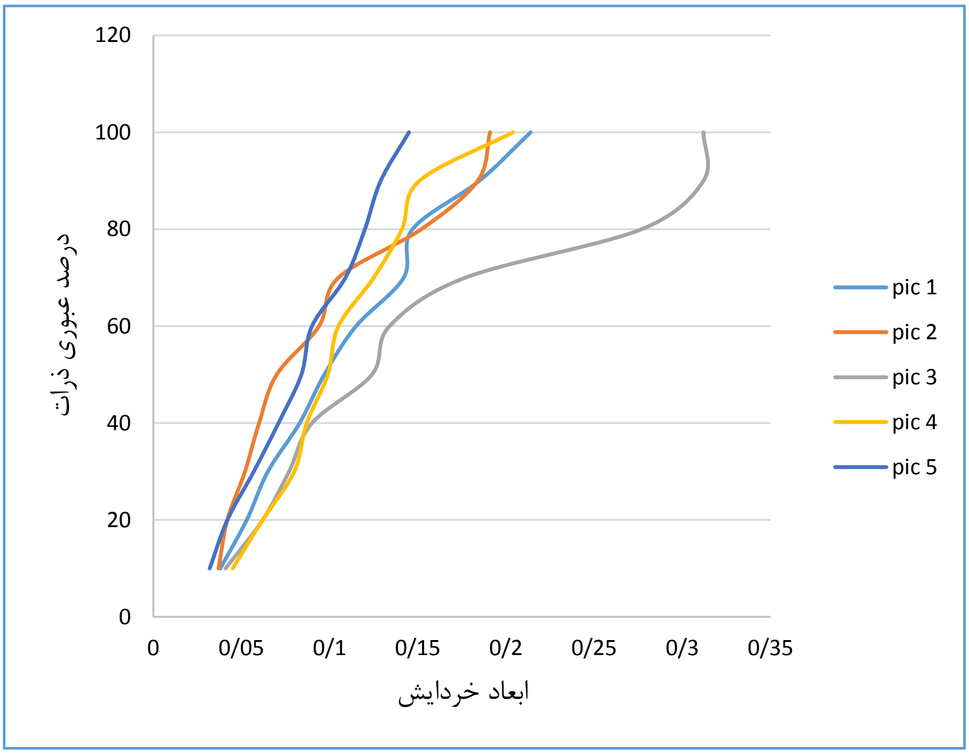
عکس (۴-۳) نمودار خردایش عکس‌های انفجار دوم



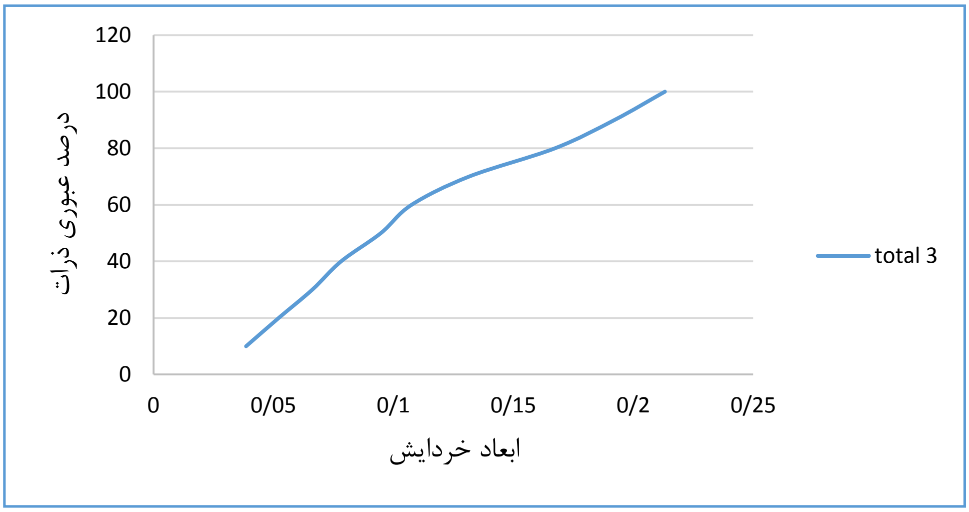
عکس (۴-۴) نمودار خردایش انفجار دوم

جدول (۴-۳) انفجار شماره ۳

درصد	عکس ۱	عکس ۲	عکس ۳	عکس ۴	عکس ۵	میانگین
۱۰	۰/۰۳۸	۰/۰۳۷	۰/۰۴۱	۰/۰۴۵	۰/۰۳۲	۰/۰۳۸۶
۲۰	۰/۰۵۳	۰/۰۴۲	۰/۰۶۲	۰/۰۶۲	۰/۰۴۲	۰/۰۵۲۲
۳۰	۰/۰۶۵	۰/۰۵۲	۰/۰۷۷	۰/۰۸	۰/۰۵۷	۰/۰۶۶۲
۴۰	۰/۰۸۳	۰/۰۶	۰/۰۹	۰/۰۸۷	۰/۰۷۱	۰/۰۷۸۲
۵۰	۰/۰۹۷	۰/۰۷	۰/۱۲۴	۰/۰۹۹	۰/۰۸۴	۰/۰۹۴۸
۶۰	۰/۱۱۵	۰/۰۹۴	۰/۱۳۴	۰/۱۰۵	۰/۰۹	۰/۱۰۷۶
۷۰	۰/۱۴۲	۰/۱۰۵	۰/۱۷۷	۰/۱۲۵	۰/۱۰۹	۰/۱۳۱۶
۸۰	۰/۱۴۷	۰/۱۵۲	۰/۲۷۷	۰/۱۴۱	۰/۱۲	۰/۱۶۷۴
۹۰	۰/۱۸۵	۰/۱۸۴	۰/۳۱۲	۰/۱۵۱	۰/۱۲۹	۰/۱۹۲۲
۱۰۰	۰/۲۱۴	۰/۱۹۱	۰/۳۱۲	۰/۲۰۴	۰/۱۴۵	۰/۲۱۳۲
X ۵۰	۰/۱	۰/۰۸	۰/۱۲	۰/۱	۰/۰۸	۰/۰۹۶
بازدهی انفجار٪	۶۴/۶۷	۴۷/۸۳	۴۶/۲۸	۷۲/۷۷	۷۲/۸۰	۶۰/۸۷
قطر بازدهی	۰/۱۳۵	۰/۰۷۴	۰/۱۱۱	۰/۱۲۴	۰/۱۱	۰/۱۱۰۸



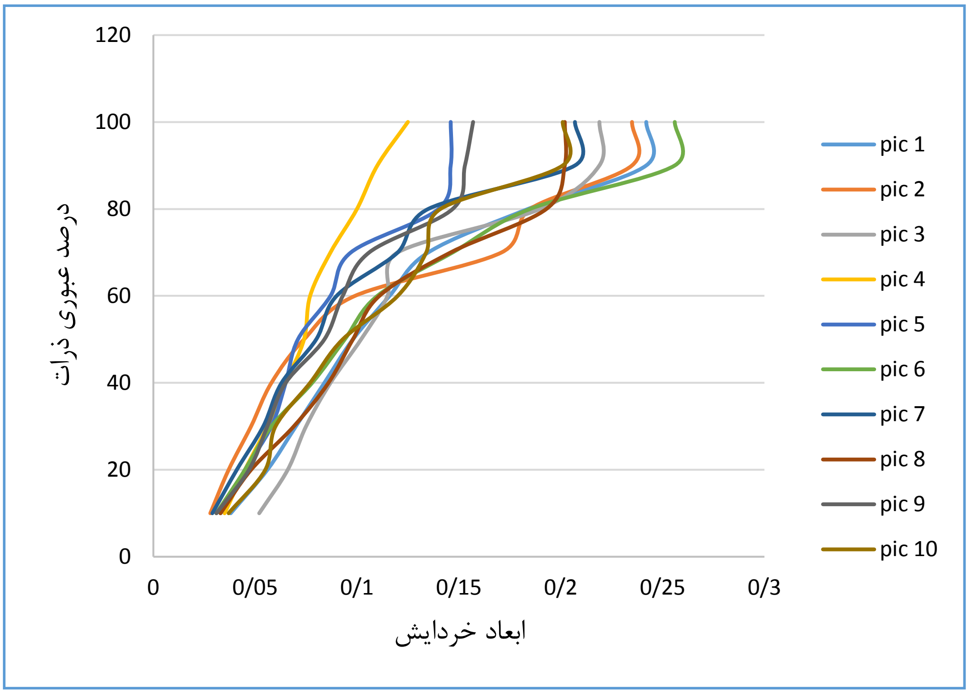
عکس (۴-۵) نمودار خردایش عکس‌های انفجار سوم



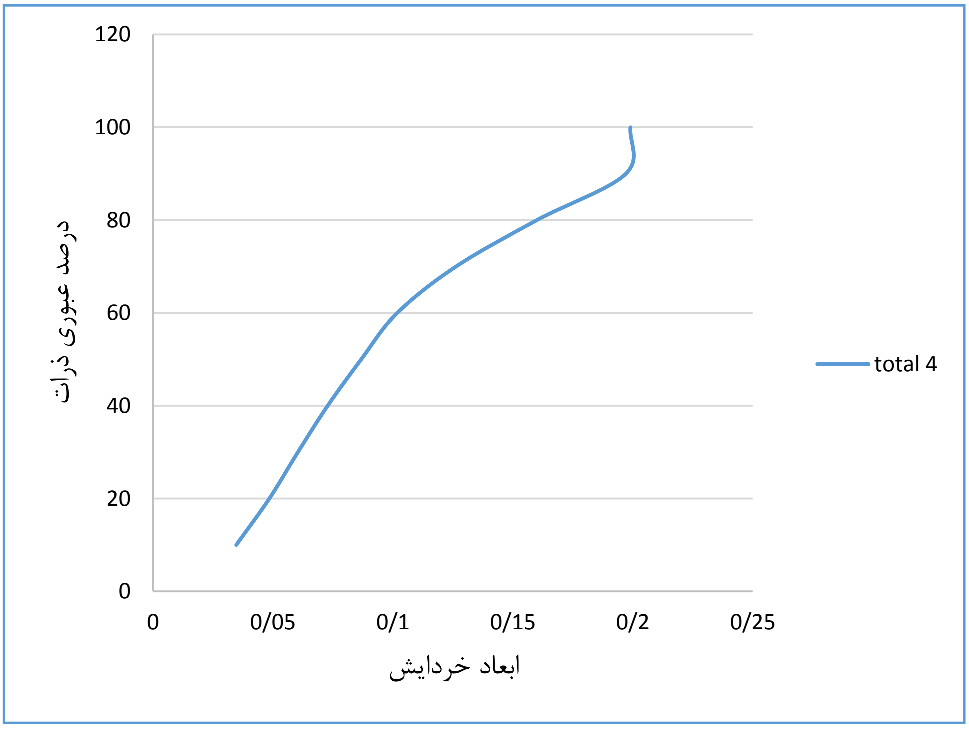
عکس (۴-۶) نمودار خردایش انفجار سوم

جدول (۴-۴) خردایش انفجار ۴

درصد	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷	۸	۹	۱۰	میانگین
۱۰	۰/۰۳۸	۰/۰۲۸	۰/۰۵۲	۰/۰۳۵	۰/۰۳۳	۰/۰۳۱	۰/۰۲۹	۰/۰۳۳	۰/۰۳۱	۰/۰۳۷	۰/۰۳۴۷
۲۰	۰/۰۵۶	۰/۰۳۷	۰/۰۶۶	۰/۰۴۵	۰/۰۴۵	۰/۰۴۵	۰/۰۴۱	۰/۰۴۸	۰/۰۴۷	۰/۰۵۵	۰/۰۴۸۵
۳۰	۰/۰۷	۰/۰۴۸	۰/۰۷۵	۰/۰۵۶	۰/۰۵۸	۰/۰۵۸	۰/۰۵۴	۰/۰۶۹	۰/۰۵۶	۰/۰۶	۰/۰۶۰۴
۴۰	۰/۰۸۴	۰/۰۵۸	۰/۰۸۷	۰/۰۶۵	۰/۰۶۵	۰/۰۷۸	۰/۰۶۳	۰/۰۸۶	۰/۰۶۵	۰/۰۷۷	۰/۰۷۲۸
۵۰	۰/۰۹۸	۰/۰۷۴	۰/۱۰۲	۰/۰۷۴	۰/۰۷۱	۰/۰۹۴	۰/۰۸	۰/۰۹۸	۰/۰۸۴	۰/۰۹۳	۰/۰۸۶۸
۶۰	۰/۱۱۶	۰/۰۹۹	۰/۱۱۵	۰/۰۷۷	۰/۰۸۷	۰/۱۱	۰/۰۹	۰/۱۱۱	۰/۰۹۳	۰/۱۲	۰/۱۰۱۸
۷۰	۰/۱۳۵	۰/۱۷۱	۰/۱۲	۰/۰۸۷	۰/۰۹۷	۰/۱۴۷	۰/۱۲	۰/۱۴۶	۰/۱۰۶	۰/۱۳۴	۰/۱۲۶۳
۸۰	۰/۱۸۴	۰/۱۸۵	۰/۱۹	۰/۱	۰/۱۴	۰/۱۸۵	۰/۱۳۵	۰/۱۹۳	۰/۱۴۷	۰/۱۴۱	۰/۱۶
۹۰	۰/۲۴۲	۰/۲۳۵	۰/۲۱۹	۰/۱۱	۰/۱۴۶	۰/۲۵۶	۰/۲۰۷	۰/۲۰۲	۰/۱۵۳	۰/۲۰۱	۰/۱۹۷۱
۱۰۰	۰/۲۴۲	۰/۲۳۵	۰/۲۱۹	۰/۱۲۵	۰/۱۴۶	۰/۲۵۶	۰/۲۰۷	۰/۲۰۲	۰/۱۵۷	۰/۲۰۱	۰/۱۹۹
X ۵۰	۰/۱۱	۰/۰۷	۰/۱	۰/۰۷	۰/۰۷	۰/۱	۰/۰۸	۰/۱	۰/۰۸	۰/۰۹	۰/۰۸۷
بازدهی انفجار٪	۵۷/۲۸	۳۶/۲۰	۶۹/۹۷	۷۶/۷۸	۷۶/۴۱	۴۷/۳۱	۶۰/۸۴	۴۹/۱۸	۵۹/۸۶	۶۲/۰۹	۵۹/۵۹
قطر بازدهی	۰/۱۰۶	۰/۰۵۴	۰/۱۱۹	۰/۰۹۵	۰/۱۱۵	۰/۰۸۷	۰/۰۹۵	۰/۰۸۸	۰/۰۹۳	۰/۱۲۴	۰/۰۹۷۶



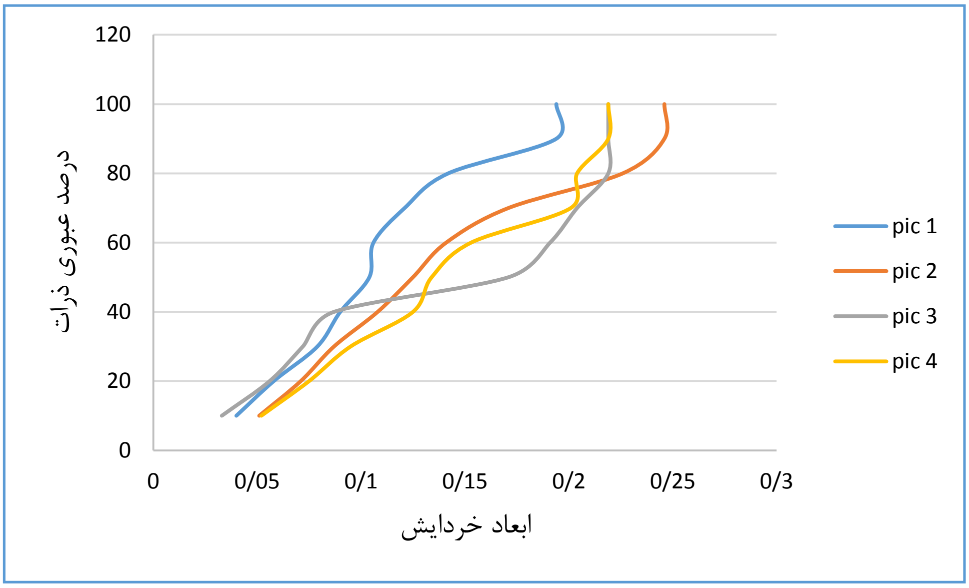
عکس (۴-۷) نمودار خردایش عکس‌های انفجار چهارم



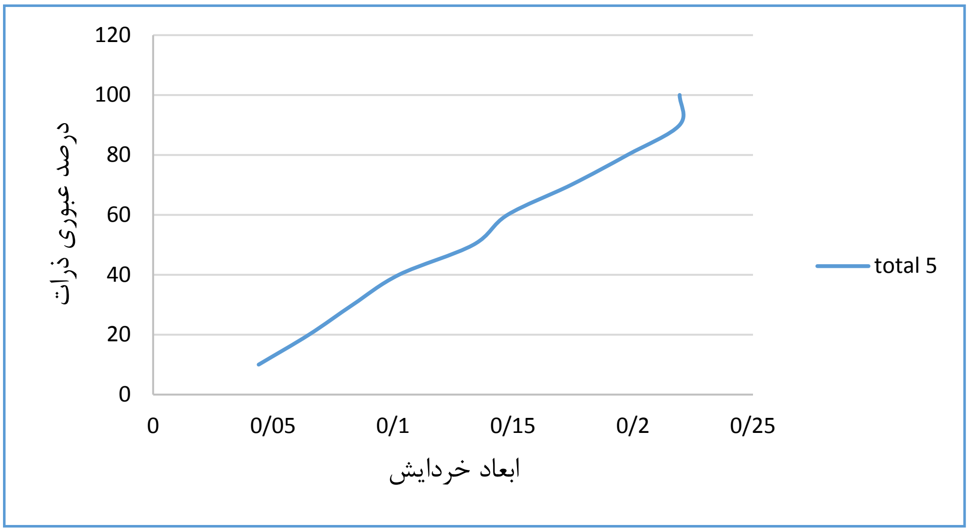
عکس (۴-۸) نمودار خردایش انفجار چهارم

جدول(۴-۵) انفجار شماره ۵

درصد	عکس ۱	عکس ۲	عکس ۳	عکس ۴	میانگین
۱۰	۰/۰۴	۰/۰۵۱	۰/۰۳۳	۰/۰۵۲	۰/۰۴۴
۲۰	۰/۰۵۸	۰/۰۷۱	۰/۰۵۶	۰/۰۷۵	۰/۰۶۵
۳۰	۰/۰۷۹	۰/۰۸۷	۰/۰۷۲	۰/۰۹۵	۰/۰۸۳۲۵
۴۰	۰/۰۹	۰/۱۰۸	۰/۰۸۷	۰/۱۲۵	۰/۱۰۲۵
۵۰	۰/۱۰۴	۰/۱۲۵	۰/۱۷۱	۰/۱۳۴	۰/۱۳۳۵
۶۰	۰/۱۰۶	۰/۱۴۱	۰/۱۹۱	۰/۱۵۳	۰/۱۴۷۷۵
۷۰	۰/۱۲۱	۰/۱۷۱	۰/۲۰۴	۰/۲۰۱	۰/۱۷۴۲۵
۸۰	۰/۱۴۲	۰/۲۲۶	۰/۲۱۹	۰/۲۰۴	۰/۱۹۷۷۵
۹۰	۰/۱۹۴	۰/۲۴۶	۰/۲۱۹	۰/۲۱۹	۰/۲۱۹۵
۱۰۰	۰/۱۹۴	۰/۲۴۶	۰/۲۱۹	۰/۲۱۹	۰/۲۱۹۵
X ۵۰	۰/۱	۰/۱۳	۰/۱۷	۰/۱۳	۰/۱۳۲۵
بازدهی انفجار٪	۷۳/۷۰	۵۴/۴۷	۲۴/۸۰	۴۴/۱۱	۴۹/۲۷
قطر بازدهی	۰/۱۲	۰/۱۳	۰/۰۶۳	۰/۱۲۵	۰/۱۰۹۵



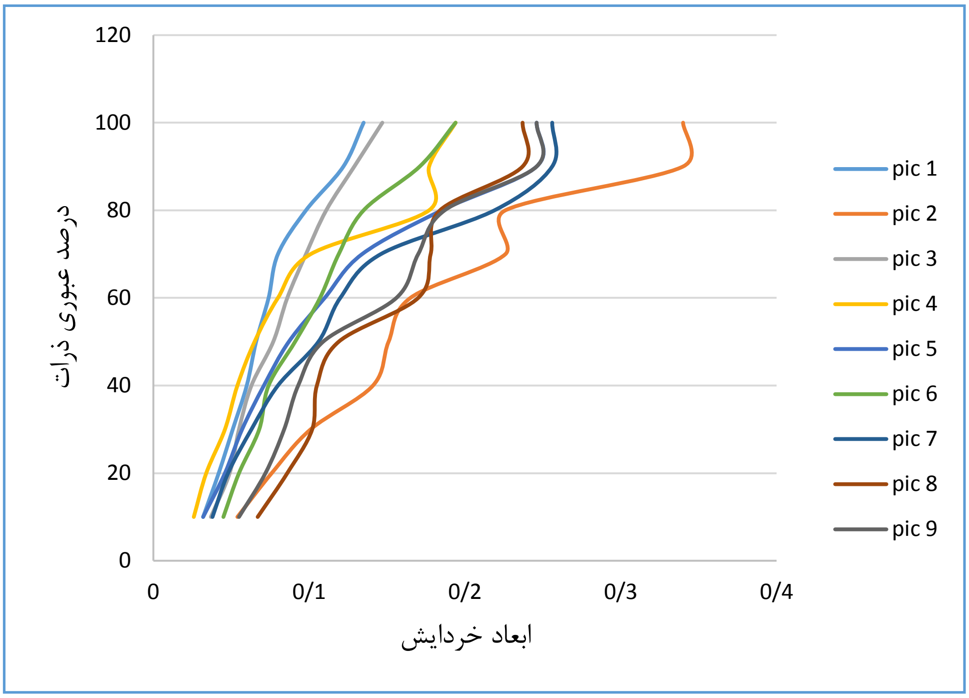
عکس (۴-۹) نمودار خردایش عکس‌های انفجار پنجم



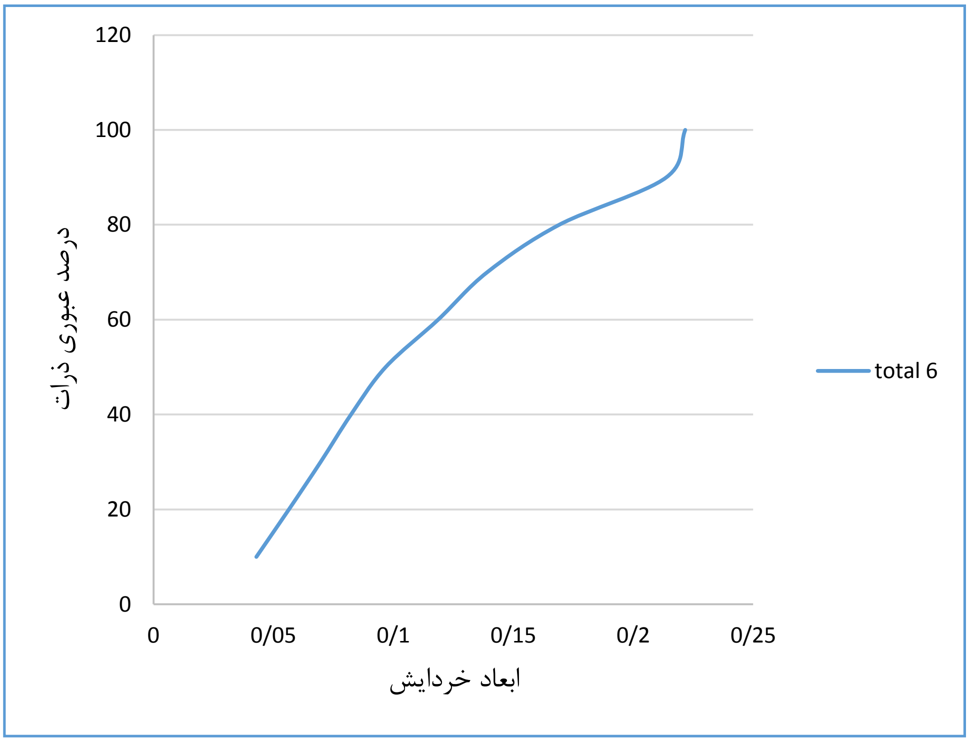
عکس (۴-۱۰) نمودار خردایش انفجار پنجم

جدول(۴-۶) خردایش انفجار ۶

درصد	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷	۸	۹	میانگین
۱۰	۰/۰۳۲	۰/۰۵۴	۰/۰۳۷	۰/۰۲۶	۰/۰۳۲	۰/۰۴۵	۰/۰۳۸	۰/۰۶۷	۰/۰۵۵	۰/۰۴۲۸۸۹
۲۰	۰/۰۴۲	۰/۰۷۶	۰/۰۴۹	۰/۰۳۴	۰/۰۴۶	۰/۰۵۵	۰/۰۴۸	۰/۰۸۶	۰/۰۷۲	۰/۰۵۶۴۴۴
۳۰	۰/۰۵۱	۰/۱۰۱	۰/۰۵۵	۰/۰۴۶	۰/۰۵۷	۰/۰۶۸	۰/۰۶۳	۰/۱۰۲	۰/۰۸۴	۰/۰۶۹۶۶۷
۴۰	۰/۰۶	۰/۱۴۱	۰/۰۶۳	۰/۰۵۴	۰/۰۷۱	۰/۰۷۴	۰/۰۸	۰/۱۰۵	۰/۰۹۳	۰/۰۸۲۳۳۳
۵۰	۰/۰۶۶	۰/۱۵۱	۰/۰۷۷	۰/۰۶۵	۰/۰۸۷	۰/۰۹۱	۰/۱۰۶	۰/۱۱۹	۰/۱۰۹	۰/۰۹۶۷۷۸
۶۰	۰/۰۷۴	۰/۱۶۵	۰/۰۸۶	۰/۰۸	۰/۱۱	۰/۱۰۷	۰/۱۲	۰/۱۷	۰/۱۵۶	۰/۱۱۸۶۶۷
۷۰	۰/۰۸	۰/۲۲۶	۰/۰۹۸	۰/۱۰۱	۰/۱۳۴	۰/۱۱۹	۰/۱۴۶	۰/۱۷۸	۰/۱۷	۰/۱۳۹۱۱۱
۸۰	۰/۰۹۸	۰/۲۲۶	۰/۱۱۱	۰/۱۷۷	۰/۱۸۵	۰/۱۳۵	۰/۲۱۹	۰/۱۸۴	۰/۱۸۷	۰/۱۶۹۱۱۱
۹۰	۰/۱۲۲	۰/۳۴	۰/۱۲۹	۰/۱۷۷	۰/۲۴۶	۰/۱۷۱	۰/۲۵۶	۰/۲۳۷	۰/۲۴۶	۰/۲۱۳۷۷۸
۱۰۰	۰/۱۳۵	۰/۳۴	۰/۱۴۷	۰/۱۹۴	۰/۲۴۶	۰/۱۹۴	۰/۲۵۶	۰/۲۳۷	۰/۲۴۶	۰/۲۲۱۶۶۷
X۵۰	۰/۰۷	۰/۱۵	۰/۰۸	۰/۰۷	۰/۰۹	۰/۰۹	۰/۱۱	۰/۱۲	۰/۱۱	۰/۰۹۸۸۸۹
بازدهی انفجار٪	۷۱/۱۳	۴۱/۴۹	۷۸/۶۴	۴۰/۰۹	۵۲/۲۶	۷۱/۲۳	۴۸/۸۶	۵۴/۲۴	۵۰/۱۳	۵۶/۴۵
قطر بازدهی	۰/۰۷۸	۰/۱۴۱	۰/۱۰۲	۰/۰۵۴	۰/۰۹۸	۰/۱۲	۰/۱۰۳	۰/۱۱۹	۰/۱۰۹	۰/۱۰۲۶۶۷



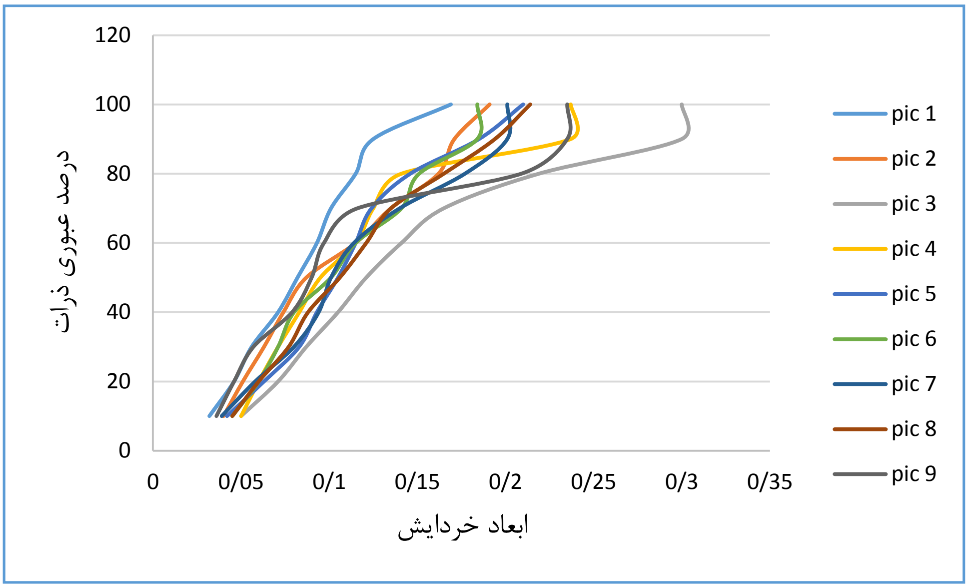
عکس (۴-۱۱) نمودار خردایش عکس‌های انفجار ششم



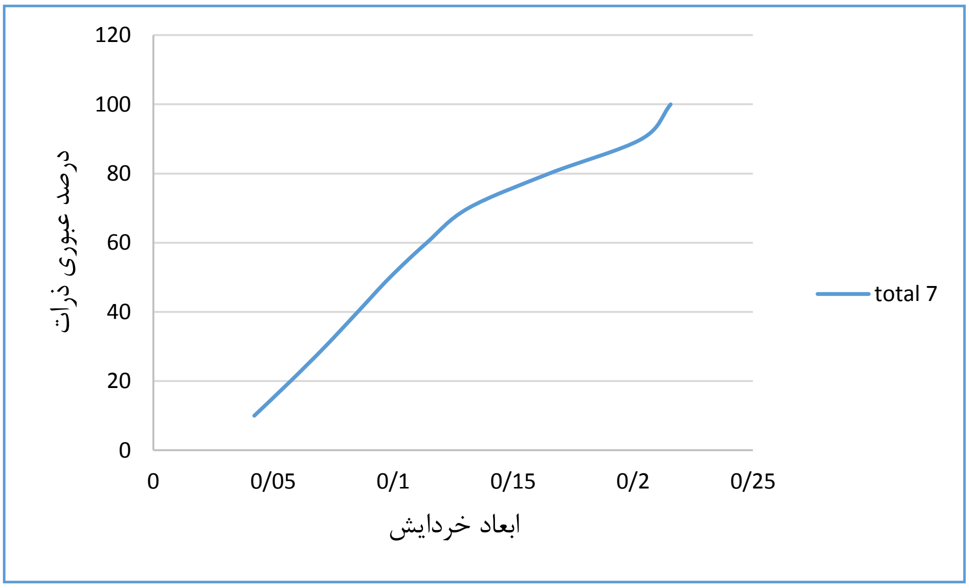
عکس (۴-۱۲) نمودار خردایش انفجار ششم

جدول(۴-۷) خردایش انفجار ۷

درصد	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷	۸	۹	میانگین
۱۰	۰/۰۳۲	۰/۰۴	۰/۰۵	۰/۰۵	۰/۰۴۲	۰/۰۴۵	۰/۰۳۹	۰/۰۴۵	۰/۰۳۶	۰/۰۴۲۱۱۱
۲۰	۰/۰۴۶	۰/۰۵۱	۰/۰۷۱	۰/۰۶	۰/۰۶۳	۰/۰۶	۰/۰۵۸	۰/۰۶	۰/۰۴۶	۰/۰۵۷۲۲۲
۳۰	۰/۰۵۶	۰/۰۶۳	۰/۰۸۷	۰/۰۷۱	۰/۰۸۳	۰/۰۷۱	۰/۰۸	۰/۰۷۷	۰/۰۵۷	۰/۰۷۱۶۶۷
۴۰	۰/۰۷۱	۰/۰۷۴	۰/۱۰۵	۰/۰۸۳	۰/۰۹۳	۰/۰۸	۰/۰۹۴	۰/۰۸۸	۰/۰۷۹	۰/۰۸۵۲۲۲
۵۰	۰/۰۸۲	۰/۰۸۷	۰/۱۲۱	۰/۰۹۵	۰/۱۰۵	۰/۱۰۱	۰/۱۰۱	۰/۱۰۶	۰/۰۹	۰/۰۹۸۶۶۷
۶۰	۰/۰۹۳	۰/۱۱۵	۰/۱۴۱	۰/۱۱۵	۰/۱۱۵	۰/۱۱۵	۰/۱۱۴	۰/۱۲۱	۰/۰۹۷	۰/۱۱۴
۷۰	۰/۱۰۱	۰/۱۳۵	۰/۱۶۵	۰/۱۲۵	۰/۱۲۴	۰/۱۴۱	۰/۱۴	۰/۱۳۵	۰/۱۱۶	۰/۱۳۱۳۳۳
۸۰	۰/۱۱۵	۰/۱۶۲	۰/۲۱۹	۰/۱۴۱	۰/۱۴۶	۰/۱۵۱	۰/۱۷۷	۰/۱۶۵	۰/۲۰۹	۰/۱۶۵
۹۰	۰/۱۲۵	۰/۱۷۱	۰/۳	۰/۲۳۷	۰/۱۸۵	۰/۱۸۴	۰/۲۰۱	۰/۱۹۴	۰/۲۳۵	۰/۲۰۳۵۵۶
۱۰۰	۰/۱۶۹	۰/۱۹۱	۰/۳	۰/۲۳۷	۰/۲۱	۰/۱۸۴	۰/۲۰۱	۰/۲۱۴	۰/۲۳۵	۰/۲۱۵۶۶۷
X ۵۰	۰/۰۸	۰/۰۹	۰/۱۲	۰/۱	۰/۱۱	۰/۱	۰/۱	۰/۱۱	۰/۰۹	۰/۱
بازدهی انفجار٪	۷۰/۶۹	۵۸/۵۹	۵۶/۸۴	۷۲/۵۹	۶۹/۲۸	۶۸/۳۹	۵۹/۵۶	۶۱/۴۱	۵۲/۲۰	۶۳/۲۸
قطر بازدهی	۰/۱۰۱	۰/۱۱۱	۰/۱۴	۰/۱۲۵	۰/۱۲۴	۰/۱۴	۰/۱۱۴	۰/۱۲	۰/۰۹۴	۰/۱۱۸۷۷۸



عکس (۴-۱۳) نمودار خردایش عکس‌های انفجار هفتم



عکس (۴-۱۴) نمودار خردایش انفجار هفتم

به منظور بررسی کیفیت خردایش در انفجار نیاز به بازدهی خردایش است. با استفاده از خروجی‌های نهایی نرم‌افزار، می‌توان بازدهی در هر مقطع را محاسبه کرد. با توجه به رده‌بندی بیان شده در فصل قبل در جدول(۳-۴) خردایش انفجارها ارزیابی و نتایج در جدول (۴-۸) ارائه شده است.

جدول (۴-۸) بیان کیفی انفجارهای صورت گرفته

شماره انفجار	میانگین بازدهی انفجار عکس‌ها	ارزیابی کیفی خردایش
۱	٪ ۷۰/۸۶	متوسط
۲	٪ ۷۰/۴۴	متوسط
۳	٪ ۶۰/۸۷	نامناسب
۴	٪ ۵۹/۵۹	نامناسب
۵	٪ ۴۹/۲۷	خیلی بد
۶	٪ ۵۶/۴۵	نامناسب
۷	٪ ۶۳/۲۸	نامناسب

بنابراین با توجه به جدول مذکور، همانطور که مشاهده می‌شود خردایش انفجارهای معدن مورد مطالعه از کیفیت مطلوبی برخوردار نیستند.

۴-۳-پیش‌بینی پیشروی حاصل از انفجار

در فصل قبل نحوه اندازه گیری میزان پیشروی بیان شد. در ادامه با استفاده از روش های بهینه سازی هوشمند به پیش بینی این پدیده پرداخته خواهد شد. در ابتدا به معرفی روش مورد استفاده پرداخته خواهد شد.

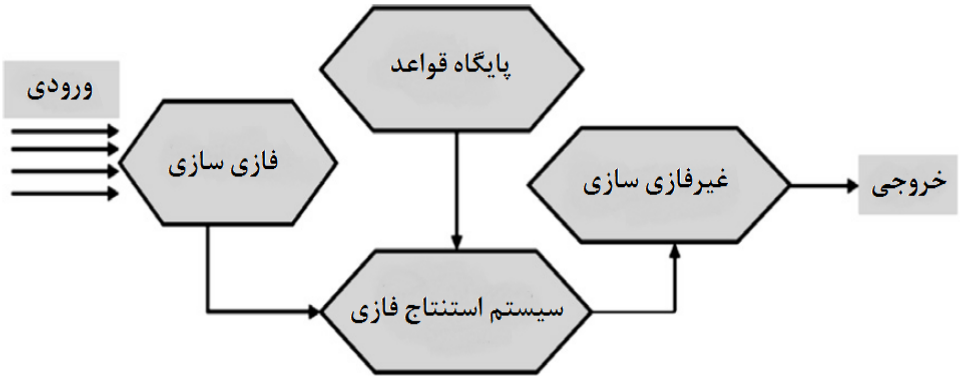
۴-۳-۱- مدل فازی

در بسیاری از علوم نظیر ریاضیات و منطق، فرض بر این است که مرزها و محدودیت‌های دقیقاً تعریف شده‌ای وجود دارند و یک موضوع خاص یا در محدوده آن مرزها می‌گنجد یا نمی‌گنجد. مواردی چون مرد یا زن، سیاه یا سفید، صفر یا یک و... از این جمله‌اند. در این فلسفه نمی‌توان تا اندازه راستگو بود و

هم کمی دروغگو بود. در این فلسفه مرزها کاملاً مشخص و تعریف شده هستند. این باور به صفر و یک‌ها و این منطق دو ارزشی به یونان قدیم و ارسطو می‌رسد. منطق ارسطو اساس ریاضیات کلاسیک را تشکیل می‌دهد. این منطق دقت را فدای سهولت می‌کند. نتایج منطق ارسطویی می‌تواند مطالب ریاضی و پردازش رایانه‌ای را ساده کند. می‌توان با رشته‌ای از صفر و یک‌ها بسیار ساده‌تر از کسرها کار کرد. اما حالت دو ارزشی نیازمند انطباق‌ورزی و از بین بردن زواید است. گرچه می‌توان مثال‌های فراوانی را ذکر کرد که کاربرد منطق ارسطویی در مورد آن‌ها صحیح باشد، اما باید توجه داشت که نباید آن چه را که تنها برای موارد خاص مصداق دارد، به تمام پدیده‌ها تعمیم داد. در این منطق با مسائل بسیار قطعی برخورد می‌شود. حال آنکه دنیای اطراف ما پر است از عدم قطعیت‌ها و ابهامات. لذا باید به دنبال روش‌هایی بود که بتوانند مسائل توام با ابهام و عدم قطعیت را حل کنند. به عبارت دیگر باید به طریقی ابهام و عدم قطعیت موجود در مسائل را مدل کرد. یک روش موثر و کارآمد برای این منظور استفاده از تئوری مجموعه‌های فازی است (عطائی، ۱۳۸۹).

پایه و اساس مجموعه‌ها و منطق فازی توسط پروفسور لطفی زاده مطرح شده است. در سال ۱۹۶۵ پروفسور عسگر لطفی زاده، اولین مقاله خود را در زمینه فازی تحت عنوان مجموعه‌های فازی منتشر کرد که جرقه اولیه‌ای از پرتو یک جهان بینی در عرصه ریاضیات و علوم بود. دهه‌ی ۱۹۶۰، دهه‌ی به چالش کشیدن و انکار این نظریه بود و هیچ یک از مراکز تحقیقاتی، نظریه فازی را به عنوان یک زمینه تحقیقاتی جدی نگرفتند. سازمان‌های دولتی هیچ نوع اعتباری برای تحقیقات در مورد فازی اختصاص ندادند. مجلات یا کنفرانس‌ها، تعداد محدودی از مقالات مربوط به فازی را پذیرفتند. دانشگاه‌ها اعضای هیات علمی را که تحقیقات فازی داشتند به هیچ وجه ارتقا نمی‌دادند. در واقع واژه فازی خشم علوم جدید را برانگیخت. مخالفان منطق فازی بر این عقیده بودند که این منطق باعث نوعی آسان‌گیری علمی و تشویق افکار مبهم و نادرست می‌شود. لطفی‌زاده در تمام دهه‌ی ۱۹۷۰ و دهه‌ی ۱۹۸۰ صبورانه پاسخ منتقدان خود را می‌داد و باعث رشد منطق فازی شد. در دهه‌ی ۱۹۹۰ موفقیت سیستم‌های فازی هر

چه بیشتر نمایان شد و دیدگاه بسیاری از محققان به منطق فازی تغییر کرد (عطائی، ۱۳۸۹). برای ساخت یک مدل فازی، ۴ مرحله باید طی شود. این مراحل به ترتیب فازی سازی، ایجاد پایگاه قواعد فازی، استنتاج فازی و غیرفازی سازی هستند. شکل(۴-۱۵) مراحل مختلف مدل‌سازی فازی را نشان می‌دهد.



شکل (۴-۱۵) مراحل مدل سازی فازی (Rezaie et al, 2011)

اولین قدم در مدل‌سازی فازی، فازی‌سازی است. فازی‌سازی به صورت تبدیل مقادیر عددی به مقادیر فازی با کمک مجموعه‌های فازی یا توابع عضویت فازی، تعریف می‌شود. شکل توابع فازی می‌تواند به صورت خطی (مثلثی، ذوزنقه‌ای) و یا غیرخطی (گوسی) باشد (Rezaie et al, 2011).

دومین مرحله در مدل‌سازی فازی، توصیف ارتباط بین ورودی و خروجی به وسیله‌ی قواعد فازی است. یک قاعده‌ی فازی به طور کلی از یک مقدمه‌ی منطقی (اگر...) و یک نتیجه (آنگاه...) ساخته می‌شود. برای مثال اگر X زیاد باشد آنگاه Y کم است. در این قانون، عبارت زیاد و کم به وسیله‌ی مجموعه‌های فازی (توابع عضویت فازی) بیان می‌شوند (Rezaie et al, 2011).

سومین مرحله در مدل سازی‌فازی، انتخاب سیستم استنتاج فازی برای ترکیب کردن قواعد فازی است. مدل‌های ممدانی[۱]، سوگنو[۲]، تاسکوماتو و سینگلتون از جمله مدل‌هایی هستند که در سیستم‌های استنتاج فازی به کار گرفته می‌شوند (Azimi et al, 2010).

مدل فازی ممدانی به طور گسترده‌ای در مسائل پیچیده به کار گرفته می‌شود. این روش، عبارت‌های زبانی بدون ساختار را به یک مجموعه‌ی ساختار یافته ترجمه می‌کند. مجموعه‌ی ساختار یافته به شکل فرمول (۴-۱) زیر است (Rezaie et al, 2011):

$$\textit{If}\ \ X_I\ \text{is}\ A_{iI}\ \text{and}\ X_r\ \text{is}\ A_{ir}\ \text{then Y is}\ B_i\quad \text{for i=1,2,3,....K} \qquad (۴-۱)$$

که در آن X_I و X_r پارامترهای ورودی، A_{ir}، A_{iI} و B_i عبارات زبانی (توابع عضویت فازی) و Y پارامترهای خروجی و K تعداد قواعد فازی است. در روش ممدانی، هر دو قسمت مقدمه و نتیجه فازی هستند.

در روش ممدانی از عملگر MIN برای AND و از عملگر MAX برای OR که به روش استنتاج MIN-MAX معروف است، استفاده می‌شود. در این روش اگر عبارات قسمت "اگر" توسط عملگر AND به هم ارتباط داده شده باشند، برای ترکیب این عبارات و به دست آوردن خروجی واحد از قاعده مورد نظر، کمینه خروجی هر یک از این عبارات محاسبه می‌شود. اما اگر عبارات قسمت "اگر" توسط عملگر OR به هم ارتباط داده شده باشند، برای ترکیب این عبارات و به دست آوردن خروجی واحد از قاعده مورد نظر، بیشینه‌ی خروجی هر یک از این عبارات محاسبه می‌شود (عطایی، ۱۳۸۹).

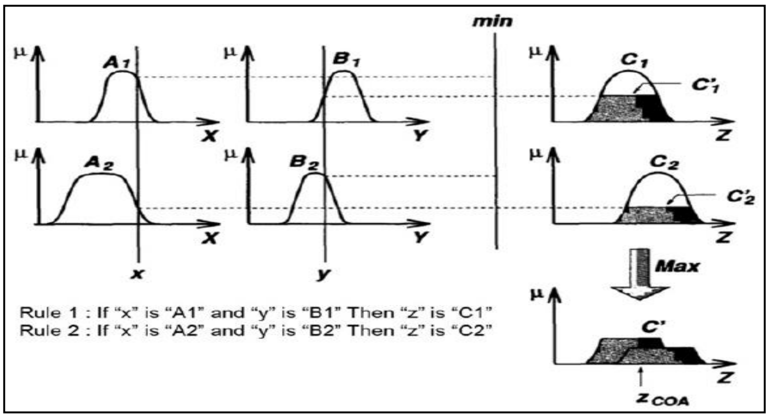
در شرایطی که چند قاعده وجود داشته باشد، نتایج تمام قواعد ادغام می‌شوند و یک مجموعه‌ی فازی مرکب تشکیل می‌دهند. شکل(۴-۱۶) سیستم استنتاج فازی ممدانی را نشان می‌دهد.

۱- Mamdani

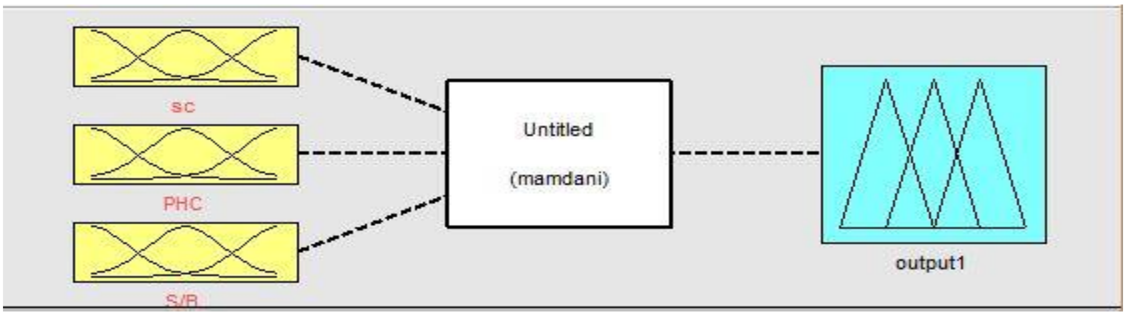
۲- Sugeno

۴-۳-۲- ساخت مدل فازی برای پیش‌بینی پیشروی

در این تحقیق از سیستم استنتاجی ممدانی، برای ساخت مدل پیش‌بینی کننده پیشروی استفاده شده است. برای متغیرهای ورودی، توابع عضویت مثلثی و ذوزنقه‌ای انتخاب و استفاده شده است. یکی از نقاط ضعف در منطق فازی، زمان‌بر بودن انتخاب توابع عضویت مناسب و نوشتن قواعد فازی می باشد. در این مدل پارامترهای ورودی مقادیر خرج ویژه کلی، مجموع خرج چال‌های محیطی و نسبت میانگین فاصله داری چال‌ها به میانگین بارسنگ انتخاب شده و در شکل (۴-۱۷) نشان داده شده است. با استفاده از نرم‌افزار Matlab در قسمت فازی، می‌توان مدل برای داده‌های ورودی ساخت. توابع عضویت این پارامترها در شکل‌های (۴-۱۸ تا ۴-۲۱) نشان داده شده‌اند. در ساخت این مدل تابع عضویت مثلثی شکل (۴-۲۲)، برای خروجی مدل انتخاب شده است. بازه‌ی این توابع، مقادیر کمترین و بیشترین داده‌های به دست آمده از اطلاعات می‌باشد.



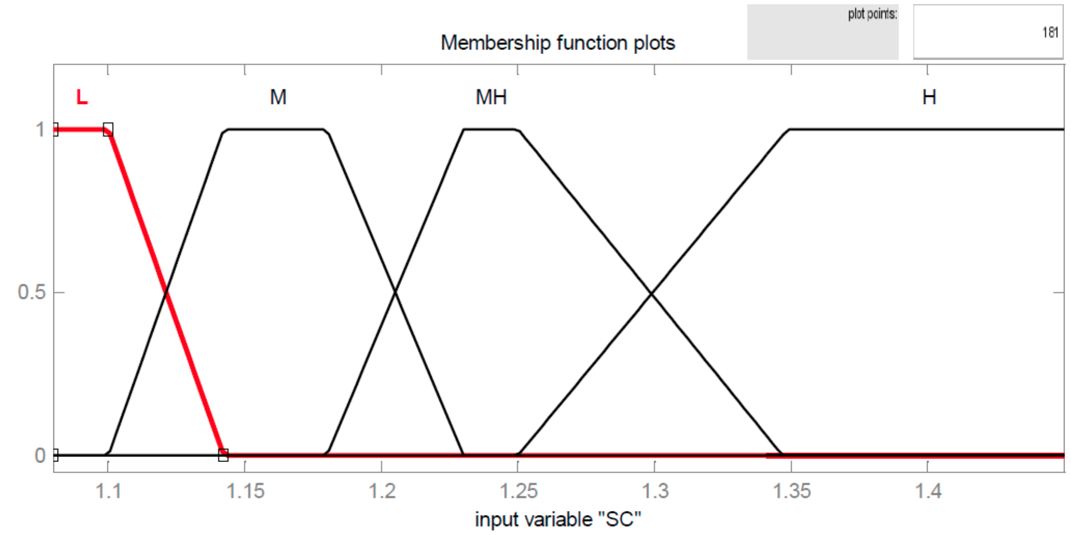
شکل (۴-۱۶) سیستم استنتاج فازی ممدانی (Azimi et al, 2010).



