

## ارایه مدلی برای پیش‌بینی رقیق‌شدگی غیرطراحی در معادن زیرزمینی فلزی با لحاظ سیستم‌های مهندسی سنگ

مجید محسنی<sup>۱</sup>، محمد عطایی<sup>۲</sup>، رضا کاکایی<sup>۲</sup>

۱- دانشجوی دکترا، گروه مهندسی معدن، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود  
۲- استاد، گروه مهندسی معدن، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود

(دریافت ۱۳۹۷/۰۴/۲۱، پذیرش ۱۳۹۷/۱۰/۲۴)

### چکیده

پدیده اضافه شکست و ریزش سقف و دیواره‌های کارگاه‌های استخراج در معادن زیرزمینی، سبب بروز رقیق‌شدگی غیرطراحی و افت عیار ماده معدنی استخراجی می‌شود. مکانیزم پیچیده ایجاد رقیق‌شدگی غیرطراحی که از تاثیر پارامترهای مختلف و اندرکنش بین آن‌ها حاصل می‌شود، سبب عدم امکان ارایه مدل پیش‌بینی رقیق‌شدگی غیرطراحی با دقت کافی از طریق روش‌های غیرسیستمی می‌شود. در این مقاله با استفاده از رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ که در آن اندرکنش بین پارامترها در نظر گرفته می‌شود، مدلی با دقت بالا برای این هدف ارایه شده است. به این منظور پس از انتخاب ۸ پارامتر، به عنوان مهم‌ترین پارامترهای موثر در ایجاد رقیق‌شدگی غیرطراحی، مراحل روش یاد شده شامل تشکیل ماتریس اندرکنش، کدگذاری ماتریس و تشکیل جدول رده‌بندی، اندیس رقیق‌شدگی غیرطراحی ۲۴ کارگاه از مجموعه معادن منگنز و نارچ محاسبه شده است. در ادامه با استفاده از سیستم مانتورینگ فضای حفاری، مقادیر واقعی ترقیق غیرطراحی هر کارگاه اندازه‌گیری شده و از آنجا مدل پیش‌بینی رقیق‌شدگی غیرطراحی بر اساس اندیس رقیق‌شدگی غیرطراحی به دست آمده است. این مدل که یک رابطه توانی است دارای ضریب تعیین ۰/۸۹، ریشه میانگین مربعات خطاها ۰/۰۳۴، میانگین درصد مطلق خطاها ۰/۰۸۹ و درصد واریانس ۸۷ است. در پایان با استفاده از این مدل، مقدار رقیق‌شدگی غیرطراحی ۹ کارگاه جدید (غیر از ۲۴ کارگاه یاد شده) پیش‌بینی و با مقادیر واقعی اندازه‌گیری شده، مورد مقایسه قرار گرفت. ضریب تعیین این پیش‌بینی برابر با ۰/۹۵ بود که این نشان‌دهنده کارایی بالای مدل و رویکرد سیستمی در پیش‌بینی رقیق‌شدگی غیرطراحی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی است.

### کلمات کلیدی

کارگاه استخراج زیرزمینی، اضافه شکست و ریزش، مدلسازی رقیق‌شدگی غیرطراحی، سیستم‌های مهندسی سنگ.

## ۱- مقدمه

یکی از اتفاقات ناخواسته در حین عملیات استخراج معادن، مخلوط شدن باطله یا مواد با عیار کمتر از عیار حد با ماده معدنی استخراجی است که به آن رقیق‌شدگی گفته می‌شود [۱] و سبب کاهش عیار محصول تولیدی می‌شود. در روش‌های استخراج زیرزمینی رقیق‌شدگی در اثر ریزش سقف و دیوارها، برش سقف و کف، بارگیری مواد خاک‌ریز و مواد تخریب ایجاد می‌شود. رقیق‌شدگی اثرات فراوانی را بر اقتصاد معدنکاری وارد می‌کند زیرا تمامی هزینه‌های ناشی از استخراج، حمل و نقل، خردایش، جابه‌جایی، نرم کردن و نیز عملیات بر روی مواد باطله بی‌ارزش یا سنگ‌های کم‌عیار که ارزش کمی دارند، تحت تاثیر رقیق‌شدگی قرار می‌گیرد. علاوه بر آن صرف وقت اضافه بابت کندن و پر کردن کارگاه‌های بزرگی که از برداشتن مواد باطله ایجاد می‌شود، سبب بروز تاخیرهای غیر برنامه‌ای و ایجاد هزینه‌های نوسازی می‌شود. از این رو رقیق‌شدگی بر هزینه‌های مستقیم و غیرمستقیم، قیمت تمام شده یک کارگاه و در نهایت بر سودآوری حاصل از عملیات معدنکاری اثر می‌گذارد [۴-۲]. بنابراین مطالعه بر روی پیش‌بینی رقیق‌شدگی برای کنترل آن اهمیت ویژه‌ای دارد.

تاکنون مدل‌های گوناگون پیش‌بینی رقیق‌شدگی بر اساس روش‌های تجربی، روش‌های عددی و روش‌های محاسبات نرم‌ارایه شده‌اند اما پیچیده بودن فرآیند ایجاد رقیق‌شدگی و وجود اندرکنش بین پارامترهای موثر آن سبب شده است که مدل‌های رایج شده که در آن‌ها موضوع اندرکنش بین پارامترها نادیده گرفته شده و در برخی از آن‌ها حتی از وجود برخی پارامترهای اساسی صرف نظر شده است، کارایی کافی نداشته باشد.

از جمله مدل‌های تجربی رقیق‌شدگی می‌توان به روش‌های نمودار پایداری اشاره کرد. روش‌های نمودار پایداری شامل نمودار پایداری ماتیوس [۵]، نمودار پایداری اصلاح شده پوتوین [۶]، و نیز نمودار پایداری توسعه یافته ماتیوس [۷]، به عنوان روش‌های شناخته شده پایداری کارگاه‌های استخراج زیرزمینی و تخمین رقیق‌شدگی بوده و از طرف جوامع دانشگاهی و صنعتی به عنوان روش‌های پذیرفته شده مطرح است. روش نمودار پایداری توسط محققان زیادی توسعه و بهبود یافته است. از جمله می‌توان به خطوط رقیق‌شدگی اسکویل و ماس [۸] و اثر میل‌مهار بر پایداری دیواره کارگاه، پیشنهاد شده توسط نیکسون [۹]، اشاره کرد. علاوه بر آن

محققانی مانند هجی‌جورجیو [۱۰]، کلارک و پاکالنیس [۱۱] تغییراتی را در فاکتور ثقل ایجاد کردند. پاکالنیس [۱۲]، نمودار رقیق‌شدگی را ابداع کرد. این نمودار که برای معدنی در کانادا رایج شد، شبیه نمودار پایداری است با این تفاوت که در آن در محور عمودی به جای عدد پایداری،  $N$ ، امتیاز توده سنگ، RMR آورده شده و به جای بیان وضعیت پایدار یا ناپایدار، مقدار رقیق‌شدگی به صورت درصد بیان می‌شود. در نمودار یاد شده درصد رقیق‌شدگی، تابعی از RMR کمربالا، شعاع هیدرولیکی کمربالا و نرخ تولید است. کلارک [۱۳] بر اساس داده‌های حاصل از ۴۷ کارگاه باز در ۶ معدن متفاوت، مدلی با عنوان نمودار رقیق‌شدگی توسعه یافته که شبیه نمودار پایداری ماتیوس است رایج کرد، با این تفاوت که بر روی محور قائم به جای عدد پایداری، عدد پایداری اصلاح شده  $N^2$  وجود دارد و به جای بیان وضعیت پایدار یا ناپایدار، مقدار رقیق‌شدگی به صورت معادل خطی اضافه شکست و ریزش، بر حسب متر بیان می‌شود. در این نمودار، سه منحنی موازی برای تعیین مقدار رقیق‌شدگی رایج شده است. با استفاده از این منحنی‌ها و با تعیین شعاع هیدرولیکی سطح و عدد پایداری اصلاح‌شده کمربالا می‌توان مقدار رقیق‌شدگی را تخمین زد.

وانگ و همکاران [۱۴] مدلی را بر اساس داده‌های جمع‌آوری شده از تعداد زیادی از معادن که به روش کارگاه باز استخراج می‌شدند رایج کرده‌اند. آن‌ها در این مدل، تاثیر پارامترهای شعاع هیدرولیکی، عدد پایداری اصلاح‌شده، حفاری و آتسکاری، فاکتور زیربری و زمان در معرض قرار گرفتن کارگاه بر روی رقیق‌شدگی را مورد بررسی قرار دادند.

آنلز [۱۵] رابطه‌ای را رایج داد که در آن مقدار رقیق‌شدگی، با فاکتور رقیق‌شدگی بیان می‌شود. بر اساس این رابطه فاکتور رقیق‌شدگی تابعی از ضخامت لایه استخراجی است و با افزایش ضخامت لایه استخراجی، مقدار آن کم می‌شود.

استوارت و ترومن [۱۶] با مطالعه آماری بر روی تعداد ۴۱۰ کارگاه رگه باریک معادن طلا، واقع در غرب استرالیا دریافتند همبستگی بین اضافه شکست و شعاع هیدرولیکی و اضافه شکست و عدد پایداری از نوع رگرسیون خطی نیست بلکه از نوع رگرسیون لجستیک است.

از جمله مدل‌های عددی رقیق‌شدگی می‌توان به مدل رایج شده توسط سوریننی و همکاران [۱۷] اشاره کرد. در این مدل تاثیر فاکتور گسل بر رقیق‌شدگی با استفاده از نرم‌افزار PHASE2 در کارگاه‌های باز بررسی شده است. سوریننی و همکاران زاویه بین گسل و کارگاه، زاویه اصطکاک داخلی گسل

در این مقاله با ارایه یک مدل جدید بر اساس رویکرد سیستمی، امکان تاثیر همزمان پارامترهای موثر در ایجاد رقیق‌شدگی و لحاظ کردن اندرکنش بین آن‌ها فراهم شده و این موضوع سبب بالا بردن دقت مدل پیش‌بینی رقیق‌شدگی شده است.

## ۲- انواع رقیق‌شدگی و روش‌های اندازه‌گیری آن

در یک دسته‌بندی کلی رقیق‌شدگی به دو دسته رقیق‌شدگی طراحی یا برنامه‌ریزی یا پیش‌بینی شده یا داخلی و رقیق‌شدگی غیرطراحی یا غیربرنامه‌ای یا پیش‌بینی نشده یا خارجی تقسیم می‌شود. رقیق‌شدگی غیرطراحی مربوط به حالتی است که با توجه به مشخصات کانسار و برای طراحی کارگاه مقداری از سنگ‌های کمربالا و کمربالین گرفته می‌شود و رقیق‌شدگی غیرطراحی در خارج از محدوده طراحی کارگاه قرار دارد و حاصل خردایش بیش از حد کمربالا به دلیل شکستگی‌های ناخواسته است. مجموع رقیق‌شدگی طراحی و غیرطراحی، رقیق‌شدگی کلی را تشکیل می‌دهند. محدوده‌های رقیق‌شدگی‌های طراحی و غیرطراحی در شکل ۱-الف نشان داده شده است.

