



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک  
رساله دکتری استخراج مواد معدنی

ارائه مدلی برای تعیین ترفیق در روش استخراج کندن و پر کردن

نگارنده: مجید محسنی

اساتید راهنما

دکتر محمد عطایی

دکتر رضا خالوکاکایی

تیر ۱۳۹۷

شماره: ۳۶۴۷ ۳۳۸  
تاریخ: ۹۷-۴-۲۷  
ویرایش:

باسمه تعالی



مدیریت تحصیلات تکمیلی

فرم شماره ۱۲: صورت جلسه نهایی دفاع از رساله دکتری (Ph.D)  
(ویژه دانشجویان ورودی های ۹۴ و ما قبل)

بدینوسیله گواهی می شود آقای مجید محسنی دانشجوی دکتری رشته مهندسی معدن به شماره دانشجویی ۹۲۱۶۵۰۵ ورودی مهر ماه سال ۱۳۹۲ در تاریخ ۹۷/۴/۲۶ از رساله نظری / عملی خود با عنوان: ارائه مدلی برای تعیین ترفیق در روش استخراج کندن و پر کردن دفاع و با اخذ نمره ۱۷ به درجه بسیار خوب نائل گردید.

<input checked="" type="checkbox"/> الف) درجه عالی: نمره ۲۰-۱۹	<input type="checkbox"/> ب) درجه بسیار خوب: نمره ۱۸/۹۹-۱۷
<input type="checkbox"/> ج) درجه خوب: نمره ۱۶/۹۹-۱۵	<input type="checkbox"/> د) غیر قابل قبول و نیاز به دفاع مجدد دارد
<input type="checkbox"/> ه) رساله نیاز به اصلاحات دارد	

ردیف	هیئت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱	دکتر محمد عطایی	استاد راهنما	استاد	
۲	دکتر رضا خالو کاکایی	استاد راهنما	استاد	
۳	دکتر کورش شهریار	استاد مدعو خارجی	استاد	
۴	دکتر سید رحمان ترابی	استاد مدعو داخلی	استاد	
۵	دکتر فرهنگ سرشکی	استاد مدعو داخلی	استاد	
۶	دکتر ابوالقاسم کامکار روحانی	سرپرست (نماینده) تحصیلات تکمیلی دانشکده	دانشیار	

مدیر محترم تحصیلات تکمیلی دانشگاه:

ضمن تأیید مراتب فوق مقرر فرمائید اقدامات لازم در خصوص انجام مراحل دانش آموختگی آقای مجید محسنی بعمل آید.

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده: دکتر محمد عطایی  
تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:



## تقدیم به دو وجود مقدس

آنان که ناتوان شدند تا من به توانایی برسم  
دو فرشته‌ای که بیان و بنان از وصفشان عاجز است  
پدر بزرگوار و مادر فداکارم

## و تقدیم به

همسر وفادارم

کسی که چراغ راهم بود تا از ظلمات شب سیاه به روشنایی صبح سپید برسم

## تشکر و قدردانی

الحمد لله الذی علم بالقلم، علم الانسان ما لم يعلم، و صلی الله علی سید ولد آدم، محمد و آله وسلم

اکنون که به فضل الهی این پژوهش به پایان رسیده است، شایسته است از زحمات بی دریغ اساتید ارجمند جناب آقای پروفسور محمد عطایی و جناب آقای پروفسور رضا خالوکاکایی که با رهنمودهای ارزشمند خود مرا در انجام هر چه بهتر این رساله یاری فرموده‌اند صمیمانه سپاسگزاری نمایم.

همچنین از زحمات پرسنل محترم مجموعه معادن منگنز و نارچ، به خصوص جناب آقای مهندس حمیدی، مدیریت وقت مجموعه، و آقایان مهندس غلامی و مهندس فرخی، کارشناسان مجموعه مذکور، که امکان دسترسی به بخش‌های مختلف معادن را برایم فراهم نموده‌اند، قدردانی می‌نمایم.

## تعهدنامه

اینجانب مجید محسنی دانشجوی دوره دکتری رشته استخراج مواد معدنی دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک

دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه با موضوع **[ارائه مدلی برای تعیین ترقیق در روش استخراج**

**کندن و پر کردن]** تحت راهنمایی دکتر محمد عطایی و دکتر رضا خالوکاکایی متعهد می‌شوم:

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

تاریخ:

امضاء دانشجو

### مالکیت نتایج و حق نشر

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

## چکیده

در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی به دلیل اضافه شکست و ریزش دیواره‌ها و سقف، پدیده مخلوط شدن باطله، یا مواد با عیار کمتر از عیار حد، با مواد معدنی استخراج شده رخ می‌دهد که به آن ترقیق گفته می‌شود. این پدیده برای کارگاه‌های استخراج کردن و پرکردن که دارای کمرهای ضعیف است از اهمیت بیشتری برخوردار است. کاهش ترقیق یکی از راه‌های افزایش کیفیت محصول تولیدی و در نتیجه کاهش هزینه‌ها و افزایش سود می‌باشد. هدف از این رساله، ارائه مدلی برای ارزیابی و پیش‌بینی ترقیق در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی از نوع کردن و پرکردن می‌باشد. به این منظور، ابتدا تمامی پارامترهای مؤثر در ترقیق مورد شناسایی قرار گرفتند. این پارامترها در ۴ دسته عوامل طراحی کارگاه، چال‌زنی و آتشیاری، زمین‌شناسی و عملیاتی دسته‌بندی شدند. سپس وزن‌دهی دسته عوامل و پارامترها با استفاده از روش تحلیل سلسله مراتبی دلفی فازی (FDAHP) انجام شد. در ادامه، از میان تمامی پارامترهای مؤثر، تعداد ۱۰ پارامتر برتر انتخاب شدند. سپس، یک اندیس جدید، به نام شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه، SUDI، معرفی و از آنجا سیستم طبقه‌بندی جدید ارزیابی ترقیق برنامه‌ریزی نشده، ارائه شد. این شاخص که دامنه آن در بازه ۱۰ تا ۱۰۰ متغیر است، بیان‌کننده میزان آمادگی کارگاه‌های استخراج به ترقیق برنامه‌ریزی نشده است.

در ادامه، سیستم طبقه‌بندی مذکور در ۱۰ کارگاه استخراج از مجموعه معادن منگنز و نارچ مورد استفاده قرار گرفت. با استفاده از سیستم مانیتورینگ فضای حفاری، مقادیر واقعی ترقیق کارگاه‌ها (ELOS) تعیین و از آنجا رابطه حاکم بین SUDI و ترقیق کارگاه‌ها با ضریب تعیین ۰/۹۰ مشخص شد. با استفاده از این رابطه می‌توان مقدار ELOS هر کارگاه را با داشتن مقدار شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده آن مشخص کرد. سپس، با استفاده از مدل‌سازی عددی و استفاده از نرم افزار 3DEC ترقیق کارگاه‌ها شبیه‌سازی شد و از آنجا میزان تأثیر پارامترهای مؤثر بر ترقیق مورد بررسی قرار گرفت که منجر به ارائه رابطه‌ای برای پیش‌بینی ترقیق شد. در انتها رابطه مذکور با استفاده از داده‌های ۱۰ کارگاه مذکور مورد اعتبارسنجی قرار گرفت. بررسی‌های انجام شده نشان می‌دهد بین مقادیر واقعی و مقادیر پیش‌بینی شده ترقیق ضریب تعیین ۰/۸۲ برقرار است که نشان‌دهنده درستی رابطه پیش‌بینی ارائه شده می‌باشد. بنابراین در هر کارگاه، با داشتن مقادیر پارامترهای مؤثر در ترقیق، می‌توان مقدار ELOS را پیش‌بینی کرد.

**کلمات کلیدی:** ترقیق، کارگاه استخراج کردن و پرکردن، سیستم طبقه‌بندی کیفی ترقیق، سیستم مانیتورینگ فضای حفاری، شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه، مدل عددی ترقیق.

مقالات چاپ شده، پذیرش شده و تحت داوری ژورنالی

- 1- 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*.
- 2- Mohseni, M., Ataei, M., and Khaloo Kakaie, R. (2018). Effects of Blast Vibration on Unplanned Dilution in an Underground Metal Mine. *Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering*. **Accept**.
- 3- Mohseni, M., Ataei, M., and Khaloo Kakaie, R. (2018). A new index to predict rock overbreak and unplanned dilution in underground metal mine. *Arabian Journal of Geosciences*. **Under review**.

- ۴- محسنی، مجید، عطایی، محمد، خالوکاکایی، رضا، ۱۳۹۷، تحلیل اقتصادی ترقیق غیرطراحی در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی، نشریه مهندسی معدن. پذیرش شده.
- ۵- محسنی، مجید، عطایی، محمد، خالوکاکایی، رضا، ۱۳۹۷، ارائه مدلی برای پیش‌بینی ترقیق غیر طراحی در معادن زیرزمینی فلزی، نشریه مهندسی منابع معدنی. تحت داوری.

مقالات چاپ شده در کنفرانس‌ها

- ۶- محسنی، مجید، عطایی، محمد، خالوکاکایی، رضا، ۱۳۹۶، ساخت دستگاهی به منظور تعیین ترقیق برنامه‌ریزی نشده در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی، اولین کنگره ملی کاربرد مواد و ساخت پیشرفته در صنایع، دانشگاه علم و صنعت.
- ۷- محسنی، مجید، عطایی، محمد، خالوکاکایی، رضا، ۱۳۹۶، بهبود روش اندازه‌گیری ترقیق غیرطراحی در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی، اولین کنگره ملی کاربرد مواد و ساخت پیشرفته در صنایع، دانشگاه علم و صنعت.
- ۸- محسنی، مجید، عطایی، محمد، خالوکاکایی، رضا، ۱۳۹۷، مدل‌های ارزیابی و پیش‌بینی ترقیق در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی معادن فلزی، اولین کنفرانس ملی مدلسازی در مهندسی معدن و علوم وابسته، دانشگاه بین‌المللی امام خمینی (ره).
- ۹- محسنی، مجید، عطایی، محمد، خالوکاکایی، رضا، ۱۳۹۷، ارائه مدلی برای پیش‌بینی ترقیق غیر طراحی در معادن زیرزمینی فلزی با رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ، اولین کنفرانس ملی مدلسازی در مهندسی معدن و علوم وابسته، دانشگاه بین‌المللی امام خمینی (ره).



## فهرست مطالب

۱	فصل اول مقدمه .....	۱
۲	۱-۱ کلیات .....	۲
۳	۲-۱ سؤال‌های اصلی تحقیق .....	۳
۳	۳-۱ ضرورت انجام تحقیق .....	۳
۴	۴-۱ معادن منگنز و نارچ .....	۴
۵	۵-۱ اهداف تحقیق .....	۵
۷	۶-۱ روش تحقیق .....	۷
۹	۷-۱ سازماندهی تحقیق .....	۹
۱۱	فصل دوم تعریف ترفیق و انواع آن .....	۱۱
۱۲	۱-۲ مقدمه .....	۱۲
۱۲	۲-۲ تعریف ترفیق .....	۱۲
۲۱	۳-۲ انواع ترفیق به لحاظ منابع ایجاد .....	۲۱
۲۲	۱-۳-۲ ترفیق نوع اول .....	۲۲
۲۳	۲-۳-۲ ترفیق نوع دوم .....	۲۳
۲۴	۳-۳-۲ ترفیق نوع سوم .....	۲۴
۲۵	۴-۳-۲ ترفیق نوع چهارم .....	۲۵
۲۵	۴-۲ عوامل مؤثر بر ایجاد ترفیق .....	۲۵
۲۵	۱-۴-۲ فاکتورهای زمین‌شناسی .....	۲۵
۲۶	۲-۴-۲ فاکتورهای طراحی و مهندسی .....	۲۶
۲۷	۳-۴-۲ فاکتورهای عملیاتی .....	۲۷
۲۷	۵-۲ عوامل مؤثر بر ایجاد ترفیق در کارگاههای باز .....	۲۷
۳۴	۶-۲ اثرات اقتصادی ترفیق .....	۳۴
۴۰	۲-۷ جمع‌بندی .....	۴۰
۴۱	فصل سوم مروری بر مطالعات گذشته .....	۴۱
۴۲	۱-۳ مقدمه .....	۴۲
۴۲	۲-۳ روش‌های تجربی .....	۴۲
۴۴	۱-۲-۳ مدل پاکالنیس .....	۴۴
۴۹	۲-۲-۳ مدل آنلز .....	۴۹
۴۹	۳-۲-۳ مدل کلارک .....	۴۹
۵۳	۴-۲-۳ مدل وانگ و همکاران .....	۵۳
۵۴	۵-۲-۳ روش استوارت و ترومن .....	۵۴
۵۸	۳-۳ روش‌های محاسبات نرم .....	۵۸
۶۹	۴-۳ روش‌های عددی .....	۶۹
۶۹	۱-۴-۳ مدل‌سازی سوریننی و همکاران .....	۶۹
۷۲	۲-۴-۳ مدل‌سازی وانگ .....	۷۲
۷۵	۳-۴-۳ مدل‌سازی هنینگ و میتری .....	۷۵

۸۲	۳-۵- نقد و بررسی مطالعات مروری.....
۸۵	فصل چهارم ارائه سیستم طبقه‌بندی کیفی برای ترقیق.....
۸۶	۴-۱- مقدمه.....
۸۶	۴-۲- پارامترهای مؤثر در ترقیق.....
۸۸	۴-۳- وزندهی پارامترها.....
۹۹	۴-۴- انتخاب پارامترها برای سیستم جدید طبقه‌بندی و درجه‌بندی کردن آنها.....
۱۰۱	۴-۴-۱- شعاع هیدرولیکی.....
۱۰۱	۴-۴-۲- عرض کارگاه.....
۱۰۲	۴-۴-۳- بیدقتی در چالزنی.....
۱۰۳	۴-۴-۴- خرج ویژه.....
۱۰۴	۴-۴-۵- لرزش آتشیاری.....
۱۰۶	۴-۴-۶- کیفیت دیواره‌ها.....
۱۰۶	۴-۴-۷- تورق.....
۱۰۷	۴-۴-۸- عمق کارگاه.....
۱۰۷	۴-۴-۹- روش پرکردن.....
۱۰۸	۴-۴-۱۰- زمان پرکردن.....
۱۰۹	۴-۵- سیستم طبقه‌بندی جدید ترقیق و ارائه شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه.....
۱۱۱	۴-۶- استفاده از سیستم جدید طبقه‌بندی در معادن منگنز و نارچ.....
۱۱۱	۴-۶-۱- معادن منگنز و نارچ.....
۱۱۲	۴-۶-۲- شعاع هیدرولیکی.....
۱۱۳	۴-۶-۳- عدد پایداری اصلاح شده $N'$ .....
۱۱۴	۴-۶-۴- بیدقتی در چالزنی.....
۱۱۵	۴-۶-۵- لرزش آتشیاری.....
۱۲۴	۴-۶-۶- طبقه‌بندی کارگاه‌ها.....
۱۲۶	۴-۷- محاسبه ELOS.....
۱۳۴	۴-۸- جمع‌بندی.....
۱۳۷	فصل پنجم مدل‌سازی عددی.....
۱۳۸	۵-۱- مقدمه.....
۱۳۸	۵-۲- انواع روش‌های عددی.....
۱۴۱	۵-۳- مقایسه روش‌های عددی در توانایی‌ها و قابلیت‌های تحلیل.....
۱۴۱	۵-۴- معرفی نرم افزار مورد استفاده.....
۱۴۴	۵-۵- شبیه‌سازی ترقیق در معدن پیروزی و نارچ.....
۱۴۴	۵-۶- شبیه‌سازی استاتیکی.....
۱۴۵	۵-۷- شبیه‌سازی دینامیکی.....
۱۴۵	۵-۷-۱- تعیین مرزهای دینامیکی.....
۱۴۶	۵-۷-۲- انتخاب میرایی مدل.....
۱۴۷	۵-۷-۳- ابعاد المان‌های مدل.....
۱۴۷	۵-۷-۴- اعمال بارگذاری دینامیکی.....

۱۴۸.....	۸-۵- مراحل انجام شده برای شبیه سازی ترقیق در کارگاه ۳۴۰ غربی معدن پیروزی و نارچ.....
۱۵۷.....	۹-۵- تحلیل حساسیت پارامترهای مؤثر بر ترقیق.....
۱۵۸.....	۱-۹-۵- شعاع هیدرولیکی.....
۱۵۹.....	۲-۹-۵- عرض کارگاه.....
۱۵۹.....	۳-۹-۵- لرزش آتشفباری.....
۱۶۰.....	۴-۹-۵- عدد پایداری اصلاح شده.....
۱۶۲.....	۵-۹-۵- عمق کارگاه.....
۱۶۲.....	۱۰-۵- ارائه مدل پیش‌بینی.....
۱۶۴.....	۱۱-۵- اعتبارسنجی مدل ارائه شده.....
۱۶۶.....	۱۲-۵- جمع‌بندی.....
۱۶۷.....	فصل ششم نتایج و پیشنهادات.....
۱۶۸.....	۱-۶- مقدمه.....
۱۶۸.....	۲-۶- نتایج.....
۱۶۹.....	۳-۶- پیشنهادات.....
۱۷۰.....	پیوست.....
۱۷۹.....	منابع و مراجع.....

## فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۱- نمایش شماتیک از دستگاه و عملکرد آن در یک مقطع عرضی کارگاه..... ۶
- شکل ۲-۱- نمایش شماتیک از کارگاه استخراج و نقاط فرار گرفتن دستگاه در آن..... ۶
- شکل ۳-۱- نمایش شماتیک از نتایج حاصل از آنالیز مساحی کارگاه..... ۷
- شکل ۴-۱- مراحل انجام تحقیق..... ۸
- شکل ۱-۲- محدوده‌های ترقیق پیش‌بینی شده یا برنامه‌ریزی شده و ترقیق پیش‌بینی نشده یا برنامه‌ریزی نشده  
..... (Stewart, 2005) ۱۳
- شکل ۴-۲- تعریف اضافه شکست یا ریزش، ELOS (Clark & Pakalnis, 1997)..... ۱۹
- شکل ۵-۲- کمربالای کارگاه، مدل شده به صورت تیر (Ran, 2002)..... ۲۰
- شکل ۶-۲- مفاهیم ترقیق بر اساس نظر تومپلا (Tommila, 2014)..... ۲۱
- شکل ۷-۲- ترقیق نوع اول (عطایی، ۱۳۹۰)..... ۲۲
- شکل ۸-۲- عرض مورد نیاز برای ماشین آلات (عطایی، ۱۳۹۰)..... ۲۳
- شکل ۹-۲- نمایش ترقیق نوع اول و دوم (سعیدی، ۱۳۸۸)..... ۲۴
- شکل ۱۰-۲- عوامل مؤثر بر ترقیق در روش‌های کارگاه‌های باز (Wang, 2004)..... ۲۹
- شکل ۱۱-۲- تأثیر تورق توده سنگ بر مقدار ترقیق در کارگاه (Henning, 2007)..... ۳۰
- شکل ۱۲-۲- تأثیر الگوی چالزنی بر مقدار ترقیق در کارگاه (Wang et al, 2002)..... ۳۰
- شکل ۱۳-۲- تأثیر نسبت تنش‌های برجا بر مقدار ترقیق در کارگاه (Wang et al, 2002)..... ۳۱
- شکل ۱۴-۲- تأثیر زمان در گسترش فضای حفاری و افزایش ترقیق (Ran, 2002)..... ۳۲
- شکل ۱۵-۲- نمودار عوامل ایجاد ترقیق در کارگاه‌های باز بزرگ و رگه باریک (Stewart, 2005)..... ۳۲
- شکل ۱۶-۲- عوامل ایجاد ترقیق اضافی (Diakite, 1998)..... ۳۳
- شکل ۱۷-۲- نمودار استخوان ماهی که عوامل ایجاد ترقیق را در کارگاه‌های زیرزمینی نشان می‌دهد (Vergne,  
2000)..... ۳۴
- شکل ۱۸-۲- نمودار کاهش نرخ بازگشت سرمایه با افزایش ترقیق (Bawden, 1993)..... ۳۶
- شکل ۱۹-۲- مراحل مختلف معدنکاری که ترقیق بر روی آنها تأثیر دارد (Moharana et al, 2004)..... ۳۷
- شکل ۲۰-۲- هزینه سالانه ۲۵ سانتیمتر ترقیق در یک معدن رگ‌های (Stewart and Truman, 2008)..... ۳۹
- شکل ۲۱-۲- اثرات ترقیق بر روی سودآوری در یک معدن رگ‌های طلا (Tomilla, 2014)..... ۴۰

- شکل ۳-۱- نمودار پایداری ماتیوس (Mathews, et al, 1981) ..... ۴۵
- شکل ۳-۲- روش تجربی تعیین ترفیق (Pakalns, 1986) ..... ۴۵
- شکل ۳-۳- مقایسه بین فاکتور شعاع و شعاع هیدرولیکی حفريات با مقطع مستطیلی با سطح مقطع یکسان و عرضهای مختلف (Milne et al, 1996) ..... ۴۸
- شکل ۳-۴- تفاوت بین مقادیر شعاع هیدرولیکی و فاکتور شعاع برای دهانه‌های با عرض ثابت ۱۰۰ متر و طولهای متغیر (Milne, 1997) ..... ۴۸
- شکل ۳-۵- روش تعیین ترفیق کلارک (Clark, 1998) ..... ۵۰
- شکل ۳-۶- نمودار تعیین فاکتور تنش (Hutchinson and Diederich, 1996) ..... ۵۲
- شکل ۳-۷- نمودار تعیین فاکتور مربوط به جهات ناپیوستگی‌ها ..... ۵۲
- (Hutchinson and Diederich, 1995) ..... ۵۲
- شکل ۳-۸- نمودار تعیین فاکتور ثقل (Hutchinson and Diederich, 1995) ..... ۵۳
- شکل ۳-۹- نمودار پایداری اصلاح شده (Potvin, 1998) ..... ۵۵
- شکل ۳-۱۰- نمودار پایداری توسعه یافته ماتیوس (Mawdesley et al, 2001) ..... ۵۵
- شکل ۳-۱۱- نمودار پراکندگی بین اضافه شکست و شعاع هیدرولیکی (Stewart and Truman, 2008) ..... ۵۶
- شکل ۳-۱۲- نمودار پراکندگی بین اضافه شکست و عدد پایداری (Stewart and Truman, 2008) ..... ۵۶
- شکل ۳-۱۳- مقایسه بین رگرسیون خطی و رگرسیون لجستیک (Stewart and Truman, 2008) ..... ۵۷
- شکل ۳-۱۴- الگوهای چالزنی مورد مطالعه برای بررسی ترفیق (Stewart and Truman, 2008) ..... ۵۸
- شکل ۳-۱۵- نمایش شماتیک از یک کارگاه زیرزمینی با ترفیق و افت برنامه‌ریزی نشده ماده معدنی (Jang et al, 2015) ..... ۶۰
- شکل ۳-۱۷- نمای شماتیک از مراحل روش CNFS در پیش‌بینی UB (Jang et al, 2015) ..... ۶۳
- شکل ۳-۱۸- نمای شماتیک از مراحل روش CNFS در پیش‌بینی UB (Jang et al, 2015) ..... ۶۳
- شکل ۳-۱۹- مثالی از روش فازی به سبک ممدانی برای پیش‌بینی UB (Jang et al., 2015) ..... ۶۶
- شکل ۳-۲۰- نمای سه بعدی از مقادیر PUB و Q' به همراه (الف): Pf، و (ب): GS (Jang et al., 2015) ..... ۶۷
- شکل ۳-۲۱- نقشه راهنما جهت برنامه‌ریزی مقادیر Pf و GS بر اساس مقادیر PUB (Jang et al., 2015) ..... ۶۸
- شکل ۳-۲۲- تأثیر زاویه بین گسل و کمربالای کارگاه بر مقدار  $ELOS_f$  (Suorinen et al, 1999) ..... ۷۰
- شکل ۳-۲۳- تأثیر موقعیت گسل نسبت به کمربالای کارگاه بر مقدار ترفیق ..... ۷۱
- شکل ۳-۲۴- تأثیر فاصله نرمال گسل با کمربالای کارگاه بر مقدار  $ELOS_f$  (Suorinen et al, 1999) ..... ۷۲

- شکل ۳-۲۵- رده‌بندی انواع کارگاه بر اساس کارگاه‌های استخراج‌شده اطراف (Wang, 2004) ..... ۷۴
- شکل ۳-۲۶- تأثیر نوع کارگاه و شعاع هیدرولیکی بر مقدار ELRD (Wang, 2004) ..... ۷۴
- شکل ۳-۲۷- فضای دارای پتانسیل اضافه شکست کمر بالای کارگاه (Henning and Mitri, 2007) ..... ۷۶
- شکل ۳-۲۸- هندسه اولیه کارگاه مدل شده (Henning and Mitri, 2007) ..... ۷۷
- شکل ۳-۲۹- تأثیر عمق در مقدار دانسیته ترقیق در حالت  $\sigma_3=0$  Mpa (Henning and Mitri, 2007) ..... ۷۷
- شکل ۳-۳۰-۳۲- تأثیر عمق در مقدار دانسیته ترقیق در حالت  $\sigma_3=-0.5$  Mpa (Henning and Mitri, 2007) ..... ۷۸
- شکل ۳-۳۱- تأثیر ارتفاع و طول امتدادی در دانسیته ترقیق در وضعیت تنش  $\sigma_3=0$  Mpa (Henning and Mitri, 2007) ..... ۷۸
- شکل ۳-۳۲- تأثیر فاکتور شکل و ارتفاع کارگاه در دانسیته ترقیق در وضعیت تنش  $\sigma_3=0$  Mpa (Henning and Mitri, 2007) ..... ۷۹
- شکل ۳-۳۳- تأثیر زاویه شیب کمر بالا در توزیع زون رها شده از تنش (Henning and Mitri, 2007) ..... ۸۰
- شکل ۳-۳۴- تأثیر زاویه شیب کمر بالا و ارتفاع قائم در دانسیته ترقیق در وضعیت تنش  $\sigma_3=0$  Mpa (Henning and Mitri, 2007) ..... ۸۰
- شکل ۳-۳۵- تأثیر جهت یافتگی تنش‌های اصلی در دانسیته ترقیق در وضعیت تنش  $\sigma_3=0$  Mpa (Henning and Mitri, 2007) ..... ۸۲
- شکل ۳-۳۶- تأثیر عمق معدنکاری در وضعیت دانسیته ترقیق، (الف): عمق کم، (ب): عمق متوسط، (ج): عمیق (Henning and Mitri, 2007) ..... ۸۲
- شکل ۴-۲- میانگین امتیازات اختصاص داده شده به دسته عوامل ..... ۹۴
- شکل ۴-۳- میانگین امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای طراحی ..... ۹۴
- شکل ۴-۴- میانگین امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای چالزنی و آتشباری ..... ۹۴
- شکل ۴-۵- میانگین امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای زمین‌شناسی ..... ۹۵
- شکل ۴-۶- میانگین امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای عملیاتی ..... ۹۵
- شکل ۴-۷- نمودار درختی وزن دسته‌عوامل و پارامترها ..... ۹۷
- شکل ۴-۸- نمودار میل‌های وزن نهایی پارامترها ..... ۹۹
- شکل ۴-۹- خطاهای عمومی در حفر چال و ایجاد ترقیق (Henning, 2007) ..... ۱۰۲
- شکل ۴-۱۰- تأثیر انحراف چال بر مقدار ترقیق در کارگاه (Henning, 2007) ..... ۱۰۳
- شکل ۴-۱۱- تصویر فاصله‌یاب لیزری مجهز به زاویه‌یاب دیجیتالی ..... ۱۱۵

- شکل ۴-۱۲- بخش‌های مختلف دستگاه لرزه‌نگار..... ۱۱۷
- شکل ۴-۱۳- موقعیت‌های تقریبی محل نصب دستگاه لرزه‌نگار..... ۱۱۷
- شکل ۴-۱۴- یک نمونه از برداشت‌های ثبت شده که توسط نرم افزار Blast Ware مورد پردازش قرار گرفت..... ۱۱۸
- شکل ۴-۱۵- نمودار حداکثر سرعت ذرات نسبت به وزن خرج در هر تأخیر..... ۱۲۱
- شکل ۴-۱۶- نمودار حداکثر سرعت ذرات نسبت به محل اندازه‌گیری تا محل انفجار..... ۱۲۱
- شکل ۴-۱۷- نمودار رابطه بین مقادیر اندازه‌گیری شده و مقادیر پیش‌بینی شده حداکثر سرعت ذرات..... ۱۲۳
- شکل ۴-۱۸- نمودار رابطه بین مقادیر اندازه‌گیری شده و مقادیر پیش‌بینی شده حداکثر سرعت ذرات..... ۱۲۳
- شکل ۴-۱۹- تصویر فاصله‌یاب لیزری نصب شده بر روی سه‌پایه..... ۱۲۷
- شکل ۴-۲۰- تصویر یک مقطع عرضی برداشت شده که با استفاده از نرم افزار ترسیم شده است..... ۱۲۸
- شکل ۴-۲۱- تصویر مقاطع مقطع عرضی برداشت شده که با استفاده از نرم افزار ترسیم شده‌اند..... ۱۳۱
- شکل ۴-۲۲- تصویر سطح کارگاه واقعی..... ۱۳۲
- شکل ۴-۲۳- تصویر حجم کارگاه واقعی..... ۱۳۲
- شکل ۴-۲۴- تصویر حجم کارگاه طراحی و کارگاه واقعی..... ۱۳۳
- شکل ۴-۲۵- تصویر حجم اضافه اضافه شکست و ریزش..... ۱۳۳
- شکل ۴-۲۶- رابطه بین SUDI و ELOS..... ۱۳۴
- شکل ۵-۱- انواع روش‌های عددی متداول در مکانیک سنگ (وزارت صنعت، معدن و تجارت، ۱۳۹۳)..... ۱۳۹
- شکل ۵-۲- وضعیت لایه‌های معدن نسبت به سنگ منگنز (مهندسی مشاور کاوشگران، ۱۳۸۹)..... ۱۴۹
- شکل ۵-۳- ابعاد مدل اولیه ساخته شده..... ۱۵۰
- شکل ۵-۴- نمودار مربوط به نیروهای نامتعادل کننده..... ۱۵۱
- شکل ۵-۵- نمودار مربوط به کنتور وضعیت جابجایی‌ها در مرحله اول حفاری..... ۱۵۲
- شکل ۵-۶- جهت جابجایی‌های مربوط به اطراف کارگاه..... ۱۵۲
- شکل ۵-۷- نواحی از یک کارگاه استخراج که به حالت پلاستیک در آمده‌اند و آماده ریزش و ایجاد ترقیق هستند..... ۱۵۳
- شکل ۵-۸- حجم ترقیق استاتیکی ایجاد شده در اطراف کارگاه پس از حفاری مرحله دوم..... ۱۵۴
- شکل ۵-۹- نمودار مربوط به پالس انفجار مدل شده..... ۱۵۵
- شکل ۵-۱۰- نمودار تاریخچه سرعت در راستای محور Y مربوط به نقاط A و B در فاصله ۱۰ متری از سینه کار..... ۱۵۶
- شکل ۵-۱۱- نمودار تاریخچه سرعت در راستای محور X مربوط به نقاط A و B در فاصله ۱۰ متری از سینه کار..... ۱۵۶
- شکل ۵-۱۲- نمودار تاریخچه سرعت در راستای محور Z مربوط به نقاط A و B در فاصله ۱۰ متری از سینه کار..... ۱۵۶

- شکل ۵-۱۳- حجم مجموع ترقیق‌های استاتیکی و دینامیکی ایجاد شده در اطراف کارگاه پس از حفاری مرحله دوم  
۱۵۷.....
- شکل ۵-۱۴- نمودار تأثیر تغییرات شعاع هیدرولیکی در ترقیق.....  
۱۵۸.....
- شکل ۵-۱۵- نمودار تأثیر تغییرات عرض کارگاه در ترقیق.....  
۱۵۹.....
- شکل ۵-۱۶- نمودار تأثیر تغییرات لرزش آتشفاری در ترقیق.....  
۱۶۰.....
- شکل ۵-۱۷- نمودار تأثیر تغییرات عدد پایداری اصلاح شده در ترقیق.....  
۱۶۱.....
- شکل ۵-۱۸- نمودار تأثیر تغییرات عمق کارگاه در ترقیق.....  
۱۶۲.....
- شکل ۵-۱۹- نمودار مربوط به باقیمانده‌های استاندارد شده.....  
۱۶۴.....
- شکل ۵-۲۰- نمودار مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده ELOS از کارگاه مختلف.....  
۱۶۵.....