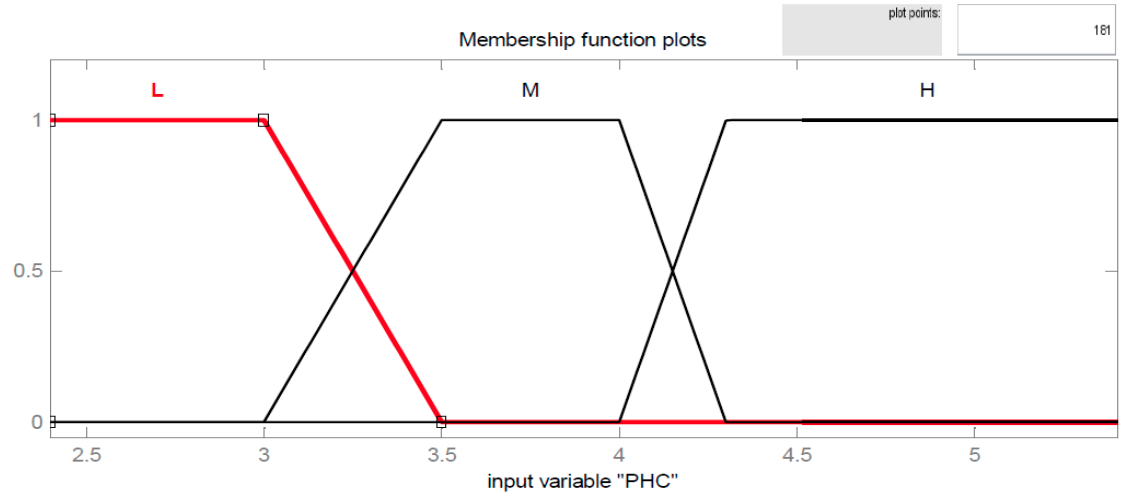
شکل (۴-۱۷) شکل شماتیکی مدل فازی

۴-۳-۳-نتایج مدل فازی

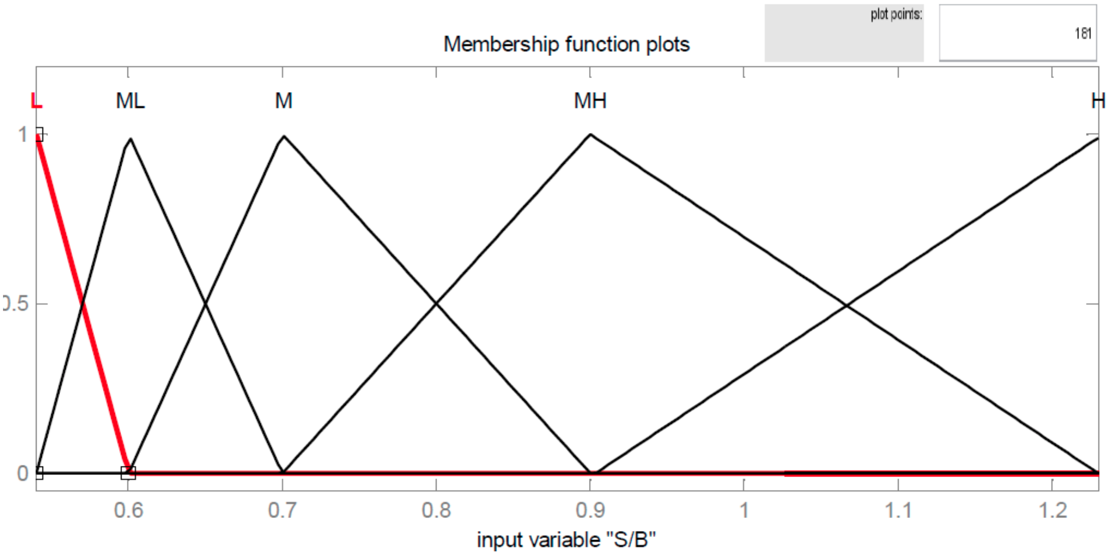
برای ایجاد مدل فازی از سیستم ممدانی استفاده شده است. برای ساخت این مدل، پس از تعیین توابع عضویت برای پارامترهای ورودی، ۳۰ عدد قانون فازی برای ساخت پایگاه قواعد فازی نوشته شده است. این مدل به دلیل روش ایجاد پایگاه قواعد فازی، در تونل‌های دیگر با شرایط متفاوت قابل استفاده نمی باشد. عملیات غیرفازی سازی بر اساس روش میانگین حداکثرها انجام گرفته است.



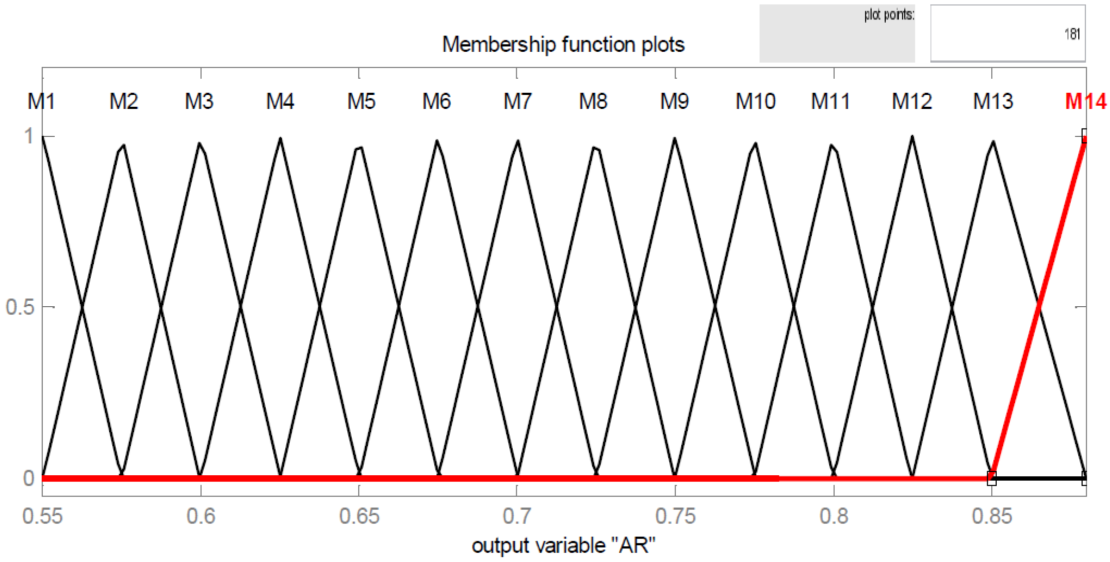
شکل (۴-۱۸) تابع عضویت متغیر ورودی خرج ویژه



شکل (۴-۱۹) تابع عضویت متغیر ورودی مجموع خرج چال های محیطی



شکل (۴-۲۱) تابع عضویت متغیر ورودی میانگین نسبت فاصله داری به میانگین بارسنگ



شکل (۴-۲۲) تابع عضویت متغیر خروجی پیشروی

در این مدل از ۴۰ داده برداشت شده، تعداد ۳۰ عدد به عنوان داده های آموزش و تعداد ۱۰ عدد به عنوان داده های آزمون انتخاب شده اند. در جداول (۴-۹ و ۴-۱۰) مقادیر پیشروی واقعی و پیش‌بینی شده برای داده‌های آموزش و آزمون نشان داده شده است. نتایج پیش بینی مدل فازی در مراحل ساخت

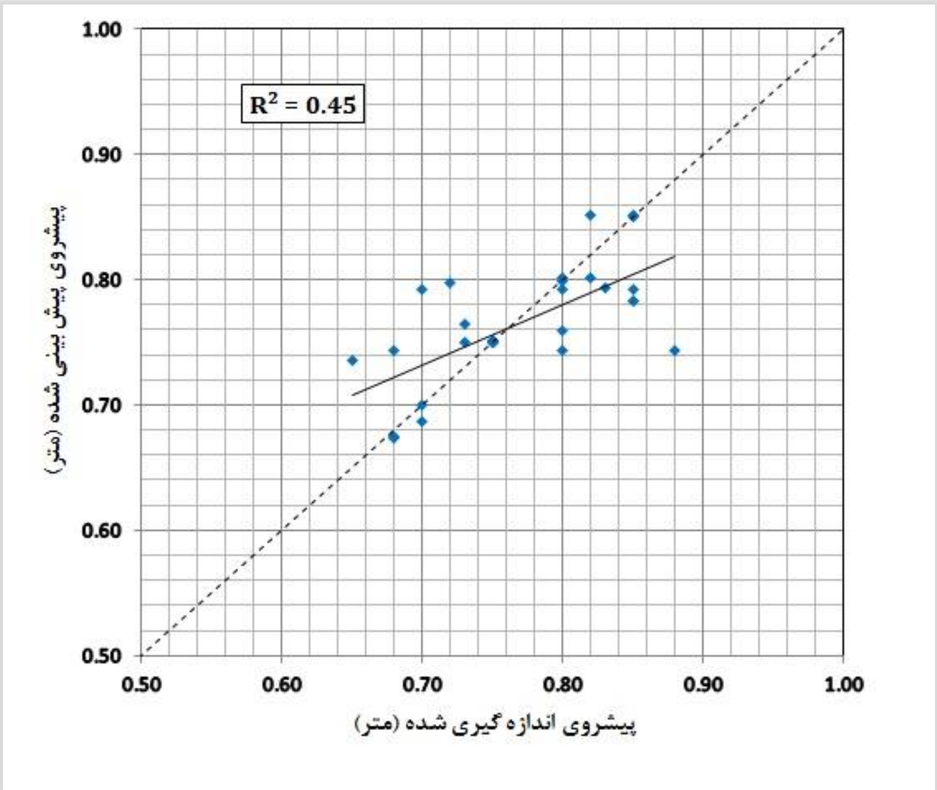
و آزمون در شکل های (۴-۲۳ و ۴-۲۴) نشان داده شده است. در شکل‌های (۴-۲۵ و ۴-۲۶) مقادیر واقعی و پیش‌بینی شده، به صورت نمودار هیستوگرام نشان داده است.

جدول (۴-۹) داده های منتخب برای آموزش

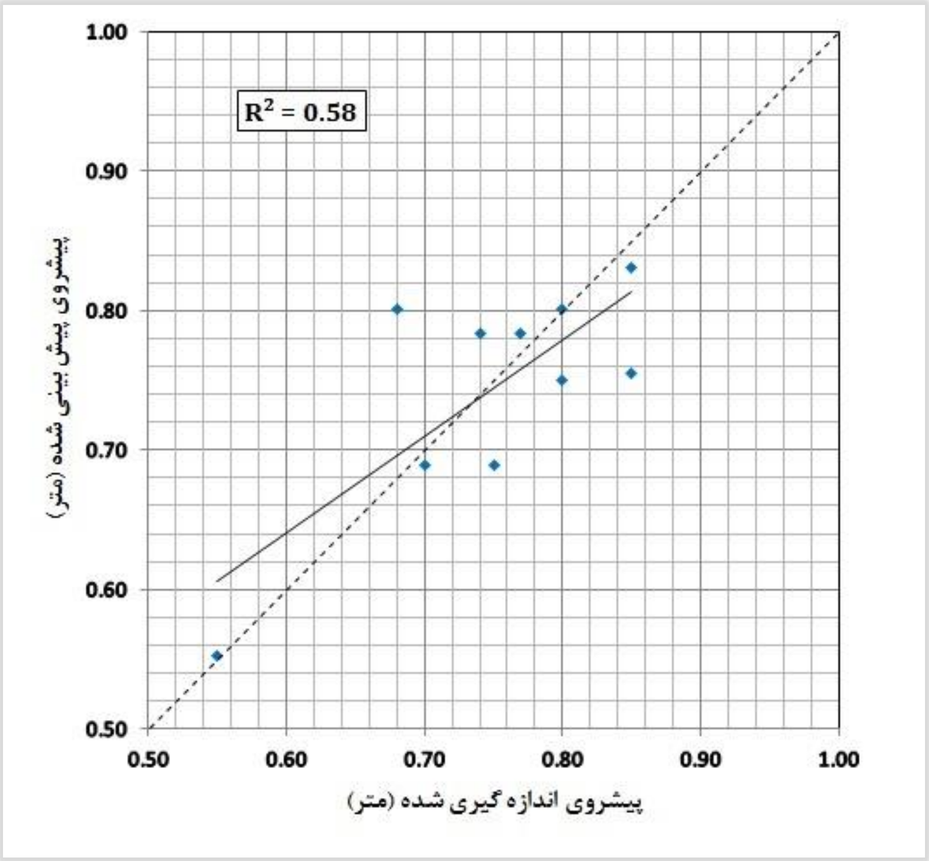
شماره مقطع تونل	پیشروی پیش‌بینی شده	پیشروی واقعی	شماره مقطع تونل	پیشروی پیش‌بینی شده	پیشروی واقعی
۱	۰/۷۵	۰/۷۵	۲۲	۰/۸۵۲	۰/۸۲
۲	۰/۷	۰/۷	۲۳	۰/۸۰۱	۰/۸
۴	۰/۷۵۱	۰/۷۵	۲۴	۰/۸۰۱	۰/۸۲
۶	۰/۷۹۳	۰/۸۳	۲۶	۰/۷۵	۰/۷۵
۹	۰/۷۶۴	۰/۷۳	۲۷	۰/۷۳۶	۰/۶۵
۱۰	۰/۷۵	۰/۷۵	۲۸	۰/۷۹۹	۰/۸
۱۱	۰/۶۷۴	۰/۶۸	۲۹	۰/۸۵	۰/۸۵
۱۲	۰/۷۹۷	۰/۷۲	۳۰	۰/۷۹۲	۰/۸۵
۱۳	۰/۸۵۲	۰/۸۵	۰/۳۲	۰/۷۵	۰/۷۵
۱۵	۰/۷۴۳	۰/۸	۳۴	۰/۷۵	۰/۷۳
۱۶	۰/۷۴۳	۰/۶۸	۳۵	۰/۷۹۲	۰/۷
۱۷	۰/۷۸۳	۰/۸۵	۳۶	۰/۷۹۲	۰/۸
۱۹	۰/۶۷۵	۰/۶۸	۳۷	۰/۷۵۱	۰/۷۵
۲۰	۰/۷۸۳	۰/۸۵	۳۹	۰/۷۴۳	۰/۸۸
۲۱	۰/۶۸۷	۰/۷	۴۰	۰/۷۵۹	۰/۸

جدول (۴-۱۰) داده های منتخب برای آزمون

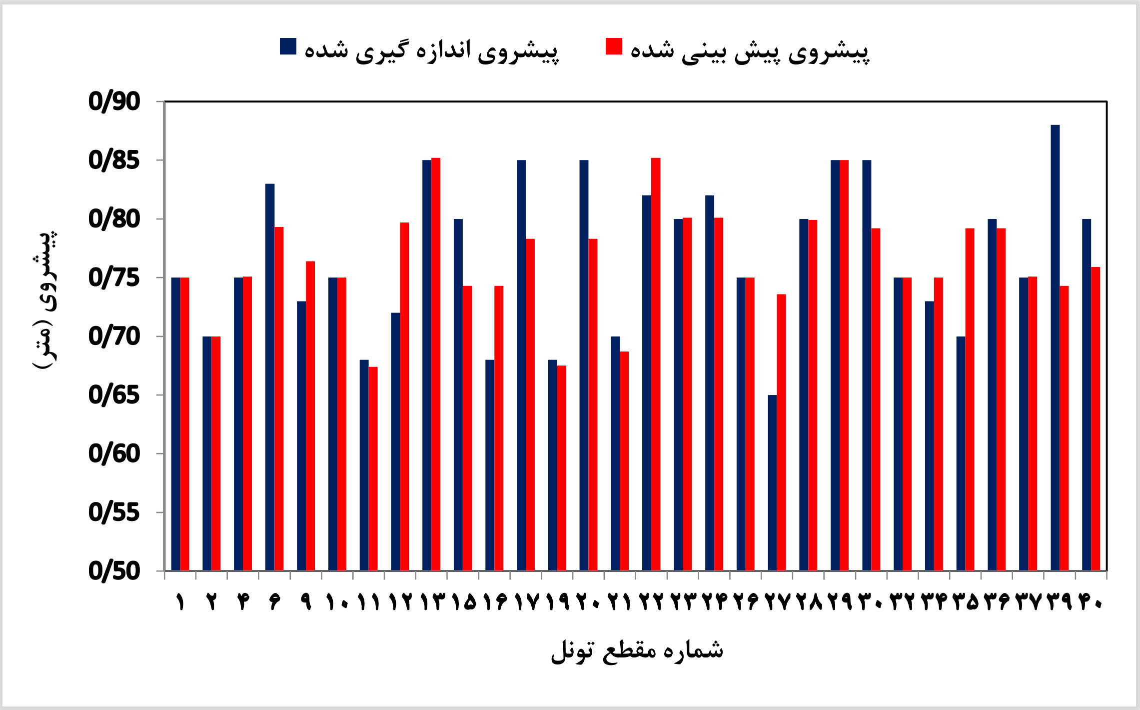
شماره مقطع تونل	پیشروی پیش بینی(m)	پیشروی واقعی(m)
۳	۰/۶۸۹	۰/۷۵
۵	۰/۶۸۹	۰/۷۰
۷	۰/۵۵۳	۰/۵۵
۸	۰/۸۰۱	۰/۶۸
۱۴	۰/۷۸۴	۰/۷۴
۱۸	۰/۷۸۴	۰/۷۷
۲۵	۰/۸۳۱	۰/۸۵
۳۱	۰/۷۵۰	۰/۸۰
۳۳	۰/۸۰۱	۰/۸۰
۳۸	۰/۷۵۵	۰/۸۵



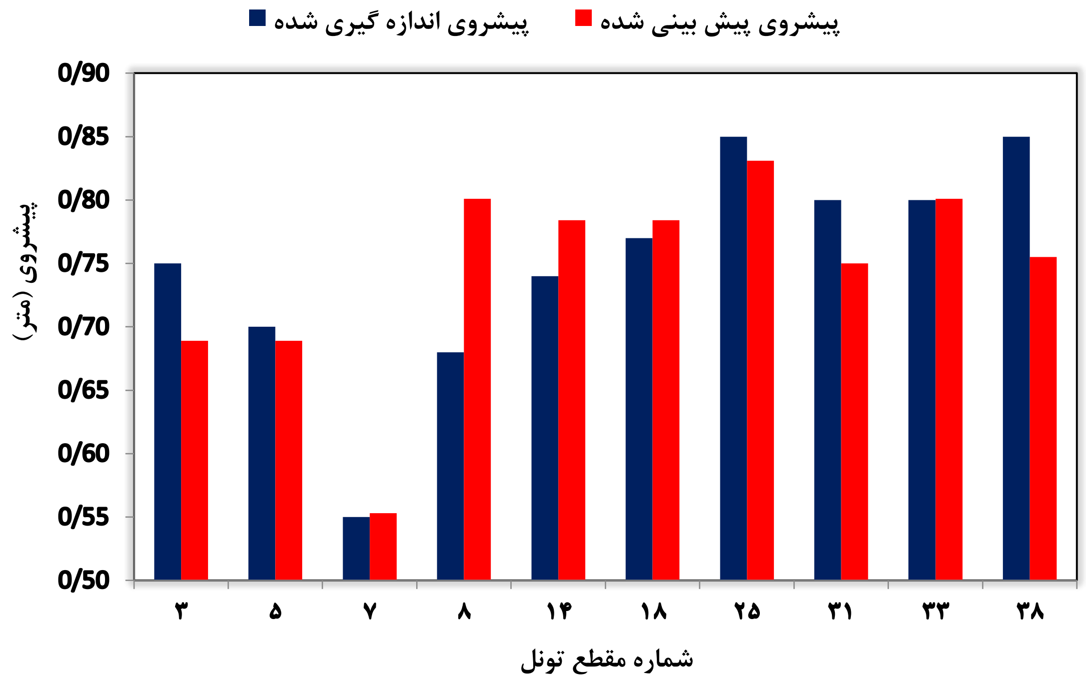
شکل (۴-۲۳) مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پیشروی برای داده‌های آموزش



شکل (۴-۲۴) مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پیشروی برای داده‌های آزمون



شکل (۴-۲۵) نمودار هیستوگرام اختلاف مقادیر واقعی و پیش بینی داده های آموزش



شکل (۴-۲۶) نمودار هیستوگرام اختلاف مقادیر واقعی و پیش بینی داده های آزمون

با توجه به نتایج به دست آمده از داده‌های آزمون و آموزش، و با توجه به خط برازش شده نمودار شکل‌های (۴-۲۳) و (۴-۲۴) که اختلاف زیادی با خط نیم ساز ربع اول دارند، این مدل را نمی‌توان، مدل مناسبی برای پیش‌بینی پیشروی معرفی نمود.

۴-۴- پیش‌بینی بیش‌شکست

در این قسمت از تحقیق به پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست پرداخته خواهد شد. برای این منظور مدلی پیش‌بینی کننده با استفاده از سیستم فازی عصبی تطبیقی، با بهره‌گیری از اطلاعات برداشت شده استفاده شده است. بدین منظور از ۴۰ داده به دست آمده، تعداد ۳۰ عدد به عنوان آموزش و تعداد ۱۰ عدد به عنوان داده‌های آزمون انتخاب شده است. سپس با استفاده از نرم‌افزار Matlab، مدلی برای پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست ساخته خواهد شد.

۴-۴-۱- مدل سیستم فازی عصبی تطبیقی

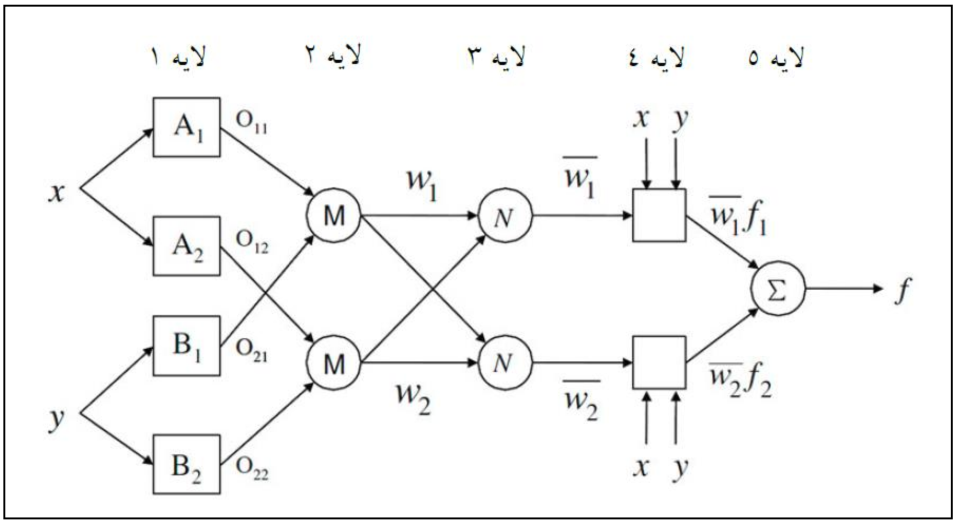
منطق فازی، سامانه‌ای منطبق بر قوانین اگر- آنگاه فازی است که با نظریه‌های احتمال کلاسیک تحلیل پذیر نیست. هدف از منطق فازی، استخراج نتایج دقیق با استفاده از مجموعه‌ای از قوانین است که توسط افراد خبره و متخصص تعریف شده است. از طرفی، شبکه‌های عصبی قابلیت آموزش و یادگیری دارند و می‌توانند با استفاده از داده‌های مشاهده شده، پارامترهای شبکه را به نحوی معین کنند که به ازای ورودی دلخواه، خروجی مطلوب حاصل شود. در عین حال، شبکه‌های عصبی قابلیت استفاده از دانش بشری را ندارد و نمی‌تواند مانند سامانه‌های فازی با استفاده از عبارات زبانی استنتاج کند. بنابراین، برای دستیابی به قابلیت یادگیری بهتر، دقت تقریب بیشتر و ساختار ساده‌تر، با الهام از قابلیت یادگیری شبکه‌های عصبی و خواص استنباط منطق فازی، شبکه‌های فازی-عصبی تطبیقی موسوم به ANFIS در سال ۱۹۹۹ ارائه شد (ثابت زاده و همکاران، ۱۳۹۱).

شبکه عصبی تطبیقی، شبکه‌ای چندلایه شامل گره‌ها و لینک‌های ارتباطی جهت‌دار (رو به جلو) است. در این شبکه همه یا تعدادی از گره‌ها تطبیقی هستند به عبارت دیگر خروجی آن‌ها به پارامترهایی بستگی دارد که بر اساس الگوریتم‌های آموزش به منظور کاهش خطای مدل‌سازی تنظیم می‌شوند. در شبکه تطبیقی هریک از گره‌ها تابع مشخصی را بر روی سیگنالی که دریافت می‌کند، اجرا می‌نماید که به تابع گره ای معروف است. این تابع که از گره‌ای به گره دیگر تغییر می‌کند وابسته به پارامترهای گره است. در این شبکه، اتصالات تنها جهت عبور سیگنال را نمایش می‌دهند و وزنی به آن‌ها اختصاص داده نمی‌شود. قاعده اساسی به کار رفته در آموزش شبکه‌های تطبیقی، قانون کاهش گرادیان است که پایه الگوریتم آموزش انتشار برگشتی خطا است (توکلی و کریم پور، ۱۳۹۲).

شبکه‌های فازی عصبی تطبیقی ضمن داشتن قابلیت یادگیری شبکه‌های عصبی و قدرت استنتاج منطق فازی، قابلیت یافتن هر نوع مدل یا نگاشت غیرخطی را دارند که بتوانند به طور دقیق، ورودی‌ها را با خروجی مرتبط سازند. بنابراین، شبکه‌های فازی عصبی تطبیقی، شبکه عصبی چند لایه مبتنی

بر منطق فازی است که ساختار آن در شکل (۴-۲۷) نشان داده شده است. مدل فازی-عصبی تطبیقی بر اساس روش استنتاج سوگنو عمل می‌کند. در این روش، عبارات قسمت "اگر" مقادیر فازی داشته اما عبارت قسمت "آنگاه" ترکیبی خطی از متغیرهای ورودی و پارامترهای تطبیقی هستند.

مجموعه پارامترهای یک شبکه تطبیقی شامل پارامترهای کلیه گره‌های آن شبکه است که می‌بایست بر اساس داده‌ها و روش آموزش مبتنی بر کاهش گرادیان تنظیم شوند (توکلی و کریم پور، ۱۳۹۲).



شکل (۴-۲۷) ساختار کلی سیستم استنتاج فازی-عصبی تطبیقی (توکلی و کریم پور، ۱۳۹۲)

همان‌طور که در شکل (۴-۲۷) مشاهده می‌شود، ANFIS شبکه‌ای پنج لایه است و هر لایه گره‌های مختلف دارد و هر گره در یک لایه ثابت یا تطبیقی است. در لایه اول، هر گره، مقادیر عضویتی است که به هریک از متغیرهای ورودی مدل یعنی x و y نسبت داده می‌شود. مقادیر عضویت بر اساس تعلق ورودی‌ها به هریک از مجموعه‌های فازی A_i و B_i معین می‌شود. به عبارت دیگر، خروجی هر گره در این لایه درجه عضویت تخصیص داده شده به متغیرهای ورودی در مجموعه‌های فازی است که به شکل زیر بیان می‌شود (ثابت زاده و همکاران، ۱۳۹۱):

$$i = 1,2 \qquad O_{1,i} = \mu_{A_i}(x) \tag{۴-۲}$$

$$i = 3,4 \qquad O_{2,i} = \mu_{B_i}(y) \tag{۳-۴}$$

در روابط (۴-۲ و ۴-۳)، x و y ورودی‌های غیرفازی گره iام و A_i و B_i توابع عضویت فازی هستند. همچنین، مقدار عضویت هر ورودی به عنوان خروجی لایه اول با $\mu_{Ai}(x)$ و $\mu_{Bi}(y)$ مشخص می‌شود. بنابراین، باید پارامترهای توابع عضویت که به عنوان پارامترهای بخش "اگر" قوانین فازی شناخته می‌شوند و از دسته پارامترهای غیرخطی هستند، مشخص شوند.

لایه دوم شامل گره‌های قوانین است، هر گره در این لایه درجه فعالیت یک قانون را محاسبه می‌کند. در این لایه از عملگر" و" برای محاسبه درجه مشارکت هر قانون استفاده می‌شود. $O_{2,k}$ نمایانگر خروجی گره k ام در لایه دوم و برابر حاصل ضرب درجه عضویت هر ورودی است.

$$O_{2,k} = \mu_{A_i}(y) \times \mu_{B_j}(y) \tag{۴-۴}$$

لایه سوم شامل گره‌های نرمال شده است که نسبت درجه مشارکت هر قانون به مجموع درجه مشارکت همه قوانین را محاسبه می‌کند. در نتیجه، این لایه به صورت رابطه‌ی زیر تعریف می‌شود.

$$O_{3,i} = \overline{w}_i = w_i \Big/ \sum_{k=1}^{4} w_k \tag{۵-۴}$$

لایه چهارم مشتمل بر گره‌های تطبیقی است که با استفاده از پارامترهای نتیجه، خروجی هر گره را محاسبه می‌کند و به صورت رابطه زیر تعریف می‌شود. در این رابطه w_i خروجی i امین گره از لایه قبلی است و r_i ، q_i و p_i پارامترهای تطبیقی خطی هستند.

$$O_{4,i} = \overline{w}_i f_i = \overline{w}_i (p_i x + q_i y + r_i) \tag{۶-۴}$$

لایه پنجم مشتمل بر گره خروجی است که مقدار نهایی خروجی را به شکل مجموع خروجی گره‌های لایه ماقبل بیان می‌کند:

$$O_{5,i} = \bar{w}_i f_i = \sum_{i=1}^{4} w_i f_i \Big/ \sum_{i=1}^{4} w_i \qquad (۷-۴)$$

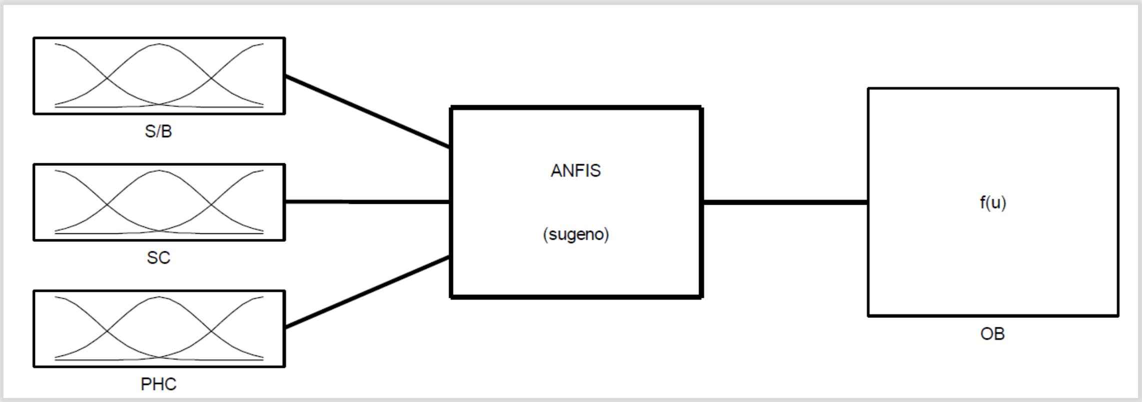
۴-۴-۲- ساخت مدل پیش‌بینی کننده پدیده بیش‌شکست

هدف از این بخش، ساخت مدلی برای پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست می‌باشد. مدل فازی عصبی تطبیقی بر اساس روش استنتاج سوگنو عمل می‌کند. در این تحقیق برای ساخت سیستم استنتاج فازی مدل از روش زیرخوشه بندی[۱] استفاده شده است. تابع عضویت برای پارامترها از نوع گوسی[۲] انتخاب شده است. در شکل‌های (۴-۲۸ و ۴-۲۹) روش انجام کار به صورت شماتیکی نشان داده شده است. برای ساخت مدل در نرم‌افزار Matlab از قسمت anfis، تعداد پارامترهای ورودی و خروجی را مشخص کرده و برای هرکدام تابع عضویتی تعریف می‌شود. پارامترهای ورودی برای این مدل خرج ویژه کلی، مجموع خرج چال‌های محیطی و نسبت میانگین فاصله‌داری چال‌ها به میانگین بارسنگ انتخاب شده‌اند. برای ساخت مدل پیش‌بینی کننده ۴۰ برش از سطح مقطع تونل برداشت شده است. تعداد ۳۰ عدد از داده‌های برداشت شده به عنوان داده‌های آموزش و تعداد ۱۰ عدد از داده‌ها به عنوان داده‌های آزمون برای ساخت مدل استفاده شده است. در انتها خروجی مدل مقدار پیش‌بینی شده بیش‌شکست می‌باشد.

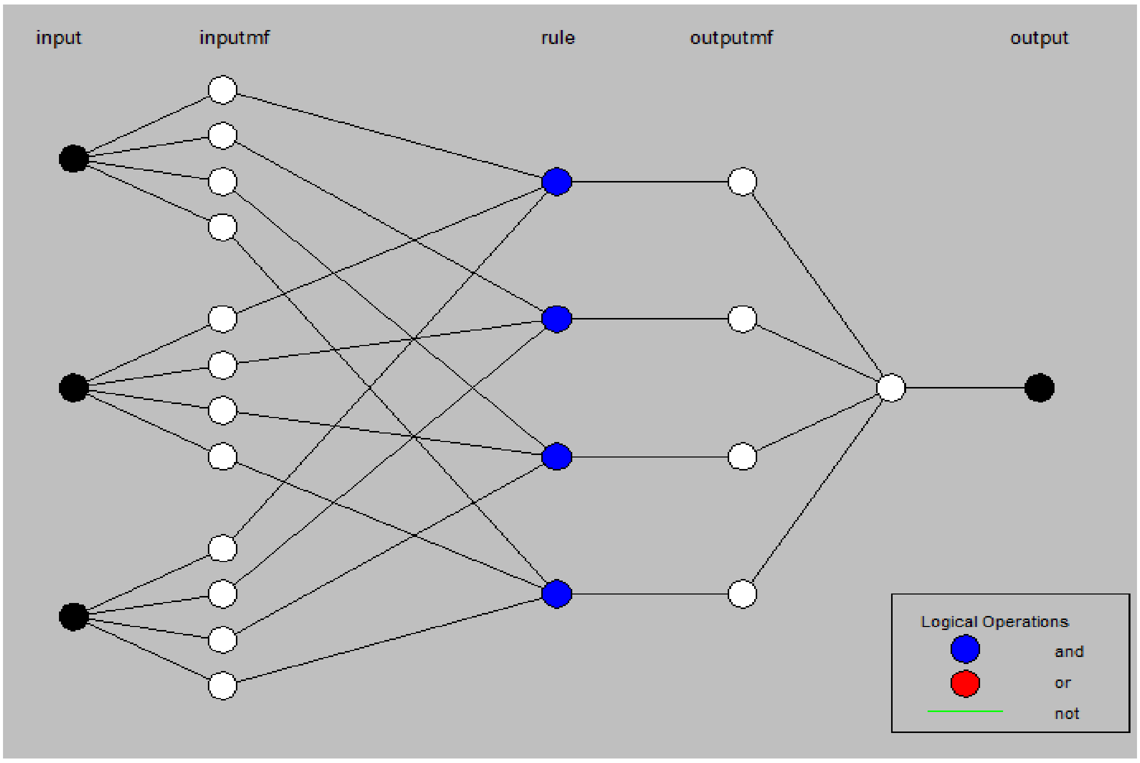
---

[۱]- Subclustering

[۲] - gaussian

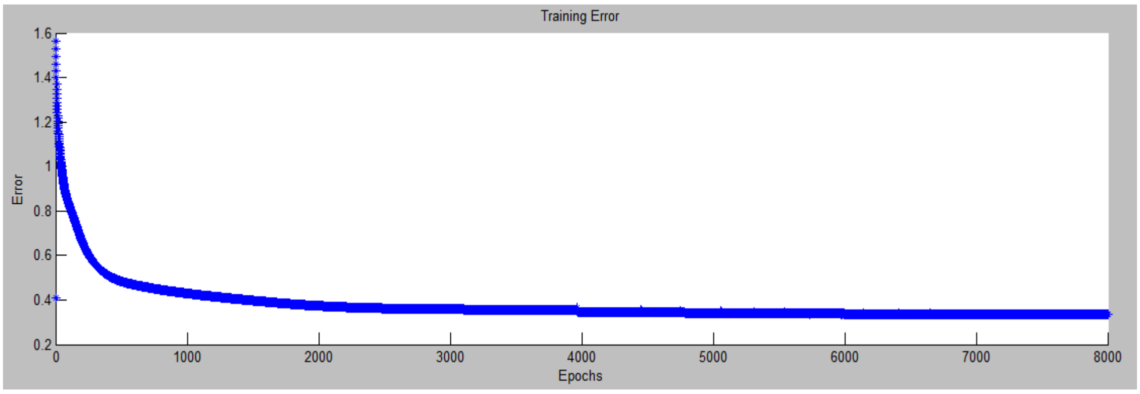


شکل (۴-۲۸) پارامترهای ورودی



شکل (۴-۲۹) روش کار مدل

برای تعیین تعداد تکرار کافی برای آموزش شبکه عصبی فازی، ۱۰ عدد از داده‌ها به عنوان داده‌های بررسی یا تطبیق کننده انتخاب شدند. در ۸۰۰۰ عدد تکرار، با استفاده از نمودار خطای آموزش شکل (۴-۳۰) تابع عضویت گوسی برای مدل انتخاب شده است. اطلاعات این مدل در جدول (۴-۱۱) بیان شده است.



شکل (۴-۳۰) نمودار خطای آموزش و تطبیق برای مدل گوسی

جدول (۴-۱۱) اطلاعات سیستم فازی عصبی منتخب

تعداد تکرار	۸۰۰۰
الگوریتم بهینه سازی	انتشار برگشتی خطا(back propagation)
سیستم استنتاج فازی	زیر خوشه بندی(Subclustering)
نوع تابع عضویت	گوسی(gaussian)
تعداد تابع عضویت	۴
تعداد قوانین فازی	۴
مجذور میانگین مربعات خطا آموزش مدل	۰/۳۲۷
مجذور میانگین مربعات خطا آزمون مدل	۰/۳۳۸
ضریب تعیین مرحله آموزش مدل	۰/۸۹
ضریب تعیین مرحله آزمون مدل	۰/۸۷

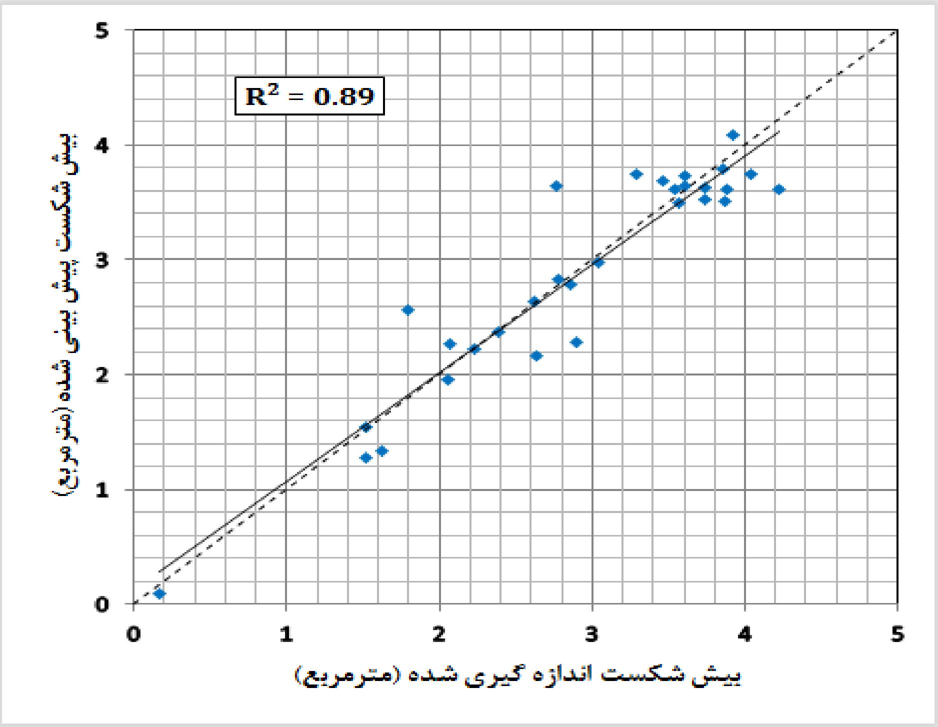
در جداول (۴-۱۲) و (۴-۱۳) به ترتیب مقادیر واقعی و پیش‌بینی شده بیش‌شکست، برای داده‌های آموزش و آزمون نشان داده شده است. مقایسه مقادیر واقعی و پیش‌بینی شده بیش‌شکست در شکل‌های (۴-۳۱) و (۴-۳۲) به ترتیب برای داده‌های آموزش و آزمون این مدل نشان داده شده است. اختلاف بسیار کم خط برازش با خط نیم ساز ربع اول نشانه دقت مناسب و مطلوب مدل انتخاب شده شبکه فازی عصبی تطبیقی است. در شکل‌های (۴-۳۳) و (۴-۳۴) نمودار هیستوگرام مقادیر واقعی و پیش‌بینی شده نشان داده شده است.

جدول (۴-۱۲) نتایج بیش شکست واقعی و پیش‌بینی شده برای داده‌های آموزش

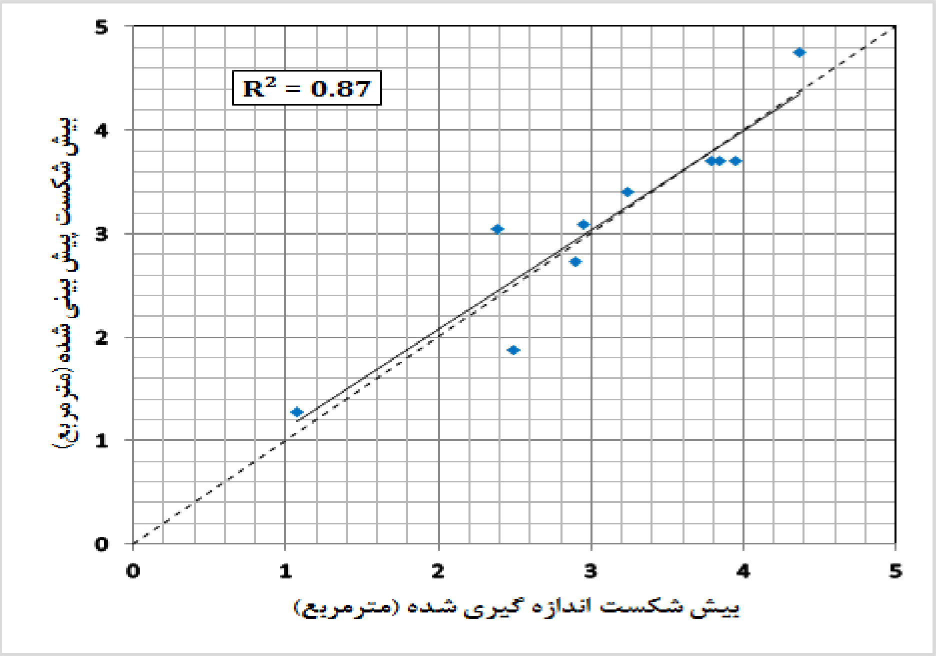
شماره مقطع تونل	بیش‌شکست پیش بینی(m2)	بیش‌شکست واقعی(m2)	شماره مقطع تونل	بیش‌شکست پیش بینی(m2)	بیش‌شکست واقعی(m2)
۱	۲/۸۳	۲/۷۸	۲۲	۲/۶۳	۲/۶۲
۲	۰/۰۹	۰/۱۷	۲۳	۳/۵۰	۳/۵۶
۴	۲/۱۷	۲/۶۳	۲۴	۳/۶۲	۳/۵۵
۶	۱/۵۴	۱/۵۳	۲۶	۳/۵۳	۳/۷۴
۹	۲/۲۶	۲/۰۸	۲۷	۴/۰۸	۳/۹۳
۱۰	۱/۹۵	۲/۰۶	۲۸	۳/۷۹	۳/۸۶
۱۱	۱/۳۴	۱/۶۳	۲۹	۳/۶۴	۳/۶۰
۱۲	۱/۲۸	۱/۵۲	۳۰	۳/۷۵	۳/۲۹
۱۳	۲/۳۷	۲/۳۸	۳۲	۳/۷۳	۳/۶۰
۱۵	۲/۵۷	۱/۷۹	۳۴	۳/۶۱	۳/۸۸
۱۶	۲/۹۸	۳/۰۴	۳۵	۳/۵۱	۳/۸۶
۱۷	۲/۲۸	۲/۸۹	۳۶	۳/۷۵	۴/۰۵
۱۹	۲/۲۲	۲/۲۳	۳۷	۳/۶۳	۳/۷۴
۲۰	۳/۶۵	۲/۷۷	۳۹	۳/۶۱	۴/۲۲
۲۱	۲/۷۹	۲/۸۶	۴۰	۳/۶۹	۳/۴۷

جدول (۴-۱۳) نتایج بیش شکست واقعی و پیش‌بینی شده برای داده‌های آزمون

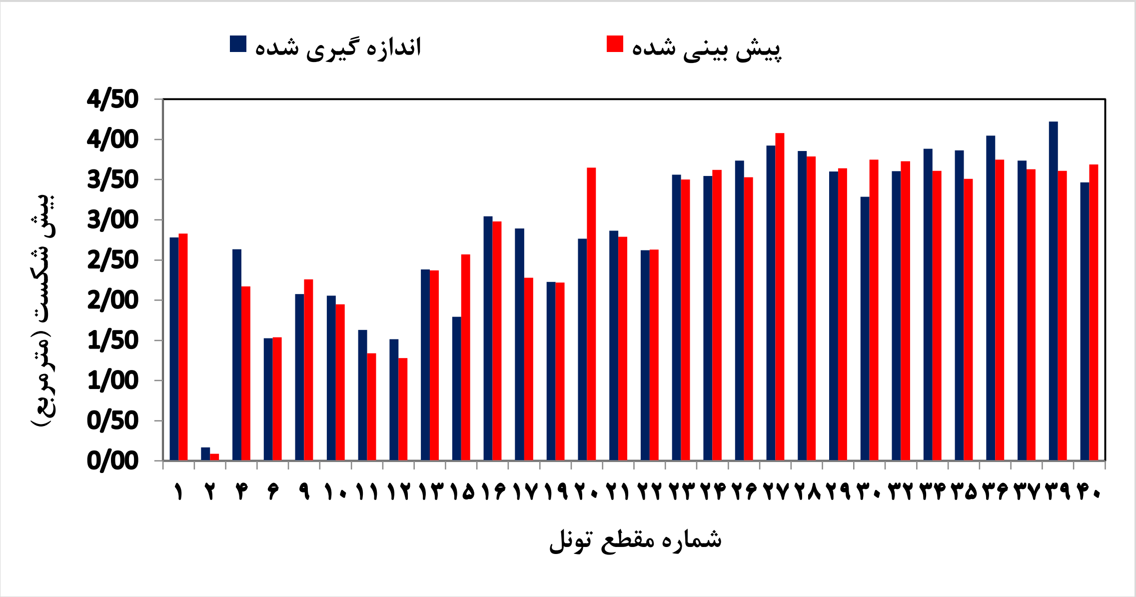
شماره مقطع تونل	بیش‌شکست پیش بینی(m2)	بیش‌شکست واقعی(m2)
۳	۱/۸۸	۲/۴۹
۵	۱/۲۷	۱/۰۸
۷	۴/۷۵	۴/۳۷
۸	۲/۷۳	۲/۹۰
۱۴	۳/۰۹	۲/۹۶
۱۸	۳/۰۴	۲/۳۸
۲۵	۳/۴۱	۳/۲۴
۳۱	۳/۷۱	۳/۹۴
۳۳	۳/۷۰	۳/۷۹
۳۸	۳/۷۱	۳/۸۴



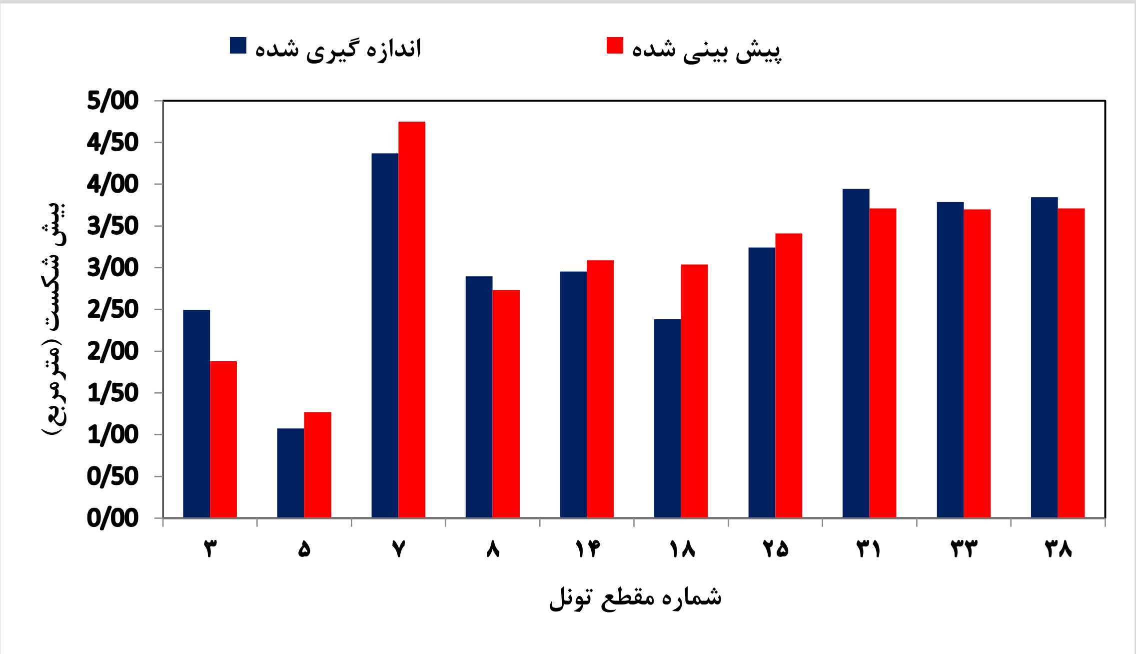
شکل (۴-۳۱) مقایسه مقادیر واقعی و پیش‌بینی شده داده‌های آموزش



شکل (۴-۳۲) مقایسه مقادیر واقعی و پیش‌بینی شده داده‌های آزمون



شکل (۴-۳۳) نمودار هیستوگرام اختلاف مقادیر واقعی و پیش‌بینی داده‌های آموزش



شکل (۴-۳۴) نمودار هیستوگرام اختلاف مقادیر واقعی و پیش‌بینی داده‌های آزمون

۴-۵- طراحی الگوی پیشنهادی

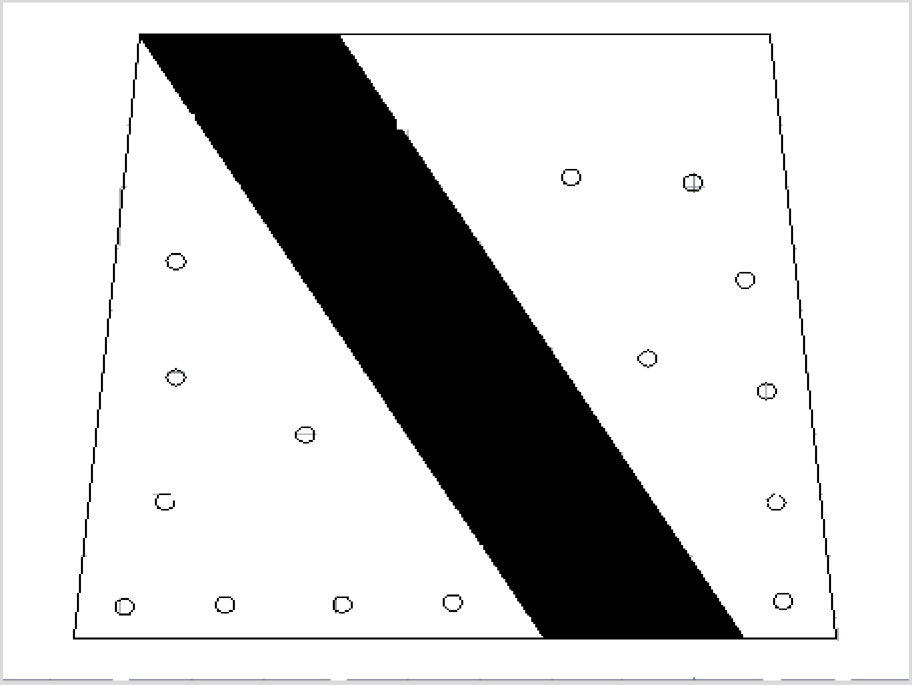
به روش‌های تجربی طراحی الگوی چالزنی و انفجار در فصل دوم اشاره شد. در این قسمت از تحقیق به طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب برای معدن زمستان یورت پرداخته خواهد شد. برای این منظور در ابتدا از خردایش حاصل از انفجار، به عنوان معیاری برای ارزیابی الگوی انفجاری مورد استفاده در معدن مورد مطالعه استفاده شده است. پس از مشخص شدن نامطلوب بودن انفجارهای انجام شده در معدن، سعی بر ارائه الگویی مناسب با نتایج انفجاری مناسب از قبیل پیشروی مناسب، خردایش مناسب و بیش‌شکست کمتر شده است. برای این منظور مدل‌های پیش‌بینی کننده پیشروی و بیش-شکست ساخته شده است که مدل ساخته شده برای پیش‌بینی میزان پیشروی نتایج مطلوبی ارائه نداده است. بنابراین براساس مدل پیش‌بینی کننده بیش‌شکست اقدام به طراحی الگوی چالزنی و انفجار شده است. در این مدل پارامترهای ورودی خرج ویژه کلی، مجموع خرج چال‌های محیطی و نسبت میانگین فاصله‌داری چال‌ها به میانگین بارسنگ می‌باشند. طراحی الگوی چالزنی و انفجار با توجه به مشاهدات انجام گرفته در معدن و تصحیح الگوی تجربی انجام گرفته است. الگوهای مختلفی طراحی و برای هر کدام مقدار بیش‌شکست توسط مدل، پیش‌بینی شده است. چندین الگو به روش سعی و خطا طراحی و الگویی که بیش‌شکست کمتری ارائه کرده است، به عنوان الگوی پیشنهادی معرفی شده است.