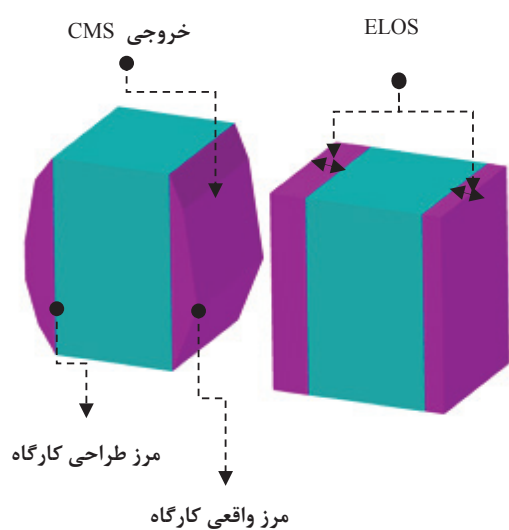
برای اندازه‌گیری رقیق‌شدگی، روابط گوناگونی توسط محققان ارایه شده است دو رابطه ۱ و ۲ که توسط پوپوف [۲۱] ارایه شده است از پرکاربردترین روابط رقیق‌شدگی است.

و نیز موقعیت قرارگیری گسل و کمربالای کارگاه نسبت به هم را به عنوان مهم‌ترین فاکتورهای موثر بر شدت ریزش در نظر گرفته و روابطی را ارایه کرده‌اند.

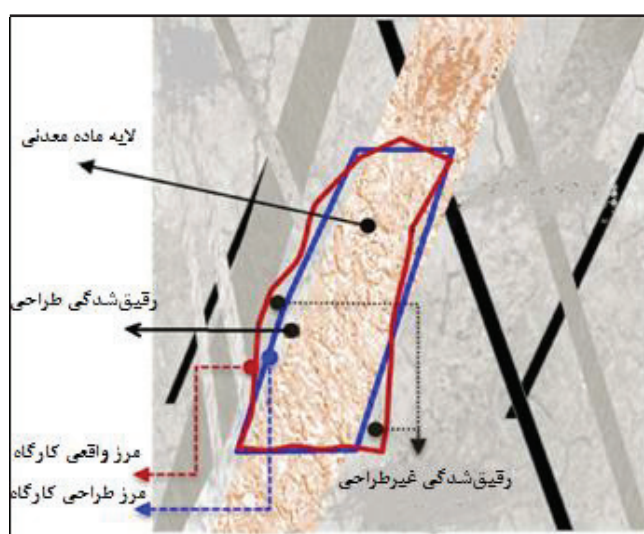
وانگ [۱۸]، یک سری مدلسازی عددی را با استفاده از نرم‌افزار Examine3D بر روی کمربالای کارگاه‌های باز انجام داده و در این مدلسازی‌ها تاثیر هندسه کارگاه، شرایط تنش و نوع کارگاه بر رقیق‌شدگی را بررسی و مقدار آن بر اساس عمق زون رها شده از تنش خطی معادل،  $ELRD^2$  تعیین کرده است.

هنینگ و میتری [۱۹]، با استفاده از نرم‌افزار Map3D و مدل کردن یک سری از کارگاه‌های استخراج، تاثیر تنش‌های اصلی، عمق کارگاه و هندسه کارگاه را در میزان اضافه شکست کمربالا و ایجاد رقیق‌شدگی را مطالعه کرده‌اند.

در زمینه رقیق‌شدگی در معادن زیرزمینی فلزی، فقط یک کار پژوهشی با روش محاسبات نرم انجام شده است. در این مطالعه که توسط جانگ و همکاران [۲۰] انجام گرفته، با ارایه مفهومی با عنوان شکست نامطلوب که مجموع رقیق‌شدگی غیرطراحی و افت غیرطراحی ماده معدنی را شامل می‌شود، کار پیش‌بینی شکست نامطلوب با استفاده از روش ترکیبی عصبی-فازی، انجام شده است. جانگ و همکاران با استفاده از این روش، کار پیش‌بینی شکست نامطلوب را با ضریب تعیین ۰٫۷۱۹ انجام دادند.



(ب)



(الف)

شکل ۱: (الف) محدوده‌های ترقیق طراحی و ترقیق غیرطراحی، (ب) تعریف شماتیک ELOS

می‌تواند در برنامه‌ریزی تولید و نگهداری کارگاه موثر باشد. از مزیت دیگر استفاده از ELOS شبیه‌سازی رقیق‌شدگی در تحلیل‌های عددی است. در مدل‌سازی‌های عددی رقیق‌شدگی، ELOS را می‌توان به عنوان عمق منطقه پلاستیک در نظر گرفت.

برای اندازه‌گیری مقدار ELOS باید از سیستم CMS استفاده کرد. این سیستم نخستین بار توسط میلر و همکاران [۲۴] استفاده شده است. تاکنون مطالعات بسیاری در مورد رقیق‌شدگی که در آن‌ها از سیستم یاد شده، استفاده شده انجام گرفته است [۳۹-۲۵].

در این مقاله نیز برای تعیین رقیق‌شدگی از مفهوم ELOS استفاده شده است. برای اندازه‌گیری مقدار ELOS از سیستم مانیتورینگ فضای حفاری استفاده شد تا مقدار حجم واقعی کارگاه‌ها و سطوح دیواره‌ها اندازه‌گیری شوند. برای محاسبه حجم هر کارگاه، نیم‌رخ مقاطع عرضی کارگاه در فواصل مساوی برداشت و به هم اتصال داده شدند. برای برداشت نیم‌رخ‌ها از یک فاصله‌یاب لیزری با برد ۲۰۰ متر و با دقت ۱ میلی‌متر که دارای سیستم اندازه‌گیری دیجیتالی زاویه تا ۳۶۰ درجه و با دقت ۰٫۱ درجه بوده است، استفاده شد. برای برداشت هر مقطع، ابتدا فاصله‌یاب بر روی یک سه پایه‌ای که در مرکز ضلع پایینی مقطع و در کف کارگاه قرار گرفته، نصب شد، سپس فاصله نقطه یاد شده تا دیواره‌ها و سقف کارگاه تحت زاویه‌های مختلف قرائت و به این ترتیب یک مقطع ثبت شد، سپس با انتقال سه پایه به مراکز ضلع پایینی مقاطع بعدی و تکرار روش یاد شده، مقاطع عرضی لازم از کارگاه برداشت شد. در ادامه با انتقال مقاطع به نرم‌افزار اتوکد، برای هر کارگاه ترسیم فضای سه‌بعدی واقعی انجام و از آنجا حجم هر کارگاه مشخص شد. با مشخص بودن حجم طراحی، حجم واقعی و نیز سطح دیواره‌های کارگاه، مقدار ELOS، برای کارگاه‌های مختلف محاسبه شد. شکل ۲ روند اجرای مراحل محاسبه حجم واقعی کارگاه و تعیین ELOS را به صورت نمونه در مورد یک کارگاه نشان می‌دهد.

### ۳- رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ

سیستم‌های مهندسی سنگ، RES<sup>۵</sup>، تکنیکی است که قابلیت تجزیه و تحلیل همزمان فرآیندهای پیچیده مهندسی سنگ را دارد. این روش توسط هادسون [۴۰] پایه‌گذاری شده است و تاکنون از این تکنیک در حوضه‌های مختلف

$$D = \frac{W}{O} \times 100 \quad (۱)$$

$$D = \frac{W}{W + O} \times 100 \quad (۲)$$

که در این روابط:

D: مقدار رقیق‌شدگی (درصد)

W: میزان باطله استخراج‌شده (تن)

O: مقدار ماده معدنی استخراج‌شده (تن) است.

آگوشکوف [۲۲] برای تعیین رقیق‌شدگی، اندازه‌گیری مستقیم عیار ماده معدنی استخراجی و برجا را پیشنهاد و بر این اساس رابطه ۳ را ارایه کرده است. این رابطه را می‌توان برای تمام روش‌های استخراج زیرزمینی به کار برد.

$$D = \frac{C_p - C_a}{C_p - C_r} \times 100 \quad (۳)$$

که در آن:

D: میزان رقیق‌شدگی (درصد)

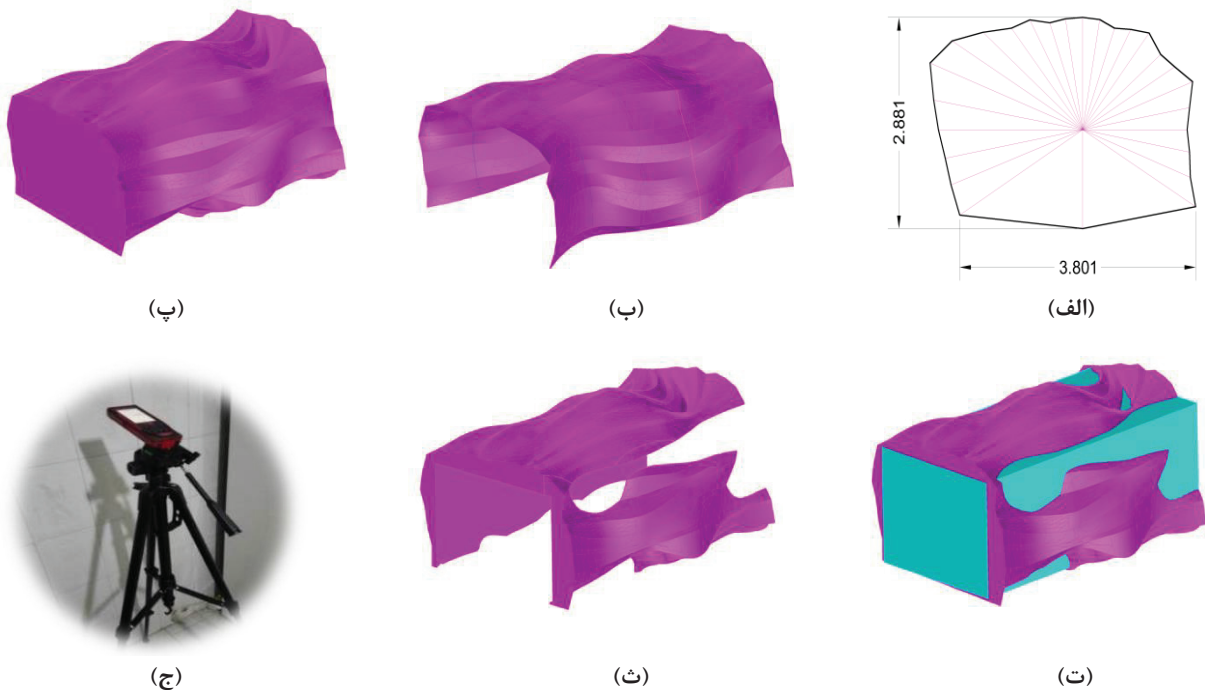
C<sub>p</sub>: عیار فلز با ارزش در مواد معدنی برجا (درصد)

C<sub>a</sub>: عیار فلز با ارزش در داخل مواد استخراجی (درصد)

C<sub>r</sub>: عیار فلز با ارزش در سنگ‌های جانبی (درصد) است.

دان و پاکالنیس [۲۳] برای تعریف رقیق‌شدگی، مفهوم معادل خطی اضافه شکست یا ریزش، ELOS<sup>۶</sup> را ارایه کردند. مقدار ELOS بر حسب متر و از تقسیم حجم ریزش یا اضافه شکست بر مساحت دیواره کارگاه حاصل می‌شود این مفهوم در شکل ۱- ب نشان داده شده است. در این روش، ملاک رقیق‌شدگی، مقدار ریزش و اضافه شکست دیواره‌ها و مستقل از عرض کارگاه است.