## فهرست جدول‌ها

- جدول ۱-۲- تعاریف ترقیق بر اساس نظر پاکالنیس (Pakalnis, 1986) ..... ۱۵
- جدول ۲-۲- زیان‌های اقتصادی ناشی از ترقیق در بخش‌های مختلف معدن‌کاری (Yihong and Wejing, 1986)..... ۳۵
- جدول ۲-۳- مثالی برای تأثیر ترقیق بر جریان نقدینگی (Chugh, et al, 2004) ..... ۳۹
- جدول ۱-۳- مطالعات صورت گرفته توسط پژوهشگران در زمینه ترقیق..... ۴۳
- جدول ۲-۳- امتیازدهی توده سنگ (Bieniawski, 1989)..... ۴۶
- جدول ۳-۳- علایم اختصاری پارامترها و دامنه تغییرات آنها در مطالعه (Jang et al, 2015)..... ۶۱
- جدول ۴-۳- جزئیات موارد ورودی و خروجی (Jang et al, 2015)..... ۶۳
- جدول ۵-۳- ماتریس قانون فازی اگر- آنگاه، با ۳۷ قانون (Jang et al, 2015)..... ۶۴
- جدول ۱-۴- پارامترهای مؤثر در ترقیق در کارگاه‌های استخراج به روش کندن و پرکردن..... ۸۷
- جدول ۲-۴- نمونه‌هایی از کاربرد روش FDAHP در مهندسی معدن ..... ۹۰
- جدول ۳-۴- اهمیت هر کدام از دسته عوامل از نظر متخصص اول..... ۹۱
- جدول ۴-۴- اهمیت هر کدام از پارامترهای زمین‌شناسی از نظر متخصص اول..... ۹۱
- جدول ۵-۴- امتیازات اختصاص داده شده به دسته عوامل..... ۹۲
- جدول ۶-۴- امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای طراحی..... ۹۲
- جدول ۷-۴- امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای آتش‌باری..... ۹۳
- جدول ۸-۴- امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای عملیاتی..... ۹۳
- جدول ۹-۴- امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای زمینشناسی..... ۹۳
- جدول ۱۰-۴- ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی بین دسته‌عوامل نظرسنجی شده ..... ۹۶
- جدول ۱۱-۴- اعداد فازی و غیرفازی و وزن فازی و غیرفازی دسته عوامل..... ۹۶
- جدول ۱۲-۴- وزن نهایی پارامترها..... ۹۸
- جدول ۱۳-۴- پارامترهای منتخب برای سیستم طبقه‌بندی..... ۱۰۰
- جدول ۱۴-۴- درجه‌بندی پارامتر شعاع هیدرولیکی در سیستم طبقه‌بندی جدید..... ۱۰۱
- جدول ۱۵-۴- درجه‌بندی پارامتر عرض کارگاه در سیستم طبقه‌بندی جدید..... ۱۰۲
- جدول ۱۶-۴- درجه‌بندی پارامتر بیدقتی در چالزنی در سیستم طبقه‌بندی جدید..... ۱۰۳

- جدول ۴-۱۷- درجه‌بندی پارامتر خرج ویژه در سیستم طبقه‌بندی جدید ..... ۱۰۴
- جدول ۴-۱۸- درجه‌بندی پارامتر لرزش آتشیاری در سیستم طبقه‌بندی جدید ..... ۱۰۶
- جدول ۴-۲۰- درجه‌بندی پارامتر تورق در سیستم طبقه‌بندی جدید ..... ۱۰۷
- جدول ۴-۲۱- درجه‌بندی پارامتر عمق کارگاه در سیستم طبقه‌بندی جدید ..... ۱۰۷
- جدول ۴-۲۲- درجه‌بندی پارامتر روش پرکردن در سیستم طبقه‌بندی جدید ..... ۱۰۸
- جدول ۴-۲۳- درجه‌بندی پارامتر زمان پرکردن در سیستم طبقه‌بندی جدید ..... ۱۰۸
- جدول ۴-۲۴- سیستم طبقه‌بندی جدید برای ارزیابی ترقیق برنامه‌ریزی نشده در روش استخراج کندن و پرکردن ..... ۱۱۰
- جدول ۴-۲۵- پیش‌بینی کیفی ترقیق با توجه به شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه در روش استخراج کندن و پرکردن ..... ۱۱۱
- جدول ۴-۲۶- مشخصات ژئومکانیکی لایه‌های موجود در معادن منگنز و نارچ (مهندسین مشاور کاوشگران، ۱۳۸۹) ..... ۱۱۲
- جدول ۴-۲۷- هندسه ۱۰ کارگاه منتخب در معادن منگنز و نارچ ..... ۱۱۳
- جدول ۴-۲۸- مقادیر شاخص کیفی تونل‌زنی اصلاح شده برای ۱۰ کارگاه منتخب ..... ۱۱۳
- جدول ۴-۲۹- مقادیر عدد پایداری اصلاح شده برای ۱۰ کارگاه منتخب ..... ۱۱۴
- جدول ۴-۳۰- مقادیر بیدقتی در چالزنی برای کارگاههای مورد مطالعه ..... ۱۱۵
- جدول ۴-۳۱- مقادیر حداکثر سرعت ذرات مربوط به ۲۴ انفجار ..... ۱۱۹
- جدول ۴-۳۲- مقادیر حداکثر سرعت ذرات مربوط به ۲۴ انفجار ..... ۱۲۰
- جدول ۴-۳۳- روابط پیش‌بینی حداکثر سرعت ذرات به همراه ضریب تعیین آنها ..... ۱۲۲
- جدول ۴-۳۴- میزان دقت روابط پیش‌بینی حداکثر سرعت ذرات با توانهای مختلف میزان خرج مصرفی در هر تأخیر ..... ۱۲۲
- جدول ۴-۳۵- حداکثر سرعت ذرات ۱۰ کارگاه منتخب در فاصله ۲ متری از سینه‌کار ..... ۱۲۴
- جدول ۴-۳۶- استفاده از سیستم طبقه‌بندی جدید در ۱۰ کارگاه استخراج از کارگاههای مختلف معادن منگنز و نارچ ..... ۱۲۵
- جدول ۴-۳۷- امتیازات مربوط به پارامترها و تعیین شاخص ترقیق غیر طراحی کارگاهها ..... ۱۲۵
- جدول ۴-۳۸- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۱- ..... ۱۲۸
- جدول ۴-۳۹- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۲- ..... ۱۲۹
- جدول ۴-۴۰- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۳- ..... ۱۲۹

- جدول ۴-۴۱- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۴- ..... ۱۳۰
- جدول ۴-۴۲- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۵- ..... ۱۳۰
- جدول ۴-۴۳- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۶- ..... ۱۳۱
- جدول ۴-۴۴- مقادیر ELOS محاسبه شده برای ۱۰ کارگاه ..... ۱۳۴
- جدول ۵-۱- مقایسه روش‌ها در توانایی و قابلیت‌های تحلیل (وزارت صنعت، معدن و تجارت، ۱۳۹۳) ..... ۱۴۲
- جدول ۵-۲- مشخصات ژئومکانیکی لایه منگنز و باطله‌ها، برای مدل‌سازی عددی (مهندسين مشاور کاوشگران، ۱۳۸۹) ..... ۱۴۹
- جدول ۵-۳- مقادیر مختلف عدد پایداری اصلاح شده در مدل‌های مختلف ..... ۱۶۱
- جدول ۵-۴- خلاصه نتایج حاصل از مدل‌سازی عددی ..... ۱۶۳
- جدول ۵-۵- مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده ELOS ۱۰ کارگاه مختلف ..... ۱۶۵
- جدول پ-۱- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص اول ..... ۱۷۰
- جدول پ-۲- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص دوم ..... ۱۷۰
- جدول پ-۳- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص سوم ..... ۱۷۰
- جدول پ-۴- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص چهارم ..... ۱۷۱
- جدول پ-۵- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص پنجم ..... ۱۷۱
- جدول پ-۶- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص ششم ..... ۱۷۱
- جدول پ-۷- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص هفتم ..... ۱۷۱
- جدول پ-۸- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص هشتم ..... ۱۷۲
- جدول پ-۹- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص نهم ..... ۱۷۲
- جدول پ-۱۰- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص دهم ..... ۱۷۲
- جدول پ-۱۱- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص یازدهم ..... ۱۷۲
- جدول پ-۱۲- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص دوازدهم ..... ۱۷۳
- جدول پ-۱۳- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص سیزدهم ..... ۱۷۳
- جدول پ-۱۴- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص چهاردهم ..... ۱۷۳
- جدول پ-۱۵- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص پانزدهم ..... ۱۷۳
- جدول پ-۱۶- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص شانزدهم ..... ۱۷۴
- جدول پ-۱۷- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص هفدهم ..... ۱۷۴

- جدول پ-۱۸- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص هجدهم ..... ۱۷۴
- جدول پ-۱۹- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص نوزدهم ..... ۱۷۴
- جدول پ-۲۰- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص بیستم ..... ۱۷۵
- جدول پ-۲۱- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص بیست و یکم ..... ۱۷۵
- جدول پ-۲۲- ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی بین پارامترهای طراحی نظرسنجی شده ..... ۱۷۵
- جدول پ-۲۳- اعداد فازی و غیرفازی و وزن فازی و غیرفازی پارامترهای طراحی ..... ۱۷۵
- جدول پ-۲۴- ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی بین پارامترهای چالزنی و آتش‌باری نظرسنجی شده ..... ۱۷۶
- جدول پ-۲۵- اعداد فازی و غیرفازی و وزن فازی و غیرفازی پارامترهای چالزنی و آتشباری ..... ۱۷۶
- جدول پ-۲۶- ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی بین پارامترهای زمین‌شناسی نظرسنجی شده ..... ۱۷۷
- جدول پ-۲۷- اعداد فازی و غیرفازی و وزن فازی و غیرفازی پارامترهای زمین‌شناسی ..... ۱۷۷
- جدول پ-۲۸- ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی بین پارامترهای عملیاتی نظرسنجی شده ..... ۱۷۸
- جدول پ-۲۹- اعداد فازی و غیرفازی و وزن فازی و غیرفازی پارامترهای عملیاتی ..... ۱۷۸

# فصل اول

## مقدمه

در حین عملیات استخراج در معادن زیرزمینی، مواد باطله از راه‌های گوناگونی وارد مواد استخراجی شده و سبب کاهش عیار محصول تولیدی و به عبارت دیگر ایجاد ترقیق<sup>۱</sup> می‌شوند. ترقیق نه تنها موجب کاهش عیار محصول می‌شود بلکه سبب افزایش هزینه‌های تولید می‌شود. زیرا بخشی از هزینه‌های مراحل مختلف استخراج و فرآوری نظیر حفاری، آتشیاری، تهویه، باربری، خردایش، جدایش، انباشت باطله و غیره صرف مواد باطله می‌شود. از این‌رو، برنامه‌ریزی برای تعیین و کاهش میزان ترقیق در معادن یکی از پارامترهای مهم محسوب می‌شود. ترقیق دارای تعاریف مختلف و انواع گوناگون و منابع ایجاد متنوعی است. این گوناگونی در تعریف، منابع ایجاد و مدل‌های مختلف، حاکی از تنوع روش‌های معدن‌کاری است. طبیعی است هر کدام از روش‌های معدن‌کاری به دلیل نوع کار خاص خود کم یا زیاد متحمل ترقیق می‌شوند. هر کدام از آن تعاریف و نیز هر کدام از آن منابع در محل تعریف خود کاربرد دارند. مدل‌های ارائه شده، اگرچه دارای کاستی‌های نیز هستند اما به‌عنوان معیاری برای آن روش استفاده می‌شوند که البته قابل بهبود نیز می‌باشند. به‌عنوان مثال، به دلیل وجود تعداد زیادی معدن از نوع کارگاه باز در کشور کانادا، بیشتر مدل‌های ارائه شده برای پیش‌بینی ترقیق، مربوط به روش‌های کارگاه باز هستند (سعیدی، ۱۳۸۸).

یکی از روش‌های استخراج زیرزمینی که از روش‌های پایه در استخراج زیرزمینی محسوب می‌شود، روش استخراج کندن و پرکردن می‌باشد. ضعیف بودن کمرها و ریزش از دیواره‌ها سبب می‌شود که این روش به مقدار قابل ملاحظه‌ای با پدیده ترقیق همراه باشد. اما تاکنون مطالعه‌ای صورت نگرفته که ترقیق را در این روش استخراج مدل نماید و جای خالی این موضوع در مطالعات گذشته کاملاً مشخص است. بنابراین در این تحقیق سعی شده است به موضوع ترقیق، پارامترهای مؤثر در ایجاد آن، و در نهایت ارائه مدلی برای پیش‌بینی ترقیق در روش کندن و پرکردن پرداخته شود.

## ۱-۲- سؤال‌های اصلی تحقیق

سؤال‌های این تحقیق را می‌توان در موارد زیر بیان کرد:

الف- منشأ ترقیق در کارگاه‌های کندن و پر کردن چه دسته عواملی هستند و این دسته عوامل، شامل چه پارامترهایی هستند؟

ب- پارامترهای شناخته شده، چه مقدار در ایجاد ترقیق در کارگاه‌های کندن و پر کردن مؤثر هستند؟

ج- آیا می‌توان با امتیازدهی مقادیر پارامترها، یک سیستم طبقه‌بندی جدید از ترقیق ارائه کرد؟

د- آیا می‌توان در کارگاه‌های کندن و پر کردن مدلی کمی برای ترقیق ارائه داد؟

ه- آیا مدل ارائه شده معتبر است؟

## ۱-۳- ضرورت انجام تحقیق

برنامه‌ریزی تولید در استخراج مواد معدنی باید با هدف دستیابی به بیشترین مقدار ماده معدنی و کمترین مقدار ترقیق صورت گیرد. به همین دلیل در طی ۵۰ سال گذشته، تحقیقات وسیعی در این راستا در کشورهای مختلف صورت گرفته است. بدین منظور در بعضی معادن، مرکزی تحت عنوان "کنترل کیفی و کمی مواد معدنی" در صنعت معدن‌کاری تأسیس شده و با این کار گام‌های ارزشمندی برای کاهش ترقیق و ضایعات مواد معدنی برداشته شده است (سعیدی، ۱۳۸۸).

کاهش ترقیق یکی از راه‌های افزایش کیفیت محصول تولیدی و در نتیجه کاهش هزینه‌ها و افزایش سود می‌باشد. از این‌رو، برنامه‌ریزی برای کاهش میزان ترقیق در معادن یکی از پارامترهای مهم محسوب می‌شود.

به‌دلیل تفاوت مکانیزم ایجاد ترقیق در انواع روش‌های استخراج زیرزمینی، ارائه یک راه‌حل جامع برای تعیین ترقیق که در مورد تمامی این روش‌ها کاربرد داشته باشد غیرممکن است. در هر یک از روش‌های استخراج زیرزمینی متغیرهای زیادی وجود دارند که در ایجاد ترقیق نقش به‌سزایی را ایفا می‌کنند. برای تخمین ضریب ترقیق و ارائه راه‌کارهایی به منظور کاهش آن، پژوهشگران و محققان تلاش‌های گسترده‌ای را انجام داده‌اند. اما تاکنون به طور خاص در مورد روش استخراج کندن و

پراکندن مطالعه‌ای برای ارائه مدل پیش‌بینی ترقیق صورت نگرفته در حالی که این روش یکی از روش‌های عمومی در معدن‌کاری بوده و نیاز به تحقیق و پژوهش در این روش ضروری به نظر می‌رسد. مدل‌های پیش‌بینی ترقیق که در گذشته توسط محققان ارائه شد بیشتر مختص به معادن با روش استخراج کارگاه باز است. به عنوان مثال نمودارهای تجربی تعیین ترقیق که توسط محققانی نظیر لابسچر، پوتوین، ترومن و ماتئوس ارائه شده‌اند، فاقد کارایی برای سایر معادنی هستند که در آنها فضاهای بزرگ استخراجی وجود ندارد. بنابراین ارائه مدلی مستقل برای پیش‌بینی ترقیق در روش استخراج‌کنندگی و پراکندن که در آن پارامترهای واقعی مختص به این روش گنجانده شده باشد ضروری به نظر می‌رسد و ضرورت این موضوع با توجه به وجود معادن بزرگی نظیر معادن منگنز و نارچ در کشور که در حال حاضر با این روش فعال هستند، دوچندان می‌شود.

#### ۱-۴- معادن منگنز و نارچ

معادن منگنز و نارچ از بزرگ‌ترین معادن منگنز شناخته شده ایران و خاورمیانه است و با تولید حدود ۸۵ تا ۱۰۰ هزار تن در سال، عمده‌ترین تولیدکننده سنگ منگنز ایران می‌باشد. این معادن 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 ([www.ngdir.ir](http://www.ngdir.ir)). شرکت معادن منگنز ایران، فعالیت‌های اکتشافی و استخراجی معادن و نارچ را از سال ۱۳۴۱ شروع کرد و هم‌اکنون این معادن در حال بهره‌برداری هستند ([www.irmmco.com](http://www.irmmco.com)).

عمده‌ترین مصرف منگنز، در صنایع فولادسازی است این فلز به فولاد استحکام و خاصیت چکش‌خواری می‌دهد (مصارف دیگر آن در صنایع فروآلیاژ، شیمیایی، باتری‌سازی، سرامیک، شیشه‌گری، رنگ‌سازی، لعاب‌کاری، مواد ضد عفونی‌کننده، کود، خوراک طیور، آجرهای رنگین است). بیشترین اهمیت فلز منگنز به این دلیل است که این فلز در خدمت صنایع فولاد، که از صنایع مادر محسوب می‌شود، می‌باشد. کان‌سنگ استخراج شده از معدن و نارچ نیز به کارخانه ذوب آهن اصفهان



ارسال می‌شود. در سال‌های اخیر با افزایش تولید این مجموعه، ذوب آهن اصفهان نیاز به واردات سنگ منگنز نداشته و این معدن باعث صرفه‌جویی ارزی شده است ([www.irmmco.com](http://www.irmmco.com)). متأسفانه در بخش‌های مختلف این معدن به دلایلی نظیر ریزش، نحوه پر کردن کارگاه‌های استخراجی و موارد دیگر که نیاز به مطالعه دارند پدیده ترقیق اتفاق می‌افتد. این موضوع نیز موجبات ضرورت پژوهش و تحقیق در این زمینه را فراهم می‌کند.

## ۱-۵- اهداف تحقیق

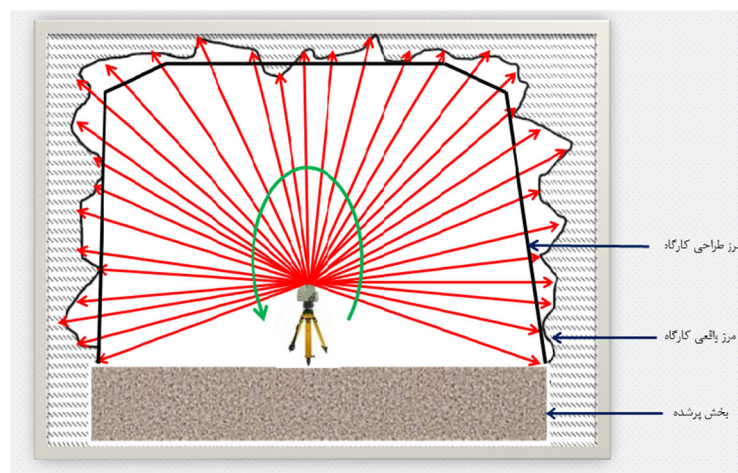
هدف از این تحقیق، ارائه مدلی برای تعیین ترقیق در روش استخراج کردن و پر کردن است. برای رسیدن به این هدف، ابتدا باید اهداف زیر محقق شوند:

الف- شناسایی عواملی که در ایجاد ترقیق در معادن با روش استخراج کردن و پر کردن مؤثر هستند.

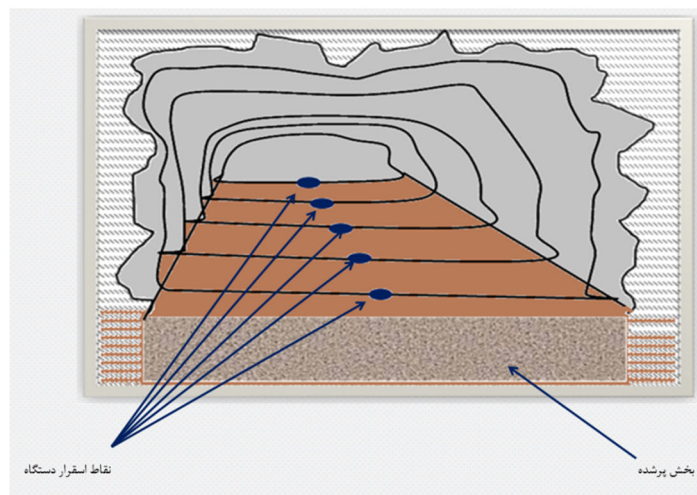
ب- ارائه یک مدل کیفی برای پیش‌بینی ترقیق در روش استخراج کردن و پر کردن.

ج- ارائه یک مدل کمی- کیفی و اندازه‌گیری مقدار واقعی ترقیق کارگاه‌ها از طریق مونتاژ دستگاهی که بتواند فضاهای حفاری شده کارگاه‌های استخراج را مساحی کند و به این ترتیب امکان اجرای سیستم مانیتورینگ فضای حفاری، CMS<sup>۱</sup>، فراهم شود. با داشتن چنین دستگاهی می‌توان مقادیر واقعی اضافه شکست‌ها را محاسبه کرد زیرا این مقادیر، از تقسیم تفاضل مقادیر واقعی فضای استخراجی و مقادیر فضای طراحی، بر سطوح استخراجی حاصل می‌شوند به این ترتیب با داشتن این دستگاه می‌توان مدل ارائه شده پیش‌بینی ترقیق را مورد اعتبارسنجی قرار داد. این دستگاه که عملکرد آن برای یک مقطع عرضی کارگاه به صورت شماتیک در شکل ۱-۱ آمده است باید مجهز به یک فاصله‌یاب لیزری باشد همچنین دستگاه باید بتواند قابلیت گردش حول محور افقی را داشته باشد به طوری که اندازه‌گیری فاصله از پای دیواره‌ها و سقف کارگاه را امکان‌پذیر سازد همچنین باید مجهز به یک زاویه‌سنج قائم باشد به این ترتیب می‌توان با نصب دستگاه در وسط عرض

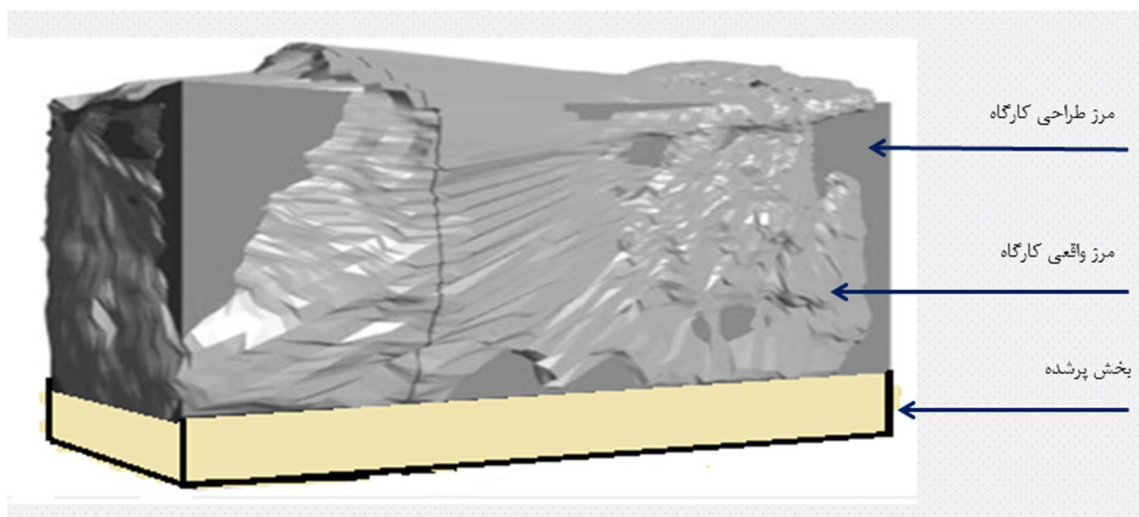
کارگاه، فاصله نقاط دیواره‌ها و سقف کارگاه را با نقطه مذکور تحت زاویه‌های مساوی در صفحه قائم (مثلاً ۱۰ درجه) برداشت کرد. سپس با جابجا کردن دستگاه (مثلاً ۰/۵ متر)، در راستای خطی فرضی که نقاط مرکزی عرض کارگاه را به هم وصل می‌کند (مطابق با شکل ۱-۲) و تکرار برداشت فواصل سقف و دیواره‌ها تا نقاط مرکزی برای سایر مقاطع عرضی کارگاه به روش گفته شده و ثبت آنها و در نهایت وارد کردن اعداد در نرم‌افزار AutoCAD می‌توان مطابق با شکل ۱-۳ مقادیر واقعی سطح و حجم فضای حفاری را اندازه‌گیری کرده مقدار ترقیق را بر حسب متر حساب کرد.



شکل ۱-۱- نمایش شماتیک از دستگاه و عملکرد آن در یک مقطع عرضی کارگاه



شکل ۱-۲- نمایش شماتیک از کارگاه استخراج و نقاط قرار گرفتن دستگاه در آن

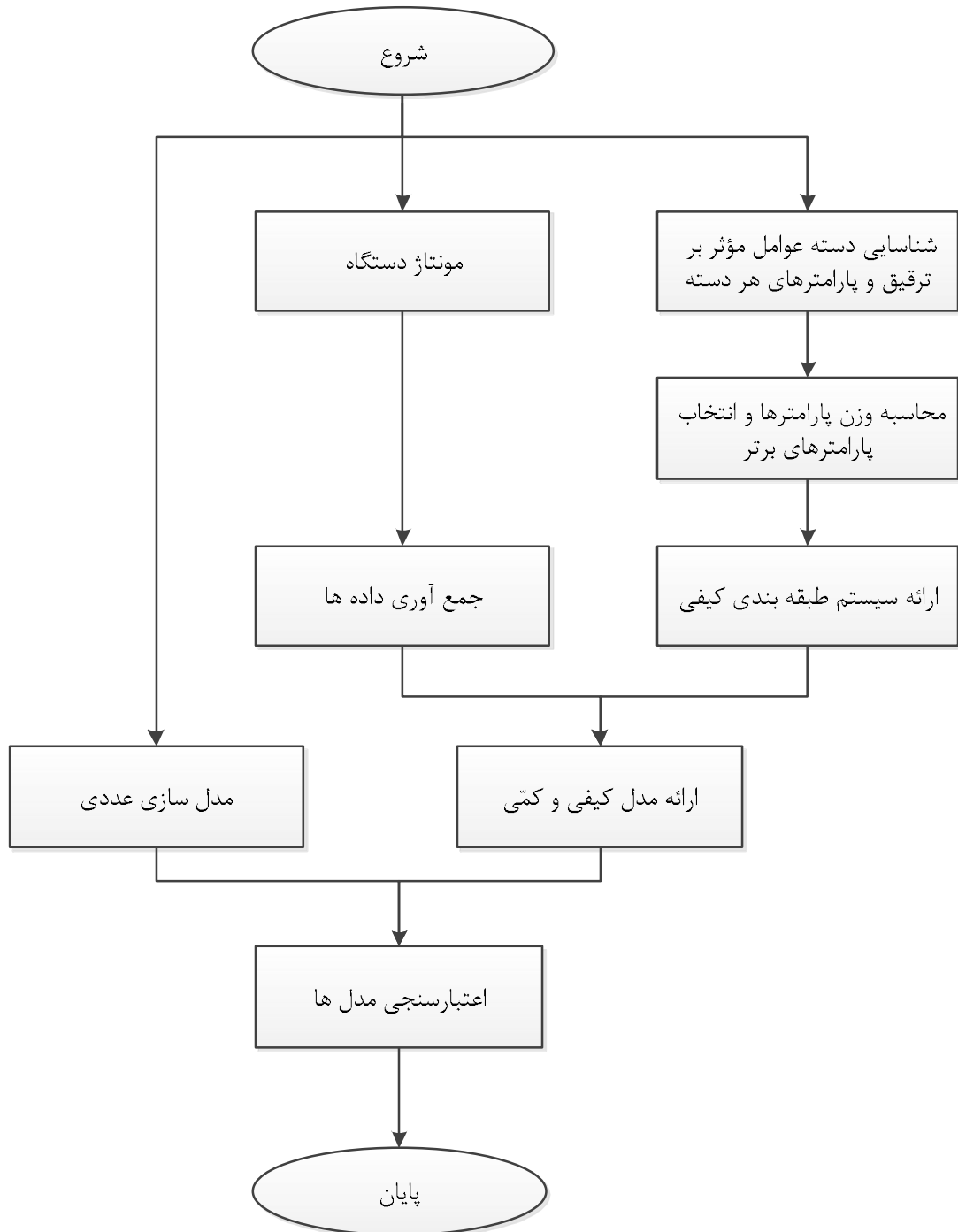


شکل ۱-۳- نمایش شماتیک از نتایج حاصل از آنالیز مساحی کارگاه

## ۱-۶- روش تحقیق

ابتدا با انجام مطالعات و بررسی‌هایی که صورت می‌گیرد و با نظر کارشناسان خبره، پارامترهای مؤثر در ایجاد ترقیق در روش استخراج کردن و پرکردن تعیین، و سپس با استفاده از یکی از روش‌های تصمیم‌گیری چندمعیاره، وزن‌دهی می‌شوند. در ادامه، از میان همه پارامترهای مؤثر، چند پارامتر مهم انتخاب می‌شوند. سپس با تعریف یک شاخص کیفی به نام اندیس ترقیق کارگاه، یک سیستم طبقه‌بندی کیفی ارائه می‌شود. اندیس مذکور می‌تواند دارای دامنه تغییرات از صفر تا صد بوده و به پنج بازه تقسیم شود و به هر کدام از آن بازه‌ها یک عبارت توصیفی نسبت داده شود. در ادامه با برداشت مقادیر مربوط به پارامترهای انتخاب شده، سیستم طبقه‌بندی کیفی ارائه شده، در کارگاه‌های کردن و پرکردن مجموعه معادن منگنز و نارچ، مورد استفاده قرار گرفته، و اندیس ترقیق کارگاه‌ها مشخص می‌شود. سپس دستگاهی که شرح آن در بخش ۱-۵ آمده است، مونتاژ شده تا مقادیر واقعی ترقیق کارگاه‌ها با استفاده از دستگاہ مذکور، اندازه‌گیری شوند. به این ترتیب رابطه بین اندیس ترقیق کارگاه و مقدار واقعی ترقیق اندازه‌گیری شده معین می‌شود. در ادامه با استفاده از مدل‌سازی عددی، مقدار ترقیق کارگاه‌ها شبیه‌سازی می‌شود و از آنجا یک مدل عددی ترقیق ارائه می‌شود به این ترتیب، تعیین ترقیق در مقادیر مختلف پارامترهای مؤثر، امکان‌پذیر

می‌شود و در نهایت مدل مذکور با استفاده از داده‌های کارگاه‌های مجموعه معادن منگنز و نارچ مورد اعتبارسنجی قرار می‌گیرد. در شکل ۴-۱ روندنمای مراحل انجام این تحقیق نشان داده شده است.



شکل ۴-۱ - مراحل انجام تحقیق

## ۱-۷- سازمان‌دهی تحقیق

مطالب این رساله در ۶ فصل تدوین شده که محتوای آنها به اختصار در ادامه آورده شده است:

در فصل اول، که با عنوان مقدمه ارائه شده، و از نظر خوانندگان محترم گذشته است، مطالبی شامل کلیات تحقیق، سوال‌های اصلی تحقیق، ضرورت و اهداف انجام تحقیق بیان شده است.