در طراحی این الگو تعداد ۱۵ عدد چال که تعداد چال‌های مورد استفاده در تونل می‌باشد لحاظ شده است. برای توزیع چال‌ها، سطح مقطع تونل به چال بخش‌های کف و چال‌های بخش محیطی و چال‌های پیشروی تقسیم‌بندی شده است.

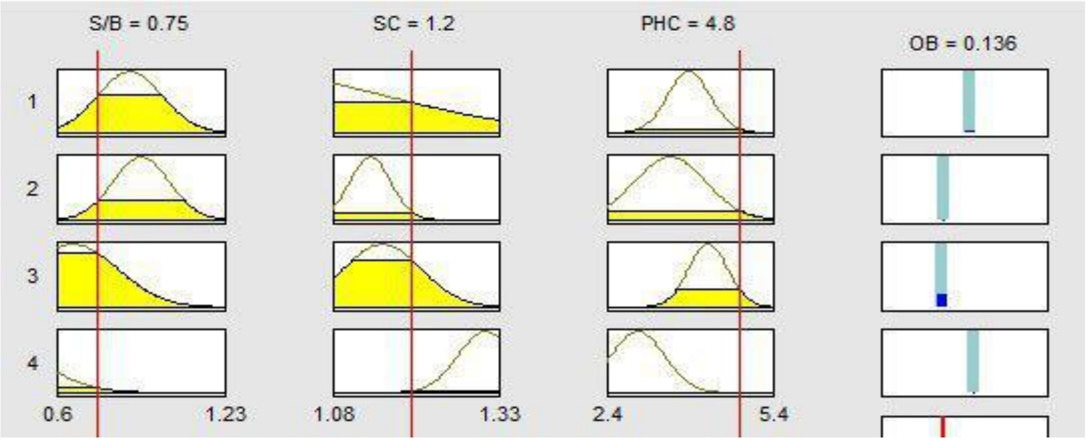
تعداد چال‌های بخش کف با توجه به اندازه کف تونل ۵ عدد انتخاب شده است. ۴ عدد از چال‌ها در قسمت بزرگ‌تر کف و یک عدد در قسمت کوچک‌تر حفر می‌شوند. با توجه به مقادیر به دست آمده از مدل پیش‌بینی کننده بیش‌شکست که در شکل (۴-۳۶) نشان داده شده است، برای دستیابی به مقدار بیش‌شکست ۰/۱۳۶ مقدار نسبت میانگین فاصله‌داری به میانگین بارسنگ برابر ۰/۷۵، مقدار خرج ویژه

برابر ۱/۲ و مجموع خرج چال‌های محیطی برابر ۴/۸ بایستی باشد. با توجه به مقادیر به دست آمده از مدل و با توجه به تجربیات کسب شده در اجرای ۴۰ الگوی قبلی، الگویی به شکل (۴-۳۵) پیشنهاد شده است. با توجه به اینکه در هرچال ۳ لول فشنگ ۲۰۰ گرمی امولایت قرار می‌دهند، تعداد چال‌های محیطی ۸ عدد به دست می‌آید.

باید دقت نمود که چال‌ها به گونه‌ای حفر شوند تا سطح مقطع تونل را به طور کامل پوشش دهند. در این الگو لازمه به دست آوردن نتیجه مطلوب انفجار، استخراج لایه زغالی موجود در سینه کار تونل و ایجاد سطح آزاد برای چال‌های انفجاری می‌باشد. ترتیب انفجار در این الگو بدین صورت می‌باشد که در ابتدا چال‌های نزدیک به سطح آزاد ایجاد شده توسط حفر زغال در سینه کار منفجر می‌شوند سپس چال‌های محیطی در دیواره و سپس با تاخیر کم چال‌های نزدیک به سقف و در انتها چال‌های کف تونل منفجر می‌شوند.



شکل (۴-۳۵) الگوی پیشنهادی طراحی شده با توجه به نتایج به دست آمده



شکل (۴-۳۶) نتایج حاصله از مدل برای الگوی پیشنهادی

۴-۶- نتیجه گیری

در این فصل به بررسی و تحلیل نتایج اطلاعات به دست آمده از انفجارها پرداخته شد. در مبحث خردشدگی حاصل از انفجار، خردایش ۷ عدد از الگوهای انفجاری در ۴۷ عکس برداشت شده است. این عکس‌ها در نرم‌افزار Goldsize مورد بررسی و تحلیل قرار گرفته و سپس از طریق نتایج حاصله، کیفی سازی خردایش انجام گرفته است. از روش‌های فازی و فازی عصبی تطبیقی برای ارائه مدل‌های پیش‌بینی کننده برای پیش‌بینی میزان پیشروی و بیش‌شکست استفاده شده است.

از مدل ارائه شده برای میزان پیشروی به طریق روش فازی، نتیجه مطلوبی حاصل نشد. اما مدل ارائه شده به روش سیستم فازی عصبی تطبیقی برای پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست، نتایج قابل قبولی ارائه داده است و این مدل، به عنوان مدل مناسب برای پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست معرفی شده است. در این تحقیق تلاش بر آن شده است تا با بهره‌گیری از روش‌های هوشمند، الگوی مورد استفاده در معدن مورد مطالعه را اصلاح کرده و نتایج مناسب‌تری ارائه دهد. الگوی پیشنهادی که با توجه به تجربه و نتایج مدل ساخته شده به دست آمده است در شکل (۴-۳۳) نشان داده شده است. به دلیل اینکه معدن مورد مطالعه دچار حادثه شده است، امکان امتحان این الگو در معدن وجود ندارد.

فصل پنجم

نتیجه گیری و پیشنهادات

۵-۱- نتیجه گیری

با توجه به نیازهای مختلف بشر ازجمله تأمین مواد معدنی، حمل‌ونقل، تولید نیرو، ذخیره‌سازی‌های زیرزمینی، انتقال آب، فاضلاب و ...، حفر تونل و فضاهای زیرزمینی به یک امر بدیهی در جهان امروز تبدیل‌شده است. روش‌های حفر تونل در یک دسته‌بندی کلی می‌توان به دو روش سنتی (انفجار) و مکانیزه تقسیم‌بندی کرد. روش چالزنی و انفجار در حفر تونل‌ها به علت هزینه اولیه کمتر نسبت به روش مکانیزه و انعطاف‌پذیری بالا در مقابل تغییرات زمین، توجه مهندسان را بیشتر به خود جلب می‌کند.

عملیات چالزنی و انفجار تونل‌ها به علت داشتن تنها یک سطح آزاد، بسیار پیچیده‌تر از چالزنی و انفجار در سطح زمین هست. به علت نبود سطح آزاد از مواد منفجره قوی‌تری با وزن مخصوص بیشتر استفاده می‌شود. بدون در نظر گرفتن نوع کاربری و هدف از ساخت تونل، تمام آن‌ها در مراحل چالزنی خود با پدیده‌های مشکل‌ساز مواجه هستند. تمام این پدیده‌ها زمانی که روش چالزنی و انفجار به کار گرفته شود، اهمیتی چندین برابر پیدا می‌کند. میزان پیشروی و خردایش و بیش‌شکست از نتایج بدیهی در عملیات انفجار است. همه این عوامل و مشکلات را می‌توان با یک الگوی چالزنی و انفجار مناسب برطرف کرد. هزینه‌های چالزنی و انفجار بین ۲۵ الی ۳۰ درصد هزینه مستقیم تولید را به خود اختصاص می‌دهد. از عوامل مؤثر بر میزان پیشروی می‌توان به قطر چال خالی، سطح مقطع تونل، میزان خرج گذاری و آرایش چال‌ها نام برد.

یکی دیگر از نتایج انفجار پدیده بیش‌شکست می‌باشد. این پدیده، مقدار تفاوت سطح مقطع حاصله از انفجار تونل با سطح مقطع تئوری طراحی شده تونل می‌باشد. این پدیده جزو آثار ناخواسته و نامطلوب روش چالزنی و انفجار محسوب می‌شود زیرا باعث کاهش ایمنی، افزایش زمان عملیات، افزایش نگهداری، ترقیق ماده معدنی، خردایش ضعیف و در کل افزایش هزینه‌های عملیاتی معدنکاری می‌شود. یکی از اهداف اصلی عملیات انفجار، خردایش مناسب توده سنگ می‌باشد. یک انفجار با خردشدگی مناسب بر

کل چرخه عملیات استخراج اثر می‌گذارد و باعث کاهش هزینه کلی معدنکاری و افزایش راندمان تولید می‌شود

با توجه به مطالبی که بیان شد و اهمیت بخش چالزنی و انفجار در هزینه‌های عملیات معدنی بهینه‌سازی الگوهای انفجاری، امری ضروری می‌باشد. در ابتدای امر نیاز است که عوامل مؤثر در انفجار را شناسایی و مشخص نمود. این عوامل را می‌توان در دو دسته تقسیم‌بندی نمود:

- عوامل قابل کنترل (پارامترهای انفجاری)
- عوامل غیرقابل کنترل (پارامترهای توده سنگ)

در طراحی الگوی چالزنی و انفجار مناسب، عوامل قابل کنترل توسط کارشناس انفجار برای رسیدن به الگوی مناسب قابل تغییر می‌باشد.

در این تحقیق سعی شده است که با توجه به نتایج بعد از انفجار از قبیل بیش‌شکست، پیشروی و میزان خردایش، الگوی انفجاری مناسب‌تری ارائه گردد. در مبحث بیش‌شکست با استفاده از شبکه‌های عصبی فازی (ANFIS)، با برداشت تعداد اطلاعات کافی می‌توان مدلی برای پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست طراحی کرد. در مبحث خردایش می‌توان با نرم‌افزارهای موجود برای آنالیز تصویری، کیفیت خردایش حاصل از انفجار را به دست آورد.

مطالعه موردی انتخاب شده برای انجام این تحقیق و برداشت اطلاعات اولیه مورد نیاز، معدن زمستان یورت که در فاصله ۱۱۰ کیلومتری شمال شرق شاهرود و در فاصله ۱۴ کیلومتری شهرستان آزادشهر از توابع استان گلستان قرار دارد، می‌باشد.

پس از اجرای هر نوبت عملیات انفجار در طی حفر تونل، نتایج انفجار به عنوان اطلاعات مورد نیاز اولیه، برای بررسی و تحلیل و ارتقا کیفیت انفجار بعدی، برداشت شده است. برای برداشت این نتایج روش‌های مختلفی وجود دارند. با توجه به محدودیت‌های موجود در معادن زیرزمینی زغال‌سنگ و هزینه‌های برداشت اطلاعات، روش مورد استفاده انتخاب شده است. برای بررسی کیفیت خردایش

حاصل از انفجار، از روش غیرمستقیم آنالیز تصویری با استفاده از نرم‌افزار Goldsize انتخاب شده است. با استفاده از این نرم‌افزار می‌توان کیفیت خردایش سنگ را به صورت کیفی رده‌بندی کرد. با بهره‌گیری از روش‌های فازی، با توجه به میزان پیشروی‌های برداشت شده، اقدام به ساخت مدلی پیش‌بینی کننده برای پیش‌بینی میزان پیشروی الگوهای پیشنهادی ارائه شده است که نتایج مطلوبی در این زمینه حاصل نشده است. در این تحقیق، به دلیل مهیا نبودن تجهیزات لازم برای برداشت سطح مقطع قبل و بعد از انفجار، از دستگاهی ساده به منظور برداشت برشی از سطح مقطع استفاده شده است. در این دستگاه با استفاده از طول‌ها و زاویه‌های به دست آمده از آن، می‌توان شکل مقطع تونل بعد از هر عملیات انفجار را رسم کرد. سپس با به دست آوردن مقادیر بیش‌شکست برای مقاطع تونل، اطلاعات متغیر وابسته در مسئله‌ی پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست با استفاده از روش فازی عصبی تطبیقی انتخاب شده برای ساخت مدل، تعیین می‌شود. هدف انجام این تحقیق طراحی الگوی مناسب چالزنی و انفجار برای تونل پیشروی با توجه به پیامدهای انفجار با استفاده از روش‌های هوشمند می‌باشد. پیش‌بینی نتایج انفجار می‌تواند کمک بسیاری بر کنترل و جلوگیری از نتایج زیان‌بار انفجار داشته باشد. نتایج الگوی ارائه شده توسط مدل ساخته شده برای میزان بیش‌شکست مورد بررسی قرار گرفته و الگوی پیشنهادی دارای کمترین مقدار بیش‌شکست می‌باشد. ارزیابی کیفیت خردایش انفجار و میزان پیشروی به علت عدم اجرا در معدن، به علت بروزحادثه قابل بررسی و اندازه گیری برای الگوی پیشنهادی نیست.

۵-۲- پیشنهادات

۱. به علت بروز حادثه در معدن و عدم اجرای الگوی پیشنهادی، اجرای این الگو در این معدن پیشنهاد می‌شود.

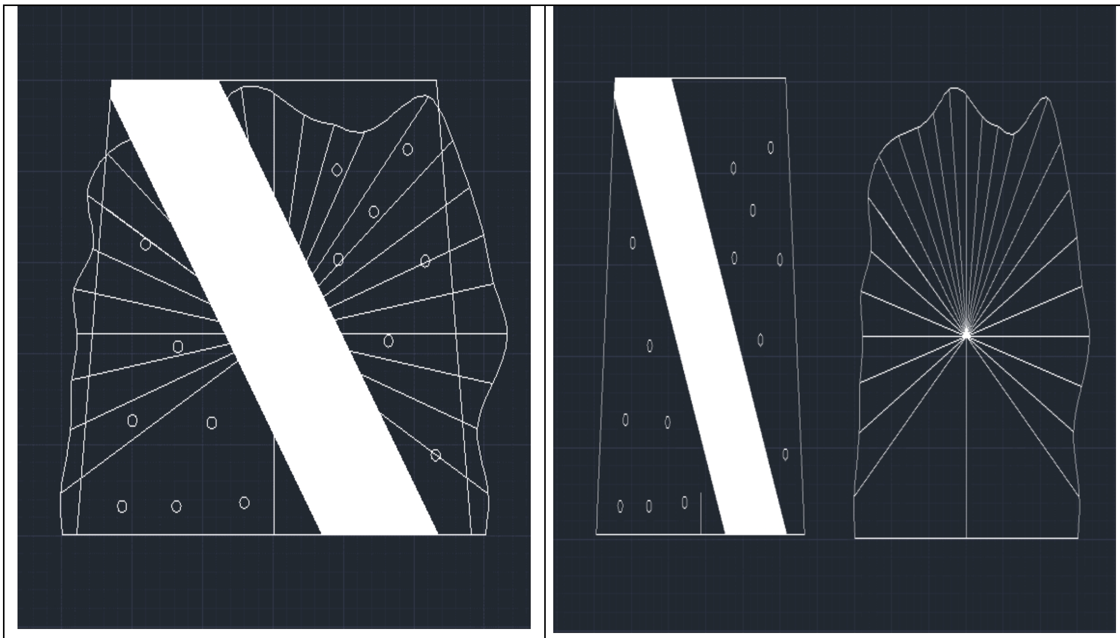
۲. در این تحقیق به علت محدودیت‌های فنی، امکان استفاده از چال‌های با قطر و طول بیشتر نبوده است. در اینجا می‌توان پیشنهاد کرد که در کارهای آینده، از چال‌های با طول و قطر بیشتر استفاده شود.

۳. در ساخت مدل‌های پیش‌بینی کننده، می‌توان با جمع‌آوری اطلاعات و پارامترهای ورودی بیشتر از قبیل انحراف چال‌ها، سرعت حفاری در سنگ و ... حجم پایگاه داده را افزایش و مدل‌های قدرتمندتری ارائه نمود.

۴. قدرت ماده منفجره در بحث خردایش یکی از پارامترهای موثر در کیفیت خردایش و ابعاد ذرات حاصله از انفجار می‌باشد. در این جا می‌توان تغییر مواد منفجره مورد استفاده و برداشت و مقایسه نتایج حاصله از آن را برای کارهای بعدی پیشنهاد کرد.

پیوست‌ها

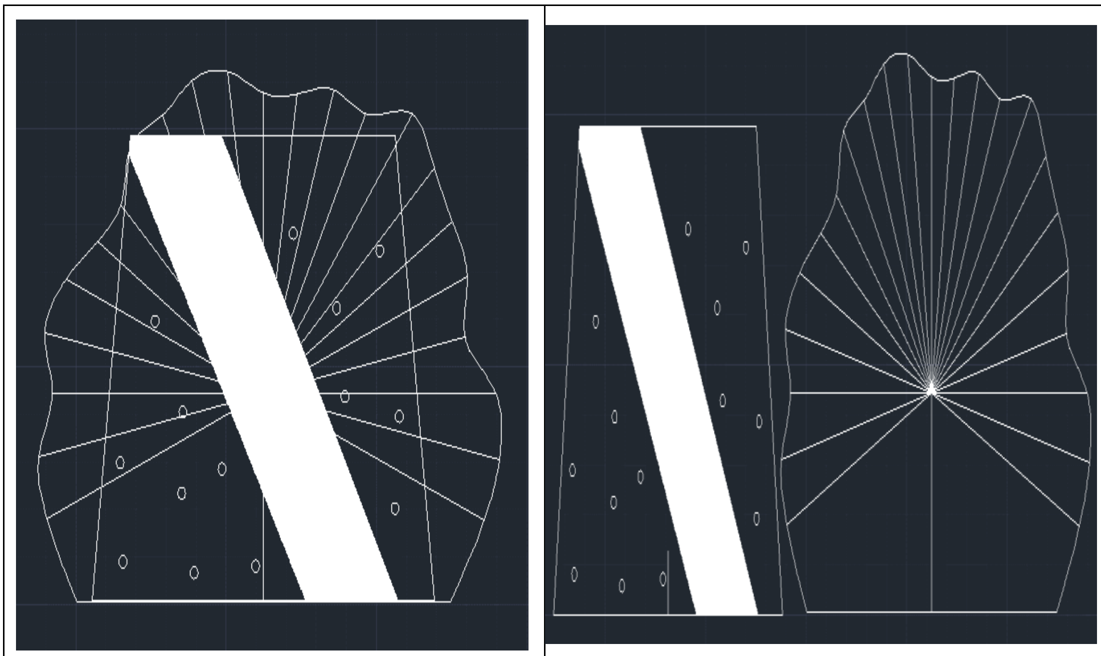
پیوست شماره ۱- مقاطع برداشت شده تونل قبل و بعد از انفجار



برداشت شماره ۲

جدول برداشت شماره ۲

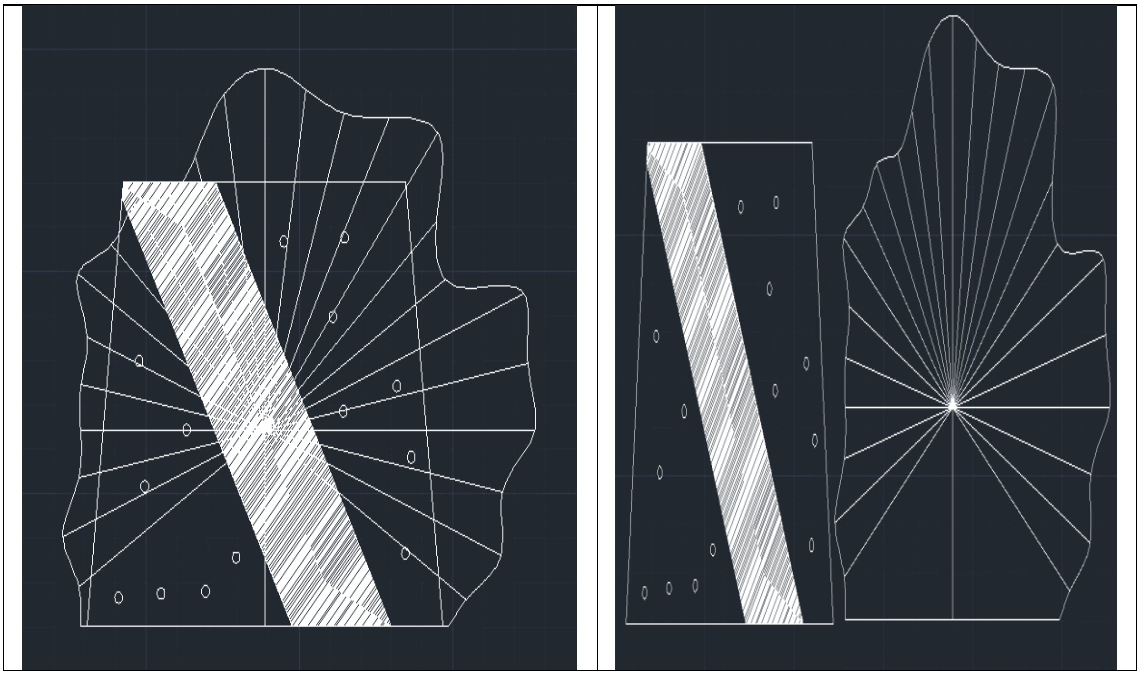
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۳۷۵	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۸۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۶/۵۷۴۸	m^2	مقدار بیش شکست	۰/۱۶۹۴	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۲/۰۱۷۸	m^2	حجم سنگ خردشده	۷/۹۷۴	ton
پیشروی	۰/۷۰	m	تعداد امولایت	۴۲	عدد
تعداد چال	۱۴	عدد	وزن کل مواد	۸/۴	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۰۹۸	Kg/m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۷۱	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۳

جدول برداشت شماره ۳

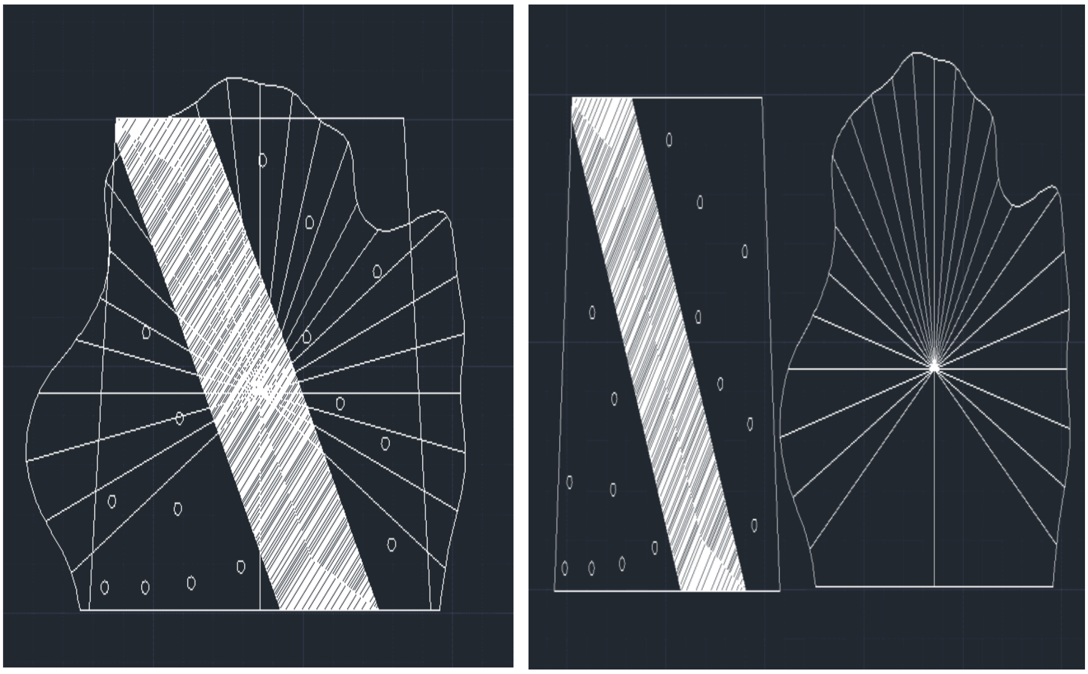
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۱۸۶۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۸۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۸/۶۷۸۴	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۴۹۲۲	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۹۴۱۲	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۲/۶۳	ton
پیشروی	۰/۷۵	m	تعداد امولایت	۴۲	عدد
تعداد چال	۱۴	عدد	وزن کل مواد	۸/۴	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۱۳۱	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۲۶۲	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۴

جدول برداشت شماره ۴

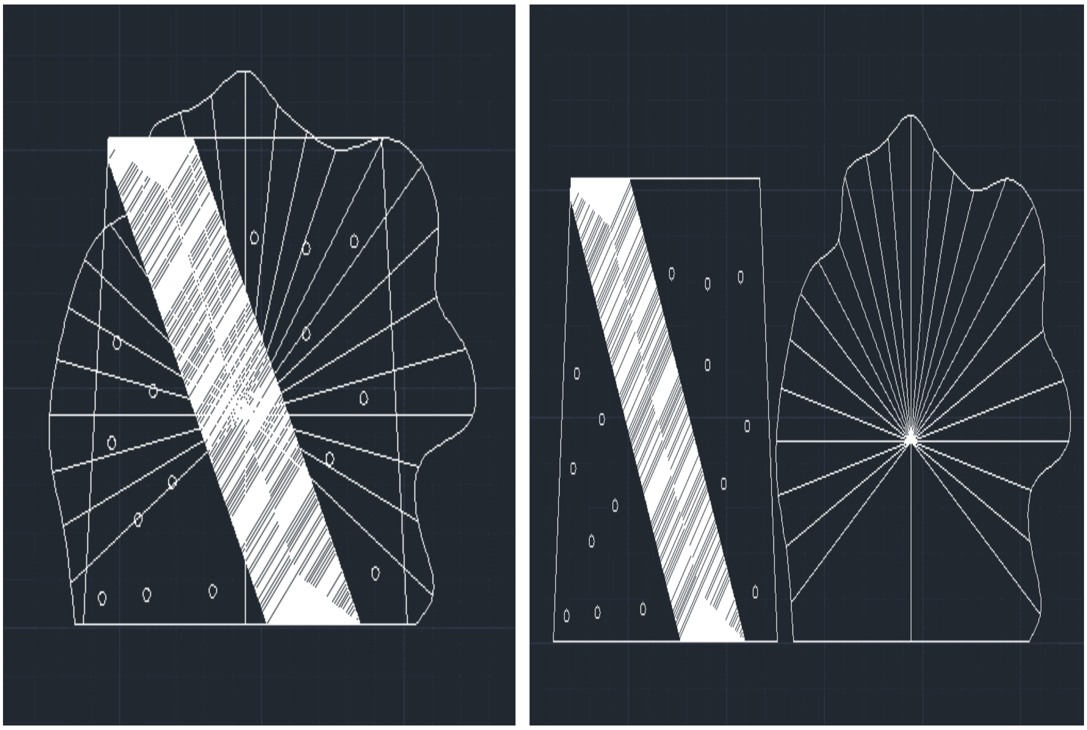
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۵	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۱۳	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۱۸۵	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۶۳۳	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۲/۰۱۳۱	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۳/۴۴	ton
پیشروی	۰/۷۵	m	تعداد امولایت	۴۲	عدد
تعداد چال	۱۴	عدد	وزن کل مواد	۸/۴	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۰۷۶	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۵۵	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۵

جدول برداشت شماره ۵

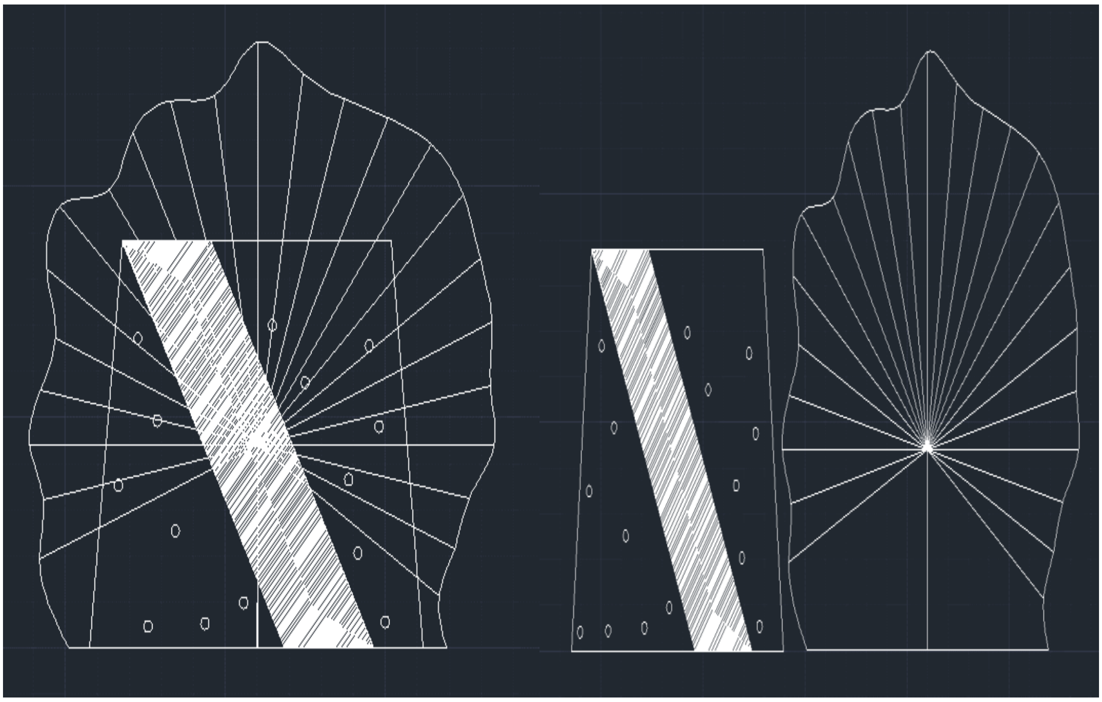
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۵۶۲۵	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۷/۶۳۵۲	m^2	مقدار بیش شکست	۱/۰۷۵۵	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۲/۰۲۲۱	m^2	حجم سنگ خردشده	۹/۸۲۲	ton
پیشروی	۰/۷۰	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۱۴۲	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۱۱	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۶

جدول برداشت شماره ۶

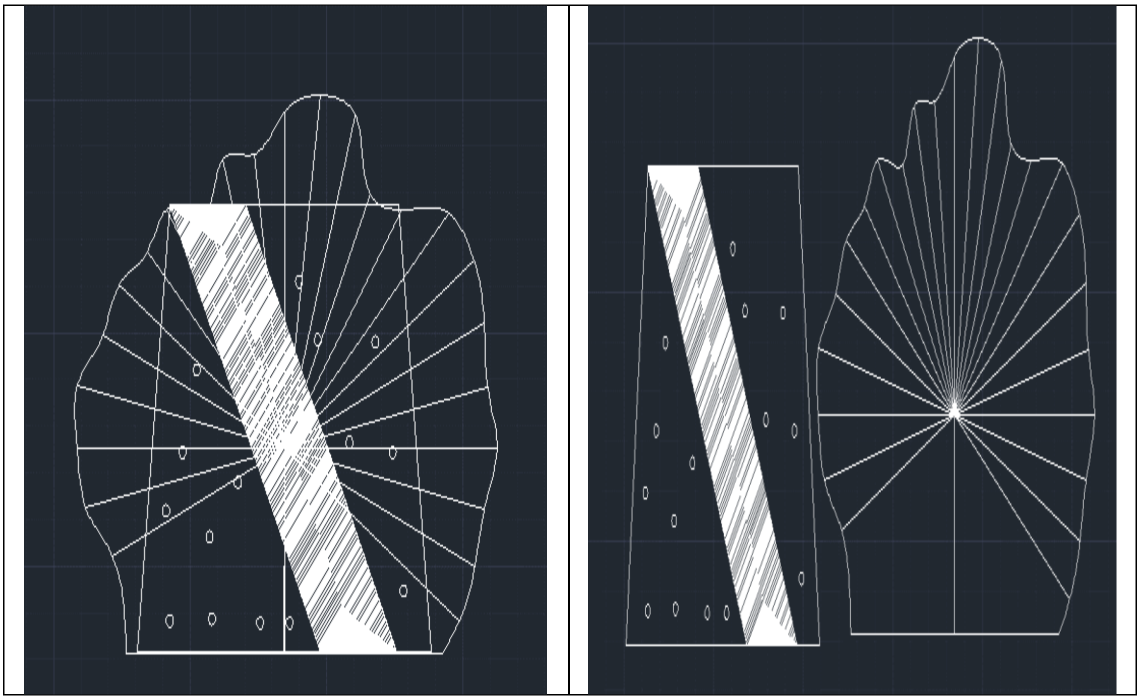
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۶۹۳۷	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۹۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۸/۲۹۶۶	m^2	مقدار بیش شکست	۱/۵۲۶۵	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۲/۰۵۷	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۲/۹۴۷	ton
پیشروی	۰/۸۳	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۱۲	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۷۱	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۷

جدول برداشت شماره ۷

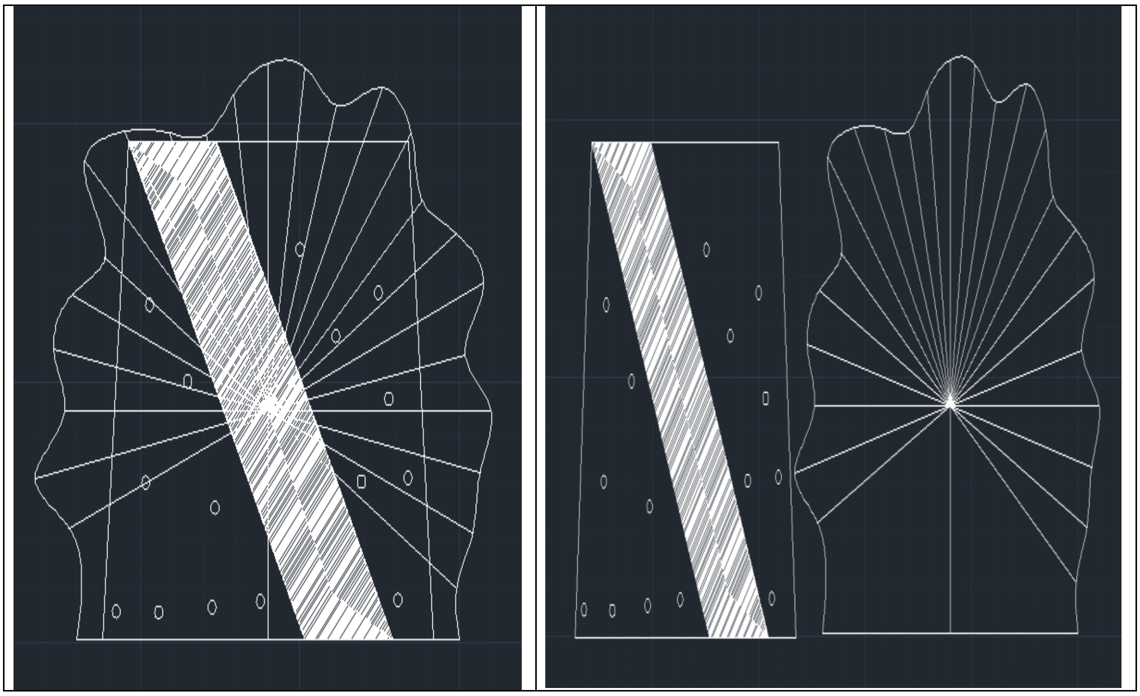
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۶	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۷۱	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۵۴۰۵	m^2	مقدار بیش شکست	۴/۳۷۰۵	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۹۸۲۵	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۰/۳۹۲	ton
پیشروی	۰/۵۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۳۳	Kg/m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۲۳	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۸

جدول برداشت شماره ۸

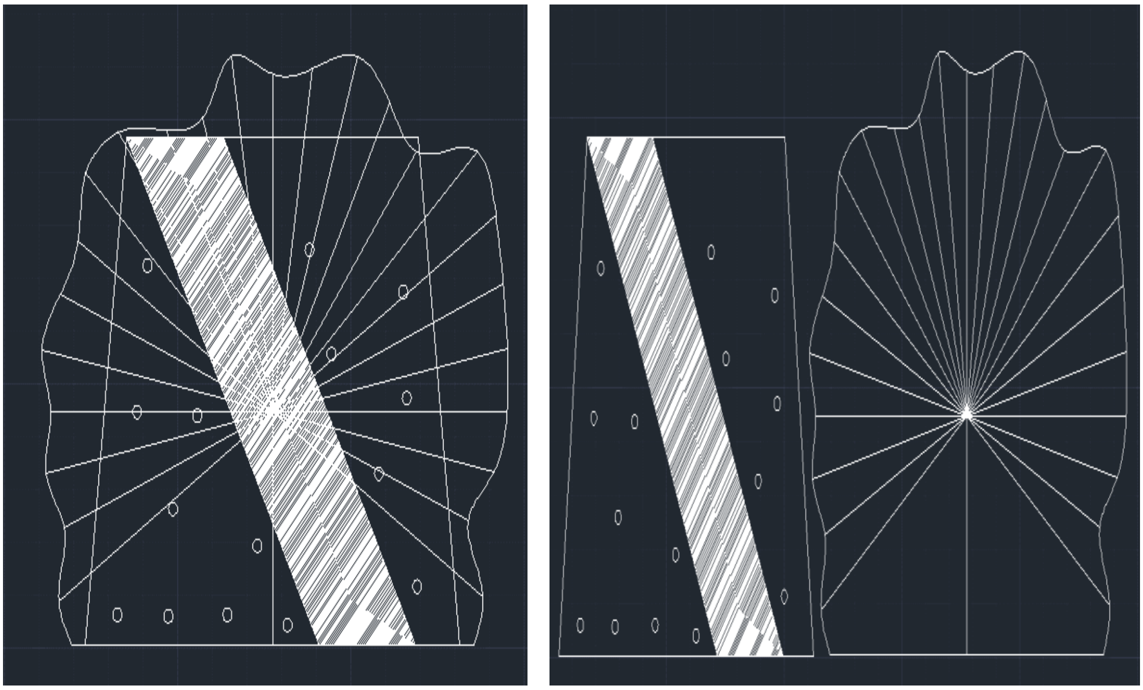
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۷۶	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۵۵	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۸/۷۵۱۸	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۸۹۵	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۶۲۷	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۲/۰۵	ton
پیشروی	۰/۶۸	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۳	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۰	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۹

جدول برداشت شماره ۹

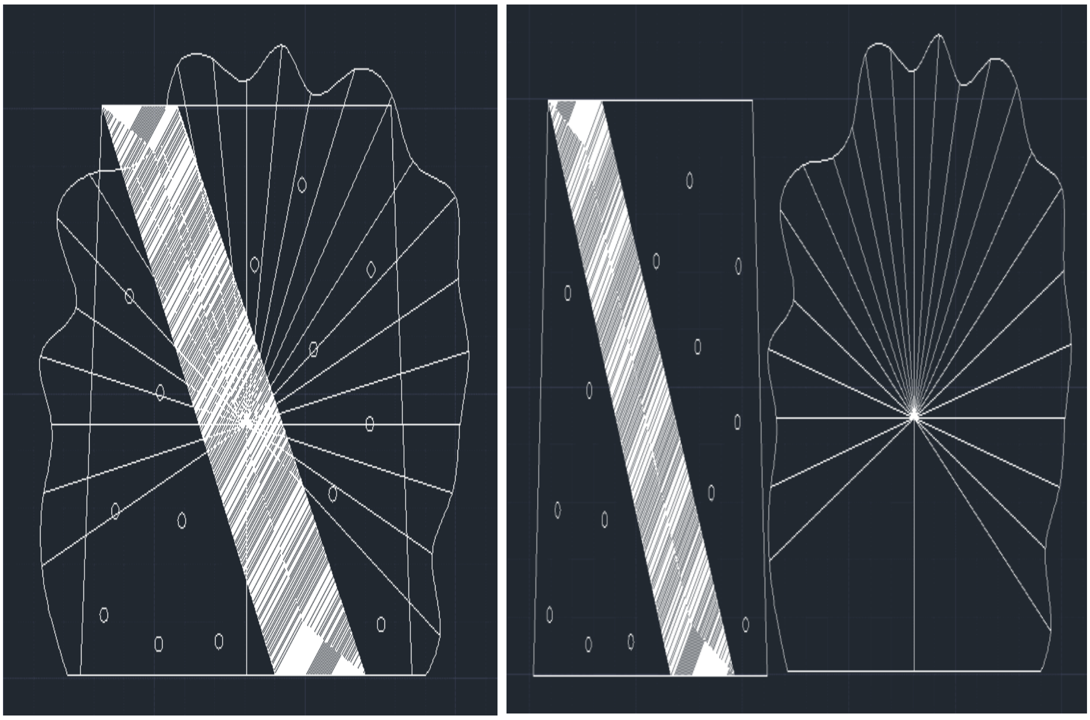
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۷۶	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۴۳	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۷/۸۳۶۱	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۰۷۶	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۶۲۴	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۱/۲۶	ton
پیشروی	۰/۷۳	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۳	Kg/m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۲۸۳	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۱۰

جدول برداشت شماره ۱۰

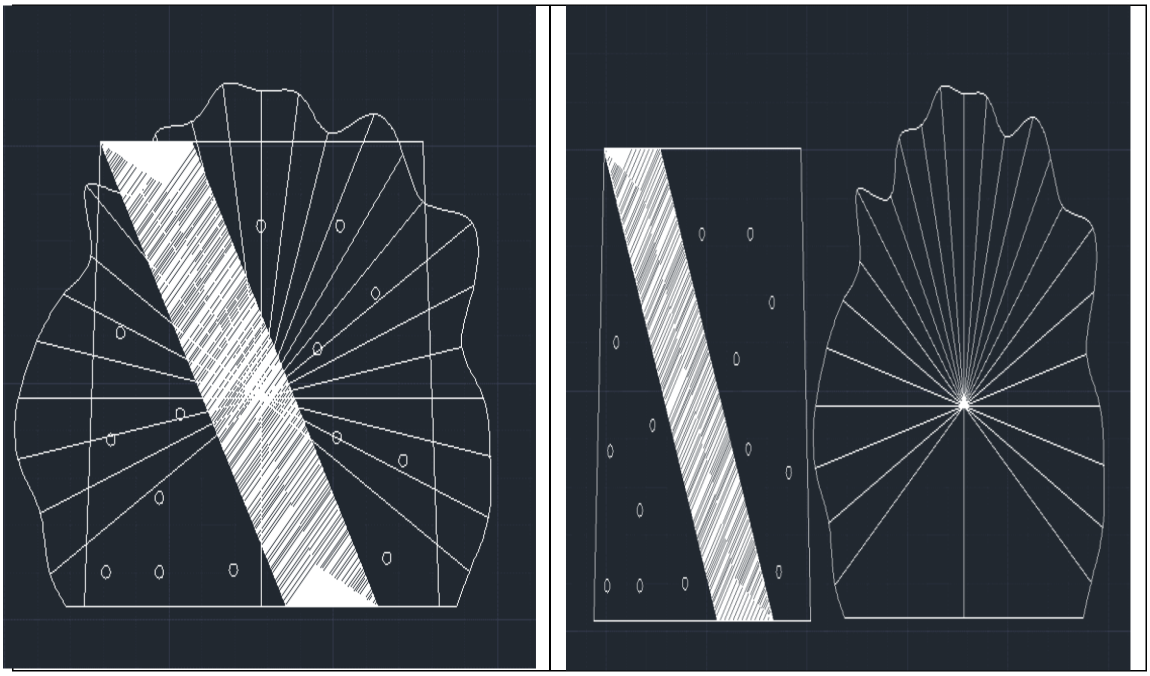
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۷۸	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۵۰۴	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۷/۸۸	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۰۵۵	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۶۲۷	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۱/۶۵	ton
پیشروی	۰/۷۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۹	$Kg/\ m^3$
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۴۸	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۱۱

جدول برداشت شماره ۱۱

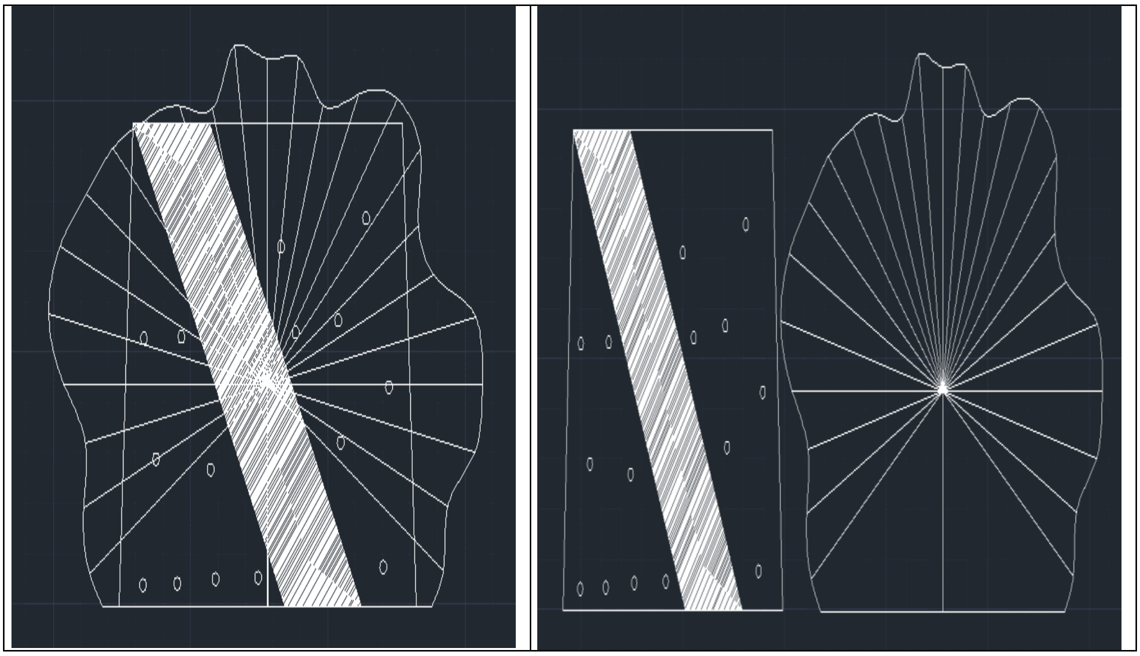
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۴۳۷۵	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۵۵	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۸/۱۸۷۵	m^2	مقدار بیش شکست	۱/۶۲۹۱	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۷۰۸۹	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۱/۰۱	ton
پیشروی	۰/۶۸	m	تعداد امولایت	۴۲	عدد
تعداد چال	۱۴	عدد	وزن کل مواد	۸/۴	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۰۸	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۴۱۵	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۱۲