مزیت اصلی تعیین رقیق‌شدگی به روش ELOS، استفاده از سیستم مانیتورینگ فضای حفاری، CMS<sup>۷</sup>، برای محاسبه دقیق حجم واقعی کارگاه و سطوح استخراجی است. داده‌های حاصل از این سیستم به محققان کمک می‌کند تا علت تفاوت مقادیر مختلف رقیق‌شدگی‌های ایجاد شده در کارگاه‌ها را با توجه به شرایط مختلف هندسه کارگاه، مشخصات زمین‌شناسی، حفاری و آشکاری و عملیاتی بررسی کنند. از این رو آنالیز برگشتی حاصل از داده‌های CMS می‌تواند کمک شایانی در پیش‌بینی رقیق‌شدگی، برای طراحی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی کند. مزیت دیگر تعیین رقیق‌شدگی به روش ELOS این است که نشان می‌دهد، منشأ رقیق‌شدگی مربوط به کدام یک از دیواره‌های کارگاه است. این موضوع



شکل ۲: مراحل محاسبه حجم واقعی کارگاه و اضافه شکست و تعیین مقدار ELLOS: الف) روش برداشت مقاطع عرضی کارگاه، ب) سطح دیواره کارگاه واقعی، پ) حجم کارگاه واقعی، ت) کارگاه واقعی و کارگاه طراحی، ث) مقدار اضافه شکست، ج) سیستم فاصله‌یاب لیزری

سنگ را می‌توان با کدگذاری ماتریس اندرکنش تعیین کرد.

### ۳-۱- ماتریس اندرکنش

ماتریس اندرکنش یک ابزار پایه در RES است. ساختار کلی یک ماتریس اندرکنش در شکل ۳ نشان داده شده است. استفاده از ماتریس اندرکنش برای بررسی هر مساله‌ای که شامل فاکتورهای متعدد است، مفید و یاری‌دهنده است. در این روش پارامترهای موثر روی قطر اصلی ماتریس قرار می‌گیرند و اندرکنش پارامترها با یکدیگر بر حسب آن با کدگذاری در عناصر غیرقطری ماتریس مشخص می‌شود. بدین ترتیب مجموع خانه‌های سطری معرف اثری است که پارامتر موجود در آن سطر ( $P_i$ ) روی دیگر پارامترها دارد و مجموع خانه‌های ستونی معرف تاثیری است که پارامتر موجود در آن ستون ( $P_j$ ) از دیگر پارامترها پذیرفته است. برای این ماتریس در جهت عقربه‌های ساعت است، به طوری که خانه بالا سمت راست، اثر پارامتر A روی B و خانه پایین سمت چپ، اثر B روی A را نشان می‌دهد.

روند کلی کار در این روش را می‌توان به صورت مراحل شش‌گانه به شرح زیر خلاصه کرد:

زمین‌شناسی و معدن مانند پایداری شیب [۴۹-۴۱]، تونلسازی [۵۶-۵۰]، انفجار [۶۱-۵۷]، استخراج معادن [۶۷-۶۲] و سایر مباحث مرتبط با امور معدنی [۷۹-۶۸] استفاده شده است. به طور کلی در این روش ویژگی‌ها و رفتارهای هر پارامتر به عنوان یک سیستم دو متغیره برآورد شده است و در نهایت همه سیستم‌های دوتایی را به کل توده سنگ تعمیم می‌دهد. RES روشی است که در آن امکان تحلیل همزمان روابط بین پارامترهای موثر توده سنگ، سایت و سازه و بررسی آثار ناشی از اندرکنش بین آن‌ها وجود دارد. در سیستم‌های مهندسی سنگ شناسایی پارامترهای بحرانی، مسیرهای تاثیرگذار، حلقه‌های برگشتی و ارزیابی تکنیک‌های انتخابی مهندسی مناسب، با استفاده از ماتریس اندرکنش سنگ انجام می‌گیرد. ماتریس اندرکنش عنصر کلیدی سیستم‌های مهندسی سنگ است که برای فهرست کردن پارامترهای موثر در یک پروژه مهندسی سنگ و نمایش اندرکنش بین آن‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرد. طبق تئوری سیستم‌های مهندسی سنگ، همه مسایل مهندسی سنگ را می‌توان به صورت تابعی از پارامترهای قطری ماتریس اندرکنش در نظر گرفت. انتخاب پارامترها و وزن‌دهی هر پارامتر در سیستم طبقه‌بندی توده



در این روش با توجه به اندرکنش بین هر جفت پارامتر انجام می‌شود و مطابق با جدول ۱ یکی از اعداد ۰، ۱، ۲، ۳ و ۴ انتخاب می‌شود. هر یک از این اعداد با در نظر گرفتن رابطه بین هر جفت پارامتر بیانگر مفهوم و معنی ویژه‌ای است. در ماتریس اندرکنش، اثر یک پارامتر روی سیستم، اثرگذاری و اثر سیستم روی پارامتر، تاثیرپذیری نامیده می‌شود. بعد از کدگذاری ماتریس می‌توان مجموع هر ردیف و ستون را به دست آورد. مجموع مقادیر ردیف به عنوان اثرگذار،  $C$  یا اثر  $P_i$  روی سیستم و مجموع مقادیر ستون به عنوان تاثیرپذیر،  $E$  یا اثر سیستم روی پارامتر را می‌توان در محور مختصات به صورت  $(C, E)$  نشان داد. بنابراین مقادیر  $C$  تاثیرات  $P_i$  روی سیستم و مقدار  $E$  نشانگر تاثیری است که سیستم روی  $P_i$  دارد. نتیجه تشکیل ماتریس اندرکنش جدولی می‌شود که حاوی مقادیر  $C$ ،  $E$ ،  $C+E$ ، برای هر پارامتر اصلی است. زمانی که مجموع مقادیر عددی هر سطر (علت) و مجموع مقادیر هر

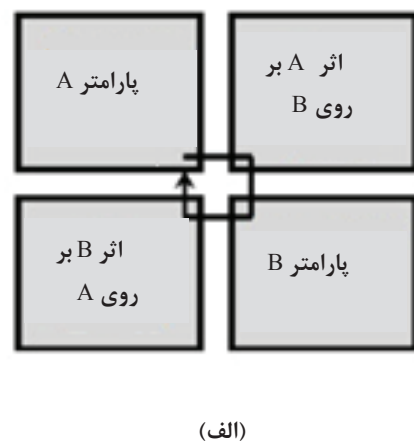
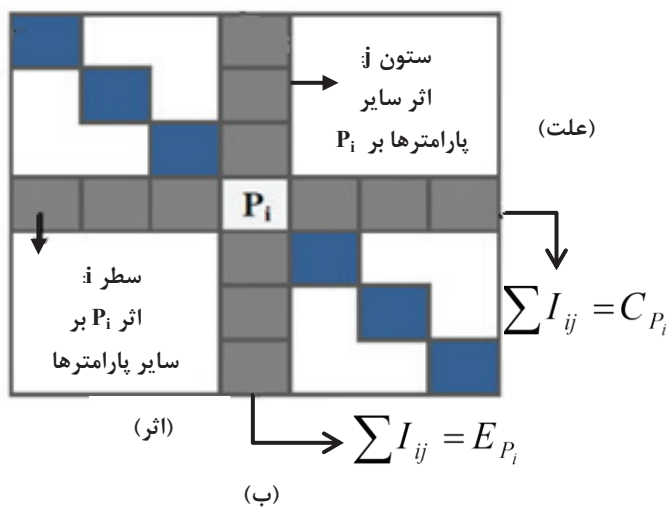
گام اول- پارامترهای مهم و تاثیرگذار بر موضوع تعیین می‌شوند.  
 گام دوم- پارامترهای اصلی موجود روی قطر اصلی ماتریس قرار می‌گیرند.  
 گام سوم- تاثیرگذاری و تاثیرپذیری هر جفت پارامتر روی یکدیگر به صورت ساعتگرد بررسی می‌شود.  
 گام چهارم- با توجه به مفهوم متغیرهای اصلی، اندرکنش بین هر جفت پارامتر به صورت نیمه کمی خبره کدگذاری می‌شود.  
 گام پنجم- مقادیر کدگذاری شده در ماتریس در هر ردیف و ستون جمع می‌شود.  
 گام ششم- تخمین زدن شدت اندرکنش و مقدار غالب بودن هر یک از متغیرها در سیستم انجام می‌شود.

### ۳-۱-۱- کدگذاری ماتریس اندرکنش

به طور کلی بعضی از پارامترها نسبت به پارامترهای دیگر، بر روی سیستم تاثیر بیشتری خواهند داشت و در مقابل سیستم نیز تاثیر بیشتری بر روی برخی پارامترها نسبت به پارامترهای دیگر دارد. کدگذاری ماتریس اندرکنش روشی در برای تعیین شدت اندرکنش و مقدار غالب بودن پارامترها است. برای تفسیر سیستم‌های مهندسی سنگ، هادسون پنج روش را برای کدگذاری ماتریس اندرکنش ارائه داده است که روش کدگذاری نیمه کمی خبره معروفترین مورد است. کدگذاری

جدول ۱: کدهای انتخابی در روش کدگذاری نیمه کمی خبره

توضیح	کد
بدون اندرکنش	۰
اندرکنش ضعیف	۱
اندرکنش متوسط	۲
اندرکنش قوی	۳
اندرکنش بحرانی	۴



شکل ۳: مفهوم ماتریس اندرکنش در RES؛ الف) ماتریسی برای سیستمی با دو پارامتر A و B، ب) کدگذاری ماتریس اندرکنش و شکل گیری محورهای علت و اثر

متعددی تقسیم شده که استخراج از هر بخش به صورت معادن جداگانه انجام می‌شود. استخراج در تمام معادن به روش کندن و پرکردن انجام می‌گیرد. لایه‌های منگنز از دو بخش اصلی سری منگن‌دار سخت (شامل تناوبی از شیل، توفیت، هماتیت، سیلتستون، سیلنتی شیل و منگنز) و سری منگن‌دار نرم (معادل زون گسله) تشکیل شده‌اند. با توجه به ضعیف بودن کمرها در بخش‌های مربوط به سری منگن‌دار نرم و وجود این لایه در بخش‌های مختلف این معادن، وقوع ریزش و ایجاد رقیق‌شدگی در آن‌ها زیاد است و این امر ضرورت تحقیق و پژوهش در مورد پیش‌بینی ترقیق در این معادن را فراهم می‌کند.

### ۳-۲-۲- پارامترها و اثرات متقابل بین آن‌ها

پارامترهای بسیاری در ایجاد رقیق‌شدگی در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی موثرند. با انجام مطالعات و بررسی‌هایی انجام شده و با استفاده از نظر کارشناسان خبره، وزن‌دهی این پارامترها با استفاده از روش تحلیل سلسله مراتبی دلفی فازی انجام شده است [۸۰]. در این مقاله، تعداد ۸ پارامتر از مهم‌ترین پارامترهای یاد شده انتخاب شده‌اند. این پارامترها عبارت از خرج ویژه  $P_1$ ، لرزش ناشی از آتشکاری  $P_2$ ، انحراف چال  $P_3$ ، تورق  $P_4$ ، عمق کارگاه  $P_5$ ، شعاع هیدرولیکی  $P_6$ ، عرض کارگاه  $P_7$  و عدد پایداری اصلاح شده  $P_8$  که در ادامه توضیح مختصری از تاثیر آن‌ها در ایجاد رقیق‌شدگی ارائه شده است.