در فصل دوم، تعریف ترقیق و انواع مختلف دسته‌بندی آن، روش‌های گوناگون محاسبه ترقیق، و نیز پارامترهای مؤثر در ایجاد ترقیق، مورد بررسی قرار گرفته است. در انتهای فصل نیز اثرات اقتصادی ترقیق، به اختصار بیان شده است.

در فصل سوم، مروری بر مطالعات گذشته صورت گرفته است و در این راستا، ضمن معرفی انواع مدل‌های تجربی، محاسبات نرم و عددی ترقیق، که تاکنون توسط محققان مختلف ارائه شده‌اند، معایب و مزایای هر کدام از آنها بیان شده است.

در فصل چهارم، یک سیستم طبقه‌بندی کیفی جدید برای ترقیق ارائه شده است. به این منظور، ابتدا پارامترهای مؤثر بر ترقیق در کارگاه‌های استخراج‌کنند و پر کردن مورد شناسایی قرار گرفتند. سپس پارامترهای مذکور، با استفاده از روش تحلیل سلسله مراتبی دلفی فازی وزن‌دهی شده و دامنه تغییرات آنها، به ۵ بازه تقسیم‌بندی شده است. در ادامه، شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه، به عنوان یک شاخص جدید معرفی شده است. با استفاده از شاخص مذکور، ۵ کلاس کیفی برای میزان ترقیق‌پذیری کارگاه‌ها تعریف شده و از آنجا می‌توان دریافت یک کارگاه، به لحاظ ترقیق‌پذیری در چه طبقه کیفی قرار دارد. سپس، سیستم طبقه‌بندی مذکور در ۱۰ کارگاه، از کارگاه‌های مجموعه معادن منگنز و نارچ مورد استفاده قرار گرفت و از آنجا پس از تعیین مقدار شاخص ترقیق کارگاه‌های مذکور، معین شد هر کدام از کارگاه‌ها در چه طبقه کیفی از ترقیق‌پذیری قرار دارند. در انتهای فصل چهارم، با پیاده کردن سیستم مانیتورینگ فضای حفاری و تعیین مقدار دقیق ترقیق هر کارگاه، رابطه بین شاخص ترقیق و مقدار واقعی ترقیق مشخص شده است.

در فصل پنجم مدل‌سازی عددی ترقیق با استفاده از نرم‌افزار 3DEC انجام شده و مقدار ترقیق یکی از کارگاه‌ها، به عنوان نمونه، مدل‌سازی شده است. سپس با انجام تحلیل حساسیت، رابطه عددی پیش‌بینی ترقیق بر اساس پارامترهای مؤثر بر ترقیق ارائه شده است.

در فصل ششم، به عنوان فصل پایانی، فهرستی از نتایج حاصل از رساله تهیه، و چند پیشنهاد برای محققانی که قصد مطالعه بر روی موضوع ترقیق دارند ارائه شده است.

فصل دوم

تعريف ترفيق و انواع آن

## ۲-۱- مقدمه

در این فصل تعاریف مختلف ترقیق و روش‌های گوناگون محاسبه مقدار آن، که تاکنون توسط محققان ارائه شده است مطرح می‌شود. سپس تقسیم‌بندی انواع ترقیق به لحاظ منابع ایجاد بررسی شده و در ادامه پارامترهای مؤثر در ایجاد ترقیق مورد شناسایی قرار می‌گیرند. در پایان اثرات اقتصادی ترقیق در مراحل مختلف معدن‌کاری بررسی می‌شود.

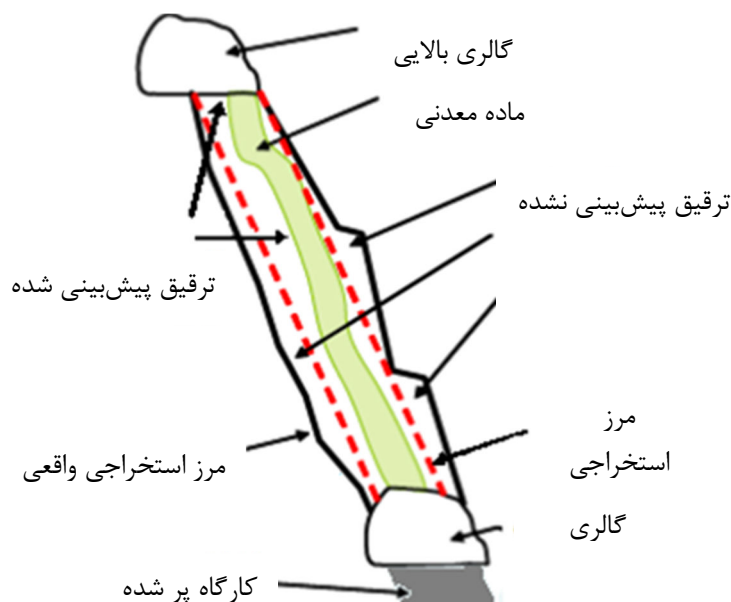
## ۲-۲- تعریف ترقیق

مخلوط شدن ماده معدنی با باطله‌ها یا مواد با عیار کمتر از عیار حد، ترقیق نامیده می‌شود. در روش‌های استخراج زیرزمینی ترقیق در اثر ریزش سقف و دیواره‌ها، برش سقف و کف، بارگیری مواد خاک‌ریز و مواد تخریب ایجاد می‌شود. در یک تقسیم‌بندی کلی ترقیق به دو دسته پیش‌بینی شده یا برنامه‌ریزی شده<sup>۱</sup> (داخلی<sup>۲</sup>) و پیش‌بینی نشده یا برنامه‌ریزی نشده<sup>۳</sup> (خارجی<sup>۴</sup>) تقسیم می‌شود. ترقیق برنامه‌ریزی شده مربوط به حالتی است که با توجه به مشخصات کانسار و برای طراحی کارگاه مقداری از سنگ‌های کمربالا و کمربالین گرفته می‌شود و ترقیق برنامه‌ریزی نشده در خارج از محدوده طراحی کارگاه قرار دارد و حاصل شکستگی‌های ناخواسته<sup>۵</sup> در کمربالا و کمربالین است (عطایی، ۱۳۹۰). محدوده‌های ترقیق پیش‌بینی شده و پیش‌بینی نشده در شکل ۱-۲ نشان داده شده است. ترقیق کلی را می‌توان مجموع ترقیق پیش‌بینی شده و پیش‌بینی نشده تعریف کرد (Scoble and Moss, 1994). تاکنون تعاریف متعددی برای ترقیق ارائه شده است که این تعاریف بر اساس دیدگاه‌های مختلف شامل موارد زیر است:

- 
- 1 - Planned Dilution
  - 2 - Internal Dilution
  - 3- Unplanned Dilution
  - 4 -External Dilution
  - 5 -Over break



آگوشکوف<sup>۱</sup> در سال ۱۹۶۶، ترقیق را به صورت کاهش عیار ماده معدنی استخراج شده نسبت به عیار ماده معدنی برجا تعریف کرده است (Agoshkov et al, 1988).



شکل ۱-۲ - محدوده‌های ترقیق پیش‌بینی شده یا برنامه‌ریزی شده و ترقیق پیش‌بینی نشده یا برنامه‌ریزی نشده

(Stewart, 2005)

وی رابطه ۱-۲ را برای محاسبه ترقیق پیشنهاد نمود که برای تمام روش‌های استخراج زیرزمینی می‌توان آن را بکار برد:

$$D = \frac{C_p - C_a}{C_p - C_r} \times 100 \quad (1-2)$$

که در آن،  $D$ ، میزان ترقیق بر حسب درصد،  $C_p$ ، عیار فلز با ارزش در مواد معدنی برجا بر حسب درصد،  $C_a$ ، عیار فلز با ارزش در داخل مواد استخراجی بر حسب درصد و  $C_r$ ، عیار فلز با ارزش در سنگ‌های جانبی بر حسب درصد است. در این روش، مقدار ترقیق با اندازه‌گیری مستقیم عیار ماده معدنی استخراجی و برجا، و جاگذاری در رابطه ۱-۲ محاسبه می‌شود. از مهم‌ترین مزیت‌های این روش، امکان تعیین میزان ترقیق در هر لحظه است. از این رو می‌توان از رابطه مذکور به‌عنوان ابزاری به‌منظور کنترل ترقیق استفاده کرد.

نازارچیک<sup>۱</sup> روابط ۲-۲ و ۳-۲ را برای محاسبه ترقیق در لایه‌های نازک ارائه کرد (Popov, 1971):

$$D_f = \frac{(m_s - m_o)\gamma_r + m_o \cdot \gamma_o}{m_o \cdot \gamma_o} \quad (۲-۲)$$

$$D_f = \frac{[(m_s - m_o)\gamma_r + m_o \cdot \gamma_o] C_o}{(m_s - m_o)\gamma_r C_r + m_o \cdot \gamma_o C_o} \quad (۳-۲)$$

در این روابط،  $D_f$ ، فاکتور ترقیق،  $m_s$ ، ارتفاع استخراج‌شده کارگاه بر حسب متر،  $m_o$ ، متوسط ضخامت لایه استخراجی بر حسب متر،  $\gamma_r$ ، وزن مخصوص سنگ‌های جانبی بر حسب تن بر متر مکعب،  $\gamma_o$ ، وزن مخصوص ماده معدنی بر حسب تن بر متر مکعب،  $C_r$  و  $C_o$ ، به ترتیب عیار فلز با ارزش در ماده معدنی داخل لایه و سنگ‌های جانبی می‌باشد.

این روش بر اساس یک‌سری از پارامترهای کمی ماده معدنی و سنگ‌های جانبی و برخی پارامترهای هندسی لایه استخراجی ارایه شده است. مشخص بودن منبع ایجاد ترقیق (ناشی از برش یا ریزش کمربالا و کمرپایین) یکی از مزیت‌های این روش است.

پوپوف<sup>۲</sup> در سال ۱۹۷۱، ترقیق را به صورت نسبت مقدار باطله مخلوط شده به مجموع ماده معدنی و باطله ناخواسته استخراج شده تعریف کرد (Popov, 1971).

پاکالنیس<sup>۳</sup> در سال ۱۹۸۶، با توجه به مطالعات انجام شده در ۲۲ معدن در کانادا، تعریف‌های مندرج در جدول ۱-۲ را ارایه کرده است. در بین این تعاریف دو تعریف اول مطابق با روابط ۲-۴ و ۲-۵ به طور وسیعی کاربرد دارد (Pakalnis, 1986).

$$D = \frac{W}{O} \times 100 \quad (۴-۲)$$

$$D = \frac{W}{W + O} \times 100 \quad (۵-۲)$$

که در آن،  $D$ ، مقدار ترقیق بر حسب درصد،  $W$ ، میزان باطله ناخواسته استخراج‌شده بر حسب تن و  $O$ ، مقدار ماده معدنی استخراج‌شده بر حسب تن است.

---

1- Nazarchik  
2- Popov  
3- Pakalnis

حداکثر ترقیق در بدترین شرایط، مطابق با رابطه ۲-۵، برابر با ۱۰۰ درصد (زیرا صورت کسر کوچکتر یا مساوی با مخرج کسر است) و مطابق با رابطه ۲-۴، بیشتر از ۱۰۰ درصد می‌شود اگرچه در ترقیق‌های پایین اختلاف نسبی دو مدل کم است اما به دلیل مطابقت بیشتر رابطه ۲-۵ با واقعیت، این رابطه برتری بیشتری نسبت به رابطه ۲-۴ دارد.

بورژوئین<sup>۱</sup> و همکاران، با توسعه تعریف اگوشکوف، ترقیق را برای مراحل مختلف معدن‌کاری به صورت رابطه ۲-۶ بیان کردند (Diakite, 1998).

جدول ۲-۱ - تعاریف ترقیق بر اساس نظر پاکالنیس (Pakalnis, 1986)

ردیف	تعریف
۱	نسبت تناژ باطله استخراج شده به تناژ ماده معدنی استخراج شده
۲	نسبت تناژ باطله استخراج شده به مجموع تناژ ماده معدنی و باطله استخراج شده
۳	نسبت عیار ماده معدنی حاصل از نمونه‌های چال‌های حفاری به عیار ماده معدنی به دست آمده در نقاط تخلیه
۴	نسبت عیار ماده معدنی برجا به عیارهای به دست آمده از مواد معدنی ورودی به کارخانه برای تناژهای یکسان
۵	نسبت اختلاف تناژ ماده معدنی بارگیری شده به تناژ ماده معدنی آتشیاری شده
۶	اختلاف بین تناژ خاکریز واقعی و تئوریک
۷	ترقیق تخمین زده شده با چشم (بر اساس تجربه)
۸	نسبت مجموع ضخامت مواد ریزشی از کمربالا و کمرپایین به ضخامت لایه استخراجی
۹	نسبت تناژ ماده معدنی تخلیه شده از کارگاه‌ها در ده سال گذشته به تناژ ذخیره محاسبه شده

$$d_i = \frac{g_{pi} - g_{fi}}{g_{pi}} \times 100 \quad (۲-۶)$$

که در آن  $g_{pi}$  و  $g_{fi}$  برابر با عیار ماده معدنی به ترتیب در ورودی و خروجی مرحله  $i$  ام معدن‌کاری و  $d_i$  مقدار ترقیق در مرحله  $i$  ام است. با قرار دادن تعداد  $n$  مرحله مختلف، ترقیق نهایی تعریف شده در این رابطه می‌تواند به صورت رابطه کلی ۲-۷ بیان شود.

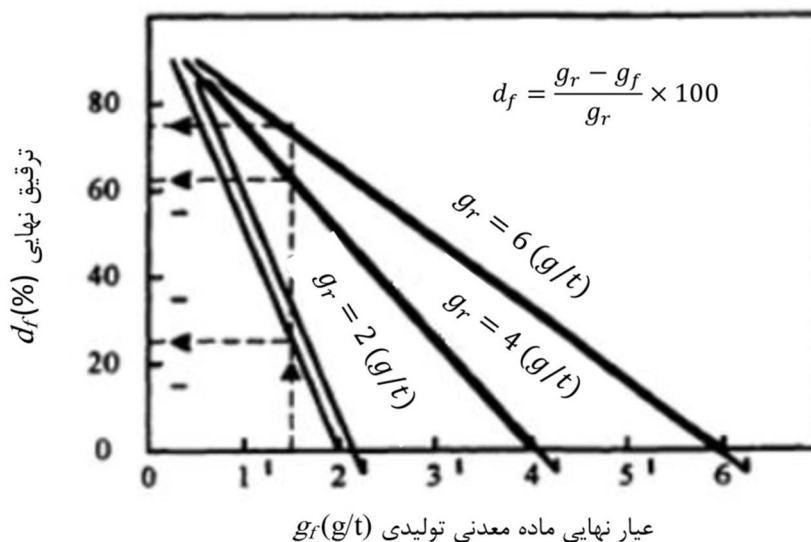
$$d_f = \frac{10^{2n} - (100 - d_1)(100 - d_2) \dots (100 - d_i) \dots (100 - d_n)}{10^{2n-2}} \quad (7-2)$$

که در آن  $d_1, d_2, d_i$  و  $d_n$  ترقیق در مراحل مختلف معدن کاری و  $n$  تعداد مراحل مختلف برای ایجاد ترقیق نهایی،  $d_f$  می باشد.

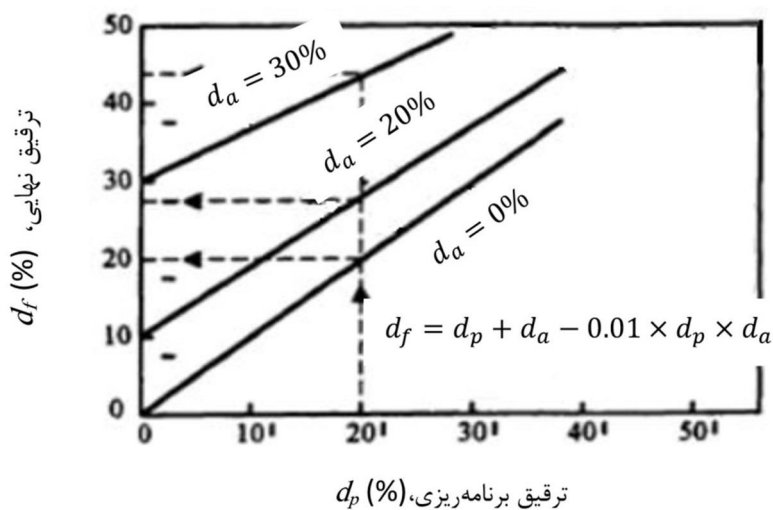
چنانچه مقدار  $n$  برابر با ۲ فرض شود، دو مرحله برای معدن کاری، اولی مرحله طراحی و دومی مرحله عملیاتی یا غیرطراحی وجود خواهد داشت که ترقیق های مربوط به آنها به ترتیب  $d_1$  و  $d_2$  می باشند. بنابراین رابطه ۷-۱ به صورت رابطه ۸-۲ ساده می شود (Diakite, 1998).

$$d_f = d_p + d_u - 0.01d_p \times d_u \quad (8-2)$$

که در آن  $d_p$  برابر با ترقیق برنامه ریزی شده و  $d_u$  برابر با ترقیق برنامه ریزی نشده است. با توجه به رابطه ۸-۲، بورژین و همکاران نمودارهای شکل های ۲-۲ و ۳-۲ را ارایه کردند که در آنها  $g_r$  عیار برجا و  $d_a$  ترقیق اضافی می باشد. منظور از ترقیق اضافی همان ترقیق برنامه ریزی نشده است.



شکل ۲-۲- تأثیر ترقیق بر روی عیار نهایی ماده معدنی استخراجی (Diakite, 1998).



شکل ۲-۳- روابط بین ترقیق برنامه‌ریزی، ترقیق اضافی و ترقیق نهایی (Diakite, 1998).

اسکوبل<sup>۱</sup> و ماس<sup>۲</sup> در سال ۱۹۹۴، ترقیق را به صورت مجموع ترقیق برنامه‌ریزی شده و ترقیق برنامه‌ریزی نشده تعریف کرده‌اند که در آن ترقیق برنامه‌ریزی شده عبارت است از مواد باطله واقع در محدوده استخراجی با عیار کمتر از عیار حد درحالی که ترقیق برنامه‌ریزی نشده شامل مواد باطله‌ای با عیار صفر است که در محدوده استخراجی قرار ندارد. ترقیق برنامه‌ریزی نشده ناشی از شکست اضافی و پوسته‌پوسته شدن دیواره‌های ناپایدار کارگاه است. این نوع ترقیق درجه ناپایداری کارگاه را نشان می‌دهد که با انتخاب روش استخراج مناسب و طراحی دقیق کارگاه می‌توان از وقوع آن جلوگیری کرد و یا میزان آن را کاهش داد. ترقیق برنامه‌ریزی نشده را می‌توان از رابطه ۲-۹ به دست آورد (Scoble and Moss, 1994).

$$D = \frac{X + Y}{W} \quad (9-2)$$

که در آن،  $D$ ، فاکتور ترقیق برنامه‌ریزی نشده،  $X$ ، ضخامت گرفته‌شده از کمربالا بر حسب متر،  $Y$ ، ضخامت گرفته‌شده از کمرپایین بر حسب متر و  $W$ ، عرض استخراجی برنامه‌ریزی شده بر حسب متر است.

1- Scoble  
2- Moss

دان<sup>۱</sup> و پاکالنیس در سال ۱۹۹۶، ترفیق را با بیانی مستقل از عرض کارگاه، به صورت متوسط عمق ریزش دیواره‌های کارگاه در واحد سطح (بر حسب متر بر مترمربع) تعریف کردند. این روش محاسبه ترفیق برای تحلیل پارامترهای مؤثر در ترفیق مناسب است درحالی که برای انجام آنالیزهای اقتصادی، آن ترفیقی که بر حسب درصد بیان می‌شود مناسب است (Dunne and Pakalnis, 1966).

کلارک<sup>۲</sup> و پاکالنیس در سال ۱۹۹۷، با اصلاح تعریف ارائه شده توسط دان و پاکالنیس، برای بیان ترفیق، مفهوم ELOS<sup>۳</sup>، ریزش یا اضافه شکست خطی معادل، را ارائه کردند. مقدار ELOS بر حسب متر بوده و مطابق با شکل ۲-۴ از تقسیم حجم ریزش یا اضافه شکست بر سطح دیواره کارگاه حاصل می‌شود (Clark and Pakalnis, 1997).

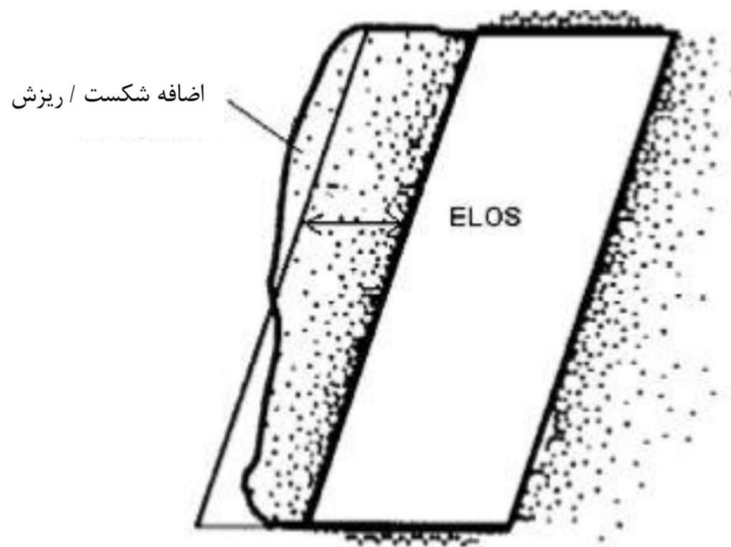
ریچارد<sup>۴</sup> و گرتچ<sup>۵</sup> در سال ۱۹۹۸، رابطه ۲-۱۰ را برای تعیین ترفیق ازایه کردند (Richard and Gertsch, 1998):

$$D = \frac{H_A - H_P}{H_P} \times 100 \quad (۱۰-۲)$$

که در آن،  $D$ ، ترفیق استخراجی بر حسب درصد،  $H_A$ ، ارتفاع واقعی استخراجی بر حسب فوت و  $H_P$  ارتفاع برنامه‌ریزی شده بر حسب فوت است. در این روش، ضخامت لایه و ارتفاع استخراجی پارامترهای مؤثر بر ترفیق بیان شده‌اند.

---

1 -Dun  
 2- Clark  
 3- Equivalent linear overbreak slough  
 4 - Richard  
 5- Gertsch



شکل ۲-۴- تعریف اضافه شکست یا ریزش، ELOS (Clark & Pakalnis, 1997)

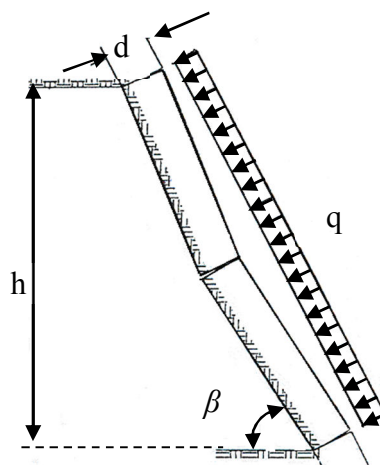
دیاکیت<sup>۱</sup> در سال ۱۹۹۸، ترقیق را برای معادن رگ‌های بر اساس عرض کارگاه و عرض ماده معدنی استخراجی به صورت رابطه ۱۱-۲ تعریف کرد (Diakite, 1998).

$$d_p = \left[ 1 - \frac{w_b}{w_s} \right] \times 100 \quad (11-2)$$

که در آن  $w_b$  عرض کارگاه و  $w_s$  عرض ماده معدنی استخراجی است.

ران<sup>۲</sup> در سال ۲۰۰۲، مدلی را به منظور تعیین ترقیق در روش‌های استخراج کارگاه باز ارایه داد. در این مدل، کمربالای کارگاه به صورت یک تیر، مطابق با شکل ۲-۵، در نظر گرفته شد و مقدار ترقیق،  $h_e$  با رویکرد ELOS (که برابر با مقدار شکست خطی معادل در دیواره‌ها است) مطابق با رابطه ۱۲-۲ برابر با عمق بازشدگی شکاف‌های موجود در کمربالا در نظر گرفته شد (Ran, 2002):

1- Diakite  
1-Ran



شکل ۲-۵- کمربالای کارگاه، مدل شده به صورت تیر (Ran, 2002)

$$h_e = (1-\alpha)d - \left(0.15 - \frac{0.57}{r^{0.83}}\right)d \quad (12-2)$$

که در آن،  $h_e$  برابر با مقدار ترقیق (مجموع عمق بازشدگی شکافها در وسط و انتهای کمربالای تیری شکل)،  $d$ ، ضخامت کمربالای تیری شکل،  $\alpha$ ، ثابتی است بین ۰/۸۲ تا ۰/۸۵ (به طوری که اگر توده سنگ دارای مدول یانگ پایین باشد، مقدار  $\alpha$  برابر با ۰/۸۲ است) و  $r$ ، نسبت ارتفاع به ضخامت تیر (ضریب لاغری) است که از رابطه ۲-۱۳ به دست می آید:

$$r = \frac{h}{d \times \sin \beta} \quad (13-2)$$

در صورتی که مقدار شدت سطحی بار اعمالی بر کمربالای تیری شکل،  $q$ ، بیشتر از مقدار مقاومت کمربالای تیری شکل،  $q_c$ ، باشد، کمربالای کارگاه ناپایدار بوده و ریزش می کند. مقادیر  $q$  و  $q_c$  با استفاده از روابط ۲-۱۴ و ۲-۱۵ محاسبه می شوند.

$$q = d\gamma \cos(\beta) \quad (14-2)$$

که در آن،  $\beta$ ، زاویه شیب کمربالای کارگاه و  $\gamma$ ، وزن مخصوص سنگ کمربالا می باشد.

$$q_c = \frac{4\alpha \cdot \sigma_c \cdot E \cdot h_e}{2.08\sigma_c \cdot h_e \cdot r^{3.17} + r^2 \cdot E \cdot d} \quad (15-2)$$

که در آن،  $E$ ، مدول یانگ برای سنگ کمربالا،  $\sigma_c$ ، مقاومت فشاری تک محوری سنگ کمربالا است.



تومیلا<sup>۱</sup> در سال ۲۰۱۴، بر اساس تعریف ELOS، مفاهیم زیر را مطابق با شکل ۲-۶ تعریف کرد (Tommila, 2014):

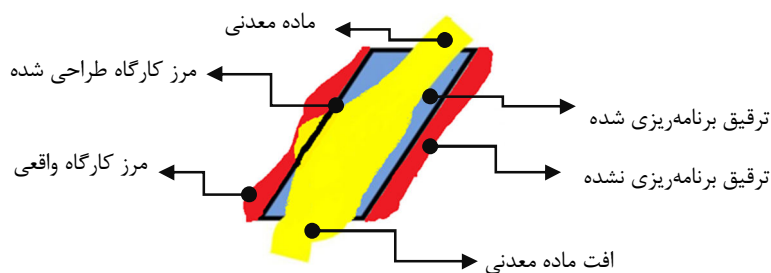
باطله: موادی که خارج از مرزهای کارگاه طراحی شده هستند و به عنوان ماده معدنی در نظر گرفته نشدند، مانند مواد پرکننده که شامل ترقیق برنامه‌ریزی نیستند.

ماده معدنی اضافی<sup>۲</sup>: موادی خارج از مرزهای کارگاه که عیار مناسب برای در نظر گرفته شدن به عنوان ماده معدنی را دارا هستند.

افت ماده معدنی<sup>۳</sup>: مواد معدنی داخل مرزهای کارگاه که استخراج نشدند.

ترقیق: درصد مواد باطله یا کمتر از عیار حد در کل مواد استخراج شده

ELOS: حجم تمامی مواد خارج از مرزهای کارگاه طراحی شده، موجود در کمربالا و کمربایین که حاوی باطله و مواد معدنی باشد، تقسیم بر سطح دیواره‌های کارگاه.



شکل ۲-۶- مفاهیم ترقیق بر اساس نظر تومیلا (Tommila, 2014).

### ۲-۳- انواع ترقیق به لحاظ منابع ایجاد

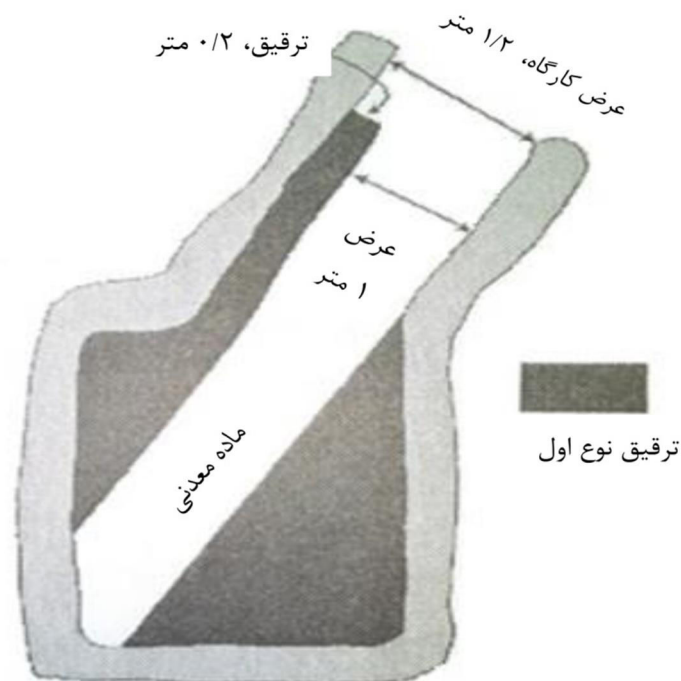
ترقیق حاصله در معادن، بیشتر، به روش استخراج به کار رفته، شرایط استخراج و نحوه هدایت و اجرای عملیات استخراج بستگی دارد. در کانسارهایی که کمربالا و کمربایین ضعیفی دارند یا در آنها مرز باطله با ماده معدنی مشخص نیست میزان ترقیق بیشتر است. در برخی از کانسارهای به شکل رگ‌های نازک به دلیل نیاز به حداقل ابعاد کارگاه استخراج، باید مقداری از کمربالا و مقداری از

1 - Tommila  
2 - Extra ore  
3 - Ore loss

کمرپایین استخراج شود این عمل موجب افزایش ترقیق می‌شود. به طور کلی ترقیق از دیدگاه منابع ایجاد آن شامل انواع زیر است:

### ۲-۳-۱- ترقیق نوع اول

این نوع ترقیق در اثر استخراج کمربالا و کمرپایین به طور تصادفی و یا پیش‌بینی شده ایجاد می‌شود. این نوع ترقیق معمولاً محدود به کانسارهای باریک می‌باشد. هنگامی که ضخامت ماده معدنی از حداقل عرض کارگاه استخراج کمتر باشد، ضخامت ماده معدنی معیار تعیین کننده برای ترقیق می‌باشد. این مفهوم در شکل ۲-۷ نشان داده شده است (عطایی، ۱۳۹۰).

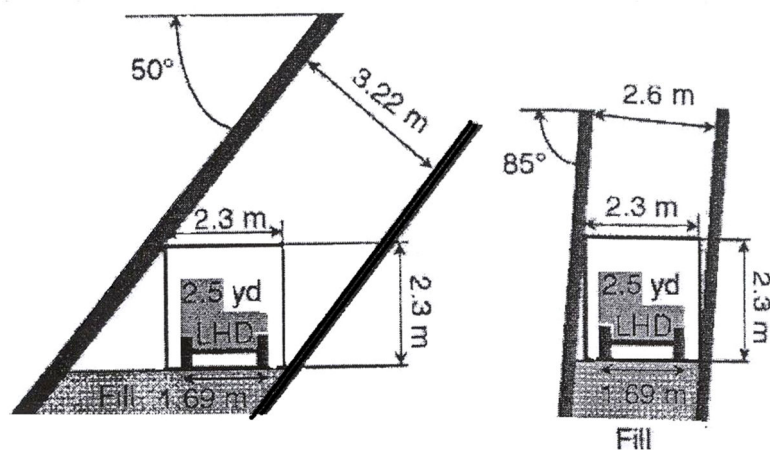


شکل ۲-۷- ترقیق نوع اول (عطایی، ۱۳۹۰)

در جایی که استخراج در کارگاه‌ها با استفاده از حفاری دستی انجام می‌شود، کارگاه باید عرض کافی برای معدن‌چی و دستگاهش را داشته باشد. در این حالت تقریباً به  $2/5$  متر فضای عمودی برای کار کردن یک کارگر لازم است. در کارگاه‌هایی که ماشین‌آلات رفت و آمد می‌کنند، باید عرض مورد نیاز

برای آنها در نظر گرفته شود. به طور کلی با کاهش شیب کارگاه مطابق با شکل ۲-۸ عرض مورد نیاز افزایش می‌یابد.