جدول برداشت شماره ۱۲

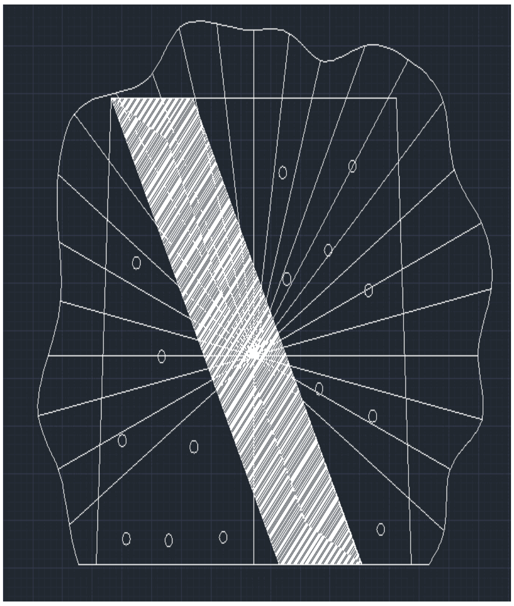
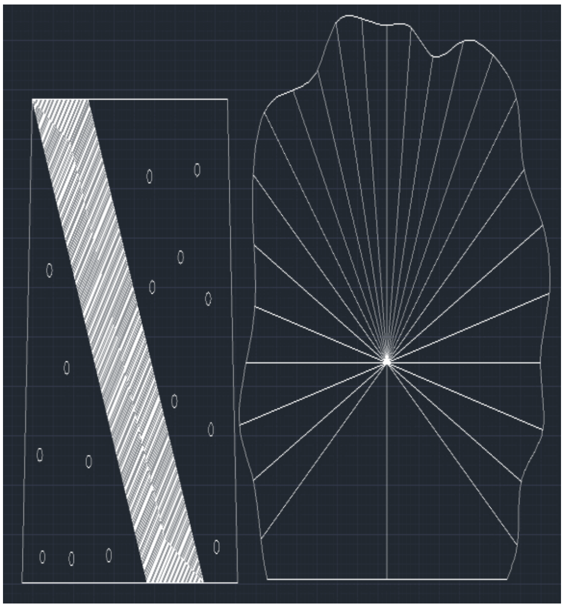
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۳۰۸۷	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۹۹	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۷/۹۵۶۳	m^2	مقدار بیش شکست	۱/۵۱۵۸	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۹۷۴	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۱/۲۶	ton
پیشروی	۰/۷۲	m	تعداد امولایت	۴۲	عدد
تعداد چال	۱۴	عدد	وزن کل مواد	۸/۴	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۱	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۴۱	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۱۳

جدول برداشت شماره ۱۳

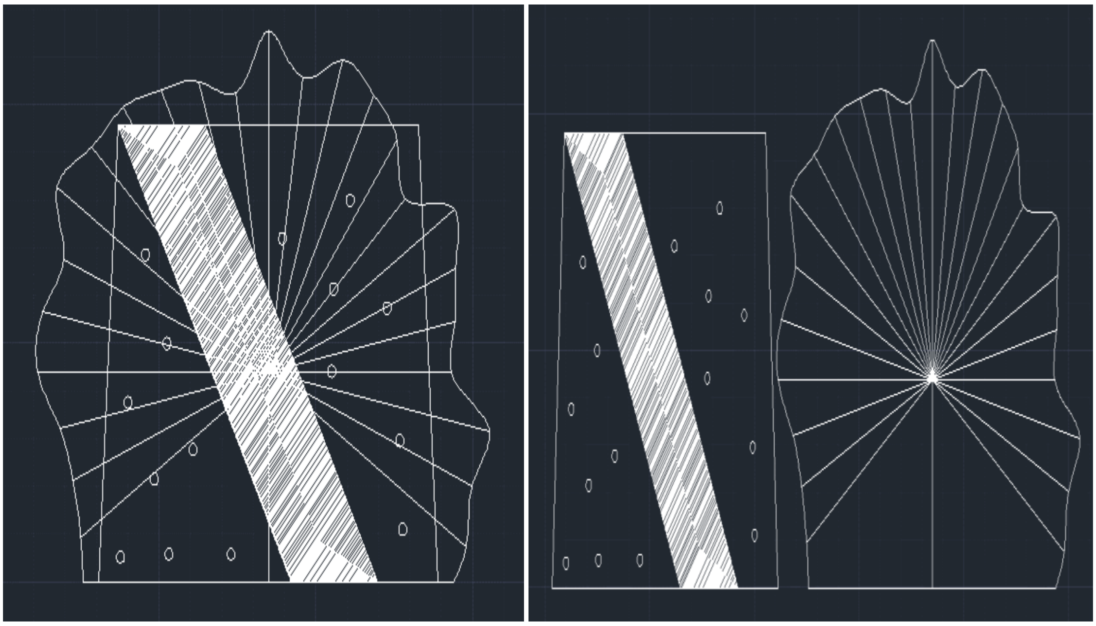
واحد	مقدار	پارامتر	واحد	مقدار	پارامتر
m	۰/۵۱۶	میانگین فاصله چال‌ها	m^2	۶/۱۸	سطح مقطع تونل
m^2	۲/۳۸۰۹	مقدار بیش شکست	m^2	۸/۵۶۰۹	سطح مقطع بعد از انفجار
ton	۱۴/۶۵	حجم سنگ خردشده	m^2	۱/۶۶۲۷	سطح مقطع پین زغالی
عدد	۴۵	تعداد امولایت	m	۰/۸۵	پیشروی
Kg	۹	وزن کل مواد	عدد	۱۵	تعداد چال
Kg/m^3	۱/۲۱	خرج ویژه	عدد	۵	تعداد تأخیر
سری/موازی	سری	نوع مدار	m	۰/۳۱۱	میانگین فاصله چال‌های محیطی

برداشت شماره ۱۴

جدول برداشت شماره ۱۴

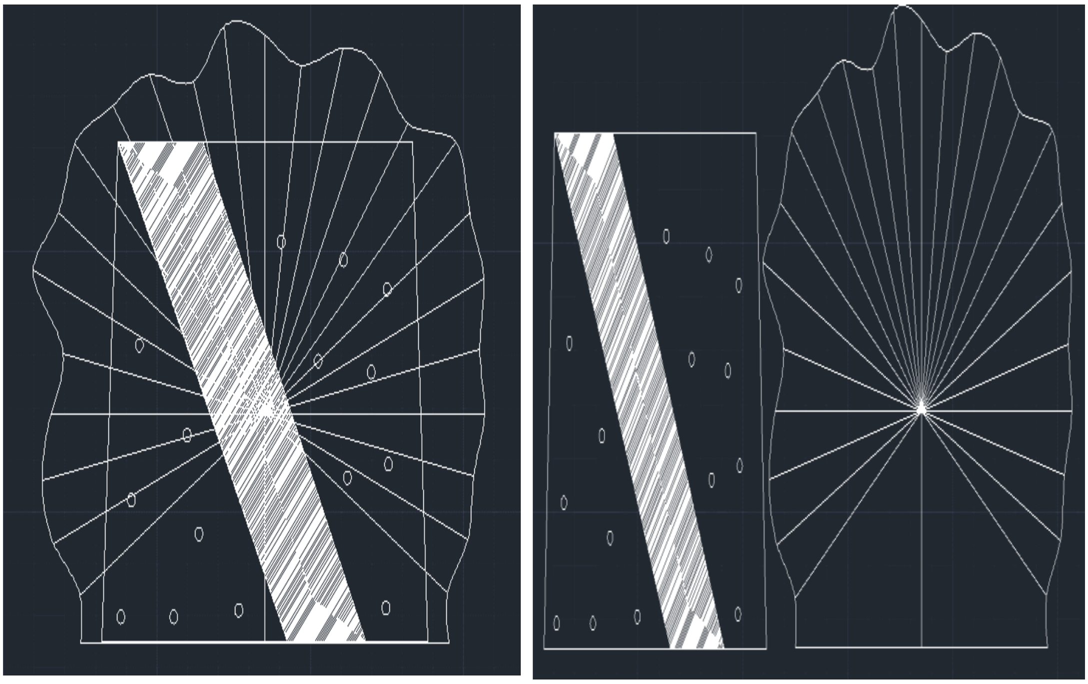
واحد	مقدار	پارامتر	واحد	مقدار	پارامتر
m	۰/۵۱	میانگین فاصله چال‌ها	m^2	۶/۱۸۶۲	سطح مقطع تونل
m^2	۲/۹۵۵۳	مقدار بیش شکست	m^2	۹/۱۴۱۵	سطح مقطع بعد از انفجار
ton	۱۳/۷۹	حجم سنگ خردشده	m^2	۱/۶۸۶۵	سطح مقطع پین زغالی
عدد	۴۵	تعداد امولایت	m	۰/۷۴	پیشروی
Kg	۹	وزن کل مواد	عدد	۱۵	تعداد چال
Kg/m^3	۱/۲۱	خرج ویژه	عدد	۵	تعداد تأخیر
سری/موازی	سری	نوع مدار	m	۰/۳۴۵	میانگین فاصله چال‌های محیطی



برداشت شماره ۱۵

جدول برداشت شماره ۱۵

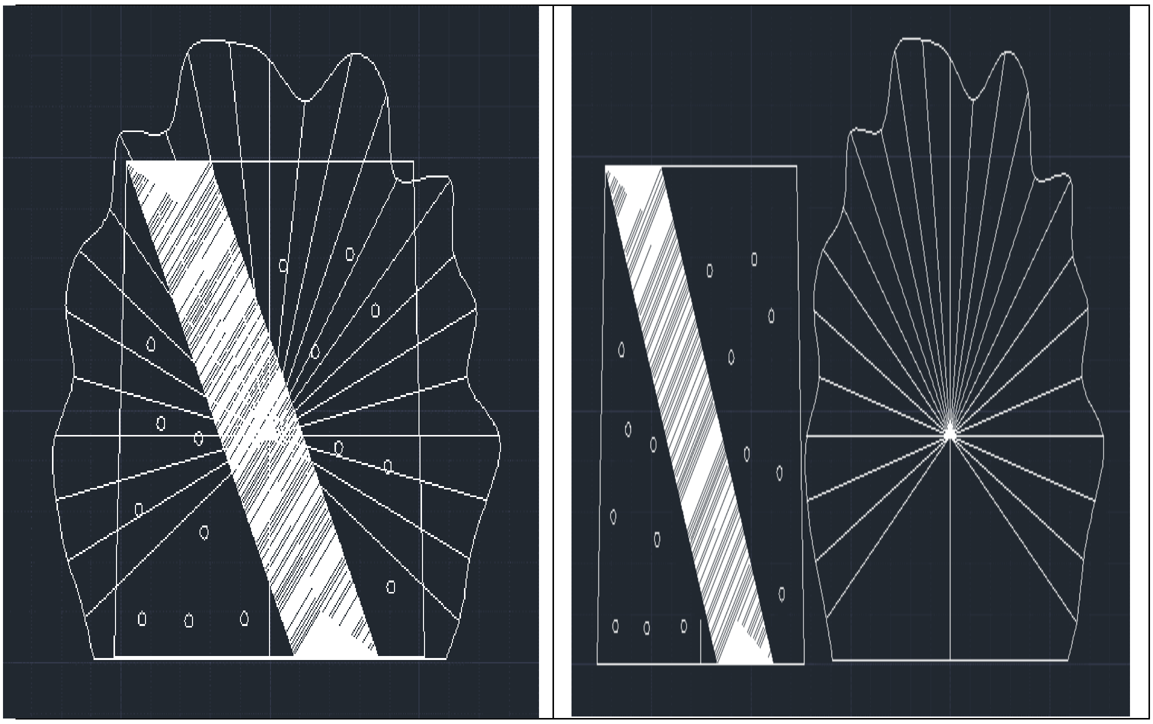
واحد	مقدار	پارامتر	واحد	مقدار	پارامتر
m	۰/۴۸۳	میانگین فاصله چال‌ها	m^2	۶/۱۲	سطح مقطع تونل
m^2	۱/۷۹۴	مقدار بیش شکست	m^2	۷/۹۸۲۴	سطح مقطع بعد از انفجار
ton	۱۲/۶۵	حجم سنگ خردشده	m^2	۱/۶۵۴۳	سطح مقطع پین زغالی
عدد	۴۵	تعداد امولایت	m	۰/۸۰	پیشروی
Kg	۹	وزن کل مواد	عدد	۱۵	تعداد چال
Kg/m^3	۱/۲۲	خرج ویژه	عدد	۵	تعداد تأخیر
سری/موازی	سری	نوع مدار	m	۰/۳۵۵	میانگین فاصله چال‌های محیطی



برداشت شماره ۱۶

جدول برداشت شماره ۱۶

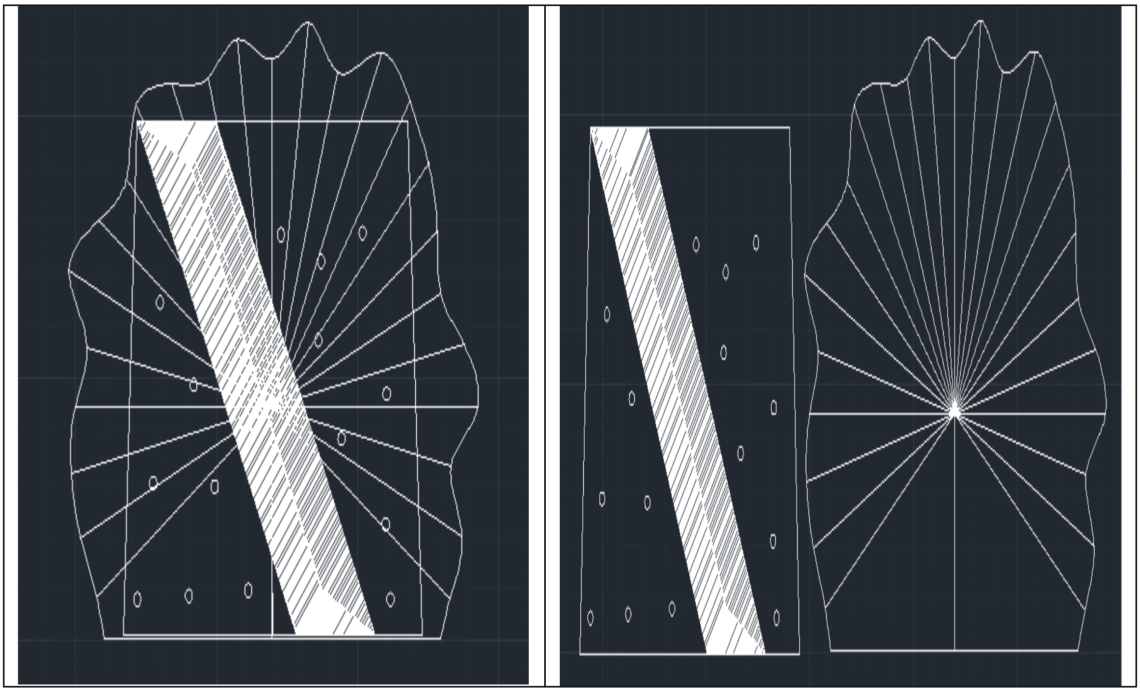
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۰۶	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۱۰۳۷	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۰۴۳۷	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۵۹۵۷	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۲/۷۶	ton
پیشروی	۰/۶۸	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۳	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۴	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۱۷

جدول برداشت شماره ۱۷

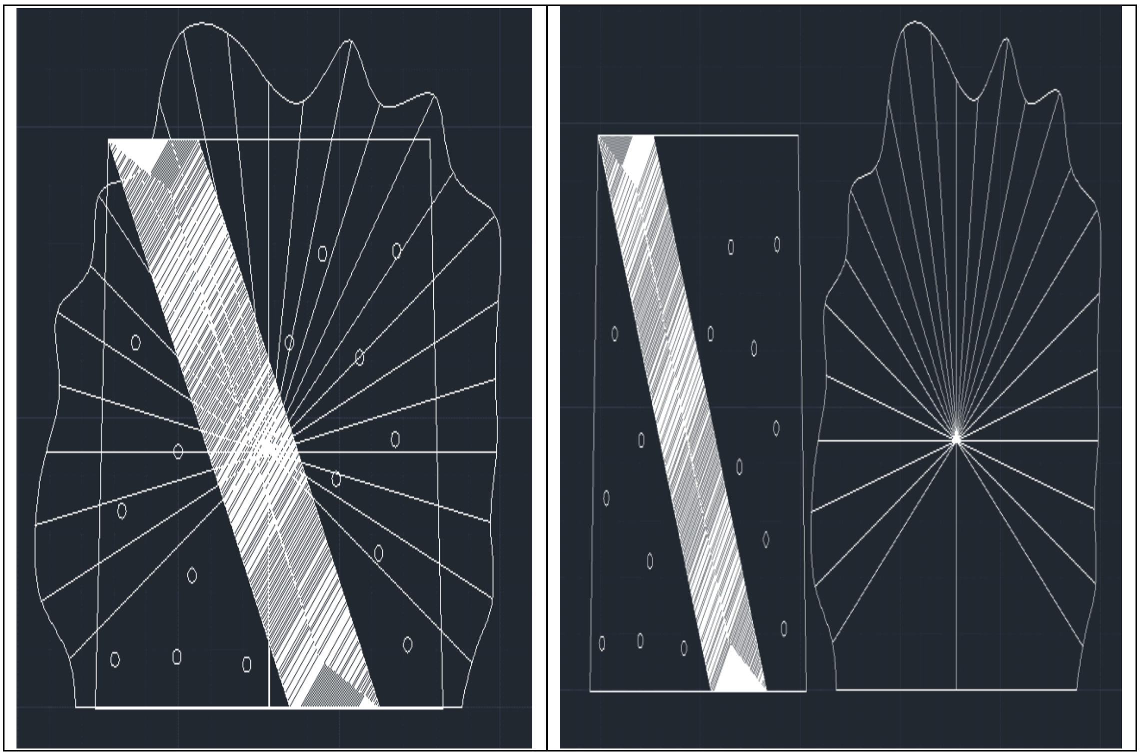
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۱۲۵	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۶۲	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۰۳۳	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۸۳۴۹	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۹۷۴	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۵/۵۸	ton
پیشروی	۰/۸۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۲	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۲۸	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۱۸

جدول برداشت شماره ۱۸

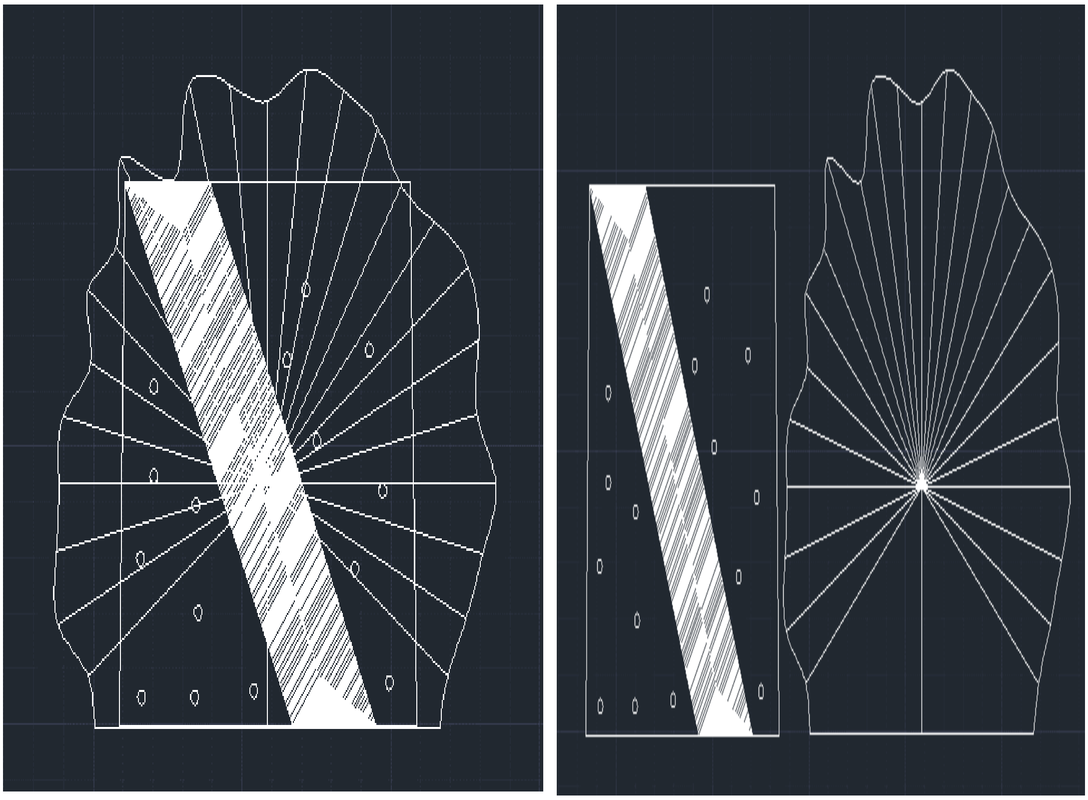
واحد	مقدار	پارامتر	واحد	مقدار	پارامتر
m	۰/۴۹۴	میانگین فاصله چال‌ها	m^2	۶/۱۸۶۲	سطح مقطع تونل
m^2	۲/۳۸۰۷	مقدار بیش شکست	m^2	۸/۵۶۷	سطح مقطع بعد از انفجار
ton	۱۳/۲۲	حجم سنگ خردشده	m^2	۱/۶۹۷۴	سطح مقطع پین زغالی
عدد	۴۵	تعداد امولایت	m	۰/۷۷	پیشروی
Kg	۹	وزن کل مواد	عدد	۱۵	تعداد چال
$Kg/\ m^3$	۱/۲۱	خرج ویژه	عدد	۵	تعداد تأخیر
سری/موازی	سری	نوع مدار	m	۰/۳۷۷	میانگین فاصله چال‌های محیطی



برداشت شماره ۱۹

جدول برداشت شماره ۱۹

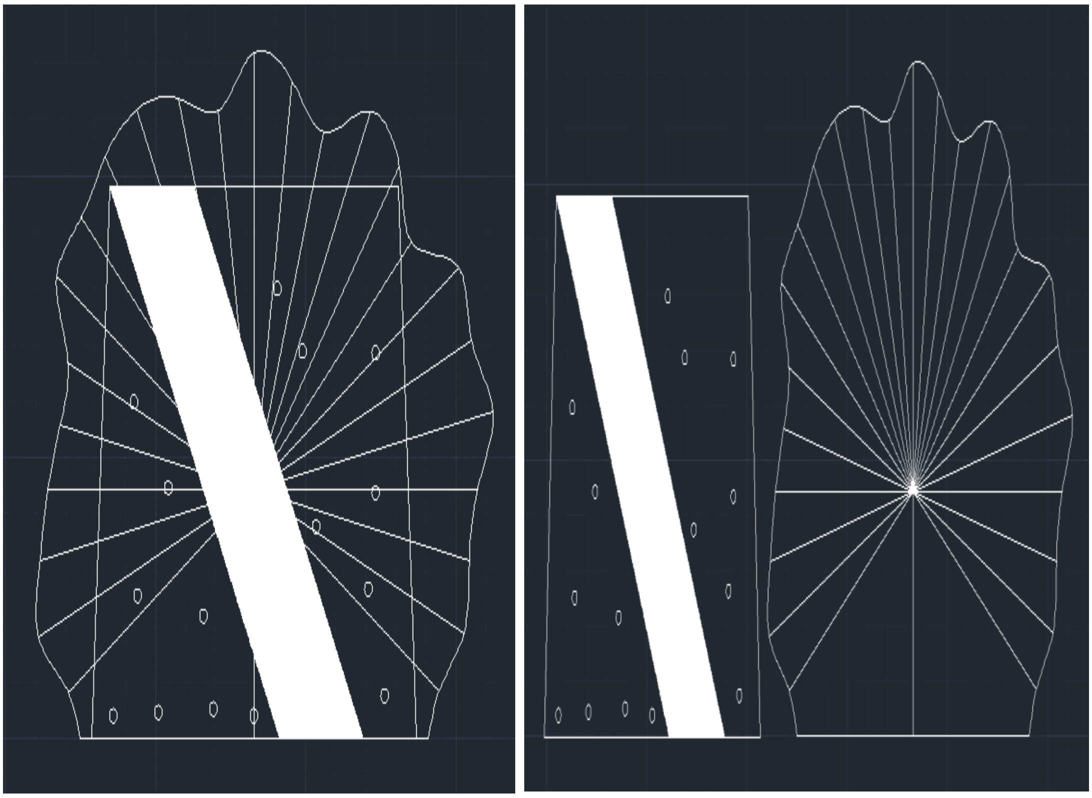
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۳۷	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۹۴	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۸/۶۵۴۵	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۲۲۷۸	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۹۷۸	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۱/۸۲	ton
پیشروی	۰/۶۸	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۱۷	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۴۴	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۲۰

جدول برداشت شماره ۲۰

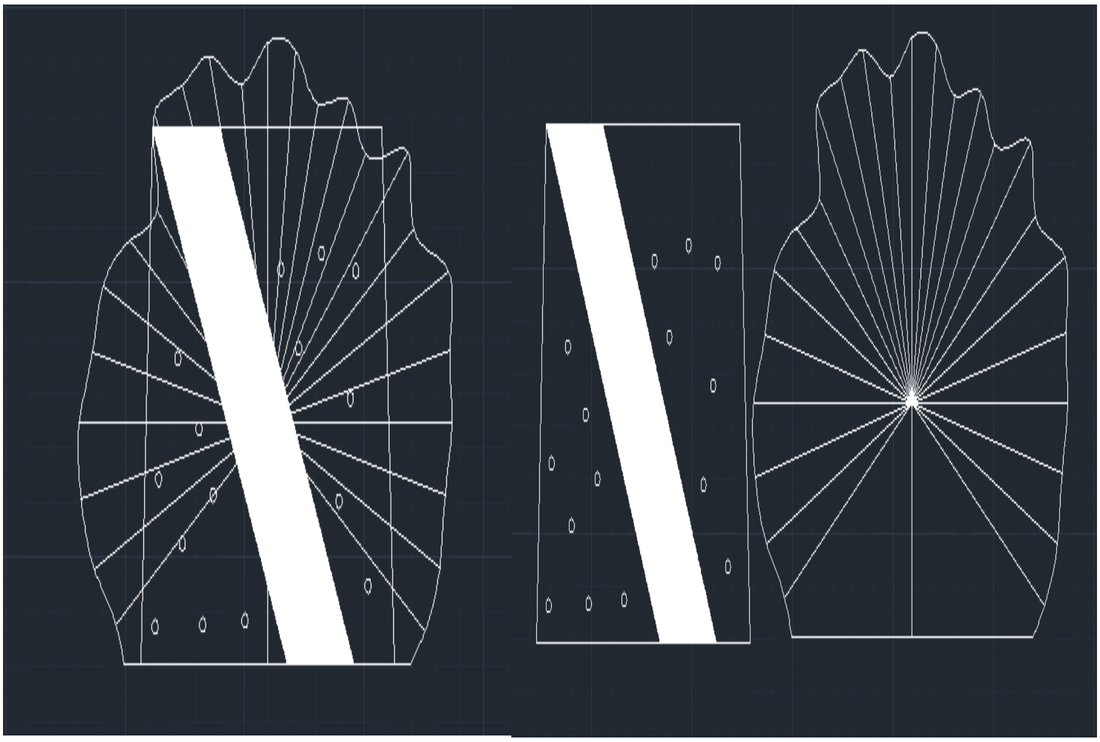
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۰۰۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۹۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۸/۷۶۷۱	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۷۶۵۱	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۷۱۶۳	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۴/۹۸	ton
پیشروی	۰/۸۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۴	Kg/m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۸۴	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۲۱

جدول برداشت شماره ۲۱

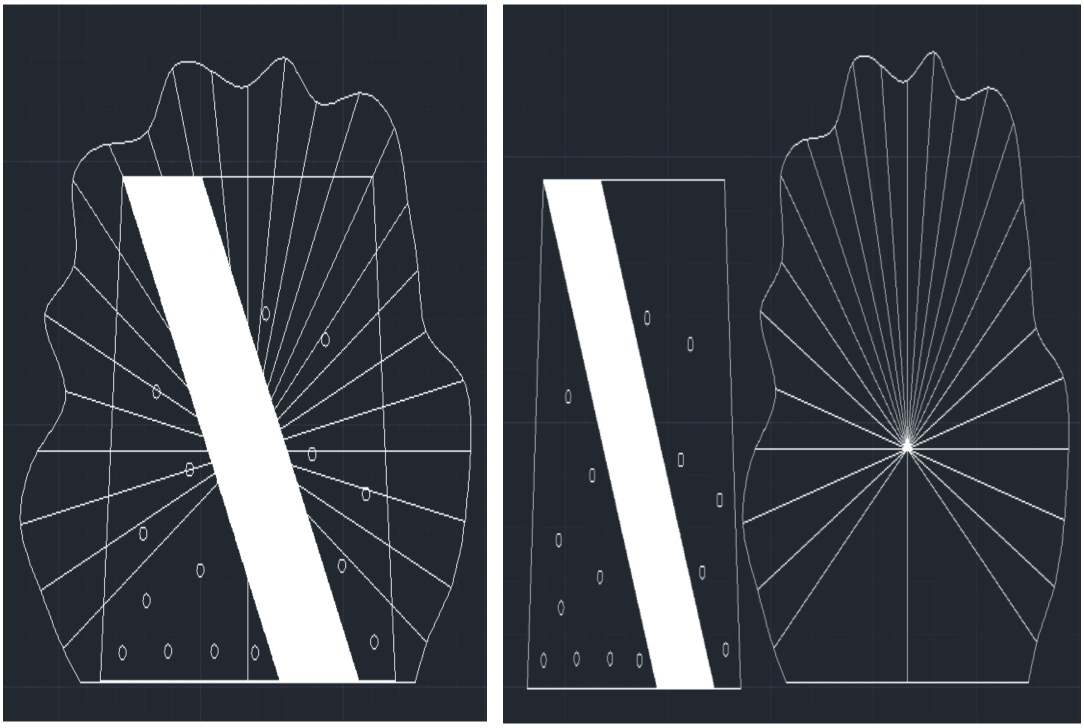
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۲۴۷۵	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۷۹	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۱۱۲	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۸۶۴۵	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۹۶۷۴	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۲/۵۰	ton
پیشروی	۰/۷۰	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲	Kg/m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۵	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۲۲

جدول برداشت شماره ۲۲

پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۱۸۲۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۳۴	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۸/۸۵۱۵	m^2	مقدار بیش شکست	۲/۶۲۱۸	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۳۱۲	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۴/۸۰	ton
پیشروی	۰/۸۲	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۱	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۴۴۲	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۲۳

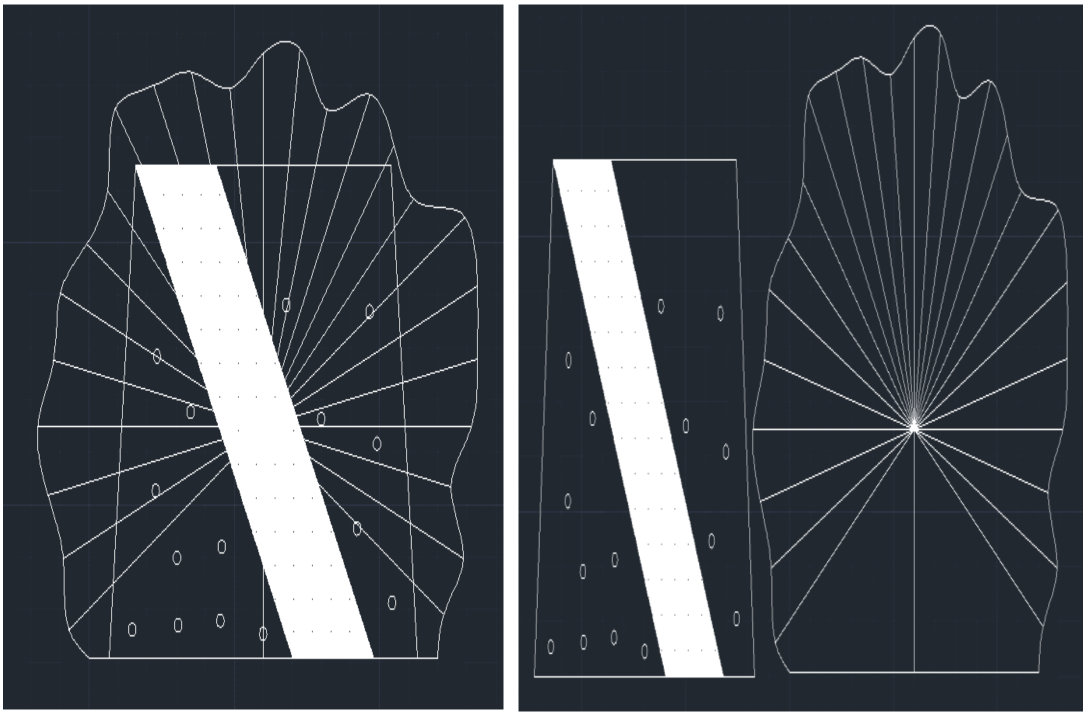
جدول برداشت شماره ۲۳

پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۷۶	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۳۵	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۳۲۲۹	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۵۶۲۹	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۶۲۱	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۵/۳۲	ton
پیشروی	۰/۸۰	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۳	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۴۴۱	m	نوع مدار	سری	سری/موازی

برداشت شماره ۲۴

جدول برداشت شماره ۲۴

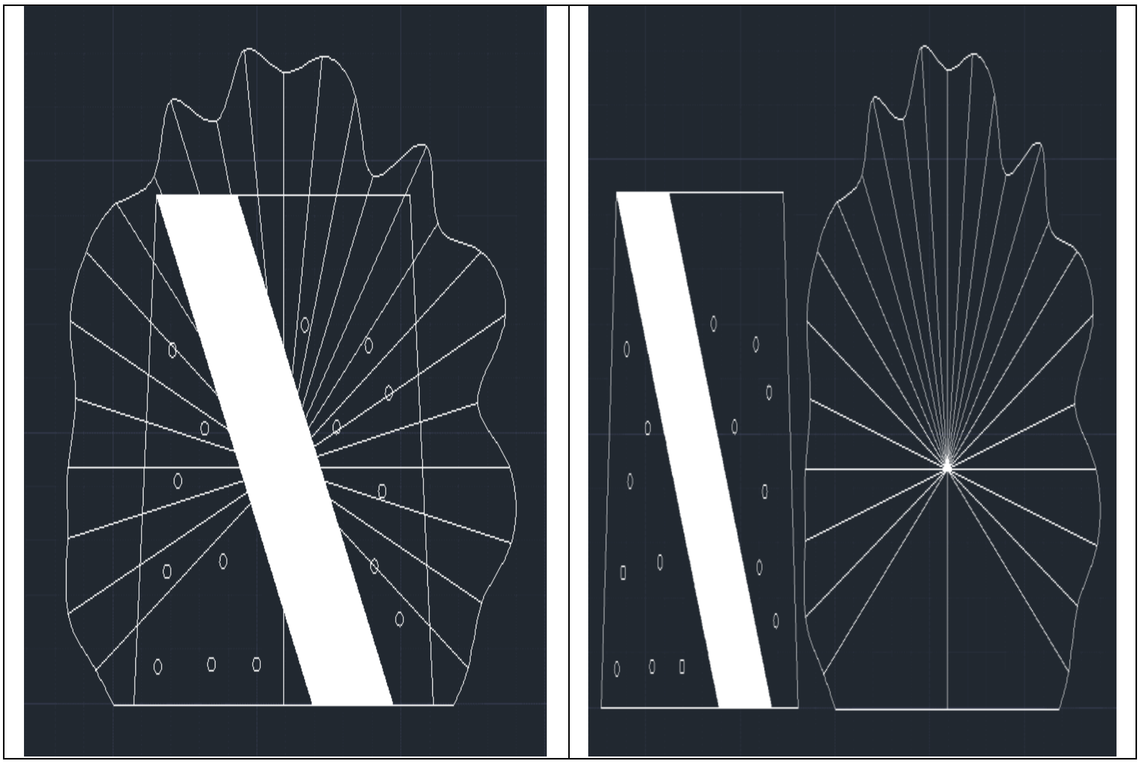
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۶۹۸۷	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۶	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۲۴۴۷	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۵۴۶	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۳۱۲	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۵/۶	ton
پیشروی	۰/۸۲	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۳۱	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۶۱	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۲۵

جدول برداشت شماره ۲۵

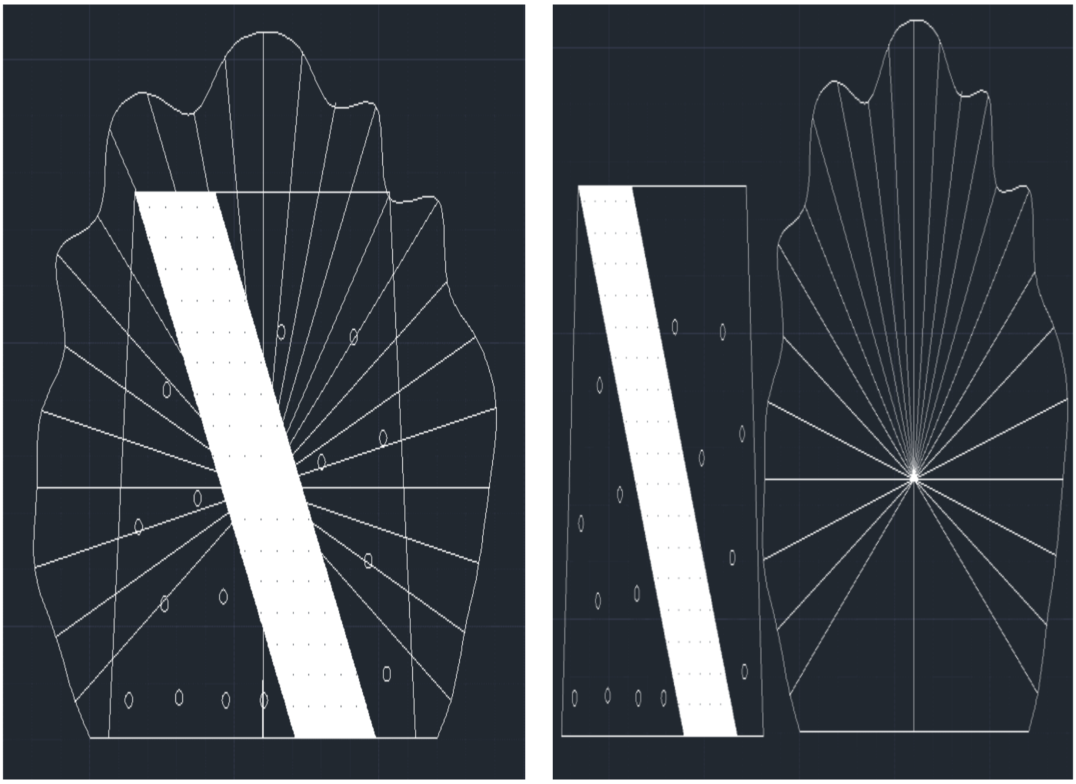
واحد	مقدار	پارامتر	واحد	مقدار	پارامتر
m	۰/۴۶۷	میانگین فاصله چال‌ها	m^2	۵/۶۹۸۷	سطح مقطع تونل
m^2	۳/۲۴۲۱	مقدار بیش شکست	m^2	۸/۹۴۰۸	سطح مقطع بعد از انفجار
ton	۱۵/۵۳	حجم سنگ خردشده	m^2	۱/۶۴۸۲	سطح مقطع پین زغالی
عدد	۴۵	تعداد امولایت	m	۰/۸۵	پیشروی
Kg	۹	وزن کل مواد	عدد	۱۵	تعداد چال
Kg/m^3	۱/۳۱	خرج ویژه	عدد	۵	تعداد تأخیر
سری/موازی	سری	نوع مدار	m	۰/۳۷۸	میانگین فاصله چال‌های محیطی



برداشت شماره ۲۶

جدول برداشت شماره ۲۶

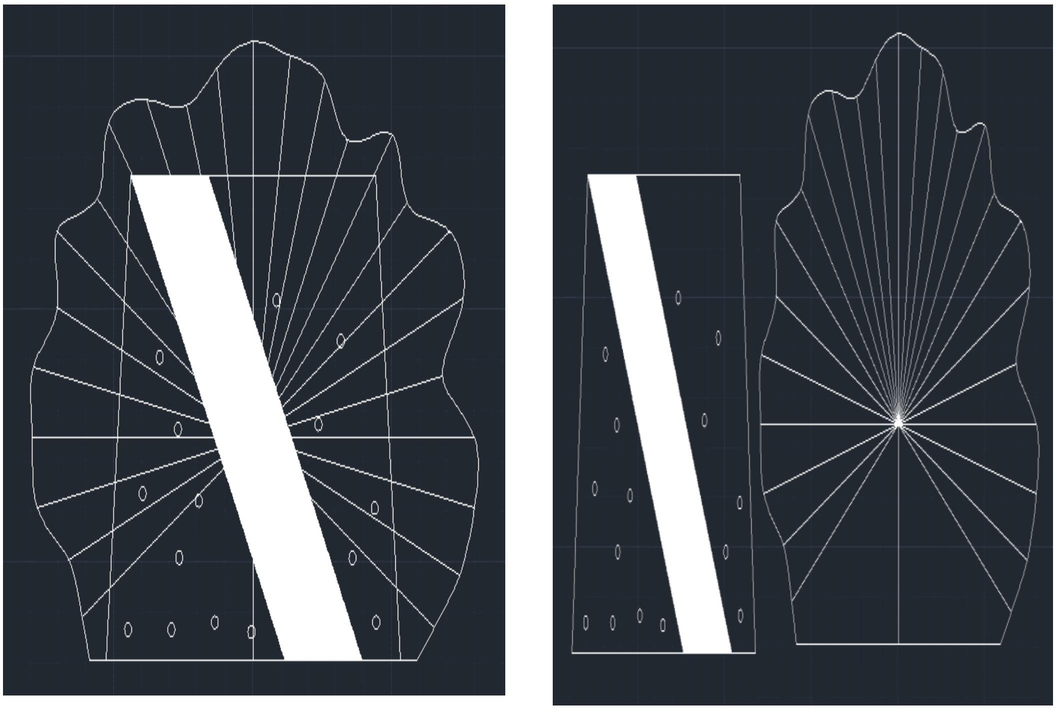
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۶۴	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۵۴	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۳۷۶۷	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۷۳۶۷	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۲۸۱	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۴/۵۲	ton
پیشروی	۰/۷۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۳۲	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۷۲	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۲۷

جدول برداشت شماره ۲۷

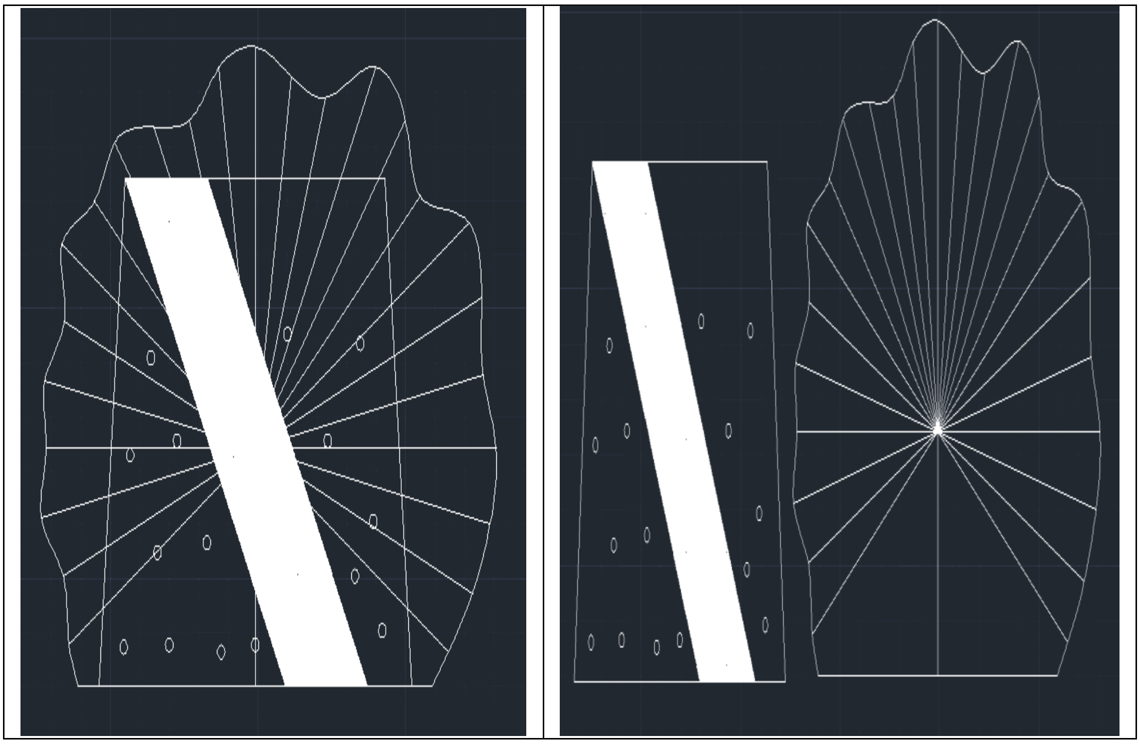
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۸۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۵۰	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۷۴۵۸	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۹۲۵۸	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۶۲۵	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۳/۱۳	ton
پیشروی	۰/۶۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۸	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۴۷	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۲۸

جدول برداشت شماره ۲۸

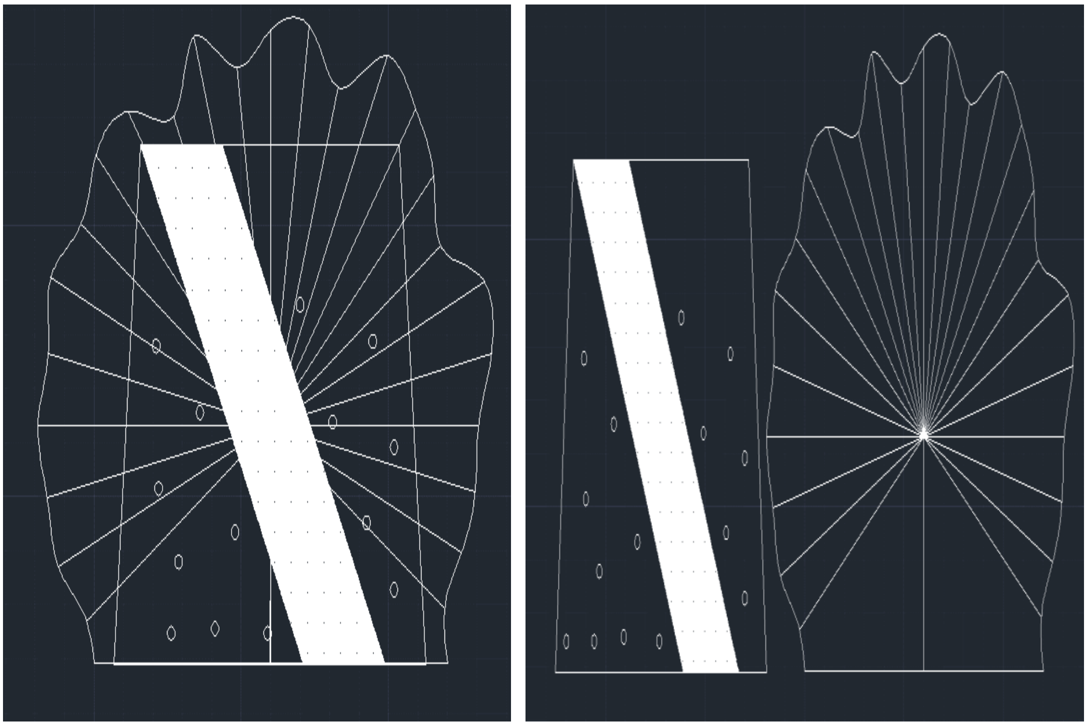
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۸۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۳۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۶۷۷۴	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۸۵۷۴	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۶۱۴	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۶/۰۳	ton
پیشروی	۰/۸۰	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۸	$Kg/\ m^3$
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۸۴	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۲۹