#### الف- خرج ویژه

خرج ویژه، مصرف ماده منفجره برای واحد حجم یا واحد وزن سنگ شکسته شده را در یک عملیات آتشکاری نشان می‌دهد. واحد آن گرم ماده منفجره بر متر مکعب سنگ یا گرم ماده منفجره بر تن سنگ است. مقدار خرج، تابع نوع ماده منفجره، وزن مخصوص سنگ و زمین‌شناسی منطقه است. در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی افزایش خرج ویژه از مقدار بهینه سبب افزایش اضافه شکست و ایجاد رقیق‌شدگی می‌شود، همانطور که کاهش آن، افت ماده معدنی را به همراه دارد، بنابراین مقدار خرج ویژه می‌تواند نقش مهمی را در میان پارامترهای ایجاد رقیق‌شدگی داشته باشد [۸۰].

#### ب- لرزش ناشی از آتشکاری

خسارت ناشی از لرزش ناشی از آتشکاری در کارگاه‌ها با مقدار خسارت فیزیکی وارده بر توده سنگ نمایان در نزدیکی محل انفجار مشخص می‌شود. لرزش انفجار با کمیتی به نام

ستون (اثر) به محورهای مختصات منتقل شوند نمودار علت اثر را پدید می‌آورند. در این نمودار پارامترهایی که در بخش پایین-راست نمودار قرار می‌گیرند بر روی سیستم تسلط دارند و پارامترهای واقع در بالا-چپ تحت اثر سیستم قرار دارند. با داشتن مجموع علت و اثر (C+E) برای هر پارامتر می‌توان هیستوگرام شدت اندرکنش را رسم کرد. این هیستوگرام نشان می‌دهد کدام پارامترها بیشترین اندرکنش را در سیستم دارند. در ادامه مقادیر هر پارامتر دسته‌بندی و امتیازدهی می‌شود. برای محاسبه اندیس آسیب‌پذیری، VI<sup>۴</sup>؛ برای هر واحد توده سنگ از رابطه ۴ استفاده می‌شود. به طوری که  $i$  مربوط به پارامترها و  $j$  واحد توده سنگ مورد نظر را نشان می‌دهد. همچنین  $a_i$  ضریب وزنی هر کدام از پارامترها است که با استفاده از رابطه ۵ به دست می‌آید که در آن  $Q_{max}$  بیشترین مقدار  $Q_{ij}$  و  $Q_{ij}$  امتیاز اختصاص داده شده به هر پارامتر است.

$$VI = \sum_{i=1}^n a_i \times \frac{Q_i}{Q_{max}} \quad (۴)$$

$$a_i = \frac{C_i + E_i}{\sum_{i=1}^n C_i + \sum_{i=1}^n E_i} \times 100 \quad (۵)$$

### ۳-۲-۳- عملیات ثبت و پردازش داده‌ها

#### ۳-۲-۳-۱- معادن مورد مطالعه

در این مطالعه داده‌ها از مجموعه معادن منگنز و نارچ جمع‌آوری شده است. معادن منگنز و نارچ در ۲۷ کیلومتری جنوب غربی قم و ۲ کیلومتری روستای و نارچ و در طول جغرافیایی ۵۰ درجه و ۴۵ دقیقه و ۴۲ ثانیه و در عرض جغرافیایی ۳۴ درجه و ۲۵ دقیقه و ۳ ثانیه قرار گرفته‌اند. این معادن در حال حاضر با ذخیره‌ای بالغ بر ۸٫۶ میلیون تن بزرگترین معادن منگنز ایران و خاورمیانه و با تولید حدود ۱۰۰ تا ۱۱۰ هزار تن سنگ منگنز در سال بزرگ‌ترین تولیدکننده منگنز در ایران‌اند. وسعت کانسار در حدود ۴۰ کیلومتر مربع و طول زون ماده معدنی حدود ۱۲ کیلومتر است. کانسار تا حدود ۴۰۰ متری شناسایی شده است. ضخامت کانسنگ قابل استخراج بین ۰٫۵ تا ۵ متر و گاهی بیشتر است. شیب لایه‌های منگن‌دار بین ۶۵ تا ۹۰ درجه و سنگ‌های دربرگیرنده کانسار از توفها و گدازه‌های آندزیتی و پورفیری تشکیل شده است. کانسار بر اثر پدیده‌های زمین‌شناسی به بخش‌های

## ج- شعاع هیدرولیکی

لابسچر [۸۴] شعاع هیدرولیکی<sup>۸</sup> را که عبارت از نسبت سطح کارگاه به محیط کارگاه است، پیشنهاد کرد. این پارامتر برای تعیین بزرگی کارگاه و ابعاد و شکل جبهه کار است. چرا که سطح مقطع یک کارگاه به تنهایی شاخص مناسبی برای بزرگی کارگاه نیست زیرا دو کارگاه با سطح مقطع مساوی ولی با عرض و ارتفاع متفاوت وضعیت پایداری گوناگونی دارند. با افزایش شعاع هیدرولیکی ناپایداری کارگاه افزایش یافته و به دنبال آن مقدار ریزش و اضافه شکست و در نتیجه مقدار رقیق‌شدگی افزایش می‌یابد [۸۵].

## چ- عرض کارگاه

عرض کارگاه به عنوان یکی از پارامترهای مربوط به هندسه کارگاه می‌تواند در پایداری دیوارها و سقف نقش مهمی را ایفا کند، به طوری که در یک ارتفاع ثابت با افزایش عرض کارگاه مقدار ناپایداری بیشتر و احتمال ریزش و ایجاد رقیق‌شدگی افزایش می‌یابد [۸۵].

## ح- عدد پایداری اصلاح شده

دیدریک و کیسر [۸۶] عدد پایداری اصلاح شده،  $N'$  را برای تعیین کیفیت توده سنگ و میزان باربری سنگ به کار بردند. در واقع این عدد قابلیت پایداری توده سنگ را تحت شرایط تنش‌های موجود نشان می‌دهد. مقدار  $N'$  از رابطه ۶ محاسبه می‌شود.

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (6)$$

که در آن:

$Q'$ : شاخص کیفی تونل‌زنی اصلاح شده در سنگ یا سیستم طبقه بندی  $Q'$   
 $A$ : ضریب مربوط به تنش‌های حاصل از معدنکاری یا ضریب تنش سنگ  
 $B$ : ضریب ضریب مربوط به ناپیوستگی‌های بحرانی برای دیواره مورد نظر یا ضریب تعدیل راستای درزه  
 $C$ : ضریب مربوط به جهت دیواره مورد نظر یا ضریب تعدیل نیروی ثقل است.

مقادیر هر یک از این ضرایب، از طریق روابط و نمودارهای مربوط قابل محاسبه است، مقدار  $N'$  بین ۰٫۱ تا ۱۰۰۰ متغیر است.

با افزایش عدد پایداری اصلاح شده، از مقدار ناپایداری سقف و دیواره‌های کارگاه کاسته شده و به دنبال آن مقدار

حداکثر سرعت ذرات،  $PPV$ ، اندازه‌گیری می‌شود زیرا وقتی که موج ناشی از انفجار به یک نقطه می‌رسد، سبب ارتعاش ذرات در آن نقطه می‌شود و چون بزرگی کرنش‌ها در یک ماده الاستیک با سرعت ارتعاش ذرات متناسب است بنابراین  $PPV$  به عنوان معیاری برای تعیین خسارت ناشی از انفجار در سنگ مناسب است، مقدار  $PPV$  را می‌توان از طریق دستگاه لرزه‌نگار به دست آورد. افزایش مقدار  $PPV$ ، افزایش مقدار اضافه شکست و در نتیجه افزایش مقدار رقیق‌شدگی غیرطراحی را به همراه خواهد داشت [۸۱].

## پ- انحراف چال

انحراف چال، به ویژه برای چال‌های نزدیک کمربالا و کمربالین یکی از پارامترهای مهم در ایجاد رقیق‌شدگی غیرطراحی است. تنظیم الگوی نامناسب حفاری، مهارت اپراتور، محدودیت‌های فیزیکی دستگاه حفاری، قطر مته حفاری، نوع حفاری و نیز شرایط زمین‌شناسی می‌تواند در میزان انحراف چال موثر باشد. مطالعات انجام شده در یک کارگاه استخراج زیرزمینی نشان داد در حفر چال‌های به عمق ۱۵ تا ۲۰ متر و قطر ۶۴ میلی‌متر انحرافی در حدود ۰٫۵ متر ایجاد می‌شود. با فرض این که انحراف در دو سمت کارگاهی با مقطع عرضی ۳ متر اتفاق افتد، رقیق‌شدگی غیرطراحی حاصل از این انحراف در حدود ۱۶ درصد خواهد شد [۸۲].

## ت- تورق

تورق یکی از پارامترهای دیگری است که در ریزش دیواره‌های کارگاه و ایجاد رقیق‌شدگی غیرطراحی موثر است. زاویه بین راستای تورق با دیواره‌های کارگاه می‌تواند در پایداری کارگاه و ایجاد تورق موثر باشد. به طوری که زمانی که راستای تورق موازی با دیواره کارگاه باشد، مقدار پایداری متوسط و مقدار رقیق‌شدگی برنامه‌ریزی نشده نیز متوسط خواهد بود. درحالی‌که مایل بودن راستای تورق با دیواره، کمترین مقدار پایداری و بیشترین مقدار رقیق‌شدگی غیرطراحی را به همراه دارد و عمود بودن راستای تورق با دیواره، بیشترین مقدار پایداری و کمترین مقدار رقیق‌شدگی غیرطراحی را به سبب می‌شود [۳۵].

## ث- عمق کارگاه

افزایش مقدار تنش‌های برجا به طور مستقیم با عمق کارگاه ارتباط دارد. همچنین تنش‌های القایی که در فضا‌های حفاری ایجاد می‌شوند با عمق کارگاه ارتباط دارد و در نتیجه عمق می‌تواند در میزان اضافه شکست و ایجاد رقیق‌شدگی غیرطراحی تاثیرگذار باشد [۳۵].



رقیق‌شدگی کمتر می‌شود [۸۵].

مقادیر پارامترهای هشت‌گانه برای ۲۴ کارگاه استخراج مختلف به همراه مقادیر رقیق‌شدگی ایجاد شده کارگاه‌ها مورد سنجش و اندازه‌گیری قرار گرفتند. مقادیر مربوط به پارامترهای خرج ویژه، تورق، عمق کارگاه، عرض کارگاه، از طریق مشاهده مستقیم مورد اندازه‌گیری قرار گرفتند و مقادیر مربوط به لرزش ناشی از آتشکاری از طریق دستگاه لرزه‌نگار، انحراف چال از طریق دستگاه فاصله‌یاب لیزری مجهز به زاویه‌سنج دیجیتال، شعاع هیدرولیکی از طریق اندازه‌گیری طول و ارتفاع کارگاه و استفاده از رابطه مربوط، عدد پایداری اصلاح شده  $N^2$ ، از طریق تعیین شاخص تونل‌زنی اصلاح شده،  $Q'$  و ضرایب مربوطه  $B$ ،  $A$  و  $C$  و استفاده از روابط مربوط، مقادیر رقیق‌شدگی هر کارگاه با استفاده از روش CMS و اندازه‌گیری مقدار ELOS که شرح آن پیش‌تر آورده شده انجام شده است.