ترقیق اولیه در کارگاه‌های مکانیزه اصولاً تابعی از عرض مورد نیاز برای تجهیزات انتخاب شده است که با ایمنی کافی کار کنند. در عمل برای محاسبه حداقل فضای کاری تجهیزات، ۰.۳ متر از هر سمت و همچنین از بالا به عرض تجهیزات اضافه می‌کنند (عطایی، ۱۳۹۰).



شکل ۲-۸- عرض مورد نیاز برای ماشین آلات (عطایی، ۱۳۹۰)

### ۲-۳-۲- ترقیق نوع دوم

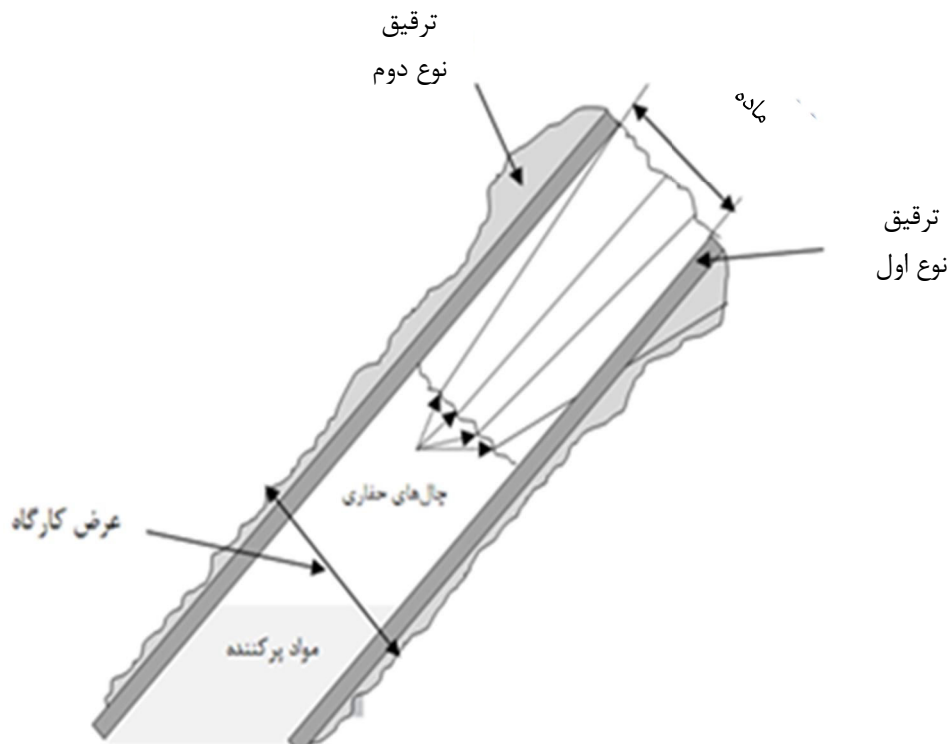
این نوع ترقیق مطابق با شکل ۲-۹، در ماورای ابعاد طراحی شده کارگاه رخ می‌دهد. این نوع ترقیق در اثر ریزش یا پوسته‌پوسته‌شدن<sup>۱</sup> سقف و کف در طول عملیات چال‌زنی، استخراج، بارگیری و حمل‌ونقل ایجاد می‌شود. با این حال ترقیق نوع دوم می‌تواند توسط برخی از فاکتورها نظیر شرایط زمین، ناپیوستگی‌های سطحی، روش استخراج و ماشین‌آلات تحت تأثیر قرار گیرد.

ریزش دیواره‌ها، شامل ریزش کمربالا و کمرپایین، به دلیل شکستن سنگ‌ها یا سست بودن آنها است. این ریزش‌ها در زون‌های با تمرکز تنش بالا یا زون‌های رها شده از تنش به وسیله ناپیوستگی‌های سطحی رخ می‌دهند. تقریباً اصلی‌ترین دلیل رخ دادن ترقیق ثانویه، ایجاد شکستگی‌های ناخواسته

1 - Break up or slabbing

ناشی از چال‌زنی و آتش‌کاری در کارگاه استخراج است. این امر در نتیجه الگوی نامناسب چال‌های انفجاری، خرج ویژه بالا و شرایط نامناسب کمربالا و کمرپایین می‌باشد (عطایی، ۱۳۹۰).

در محل‌هایی که ماده معدنی نوسان دارد و پیوسته نیست، شکستگی‌های ناخواسته به سرعت افزایش می‌یابد. شناسایی چنین حالاتی توسط مغزه‌گیری بسیار سخت می‌باشد. نقشه‌برداری‌های دقیق از دهانه‌های زیرزمینی و نیز استخراج‌های آزمایشی نیاز است تا ترقیق با دقت قابل قبولی تخمین زده شود. ضرایب ترقیق به دست‌آمده از سایر معادن با نوع کانی‌سازی یکسان و معادن مجاور در منطقه، تخمین واقع‌گرایانه‌ای را از ضریب ترقیق در معدن جدید فراهم می‌کند (سعیدی، ۱۳۸۸).



شکل ۲-۹- نمایش ترقیق نوع اول و دوم (سعیدی، ۱۳۸۸)

۲-۳-۳- ترقیق نوع سوم

این نوع ترقیق شامل مواد باطله‌ای است که در طول عملیات بارگیری و تمیز کردن کف کارگاه<sup>۱</sup> همراه ماده معدنی بارگیری می‌شود. همچنین ماشین‌های معدنی هنگام حرکت در راهروها یا تقاطع‌ها باعث شکست سقف می‌شوند که این امر باعث افزایش ترقیق می‌شود (شهریار، ۱۳۸۹).

#### ۴-۳-۲ - ترقیق نوع چهارم

این نوع ترقیق در برخی از روش‌های استخراج مثل روش‌های تخریب از طبقات فرعی، تخریب بلوکی و روش کندن و پرکردن از مخلوط شدن مواد باطله تخریبی یا خاک‌ریز با ماده معدنی به وجود می‌آید (شهریار، ۱۳۸۹).

#### ۴-۲ - عوامل مؤثر بر ایجاد ترقیق

با توجه به مشکلات ناشی از ترقیق و لزوم کنترل و یا کاهش آن در فرآیند معدن‌کاری، ضروری است که عوامل مؤثر بر ایجاد ترقیق شناخته شوند. مطابق با بررسی‌های انجام‌شده، عوامل مؤثر بر ایجاد ترقیق در معادن زیرزمینی به سه گروه اصلی به شرح زیر دسته‌بندی می‌شوند:

#### ۲-۴-۱ - فاکتورهای زمین‌شناسی

ضخامت ماده معدنی، مشخصات ژئومکانیکی کانسار و باطله دربرگرفته، مرزهای کانی‌سازی و شیب کانسار از جمله مهم‌ترین شرایط زمین‌شناسی هستند که میزان ترقیق را با توجه به آن چه در طول استخراج انتظار می‌رود، کنترل می‌کنند. هر ذخیره معدنی منحصر به فرد است و در نتیجه میزان ترقیق ناشی از شرایط زمین‌شناسی آن نیز منحصر به فرد خواهد بود. یکی از روش‌های پی‌بردن به شرایط زمین‌شناسی، مغزه‌گیری از کانسار می‌باشد. مشخصات ساختاری کانسار، اغلب عناصر کلیدی در تخمین ترقیق هستند. ضریب بازیابی مغزه نیز معیاری کلیدی می‌باشد، بدین صورت که مقادیر بازیابی کمتر، اغلب باعث نرخ ترقیق بالاتر می‌شوند (عطایی، ۱۳۹۰).

برای تخمین ترقیق در کانساری که هنوز به مرحله‌ی تجهیز و آماده‌سازی نرسیده است، لازم است یک‌سری اندازه‌گیری‌های علمی انجام شود. تعیین کیفیت مغزه‌گیری سنگ<sup>۱</sup> از عملیات مغزه‌گیری از

---

1 - Section-cleaning operation

حداقل ملزومات این کار است. پارامتر جامع‌تری به نام امتیاز توده سنگ<sup>۲</sup> را نیز می‌توان از مغزه‌ها به دست آورد که بدین منظور باید پارامترهای مقاومت سنگ بکر، فاصله‌داری، شرایط، جهت، امتداد و شرایط آب درزه‌ها را اندازه‌گیری کرد. مقاطع عرضی تهیه‌شده از کانسار لازمه‌ی طراحی معدن و کنترل ترقیق هستند (عطایی، ۱۳۹۰).

مهم‌ترین فاکتورهای زمین‌شناسی برای تخمین ترقیق در مرحله آماده‌سازی کانسار عبارتند از (Chugh et al, 2004):

- ضخامت ماده معدنی، شیب و امتداد آن.
  - کیفیت ماده معدنی و سنگ‌های کمربالا و کمرپایین.
  - وضعیت تنش‌ها، مانند تنش‌های برجا، القایی و نسبت تنش‌های افقی به قائم.
  - ساختارهای زمین‌شناسی مانند چین‌خوردگی‌ها، گسل‌ها، تورق، زون‌های برشی و موارد مشابه.
  - وجود آب در محدوده استخراجی
  - میزان حساس بودن ماده معدنی و سنگ‌های کمربالا و کمرپایین به رطوبت
- ۲-۴-۲- فاکتورهای طراحی و مهندسی
- فاکتورهای طراحی و مهندسی با توجه به خصوصیات ساختاری ماده معدنی و باطله در برگیرنده، انتخاب می‌شود. برای انتخاب فاکتورهای مناسب باید پارامترهای تعیین‌شده از طریق مغزه‌گیری و بسیاری پارامترهای دیگر را با ملزومات روش‌های استخراج با حداقل ترقیق مقایسه کرد. با انتخاب درست این فاکتورها می‌توان ترقیق را به میزان بهینه خود رساند. بر این اساس مهم‌ترین فاکتورهای

طراحی و مهندسی عبارتند از (Chugh, et al, 2004):

- الف- هندسه کارگاه، شامل عرض، ارتفاع و شیب کارگاه.
- ب- عمق کارگاه.

ج- ژئومتری سقف بدون نگهداری.

---

1- Rock quality designation (RQD)  
2 - Rack mass rating (RMR)

د- طراحی محدوده‌ی استخراج بر اساس تنش‌های اولیه موجود.

ه- هماهنگی بین سیکل استخراج و سیکل نصب سیستم نگهداری (یا نصب بولت).

و- نوع حفاری چال‌ها، از جمله الگوی حفاری، قطر چال‌ها.

ز- نوع آتشفباری، مانند تکنیک برش، نوع ماده منفجره، سکانس‌های آتشفباری، لرزش انفجار.

ح- نوع پرکردن کارگاه‌های استخراجی مانند دستی، مکانیکی و هیدرولیکی.

ت- مدیریت و سرپرستی امور.

ی- تغییرپذیری عیار در مرزهای کانسار.

۲-۴-۳- فاکتورهای عملیاتی

فاکتورهای عملیاتی فاکتورهایی هستند که در حین عملیات استخراج، بارگیری و حمل‌ونقل بایستی

کنترل شوند. با توجه به ماهیت تغییرپذیر بودن این فاکتورها و نقش داشتن انسان در آنها، اجرای

درست آنها می‌تواند در کاهش ترقیق نقش اساسی ایفا کند. برخی از فاکتورهای عملیاتی عبارتند از

(Chugh, et al, 2004).

الف- آموزش اپراتور چالزنی و آتشفباری.

ب- آموزش اپراتور مربوط به نصب سیستم نگهداری.

ج- سرعت پیشروی.

د- عمق برش استخراجی.

ه- کنترل آب در محدوده استخراجی.

و- مراحل و ترتیب استخراج<sup>۱</sup>.

ز- نظارت معدن<sup>۲</sup>.

۲-۵- عوامل مؤثر بر ایجاد ترقیق در کارگاه‌های باز

---

1- Cut sequence in the mining layout  
2- Mine supervision

در روش استخراج از طبقات فرعی<sup>۱</sup>، از چال‌های بلند و با قطر زیاد برای استخراج کان‌سنگ موجود در طبقات فرعی استفاده می‌شود. در این روش می‌توان با حفر چال‌های بلندتر، فاصله بین طبقات فرعی را افزایش، تعداد طبقات را کاهش و در نتیجه میزان عملیات آماده‌سازی را کم کرد و حجم بیشتری از کان‌سنگ را در یک مرحله چال‌زنی و آتش‌کاری استخراج کرد. به دلیل طولانی بودن چال‌ها و ایجاد فضای بزرگ حفاری، در این حالت، این روش، روش کارگاه باز با چال‌های بلند<sup>۲</sup> نیز نامیده می‌شود (عطایی، ۱۳۹۰). از نام‌های دیگر این روش، روش کارگاه باز<sup>۳</sup>، روش با چال‌های بلند<sup>۴</sup> و روش چال انفجاری<sup>۵</sup> نیز می‌باشد (Henning and Mitri, 2007).

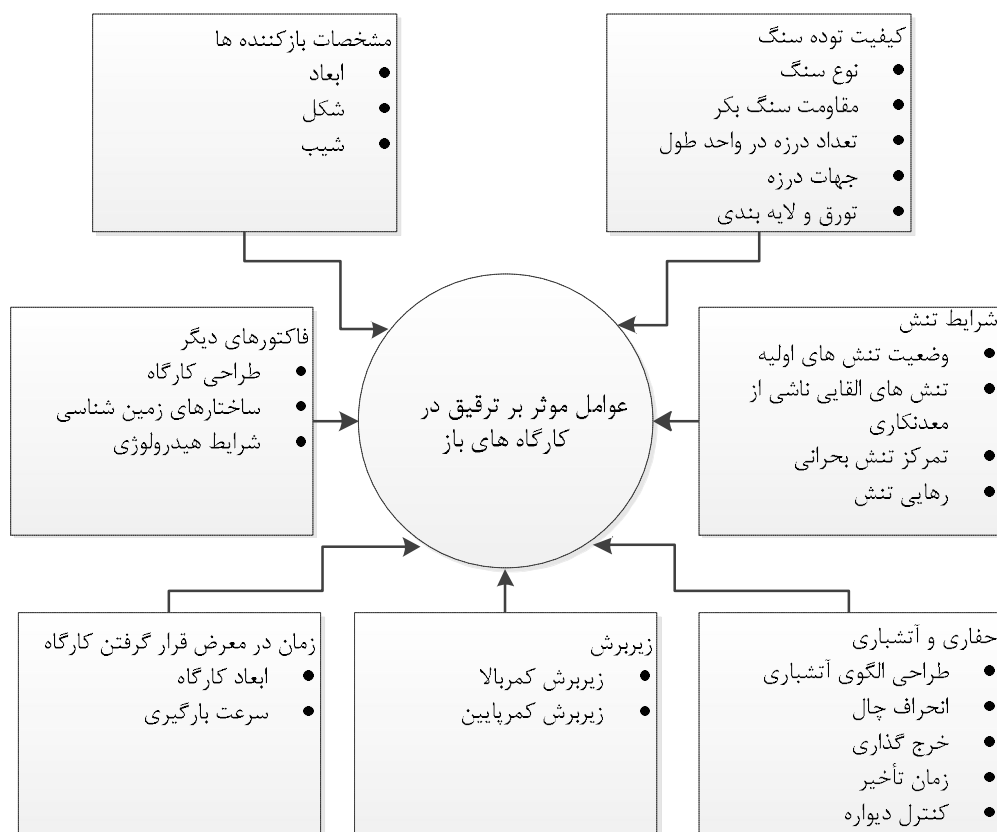
به دلیل استخراج درصد زیادی از کانسارها به روش‌های کارگاه‌های باز، همچنین وجود ترقیق در این روش به‌عنوان پارامتری که منجر به بالارفتن هزینه‌ها می‌شود، تحقیقات گسترده‌ای برای کنترل و یا کاهش آن انجام گرفته است (Wang, 2004). در این راستا، پارامترهای مؤثر بر ترقیق در این روش‌ها شناسایی شده‌اند. در شکل ۲-۱۰ مهم‌ترین این پارامترها نمایش داده شده است. همانگونه که در شکل مذکور آمده است کیفیت سنگ می‌تواند در مقدار ترقیق مؤثر باشد. افزایش مقاومت سنگ، کاهش تورق و لایه‌بندی و نیز کاهش تعداد دسته‌درزه‌ها که سبب افزایش کیفیت سنگ می‌شوند کاهش ترقیق را در پی خواهند داشت (Henning, 2007). در شکل ۲-۱۱، اثر تورق در ایجاد ترقیق نشان داده شده است. در شکل ۲-۱۱-الف، که راستای تورق عمود بر دیواره کارگاه است بیشترین پایداری برای دیواره و کمترین ترقیق ایجاد می‌شود. در شکل ۲-۱۱-ب، که راستای تورق موازی با دیواره کارگاه است مقدار پایداری متوسط است. در حالی که در شکل ۲-۱۱-ج، به دلیل مایل بودن راستای تورق با دیواره، کمترین مقدار پایداری و بیشترین مقدار ترقیق حاصل می‌شود.

انتخاب روش درست حفاری و عدم انحراف چال‌ها و نیز وجود روش مناسب خرج‌گذاری و زمان مناسب تأخیر نیز سبب کاهش ترقیق خواهند شد. مطالعات انجام شده توسط وانگ و همکاران نشان

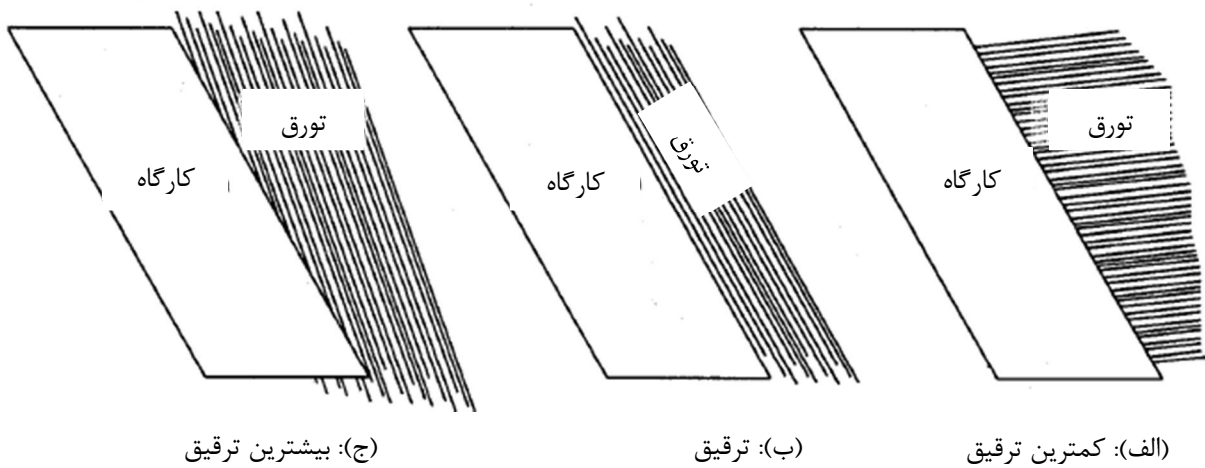
- 
- 1- Sublevel stoping
  - 2- Long hole open stope
  - 3- Open stoping
  - 4- Long hole minig
  - 5- Blast hole stoping



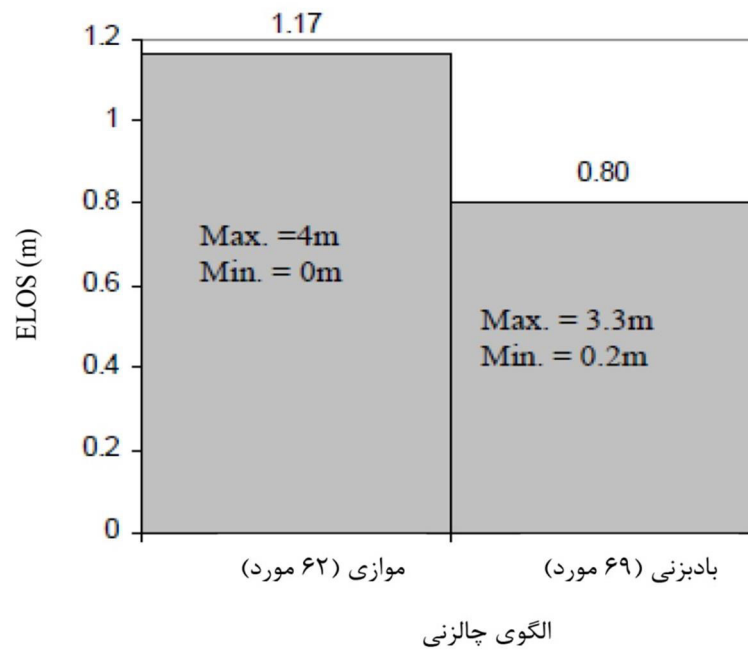
داد که حفر چال‌های موازی در مقایسه با چال‌های بادبزی به دلیل حساسیت نسبت به انحراف، ترقیق بیشتری را ایجاد می‌کنند. آنها با مطالعه بر روی تعداد ۶۲ و ۶۹ کارگاه، که به ترتیب با چال‌های موازی و بادبزی حفاری شدند به مقایسه مقدار ترقیق ایجاد شده پرداختند و مطابق شکل ۲-۱۲ دریافتند که در کارگاه‌هایی که با چال‌های موازی حفاری می‌شوند مقدار ترقیق تا ۴۰ درصد افزایش می‌یابد (Wang et al, 2002).



شکل ۲-۱۰- عوامل مؤثر بر ترقیق در روش‌های کارگاه‌های باز (Wang, 2004)



شکل ۲-۱۱ - تأثیر تورق توده سنگ بر مقدار ترقیق در کارگاه (Henning, 2007)



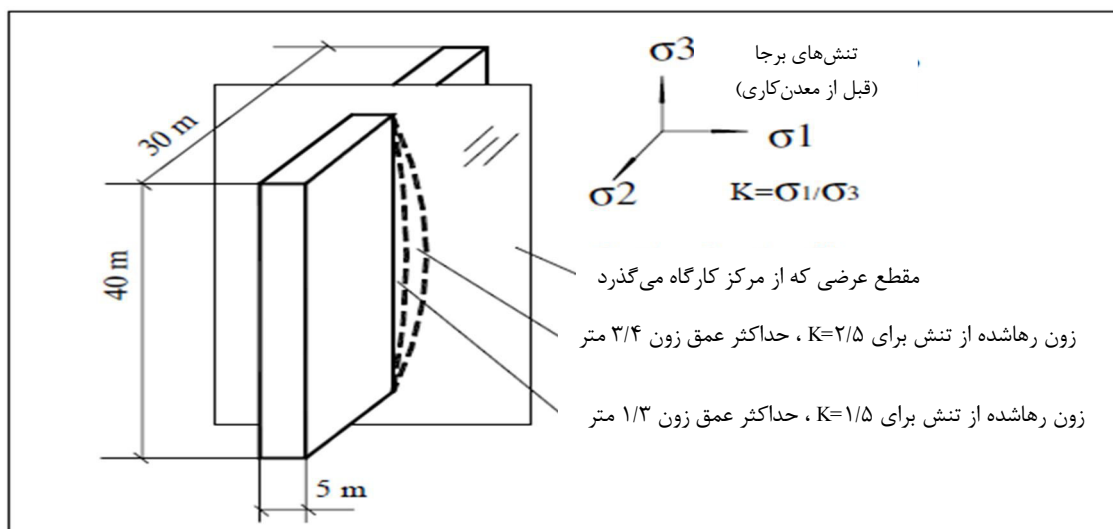
شکل ۲-۱۲ - تأثیر الگوی چالزنی بر مقدار ترقیق در کارگاه (Wang et al, 2002)

شرایط تنش نیز تأثیر بسزایی در ایجاد ترقیق دارد. هنگامی که یک فضای زیرزمینی در سنگ‌های تحت تنش ایجاد می‌شود، مقدار و جهت تنش‌ها در اطراف فضای حفاری تغییر کرده و این فضا در یک زون دارای تنش‌های صفر یا منفی (کششی) قرار می‌گیرد. که به این زون، زون رهاشده از تنش می‌گویند. زون رهاشده از تنش منجر به ناپایداری و ریزش فضاهای حفاری شده و در پی آن ترقیق

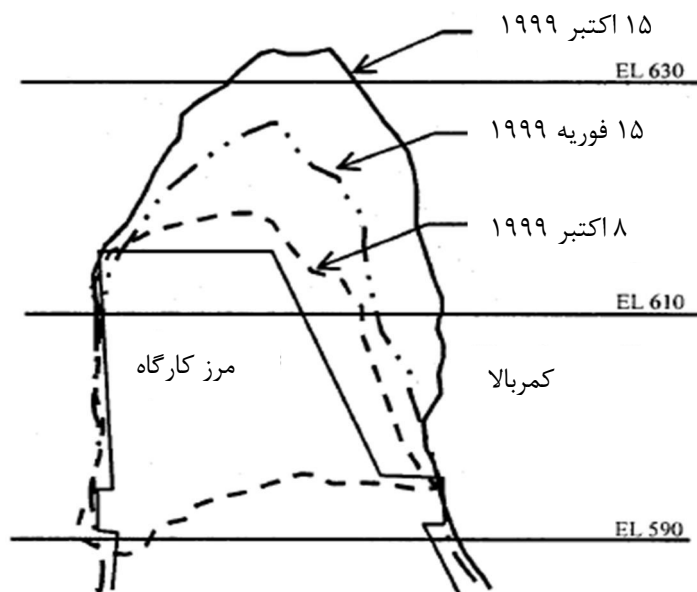
ایجاد می‌شود. نتایج حاصل از مطالعات وانگ و همکاران نشان داد که نسبت تنش‌های برجا،  $K$ ، تأثیر زیادی بر مقدار ترقیق می‌گذارد. آنها با مدل کردن مقادیر تنش‌های برجا مطابق با شکل ۲-۱۳ نشان دادند که با افزایش مقدار  $K$  از ۱/۵ به ۲/۵، مقدار عمق زون رها شده از تنش مقدار تقریبی ۱/۳ متر به مقدار تقریبی ۳/۴ متر افزایش می‌یابد. در این شکل  $\sigma_1$  و  $\sigma_3$  تنش‌های برجا هستند که موازی با صفحه فرضی عمود بر امتداد کارگاه می‌باشند (Wang et al, 2002).

یکی از پارامترهای مهم مؤثر که مطابق با شکل ۲-۱۰ نقش مهمی را در مقدار ترقیق در کارگاه‌های باز ایفا می‌کند زمان در معرض قرار گرفتن کارگاه‌ها است. از آنجا که این کارگاه‌ها به طور طبیعی به صورت باز طراحی می‌شوند، زمان بین اولین آتشباری تا تخلیه کارگاه باید در حداقل مقدار ممکن باشد تا از مقدار ترقیق کاسته شود. هرگونه تأخیر در سیکل آتشباری یا سیکل باربری سبب ریزش از دیواره‌های نمایان و بروز ترقیق می‌شود (Henning, 2007).

ران، با اندازه‌گیری مرز یک کارگاه در زمان‌های متوالی مطابق با شکل ۲-۱۴ اثر زمان را در ایجاد ترقیق مورد مطالعه قرار داد. در این مطالعه که مقدار اولیه ترقیق، بلافاصله پس از معدن‌کاری برابر با ۶ درصد محاسبه شده بود، پس از گذشت یک سال به مقدار ۴۵ درصد افزایش یافت (Ran, 2002).



شکل ۲-۱۳ - تأثیر نسبت تنش‌های برجا بر مقدار ترقیق در کارگاه (Wang et al, 2002)



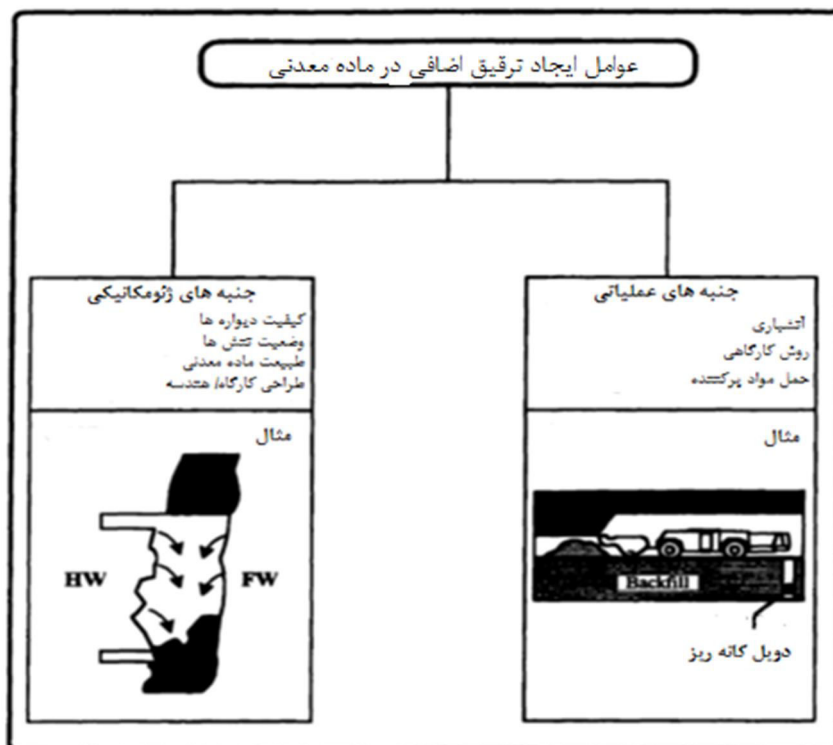
شکل ۲-۱۴- تأثیر زمان در گسترش فضای حفاری و افزایش ترقیق (Ran, 2002)

استوارت<sup>۱</sup>، با مطالعه بر روی کارگاه‌های رگه باریک<sup>۲</sup> عوامل مؤثر بر ترقیق را در این کارگاه‌ها معین کرد و مطابق با شکل ۲-۱۵، این عوامل را با عوامل مؤثر بر ترقیق در کارگاه‌های باز بزرگ مقایسه کرد. همانگونه که از شکل مشاهده می‌شود، عواملی نظیر آتشیاری، شرایط تنش و دانسیته نگهداری، از عوامل مشترک ایجاد ترقیق در این دو نوع کارگاه می‌باشند (Stewart, 2005).



شکل ۲-۱۵- نمودار عوامل ایجاد ترقیق در کارگاه‌های باز بزرگ و رگه باریک (Stewart, 2005)

1 - Stewart  
2- Narrow Vein

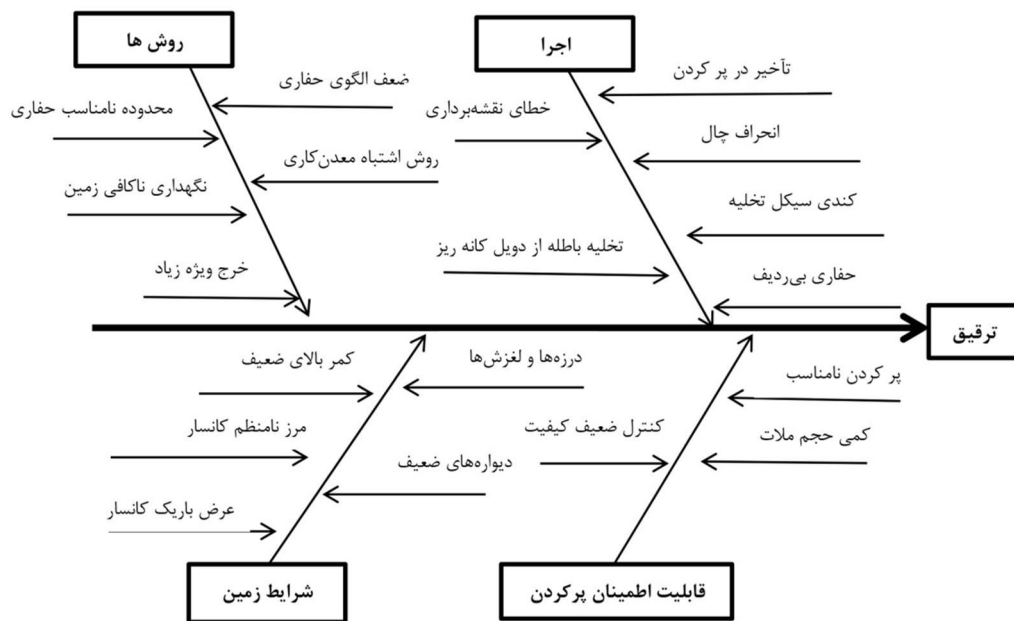


شکل ۲-۱۶- عوامل ایجاد ترقیق اضافی (Diakite, 1998)

دیاکیت ترقیق برنامه‌ریزی نشده را، ترقیق اضافی نامید و منشأ آن را مطابق با شکل ۲-۱۶ به دو دسته کلی با جنبه‌های ژئومکانیکی و عملیاتی تقسیم کرد. به طوری که جنبه‌هایی نظیر کیفیت دیواره‌ها، وضعیت تنش‌ها، طبیعت ماده معدنی و هندسه کارگاه از نوع ژئومکانیکی و جنبه‌هایی نظیر آتشباری، روش کارگاهی و نوع پر کردن کارگاه از نوع عملیاتی در نظر گرفته شدند (Diakite, 1998).