جدول برداشت شماره ۲۹

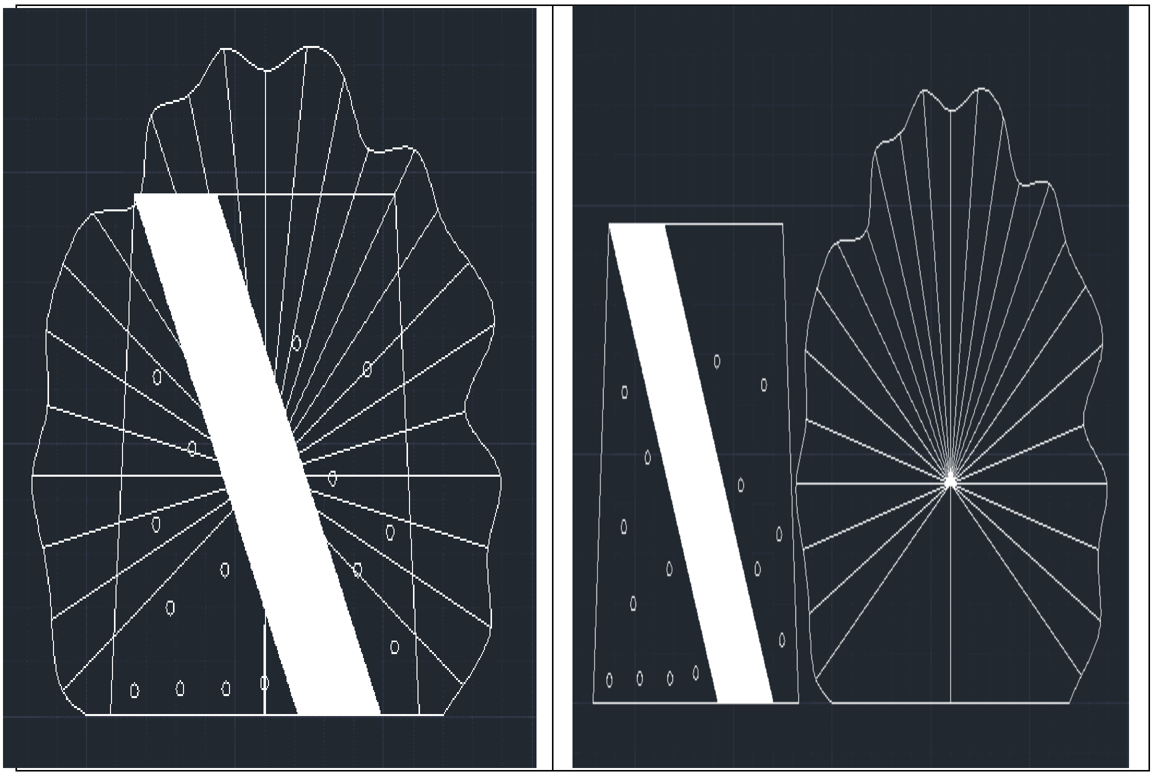
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۶۹۸۷	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۵۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۳	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۶۰۱	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۲۸۱	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۶/۳۰	ton
پیشروی	۰/۸۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۳۱	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۹۴	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۳۰

جدول برداشت شماره ۳۰

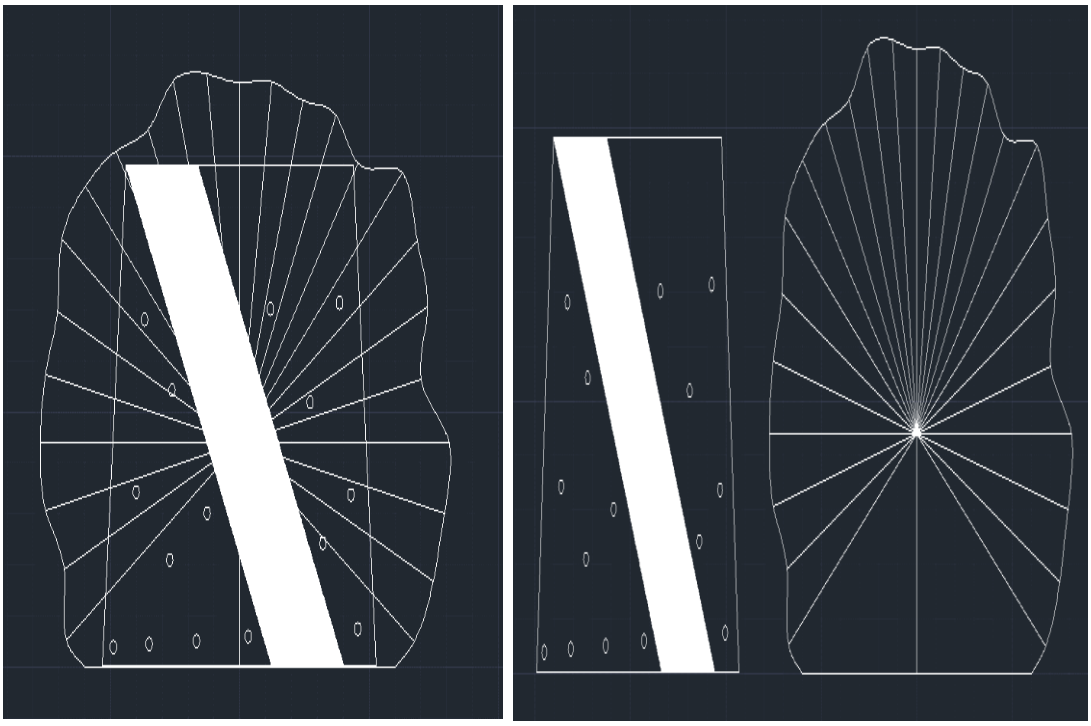
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۸۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۷۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۱۰۵۴	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۲۸۵۴	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۶۲۷	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۵/۸۱	ton
پیشروی	۰/۸۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۸	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۷۵	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۳۱

جدول برداشت شماره ۳۱

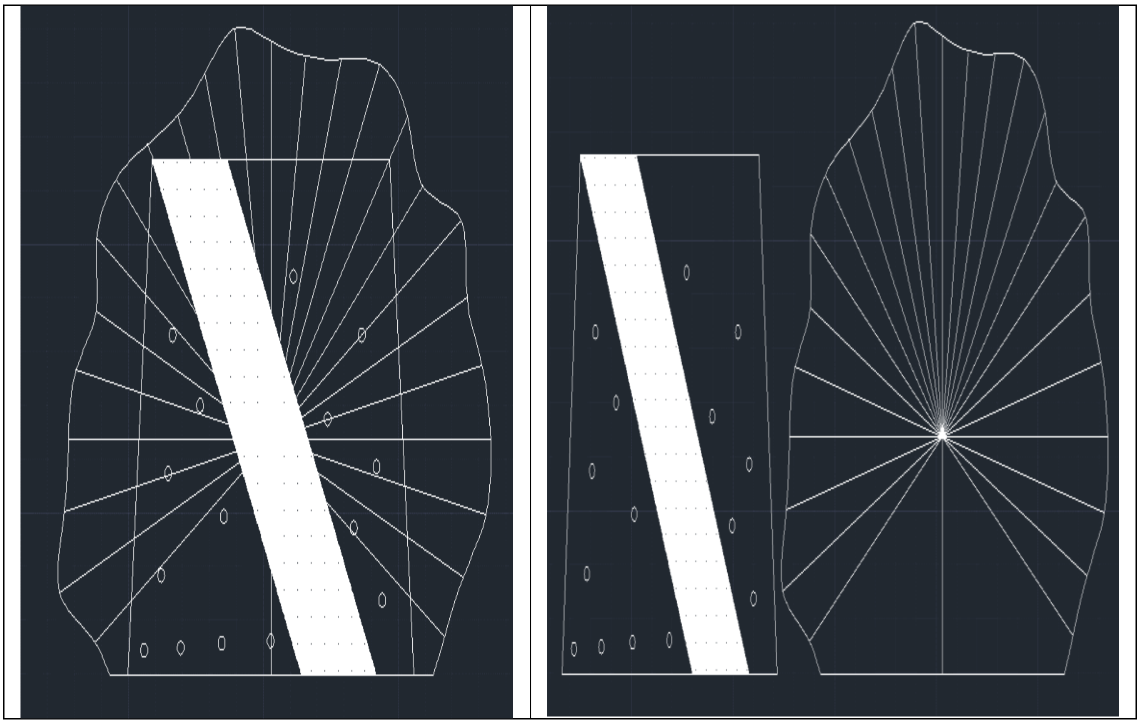
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۷۶	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۶۷	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۷۰۴۸	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۹۴۴۸	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۶۱۵	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۶/۰۸	ton
پیشروی	۰/۸۰	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۳	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۷۴	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۳۲

جدول برداشت شماره ۳۲

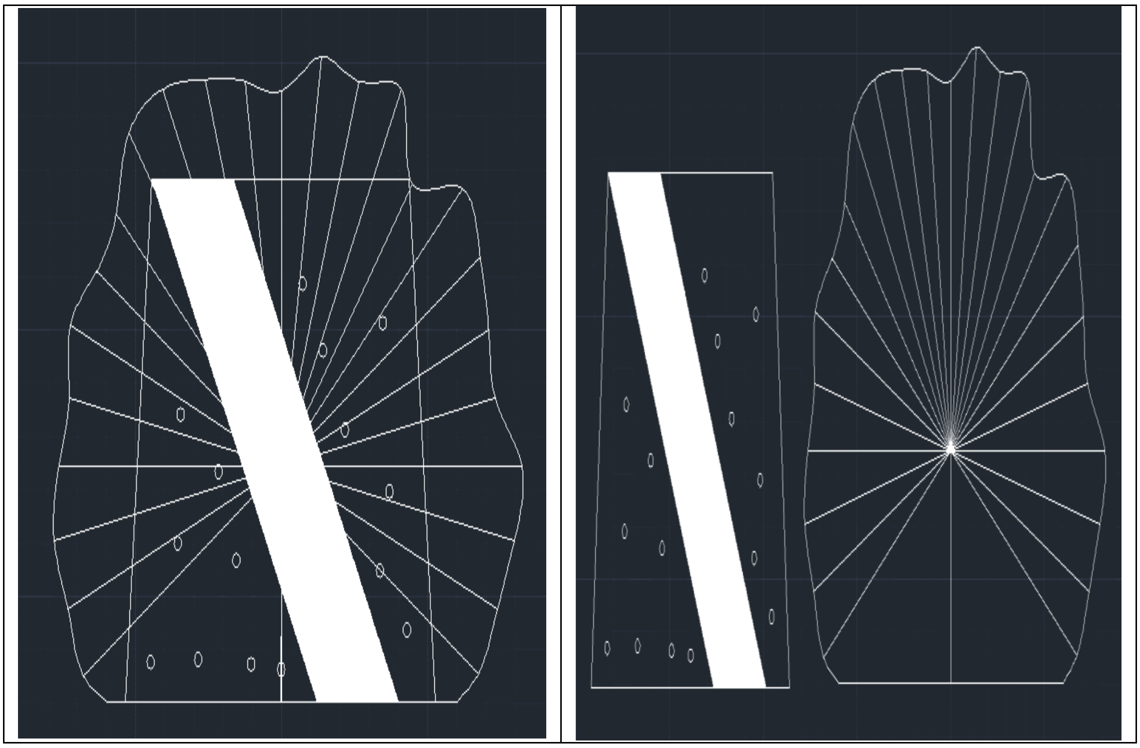
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۹۴۱۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۵۰۹	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۵۴۵	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۶۰۳۸	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۹۷۳	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۴/۷۱	ton
پیشروی	۰/۷۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۶	Kg/m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۷۲	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۳۳

جدول برداشت شماره ۳۳

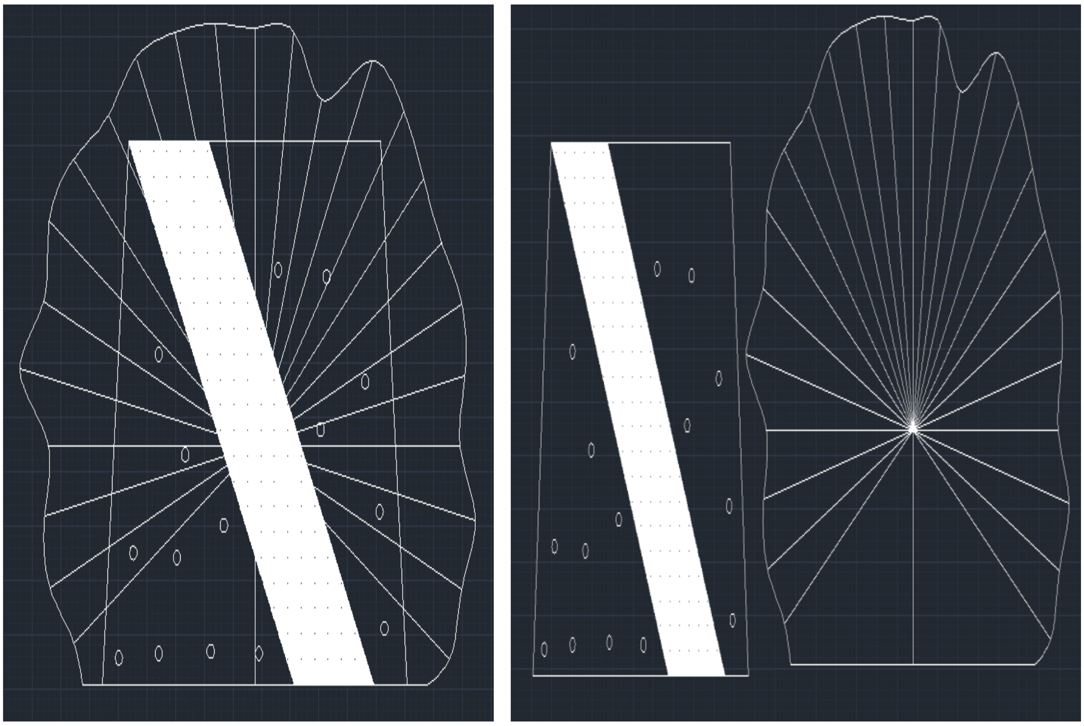
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۸۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۶۰۶۱	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۷۸۶۱	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۶۲۷	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۵/۸۸	ton
پیشروی	۰/۸۰	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۸	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۴۲	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۳۴

جدول برداشت شماره ۳۴

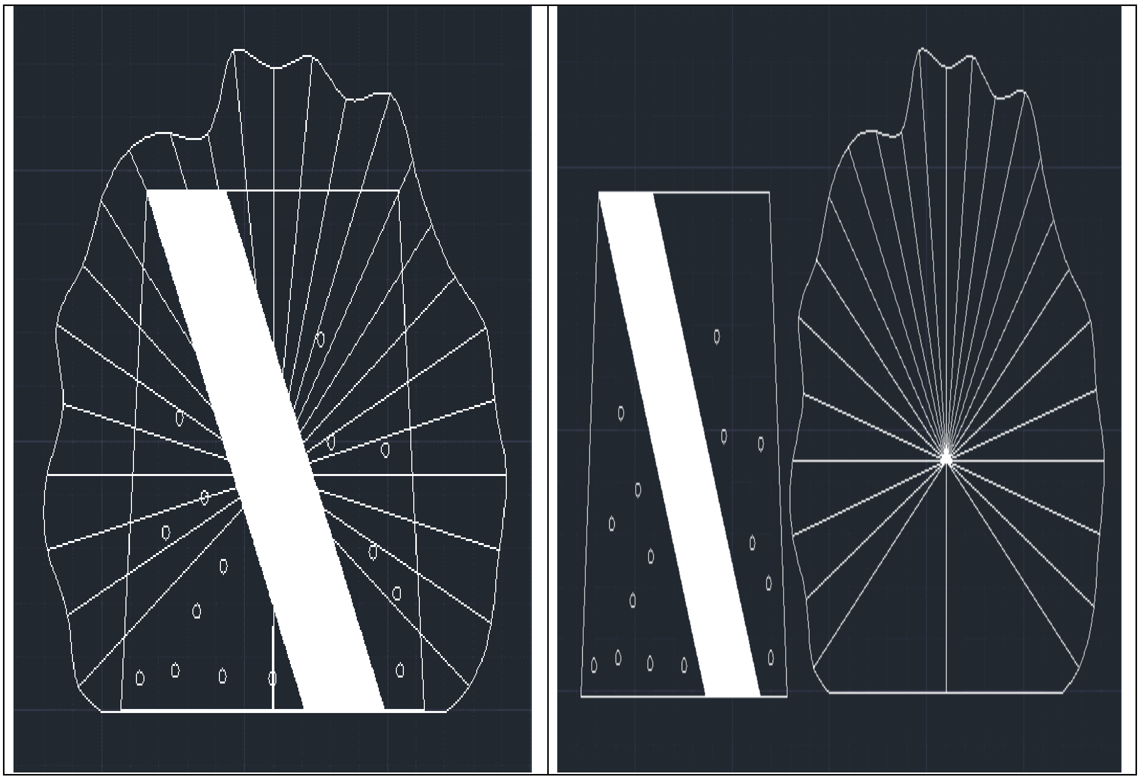
واحد	مقدار	پارامتر	واحد	مقدار	پارامتر
m	۰/۴۸	میانگین فاصله چال‌ها	m^2	۵/۹۴۱۲	سطح مقطع تونل
m^2	۳/۸۸۲۷	مقدار بیش شکست	m^2	۹/۸۲۳۹	سطح مقطع بعد از انفجار
ton	۱۴/۸۳	حجم سنگ خردشده	m^2	۱/۶۹۷۴	سطح مقطع پین زغالی
عدد	۴۵	تعداد امولایت	m	۰/۷۳	پیشروی
Kg	۹	وزن کل مواد	عدد	۱۵	تعداد چال
Kg/m^3	۱/۲۶	خرج ویژه	عدد	۵	تعداد تأخیر
سری/موازی	سری	نوع مدار	m	۰/۳۹۲	میانگین فاصله چال‌های محیطی



برداشت شماره ۳۵

جدول برداشت شماره ۳۵

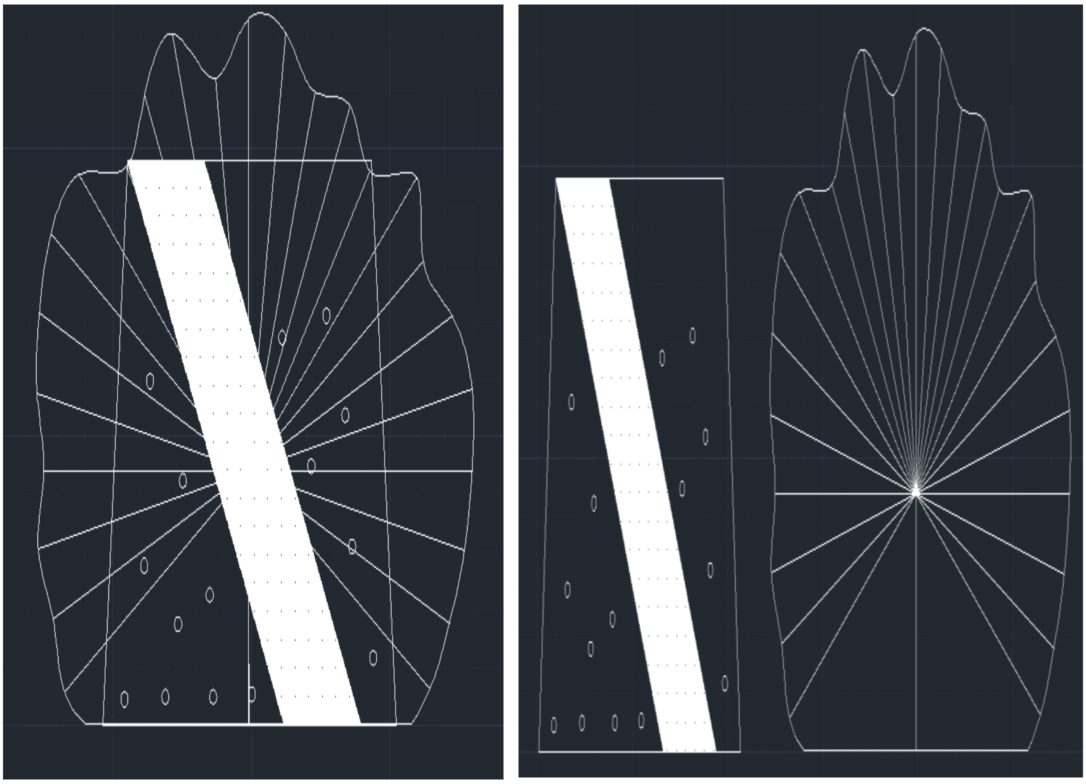
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۶/۰۶۲۵	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۸	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۹۲۶۳	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۸۶۳۸	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۷۳۲	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۴/۳۴	ton
پیشروی	۰/۷۰	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۳	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۸	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۳۶

جدول برداشت شماره ۳۶

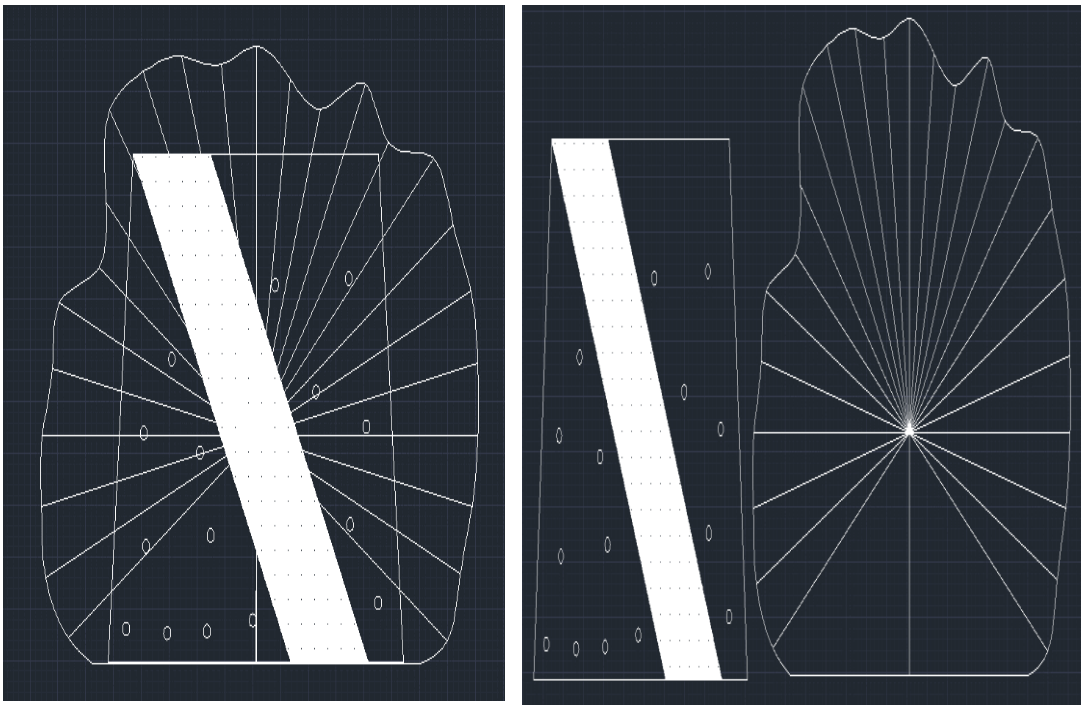
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۸۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۳۶	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۸۶۵۸	m^2	مقدار بیش شکست	۴/۰۴	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۶۲۷	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۶/۴۰	ton
پیشروی	۰/۸۰	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۸	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۶۷	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۳۷

جدول برداشت شماره ۳۷

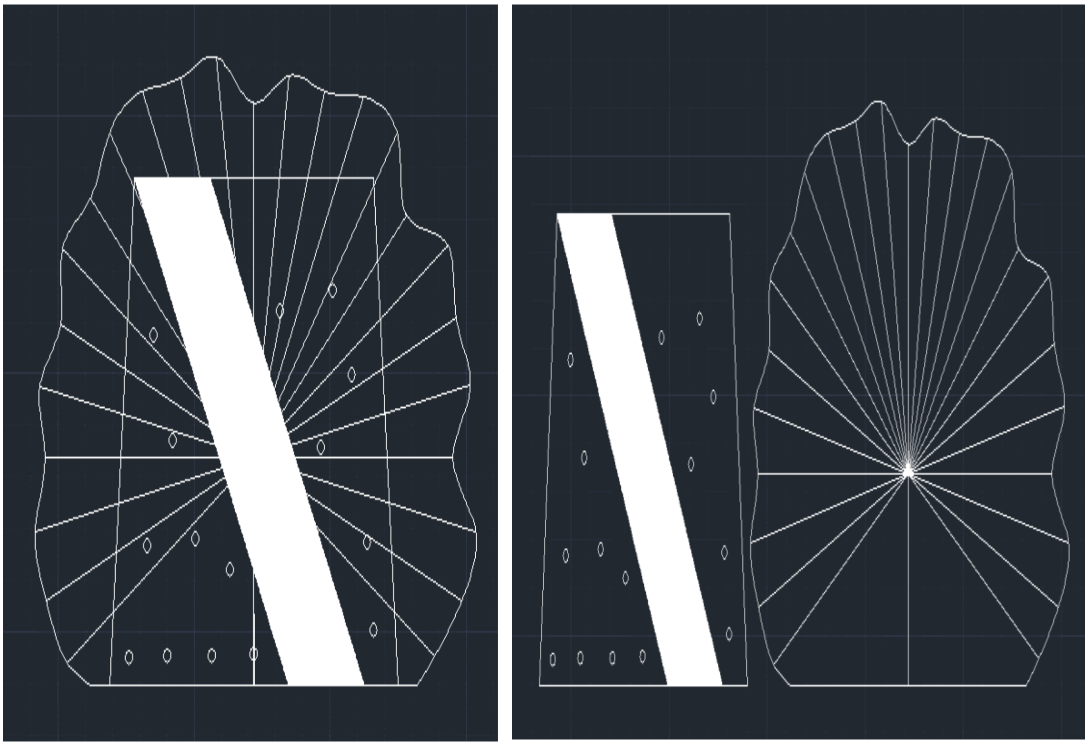
پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۸۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۴۴۳	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۶۷۹۵	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۷۳۸۳	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۹۷۴	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۴/۹۶	ton
پیشروی	۰/۷۵	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۶	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۴۵	m	نوع مدار	سری	سری/موازی



برداشت شماره ۳۸

جدول برداشت شماره ۳۸

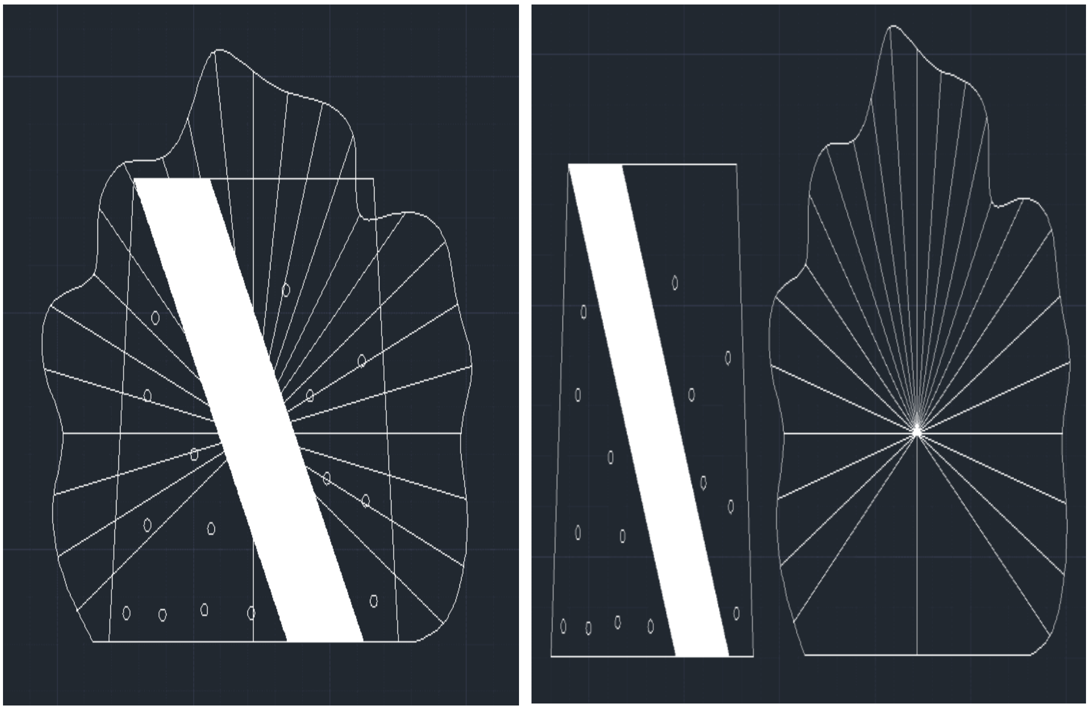
واحد	مقدار	پارامتر	واحد	مقدار	پارامتر
m	۰/۵۱۶	میانگین فاصله چال‌ها	m^2	۵/۹۴۱۲	سطح مقطع تونل
m^2	۳/۸۴۲۴	مقدار بیش شکست	m^2	۹/۷۸۳۶	سطح مقطع بعد از انفجار
ton	۱۷/۱۸	حجم سنگ خردشده	m^2	۱/۶۹۷۴	سطح مقطع پین زغالی
عدد	۴۵	تعداد امولایت	m	۰/۸۵	پیشروی
Kg	۹	وزن کل مواد	عدد	۱۵	تعداد چال
Kg/m^3	۱/۲۶	خرج ویژه	عدد	۵	تعداد تأخیر
سری/موازی	سری	نوع مدار	m	۰/۳۶۲	میانگین فاصله چال‌های محیطی



برداشت شماره ۳۹

جدول برداشت شماره ۳۹

واحد	مقدار	پارامتر	واحد	مقدار	پارامتر
m	۰/۴۹۵	میانگین فاصله چال‌ها	m^2	۵/۹۴۱۲	سطح مقطع تونل
m^2	۴/۲۲۳۴	مقدار بیش شکست	m^2	۱۰/۱۶۴۶	سطح مقطع بعد از انفجار
ton	۱۸/۶۲	حجم سنگ خردشده	m^2	۱/۶۹۷۴	سطح مقطع پین زغالی
عدد	۴۵	تعداد امولایت	m	۰/۸۸	پیشروی
Kg	۹	وزن کل مواد	عدد	۱۵	تعداد چال
Kg/ m^3	۱/۲۶	خرج ویژه	عدد	۵	تعداد تأخیر
سری/موازی	سری	نوع مدار	m	۰/۳۶۵	میانگین فاصله چال‌های محیطی



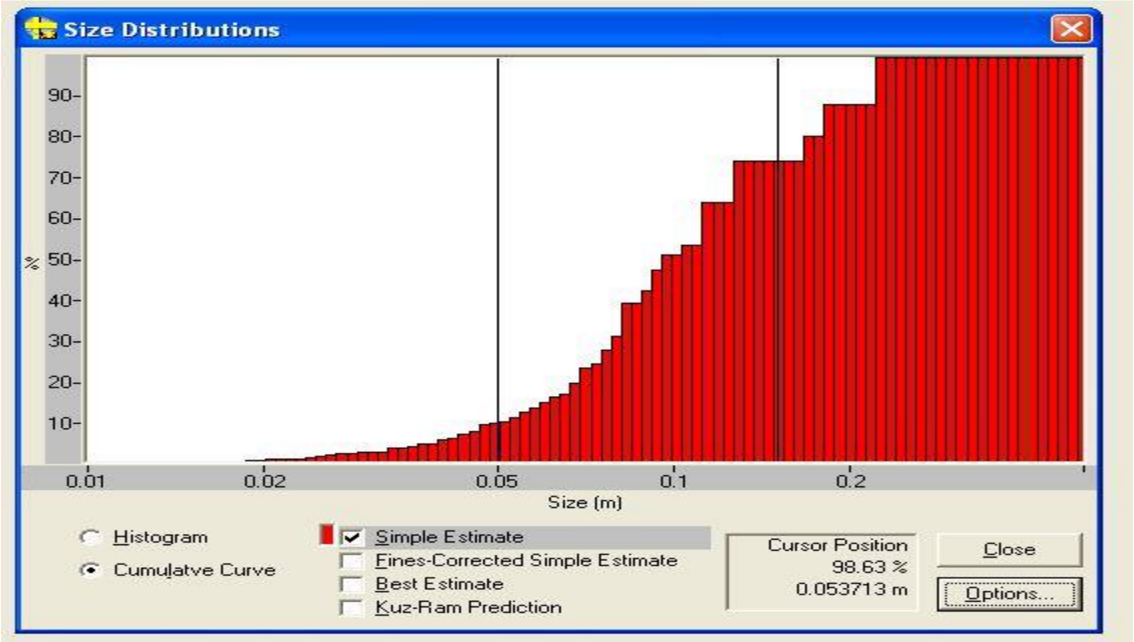
برداشت شماره ۴۰

جدول برداشت شماره ۴۰

پارامتر	مقدار	واحد	پارامتر	مقدار	واحد
سطح مقطع تونل	۵/۹۴۱۲	m^2	میانگین فاصله چال‌ها	۰/۵۱	m
سطح مقطع بعد از انفجار	۹/۴۴	m^2	مقدار بیش شکست	۳/۴۶۶۹	m^2
سطح مقطع پین زغالی	۱/۶۹۷۴	m^2	حجم سنگ خردشده	۱۵/۴۸	ton
پیشروی	۰/۸۰	m	تعداد امولایت	۴۵	عدد
تعداد چال	۱۵	عدد	وزن کل مواد	۹	Kg
تعداد تأخیر	۵	عدد	خرج ویژه	۱/۲۶	Kg/ m^3
میانگین فاصله چال‌های محیطی	۰/۳۲۸	m	نوع مدار	سری	سری/موازی

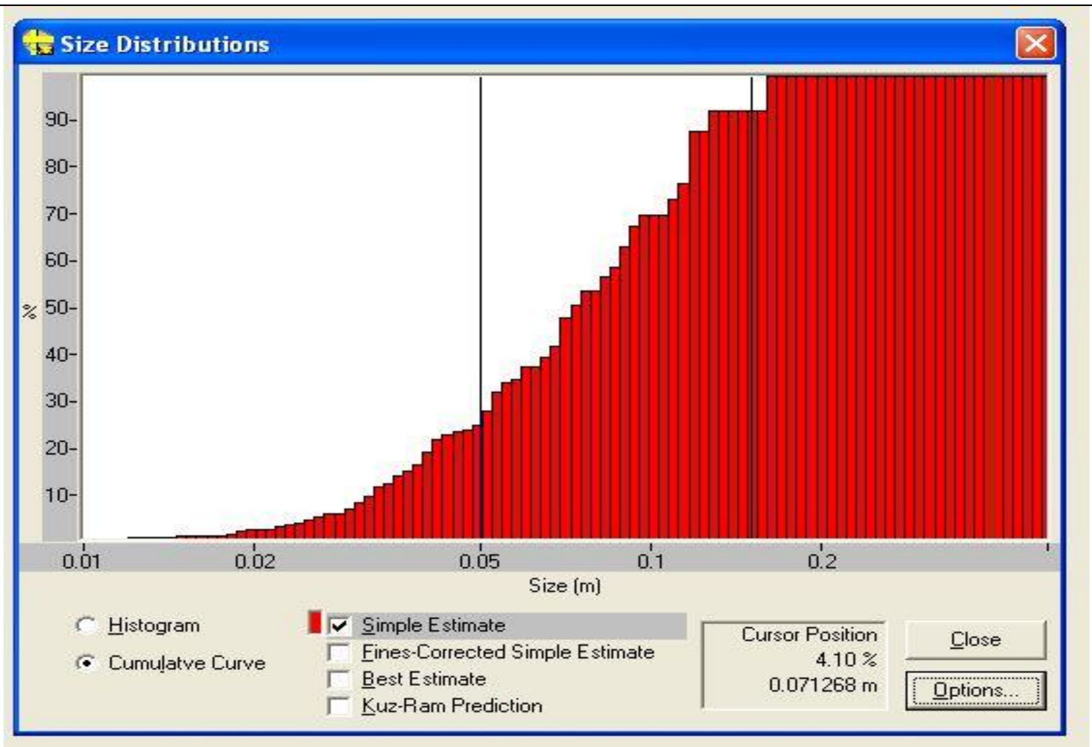
پیوست شماره ۲- عکس‌های خردایش و خروجی های نرم‌افزار