در ادامه کدگذاری اندرکنش بین پارامترها به روش نیمه کمی خبره انجام شد. به این منظور فرم‌های نظرسنجی تهیه و برای تکمیل به متخصصان دانشگاهی و معدنی ارسال شد. در این کدگذاری از نظر تعداد ۲۱ متخصص استفاده شده است که ۹

نفر آن‌ها متخصص دانشگاهی و ۱۲ نفر آن‌ها متخصص معدنی بوده‌اند. پس از ادغام نظرات متخصصان ماتریس اندرکنش کدگذاری شده بین پارامترها برای مساله رقیق‌شدگی کارگاه‌ها تشکیل شد. این ماتریس در جدول ۲ آورده شده است. همان‌طور که در این جدول مشاهده می‌شود علت،  $C$  و اثر،  $E$  به ترتیب از مجموع کدهای سطر و ستون محاسبه شده‌اند.

با توجه به ماتریس اندرکنش و معلوم بودن مقادیر  $C$  و  $E$ ، وزن هر پارامتر را می‌توان مطابق با جدول ۳ محاسبه کرد. پارامتر  $P_8$  (عدد پایداری اصلاح شده) دارای بیشترین وزن و پارامتر  $P_3$  (تورق) دارای کمترین وزن است.

در ادامه مقادیر علت و اثر هر پارامتر به روی محورهای افقی و قائم منتقل شده است و مطابق با شکل ۴، نمودار علت-اثر را به وجود می‌آورند. در این نمودار، قطر نشان‌دهنده مکان هندسی  $C=E$  است. نقاطی که در قسمت پایین سمت راست نمودار قرار می‌گیرند، پارامترهایی را مشخص می‌کنند که بر روی سیستم تسلط دارند و نقاطی که در قسمت بالا سمت چپ قرار می‌گیرند پارامترهایی را نشان می‌دهند که تحت اثر سیستم قرار گرفته‌اند.

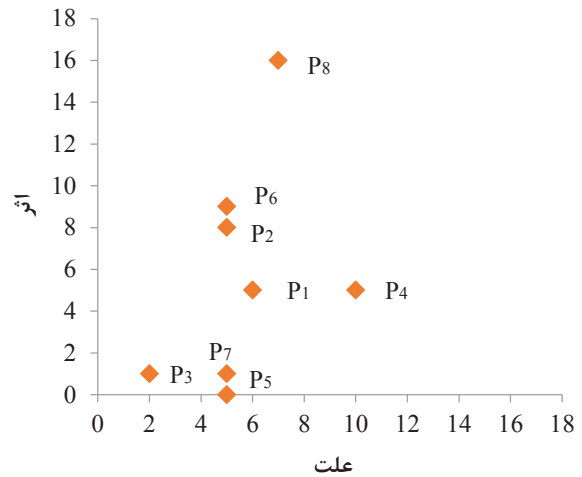
جدول ۲: ماتریس اندرکنش کدگذاری شده برای رقیق‌شدگی مجموعه معادن منگنز و نارچ

$P_1$	3	0	2	0	0	0	1	6	Cause
0	$P_2$	0	2	0	0	0	3	5	
0	0	$P_3$	0	0	0	1	1	2	
2	2	1	$P_4$	0	2	0	3	10	
0	0	0	1	$P_5$	2	0	2	5	
1	1	0	0	0	$P_6$	0	3	5	
0	0	0	0	0	2	$P_7$	3	5	
2	2	0	0	0	3	0	$P_8$	7	
5	8	1	5	0	9	1	16	45	
Effect									

جدول ۳: وزن پارامترهای موثر بر رقیق‌شدگی

پارامتر	$C_i$	$E_i$	$C+E$	a (%)
$P_1$	۶	۵	۱۱	۱۲٫۲۲
$P_2$	۵	۸	۱۳	۱۴٫۴۴
$P_3$	۲	۱	۳	۳٫۳۳
$P_4$	۱۰	۵	۱۵	۱۶٫۶۷
$P_5$	۵	۰	۵	۵٫۵۶
$P_6$	۵	۹	۱۴	۱۵٫۵۶
$P_7$	۵	۱	۶	۶٫۶۷
$P_8$	۷	۱۶	۲۳	۲۵٫۵۶
جمع	۴۵	۴۵	۹۰	۱۰۰٫۰۰

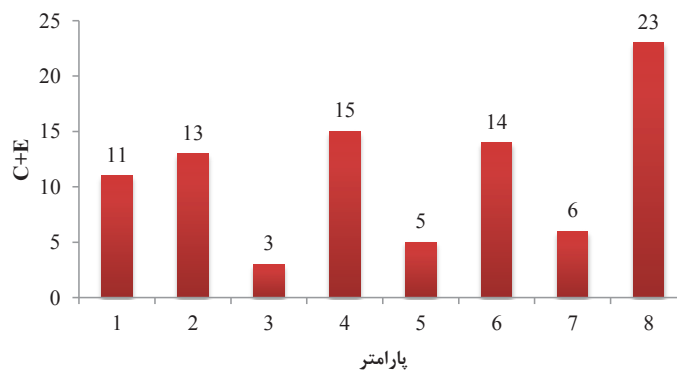
با مشخص بودن C+E می‌توان هیستوگرام شدت اندرکنش سیستم را مطابق با شکل ۶ رسم کرد. به طور کلی هر چه شدت اندرکنش یک سیستم بیشتر باشد، آن سیستم به صورت بالقوه ناپایدار است زیرا شانس بیشتری وجود دارد که تغییر کوچک در یک پارامتر تا حد قابل توجهی بر رفتار سیستم اثر بگذارد. با توجه به شکل ۵ که نشان می‌دهد پارامتر  $P_8$  (عدد پایداری اصلاح شده)، بیشترین شدت اندرکنش را دارد، مشخص می‌شود تغییر کوچکی در این پارامتر تا حد قابل توجهی بر رفتار سیستم اثر خواهد گذاشت.



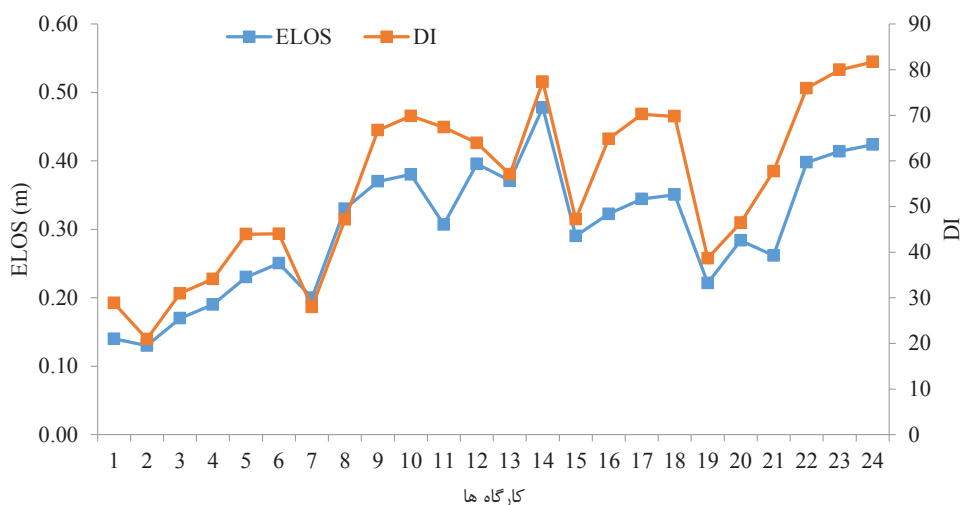
شکل ۴: نمودار علت - اثر برای رقیق‌شدگی مجموعه معادن منگنز و نارچ

۳-۲-۳- رده‌بندی پارامترها

پس از جمع‌آوری داده‌های مربوط به ۸ پارامتر موثر بر رقیق‌شدگی در ۲۴ کارگاه استخراج و اندازه‌گیری مقادیر ELOS



شکل ۵: نمودار علت - اثر برای رقیق‌شدگی مجموعه معادن منگنز و نارچ



شکل ۶: تغییرات ELOS و DI مربوط به ۲۴ کارگاه استخراج

$$DI_j = \sum_{i=1}^8 a_i \frac{Q_i}{Q_{\max}} \quad (7)$$

با استفاده از مقادیر ضریب رقیق‌شدگی محاسبه شده و مقادیر رقیق‌شدگی اندازه‌گیری شده کارگاه‌ها می‌توان مدلی ارایه کرد که در آن مقدار رقیق‌شدگی کارگاه را بر اساس مقدار ضریب رقیق‌شدگی پیش‌بینی کرد. استفاده از روش تحلیل رگرسیون نشان می‌دهد ۳ مدل خطی، نمایی و توانی مطابق با جدول ۶ می‌توان ارایه کرد اما از بین مدل‌های یاد شده، باید مدلی که دارای بیشترین دقت است را تعیین کرد. به این منظور علاوه بر ضریب تعیین،  $R^2$ ، باید مطابق با روابط ۸-۱۰، مقادیر مربوط به ریشه میانگین مربعات خطاها، RMSE<sup>۱</sup> و میانگین درصد مطلق خطاها MAPE<sup>۱۱</sup> و درصد واریانس، VAF<sup>۱۲</sup> مدل‌های یاد شده تعیین شوند. نتایج حاصل از محاسبات در جدول ۶ آورده شده است. همان‌گونه که در این جدول مشاهده می‌شود، مدل توانی دارای بیشترین دقت است، بنابراین رابطه ۱۱ به عنوان مدل پیش‌بینی رقیق‌شدگی انتخاب می‌شود. شکل ۷ نمودار این مدل را نشان می‌دهد. در ادامه، برای تعیین اعتبار مدل پیش‌بینی ارایه شده، مقادیر رقیق‌شدگی تعداد ۹ کارگاه دیگر از مجموعه معادن منگنز

ایجاد شده ناشی از آن‌ها و اطلاع از دامنه کیفی و کمی پارامترها، دامنه‌های یاد شده به ۵ کلاس تقسیم‌بندی شده است و به هر کدام از این کلاس‌ها امتیازهای از صفر تا ۴، شامل امتیاز صفر برای اثر خیلی کم، امتیاز ۱ برای اثر کم، امتیاز ۲، برای اثر متوسط، امتیاز ۳، برای اثر زیاد و امتیاز ۴، برای اثر خیلی زیاد پارامتر بر رقیق‌شدگی اختصاص داده شد. این رده‌بندی در جدول ۴ آورده شده است.

### ۳-۲-۴- ضرایب رقیق‌شدگی کارگاه‌ها

با توجه به داده‌های ثبت شده از ۲۴ کارگاه استخراج و با توجه به جدول‌های ۳ و ۴ که در آن‌ها رده‌بندی پارامترها و مقادیر وزن هر پارامتر مشخص شده است و نیز با استفاده از رابطه ۳ که در آن ضریب آسیب‌پذیری معین می‌شود، می‌توان ضریب رقیق‌شدگی<sup>۹</sup> را برای هر کارگاه تعریف کرد و مقدار آن را برای هر کارگاه مطابق با رابطه ۷ به دست آورد. به عنوان نمونه نحوه محاسبه ضریب رقیق‌شدگی مربوط به کارگاه ۱۳ در جدول ۵ آورده شده است. در شکل ۶ مقادیر مربوط به ضریب رقیق‌شدگی و مقدار رقیق‌شدگی اندازه‌گیری شده (ELOS) نشان داده شده است.