ورگن<sup>۱</sup> با ارائه نمودار استخوان ماهی، عوامل ایجاد ترقیق را مطابق با شکل ۲-۱۷ به ۴ دسته اصلی نوع روش‌ها، نوع اجرا، شرایط زمین و قابلیت اطمینان پر کردن کارگاه تعیین کرده که هر کدام خود دارای منشأهای مختلف می‌باشند (Vergne, 2000).

1 - Vergne



شکل ۲-۱۷- نمودار استخوان ماهی که عوامل ایجاد ترقیق را در کارگاه‌های زیرزمینی نشان می‌دهد (Vergne, 2000)

## ۲-۶- اثرات اقتصادی ترقیق

ترقیق برنامه‌ریزی نشده دارای تأثیر مستقیم و بزرگ بر روی هزینه‌های یک کارگاه است. اثرات اقتصادی ترقیق بر روی هزینه‌های ناشی از استخراج، حمل و نقل، خردایش، جابجایی، نرم کردن و عملیات بر روی مواد باطله بی‌ارزش یا سنگ‌های کم‌عیار که ارزش کمی دارند می‌باشد. همچنین صرف وقت اضافه بابت کندن و پر کردن کارگاه‌های بزرگی که از برداشتن مواد باطله ایجاد می‌شوند سبب بروز تأخیرهای غیر برنامه‌ریزی و نیز تأخیر در برنامه‌ریزی و ایجاد هزینه‌های نوسازی می‌شود. یی‌هونگ<sup>۱</sup> و وی‌جین<sup>۲</sup> زیان‌های اقتصادی ناشی از ترقیق را در یک معدن رگه باریک تنگستن در چین که به روش کندن و پر کردن استخراج می‌شد بررسی کردند. نتایج این مطالعات در جدول ۲-۲ آمده

1 - Yihong  
2 - Weijin

است. آنها مشخص کردند که مقدار ۴۴/۴ درصد از زیان‌های اقتصادی ناشی از ترقیق قابل اجتناب و

۵۵/۶ درصد آن غیر قابل اجتناب است (Yihong and Wejing, 1986).

جدول ۲-۲- زیان‌های اقتصادی ناشی از ترقیق در بخش‌های مختلف معدن‌کاری (Yihong and Wejing, 1986).

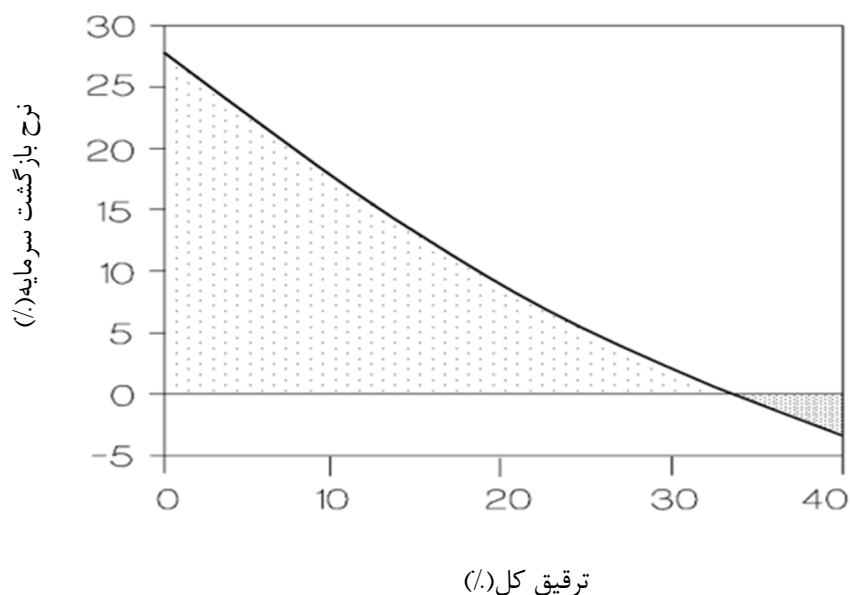
شرح هزینه	درصد
حفاری و آتشیاری	۱۷/۱
حمل و نقل و بالابری	۳/۸
بهبود قبلی	۳/۸
حمل و نقل در سطح زمین	۰/۸
کانه آرای میکانیکی	۱۳/۶
زیان اقتصادی ناشی از کانه آرای می	۵۹/۴
هزینه سرمایه‌گذاری تغلیظ کننده‌ها	۱/۵
جمع	۱۰۰

باودن<sup>۱</sup> با ارائه نمودار شکل ۲-۱۸ نشان داد که افزایش ترقیق سبب کاهش نرخ بازگشت سرمایه می‌شود. به طوری که در مطالعه موردی وی، ترقیق کل برابر با ۳۵ درصد موجب صفر شدن مقدار نرخ بازگشت سرمایه شده است (Bawden, 1993).

آندرسون<sup>۲</sup> و گرینس<sup>۳</sup>، هزینه ناشی از ۱۴ درصد ترقیق را در معدن طلای گانیت<sup>۴</sup> بررسی کردند. آنها به این نتیجه رسیدند که مقدار هزینه سالانه این مقدار ترقیق، برابر با ۵/۴ میلیون دلار است (Anderson and Grebence, 1995).

ریوی<sup>۵</sup>، با بررسی‌های انجام داده نشان داد که ترقیق، عامل تعطیل شدن تعداد زیادی از معادن زیرزمینی بوده است. معدن طلای مونت‌تود<sup>۶</sup>، نمونه ای از این معادن می‌باشد (Revey, 1998).

- 
- 1- Bawden
  - 2 - Anderson
  - 3- Grebence
  - 4 - Gaint
  - 5 - Revey
  - 6- Mount Todd mine



شکل ۲-۱۸- نمودار کاهش نرخ بازگشت سرمایه با افزایش ترقیق (Bawden, 1993)

چو و همکاران، با مطالعه در معدن زغال سنگ ایلی‌نویز<sup>۱</sup> آمریکا (با روش استخراج اتاق و پایه با ضخامت لایه ۱/۵۲ الی ۱/۸۳ متر)، ضخامت سقف و کف مؤثر بر ترقیق<sup>۲</sup> را تقریباً ۴۵/۷ سانتی‌متر و هزینه ناشی از ترقیق به‌ازای یک تن زغال شسته‌شده را حدود ۷ دلار ارایه دادند.

در این معدن با کاهش ۱۵/۲ سانتی‌متر در میزان ضخامت سقف و کف مؤثر بر ترقیق، هزینه تولید ۱۵ درصد کاهش و با کاهش ۷/۶ سانتی‌متر در ضخامت سقف و کف مؤثر بر ترقیق، میزان سود ۵۰ درصد افزایش نشان داده است (Chugh et al, 2004).

در شکل ۲-۱۹ تأثیر ترقیق در فرآیندهای مختلف معدن‌کاری نشان داده شده است (Moharana et al, 2004). همانطور که در شکل مذکور مشاهده می‌شود اثرات اقتصادی ترقیق در مراحل مختلف معدن‌کاری در ابتدا از کارگاه استخراج شروع می‌شود. در کارگاه، با استخراج ناخواسته مواد باطله، ماشین‌آلات معدن‌کاری مدت زمان بیشتری را صرف جابجایی مواد استخراجی می‌کنند. این زمان اضافه که مربوط به مواد باطله است موجب افزایش زمان سیکل ماشین‌آلات می‌شود. افزایش زمان سیکل، منجر به افزایش دفعات تعمیر و نگهداری ماشین‌آلات و تجهیزات می‌شود. این موضوع

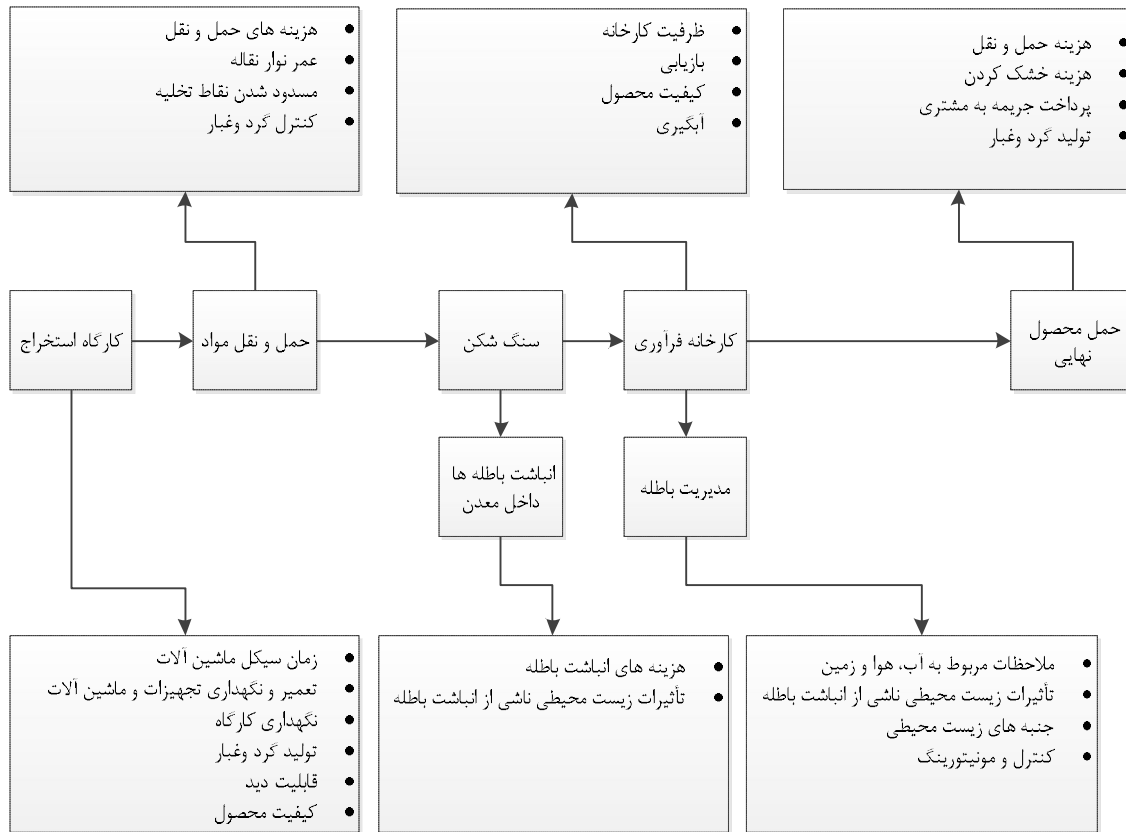
1 - Illinois

2 - Roof and floor dilution thickness



همچنین سبب افزایش گرد و غبار اضافی در کارگاه شده و قابلیت دید کارکنان را کاهش می‌دهد که

می‌تواند در کاهش کیفیت محصول تولیدی مؤثر باشد.



شکل ۲-۱۹- مراحل مختلف معدن کاری که ترقیق بر روی آنها تأثیر دارد (Moharana et al, 2004)

در مرحله بعد از کارگاه استخراج، یعنی مرحله حمل و نقل، ترقیق موجب هزینه‌های اضافه در حمل به ویژه در فواصل زیاد می‌شود. این هزینه‌ها به صورت مستقیم و غیرمستقیم در حمل و نقل مؤثرند. افزایش میزان انرژی لازم جهت حمل مواد توأم با باطله به صورت مستقیم در افزایش هزینه دخالت دارد. اما از انواع غیر مستقیم آن می‌توان به کاهش ظرفیت و افزایش استهلاک و در نهایت کاهش عمر مفید سیستم‌های حمل و نقل از جمله نوار نقاله اشاره کرد. همچنین رفع انسداد نقاط تخلیه که از طریق باطله‌ها مسدود می‌شوند و نیز کنترل گرد و غبار اضافه از منابع ایجاد هزینه‌های غیرمستقیم در مرحله حمل و نقل می‌باشند.

در مرحله سنگ‌شکنی اولیه که در داخل معدن اتفاق می‌افتد، ترقیق سبب افزایش هزینه سنگ شکنی می‌شود این هزینه‌ها شامل افزایش توان مصرفی برای دستگاه‌ها و افزایش استهلاک و کاهش ظرفیت سنگ‌شکن‌ها می‌شود. همچنین هزینه انباشت باطله‌ها در داخل معدن و هزینه اثرات زیست محیطی ناشی از این انباشت موارد دیگر هزینه‌های این مرحله است.

در مرحله فرآوری مواد معدنی، هزینه‌های ناشی از ترقیق، از اهمیت بیشتری برخوردارند مخصوصاً در مواردی که خواص ماده معدنی با باطله از نظر فرآوری بسیار نزدیک به هم باشند. در این مرحله که مواد باطله استخراج شده همراه ماده معدنی وارد کارخانه فرآوری می‌شوند، منجر به افزایش هزینه‌های خردایش ثانویه، حمل و نقل، نرم کردن، سرد کردن، پرعیارسازی، آبگیری، انباشت باطله و سایر موارد می‌گردد. همه این موارد موجب کاهش ظرفیت تولید، کاهش بازیابی، کاهش کیفیت و در نتیجه کاهش قیمت فروش محصول نهایی می‌شوند. همچنین هزینه‌های زیست محیطی انباشت باطله با ملاحظات مربوط به آب و هوا و زمین و نیز جنبه‌های کنترل و مونیتورینگ مربوط به آن از نمونه هزینه‌های مربوط به این مرحله هستند.

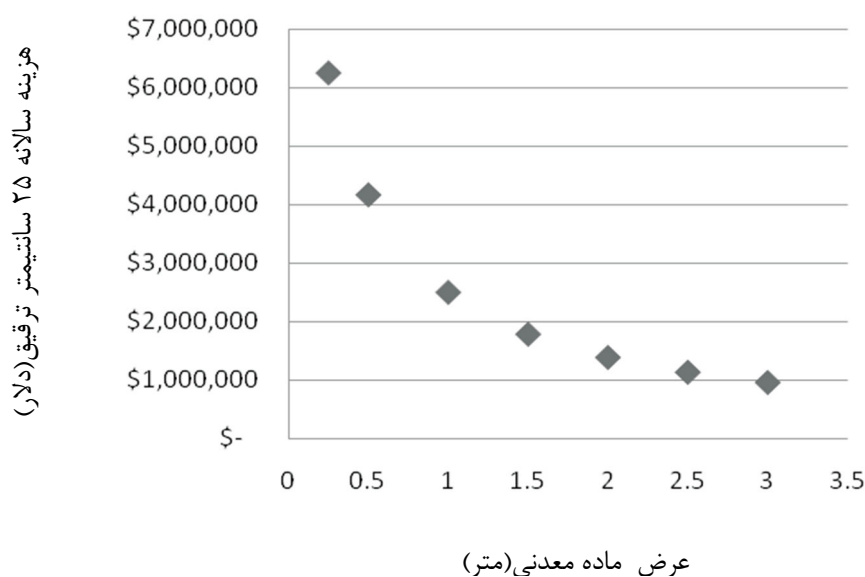
ترقیق در مرحله پایانی مراحل معدن‌کاری نیز اثر خود را در تحمیل هزینه‌ها نشان می‌دهد. هزینه‌های اضافی مربوط به خشک کردن و حمل و نقل به مقصد و همچنین پرداخت جریمه به مشتری از جمله این هزینه‌ها هستند.

ترقیق باعث کاهش درآمد پروژه می‌شود. استخراج، حمل‌ونقل و فرآوری باطله هزینه‌بردار می‌باشند. هر واحد باطله که به‌علت ترقیق، استخراج، حمل و فرآوری می‌شود، جایگزین یک واحد از ماده معدنی سودآور در ظرفیت تولید معدن می‌شود. به‌عنوان مثال در یک معدن طلا با ظرفیت فرآوری ۳۶۰ هزار تن در سال، اگر عیار متوسط ذخیره معدنی، ۰/۳۵ اونس طلا در هر تن، قیمت هر اونس طلا، ۳۵۰ دلار، هزینه‌های عملیاتی، ۸۳/۶۸ دلار بر تن باشد، مقدار درآمد برای دو حالت ترقیق ۱۵ و ۲۰ درصد مطابق با جدول ۲-۳، بیش از ۴ میلیون دلار در سال تفاوت خواهد داشت. همچنین درصد بازیابی کارخانه کانه‌آرایی از ۹۵ درصد به ۹۴/۴ درصد کاهش می‌یابد (Chugh, et al, 2004).

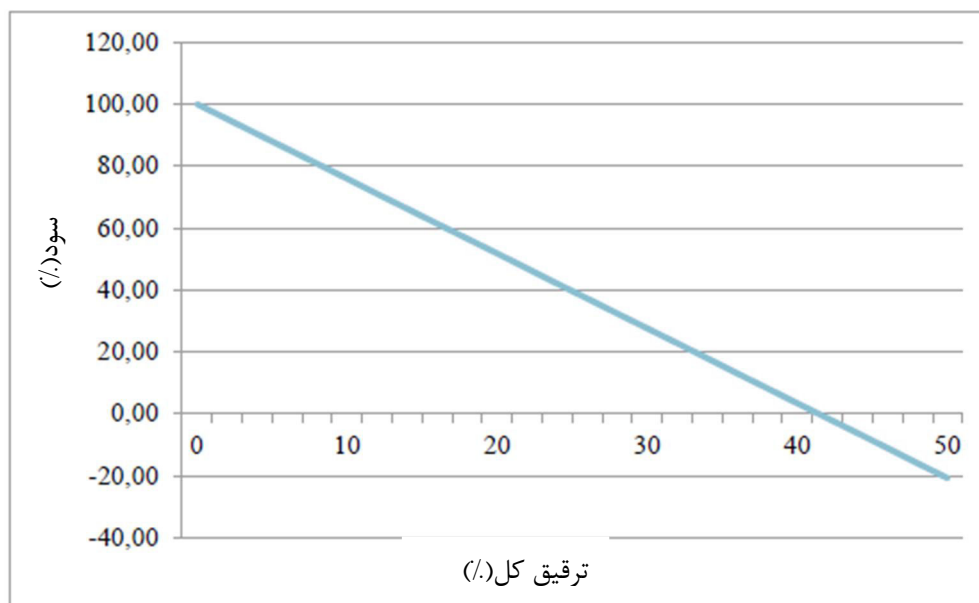
جدول ۲-۳- مثالی برای تأثیر ترقیق بر جریان نقدینگی (Chugh, et al, 2004)

ترقیق ۲۰ درصد	ترقیق ۱۵ درصد	
۳۶۰۰۰۰	۳۶۰۰۰۰	وزن فرآوری شده در سال
۰/۲۶۰	۰/۳۰۴	عیار متوسط پس از ترقیق ( اونس طلا در هر تن)
۹۴/۴	۹۵	درصد بازیابی کارخانه
۹۱۴۱۷	۱۰۳۹۶۸	میزان طلای فروخته شده (اونس)
۳۱۹۵۵۹۵۰	۳۶۳۸۸۸۰۰	درآمد (دلار)

استوارت و ترومن با مطالعه بر روی معدن رگ‌های فلزی با تولید سالانه ۵۰۰۰۰۰ تن ماده معدنی، قیمت مقدار ۲۵ سانتیمتر ترقیق را معادل ۲۵ دلار بر تن محاسبه کردند که از این مقدار ۷ دلار بر تن صرف حمل و نقل و ۱۸ دلار بر تن صرف خردایش بوده است. آنها همچنین دریافتند که با کاهش عرض ماده معدنی، مقدار هزینه سالانه ناشی از ۲۵ سانتیمتر ترقیق به شدت افزایش می‌یابد. این موضوع در نمودار موجود در شکل ۲-۲۰ نشان داده شده است (Stewart and Trueman, 2008).  
تومیلا اثرات ترقیق بر سودآوری را در یک معدن رگ‌های طلا را مورد بررسی قرار داد که نتیجه آن در شکل ۲-۲۱ آمده است. همانگونه که در نمودار مذکور مشاهده می‌شود، چنانچه ترقیق از ۴۰ درصد بیشتر شود معدن دچار زیان‌دهی خواهد شد (Tomilla, 2014).



شکل ۲-۲۰- هزینه سالانه ۲۵ سانتیمتر ترقیق در یک معدن رگ‌های (Stewart and Truman, 2008)



شکل ۲-۲۱- اثرات ترقیق بر روی سودآوری در یک معدن رگه‌ای طلا (Tomilla, 2014)

## ۲-۷- جمع‌بندی

در این فصل با ارائه تعاریف گوناگون ترقیق که توسط پژوهشگران گذشته بیان شده است، می‌توان به شناختی از گستردگی مفهوم ترقیق دست یافت زیرا تعاریفی را که هر کدام از پژوهشگران ارائه کرده‌اند وابسته به روش معدن‌کاری و شرایط مربوط به آن روش‌ها بوده‌اند. همچنین با ارائه عوامل مؤثر در ایجاد ترقیق و بیان انواع آن، می‌توان دریافت که پیش‌بینی ترقیق نه تنها کار چندان ساده‌ای نیست بلکه امری بسیار دشوار است. در پایان، بحثی پیرامون اثرات اقتصادی ترقیق انجام شد تا مشخص شود که پدیده ترقیق از اهمیت بالایی برخوردار بوده و مطالعات بیشتر و دقیق‌تر در این خصوص ضرورت دارد.

فصل سوم

مروری بر مطالعات گذشته

### ۳-۱- مقدمه

به دلیل تفاوت مکانیزم ایجاد ترقیق در انواع روش‌های استخراج زیرزمینی، ارزیابی یک راه‌حل جامع برای تعیین آن که در مورد تمامی این روش‌ها کاربرد داشته باشد غیرممکن است. در هر یک از روش‌های استخراج زیرزمینی متغیرهای زیادی وجود دارند که در ایجاد ترقیق نقش به‌سزایی را ایفا می‌کنند. به دلیل چشم‌پوشی از تأثیر بعضی از عوامل مؤثر بر ایجاد ترقیق و تنها در نظر گرفتن تعدادی از این عوامل، بیشتر مدل‌های ارزیابی شده از دقت کمی برخوردار بوده و دارای دامنه کاربرد محدودی هستند. برای تخمین ضریب ترقیق و ارزیابی راه‌کارهایی به‌منظور کاهش آن، محققان و دست‌اندرکاران، تلاش‌های گسترده‌ای را انجام داده‌اند. بر اساس این تحقیقات، روش‌های تعیین ترقیق به‌طور کلی به سه دسته تجربی، محاسبات نرم و مدل‌سازی عددی تقسیم می‌شوند. در جدول ۳-۱ مطالعات صورت گرفته آورده شده است.

### ۳-۲- روش‌های تجربی

روش‌های تجربی بر اساس داده‌های تجربی پایه‌ریزی شده‌اند. در این روش‌ها پیش‌بینی ترقیق بر اساس داده‌های صحرایی جمع‌آوری شده و قضاوت‌های مهندسی صورت می‌گیرد. روش‌های تجربی تعیین ترقیق به‌طور وسیعی در معادن زیرزمینی به‌کار برده می‌شوند. اکثر این روش‌ها خواص توده سنگ و مشخصات هندسی کارگاه را مدنظر قرار می‌دهند، در حالی که تأثیر تنش کمتر در نظر گرفته می‌شود. از جمله این روش‌ها می‌توان به روش نمودار ترقیق اشاره کرد. همچنین، برخی روش‌های دیگر نیز برای تعیین ترقیق توسعه یافته‌اند که در آن‌ها فاکتورهای دیگر نظیر زمان در معرض قرار گرفتن کارگاه، ضخامت لایه، فاکتور زیربری در نظر گرفته شده‌اند. به‌طور کلی در اکثر روش‌های تجربی که تاکنون ارزیابی شده‌اند، رده‌بندی‌های توده‌سنگ شامل شاخص کیفی تونل‌زنی<sup>۱</sup>، امتیاز توده سنگ<sup>۲</sup>، عدد پایداری و فاکتور شکل نقش اصلی را ایفا می‌کنند.

---

1- Q

2 - Rock Mass Rating (RMR)

جدول ۳-۱ مطالعات صورت گرفته توسط پژوهشگران در زمینه ترفیق

سال	۱۹۸۶	۱۹۹۶	۱۹۹۸	۱۹۹۹	۲۰۰۲	۲۰۰۴	۲۰۰۷	۲۰۰۸	۲۰۱۵
پژوهشگر (پژوهشگران)	Pakalnis	Annels	Clark	Surineni et al	Wang et al	Wang	Henning and Mitri	Stewart and Truman	Jang et al
نوع روش	تجربی	تجربی	تجربی	عددی	تجربی	عددی	عددی	تجربی	محاسبات نرم
فاکتورهای زمین شناسی	•	•							
							•		
				•					
				•					
				•					
							•		
					•	•	•		
							•	•	•
								•	
									•
فاکتورهای طراحی و مهندسی	•		•		•	•		•	
					•				•
							•		
							•		
							•		
								•	
						•		•	
									•
									•
									•
									•
									•
									•
									•
فاکتورهای	•								
							•	•	
					•				

پاکالنیس در سال ۱۹۸۶ این مدل را تحت عنوان نمودار یا روش ترقیق<sup>۱</sup> برای معدن روتان<sup>۲</sup> در کانادا ارائه کرد (Pakalnis, 1986). نمودار ترقیق، شبیه نمودار پایداری ماتیوس<sup>۳</sup> (شکل ۳-۱) 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 ترقیق به صورت درصد بیان می‌شود. در شکل ۳-۲، نمودار ترقیق نشان داده شده است. همان‌طور که در شکل مشاهده می‌شود، درصد ترقیق، تابعی از RMR کمربالا، شعاع هیدرولیکی<sup>۴</sup> کمربالا و نرخ تولید است. این مدل برای سه حالت کارگاه منفرد<sup>۵</sup>، کارگاه‌های متوالی یا مجاور<sup>۶</sup> و کارگاه‌های چندگانه<sup>۷</sup> به ترتیب مطابق با روابط ۳-۱ تا ۳-۳ ارائه شده است:

کارگاه منفرد:

$$D = 5.9 - 0.08 \times RMR - 0.01 \times ER + 0.98 \times HR \quad (۳-۱)$$

کارگاه‌های متوالی:

$$D = 18.1 - 0.22 \times RMR - 0.011 \times ER + 0.9 \times HR \quad (۳-۲)$$

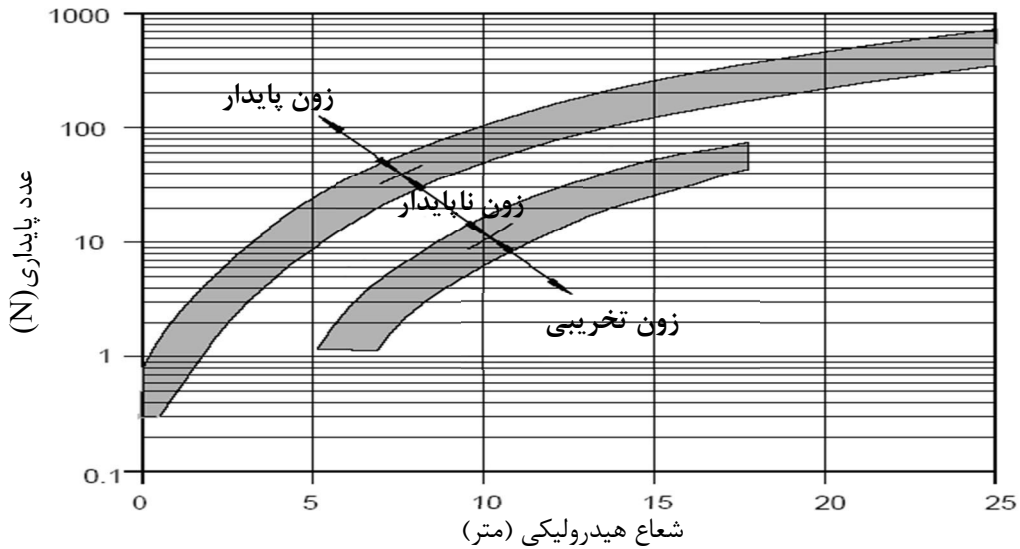
کارگاه‌های چندگانه:

$$D = 8.8 - 0.12 \times RMR - 0.018 \times ER + 0.8 \times HR \quad (۳-۳)$$

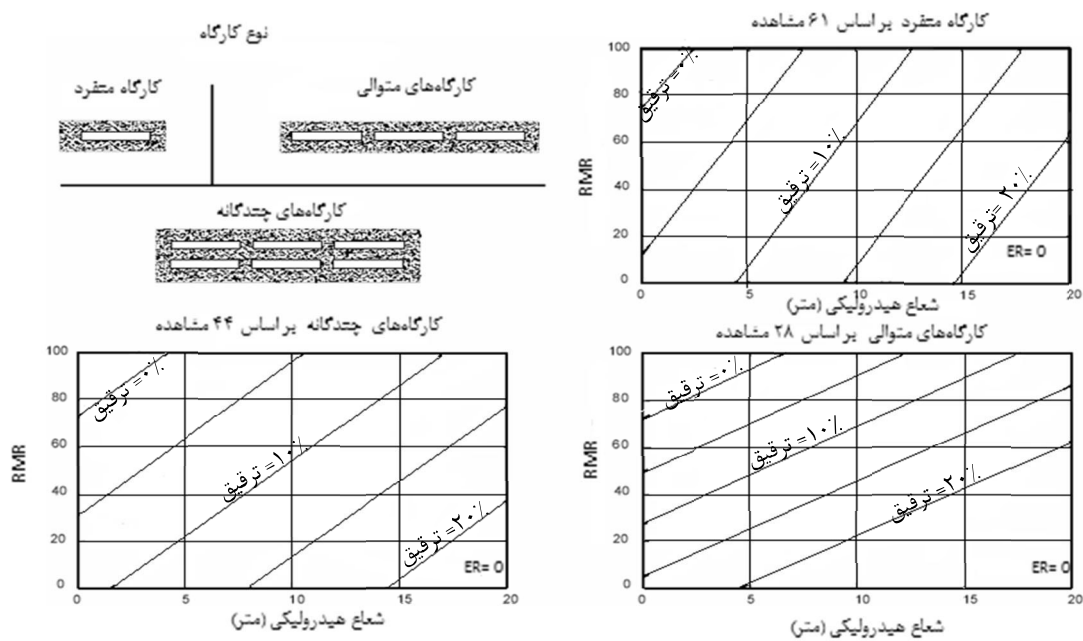
در این روابط،  $D$ ، مقدار ترقیق بر حسب درصد،  $RMR$ ، امتیاز توده سنگ کمربالا؛  $HR$ ، شعاع هیدرولیکی کمربالا بر حسب متر و  $ER$ ، نرخ تولید در کارگاه بر حسب مترمکعب بر ماه است. در ادامه نحوه تعیین مقادیر امتیاز توده سنگ،  $RMR$  و شعاع هیدرولیکی،  $HR$  آورده شده است.