انفجار ۱ – عکس ۲



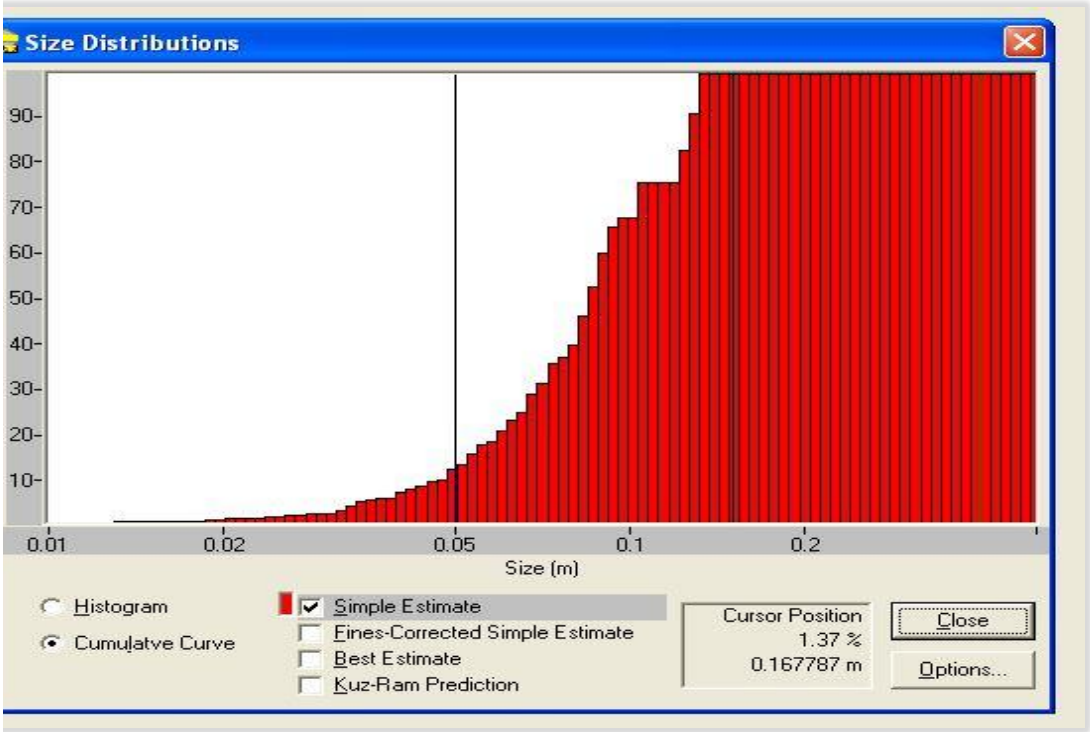
نمودار انفجار ۱ – عکس ۲

عکس انفجار ۱ – عکس شماره ۳

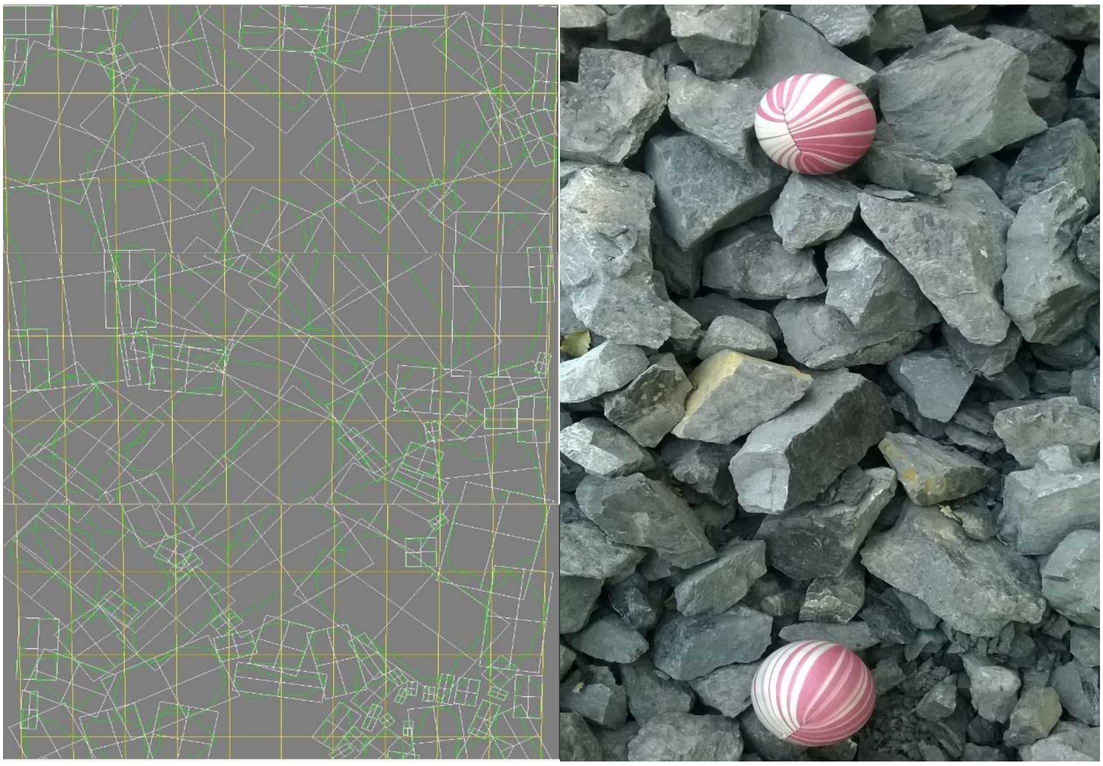


نمودار انفجار ۱ – عکس ۳

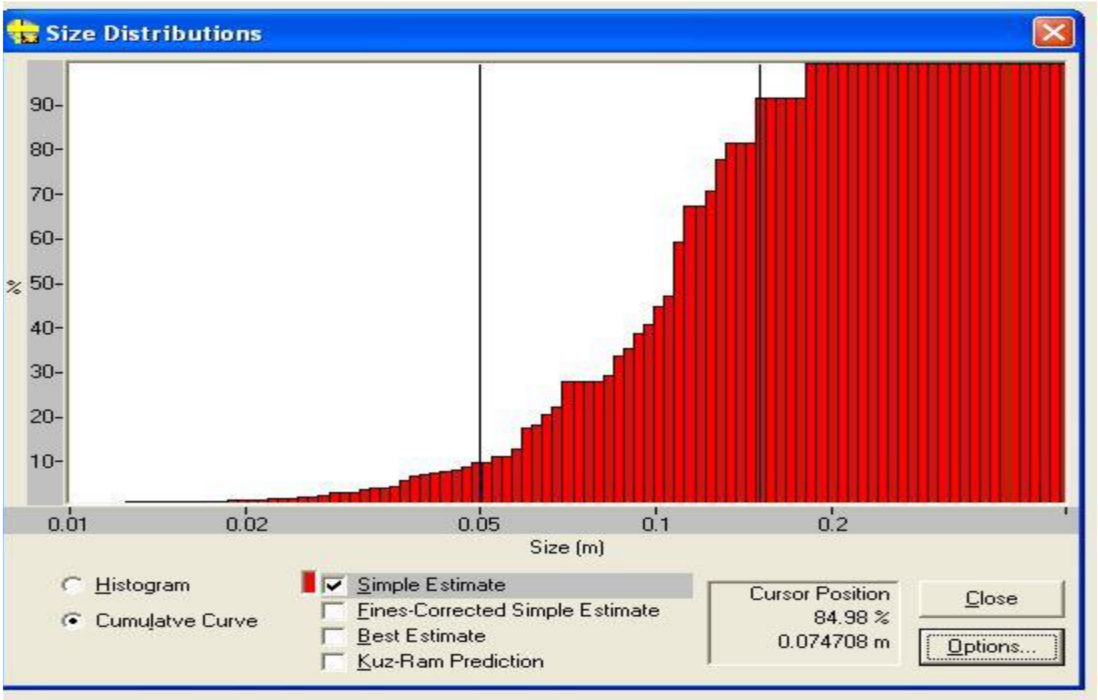
انفجار ۱ – عکس ۴



نمودار انفجار ۱ – عکس ۴

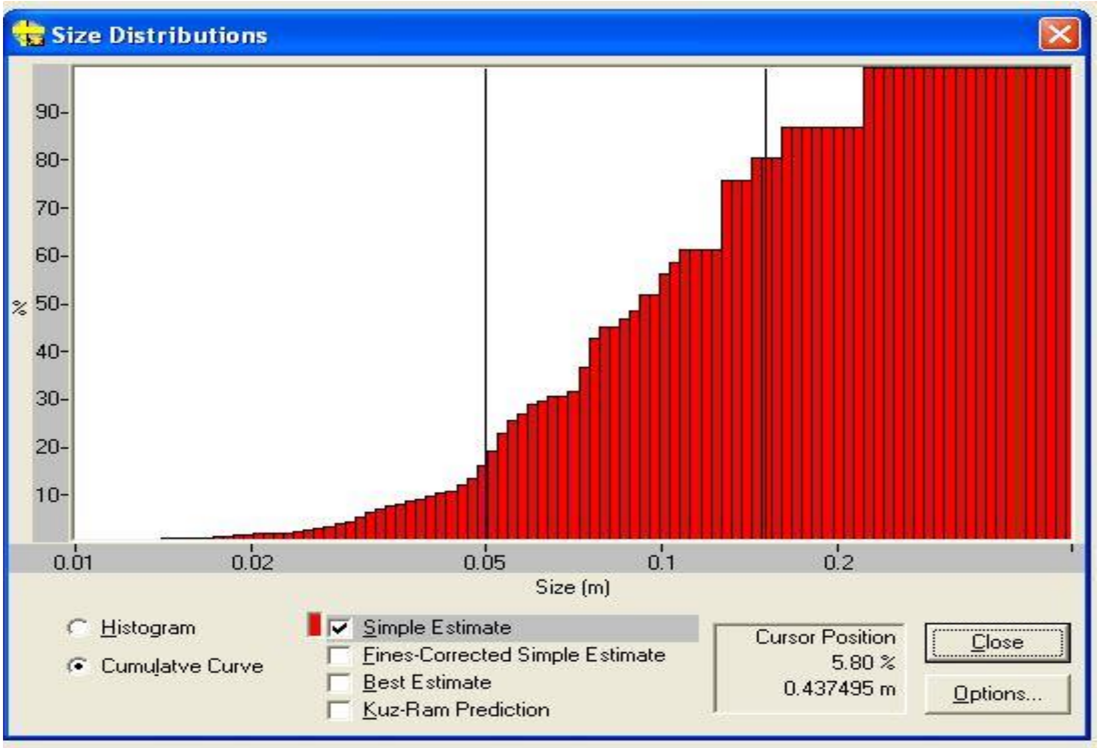


انفجار ۱- عکس ۵



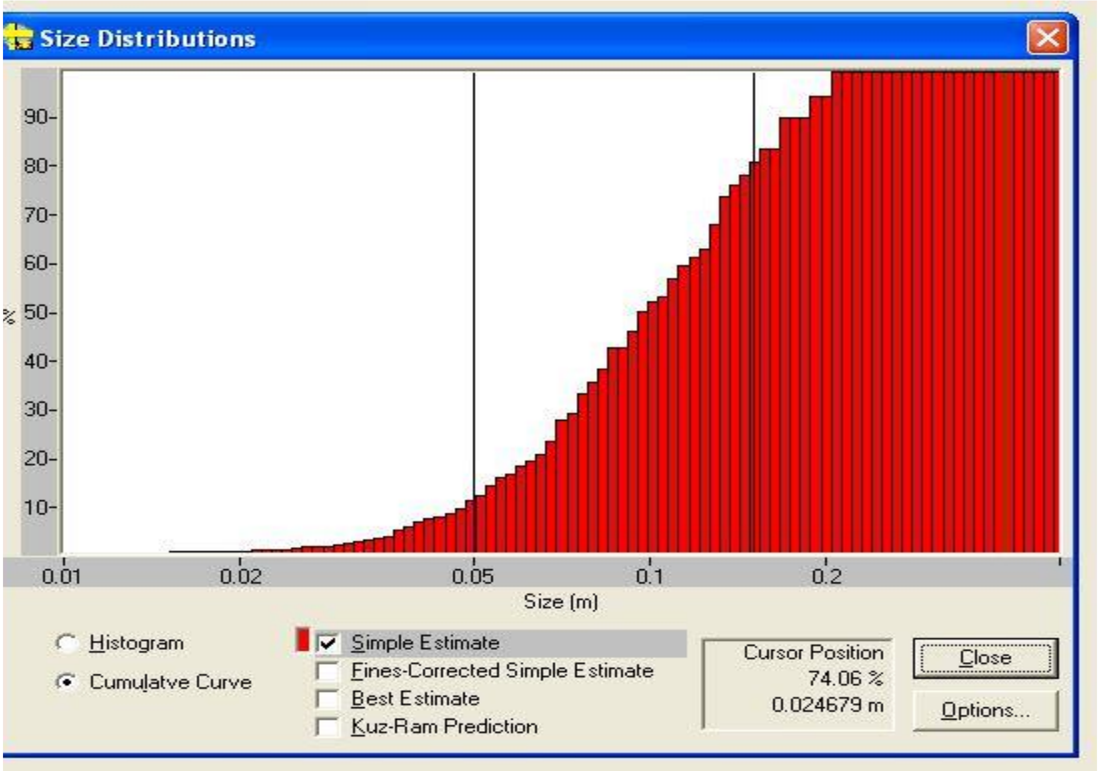
نمودار انفجار ۱-عکس ۵

انفجار ۱ – عکس ۶

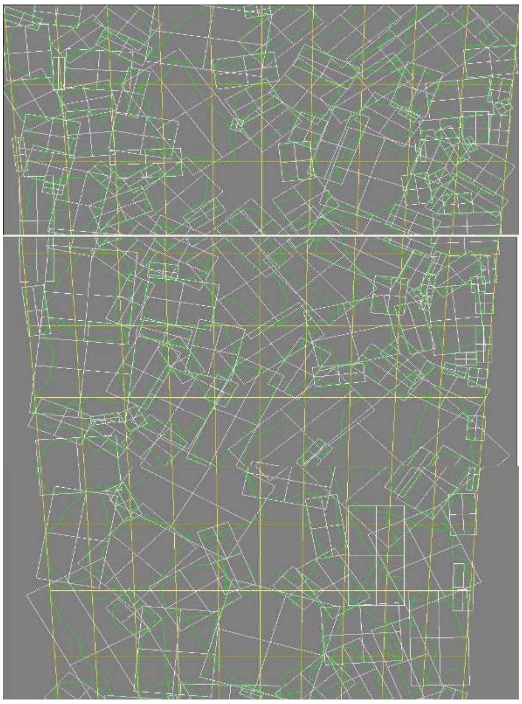


نمودار انفجار ۱ – عکس ۶

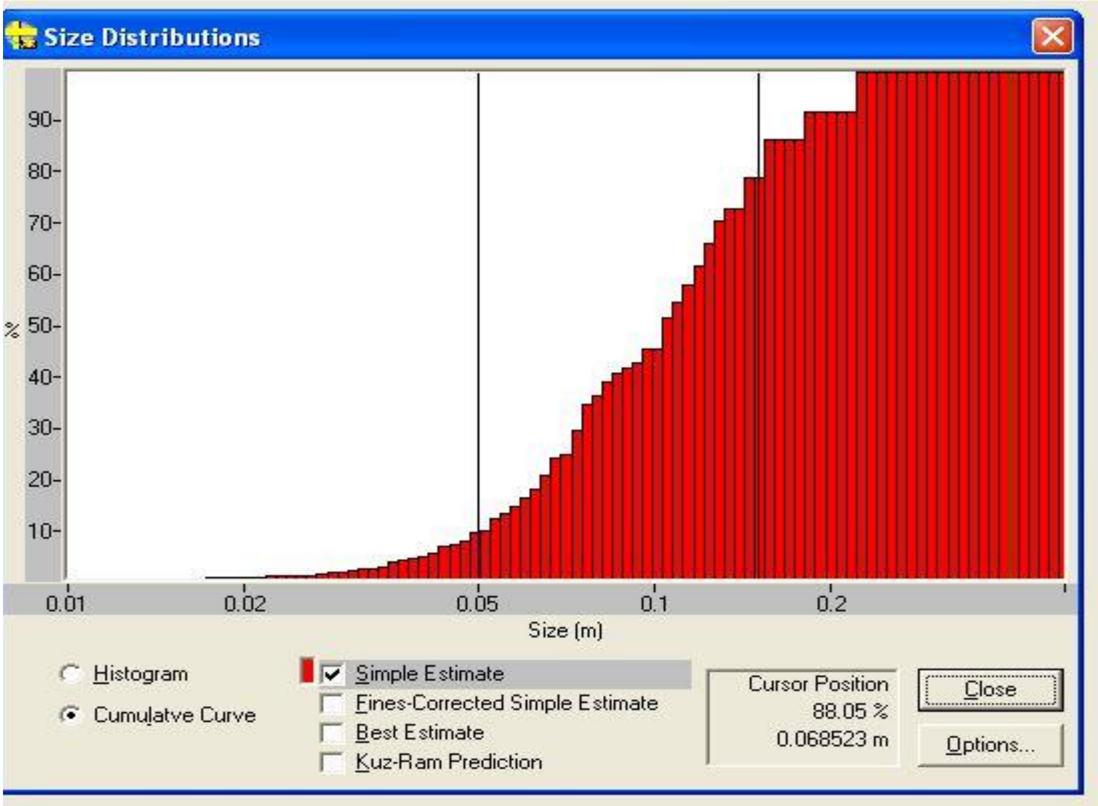
انفجار ۲ – عکس ۱



نمودار انفجار ۲ – عکس ۱

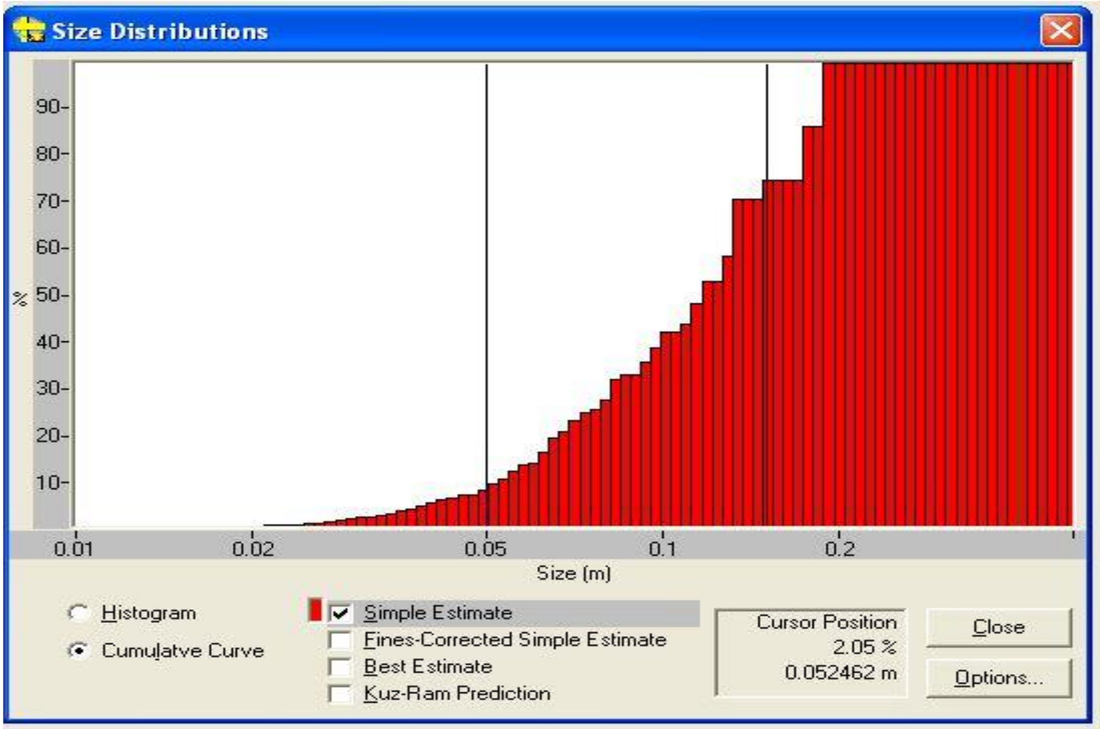


انفجار شماره ۲ – عکس ۲

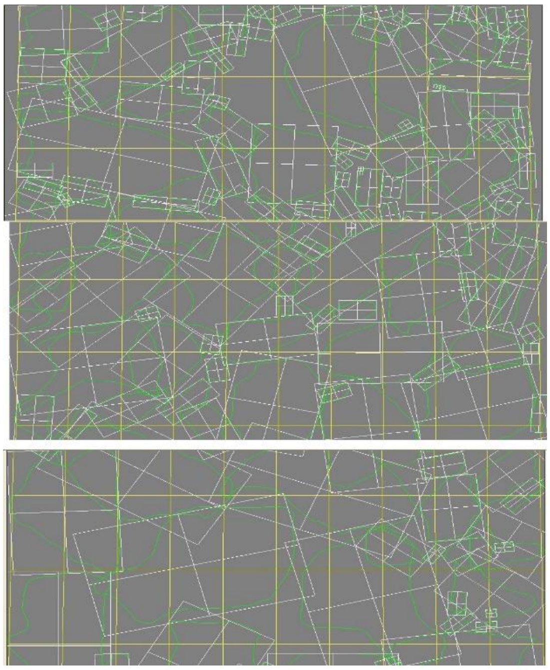


نمودار انفجار ۲ – عکس ۲

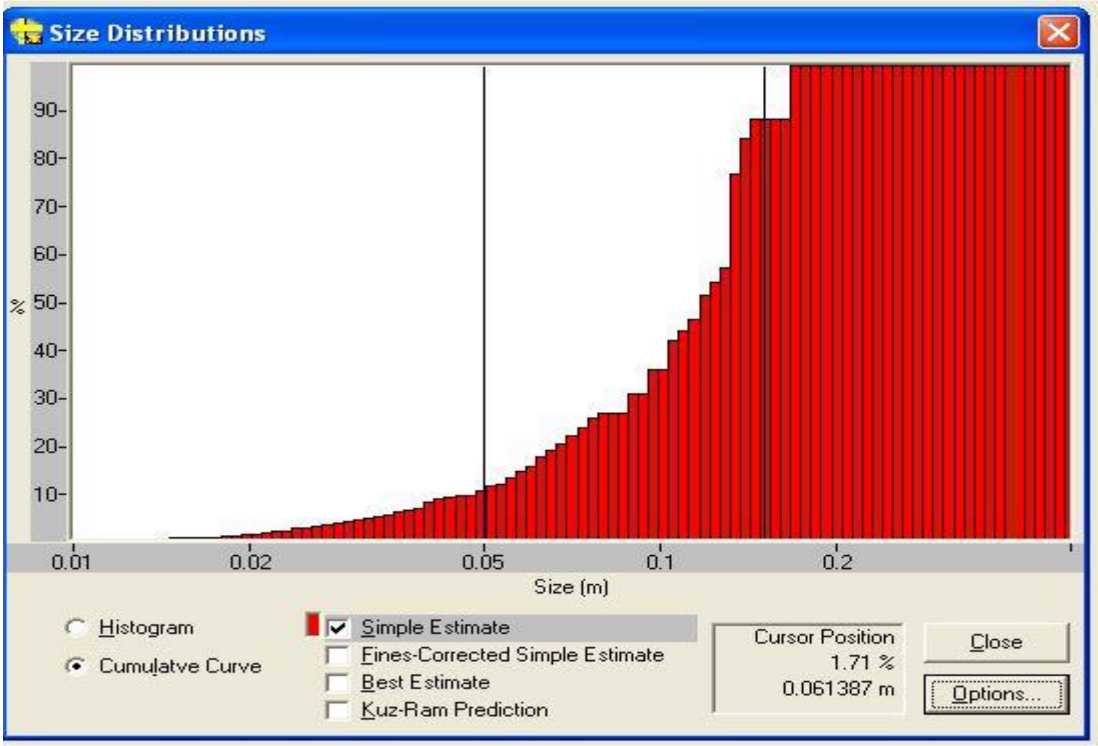
انفجار ۲ – عکس ۳



نمودار انفجار ۲ – عکس ۳

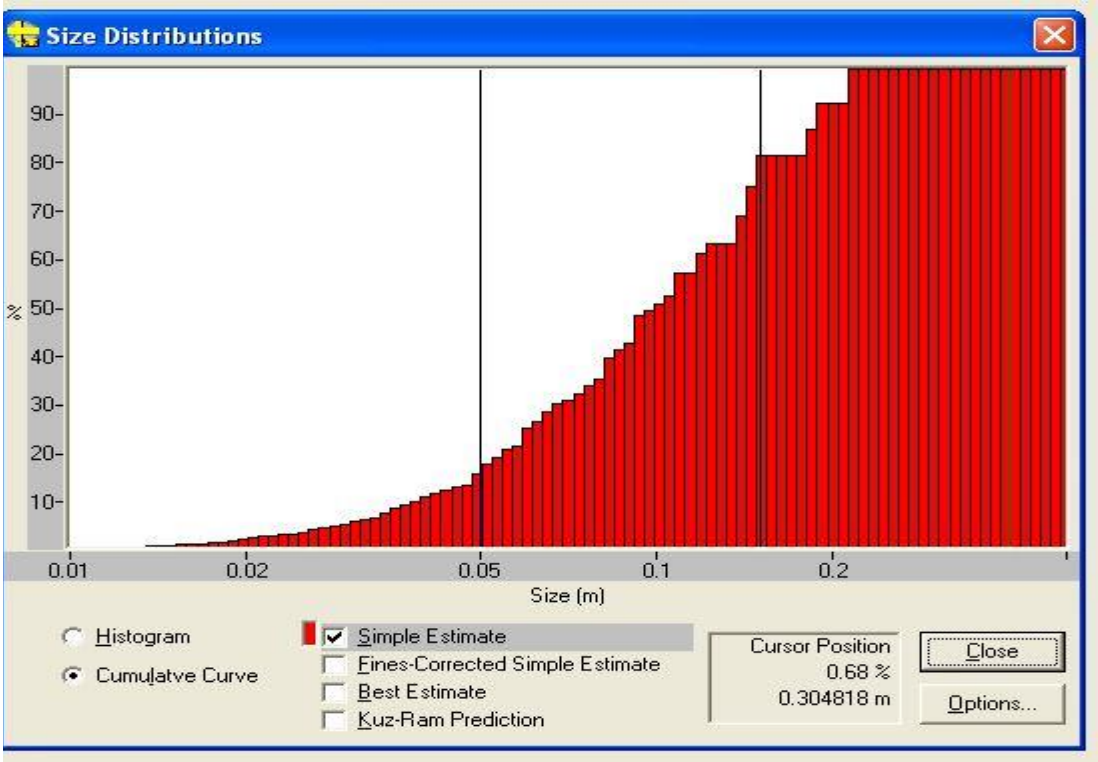


انفجار ۲- عکس ۴



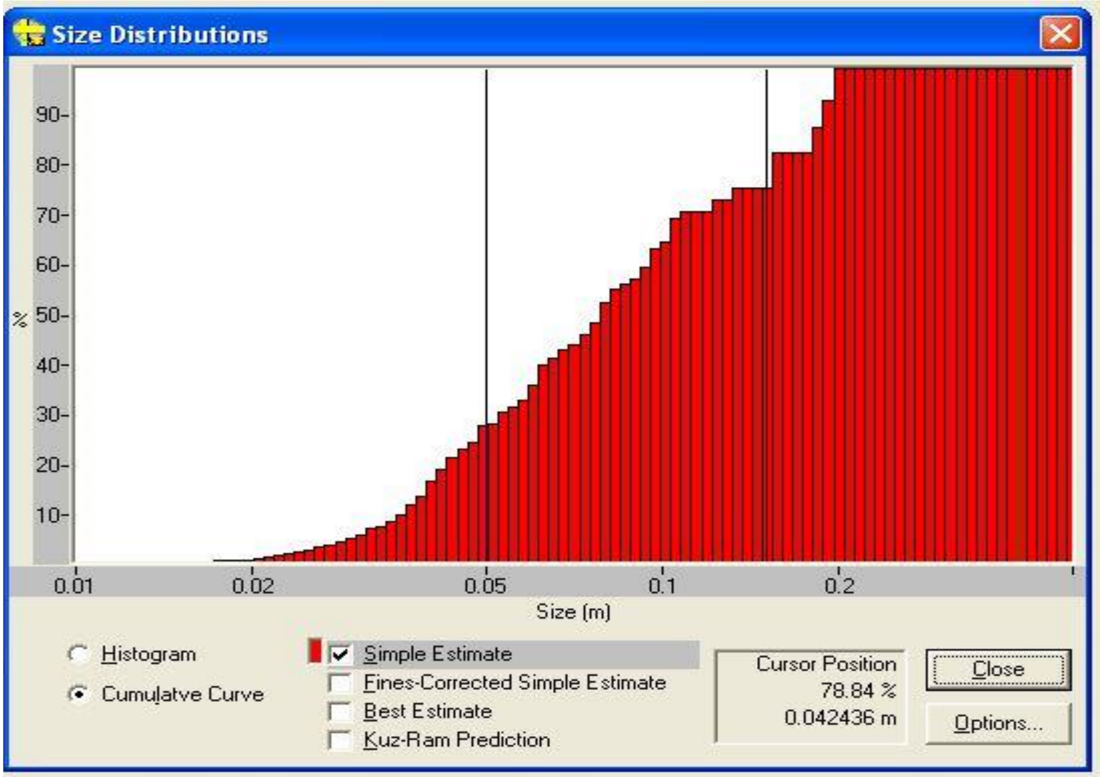
نمودار انفجار ۲ – عکس ۴

انفجار ۳ – عکس ۱



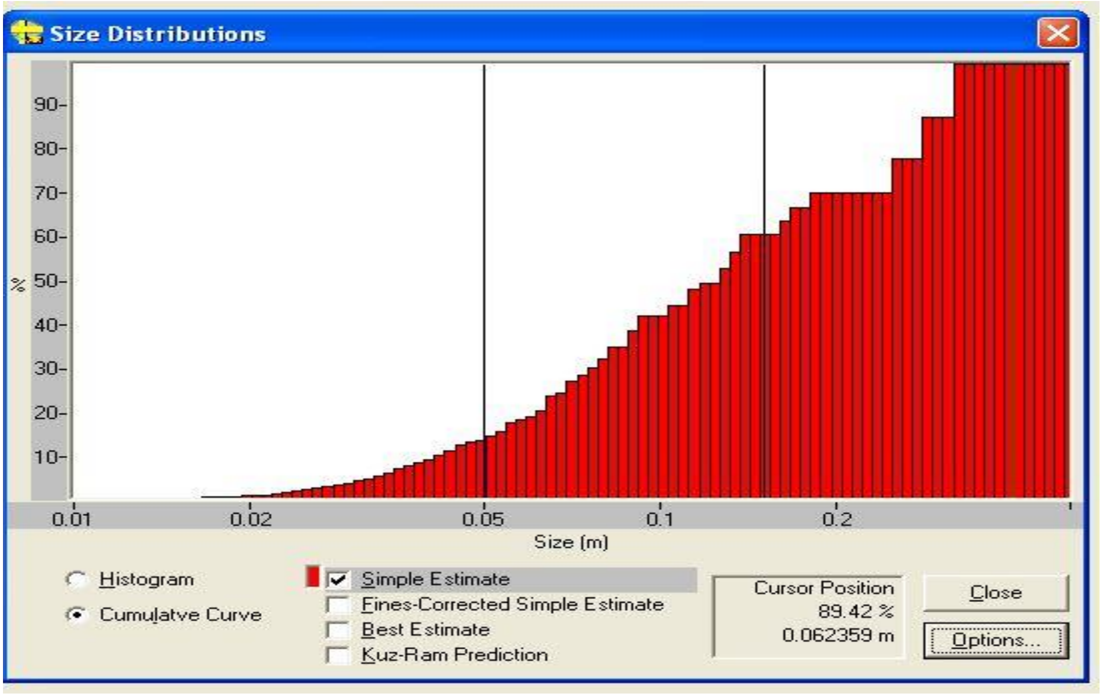
نمودار انفجار ۳ – عکس ۱

انفجار ۳ – عکس ۲



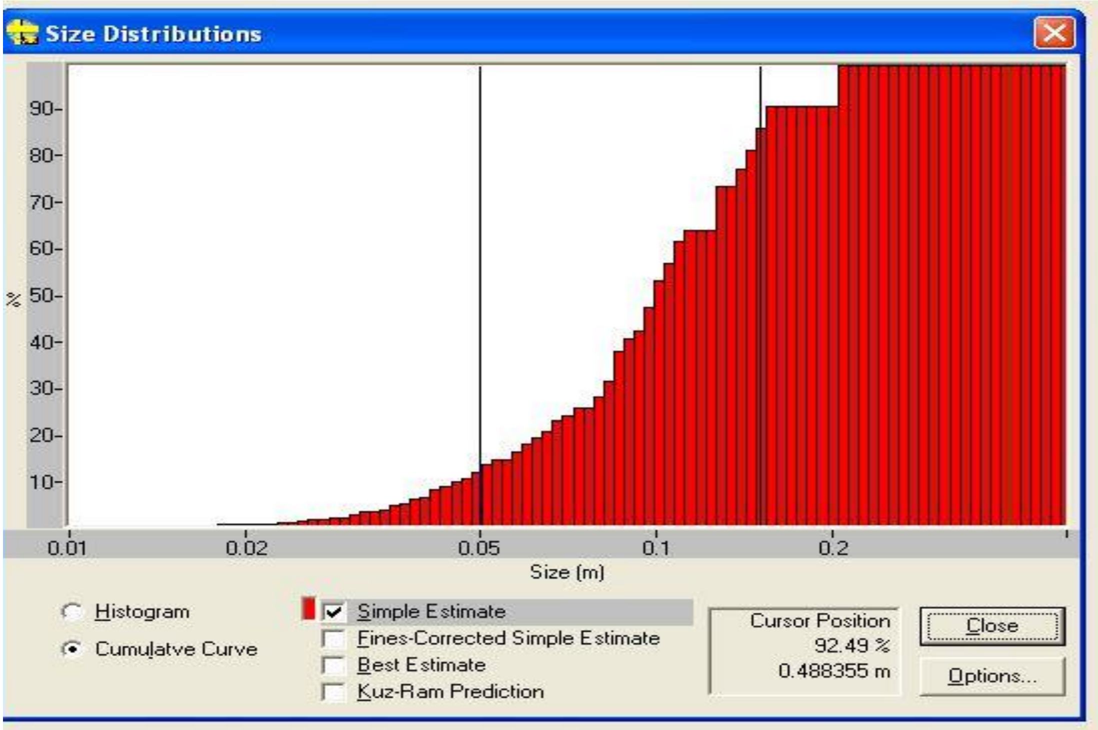
نمودار انفجار ۳ – عکس ۲

انفجار ۳ – عکس ۳



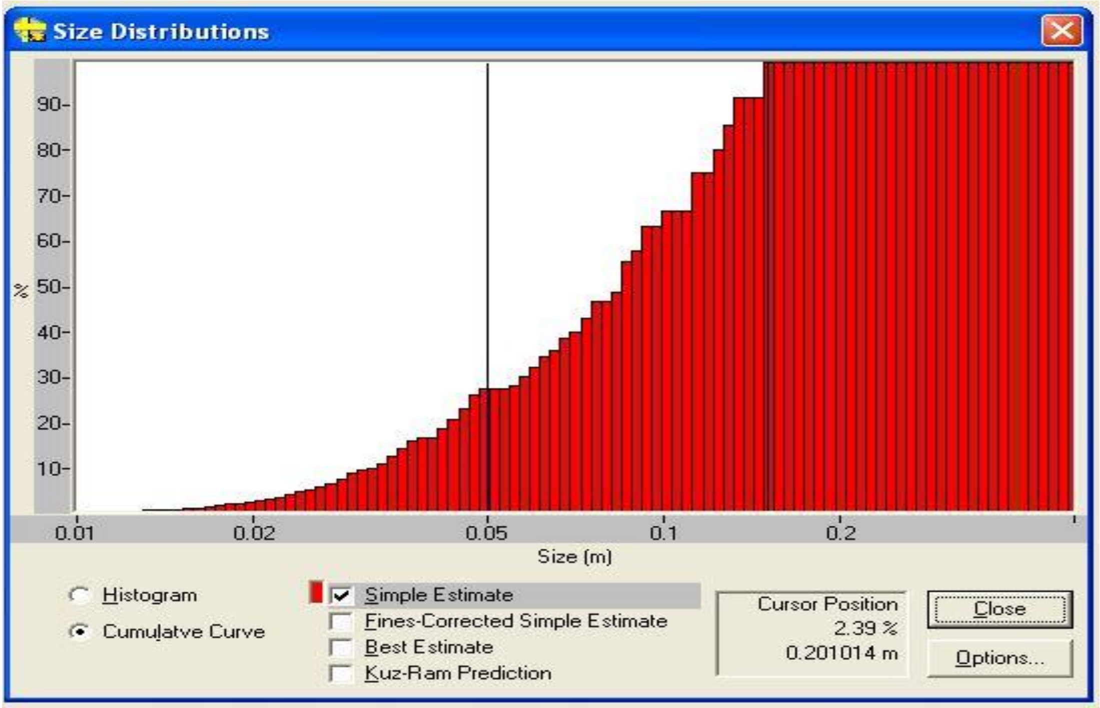
نمودار انفجار ۳ – عکس ۳

انفجار ۳- عکس ۴

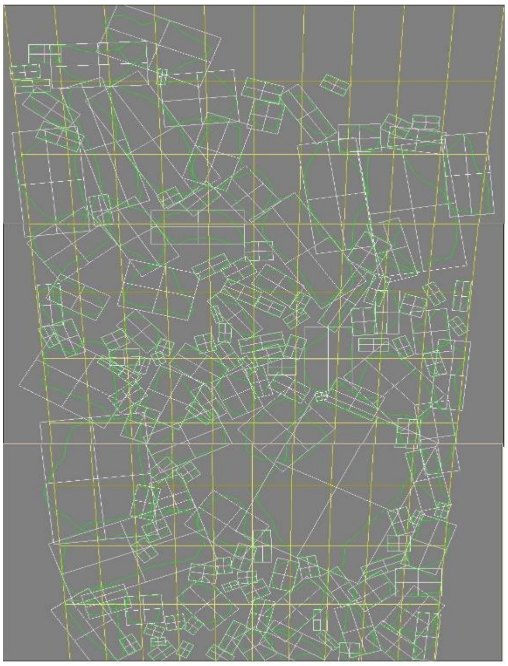


نمودار انفجار ۳ – عکس ۴

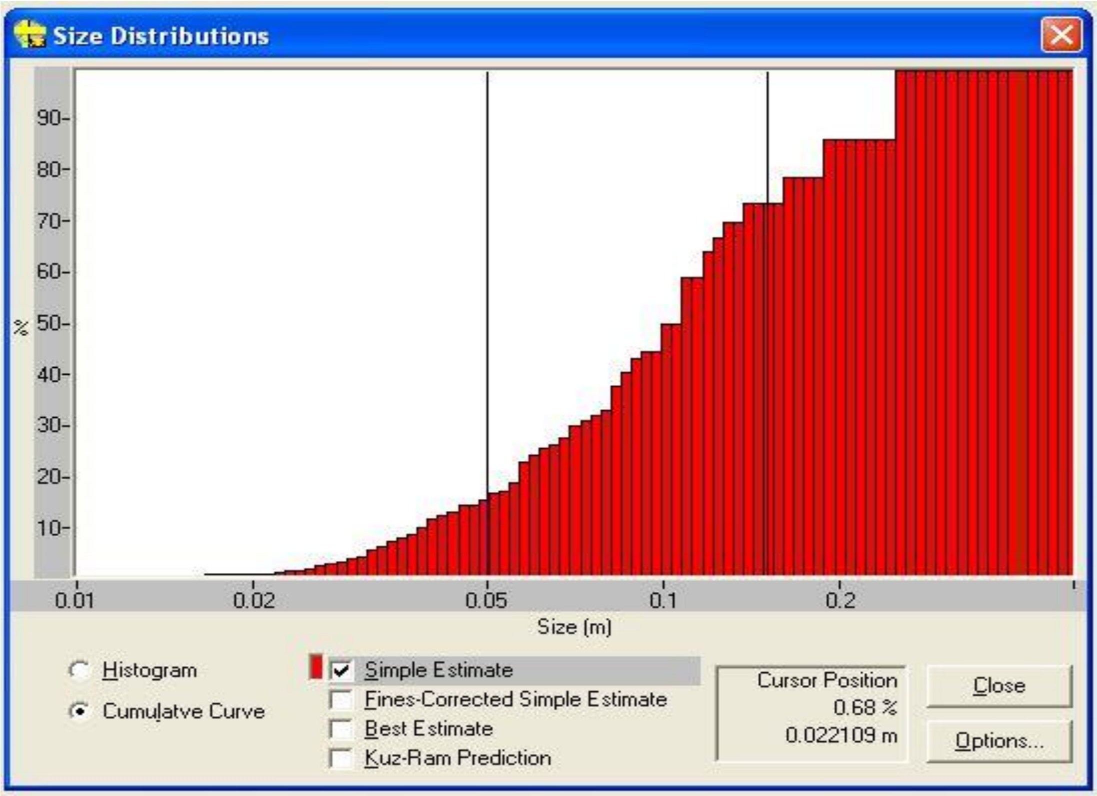
انفجار ۳ – عکس ۵



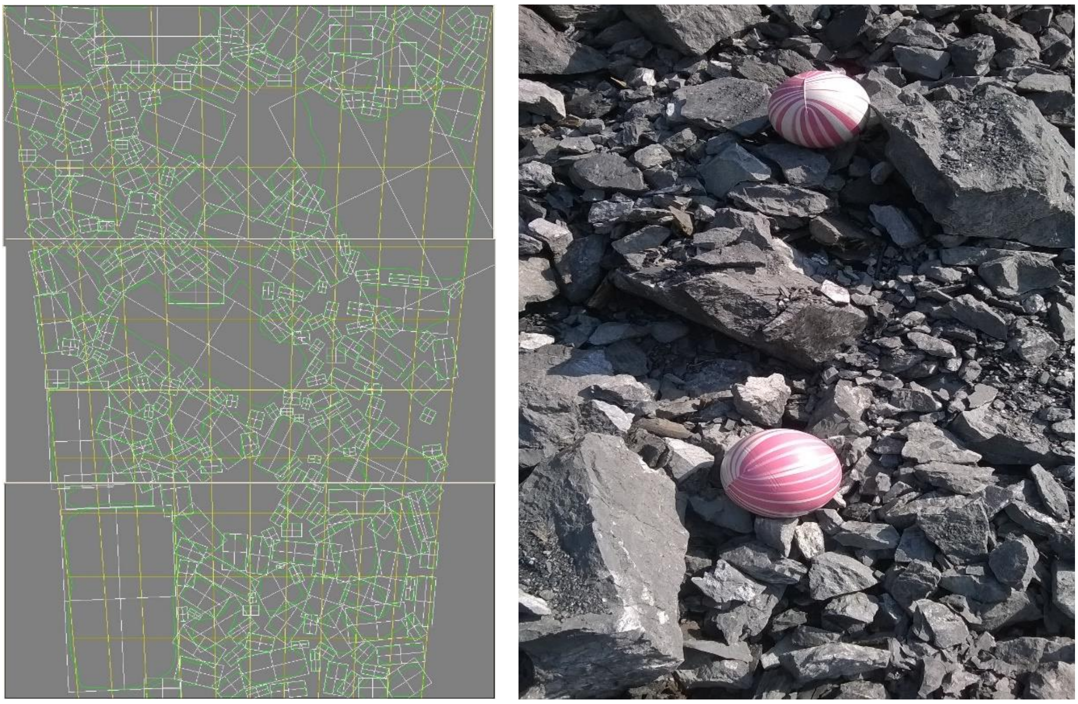
نمودار ۳- عکس ۵



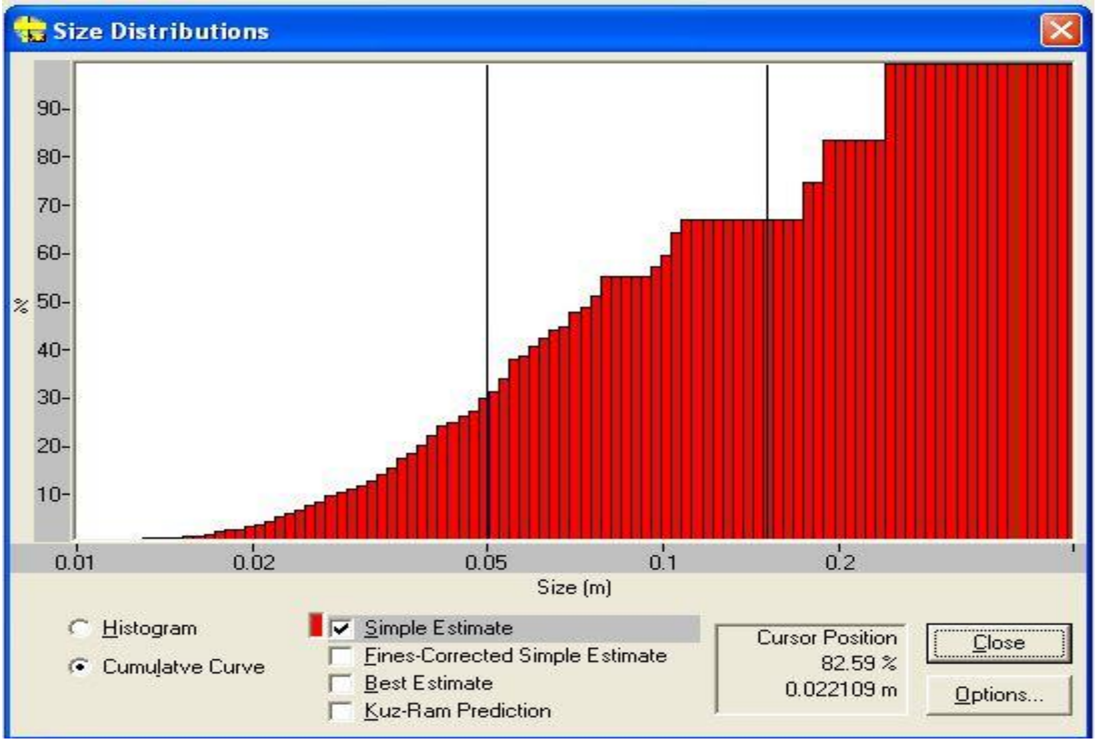
انفجار ۴ – عکس ۱



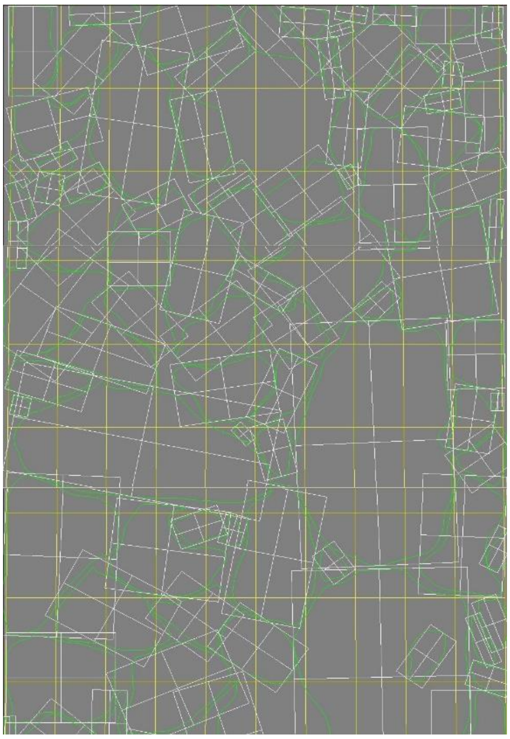
نمودار انفجار ۴- عکس ۱



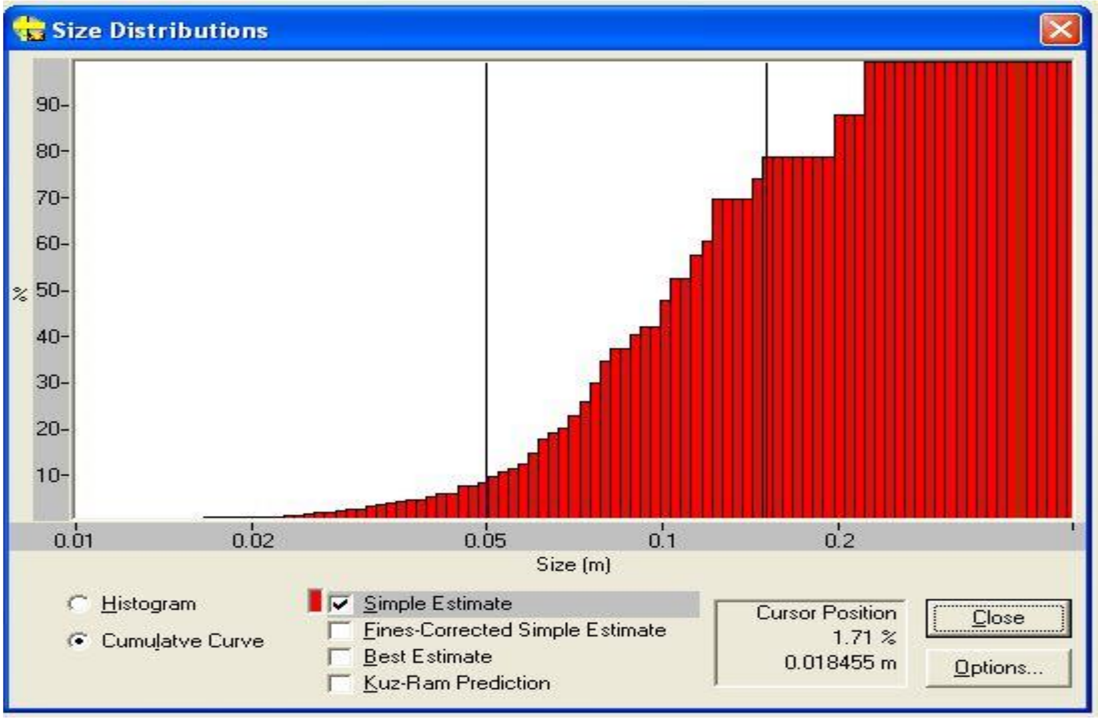
انفجار ۴- عکس ۲



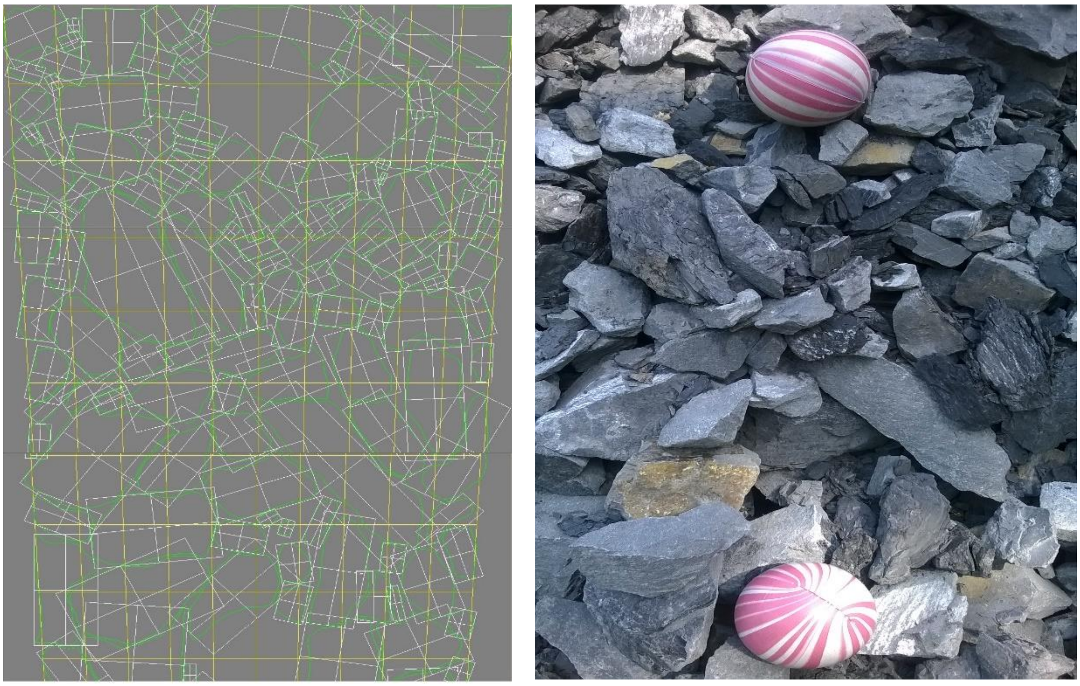
نمودار انفجار ۴ – عکس ۲



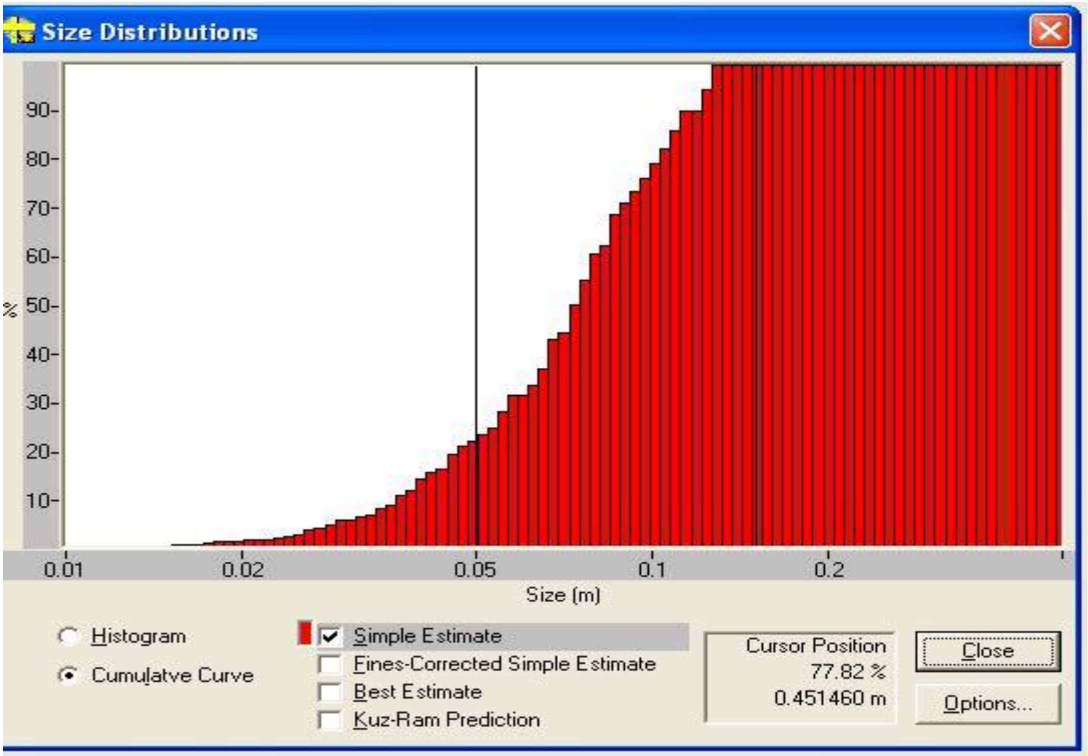
انفجار ۴ – عکس ۳



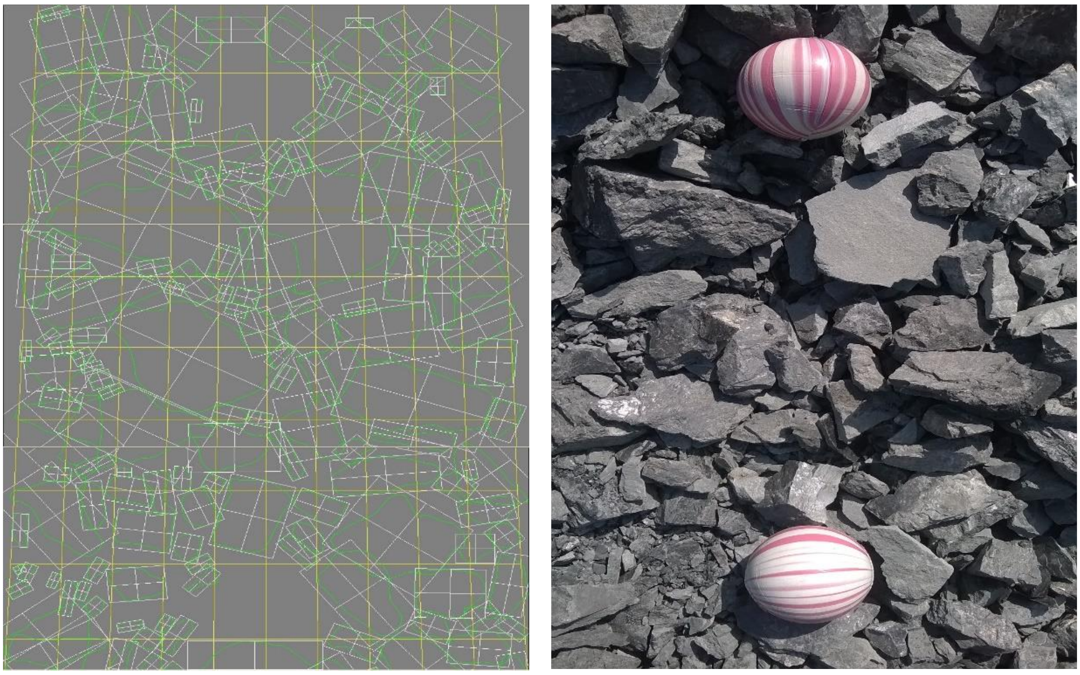
نمودار انفجار ۴ – عکس ۳



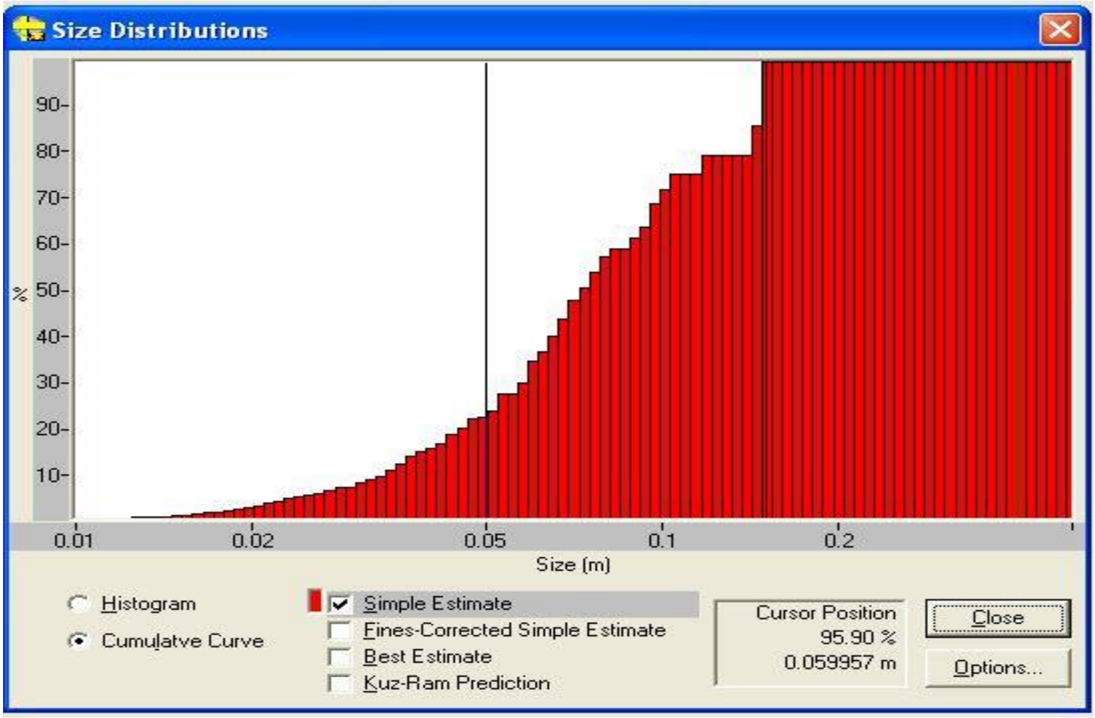
انفجار ۴ – عکس ۴



نمودار انفجار ۴ – عکس ۴

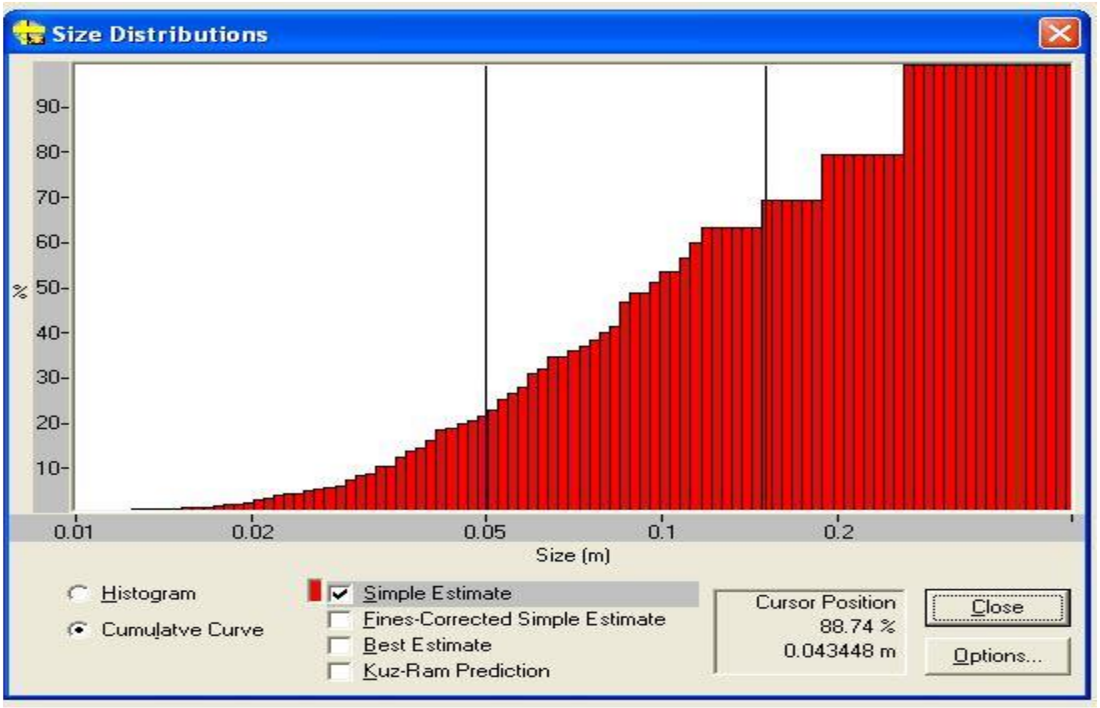


انفجار ۴ – عکس ۵

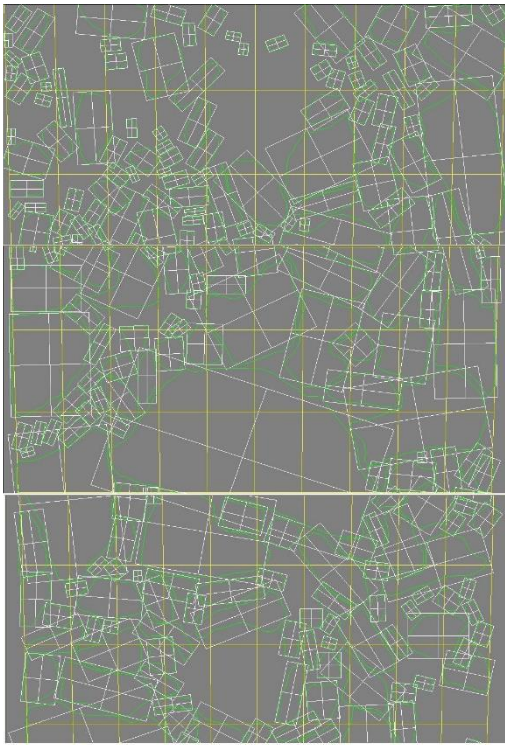


نمودار انفجار ۴ – عکس ۵

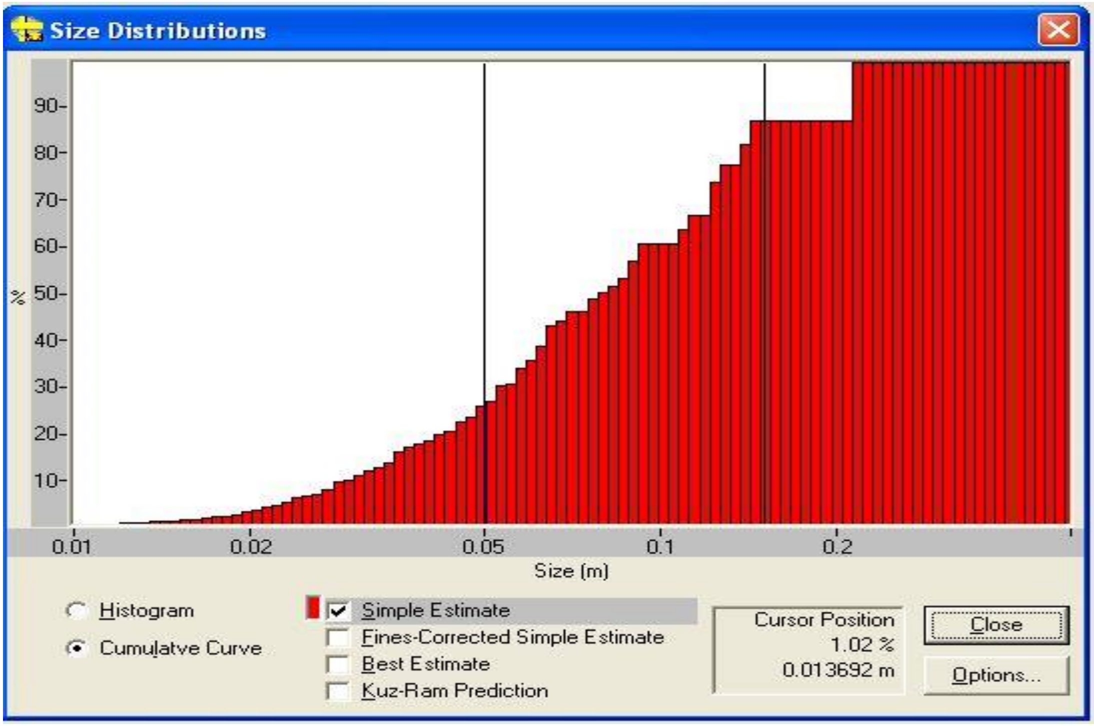
انفجار ۴ – عکس ۶



نمودار انفجار ۴ – عکس ۶

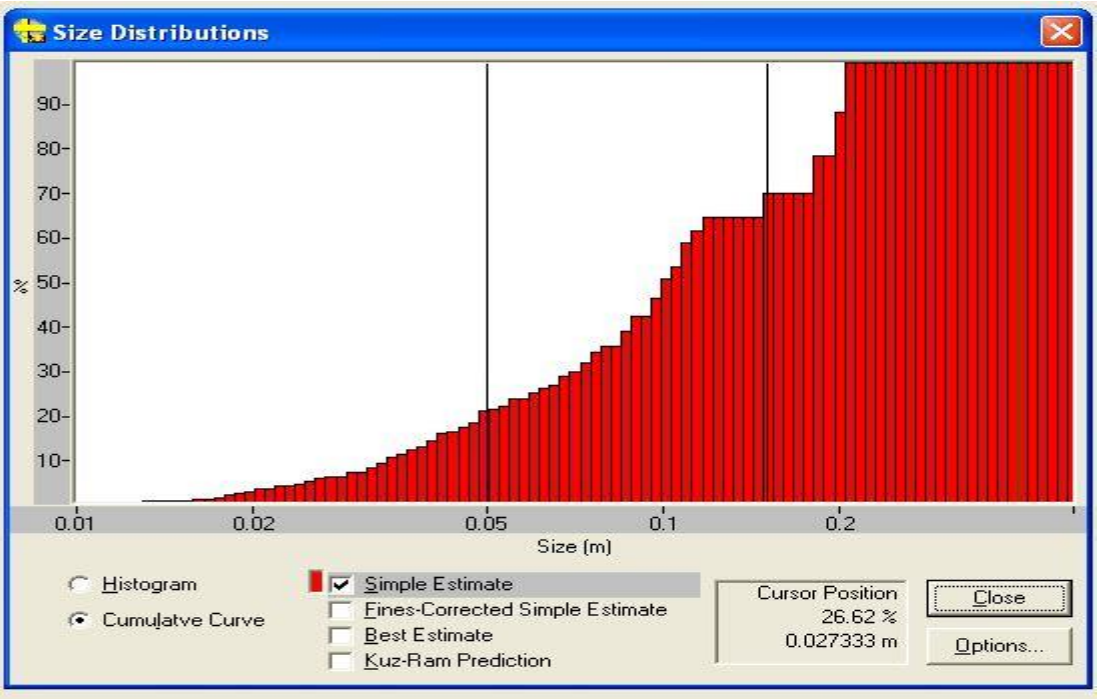


انفجار ۴ – عکس ۷



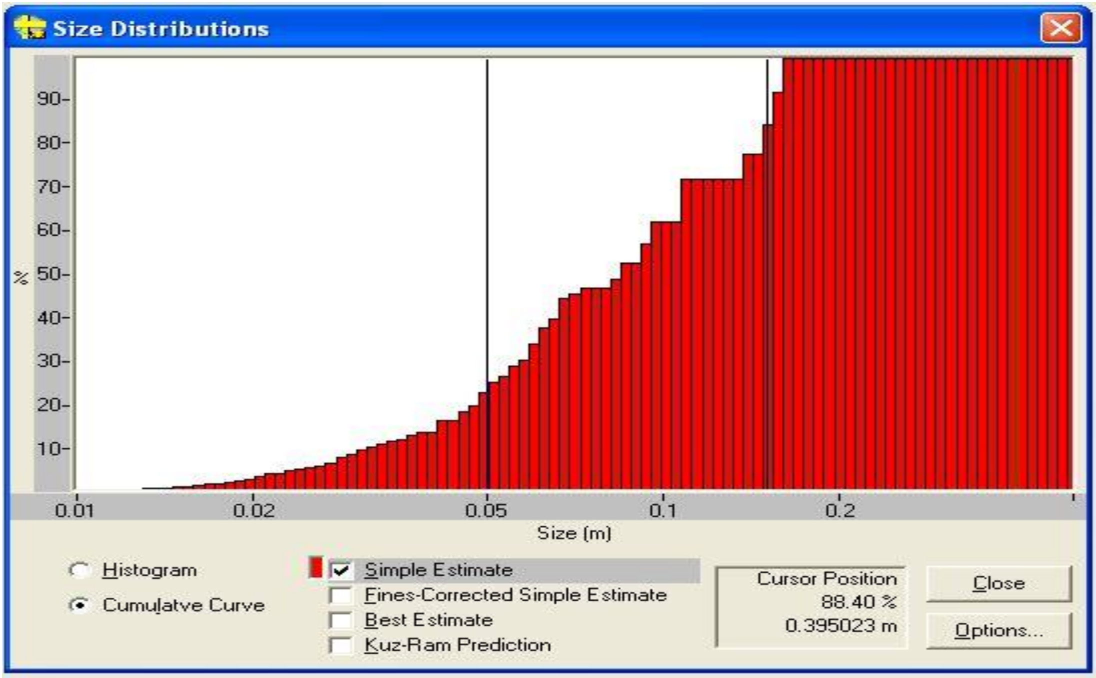
نمودار ۴- عکس ۷

انفجار ۴ – عکس ۸



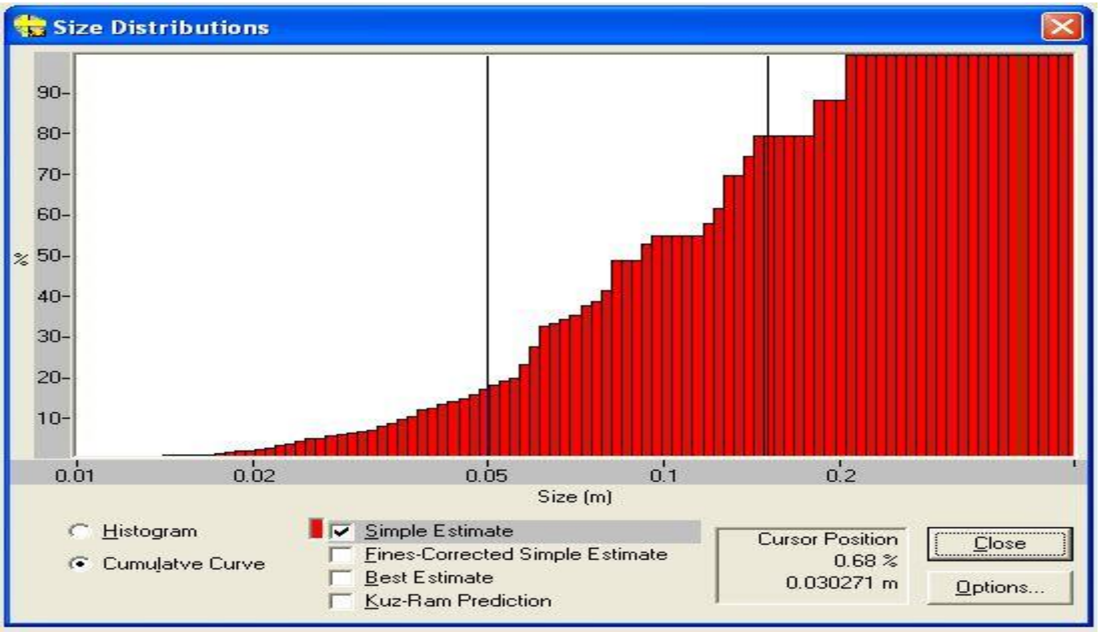
نمودار انفجار ۴ – عکس ۸

انفجار ۴ – عکس ۹



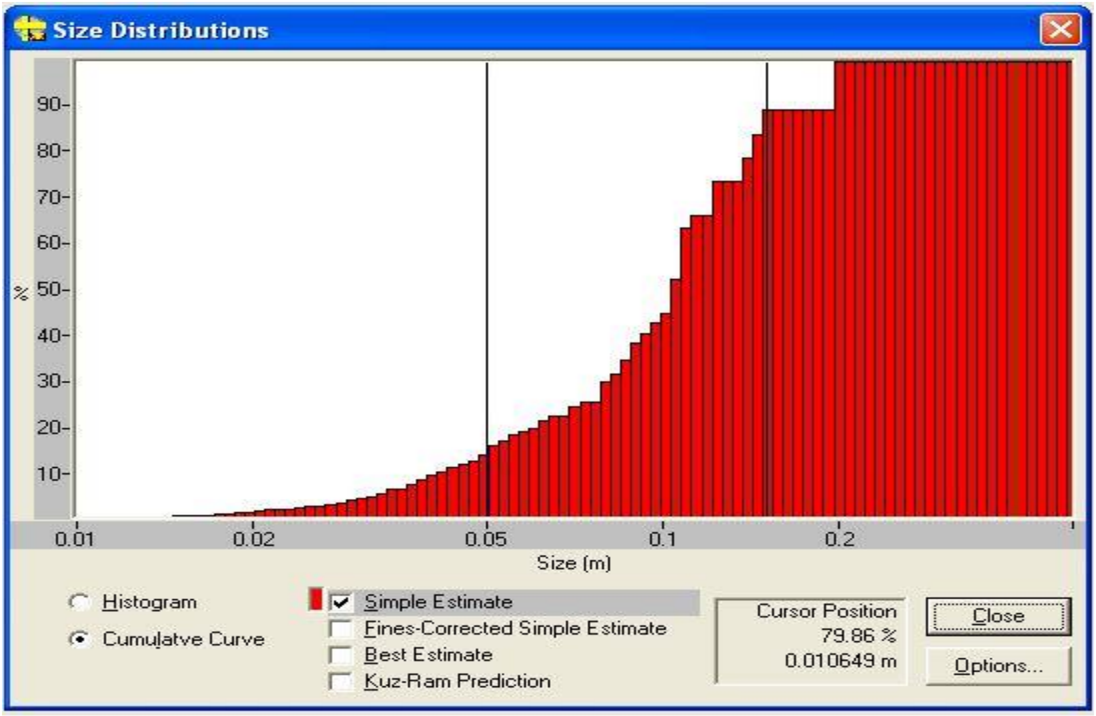
نمودار ۴ – عکس ۹

انفجار ۴ – عکس ۱۰



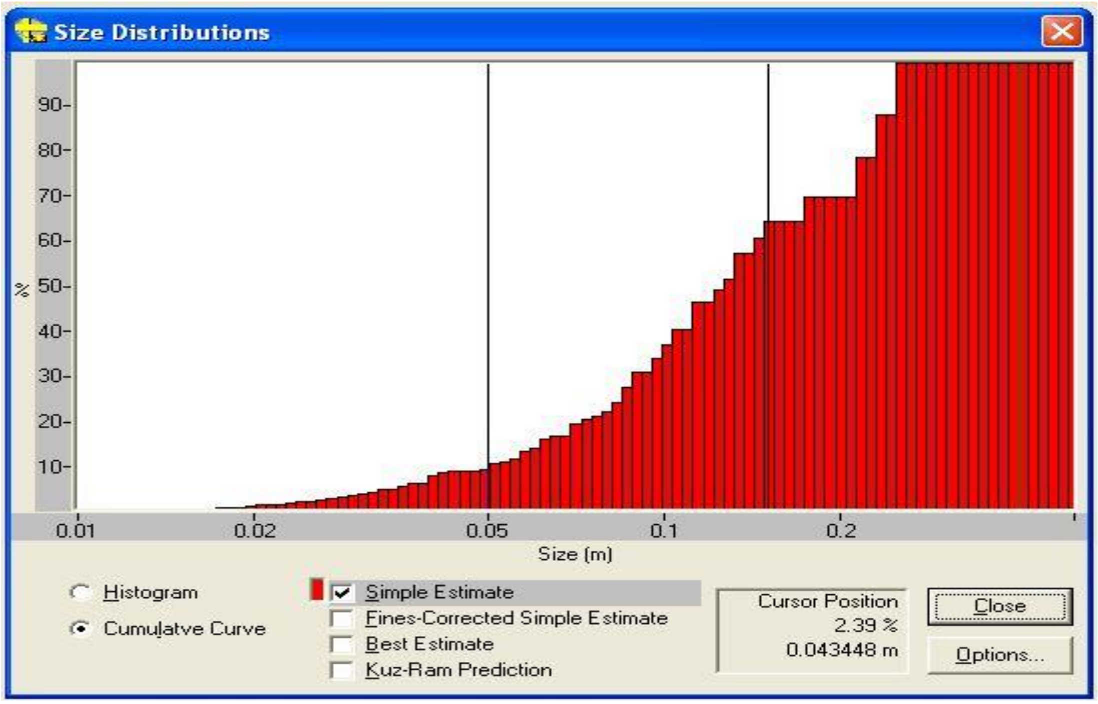
نمودار انفجار ۴ - عکس ۱۰

انفجار ۵ – عکس ۱



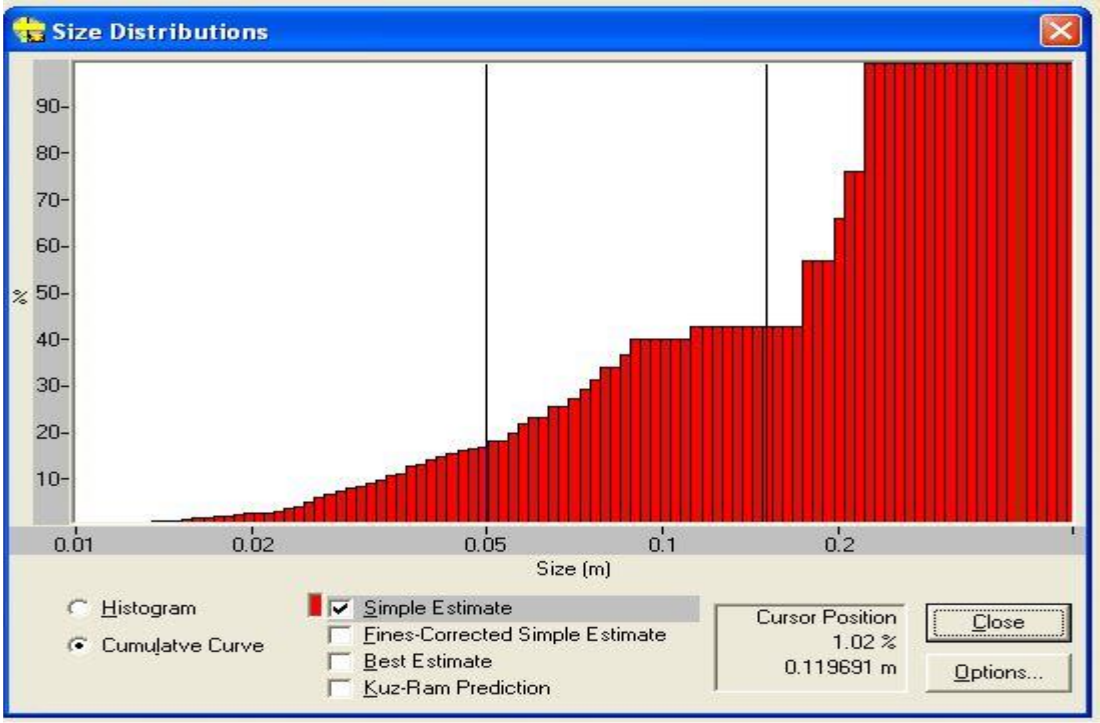
نمودار انفجار ۵- عکس ۱

انفجار ۵ – عکس ۲

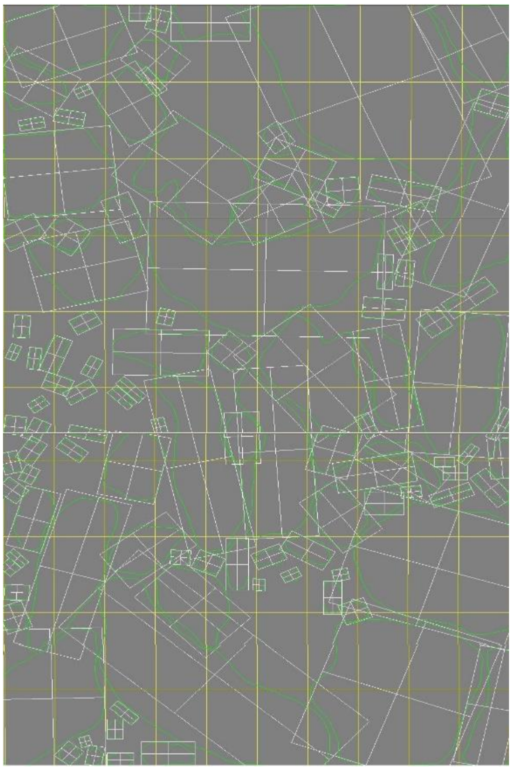


نمودار انفجار ۵ - عکس ۲

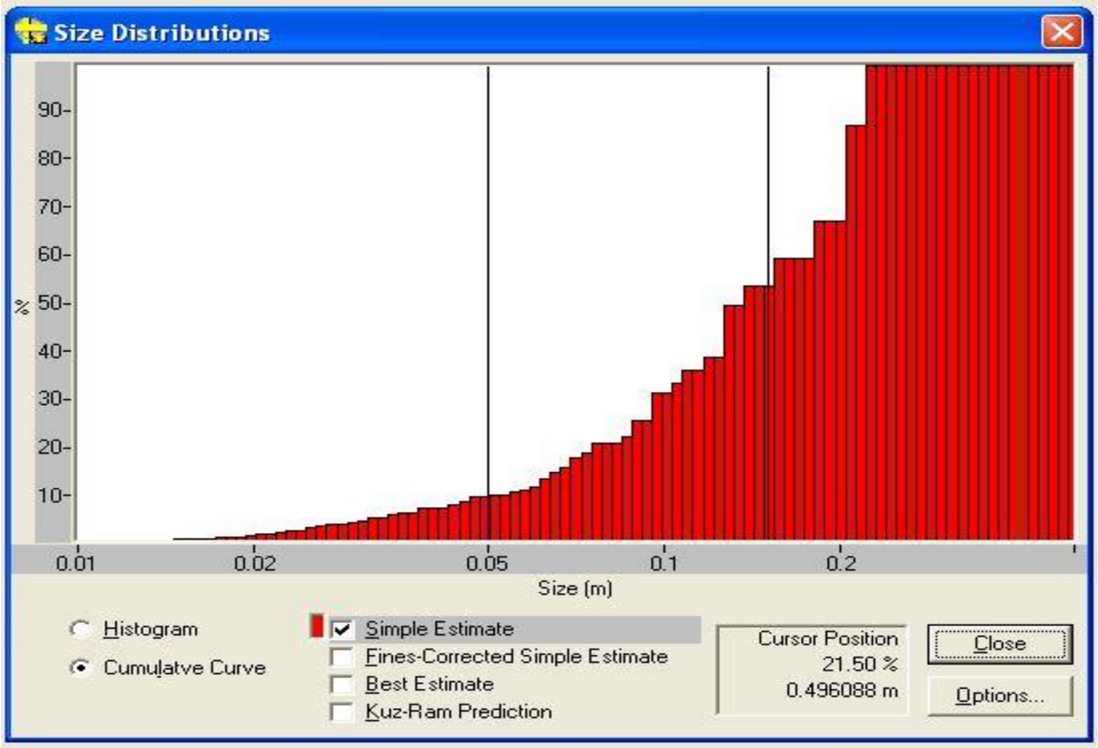
انفجار ۵ – عکس ۳



نمودار انفجار ۵ – عکس ۳

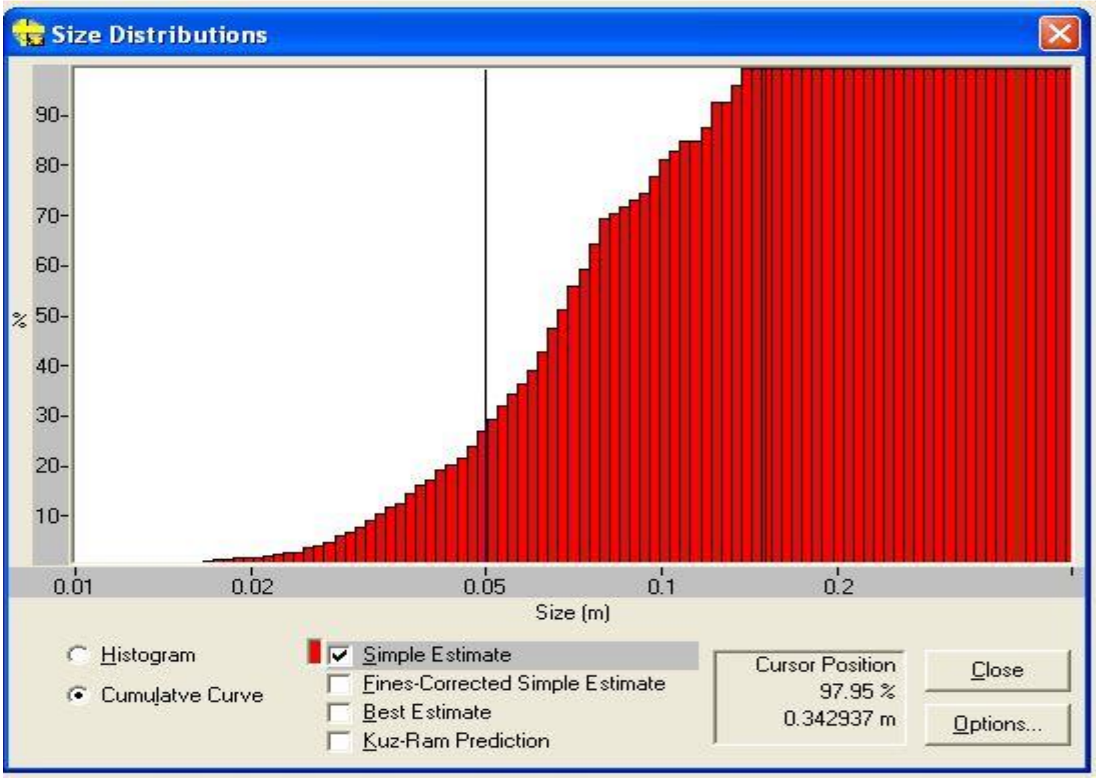


انفجار ۵ – عکس ۴



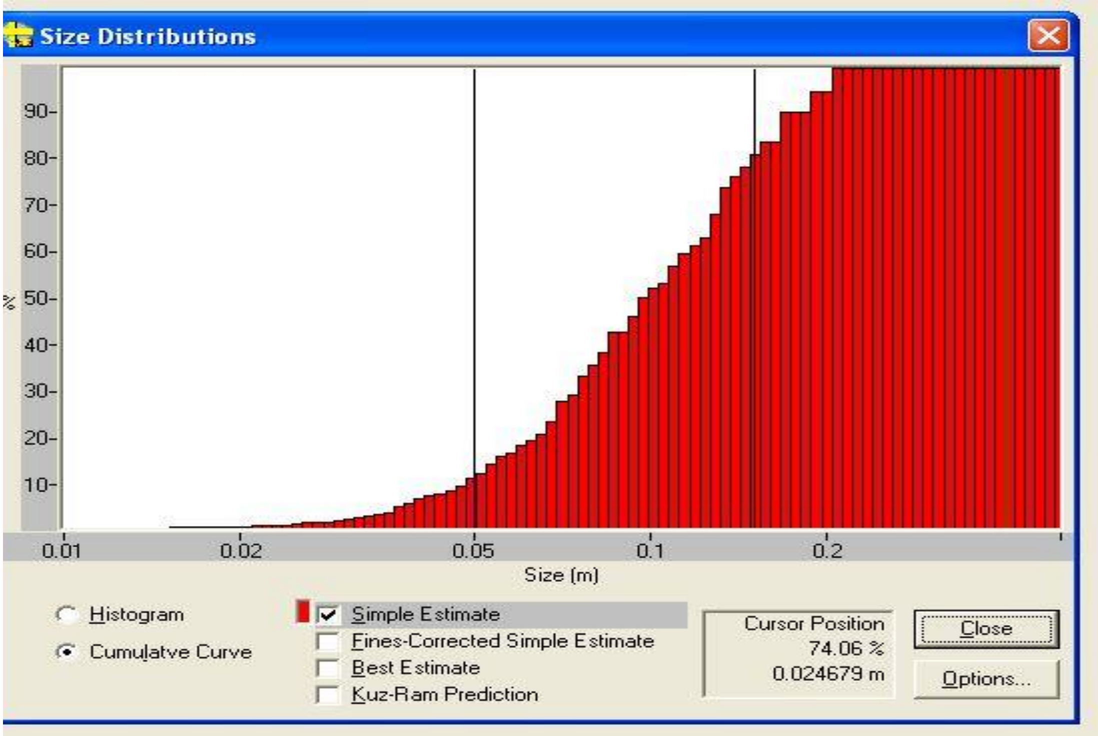
نمودار انفجار ۵ – عکس ۴

انفجار ۶ – عکس ۱



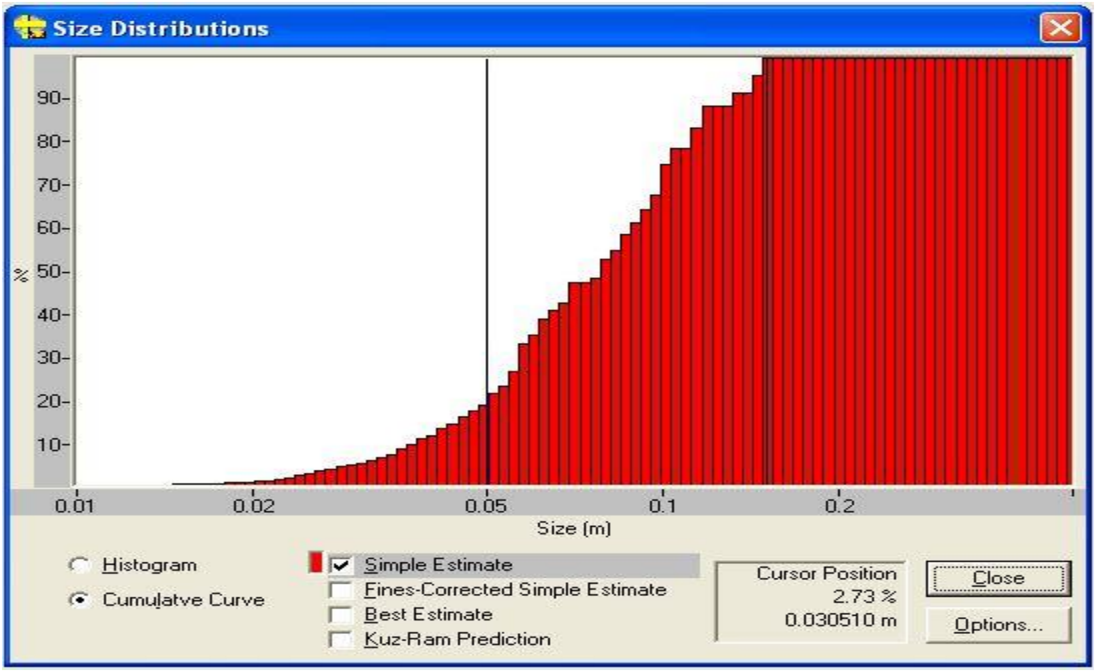
نمودار انفجار ۶ – عکس ۱

انفجار ۶ – عکس ۲



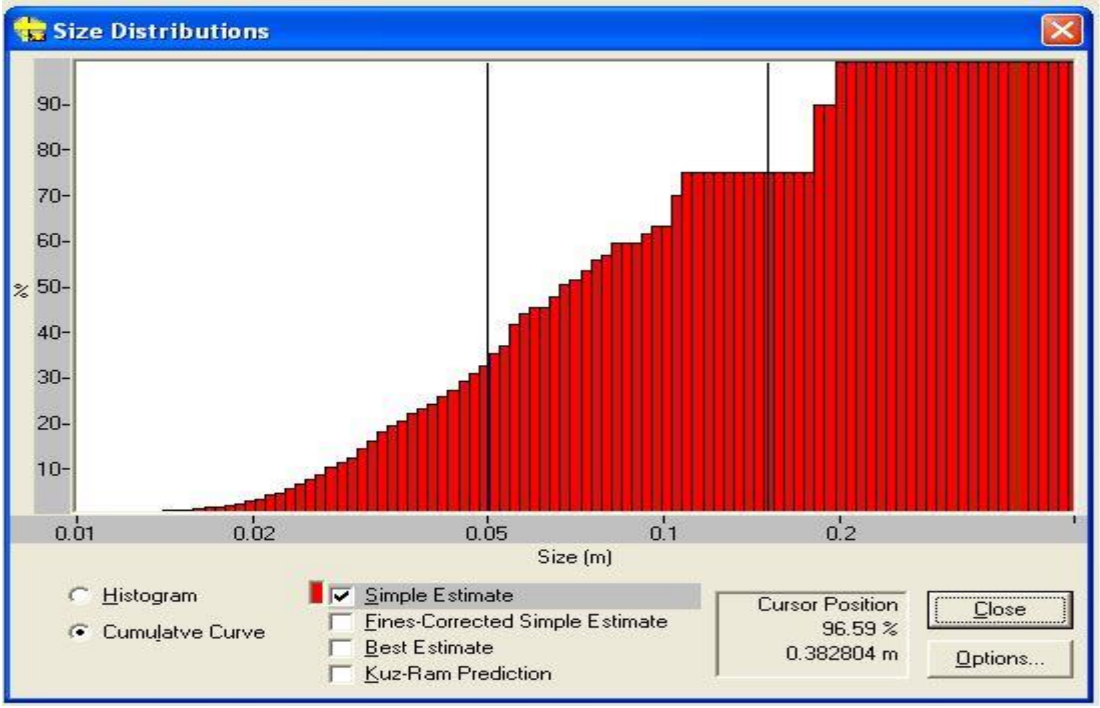
نمودار انفجار ۶ – عکس ۲

انفجار ۶ – عکس ۳



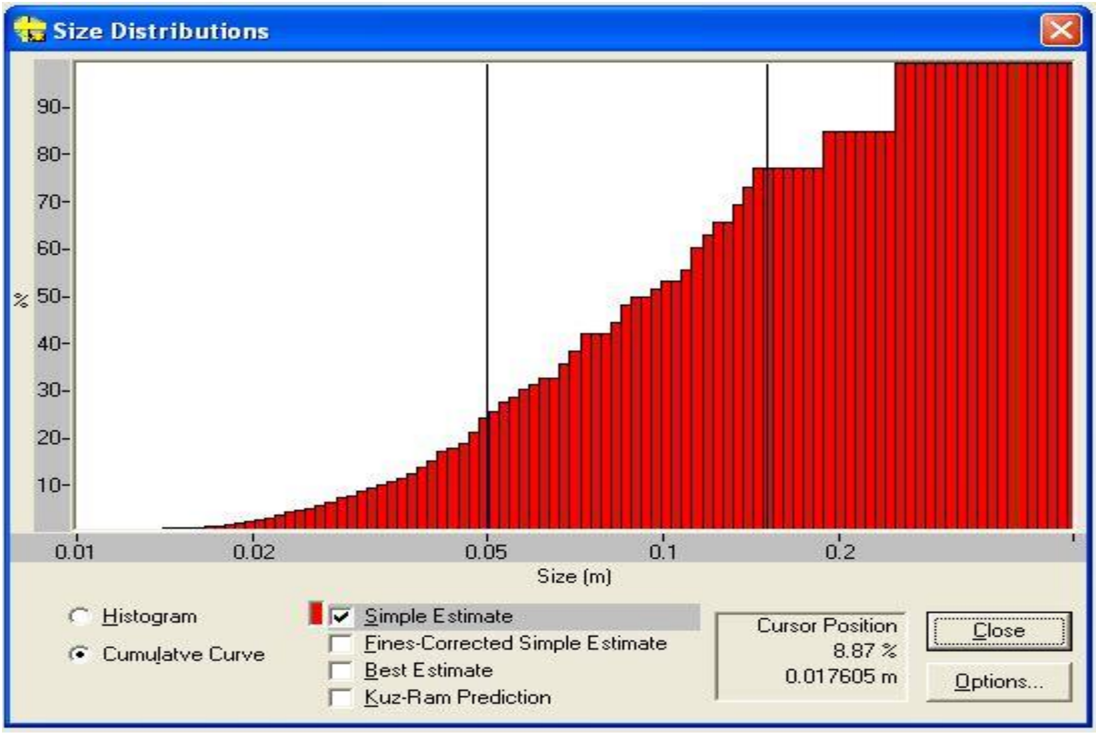
نمودار انفجار ۶ – عکس ۳

انفجار ۶ – عکس ۴



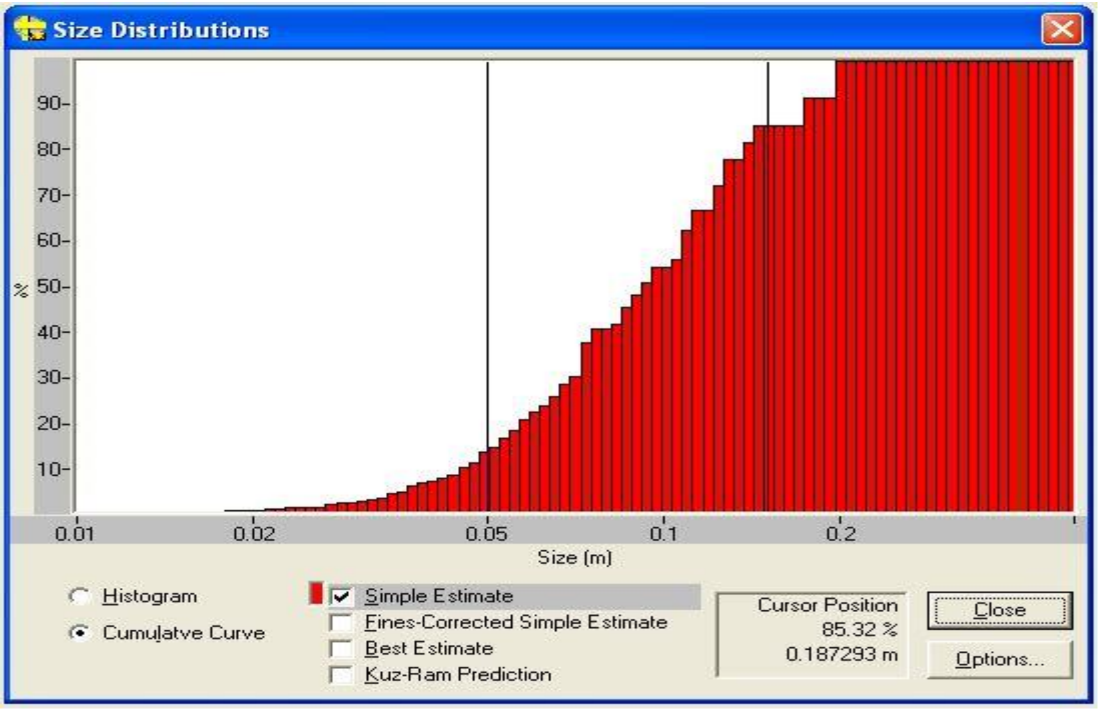
نمودار انفجار ۶ – عکس ۴

انفجار ۶ – عکس ۵

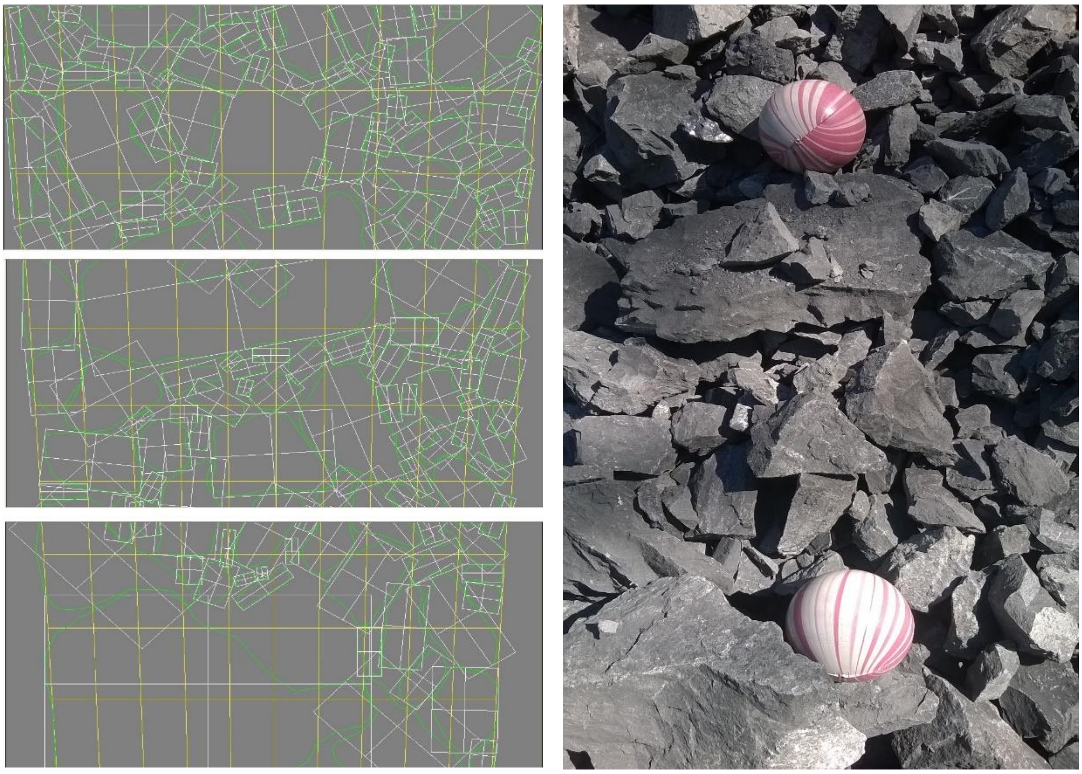


نمودار انفجار ۶ – عکس ۵

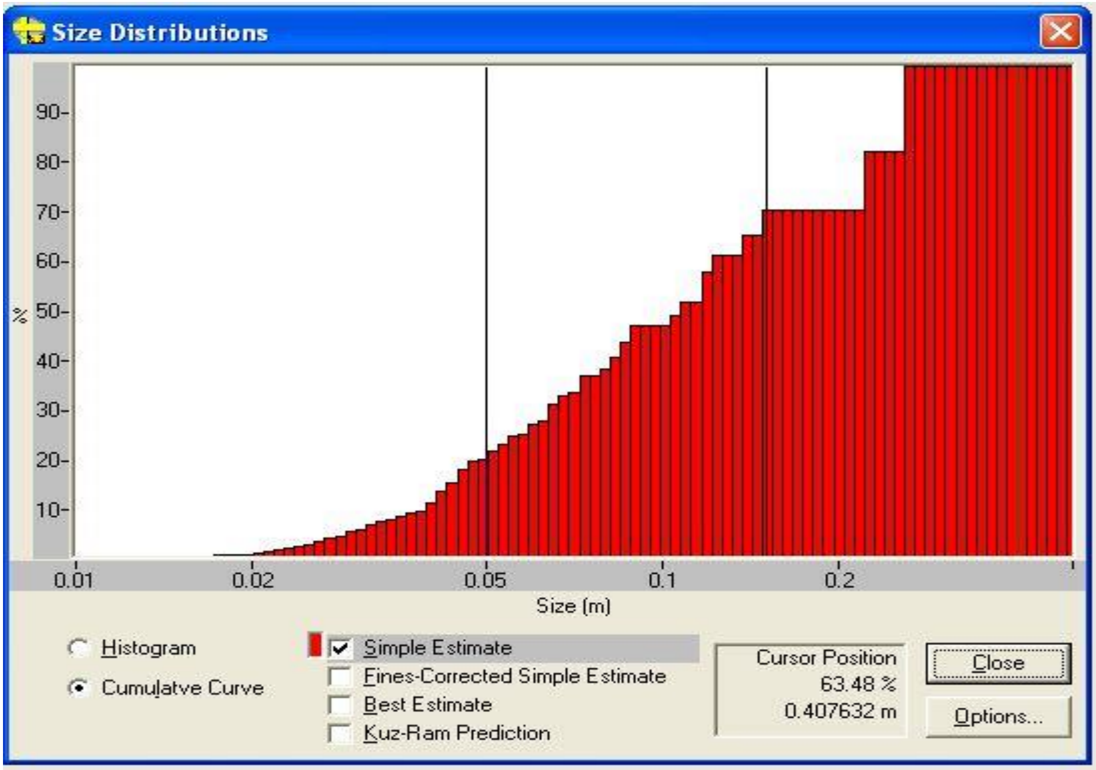
انفجار ۶ – عکس ۶



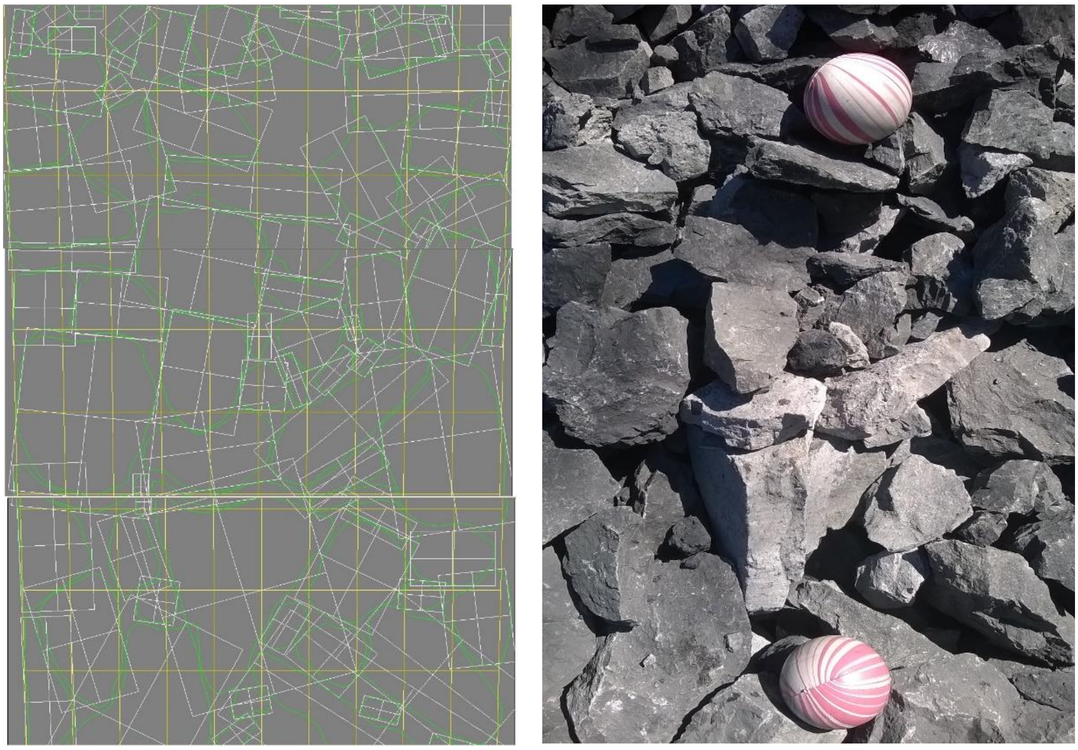
نمودار ۶ – عکس ۶



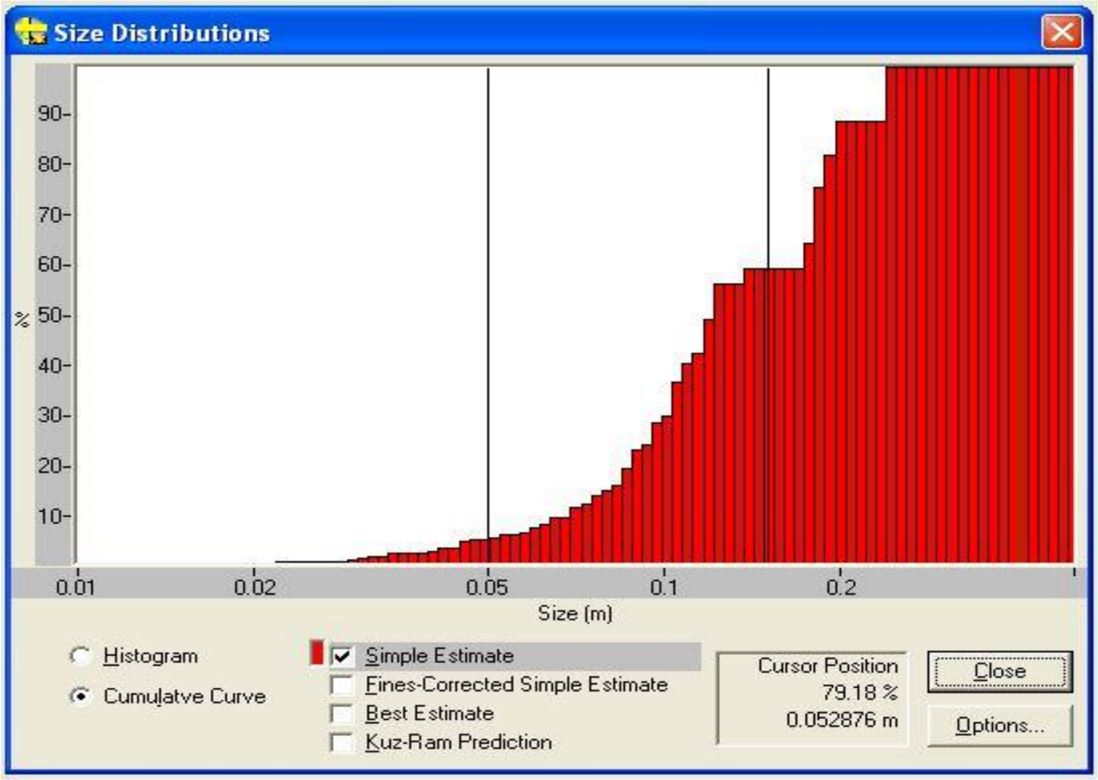
انفجار ۶ – عکس ۷



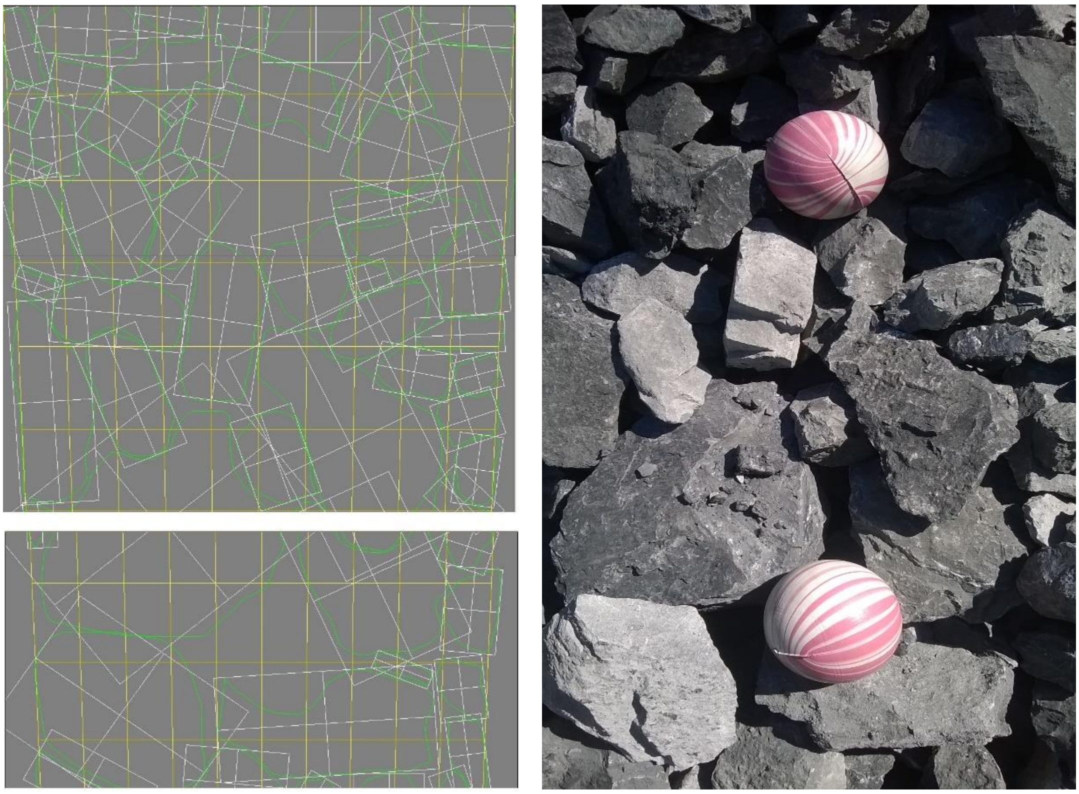
نمودار انفجار ۶ – عکس ۷



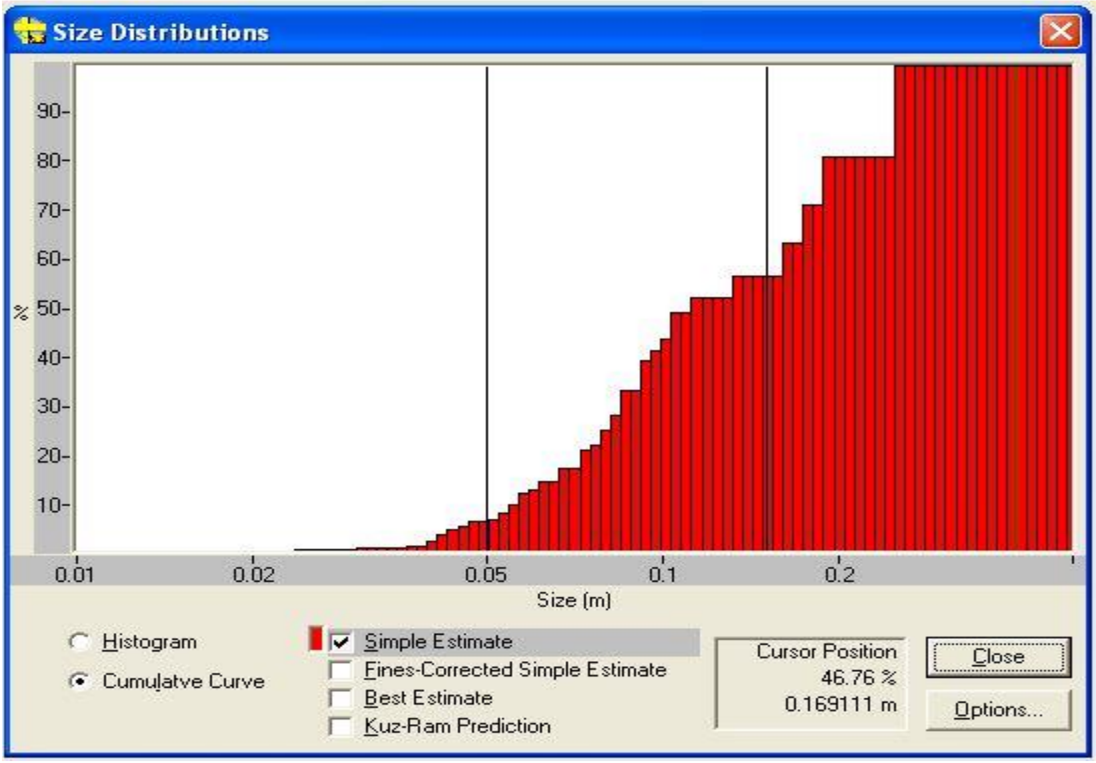
انفجار ۶ – عکس ۸



نمودار انفجار ۶ – عکس ۸

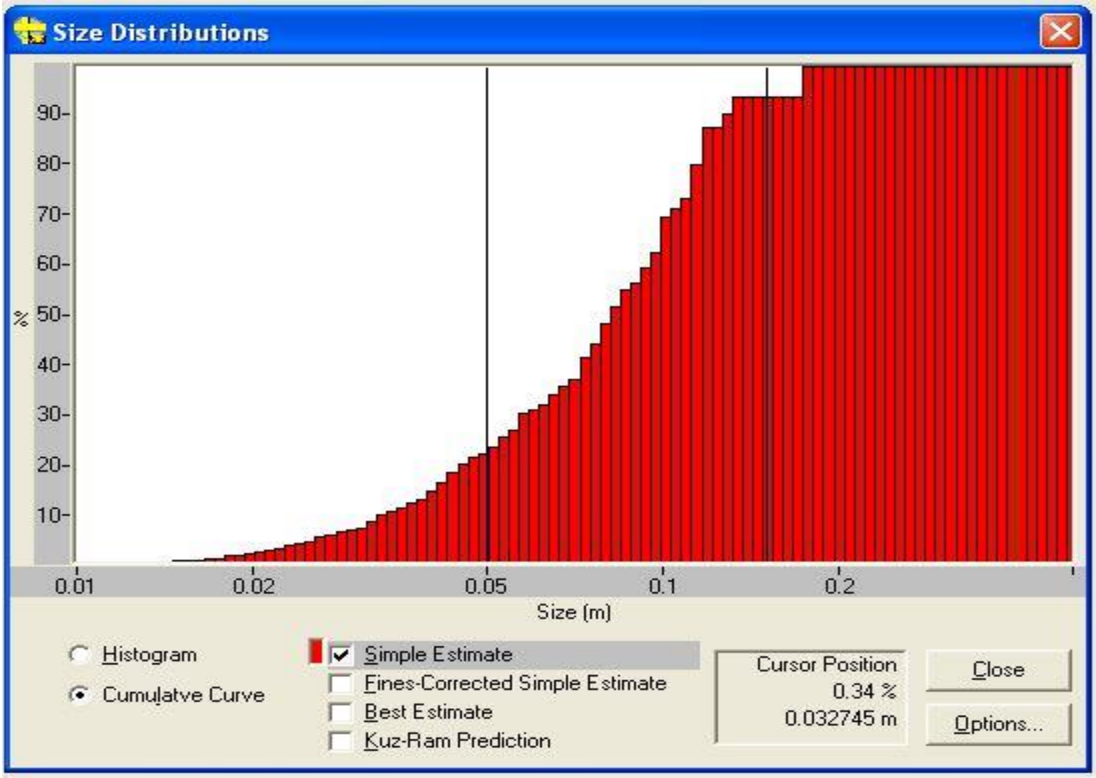


انفجار ۶ – عکس ۹

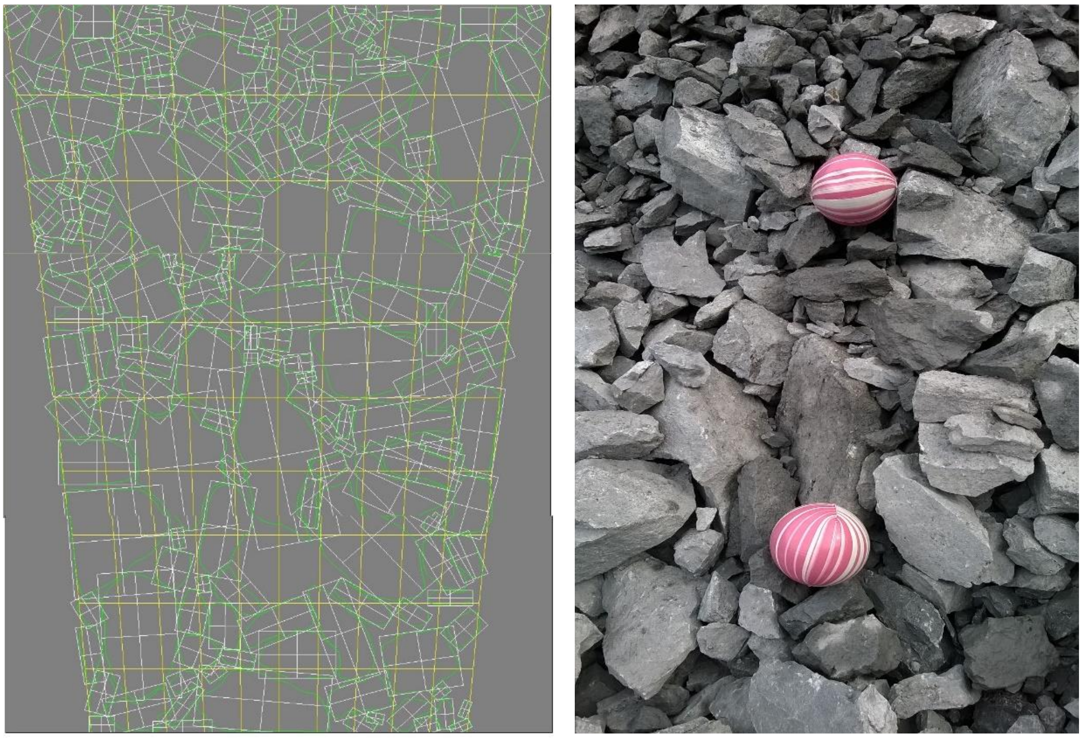


نمودار انفجار ۶ – عکس ۹

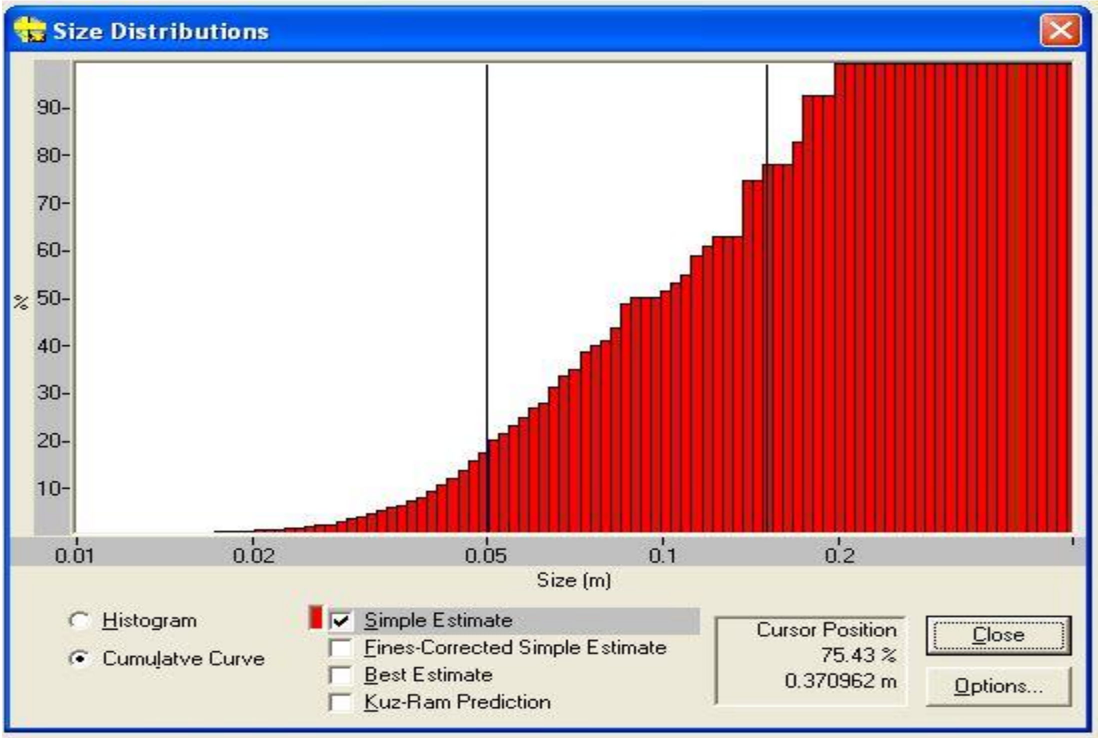
انفجار ۷ – عکس ۱



نمودار انفجار ۷ – عکس ۱

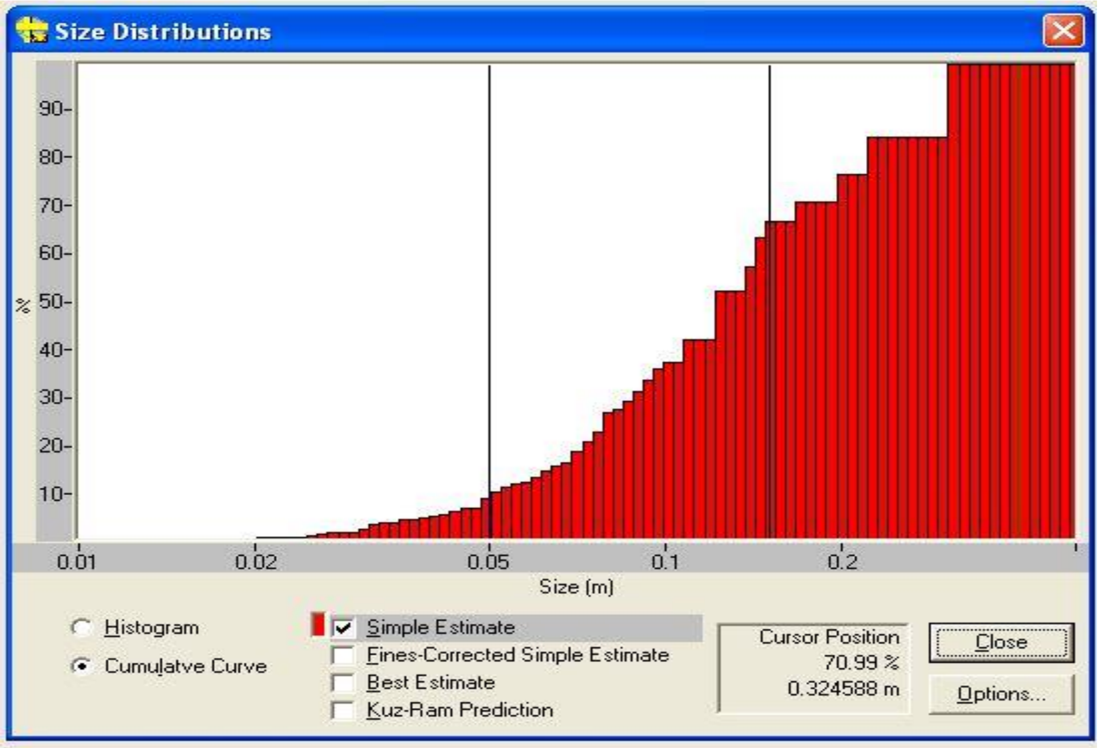


انفجار ۷ – عکس ۲

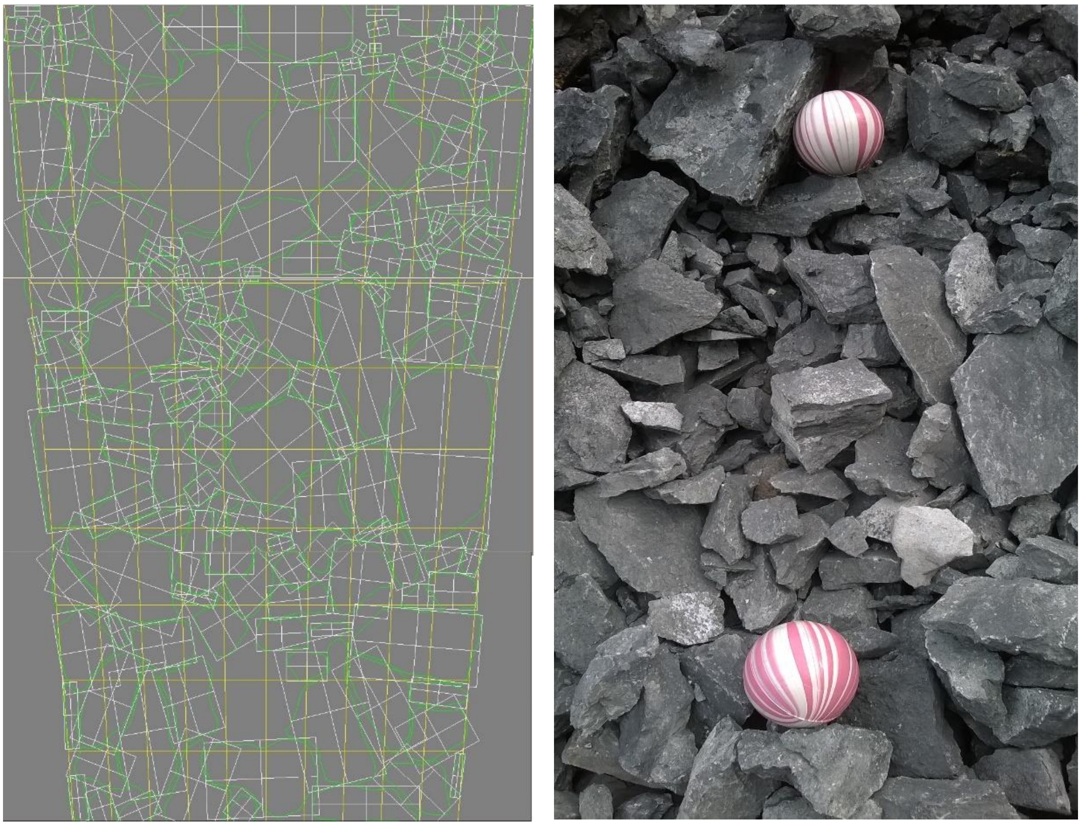


نمودار انفجار ۷ – عکس ۲

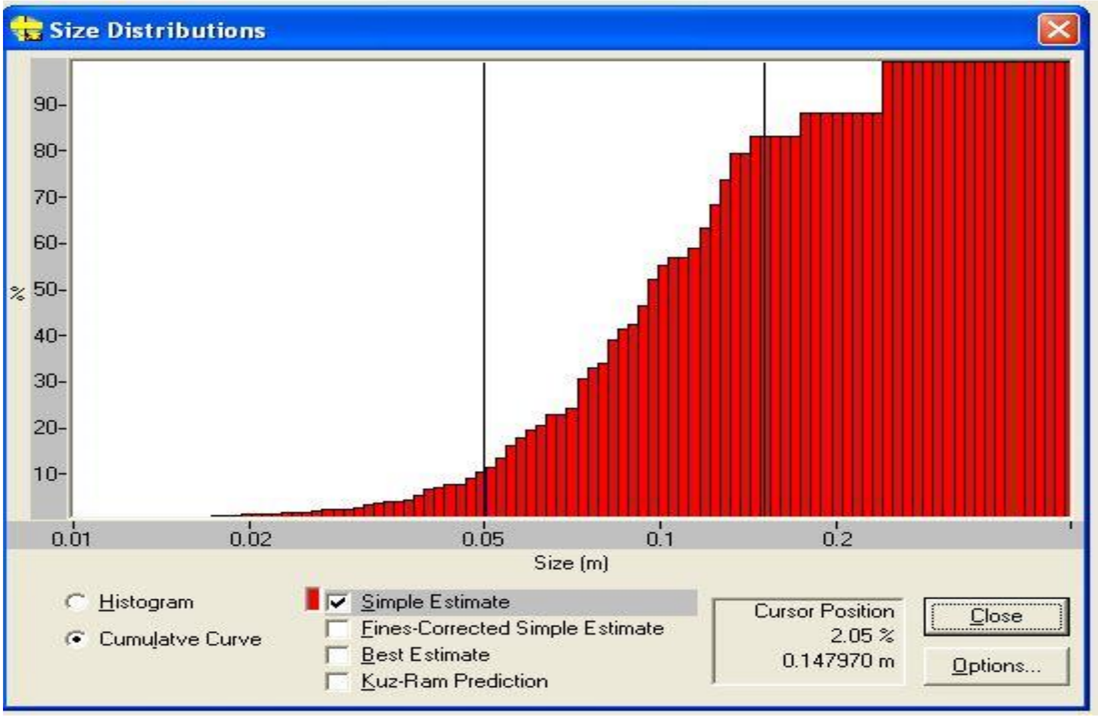
انفجار ۷ – عکس ۳



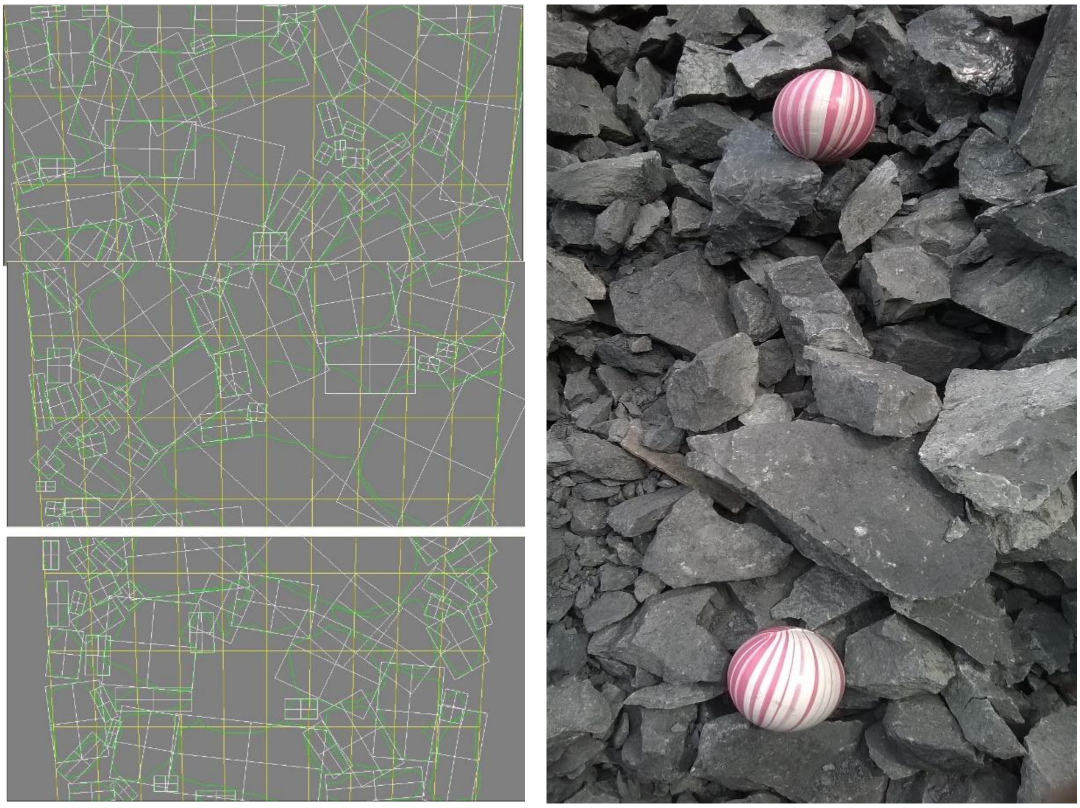
نمودار انفجار ۷ – عکس ۳



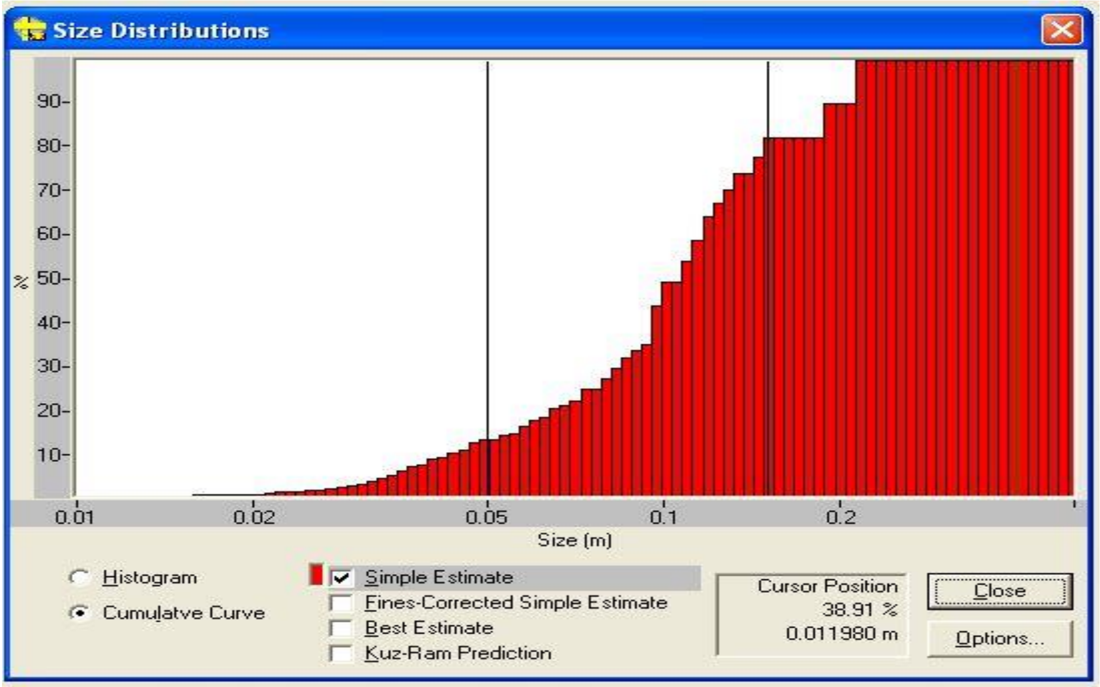
انفجار ۷ – عکس ۴



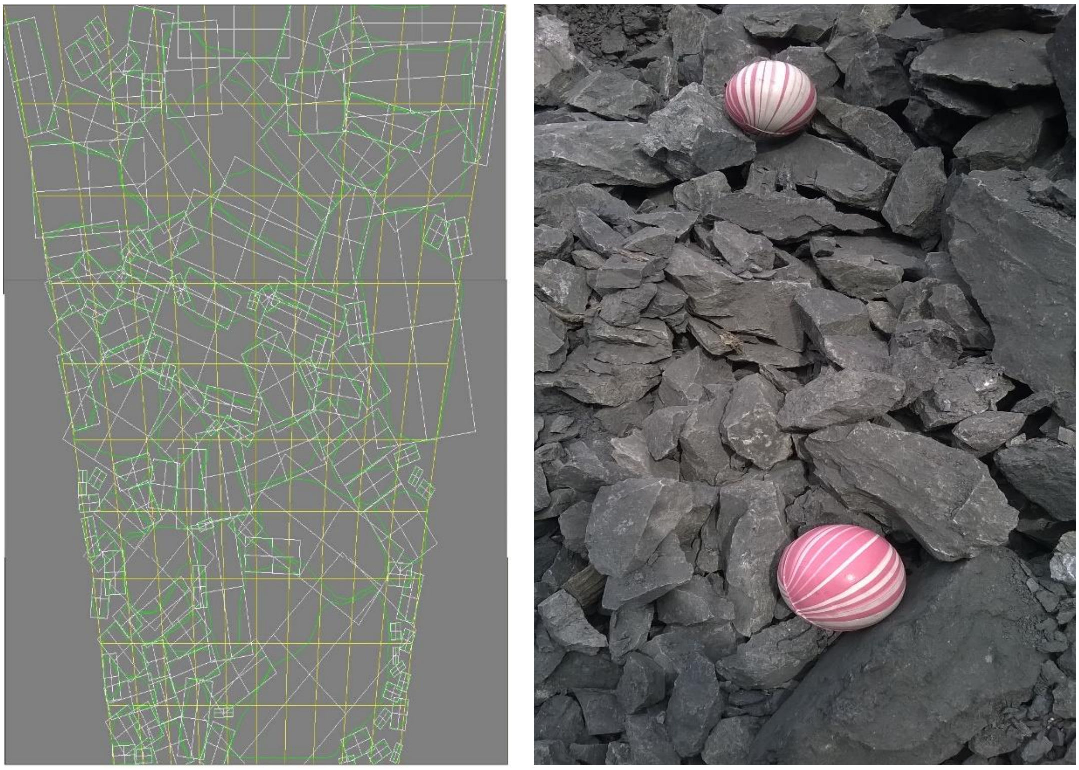
نمودار انفجار ۷ – عکس ۴



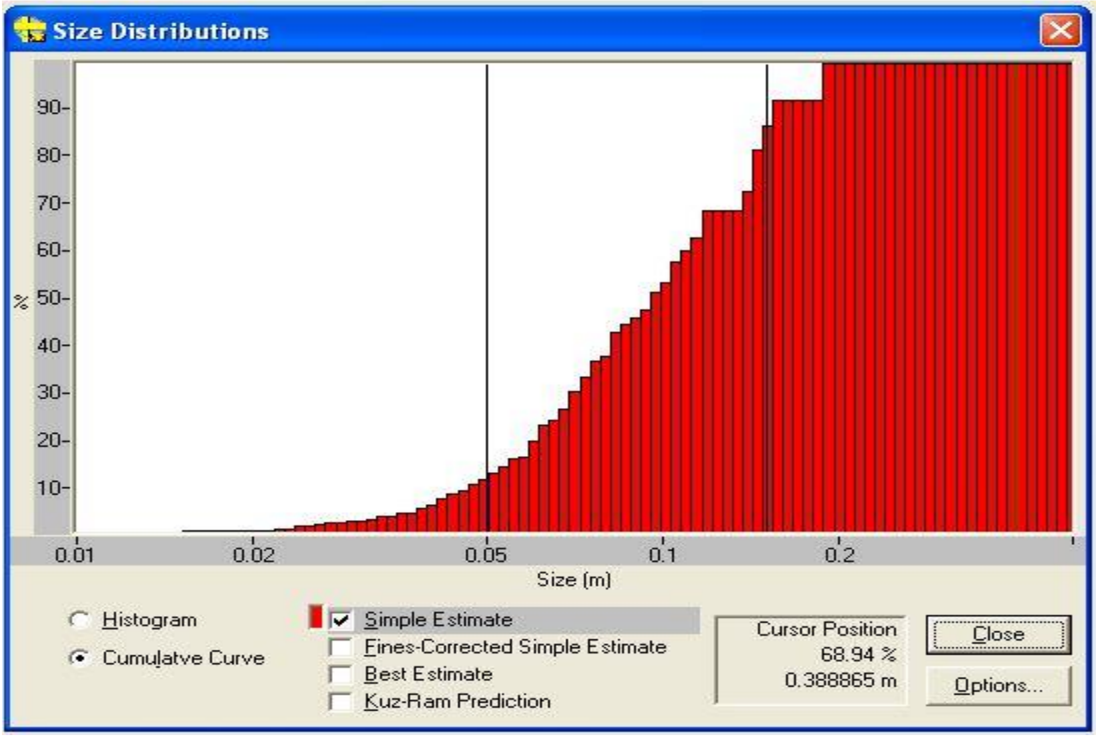
انفجار ۷- عکس ۵



نمودار انفجار ۷ – عکس ۵

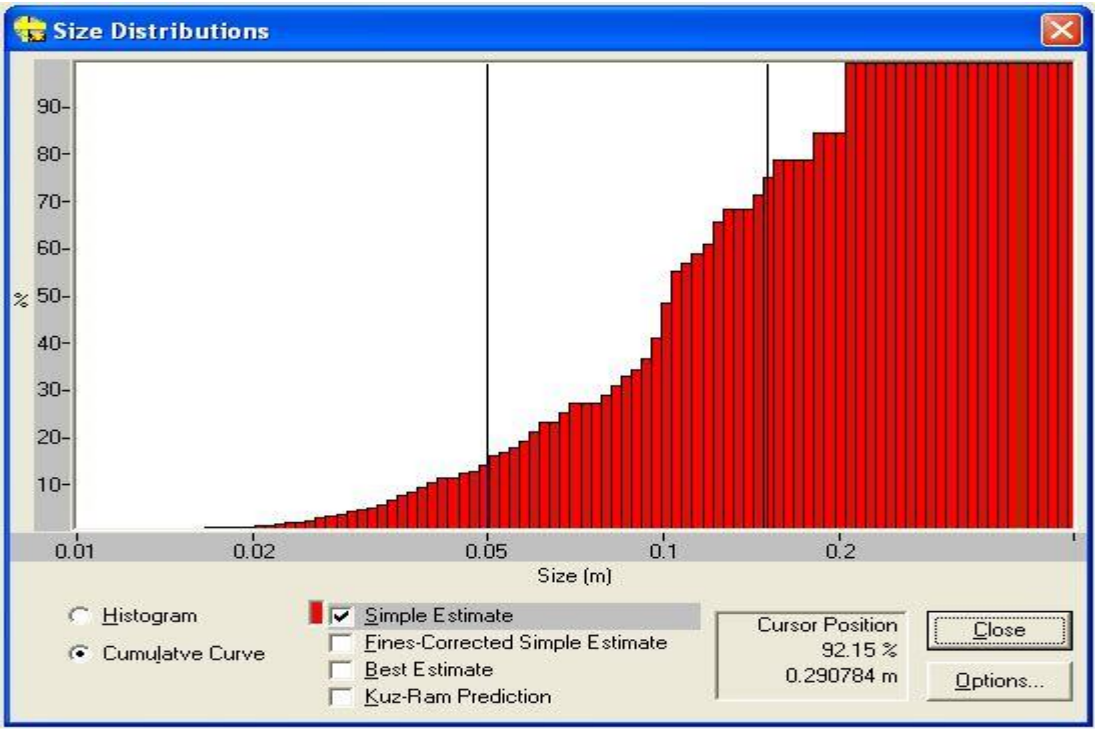


انفجار ۷ – عکس ۶



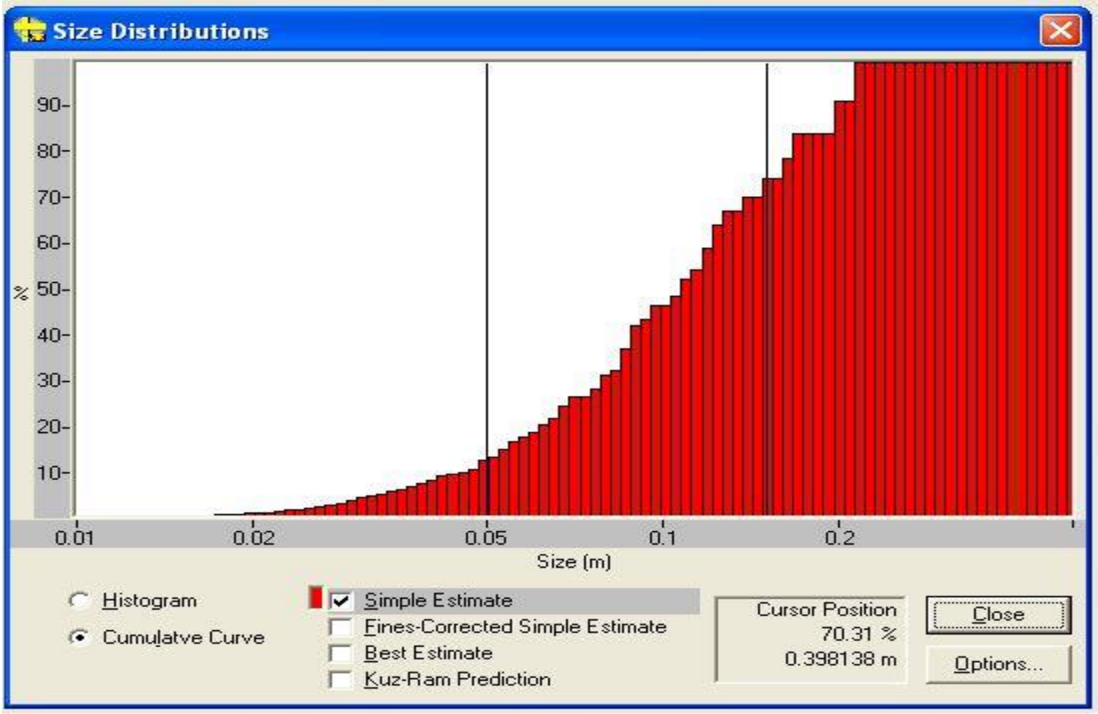
نمودار انفجار ۷ – عکس ۶

انفجار شماره ۷ – عکس ۷



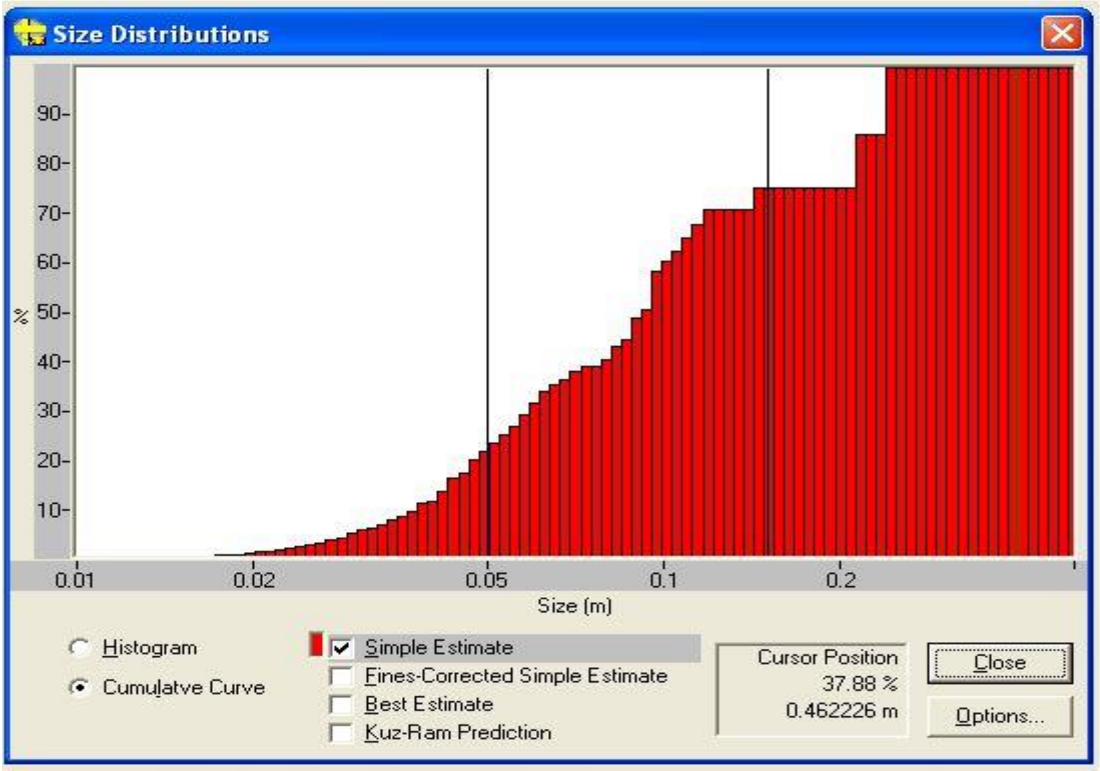
نمودار انفجار ۷ – عکس ۷

انفجار ۷ – عکس ۸



نمودار انفجار ۷ – عکس ۸

انفجار ۷ – عکس ۹



نمودار انفجار ۷ – عکس ۹

منابع و مآخذ

منابع فارسی:

استوار، رحمت‌الله، "*آتش‌کاری در معادن-جلد اول*" ، انتشارات جهاد دانشگاهی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، ۱۳۸۹.

استوار، رحمت‌الله، "*آتش‌کاری در معادن-جلد دوم*" ، انتشارات جهاد دانشگاهی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، ۱۳۸۹.

اسماعیلی, حامد؛ مهدی طیاری و سیدمهدی موسوی نسب، ۱۳۹۳، طراحی الگوی انفجاردر تونل های سنگی بلوک شرقی معدن اصلی زغالسنگ پابدانا، *دومین کنگره ملی ذغال سنگ ایران*، کرمان، دانشگاه صنعتی شاهرود و معادن ذغالسنگ کرمان