جدول ۴: رده‌بندی پارامترهای موثر بر ترقیق

دامنه تغییرات					پارامترها
۰٫۷۵ >	۰٫۷۵ - ۱٫۲۵	۱٫۲۵ - ۱٫۷۵	۱٫۷۵ - ۲٫۲۵	۲٫۲۵ <	خرج ویژه (kg/m <sup>3</sup> )
۰	۱	۲	۳	۴	امتیاز
۲۵۰ >	۲۵۰ - ۴۰۰	۴۰۰ - ۶۵۰	۶۵۰ - ۸۰۰	۸۰۰ <	لرزش ناشی از آتشکاری (mm/s)
۰	۱	۲	۳	۴	امتیاز
۵ >	۵ - ۱۰	۱۰ - ۱۵	۱۵ - ۲۰	۲۰ <	انحراف چال (درصد)
۰	۱	۲	۳	۴	امتیاز
عمود هم امتداد	عمود ناهم امتداد	موازی	مورب هم امتداد	مورب ناهم امتداد	تورق
۰	۱	۲	۳	۴	امتیاز
۱۰۰ >	۱۰۰ - ۲۰۰	۲۰۰ - ۳۰۰	۳۰۰ - ۴۰۰	۴۰۰ <	عمق کارگاه (متر)
۰	۱	۲	۳	۴	امتیاز
۲ >	۲ - ۲٫۲۵	۲٫۲۵ - ۲٫۷۵	۲٫۷۵ - ۳	۳ <	شعاع هیدرولیکی (متر)
۰	۱	۲	۳	۴	امتیاز
۳ >	۳ - ۴	۴ - ۵	۵ - ۶	۶ <	عرض کارگاه (متر)
۰	۱	۲	۳	۴	امتیاز
۱۰ <	۵ - ۱۰	۲ - ۵	۱ - ۲	۱ >	عدد پایداری اصلاح شده (N')
۰	۱	۲	۳	۴	امتیاز

که در واقع نیمساز محورهای مختصات است، قرار گرفته و این موضوع از نظر ریاضی نشان‌دهنده آن است که مدل پیشنهادی توانست با دقت بالا و مقدار ضریب تعیین ۰٫۹۵ مقادیر رقیق‌شدگی را پیش‌بینی کند، بنابراین صحت مدل ارایه شده و درستی استفاده از رویکرد سیستمی مورد تایید است.

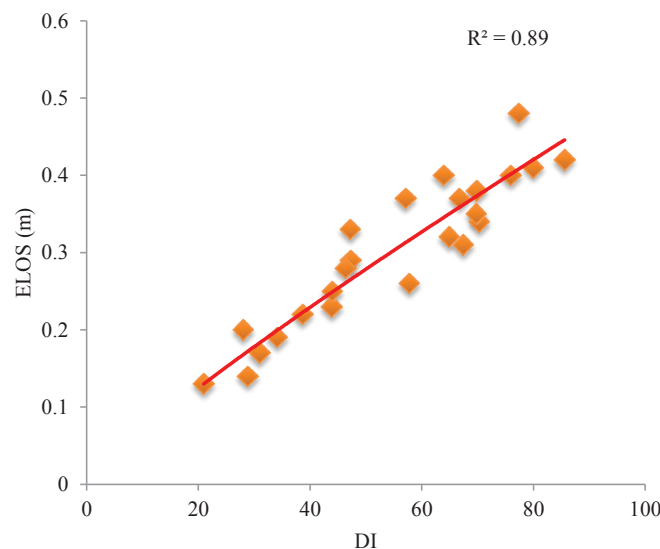
ونارچ (غیر از ۲۴ کارگاه اولیه) با استفاده از مدل یاد شده، مورد پیش‌بینی قرار گرفت و با مقادیر واقعی اندازه‌گیری شده، مورد مقایسه قرار گرفت. این مقایسه در نمودار نشان داده شده در شکل ۸ آورده شده است. همان‌طور که در شکل مشاهده می‌شود، نمودار گذرنده از این مقادیر تقریباً بر روی خط  $X=Y$

جدول ۵: مقادیر پارامترهای مربوط به کارگاه شماره ۱۳ و مقدار DI مربوط به آن

پارامتر	P <sub>1</sub>	P <sub>2</sub>	P <sub>3</sub>	P <sub>4</sub>	P <sub>5</sub>	P <sub>6</sub>	P <sub>7</sub>	P <sub>8</sub>
مقدار یا شرح پارامتر	۱٫۴۵	۶۷۰	۸	عمود هم امتداد	۲۴۰	۳٫۲	۴٫۲۵	۳
امتیاز (Q)	۲	۳	۱	۰	۲	۴	۲	۲
حداکثر امتیاز (Q <sub>max</sub> )	۴	۳	۳	۴	۳	۴	۴	۴
ضریب وزنی (a <sub>i</sub> ) (%)	۱۲٫۲۲	۱۴٫۴۴	۳٫۳۳	۱۶٫۶۷	۵٫۵۶	۱۵٫۵۶	۶٫۶۷	۲۵٫۵۶
DI	۵۷٫۰۴							

جدول ۶: مدل‌های پیشنهادی پیش‌بینی رقیق‌شدگی

نوع مدل	رابطه	R <sup>2</sup>	RMSE	MAPE	VAF
خطی	$ELOS = 0.0048(DI) + 0.04$	۰٫۸۶	۰٫۰۳۴	۰٫۰۹۵	۸۶٫۹۲۲
نمایی	$ELOS = 0.1078e^{0.0178(DI)}$	۰٫۸۵	۰٫۰۳۷	۰٫۱۱۰	۸۴٫۰۰۹
توانی	$ELOS = 0.0091(DI)^{0.8757}$	۰٫۸۹	۰٫۰۳۴	۰٫۰۸۹	۸۷٫۰۸۹



شکل ۷: تغییرات ELOS و DI مربوط به کارگاه استخراج

غیرطراحی گشته و در نهایت همه این موارد سبب افزایش دقت مدل پیشنهادی در پیش‌بینی رقیق‌شدگی غیرطراحی شده است. به طوری که مدل توانسته میزان رقیق‌شدگی غیرطراحی را با ضریب تعیین ۰٫۹۵ پیش‌بینی کند.

#### ۵- مراجع

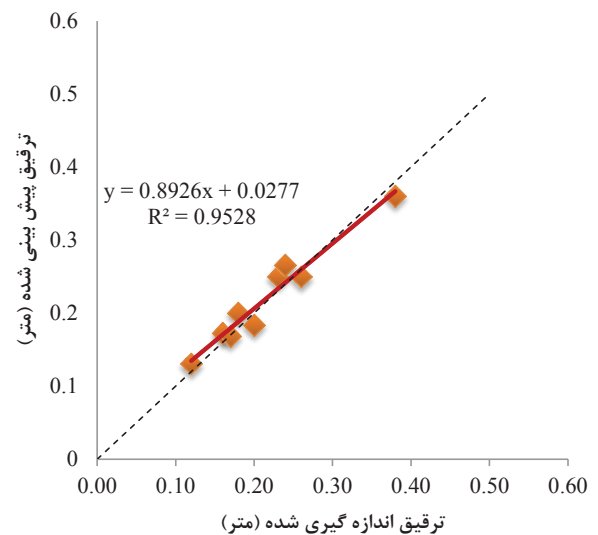
- [1] Ataei, M. (2015). "Underground Mining". Shahrood University of Technology, Iran, pp. 190.
- [2] Saeedi, G., Rezai, B., Shareiar, K., and Oraee, K. (2008). "Quantifying level of out-of-seam dilution for longwall mining method and its impact on yield of coal washing plant in Tabas coal mine". In Proceedings of the International Seminar on Mineral Processing Technology, Trivandrum, India, 370-373.
- [3] Saeidi, O., Torabi, S. R., and Ataei, M. (2013). "Development of a new index to assess the rock mass drillability". Geotechnical and Geological Engineering, 31(5): 1477-1495.
- [4] Chugh, Y., Moharana, A., and Patwardhan, A. (2004). "An analysis of the effect of out-of-seam dilution on coal utilization". In Proceedings of the VI International Conference on Clean Technologies for the Mining Industry, University of Concepción, Chile, 18: 21.
- [5] Mathews, K., Hoek, E., Wyllie, D. C., and Steward, S. B. V. (1981). "Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 Metres in hard rock mines". CANMET Report DSS, Serial No. 0SQ80-00, pp. 81.
- [6] Potvin, Y. (1988). "Empirical open slope design in Canada". PhD Thesis, University of British Columbia, 1-350.
- [7] Mawdesley, C., Trueman, R., and Whiten, W. (2001). "Extending the Mathews stability graph for open-slope design". Mining Technology, 110(1): 27-39.
- [8] Scoble, M., and Moss, A. (1994). "Dilution in underground bulk mining: implications for production management". Geological Society, London, Special Publications, 79(1): 95-108,
- [9] Nickson, S. D. (1992). "Cable support guidelines for underground hard rock mine operations". PhD Thesis, University of British Columbia, 1-223.
- [10] Hadjigeorgiou, J., Leclair, J., and Potvin, Y. (1995). "An update of the stability graph method for open slope design". CIM Rock Mechanics and Strata Control session, Halifax, Nova Scotia, 14-18.
- [11] Clark, L., and Pakalnis, R. (1997). "An empirical design

$$RMSE = \sqrt{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (y_{meas} - y_{pred})^2} \quad (8)$$

$$MAPE = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \left| \frac{y_{meas} - y_{pred}}{y_{meas}} \right| \times 100 \quad (9)$$

$$VAF = 100 \left[ 1 - \frac{var(y_{meas} - y_{pred})}{var(y_{meas})} \right] \quad (10)$$

$$ELOE = 0.0091(DI)^{0.8757} \quad (11)$$



شکل ۸: مقایسه بین مقادیر رقیق‌شدگی اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده با مدل پیشنهادی برای ۹ کارگاه

#### ۴- نتیجه‌گیری

استفاده از رویکرد RES تا حدود زیادی از دشواری تحلیل‌ها و ارایه مدل پیش‌بینی رقیق‌شدگی غیرطراحی، به عنوان فرآیندی همراه با پیچیدگی‌های بسیار کاسته است. ویژگی مدل جدید در نظر گرفتن اندرکنش بین پارامترهای موثر است که در هیچ کدام از مدل‌های گذشته تجربی و عددی این موضوع دیده نمی‌شود. وجود همزمان پارامترهای مربوط به حفاری و آتشکاری به همراه پارامترهای زمین‌شناسی که از مهم‌ترین آن‌ها وضعیت تنش‌ها است و در داخل پارامتر عدد پایداری اصلاح شده موجود است، از دیگر ویژگی‌های این مدل جدید است که مدل‌های گذشته این مزیت را ندارند. همچنین استفاده از CMS، سبب بالا رفتن میزان دقت در محاسبه مقادیر رقیق‌شدگی