- 
- 1- Dilution approach
  - 2- Ruttan mine
  - 3- Mathews
  - 4- Hydraulic radius
  - 5- Isolate
  - 6- Adjacent rib
  - 7- Echelon





شکل ۳-۱ - نمودار پایداری ماتیوس (Mathews, et al, 1981)



شکل ۳-۲ - روش تجربی تعیین ترقیق (Pakalns, 1986)

تعیین  $RMR$ : بیناوسکی<sup>۱</sup> در سال ۱۹۷۶، سیستم امتیازدهی توده‌سنگ را ارائه کرد که در آن، کیفیت توده‌سنگ با توجه به ۵ پارامتر تعیین می‌شود (Bieniawski, 1976). وی با توسعه سیستم

مذکور در سال ۱۹۸۹ و افزودن ۱ پارامتر، سیستم امتیازدهی توده‌سنگ را با ۶ پارامتر مطابق با رابطه ۴-۳ ارائه کرد. مقدار امتیاز پارامترها در جدول ۲-۳ آمده است (Bieniawski, 1989).

$$RMR = R_s + R_{RQD} + R_{sd} + R_{cd} + R_w + R_{od} \quad (۴-۳)$$

که در آن،  $R_s$ ، امتیاز مقاومت فشاری تک‌محوری سنگ سالم،  $R_{RQD}$ ، امتیاز مربوط به شاخص توصیف کیفیت سنگ،  $R_{sd}$ ، امتیاز مربوط به فواصل درزه‌ها،  $R_{cd}$ ، امتیاز مربوط به وضعیت درزه‌ها؛  $R_w$ ، امتیاز مربوط به شرایط آب زیرزمینی و  $R_{od}$ ، امتیاز مربوط به راستای نسبی درزه‌ها است.

جدول ۲-۳- امتیازدهی توده سنگ (Bieniawski, 1989)

پارامتر	محدوده امتیاز
$R_s$	۰-۱۵
$R_{RQD}$	۳-۲۰
$R_{sd}$	۵-۳۰
$R_{cd}$	۰-۳۰
$R_w$	۰-۱۵
$R_{od}$	-۶۰-۰

**تعیین فاکتور شکل:** این فاکتور برای تعیین بزرگی کارگاه و ابعاد و شکل جبهه کار می‌باشد. 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. این فاکتور به دو صورت شعاع هیدرولیکی و فاکتور شعاع<sup>۱</sup> بیان می‌شود. شعاع هیدرولیکی برای تعیین هندسه سطوح ساده و فاکتور شعاع برای سطوح پیچیده کاربرد دارد.

لابسچر<sup>۲</sup> در سال ۱۹۷۷ شعاع هیدرولیکی (HR) را که عبارت از نسبت سطح کارگاه به محیط کارگاه است، مطابق با رابطه ۵-۳ پیشنهاد کرد.

$$HR = \frac{a \cdot b}{2(a + b)} \quad (۵-۳)$$

1- Radius Factor  
2- Laubscher

که در آن  $a$  و  $b$  به ترتیب طول و عرض جبهه کار می‌باشند (Laubscher, 1977).

میلن<sup>۱</sup> و همکاران در سال ۱۹۹۶، کمیت فاکتور شعاع (RF) را مطرح کردند. مقدار فاکتور شعاع برابر با نصف شعاع هارمونیک (Rh) است. در هندسه، به متوسط فاصله مرکز یک چند ضلعی تا اضلاع آن، شعاع هارمونیک گفته می‌شود. بنابراین فاکتور شعاع از رابطه ۳-۶ محاسبه می‌شود.

$$RF = \frac{Rh}{2} = \frac{0.5}{\frac{1}{n} \sum_{\theta=1}^n \frac{1}{r_{\theta}}} \quad (۳-۶)$$

که در آن، RF، فاکتور شعاع،  $r_{\theta}$ ، فاصله از مرکز سطح تا دیواره‌ها تحت زاویه  $\theta$  و  $n$  تعداد خطوطی (شعاع‌هایی) است که مرکز سطح را به دیواره‌ها وصل می‌کند. برای سطوح مستطیلی شکل، فاکتور شعاع مطابق با رابطه ۳-۷ محاسبه می‌شود.

$$RF = \frac{\pi}{8} \times \frac{L \times S}{\sqrt{L^2 + S^2}} \quad (۳-۷)$$

که در آن،  $L$  و  $S$  به ترتیب طول و عرض مستطیل هستند. در مورد سطح دایره‌ای شکل، فاکتور شعاع و شعاع هیدرولیکی با هم برابرند. همچنین برای سطوح مربعی شکل، به دلیل وجود فاصله گوشه‌ها، فاکتور شعاع ۱/۱ برابر شعاع هیدرولیکی می‌باشد (Milne et al, 1996). در شکل ۳-۳ مشاهده می‌شود که فاکتور شعاع در مقایسه با شعاع هیدرولیکی از حساسیت کمتری در برابر مقادیر نسبت طول به عرض برخوردار است.

میلن در سال ۱۹۹۷ با انجام آنالیز برگشتی بر روی سه مطالعه موردی نشان داد که پیش‌بینی‌های پایداری که با استفاده از فاکتور شعاع انجام می‌شوند، در مقایسه با آنچه را که با شعاع هیدرولیکی صورت می‌گیرند از نتایجی با قابلیت اطمینان بالاتری برخوردار هستند. میلن، شعاع هیدرولیکی و فاکتور شعاع را برای دهانه‌هایی با عرض ثابت ۱۰۰ متر و طول‌های متغیر محاسبه کرد و به منظور مقایسه مقادیر حاصله شکل ۳-۴ را ارائه کرد (Milne, 1997).

---


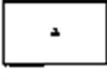
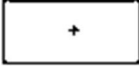
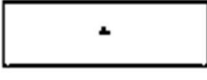
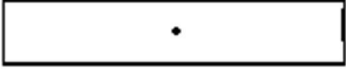
1 - Milne



نسبت طول به عرض

شکل ۳-۳- مقایسه بین فاکتور شعاع و شعاع هیدرولیکی حفریات با مقطع مستطیلی با سطح مقطع یکسان و

عرض‌های مختلف (Milne et al, 1996)

100 x 100 m		HR = 25.0 RF = 27.8
100 x 150 m		HR = 30.0 RF = 32.7
100 x 200 m		HR = 33.3 RF = 35.1
100 x 300 m		HR = 37.5 RF = 37.3
100 x 500 m		HR = 41.7 RF = 38.5
<hr/>		
100 x inf		HR = 50.0 RF = 39.3

شکل ۳-۴- تفاوت بین مقادیر شعاع هیدرولیکی و فاکتور شعاع برای دهانه‌های با عرض ثابت ۱۰۰ متر و طول‌های

متغیر (Milne, 1997)

### ۳-۲-۲- مدل آنلز

آنلز<sup>۱</sup> در سال ۱۹۹۶، رابطه ۳-۸ را ارائه کرد که در آن فاکتور ترقیق تابعی از ضخامت لایه استخراجی است.

$$D_f = 1 + 25.788 \times T^{-2.802} \quad (۳-۸)$$

که در آن،  $D_f$ ، فاکتور ترقیق و  $T$ ، ضخامت لایه استخراجی بر حسب فوت است. بر اساس این رابطه، با افزایش ضخامت لایه استخراجی، فاکتور ترقیق کم می‌شود. به‌عنوان مثال برای ضخامت‌های ۴ و ۸ فوت، فاکتور ترقیق به ترتیب  $۱/۵۳$  و  $۱/۰۸$  به‌دست می‌آید (Annels, 1996).

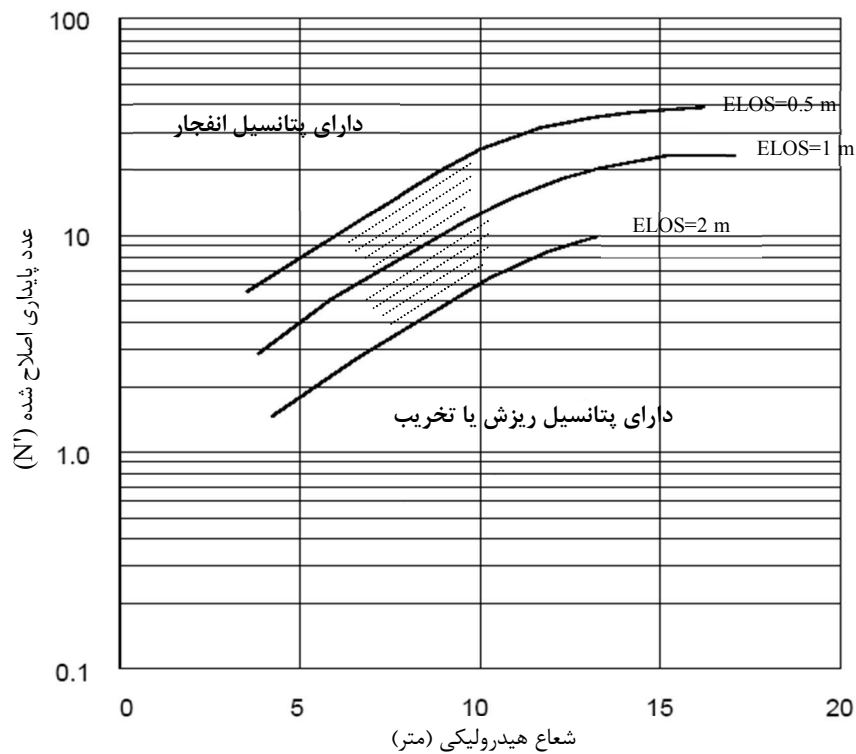
### ۳-۲-۳- مدل کلارک

کلارک در سال ۱۹۹۸ مدلی با عنوان نمودار پایداری اصلاح‌شده<sup>۲</sup>، بر اساس داده‌های حاصل از ۴۷ کارگاه باز در ۶ معدن متفاوت مطابق با شکل ۳-۵ ارائه کرده است (Clark, 1998). این نمودار شبیه نمودار پایداری ماتیوس است با این تفاوت که بر روی محور قائم، به‌جای عدد پایداری، عدد پایداری اصلاح شده ( $N'$ ) وجود دارد و به‌جای بیان وضعیت پایدار یا ناپایدار، مقدار ترقیق به صورت ELOS بر حسب متر بیان می‌شود. در مدل نمودار پایداری اصلاح‌شده، مطابق با شکل مذکور سه منحنی موازی برای تعیین مقدار ترقیق با بیان ELOS ارائه شده است. با استفاده از این منحنی‌ها و با تعیین شعاع هیدرولیکی سطح و عدد پایداری اصلاح‌شده کربالا، می‌توان مقدار ترقیق را تخمین زد.

دیدریک<sup>۳</sup> و کیسر<sup>۴</sup> در سال ۱۹۹۶ عدد پایداری اصلاح شده ( $N'$ ) را به منظور تعیین کیفیت توده‌سنگ و میزان باربری سنگ به‌کار بردند (Diederichs and Kaiser, 1996). در واقع این عدد قابلیت پایداری توده سنگ را تحت شرایط تنش‌های موجود نشان می‌دهد. مقدار  $N'$  از رابطه ۳-۹ محاسبه می‌شود و بین ۰/۰۱ تا ۱۰۰۰ متغیر است.

---

1 - Annels  
2- Modified stability graph  
3 - Diederichs  
4- Kaiser



شکل ۳-۵- روش تعیین ترقیق کلارک (Clark, 1998)

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (9-3)$$

که در آن

$Q'$ : شاخص کیفی تونل زنی اصلاح شده در سنگ یا سیستم طبقه بندی  $Q'$

$A$ : ضریب مربوط به تنش های حاصل از معدن کاری یا ضریب تنش سنگ.

$B$ : ضریب مربوط به ناپیوستگی های بحرانی برای دیواره مورد نظر یا ضریب تعدیل راستای درزه.

$C$ : ضریب مربوط به جهت دیواره مورد نظر یا ضریب تعدیل نیروی ثقل.

تعیین شاخص کیفی تونل زنی در سنگ یا سیستم طبقه بندی  $Q$ : بارتن<sup>۱</sup> و همکاران در سال

۱۹۷۴ در انستیتو ژئومکانیک نروژ<sup>۲</sup>، سیستم طبقه بندی  $Q$  را مطابق با رابطه ۳-۱۰ بیان کردند

(Barton, et al, 1974).

1- Baton  
2 - NGI

$$Q = \frac{RQD}{j_n} \times \frac{j_r}{j_a} \times \frac{j_w}{SRF} \quad (10-3)$$

که در آن،  $RQD$ ، شاخص کیفیت سنگ،  $j_n$ ، مقدار مربوط به تعداد دسته‌درزه،  $j_r$  مقدار مربوط به زبری سطح درزه‌ها؛  $j_w$ ، ضریب کاهش آب درزه‌ها،  $j_a$ ، مقدار مربوط به هوازدگی سطح درزه‌ها و  $SRF$ ، ضریب کاهش تنش است.

### تعیین شاخص کیفی تونل زنی اصلاح شده در سنگ یا سیستم طبقه بندی $Q'$

این شاخص از نتایج برداشت ساختار توده سنگ که دقیقاً به همان روش طبقه‌بندی ارائه شده توسط انستیتو ژئومکانیک نروژ محاسبه می‌شود به دست می‌آید. با این تفاوت که ضریب کاهش تنش،  $SRF$ ، برابر واحد فرض می‌شود. همچنین در حالتی که فضای زیرزمینی در سنگ‌های خشک حفر شود، می‌توان  $j_w$  را برابر یک قرار داد. بنابراین شاخص  $Q'$  بدون کسر  $\frac{j_w}{SRF}$  موجود در شاخص  $Q$ ، به صورت رابطه ۱۱-۳ بیان می‌شود.

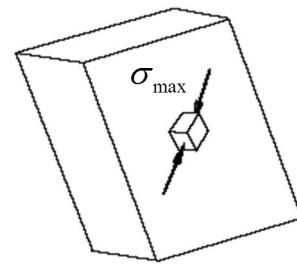
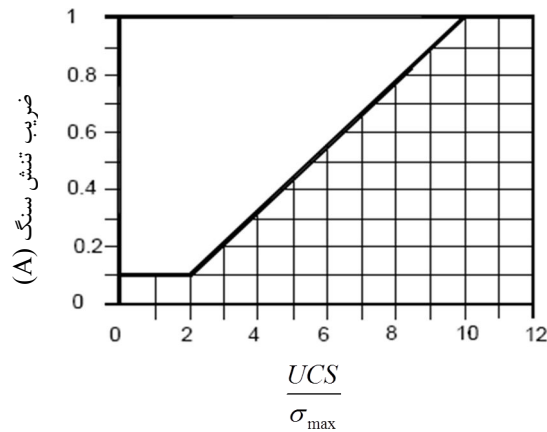
$$Q' = \frac{RQD}{j_n} \times \frac{j_r}{j_a} \quad (11-3)$$

**تعیین ضریب  $A$ :** مقدار ضریب  $A$  با توجه به مقدار  $K$ ، نسبت مقاومت فشاری تک محوری سنگ بکر،  $UCS$ ، به ماکزیمم تنش،  $\sigma_{max}$ ، که به موازات سطح مورد نظر در جبهه کار القا می‌شود، تعیین می‌شود. تنش القایی یا از طریق نمودار تجربی پوتوین و یا به صورت دقیق‌تر، با مدل‌سازی عددی و با استفاده از نرم‌افزار قابل تعیین است. با توجه به مقادیر مختلف  $K$ ، مقدار  $A$ ، مطابق با رابطه ۱۲-۳ بین ۰/۱ تا ۱ متغیر است. همچنین با استفاده از نمودار شکل ۳-۶ می‌توان این ضریب را تعیین کرد.

---

1 - Rock quality designation  
2 - Stress reduction factor

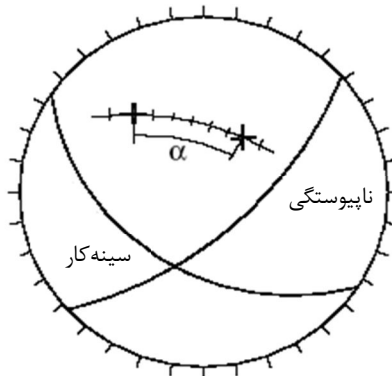
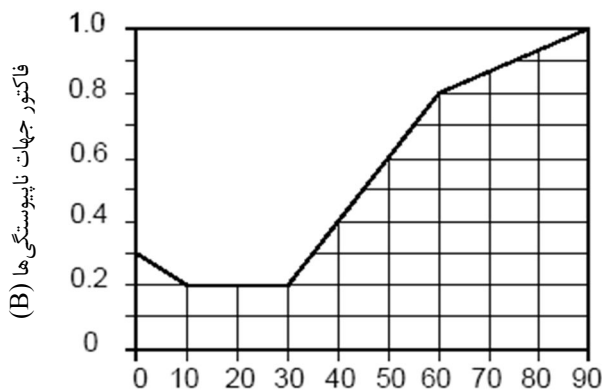
$$A = \begin{cases} 0.1 & \frac{UCS}{\sigma_{max}} < 2 \\ 0.1125 \frac{UCS}{\sigma_{max}} - 0.125 & 2 < \frac{UCS}{\sigma_{max}} < 10 \\ 1 & \frac{UCS}{\sigma_{max}} > 10 \end{cases} \quad (12-3)$$



کارگاه استخراج

شکل ۳-۶- نمودار تعیین فاکتور تنش (Hutchinson and Diederich, 1996)

تعیین ضریب  $B$ : مقدار ضریب  $B$  که به جهت و زاویه بین ناپیوستگی‌ها و سطح آزاد جبهه کار وابسته است؛ با استفاده از نمودار شکل ۳-۷ تعیین می‌گردد. مقدار این ضریب بین ۰/۲ تا ۱ متغیر است.



زاویه بین سینه‌کار و ناپیوستگی‌ها،  $\alpha$ ، بر حسب درجه

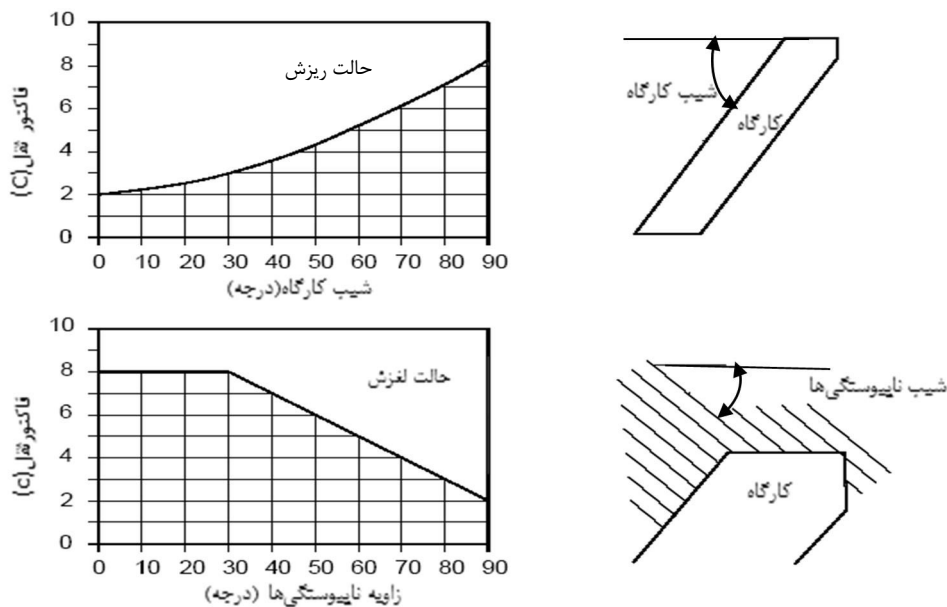
شکل ۳-۷- نمودار تعیین فاکتور مربوط به جهات ناپیوستگی‌ها

(Hutchinson and Diederich, 1995)



تعیین ضریب  $C$ : مقدار ضریب  $C$ ، که مبین ریزش سقف (ناشی از نیروی ثقل) و ریزش و لغزش دیواره‌ها (ناشی از ورقه ورقه شدن) است به مقدار شیب جبهه کار  $(\alpha)$  یا شیب ناپیوستگی‌ها  $(\alpha)$  وابسته است و از رابطه ۳-۱۳ محاسبه می‌شود. مقدار آن بین ۲ (برای سطوح افقی) تا ۸ (برای دیواره‌های قائم) متغیر است. همچنین با استفاده از نمودار شکل ۳-۸ این ضریب قابل تعیین است.

$$C = 8 - 6 \cos \alpha \quad (3-13)$$



شکل ۳-۸- نمودار تعیین فاکتور ثقل (Hutchinson and Diederich, 1995)

### ۳-۲-۴- مدل وانگ و همکاران

وانگ<sup>۱</sup> و همکاران در سال ۲۰۰۲ مدلی را بر اساس داده‌های جمع‌آوری شده از تعداد زیادی از معادن که به روش کارگاه باز استخراج می‌شدند ارائه دادند. آنها در این مدل، تأثیر پارامترهای شعاع هیدرولیکی، عدد پایداری اصلاح شده، حفاری و آتشیاری، فاکتور زیربری و زمان در معرض قرار گرفتن کارگاه بر روی ترقیق را مورد بررسی قرار داده و با ارزیابی این پارامترها و انجام تحلیل‌های آماری، رابطه ۳-۱۴ را ارائه کردند (Wang et al, 2002):

1 - Wang

$$ELOS = -0.0213 + 0.131HR - 0.0144N' + 0.0071T + 0.73UF \quad (14-3)$$

که در آن،  $ELOS$ ، مقدار ریزش یا اضافه شکست خطی معادل، بر حسب متر،  $HR$ ، شعاع هیدرولیکی،  $N'$ ، عدد پایداری اصلاح شده،  $T$ ، زمان در معرض قرار گرفتن کارگاه و  $UF$ ، فاکتور زیربری است. هر چند در این روش، تعداد پارامترهای بیشتری مورد تجزیه و تحلیل قرار گرفته‌اند و می‌توان آن را در مقایسه با روش‌های تجربی دیگر جامع‌تر و دقیق‌تر دانست، ولی باز هم نمی‌توان آن را برای تمام معادن به کار گرفت. زیرا این روش تنها برای شرایط معادن کانادا ارایه شده است. همچنین در این مدل، پارامترهایی نظیر ساختارهای زمین‌شناسی و شرایط هیدرولوژی مدنظر قرار نگرفته است.

### ۳-۲-۵- روش استوارت و ترومن

استوارت<sup>۱</sup> و ترومن<sup>۲</sup> در سال ۲۰۰۸، با مطالعه آماری بر روی تعداد ۴۱۰ کارگاه رگه باریک<sup>۳</sup> معادن طلائی بارکرز<sup>۴</sup> واقع در غرب استرالیا دریافتند که نمودار پایداری ماتیوس (Mathews et al, 1981)، (شکل ۳-۱)، نمودار پایداری اصلاح شده پوتوین (Potvin, 1988)، (شکل ۳-۹) و نیز نمودار پایداری توسعه یافته ماتیوس (Mawdesley, et al, 2001)، (شکل ۳-۱۰)، دارای داده‌هایی کمتر از آنچه را که برای کارگاه‌های رگه باریک لازم است می‌باشند. آنها با ارائه نمودارهای موجود در شکل‌های ۳-۱۱ و ۳-۱۲، نشان دادند که همبستگی خطی ضعیفی بین اضافه شکست و شعاع هیدرولیکی و نیز بین اضافه شکست و عدد پایداری وجود دارد و همبستگی بین آنها از نوع رگرسیون خطی نبوده بلکه از نوع رگرسیون لجستیک<sup>۵</sup> است. توضیح اینکه رگرسیون لجستیک، یک مدل آماری رگرسیون، برای نشان دادن احتمال وقوع یا عدم وقوع یک واقعه است. (شکل ۳-۱۳ مقایسه بین رگرسیون خطی و رگرسیون لجستیک را نشان می‌دهد). بنابراین، در این معادن، استفاده از نمودار پایداری و یا نمودار پایداری اصلاح شده به تنهایی برای پیش‌بینی اضافه شکست کافی نیست و سایر عوامل معدن کاری از

1 - Stewart

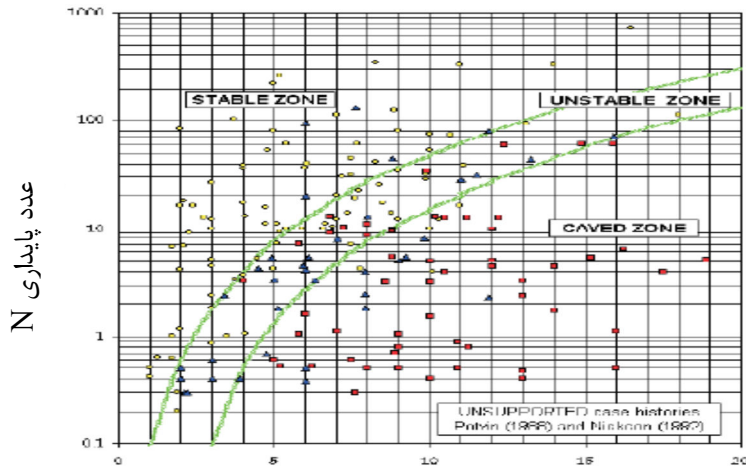
2 - Truman

3 - Narrow Vein

4 - Barkers

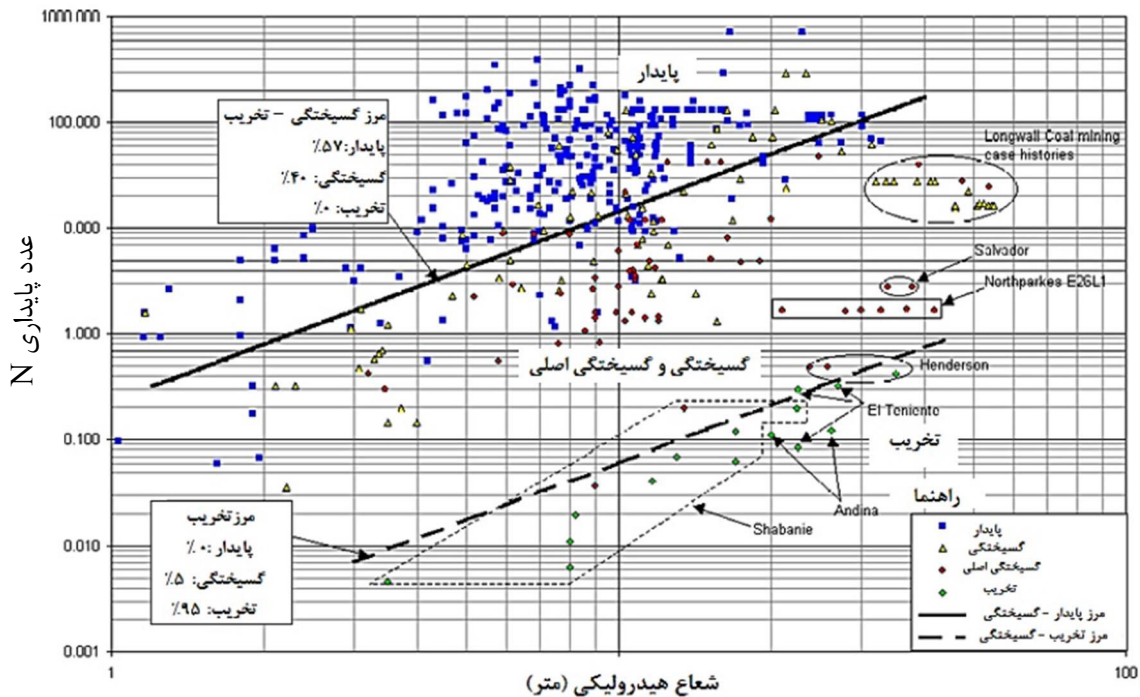
5 - Logistic regression

جمله الگوی حفاری، طول و قطر چال‌ها، نوع ماده منفجره و لرزش حاصل از انفجار را باید در پیش بینی اضافه شکست دخالت داد. (Stewart and Truman, 2008).

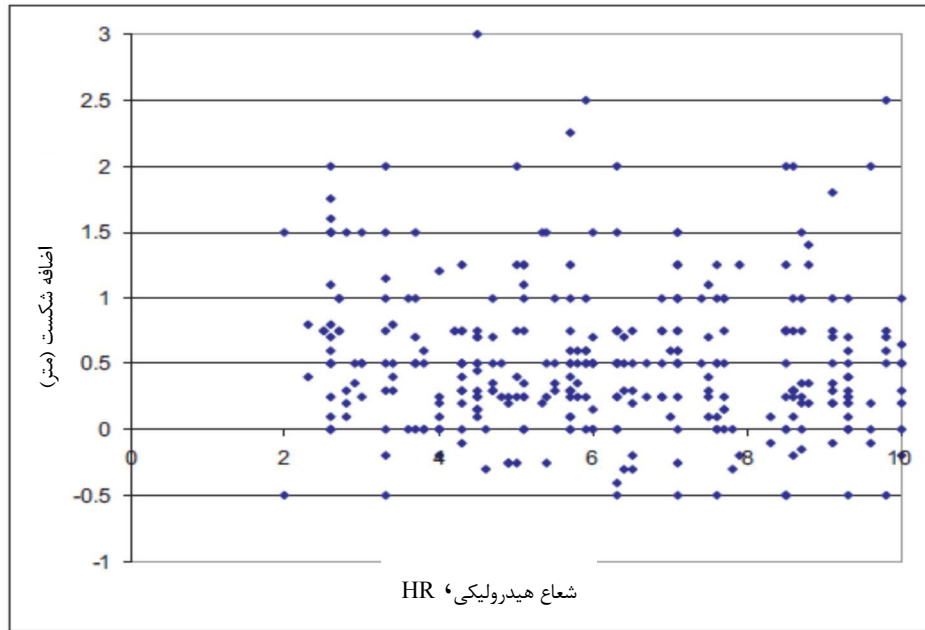


شکل ۳-۹- نمودار پایداری اصلاح شده (Potvin, 1998)

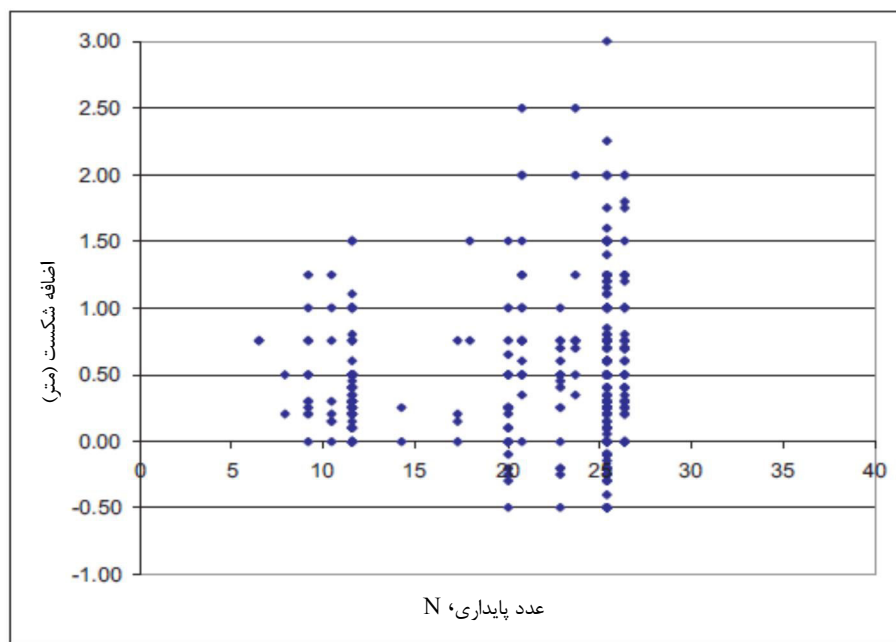
شعاع هیدرولیکی (متر)



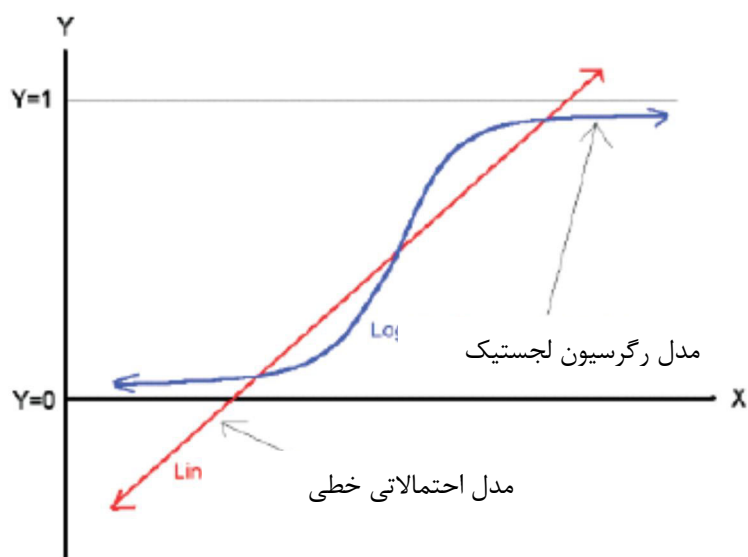
شکل ۳-۱۰- نمودار پایداری توسعه یافته ماتیوس (Mawdesley et al, 2001)



شکل ۳-۱۱ - نمودار پراکندگی بین اضافه شکست و شعاع هیدرولیکی (Stewart and Truman, 2008)



شکل ۳-۱۲ - نمودار پراکندگی بین اضافه شکست و عدد پایداری (Stewart and Truman, 2008)



شکل ۳-۱۳- مقایسه بین رگرسیون خطی و رگرسیون لجستیک (Stewart and Truman, 2008)

آنها همچنین با ارایه روش ترقیق رگه باریک، NVD<sup>۱</sup>، به پیش‌بینی ترقیق پرداختند. این روش که حاصل یک کار آماری است، به عنوان ابزاری برای پیش‌بینی ترقیق در معادن با رگه‌های باریک و کارگاه‌های با چال بلند است و بر پایه مفهومی جدید تحت عنوان عرض کارگاه پایه<sup>۲</sup>، استوار است، این عرض که با ترکیب ریاضی توابع توزیع اضافه شکست‌های کمربالا و کمربالین کارگاه‌ها به دست می‌آید مطابق با رابطه ۳-۱۵ بیان می‌شود.

$$BSW = \text{عرض رگه} + (x_{fw} + x_{hw})_{80} \quad (۳-۱۵)$$

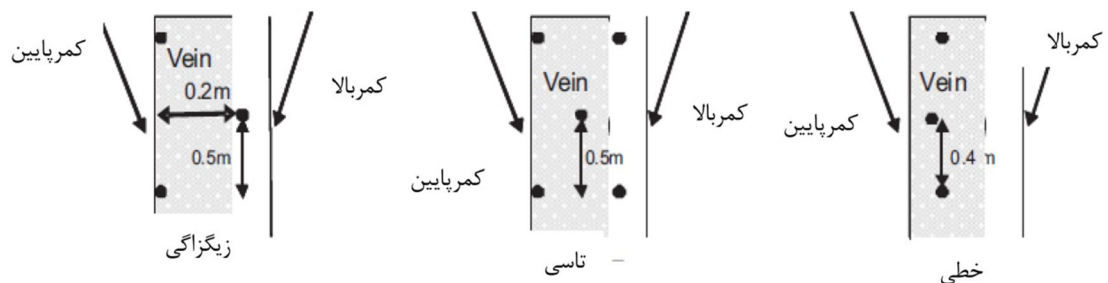
که در آن  $BSW$ <sup>۳</sup> را عرض معیار کارگاه تعریف کرده‌اند و مقدار آن برابر است با عرض رگه به‌اضافه آن مقدار اضافه شکست موجود در کمرها که انتظار می‌رود ۸۰ درصد کارگاه‌ها کمتر از آن مقدار، اضافه شکست داشته باشند. آنها با مطالعه بر روی سه نوع الگوی چالزنی زیگزاگی<sup>۴</sup>، تاسی<sup>۵</sup> و خطی<sup>۶</sup>، مطابق با شکل ۳-۱۴ اثر الگوی چالزنی بر ترقیق را با استفاده از روش NVD مورد بررسی قرار دادند و

- 
- 1 - Narrow Vein Dilution
  - 2 - Benchmark stoping width
  - 3 - Benchmark stability stoping width
  - 4 - Zig-zag
  - 5 - Dice
  - 6 - In-lin

مقدار ترقیق را در کارگاه‌هایی که با الگوهای مذکور آتشیاری شدند مطابق با رابطه ۱۶-۳ به دست آوردند.

$$\text{ترقیق کل} = \frac{\text{عرض رگه} - BSW}{\text{عرض رگه}} \quad (16-3)$$

آنها با انجام تحلیل آماری، مقدار BSW را برای کارگاه‌های با چال‌های زیگزاگی، تاسی و خطی به ترتیب برابر با ۱/۵، ۱/۷ و ۱/۳ به دست آوردند این نشان می‌دهد که الگوی تاسی بیشتر از دو الگوی دیگر در ایجاد ترقیق مؤثر است.