احمدی نژاد، علیرضا، و امیرحسین بانگیان، ۱۳۹۴، تطبیق پذیری مدلهای تجربی محاسبه ی توزیع ابعاد خرده های انفجاری، معادن سنگ پرکننده سد باطله معدن مس سرچشمه، *سومین کنفرانس معادن روباز ایران*، کرمان، بخش مهندسی معدن دانشگاه شهید باهنر کرمان

افروغ م، (۱۳۸۹)، پایان‌نامه ارشد، "طراحی الگوی انفجاری و انفجار به منظور تولید خوراک مناسب برای سنگ شکن‌معدن کارخانه سیمان شاهرود"، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود.

باقری, میثم؛ محمدرضا مقدم و سید مرتضی موسوی راد، ۱۳۹۱، افزایش راندمان حفاری، با اصلاح الگوی حفاری و انفجار تونل دسترسی معدن زغالسنگ اشکلی، *اولین کنگره ملی زغال سنگ*، شاهرود، دانشگاه صنعتی شاهرود

بامری زه کلوت، مصطفی، امیر شیر غلامی، و محمد جوانشیر گیو، ۱۳۹۱، بررسی الگوهای رایج در گالری های معدنی و مقایسه آن با وضعیت جاری معدن و مقایسه آن با وضعیت جاری معادن زغالسنگ ایران و تاثیر آن در بهره وری از این معادن، *اولین کنگره ملی زغال سنگ*، شاهرود، دانشگاه صنعتی شاهرود

پوربهاالدینی، علی، و امیر پازوکی، ۱۳۹۴، پیش‌بینی خردشدگی حاصل از انفجار با استفاده از مدل‌های تجربی سوئدیفو و کاز-رام در معدن مس میدوک، *سومین کنفرانس معادن روباز ایران*

پورسعید، هادی، تقی عبداللهی، و محمد فاروق حسینی، ۱۳۹۳، مقایسه نتایج طراحی آتشباری به روش های کونیا و انتقال انرژی در تونل های کوچک مقطع (مطالعه موردی معدن زغال سنگ رضی رامیان)،*پنجمین کنفرانس مکانیک سنگ ایران*، تهران ، انجمن مکانیک سنگ ایران، دانشگاه تربیت مدرس

توکلی. پریسا و علی کریم پور، (۱۳۹۲) "ANFISRC : شبکه فازی -عصبی ANFIS تقویت شده با خوشه‌بندی"، *بیست و یکمین کنفرانس مهندسی برق ایران*، دانشگاه فردوسی مشهد.

ثابت‌زاده، مریم.، روح الله باقری، و مریم شهریاری، (۱۳۹۱) "پیش‌بینی خواص مکانیکی نانوکامپوزیت-های پلی اتیلن سبک نشاسته گرمانرم با استفاده از سامانه‌ی فازی-عصبی تطبیقی"، *مجله علوم و تکنولوژی پلیمر*، شماره ۳، دوره ۲۵: ص ۱۷۱-۱۸۰

حسن پور، مرصاد، محمدامین زارعی درمیان، و سیدمهدی موسوی نسب، ۱۳۹۳، بررسی پاسپورت انفجاری در معدن زغالسنگ آبنیل، *دومین کنگره ملی ذغال سنگ ایران*، کرمان، دانشگاه صنعتی شاهرود و معادن ذغالسنگ کرمان

خلیلی س، (۱۳۹۰)، پایان‌نامه ارشد، "تحلیل و مقایسه روش‌های طراحی الکوی آتشباری سینه کارهای تونلی"، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه بین المللی قزوین.

سرشکی، فرهنگ، محمد عطائی. و سید هادی حسینی، (۱۳۸۷)، "*طراحی الگوهای آتشکاری و تعیین خرج ویژه در معادن روباز با استفاده از مشخصات توده سنگ برجا*"، دانشگاه صنعتی شاهرود

شمس گردکانه، یحیی، فرهنگ سرشکی، حسین میرزایی نصیرآباد، و کرامت قنبری، ۱۳۹۳، توسعه مدلی جدید برای طراحی الگوی چالزنی و انفجار در فضاهای زیرزمینی، *کنفرانس ملی علوم معدنی*، ساری، سازمان نظام مهندسی معدن استان مازندران

صالحی علی، جلالی‌فر حسین و ارجمندکرمانی حامد، ۱۳۹۳، طراحی الگوی بهینه حفاری و انفجار با استفاده از تکنیک کونیا در سیکل پیشروی معدن زغال‌سنگ آب نیل کرمان، *دومین کنگره ملی زغال‌سنگ ایران*، شاهرود دانشگاه صنعتی شاهرود

طاهری عادل، ۱۳۹۰، طراحی الگوی بهینه حفاری و انفجار معدن سرب و روی عمارت اراک، هشتمین *کنفرانس دانشجویی معدن*

عطائی م، (**۱۳۸۹**) "*تصمیم گیری چند معیاره فازی*"، چاپ اول، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، سمنان، ص ۱-۱۴

غیاثی، مجید، حامد شمس الدینی، مسعود شمس الدین سعید، و فردین ناصری، ۱۳۹۱، بهینه سازی الگوی انفجار تونل ۱۵ معدن زغالسنگ همکار، *اولین کنگره ملی زغال سنگ*، شاهرود، دانشگاه صنعتی شاهرود

قزوینی، محمدرضا، و علی نصیری، ۱۳۹۵، طراحی بهینه الگوی حفاری و انفجار در سیکل پیشروی T4 معدن ملچ آرام تحتانی، *سومین کنگره ملی زغال‌سنگ ایران*، شاهرود، دانشگاه صنعتی شاهرود

کیانی نژاد، مهتاب، فرهنگ سرشکی، و محمد عطایی، ۱۳۹۵، بررسی کیفیت خردایش تونل پیشروی در معدن زغال‌سنگ طزره با استفاده از نرم‌افزار Goldsize ، *سومین کنگره ملی زغال‌سنگ ایران*، شاهرود، دانشگاه صنعتی شاهرود

متحدی ع، (۱۳۹۵)، پایان‌نامه ارشد، "پیش‌بینی پدیده بیش‌شکست در حفر تونل‌ها با استفاده از روش های بهینه سازی هوشمند"، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود.

میرزایی، مهدی، و مهدی ایرانمنش، ۱۳۹۳، طراحی و بهینه سازی الگوی حفاری وانفجارسینه کارC7معدن زغال سنگ داربیدخون - کرمان، *دومین کنگره ملی ذغال سنگ ایران*، کرمان، دانشگاه صنعتی شاهرود و معادن ذغالسنگ کرمان

هویدا، محمود، محمد تاجی، و محمود پارسایی، ۱۳۹۵، بهینه‌سازی عملیات انفجار اوکلن معدن زغال‌سنگ رزمجاغربی با ملاحظه کاهش هزینه پیشروی، *سومین کنگره ملی زغال‌سنگ ایران*، شاهرود، دانشگاه صنعتی شاهرود

منابع انگلیسی:

Aler J. J. Du Mouza and Arnould M. "Evaluation of blast fragmentation efficiency and its prediction by multivariate analysis procedures." *International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts*. Vol. 33. No. 2. Pergamon, 1996.

Azimi H., Gholami R., Monjezi M., Torabi S.R. & Zadhesh J. (2012) "Evaluation of fly rock phenomenon due to blasting operation by support vector machine", *Neural computing & Application*, 21, pp 2077.

Bahrami A, Mongezi M, Goshtasbi K and Ghazvini A . "Prediction of rock fragmentation due to blasting using artificial neural network." *Engineering with Computers* 27.2 (2011): 177-181.

Chakraborty A, Jethwa K and Paithankar A. G. "Effects of joint orientation and rock mass quality on tunnel blasting." *Engineering geology* 37.3-4 (1994): 247-262.

Chakraborty A. K. "Blast performance in small tunnels-a critical evaluation in underground metal mines." *Tunnelling and Underground Space Technology* 13.3 (1998): 331-339.