- measurement of open stope dilution*". CIM (Canadian Mining and Metallurgical) Bulletin, 85(962): 96-102,
- [25] Miller, F., and Jacob, D. (1993). "Cavity monitoring system". Google Patents.
- [26] Anderson, B., and Grebenc, B. (1995). "Controlling dilution at the Golden Giant mine". In Proceedings of the 12th CIM mine operators conference, Timmins.
- [27] Mah, S., Pakalnis, R. T., Poulin, R., and Clark, L. M. (1995). "Obtaining quality cavity monitoring survey data". Proceedings of the CAMI, 95: 3.
- [28] Germain, P., Hadjigeorgiou, J., and Lessard, J. (1996). "On the relationship between stability prediction and observed stope overbreak". Rock Mechanics, Aubertin, Hassani and Mitri (eds), 277-283.
- [29] Diakitè, O. (1998). "Ore dilution in sublevel stoping". PhD Thesis, Department of Mining and Metallurgical Engineering, Mc Gill University, Montreal, 1-131.
- [30] Yao, X., Allen, G., and Willett, M. (1999). "Dilution evaluation using Cavity Monitoring System at HBMS—Trout Lake Mine". In Proceeding of the 101st CIM annual general meeting, Calgary.
- [31] Calvert, T., Simpson, J., and Sandy, M. (2000). "Open stope design at Normandy Golden Grove Operations". Proceedings of MassMin, 653-659.
- [32] Uggalla, S. (2001). "Sublevel open sloping- design and planning at the Olympic Dam Mine, Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies". Society of Mining, Metallurgy and Exploration, 8307 Shaffer Parkway, Littleton, CO 80127, USA, 239-244.
- [33] Ran, J. (2002). "Hangingwall sloughing mechanism in open stope mining". CIM bulletin, 95(1064): 74-77.
- [34] Soyer, N. (2006). "An approach on dilution and ore recovery / loss calculations in mineral reserve estimations at the Cayeli mine, Turkey". A Thesis submitted to the graduate school of Natural and applied sciences of middle east technical university, Citeseer, 1-102.
- [35] Henning, J. G. (2007). "Evaluation of long-hole mine design influences on unplanned ore dilution". PhD Thesis, Mc Gill University Montreal, 1-331.
- [36] Luo, Z.-q., Liu, X. M., Zhang, B., Lu, H., and Li, C. (2008). "Cavity 3D modeling and correlative techniques based on cavity monitoring". Journal of central south university of technology, 15(5): 639-644,
- [37] El Mouhabbis, H.Z. (2013). "Effect of stope construction parameters on ore dilution in narrow vein mining".
- approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls*". In Presentation at 99th Canadian Institute of Mining annual conference, Vancouver, BC, 1-33.
- [12] Mine, R. (1986). "Empirical stope design". PhD Thesis, University of British Columbia, 1-276.
- [13] Clark, L. M. (1998). "Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting". PhD Thesis, University of British Columbia, 1-336.
- [14] Wang, J., Milne, D., Yao, M., and Allen, G. (2002). "Factors influencing open stope dilution at Hudson Bay Mining and Smelting". 5th North American Rock Mechanics Symposium, Toronto, Canada.
- [15] Annels, A. E. (2012). "Mineral deposit evaluation: A practical approach". Springer Science & Business Media, 1-436.
- [16] Stewart, P., and Trueman, R. (2008). "Strategies for minimising and predicting dilution in narrow-vein mines—NVD Method". Narrow Vein Mining Conference 2008, Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- [17] Suorineni, F., Tannant, D., and Kaiser, P. (1999). "Determination of fault-related sloughage in open stopes". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 36(7): 891-906,
- [18] Wang, J. (2004). "Influence of stress, undercutting, blasting and time on open stope stability and dilution". PhD Thesis, University of Saskatchewan Saskatoon, 1-279.
- [19] Henning, J. G., and Mitri, H. S. (2007). "Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 44(5): 692-703.
- [20] Jang, H., Topal, E., and Kawamura, Y. (2015). "Decision support system of unplanned dilution and ore-loss in underground stoping operations using a neuro-fuzzy system". Applied Soft Computing, 32: 1-12.
- [21] Popov, G. N. (1971). "The working of mineral deposits". Mir Publishers, 1-400.
- [22] Agoškov, M. I., Borisov, S. S., and Bojarskij, V. A. E. (1988). "Mining of ores and non-metallic minerals". Mir Publishers.
- [23] Dunne, K., and Pakalnis, R. (1996). "Dilution aspects of a sublevel retreat stope at Detour Lake Mine". Rock mechanics. Balkema, Rotterdam, 305-313.
- [24] Miller, F., Potvin, Y., and Jacob, D. (1992). "Laser

- Jema River Gorge*". Central Ethiopia .Environmental Earth Sciences, 74(4): 3395-3416.
- [49] Zare, M., and Jimenez, R. (2015). "On the Development of a Slope Instability Index for Open-Pit Mines using an Improved Systems Approach". Paper presented at the ISRM Regional Symposium-EUROCK 2015.
- [50] Benardos, A., and Kaliampakos, D. (2004). "A methodology for assessing geotechnical hazards for TBM tunnelling—illustrated by the Athens Metro, Greece". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 41(6): 987-999.
- [51] Kim, M. -K., Yoo, Y. -I., and Song, J. -J. (2008). "Methodology to quantify rock behavior around shallow tunnels by rock engineering systems". Geosystem Engineering, 11(2): 37-42.
- [52] Shin, H. -S., Kwon, Y. -C., Jung, Y. -S., Bae, G. -J., and Kim, Y. -G. (2009). "Methodology for quantitative hazard assessment for tunnel collapses based on case histories in Korea". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 46(6): 1072-1087.
- [53] Huang, R., Huang, J., Ju, N., and Li, Y. (2013). "Automated tunnel rock classification using rock engineering systems". Engineering geology, 156: 20-27.
- [54] Adoko, A., Wang, H., Jiao, Y., and Seitshiro, I. (2016). "Developing the Ground Index (GI) For Rock Collapse Assessment in Tunneling". Paper presented at the 50th US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium.
- [55] Fattahi, H., and Moradi, A. (2017). "Risk Assessment and Estimation of TBM Penetration Rate Using RES-Based Model". Geotechnical and Geological Engineering, 35(1): 365-376.
- [56] Seo, Y., Macias, F. J., Jakobsen, P. D., and Bruland, A. (2018). "Influence of Subjectivity in Geological Mapping on the Net Penetration Rate Prediction for a Hard Rock TBM". Rock Mechanics and Rock Engineering, 1-15.
- [57] Latham, J. -P., and Lu, P. (1999). "Development of an assessment system for the blastability of rock masses". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 36(1): 41-55.
- [58] Faramarzi, F., Mansouri, H., and Farsangi, M. E. (2013). "A rock engineering systems based model to predict rock fragmentation by blasting". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 60: 82-94.
- [59] Faramarzi, F., Mansouri, H., and Farsangi, M. A. E. (2014). "Development of rock engineering systems-based models for flyrock risk analysis and prediction of flyrock distance in surface blasting". Rock Mechanics and Rock Engineering, 47(4): 1291-1306.
- Mster's Thesis, Department of Mining and Metallurgical Engineering, Mc Gill University, Montreal, 1-98.
- [38] Tommila, E. (2014). "Mining method evaluation and dilution control in Kittilä mine". Mster's Thesis, Aalto University, 1-66.
- [39] Roux, P. J. L. (2016). "Measurement and prediction of dilution in a gold mine operating with open stoping mining methods". PhD Thesis, Johannesburg University, 1-467.
- [40] Hudson, J. (1992). "Rock engineering systems. Theory and practice".
- [41] Mazzoccola, D., and Hudson, J. (1996). "A comprehensive method of rock mass characterization for indicating natural slope instability". Quarterly Journal of Engineering Geology and Hydrogeology, 29(1): 37-56.
- [42] Ali, K. M., and Hasan, K. (2002). "Rock mass characterization to indicate slope instability at Bandarban, Bangladesh; a rock engineering systems approach". Environmental & Engineering Geoscience, 8(2): 105-119.
- [43] Rozos, D., Pyrgiotis, L., Skias, S., and Tsagaratos, P. (2008). "An implementation of rock engineering system for ranking the instability potential of natural slopes in Greek territory". An application in Karditsa County. Landslides, 5(3): 261-270.
- [44] Younessi, A., and Rasouli, V. (2010). "A fracture sliding potential index for wellbore stability analysis". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 47(6): 927-939.
- [45] Naghadehi, M. Z., Jimenez, R., KhaloKakaie, R., and Jalali, S. -M. E. (2011). "A probabilistic systems methodology to analyze the importance of factors affecting the stability of rock slopes". Engineering geology, 118(3-4): 82-92.
- [46] KhaloKakaie, R., and Naghadehi, M. Z. (2012). "Ranking the rock slope instability potential using the Interaction Matrix (IM) technique; a case study in Iran". Arabian Journal of Geosciences, 5(2): 263-273.
- [47] Naghadehi, M. Z., Jimenez, R., KhaloKakaie, R., and Jalali, S. -M. E. (2013). "A new open-pit mine slope instability index defined using the improved rock engineering systems approach". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 61: 1-14.
- [48] Meten, M., Bhandary, N. P., and Yatabe, R. (2015). "Application of GIS-based fuzzy logic and rock engineering system (RES) approaches for landslide susceptibility mapping in Selekula area of the Lower