شکل ۳-۱۴- الگوهای چالزنی مورد مطالعه برای بررسی ترقیق (Stewart and Truman, 2008)

### ۳-۳- روش‌های محاسبات نرم

محاسبات نرم<sup>۱</sup> به مجموعه‌ای از شیوه‌های جدید محاسباتی در علوم کامپیوتر، هوش مصنوعی، یادگیری ماشینی و بسیاری از زمینه‌های کاربردی دیگر اطلاق می‌شود. در تمامی این زمینه‌ها به مطالعه، مدل‌سازی و آنالیز پدیده‌های بسیار پیچیده‌ای نیاز است که شیوه‌های علمی دقیق در گذشته به حل آسان، تحلیلی، و کامل آنها موفق نبوده‌اند. در مقایسه با تدابیر علمی نرم، روش‌های علمی بکار رفته در سده‌های پیشین، تنها از عهده مدل‌سازی و آنالیز سامانه‌های نسبتاً ساده در مکانیک، فیزیک، و برخی از زمینه‌های کاربردی و مهندسی برآمده‌اند. مسائل پیچیده‌تری همچون سامانه‌های وابسته به علوم زیست‌شناسی و پزشکی، علوم اجتماعی، علوم انسانی، علوم مدیریت و نظایر آنها بیرون از قلمرو اصلی و توفیق‌آفرین روش‌های ریاضی و تحلیلی دقیق باقی مانده‌بودند. محاسبات نرم با تقبل نادقیق

بودن و با محور قرار دادن ذهن انسان به پیش می‌رود. اصل هدایت کننده محاسبات نرم بهره‌برداری از خاصیت عدم دقیق بودن جهت مهار کردن مسأله و پایین آوردن هزینه راه‌حل است.

محاسبات نرم را می‌شود حاصل تلاشهای جدید علمی دانست که مدل‌سازی، تحلیل، و در نهایت کنترل سیستم‌های پیچیده را با سهولت و موفقیت زیادتری امکان‌پذیر می‌سازد. به عنوان مهم‌ترین شاخه‌های این محاسبات، باید منطق فازی، شبکه‌های عصبی مصنوعی، و الگوریتم ژنتیک را نام برد. در زمینه ترقیق، فقط یک کار پژوهشی با این روش انجام شده است. شرح این مطالعه که توسط جانگ<sup>۱</sup> و همکاران صورت گرفته در ادامه آورده شده است.

جانگ و همکاران در سال ۲۰۱۵ با ارایه مفهومی جدید تحت عنوان شکست نامطلوب<sup>۲</sup>، UB، که هم ترقیق برنامه‌ریزی نشده<sup>۳</sup> ماده معدنی و هم افت برنامه‌ریزی نشده<sup>۴</sup> ماده معدنی را شامل می‌شود، کار پیش‌بینی را با استفاده از روش ترکیبی عصبی-فازی<sup>۵</sup>، انجام دادند. هر کدام از این مفاهیم ترقیق برنامه‌ریزی نشده و افت برنامه‌ریزی نشده ماده معدنی، به لحاظ زمان وقوع می‌توانند از نوع دینامیک و شبه استاتیک باشند. انواع دینامیک فوراً به وقوع می‌پیوندند. درحالی‌که انواع شبه استاتیک در طول مدت یک دوره زمانی پس از آتشباری رخ می‌دهند (Jang et al, 2015).

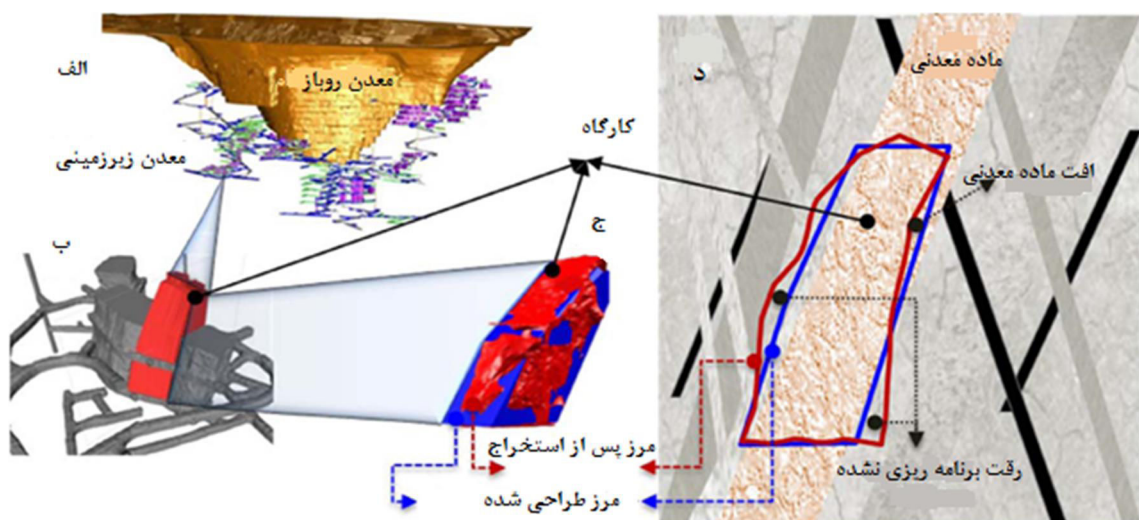
شکست نامطلوب، واژه جدیدی است که به مجموع ترقیق برنامه‌ریزی نشده و افت برنامه‌ریزی نشده ماده معدنی از نوع دینامیک اطلاق می‌شود. این شکست در شکل ۳-۱۵ قابل مشاهده است. در بخش (الف) این شکل، نمایی از یک معدن روباز فلزی دیده می‌شود. در بخش (ب)، نمایی سه بعدی از یک کارگاه طراحی شده زیرزمینی قابل مشاهده است. در بخش (ج) مدل سه بعدی کارگاه پس از تولید که با استفاده از روش مانیتورینگ تهیه شده وجود دارد و در بخش (د) مقطعی از کارگاه استخراج زیرزمینی مشاهده می‌شود.

---

1 - Jang  
2 - Uneven break  
3 - unplanned dilution  
4 - unplanned ore-loss  
5 - Neuro-Fuzzy

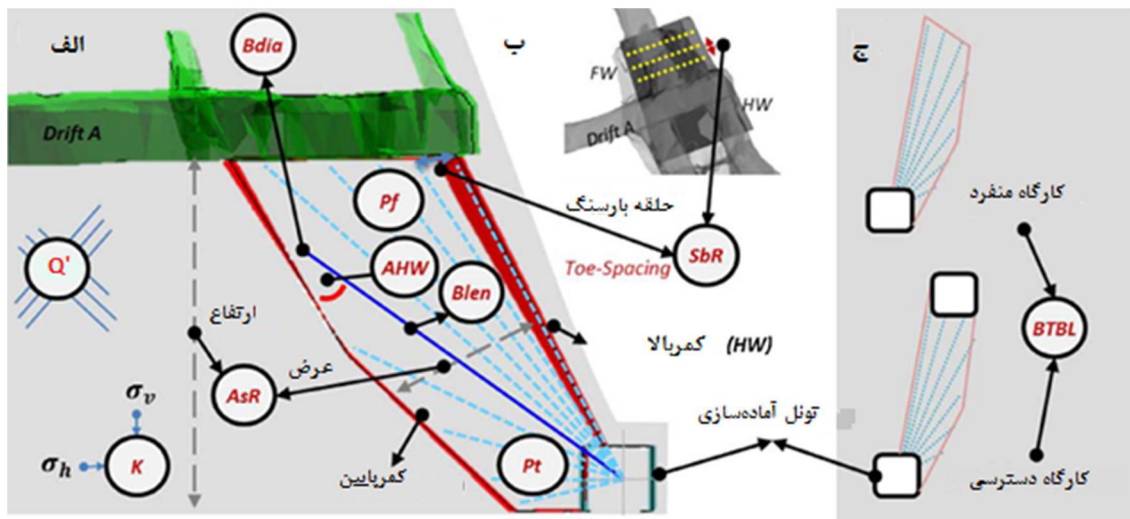
جانگ و همکاران با معرفی ۱۰ فاکتور عمده ایجاد شکست نامطلوب در ۳ معدن فلزی زیرزمینی واقع در غرب استرالیا و جمع‌آوری تعداد ۱۰۷۶ داده، کار پیش‌بینی را انجام دادند. از میان ۱۰ فاکتور نامبرده، ۲ فاکتور مربوط به زمین شناسی (مقادیر شاخص کیفی تونل زنی اصلاح شده،  $Q$  و نسبت تنش های برجا،  $K$ )، ۵ فاکتور مربوط به آتشفباری (طول چال، خرج ویژه، زاویه بین چال و دیواره، قطر چال و نسبت بین فاصله ردیفی و بار سنگ) و ۳ فاکتور مربوط به طراحی کارگاه (تناژ طراحی، نسبت ابعاد و وجود کارگاه در حوالی تونل) می‌باشند (Jang et al, 2015).

شکل ۳-۱۶، یک نگاه شماتیک از این پارامترها را نشان می‌دهد. در شکل ۳-۱۶-الف، نمایی از مقطع کارگاه نشان داده شده است در شکل ۳-۱۶-ب، نمای سه بعدی کارگاه و در شکل ۳-۱۶-ج، مقطعی از چند کارگاه نشان داده شده است. علایم اختصاری پارامترها و دامنه تغییرات آنها در جدول ۳-۳ آورده شده است. مطالعاتی که توسط محققان گذشته، برای پیش‌بینی شکست نامطلوب در این معادن با استفاده از رگرسیون خطی و غیرخطی انجام شد، مقادیر ضریب همبستگی را به ترتیب ۰/۱۷۱ و ۰/۱۹۲ بیان کردند این نتایج نشان می‌دهند که پیش‌بینی پدیده شکست نامطلوب دارای پیچیدگی‌های زیادی است (Jang et al, 2015).



شکل ۳-۱۵- نمایش شماتیک از یک کارگاه زیرزمینی با تریق و افت برنامه‌ریزی نشده ماده معدنی (Jang et al, 2015)





شکل ۳-۱۶- نمای شماتیک از جمع آوری ۱۰ فاکتور عمده ایجاد شکست نامطلوب (Jang et al, 2015)

جدول ۳-۳- علایم اختصاری پارامترها و دامنه تغییرات آنها در مطالعه (Jang et al, 2015)

پارامتر	علامت اختصاری	دامنه تغییرات	پارامتر	علامت اختصاری	دامنه تغییرات
شاخص کیفی تونل زنی اصلاح شده	$Q'$	۶/۳۰ تا ۹۳/۳۰	قطر چال انفجاری (میلیمتر)	$Bdia$	۷۶ تا ۸۹
نسبت تنش افق به قائم	$K$	۱/۷۴ تا ۱۴/۳۸	نسبت فاصله ردیفی و بار سنگ	$SbR$	۰/۵۷ تا ۱/۵۰
طول چال انفجاری (متر)	$Blen$	۰/۷۰ تا ۲۵/۸۰	تناژ برنامه ریزی کارگاه (تن)	$Pt$	۱۳۰ تا ۵۱۴۵۰
خرج ویژه (کیلوگرم بر تن)	$Pf$	۰/۱۵ تا ۳/۰۰	ضریب شکل	$AsR$	۰/۰۷ تا ۴/۱۷
اختلاف زاویه بین چال و دیواره (درجه)	$AHW$	۰/۰۰ تا ۱۷۰/۲۰	دسترسی کارگاه به تونل نزدیک	$BTBL$	۰ تا ۱

به تازگی استفاده از ترکیب روش شبکه عصبی مصنوعی، ANN<sup>۱</sup>، و روش خبره فازی، FES<sup>۲</sup> در رشته‌های مختلف مهندسی با موفقیت به کار گرفته شده است. روش‌های گوناگونی برای ترکیب روش شبکه عصبی مصنوعی و روش خبره فازی وجود دارند و این روش‌ها معمولاً در سه گروه شرکتی<sup>۳</sup>، همزمان<sup>۴</sup> و ادغامی<sup>۵</sup> دسته بندی می شوند. جانگ و همکاران در این مطالعه از روش فازی-عصبی همزمان، CNFS<sup>۶</sup> استفاده کرده‌اند.

- 1 - Artificial neural network
- 2 - Fuzzy expert system
- 3 - Cooperative
- 4 - Concurrent
- 5 - Integrate
- 6 - Concurrent Neuro-Fuzzy System

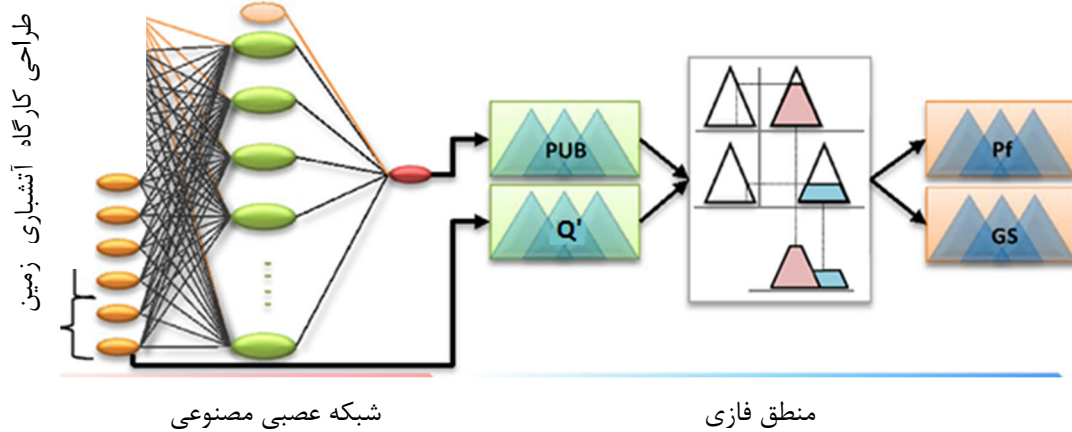
مدل ایجاد شده با این روش که مراحل ایجاد آن به صورت شماتیک در شکل ۳-۱۷ آورده شده است، شکست نامطلوب را با ضریب همبستگی ۰/۷۱۹ پیش‌بینی کرده است.

در مرحله اول، تعداد ده پارامتر ایجاد شکست نامطلوب وارد فرآیند شبکه عصبی مصنوعی می‌شوند. پس از پایان فرآیند، مقدار پیش‌بینی درصد شکست نامطلوب، PUB، به عنوان خروجی خواهد بود و در اینجا مرحله شبکه عصبی پایان می‌پذیرد.

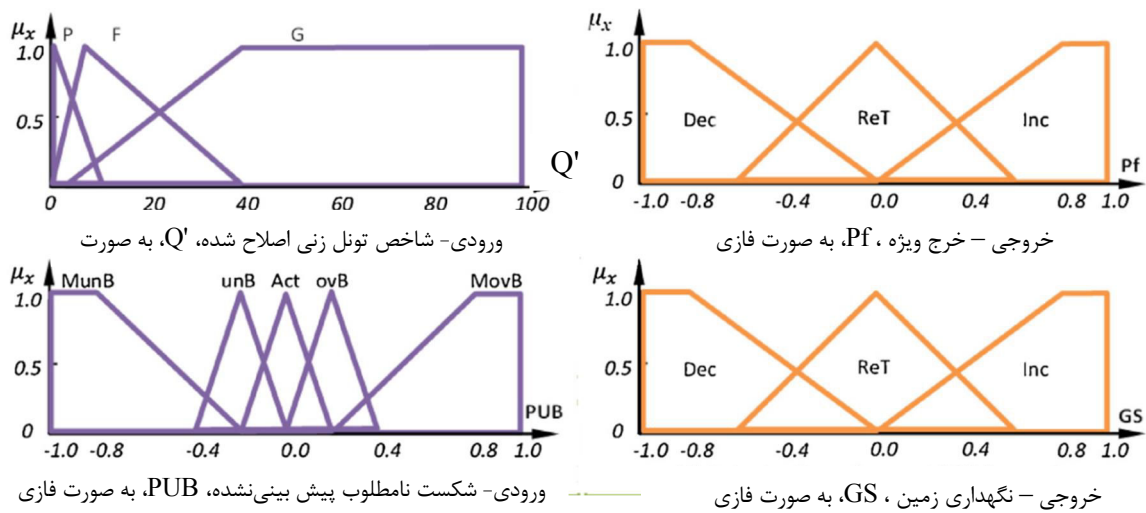
در مرحله دوم، مقادیر PUB و شاخص کیفی تونل‌زنی اصلاح شده، Q، به عنوان ورودی روش خبره فازی در نظر گرفته می‌شوند. با انجام فرآیندهای مربوطه مقادیر خرج ویژه<sup>۱</sup>، Pf و کنترل زمین<sup>۲</sup>، GS، در خروجی قرار خواهند گرفت و به این ترتیب مراحل CNFS پایان می‌پذیرد.

در این مطالعه در مرحله فازی، از روش ممدانی<sup>۳</sup> که دارای چهار مرحله به ترتیب شامل فازی‌سازی<sup>۴</sup>، ارزیابی قانون<sup>۵</sup>، جمع‌بندی خروجی‌های قوانین<sup>۶</sup> و غیرفازی کردن<sup>۷</sup> است استفاده شده است. همچنین مرحله فازی دارای دو ورودی و دو خروجی بوده و در آن از قانون اگر-آنگاه<sup>۸</sup> استفاده شده است. اعداد فازی مورد استفاده از دو نوع مثلثی و ذورنقه‌ای بوده‌اند. شکل ۳-۱۸ ورودی و خروجی پارامترهای مورد مطالعه را با استفاده از روش فازی ممدانی و با قانون اگر-آنگاه، نشان می‌دهد. جزئیات موارد مربوط به ورودی و خروجی در جدول ۳-۴ آمده است. با توجه به جدول مذکور که دارای ۲ ورودی و ۲ خروجی با زیرمجموعه‌های مشخص است، ۱۵ حالت برای کل ورودی‌ها و ۹ حالت برای کل خروجی‌ها و در نهایت ۱۳۵ قانون می‌تواند وجود داشته باشد. در این مطالعه به منظور بهینه‌سازی روش فازی تعداد ۹۸ قانون حذف و تعداد ۳۷ قانون به شرح جدول ۳-۵ باقی ماند.

- 
- 1 - Powder factor
  - 2 - Ground support
  - 3 - Mamdani
  - 4 - Fuzzyfication
  - 5 - Rule evaluation
  - 6 - Aggregation
  - 7 - Defuzzification
  - 8 - IF-THEN



شکل ۳-۱۷- نمای شماتیک از مراحل روش CNFS در پیش بینی UB (Jang et al, 2015)



شکل ۳-۱۸- نمای شماتیک از مراحل روش CNFS در پیش بینی UB (Jang et al, 2015)

جدول ۳-۴- جزئیات موارد ورودی و خروجی (Jang et al, 2015)

دامنه عددی	نماد	مقدار زبانی	دسته
[1, 1, 10]	<i>P</i>	ضعیف	ورودی: <i>Q'</i> فازی
[1, 7, 40]	<i>F</i>	متوسط	
[4, 40, 100, 100]	<i>G</i>	خوب	
[-1, -1, -0.8, -0.2]	<i>MunB</i>	شکست زیاد کمرباطین	ورودی: <i>PUB</i> فازی
[-0.4, -0.2, 0]	<i>UnB</i>	شکست کمرباطین	
[-0.2, 0, 0.2]	<i>Act</i>	قابل قبول	
[0, 0.2, 0.4]	<i>OvB</i>	شکست کمرباطین	
[0.2, 0.8, 1.1]	<i>MovB</i>	شکست زیاد کمرباطین	
[-1, -1, -0.8, 0]	<i>Dec</i>	کاهش	خروجی: <i>Pf</i> و <i>GS</i> فازی
[-0.6, 0, 0.6]	<i>ReT</i>	بدون تغییر	
[0, 0.8, 1, 1]	<i>Inc</i>	افزایش	

جدول ۳-۵- ماتریس قانون فازی اگر- آنگاه، با ۳۷ قانون (Jang et al, 2015)

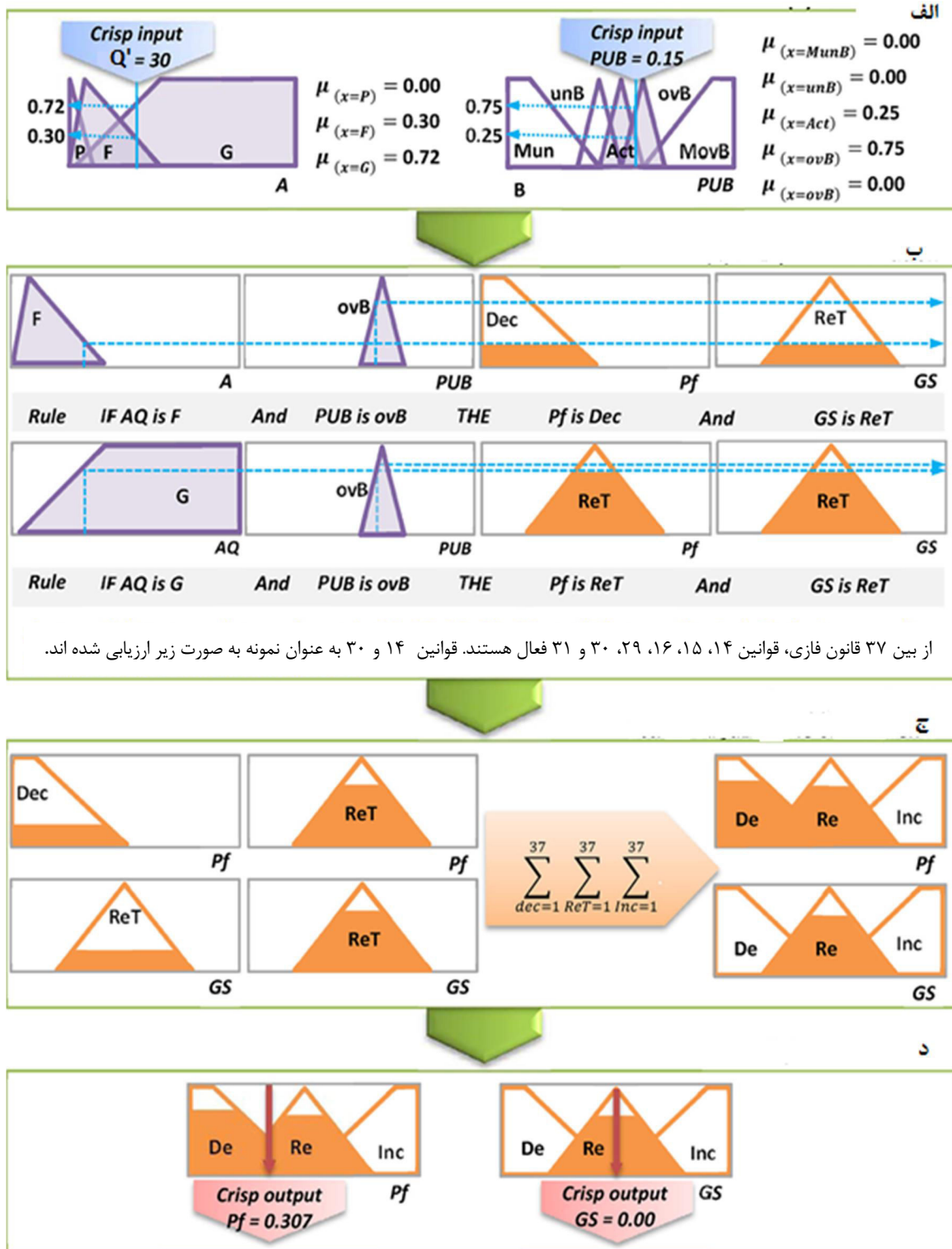
آنگاه		اگر		قانون
<i>GS</i>	<i>Pf</i>	<i>PUB</i>	<i>Q'</i>	
<i>Inc</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>P</i>	۱
<i>ReT</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>P</i>	۲
<i>ReT</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>P</i>	۳
<i>Inc</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>P</i>	۴
<i>ReT</i>	<i>Dec</i>	<i>ovB</i>	<i>P</i>	۵
<i>ReT</i>	<i>ReT</i>	<i>AcT</i>	<i>P</i>	۶
<i>ReT</i>	<i>ReT</i>	<i>unB</i>	<i>P</i>	۷
<i>ReT</i>	<i>Inc</i>	<i>unB</i>	<i>P</i>	۸
<i>ReT</i>	<i>Inc</i>	<i>Munb</i>	<i>P</i>	۹
<i>Inc</i>	<i>Dec</i>	<i>Movb</i>	<i>F</i>	۱۰
<i>ReT</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>F</i>	۱۱
<i>ReT</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>F</i>	۱۲
<i>Inc</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>F</i>	۱۳
<i>ReT</i>	<i>Dec</i>	<i>ovB</i>	<i>F</i>	۱۴
<i>ReT</i>	<i>ReT</i>	<i>ovB</i>	<i>F</i>	۱۵
<i>ReT</i>	<i>ReT</i>	<i>AcT</i>	<i>F</i>	۱۶
<i>ReT</i>	<i>ReT</i>	<i>unB</i>	<i>F</i>	۱۷
<i>ReT</i>	<i>ReT</i>	<i>unB</i>	<i>F</i>	۱۸
<i>ReT</i>	<i>Inc</i>	<i>unB</i>	<i>F</i>	۱۹
<i>ReT</i>	<i>Inc</i>	<i>unB</i>	<i>F</i>	۲۰
<i>ReT</i>	<i>Inc</i>	<i>Munb</i>	<i>F</i>	۲۱
<i>ReT</i>	<i>Inc</i>	<i>Munb</i>	<i>F</i>	۲۲
<i>Dec</i>	<i>Inc</i>	<i>Munb</i>	<i>F</i>	۲۳
<i>Dec</i>	<i>Inc</i>	<i>Munb</i>	<i>F</i>	۲۴
<i>Inc</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>G</i>	۲۵
<i>ReT</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>G</i>	۲۶
<i>ReT</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>G</i>	۲۷
<i>Inc</i>	<i>Dec</i>	<i>MovB</i>	<i>G</i>	۲۸
<i>ReT</i>	<i>Dec</i>	<i>Inc</i>	<i>G</i>	۲۹
<i>ReT</i>	<i>ReT</i>	<i>Inc</i>	<i>G</i>	۳۰
<i>ReT</i>	<i>ReT</i>	<i>AcT</i>	<i>G</i>	۳۱
<i>ReT</i>	<i>Inc</i>	<i>unB</i>	<i>G</i>	۳۲
<i>ReT</i>	<i>ReT</i>	<i>unB</i>	<i>G</i>	۳۳
<i>ReT</i>	<i>Inc</i>	<i>Munb</i>	<i>G</i>	۳۴
<i>Dec</i>	<i>Inc</i>	<i>Munb</i>	<i>G</i>	۳۵
<i>ReT</i>	<i>Inc</i>	<i>Munb</i>	<i>G</i>	۳۶
<i>Dec</i>	<i>Inc</i>	<i>Munb</i>	<i>G</i>	۳۷

در شکل ۳-۱۹ مراحل چهارگانه روش فازی به سبک ممدانی با ذکر مثالی از پیش‌بینی شکست نامطلوب آورده شده است. بخش (الف) شکل، مربوط به مرحله اول روش فازی است که در آن مقادیر غیرفازی مربوط به  $Q'$  و PUB به ترتیب برابر با ۳۰ و ۰/۱۵ داده شده است. بنابراین  $Q'$  در زیرمجموعه  $F$  و  $G$  و PUB در زیرمجموعه  $AcT$  و  $ovB$  قرار می‌گیرد و درجه عضویت به ترتیب برابر با ۰/۳۰، ۰/۷۲، ۰/۲۵ و ۰/۷۵ می‌شود. بخش (ب) شکل، مربوط به مرحله دوم روش فازی است که قوانین فازی در آن اعمال می‌شود. در این بخش که از میان ۳۷ قانون موجود در جدول ۳-۴ قوانین ۱۴، ۱۵، ۱۶، ۲۹، ۳۰ و ۳۱ فعال می‌باشند، به عنوان نمونه، ارزیابی قوانین ۱۴ و ۳۰ نشان داده شده است.