Chakraborty A. K, Raina A. K, Ramulu M, Choudhury P. B, Haldar A, Sahoo P and Bandopadhaya C. "Development of rational models for tunnel blast prediction based on a parametric study." *Geotechnical and Geological Engineering* 22.4 (2004): 477-496.

Faramarzi F, Mansouri H and MA Ebrahimi Farsangi. "A rock engineering systems based model to predict rock fragmentation by blasting." *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 60 (2013): 82-94.

Hoseini M, Mohammadi M, Hajiantilaki B and Tavallai A. "Causes of Dynamic Overbreak and Control Measures Taken at the Alborz Tunnel, Iran." (2015).

Hudaverdi T, Kulatilake and Kuzu C. "Prediction of blast fragmentation using multivariate analysis procedures." *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics* 35.12 (2011): 1318-1333.

Jang H and Erkan T. "Optimizing overbreak prediction based on geological parameters comparing multiple regression analysis and artificial neural network." *Tunnelling and Underground Space Technology* 38 (2013): 161-169.

Jimeno Lopez C and Jemino Lopez E, Drilling and blasting of rocks. Rotterdam: A.A.Balkema; 1995

Kulatilake P, Qiong W, Hudaverdi T and Kuzu C. "Mean particle size prediction in rock blast fragmentation using neural networks." *Engineering Geology* 114.3 (2010): 298-311.

Mandal S. K and Singh M. M. "Evaluating extent and causes of overbreak in tunnels." *Tunnelling and Underground Space Technology* 24.1 (2009): 22-36.

Mohammadi M, Hoseini M, Mirzapoor B and Hajiantlaki B. "Use of fuzzy set theory for minimizing overbreak in underground blasting operations–A case study of Alborz Tunnel, Iran." *International Journal of Mining Science and Technology* 25.3 (2015): 439-445.

Morin M. A and Francesco F. "Monte Carlo simulation as a tool to predict blasting fragmentation based on the Kuz–Ram model." *Computers & geosciences* 32.3 (2006): 352-359.

Mottahedi A, Sereshki F and Ataei M. "Development of overbreak prediction models in drill and blast tunneling using soft computing methods." *Engineering with Computers* (2017): 1-14.

Murthy V, Kaushik D and Rajesh R. "Prediction of overbreak in underground tunnel blasting: a case study." Published injournal of canadian tunneling canadien, (2003). P 109-115.

Rezaei M, Monjezi M. & Varjani A.Y. (2012) "Develompent of fuzzy model to predict flyrock in surface mining", *Saftey Science*, 49, pp 298.

Shams S, Monjezi M, Johari Majd V and Jahed Armaghani D. "Application of fuzzy inference system for prediction of rock fragmentation induced by blasting." *Arabian Journal of Geosciences* 8.12 (2015): 10819-10832.

Singh, Paul S and Peter X. "Causes, impact and control of overbreak in underground excavations." *Tunnelling and Underground Space Technology* 20.1 (2005): 63-71.

Khalili S, Yavari M and Esmaeili A. "Trend analysis and comparison of basic parameters for tunnel blast design models." *International Journal of Mining Science and Technology* 25.4 (2015): 595-599.

Sun S, Liu J and Wei J. (2013) "Prediction of over break blocks in tunnels based on the wavelet neural network method and the geological statistics theory", *Mathematical Problems in Engineering*, Article ID 70649

Abstract

Drilling and blasting are important parts in mining operations. Optimization of this operation can be effective in drilling reduction, explosive usage, distribution of fragmentation size and mining costs. The object of this thesis is the design of oppropriate blasting pattern to achieve less overbreak and proper advance rate and fragmentation for zemestan yurt coal mine. In this regard, fragmentation of seven explotions in this mine and 40 section of tunnel befor and after explotions along with advance rates were taken. In the fragmentation procedure, using the indirect method of photo analysis by goldsize software, the quality of fragmentation of mine explosions was evaluated. After investigating and analyzing the photoes, the fragmentation of mine experimentally explotion was evaluated inappropriate fragmentation. In advance rate and overbreak discussions by using fuzzy and fuzzy neural networks method, predictive models have been developed to predict these phenomena. The fuzzy method was used to construct a predictive model that did not achieve the desired results from this model. In order to predict the overbreak a comparative neuro-fuzzy method was used that the resulting model yielded favorable results. Then, using the obtained results, a model was proposed for use in the studied mine.

Keywords: drilling and blasting design, tunnel, advance rate, fragmentation, overbreak, prediction, fuzzy, ANN. goldsize

Shahrood University of Technology

Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics

MSc Thesis in Mine exploitation

designing of drilling & blasting patterns for advancing tunnels of underground coal mines by considering proper fragmentation and reduce overbreak –case study : zemestan yurt coal mine – golestan , iran

By: Mahdi Onagh

Supervisores:

Dr. M. Ataei

Dr. R. Khalokakaei

July 2017