- [71] Hasanipanah, M., Armaghani, D. J., Amnieh, H. B., Koopialipoor, M., and Arab, H. (2018). "A risk-based technique to analyze flyrock results through rock engineering system". *Geotechnical and Geological Engineering*, 36(4): 2247-2260.
- [72] Rafiei, M., Rahimpour-Bonab, H., Tavakoli, V., and Khorasani, E. (2016). "Quantifying sedimentary and diagenetic controls on fracturing: an application in rock engineering systems". *Journal of Geophysics and Engineering*, 13(6): 928.
- [73] Hasanipanah, M., Armaghani, D. J., Monjezi, M., and Shams, S. (2016). "Risk assessment and prediction of rock fragmentation produced by blasting operation: a rock engineering system". *Environmental Earth Sciences*, 75(9): 808.
- [74] Zhou, Q., Herrera, J., and Hidalgo, A. (2017). "Development of a quantitative assessment approach for the coal and gas outbursts in coal mines using rock engineering systems". *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 33(1): 21-41 .
- [75] Akhyani, M., Mikaeil, R., Sereshki, F., and Taji, M. (2017). "Combining fuzzy RES with GA for predicting wear performance of circular diamond saw in hard rock cutting process". *Journal of Mining and Environment*, 1-17.
- [76] Andriani, G. F., and Parise, M. (2017). "Applying rock mass classifications to carbonate rocks for engineering purposes with a new approach using the rock engineering system". *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 9(2): 364-369.
- [77] Li, Y., Wang, H., Chen, J., and Shang, Y. (2017). "Debris Flow Susceptibility Assessment in the Wudongde Dam Area, China Based on Rock Engineering System and Fuzzy C-Means Algorithm". *Water*, 9(9): 669.
- [78] Mahmoudi, E., Khaledi, K., Miro, S., König, D., and Schanz, T. (2017). "Probabilistic analysis of a rock salt cavern with application to energy storage systems". *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 50(1): 139-157.
- [79] Fattahi, H. (2018). "An Estimation of Required Rotational Torque to Operate Horizontal Directional Drilling Using Rock Engineering Systems". *Journal of Petroleum Science and Technology*, 8(1): 82-96.
- [80] Mohseni, M., Ataei, M., and Khaloo Kakaie, R. (2018). "A new classification system for evaluation and prediction of unplanned dilution in cut-and-fill stoping method". *Journal of Mining and Environment*, 4(9): 873-892.
- [81] Ajary Kumar, J., and Debasis, Deb. (2015). "Estimation of damage in an underground mine due to effect of surface blasting". *Journal of Geological Resource and*
- [60] Bakhshandeh Amnieh, H., and Jafari, A. (2017). "Prediction of fragmentation due to blasting using mutual information and rock engineering system; case study: Meydook copper mine". *International Journal of Mining & Geo-Engineering*, 51(1): 23-28.
- [61] Alipour, A., Mokharian, M., and Chehreghani, S. (2018). "An Application of Fuzzy Sets to the Blastability Index (BI) Used in Rock Engineering". *Periodica Polytechnica Civil Engineering*, 62(3): 580-589.
- [62] Rafiee, R. (2014). "Development rock behavior index around underground space using a rock engineering system". *Journal of Geology and Mining Research*, 6(4): 46-56.
- [63] Rafiee, R., Ataei, M., Khalokakaie, R., Jalali, S. M. E., and Sereshki, F. (2015). "Determination and assessment of parameters influencing rock mass cavability in block caving mines using the probabilistic rock engineering system". *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 48(3): 1207-1220.
- [64] Rafiee, R., Ataei, M., and KhalooKakaie, R. (2015). "A new cavability index in block caving mines using fuzzy rock engineering system". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 77: 68-76.
- [65] Rafiee, R., Khalookakaie, R., Ataei, M., Jalali, S., Sereshki, F., and Azarfah, A. (2016). "Improvement of rock engineering system coding using fuzzy numbers". *Journal of Intelligent & Fuzzy Systems*, 30(2): 705-715.
- [66] Aghababaei, S., Saeedi, G., and Jalalifar, H. (2016). "Risk Analysis and Prediction of Floor Failure Mechanisms at Longwall Face in Parvadeh-I Coal Mine using Rock Engineering System (RES)". *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 49(5): 1889-1901.
- [67] Vaziri, V., Hamidi, J. K., and Sayadi, A. R. (2018). "An integrated GIS-based approach for geohazards risk assessment in coal mines". *Environmental Earth Sciences*, 77(1): 29.
- [68] Jiao, Y., and Hudson, J. (1995). "The fully-coupled model for rock engineering systems". Paper presented at the International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts, 32(5): 491-512.
- [69] Saeidi, O., Azadmehr, A., and Torabi, S. R. (2014). "Development of a rock groutability index based on the Rock Engineering Systems (res): a case study". *Indian Geotechnical Journal*, 44(1): 49-58.
- [70] Ferentinou, M., and Sakellariou, M. (2015). "Introduction of an Objective Matrix Coding Method for Rock Engineering Systems Through Self Organising Maps". Paper presented at the 13th ISRM International Congress of Rock Mechanics.

Engineering , 4: 203-212.

<sup>1</sup> Rock mass rating

<sup>2</sup> Equivalent linear relaxation depth

<sup>3</sup> Equivalent linear overbreak/ slough

<sup>4</sup> Cavity monitoring system

<sup>5</sup> Rock engineering systems

<sup>6</sup> Vulnerability index

<sup>7</sup> Peak particle velocity

<sup>8</sup> Hydraulic radius (HR)

<sup>9</sup> Dilution Index (DI)

<sup>10</sup> Root-mean-square error

<sup>11</sup> Mean absolute percentage error

<sup>12</sup> Variance accounted for

[82] Roy, M. P., Singh, P. K., Sarim, M. D., Shekhawat, L. S. (2016). "Blast design and vibration control at an underground metal mine for the safety of surface structures". International Journal of Rock Mechanics & Mining Science, 83: 107-115.

[83] Singh, P. K., Roy, M. P. (2010). "Damage to surface structures due to blast vibration". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 47: 949-961.

[84] Laubscher, D. H. (1977). "Geomechanics Classification of Jointed Rock Mass – Mining Applications". Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, pp. 86.

[85] Mohseni, M., Ataei, M., and Khaloo Kakaie, R. (2018). "Presentation of a Model for Determination of dilution in Cut and Fill Mining Method". PhD Thesis, Faculty of Mining, Petroleum & Geophysics Shahrood University of Technology, 1-183.

[86] Diederichs, M. S., and Kaiser, P. K. (1996). "Rock Instability and Risk Analyses in Open Slope Mine Design". Can Geotech J, Canada, 431-439.



DOI: 10.30479/jmre.2019.9044.1149

## A Model For Prediction Of Unplanned Dilution In Underground Metal Mines Considering Rock Engineering Systems

Mohseni M.<sup>1</sup>, Ataei M.<sup>2\*</sup>, KhalooKakaie R.<sup>3</sup>

1- PhD Student, Dept. of Mining Engineering, Petroleum and Geophysics, Shahrood University of Technology, Shahrood, Iran

m.mohsenil@shahroodut.ac.ir

2- Professor, Dept. of Mining Engineering, Petroleum and Geophysics, Shahrood University of Technology, Shahrood, Iran

ataei@shahroodut.ac.ir

3- Professor, Dept. of Mining Engineering, Petroleum and Geophysics, Shahrood University of Technology, Shahrood, Iran

R\_kakaie@shahroodut.ac.ir

(Received: 12 Jul. 2018, Accepted: 14 Jan. 2019)

**Abstract:** The over-break and slough of walls and roof of stopes in underground mines leads to an unplanned dilution and ore grade reduction. The complex mechanism of unplanned dilution resulting from the effect of different parameters and interaction between them makes it impossible to provide an unplanned dilution model with sufficient accuracy through non-system methods. In this paper, a high-precision model in which interactions between parameters are considered is presented using the rock engineering systems approach. For this purpose, after selecting 8 parameters, as the most important parameters for unplanned dilution, the interaction matrix has been formed, matrix was coded and the ranking table was made and finally the index of unplanned dilution of 24 stopes from the Venarch Manganese mines has been calculated. Subsequently, using the cavity monitoring system, the actual values of unplanned dilution of each stope were measured and from there the unplanned dilution prediction model was obtained based on the unplanned dilution index. The model, which is a power relationship, has a coefficient of 0.89, root mean square error of 0.034, mean absolute error of 0.089 and a percentage of variance of 87. At the end, using this model, unplanned dilution of 9 new stopes (other than the 24 workshops) was predicted and compared with the actual values measured. The coefficient of this prediction is equal to 0.95, which indicates the high efficiency of the model and system approach in predicting the unplanned dilution of underground mining stopes.

**Keywords:** Underground stope, Over-break and slough, Unplanned dilution modeling, Rock engineering systems.



## INTRODUCTION

The contamination of ore with wastes or materials of lower than cut-off grade is referred to dilution. In underground stopping methods, dilution happens as a result of falling of roof and walls, cutting of roof and floor, and loading of waste materials. In general categorization, dilution can be classified into two groups: planned (internal) dilution and unplanned (external) dilution. Planned dilution refers to a situation where, considering the deposit characteristics and in order to design the stope, some rock materials are removed from hanging wall and footwall. Unplanned dilution, however, happens outside stope design premise as a result of over break of the hanging wall by undesired fractures. Final dilution can be defined as the sum of planned and unplanned dilutions [1].

The complex mechanism of unplanned dilution resulting from the effect of different parameters and interaction between them makes it impossible to provide an unplanned dilution model with sufficient accuracy through non-system methods. In this paper, a high-precision model in which interactions between parameters are considered is presented using the rock engineering systems (RES) approach. The concept of RES, introduced by Hudson [2], is a method of structuring all the ways in which rock mechanics parameters and variables can affect the rock mechanics interactions. The key element in RES is the interaction matrix. The interaction matrix is both a basic analytical and a presentational technique for characterizing the important parameters and the interaction mechanisms in the rock engineering system. The generation of the interaction matrix can help in the weighting of parameters within the rock mass system as a whole.

In recent years, it has been made possible to measure accurate area of mining stopes using automatic laser rangefinders. Cavity monitoring system (CMS) was first introduced by Miller et al [3]. That system consisted of reflector less laser rangefinder, which is extended up to 5 meters into the stope cavity at the end of a boom support. Later on, other researchers used CMS data in their studies on dilution being able to calculate volume of cavity; this system can be used to calculate dilution directly with known values of design and actual stope volumes.

From the CMS data, the unplanned dilution prediction model was obtained based on the unplanned dilution index. The model, which is a power relationship, has a coefficient of 0.89, root mean square error of 0.034, mean absolute error of 0.089 and a percentage of variance of 87. In the end, using this model, unplanned dilution of 9 new stopes (other than the 24 stopes) was predicted and compared with the actual values measured. The coefficient of this prediction is equal to 0.95, which indicates the high efficiency of the model and system approach in predicting the unplanned dilution of underground mining stopes.

## METHODS

After selecting 8 parameters, as the most important parameters for unplanned dilution, the steps of RES, including the formation of interaction matrix, matrix coding and formation of the ranking table and indexing the unplanned dilution of 24 stopes from the Venarch Manganese mines were conducted. Then, using the CMS, the actual values of unplanned dilution of each stope were measured. In this study, CMS was implemented defining the linear equivalent of over break and slough (ELOS) for dilution.

In order to calculate actual stope volume, cross-sectional profile of the stope was acquired at equal spacing and then integrated into a continuous volume. A laser rangefinder with an effective range of 200 m at 1 mm tolerance equipped with a digital goniometer of an operating angle range of 360 degrees at 0.1 degrees tolerance was used to acquire the profiles.

In order to acquire each section, first, the rangefinder was mounted on a tripod at the center of the lower side of the section on stope floor. Then, the distance from that to points on stope walls and roof at different angles were read until a section was recorded. Next, the tripod was shifted to the center of the lower side of the next section and the procedure was repeated to record the second section. The procedure was repeated until required numbers of sections were captured. Following with the investigations, acquired data was fed into AutoCAD.14 Software where actual stope was modeled three-dimensionally and the stope volume was determined. Specifying design and actual volumes of the stope, ELOS was calculated.

## FINDINGS AND ARGUMENT

Using the RES approach, to a large extent, reduces the difficulty of analyzing and the presentation of the unplanned dilution model as a process with many complexities. The feature of the new model is the consideration of the interaction between the effective parameters which has not been seen in any of the experimental and numerical past models of this issue. Another feature of this new model is the simultaneous presence of parameters related to drilling and blasting with geological parameters. Also, the use of CMS has led to an increase in the precision in calculating unplanned dilution values, and ultimately all of these increase the accuracy of the proposed model in anticipation of unplanned dilution.

## CONCLUSIONS

Using RES and CMS techniques for presenting a model for predicting unplanned dilution in underground stopes has been very successful. The coefficient of this prediction model that used other stopes equal to 0.95 indicates the high efficiency of the model in predicting the unplanned dilution of underground stopes.

## REFERENCES

- [1] Ataei, M. (2015). "*Underground Mining*". Shahrood University of Technology, Iran, pp. 190. [in Persian]
- [2] Miller, F., Potvin, Y., and Jacob, D. (1992). "*Laser measurement of open stope dilution*". CIM (Canadian Mining and Metallurgical) Bulletin, 85(962): 96-102.
- [3] Hudson, J. (1992). "*Rock engineering systems. Theory and practice*". ISBN: 0137826249.