بخش (ج) شکل، مربوط به مرحله سوم روش فازی است که در آن خروجی‌های قوانین فعال گردآوری و جمع‌بندی شده و اثرات همه قوانین مربوط به زیرمجموعه‌های  $Pf$  و  $GS$  با هم ترکیب شده و در نهایت یک نتیجه از نوع فازی ارائه می‌شود. بخش (د) شکل، مربوط به مرحله آخر روش فازی که عبارت از غیر فازی کردن نتایج فازی است می‌باشد. روش‌های گوناگونی برای غیرفازی کردن وجود دارد که در این مطالعه از روش مرکز ثقل،  $COG^1$  استفاده شده است.

در شکل ۳-۲۰ نمای سه بعدی از مقادیر پیش‌بینی شکست نامطلوب، PUB و شاخص کیفی تونل‌زنی اصلاح شده،  $Q'$ ، به همراه خرج ویژه،  $Pf$ ، (شکل ۳-۲۰-الف) و نگهداری زمین،  $GS$ ، (شکل ۳-۲۰-ب) نشان داده است. همانگونه که از شکل مذکور مشاهده می‌شود مقادیر خروجی خرج ویژه و نگهداری زمین، بیشتر توسط پیش‌بینی شکست نامطلوب، PUB، کنترل می‌شوند و مقادیر شاخص کیفی تونل‌زنی اصلاح شده کنترل کمتری بر روی آنها دارند. همانگونه که در شکل ۳-۲۰-الف دیده می‌شود، در خارج از محدوده ۰/۴- و ۰/۴ PUB، نرخ کنترل خرج ویژه، PFCR به صورت ناگهانی تغییر می‌کند. در این محدوده مقادیر PFCR به سرعت به ۰/۶ یا ۰/۶- می‌رسند و این به آن معنی است که اگر پیش‌بینی شکست نامطلوب، بیشتر از ۴۰ درصد باشد (یعنی  $PUB \leq -0/4$  یا

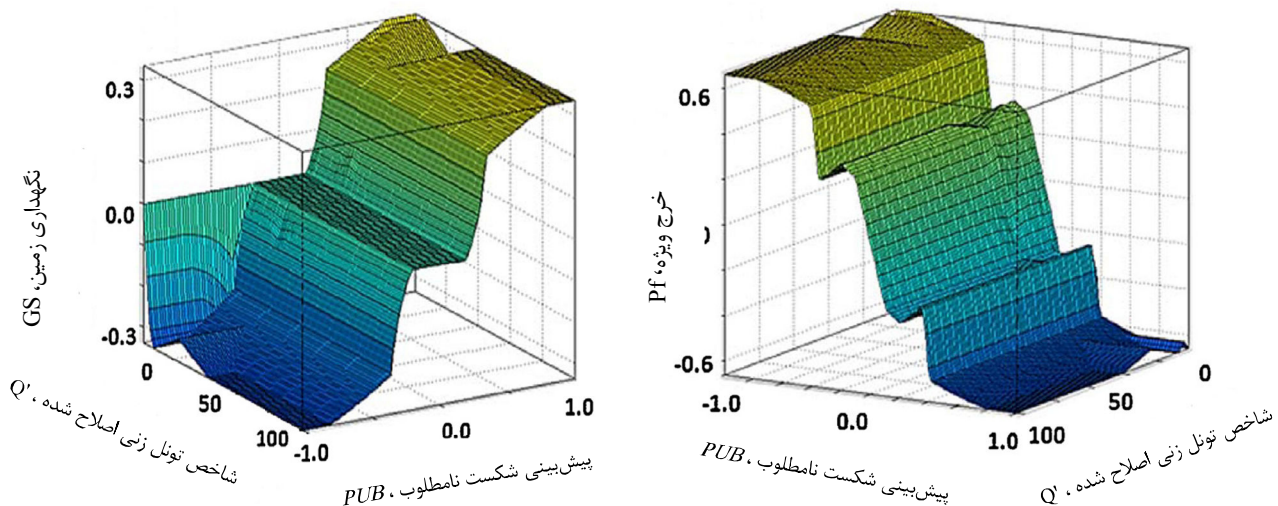
بايد تمامی پارامترهای طراحی کارگاه دوباره امتحان شوند.  $(PUB \geq 0.4)$  شکست نامطلوب، UB، به تنهایی توسط خرج ویژه قابل کنترل نیست و در این موارد



شکل ۳-۱۹- مثالی از روش فازی به سبک ممدانی برای پیش‌بینی UB (Jang et al., 2015)

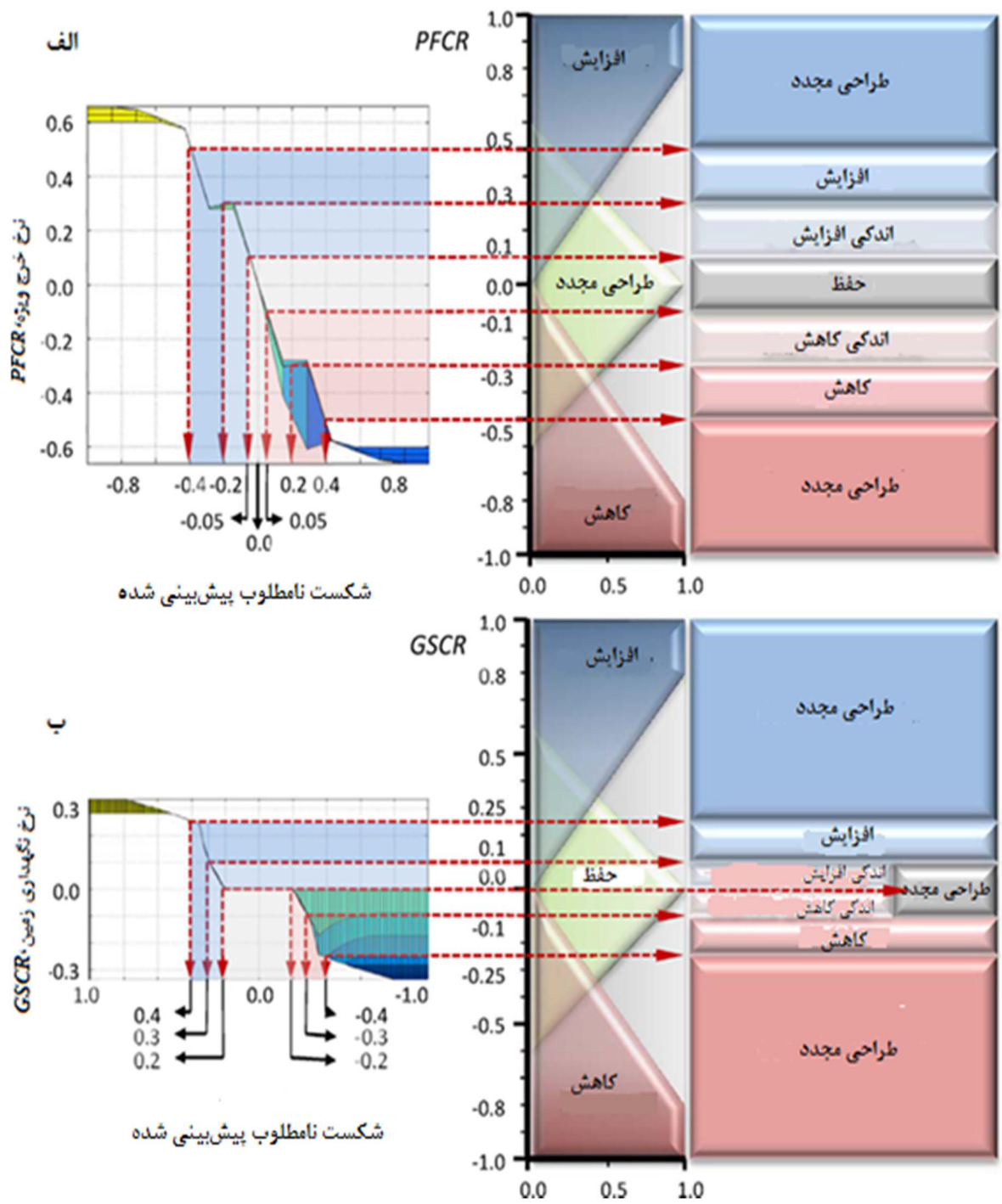
در شکل ۳-۲۰ ب، نرخ کنترل نگهداری زمین GSCR، دیده می‌شود. در این شکل نیز همان حالت تغییر ناگهانی شبیه PFCR مشاهده می‌شود با این تفاوت که این تغییر در خارج از محدوده ۰/۲ تا ۰/۴ و ۰/۲- تا ۰/۴-PUB، اتفاق می‌افتد. در خارج از این محدوده مقادیر GSCR به سرعت به ۰/۳۵- یا ۰/۳۵ می‌رسند.

نکته دیگر موجود در شکل مذکور این است که در محدوده ۰/۲- تا ۰/۲ PUB، مقدار GSCR در صفر باقی می‌ماند. این بخش صاف بیانگر این است که زمانی که کارگاه درصد کمی از UB را تحمل می‌کند، کارشناسان معدن کاری تمایل بیشتری در تغییر نگهداری زمین، GS، نسبت به تغییر خرج ویژه، Pf، دارند.



شکل ۳-۲۰- نمای سه بعدی از مقادیر PUB و Q' به همراه (الف): Pf، و (ب): GS (Jang et al., 2015)

از آنجا که روش FES بر پایه دانش کارشناسان معدن کاری زیرزمینی استوار شده است؛ در پایان مطالعه، یک راهنمای مشاوره‌ای مرحله به مرحله برای طراحی خرج ویژه، Pf، و کنترل زمین، GS بر اساس پیش‌بینی نرخ اضافه شکست، PUB و نرخ‌های خرج ویژه PFCR و نگهداری GSCR مطابق با شکل ۳-۲۱ تهیه شده است. همانطور که در شکل مذکور دیده می‌شود نرخ‌های کنترل از ۶ بخش بدون تغییر یا حفظ، اندکی افزایش، اندکی کاهش، افزایش، کاهش و طراحی مجدد تشکیل شده‌اند و با توجه به مقادیر مختلف PUB هر کدام از این ۶ بخش جهت برنامه‌ریزی معدن پیشنهاد می‌شود.



شکل ۳-۲۱- نقشه راهنما جهت برنامه‌ریزی مقادیر  $Pf$  و  $GS$  بر اساس مقادیر  $PUB$  (Jang et al., 2015)



### ۳-۴- روش‌های عددی

در روش‌های عددی با مدل کردن برخی از پارامترها نظیر شرایط تنش، ابعاد کارگاه، شیب کارگاه، ساختارهای زمین‌شناسی و سایر موارد مقدار ترقیق تعیین می‌شود. مدل‌سازی عددی نقش مهمی را در تحلیل پایداری کمربالا و تعیین ترقیق ایفا می‌کند. از آن‌جا که تنش‌های رهاشده<sup>۱</sup> به‌عنوان یک پارامتر اصلی برای تعیین ترقیق و ناپایداری کارگاه در روش‌های عددی محسوب می‌شوند، لازم است قبل از ارایه این روش‌ها توضیح مختصری از آنها به شرح زیر بیان شود.

تنش‌های رهاشده در اطراف فضای حفاری یکی از فاکتورهای اصلی در ناپایداری فضای زیرزمینی محسوب می‌شوند. هنگامی که یک فضای زیرزمینی در سنگ‌های تحت تنش ایجاد می‌شود، مقدار و جهت تنش‌ها در اطراف فضای حفاری تغییر کرده و فضای حفاری در یک زون رهاشده از تنش با تنش‌های صفر یا کششی قرار می‌گیرد. در داخل این زون، بلوک‌های سنگی منفرد و مجزا به‌علت عدم وجود نیروهای محصورکننده، در اثر نیروی ثقل ریزش می‌کنند (Wang, 2004). در نتیجه می‌توان گفت که یکی از پارامترهای مؤثر بر ناپایداری کارگاه، زون رهاشده از تنش می‌باشد. تنش‌های مربوط به این زون را می‌توان به کمک مدل‌سازی عددی آنالیز کرد.

در سال‌های اخیر، کاربرد مدل‌سازی عددی در تعیین ترقیق نسبت به روش‌های تجربی رشد چشم‌گیری داشته است. در این روش‌ها اغلب، پارامترهایی نظیر هندسه کارگاه، وضعیت تنش‌ها و ساختارهای زمین‌شناسی در نظر گرفته می‌شود. مدل‌سازی‌های عددی که تاکنون برای تعیین ترقیق در معادن زیرزمینی فلزی انجام شده، در ادامه آمده‌اند.

### ۳-۴-۱- مدل‌سازی سوریننی و همکاران

سوریننی<sup>۲</sup> و همکاران در سال ۱۹۹۹ تأثیر گسل بر ایجاد ترقیق را با استفاده از نرم‌افزار PHASE2 در کارگاه‌های باز بررسی کردند. آن‌ها زاویه بین گسل و کارگاه، زاویه اصطکاک داخلی گسل و نیز موقعیت قرارگیری گسل و کمربالای کارگاه نسبت به هم را به‌عنوان مهم‌ترین فاکتورهای مؤثر بر

---

1 - Relaxation stress  
2- Suorineni

شدت ریزش بررسی کرده و رابطه ۱۷-۳ و نمودارهای شکل‌های ۲۲-۳ تا ۲۴-۳ را ارائه کردند (Suorineni et al, 1999).

$$ELOS_f = ELOS_t - ELOS_n \quad (17-3)$$

که در آن،

$ELOS_f$ ، اضافه شکست ناشی از گسل بر حسب متر.

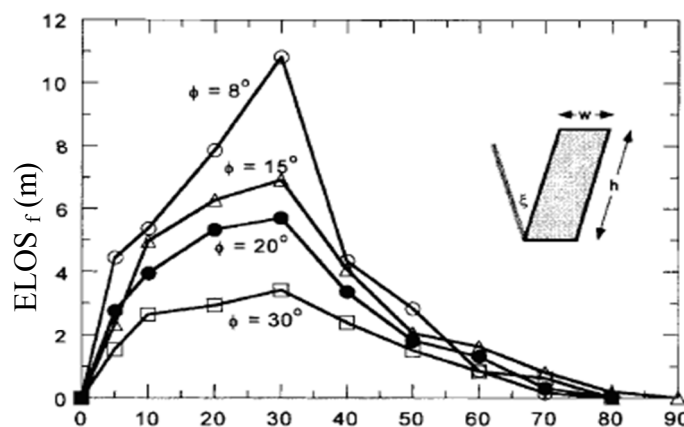
$ELOS_t$ ، اضافه شکست کلی بر حسب متر.

$ELOS_n$ ، اضافه شکست ناشی از کارگاه بدون گسل بر حسب متر است.

نتایج حاصل از مطالعه آنها به شرح زیر است.

زمانی که مقدار  $ELOS_f$  صفر یا منفی باشد گسل بر ریزش تأثیری ندارد.

اگر زاویه بین گسل و کمر بالای کارگاه،  $(\xi)$ ، بین ۱۰ تا ۴۰ درجه باشد، شرایط کارگاه نامناسب خواهد بود. به گونه‌ای که تحت زاویه ۳۰ درجه کارگاه ناپایدار بوده و در نتیجه بیشترین میزان ترقیق ایجاد می‌شود. نمودار شکل ۳-۲۲، تغییرات مقدار  $ELOS_f$  بر اساس زاویه بین گسل و کمر بالای کارگاه را نشان می‌دهد. این شکل همچنین تأثیر زاویه اصطکاک داخلی گسل بر اندازه و پتانسیل زون ریزشی را نشان داده است.

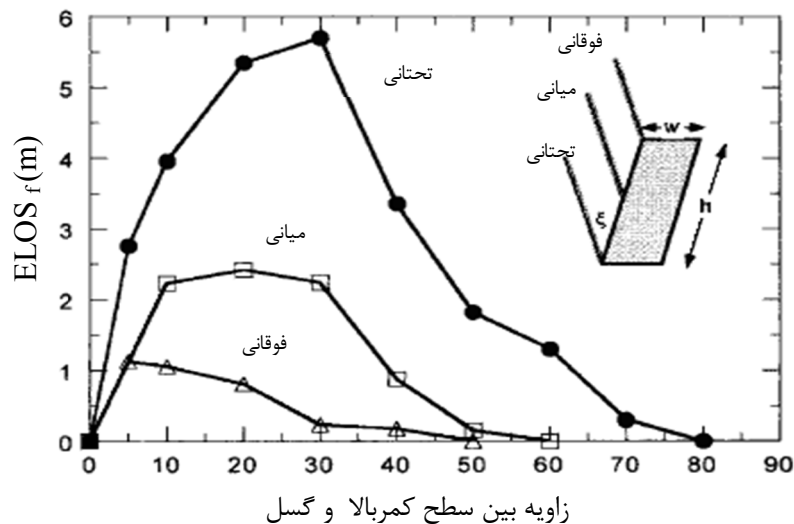


زاویه بین گسل و سطح کمر بالای کارگاه ( $\xi$ )

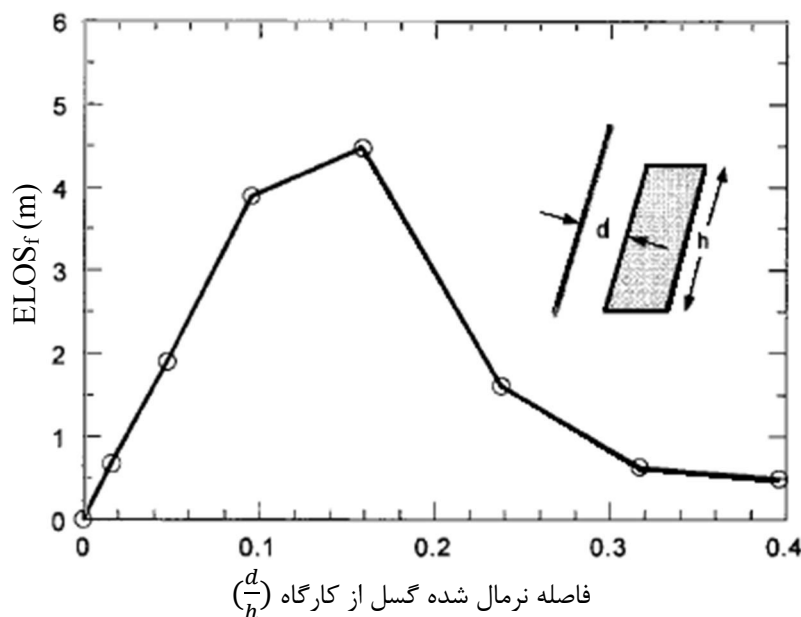
شکل ۳-۲۲- تأثیر زاویه بین گسل و کمر بالای کارگاه بر مقدار  $ELOS_f$  (Suorineni et al, 1999)

همانگونه که مشاهده می‌شود، هر چه زاویه اصطکاک داخلی (مقاومت برشی) گسل افزایش یابد میزان تأثیر گسل بر مقدار ریزش، کاهش یافته و در نتیجه میزان ترقیق کمتری ایجاد می‌شود. همچنین

میزان تأثیر موقعیت گسل نسبت به کمربالا، در ایجاد ترقیق مورد مطالعه قرار گرفت. این مطالعه بر روی تأثیر وجود گسل در سه بخش تحتانی، میانی و فوقانی کمربالا صورت پذیرفت و تأثیر زاویه بین گسل و کمربالای کارگاه بر مقدار  $ELOS_f$  در این سه بخش مورد بررسی قرار گرفت. شکل ۳-۲۳ مقدار ریزش را برای گسل (با زاویه ۴۰ درجه) در موقعیت‌های مختلف نشان می‌دهند. بر این اساس، زمانی که گسل در بخش تحتانی کارگاه واقع شود، بیشترین مقدار ریزش و ترقیق رخ خواهد داد. در این تحقیق، همچنین مقدار ریزش برای حالت گسل موازی با کمربالای کارگاه بررسی شده است. شکل ۳-۲۴ تغییرات مقدار  $ELOS_f$  را برای فواصل مختلف گسل نسبت به کمربالای کارگاه نشان می‌دهد. با توجه به این شکل‌ها، زمانی که گسل خیلی نزدیک به کمربالای کارگاه باشد مقدار ریزش کمتر خواهد شد. درحالی‌که اگر گسل‌ها در فاصله نرمال (نسبت فاصله گسل از کارگاه به ارتفاع کارگاه،  $\frac{d}{h}$ ) بین ۰/۰۸ تا ۰/۲ از کمربالای کارگاه وجود داشته باشند، مقدار ترقیق افزایش می‌یابد و اگر این فاصله بیشتر از مقدار ۰/۳ باشد، مقدار  $ELOS_f$  ناچیز خواهد شد.



شکل ۳-۲۳- تأثیر موقعیت گسل نسبت به کمربالای کارگاه بر مقدار ترقیق (Suorineni et al, 1999)



شکل ۳-۲۴- تأثیر فاصله نرمال گسل با کمربالای کارگاه بر مقدار  $ELOS_f$  (Suorineni et al, 1999)

### ۳-۴-۲- مدل سازی وانگ

وانگ در سال ۲۰۰۴، یک سری مدل سازی عددی را با استفاده از نرم افزار Examine3D بر روی کمربالای کارگاه های باز انجام داد. در این مدل سازی ها تأثیر هندسه کارگاه، شرایط تنش و نوع کارگاه بر ترقیق بررسی و مقدار آن بر اساس عمق زون رهاشده از تنش خطی معادل<sup>۱</sup> تعیین شد (Wang, 2004) همانطور که پیشتر گفته شد هنگامی که یک فضای زیرزمینی در سنگ های تحت تنش ایجاد می شود، مقدار و جهت تنش ها در اطراف فضای حفاری تغییر کرده و این فضا در یک زون دارای تنش های صفر یا منفی (کششی) قرار می گیرد. که به این زون، زون رهاشده از تنش می گویند. اغلب زون رهاشده از تنش منجر به ناپایداری و ریزش فضاهای حفاری شده و در پی آن ترقیق ایجاد می شود. در این مدل سازی، عمق زون رهاشده از تنش خطی معادل، مطابق رابطه ۳-۱۸ تعریف می شود.

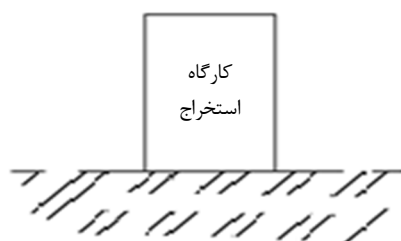
$$ELRD = \frac{V}{S} \quad (3-18)$$

1- Equivalent linear relaxation depth (ELRD)

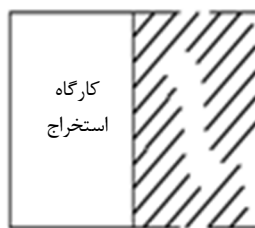
که در آن،  $ELRD$ ، عمق زون رهاشده از تنش خطی معادل بر حسب متر،  $V$ ، حجم زون رهاشده از تنش بر حسب متر مکعب و  $K$ ، سطح زون رهاشده از تنش بر حسب متر مربع است. با توجه به مطالب فوق نتایج حاصل از این مدل‌سازی به شرح زیر است (Wang, 2004):

- نتایج حاصل از بررسی تأثیر تنش و هندسه کارگاه بر میزان ترقیق نشان می‌دهد که  $ELRD$  به شعاع هیدرولیکی و نسبت تنش‌های برجا،  $K$ ، بستگی دارد. این بدین معناست که با افزایش شعاع هیدرولیکی، مقدار  $ELRD$  به‌طور خطی افزایش می‌یابد همچنین با افزایش نسبت تنش‌های برجا، مقدار  $ELRD$  افزایش می‌یابد.
- نتایج حاصل از بررسی تأثیر نوع کارگاه بر میزان ترقیق نشان می‌دهد که انجام فعالیت‌های استخراجی در کارگاه‌های اطراف، تأثیر به‌سزایی بر وضعیت تنش‌ها دارد. وضعیت تنش‌های برجا در کارگاه (یعنی نسبت تنش افقی به عمودی) مستقیماً تحت تأثیر سکانس‌ها و موقعیت کارگاه در ارتباط با کارگاه‌های استخراج‌شده اطراف قرار می‌گیرد. با پیشروی کارگاه، تنش‌ها به کارگاه‌های اطراف القا شده و یک زون رهاشده از تنش در کمربالای کارگاه در حال پیشروی ایجاد می‌شود، که این زون باعث ایجاد ترقیق در کارگاه می‌شود. برای ارزیابی تأثیر تنش‌های قبل از استخراج ناشی از کارگاه‌های مجاور، ۶ نوع کارگاه مطابق شکل ۳-۲۵ در نظر گرفته شده است.

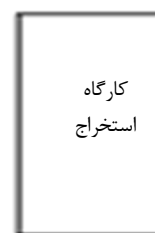
با توجه به نتایج حاصله، کارگاه نوع ۱ دارای کمترین مقدار  $K$  (نسبت تنش افقی القایی به تنش قائم القایی) و کارگاه نوع ۶ دارای بیشترین مقدار  $K$  است. در شکل ۳-۲۶ ارتباط بین  $ELRD$  و شعاع هیدرولیکی، با توجه به نوع کارگاه نشان داده شده است. بر اساس این شکل می‌توان عمق زون رهاشده از تنش خطی معادل و در نتیجه میزان ترقیق را تعیین کرد.



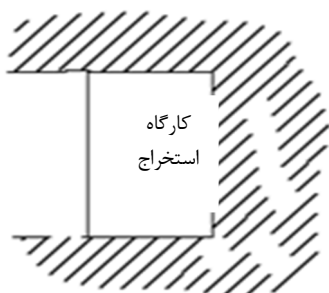
الف) اولین کارگاه استخراج



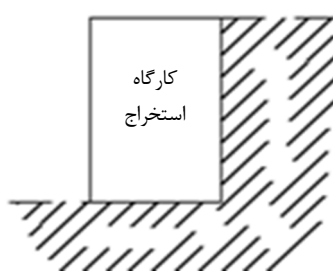
ب) یک کارگاه در یک طرف استخراج و خاکریزی شده است



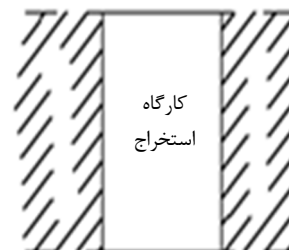
ج) یک کارگاه در پایین استخراج و خاکریزی شده است



د) دو کارگاه در دو طرف استخراج و خاکریزی شده‌اند

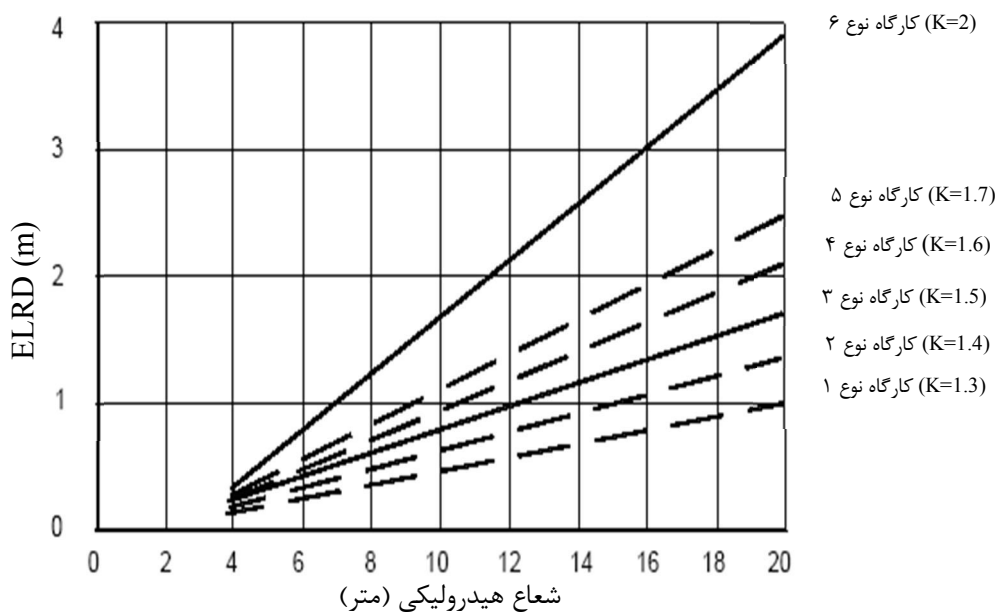


ه) یک کارگاه در پایین و یک کارگاه در یک طرف استخراج و خاکریزی شده‌اند



و) یک کارگاه در پایین و یک کارگاه در بالا و یک کارگاه در یک طرف استخراج و خاکریزی شده‌اند

شکل ۳-۲۵- رده‌بندی انواع کارگاه بر اساس کارگاه‌های استخراج‌شده اطراف (Wang, 2004)



شکل ۳-۲۶- تأثیر نوع کارگاه و شعاع هیدرولیکی بر مقدار ELRD (Wang, 2004)

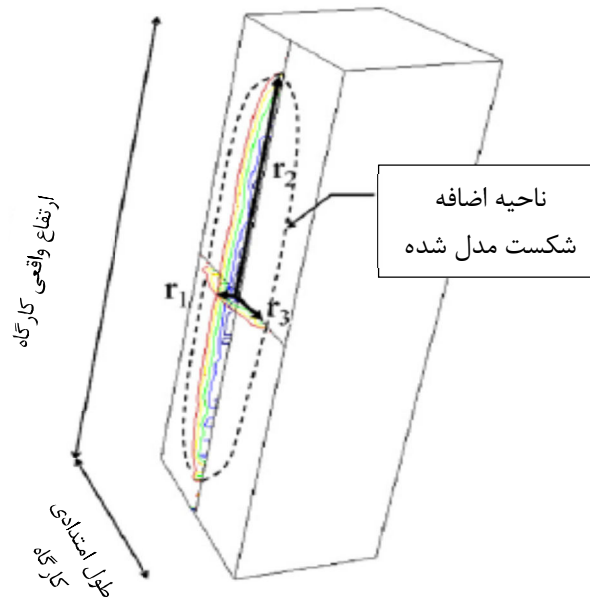
### ۳-۴-۳- مدل‌سازی هنینگ و میتری

هنینگ<sup>۱</sup> و میتری<sup>۲</sup> (۲۰۰۷) مدل‌سازی عددی ترقیق را با رویکرد ELOS، در معدن فلزی با روش استخراج کارگاه با چال‌های انفجاری<sup>۳</sup> انجام دادند. توضیح اینکه معدن‌کاری چال انفجاری<sup>۴</sup> که به آن معدن‌کاری چال‌بلند<sup>۵</sup> نیز گفته می‌شود روشی است که در آن از چال‌های بلند برای تولید ماده معدنی استفاده می‌شود. در این روش با حفاری و آتشیاری بزرگ‌مقیاس، در یک وعده آتشیاری حجم بسیار زیادی از ماده معدنی شکسته می‌شود. برش‌های آتشیاری شده سنگ در حفره درون کارگاه فرو ریخته و کارگاه خالی را پر می‌کنند. این روش در معادنی به کار می‌رود که هم ماده معدنی و هم سنگ پیرامون آن مقاوم باشند. این روش در شیب‌های متغیر تا قائم و در شکل‌ها و اندازه‌های مختلف به کار گرفته می‌شود. در این روش قابلیت انتخاب محدود است (Henning and Mitri, 2007). این روش به دلیل حجیم بودن، همراه با اضافه شکست‌ها (شکستگی‌های ناخواسته) می‌باشد. چال‌های تولید معمولاً در قطرهای بین ۵۰ تا ۱۱۰ میلیمتر و در الگوی بادبزی و در صورت شیب‌دار بودن کارگاه در الگوی موازی حفر می‌شوند. شرایط زمین و ضخامت ماده معدنی، ابعاد کارگاه را تعیین می‌کنند (Henning and Mitri, 2007).

هنینگ و میتری با استفاده از نرم افزار Map3D و مدل کردن یک سری از کارگاه‌های استخراج، تأثیر تنش‌های اصلی، عمق کارگاه و هندسه کارگاه را در میزان اضافه شکست کمربالا و ایجاد ترقیق مطالعه کردند. فضای دارای پتانسیل اضافه شکست کمربالا به شکل نیمه بیضوی کشیده شده، مطابق با شکل ۳-۲۷، شبیه‌سازی شد که حجم آن از رابطه ۳-۱۹، قابل محاسبه است.

---

1 -Henning  
2 -Mitri,  
3 -Blasthole stoping  
4 -Blast hole mining  
5 -Long-hole mining



شکل ۳-۲۷- فضای دارای پتانسیل اضافه شکست کمر بالای کارگاه (Henning and Mitri, 2007)

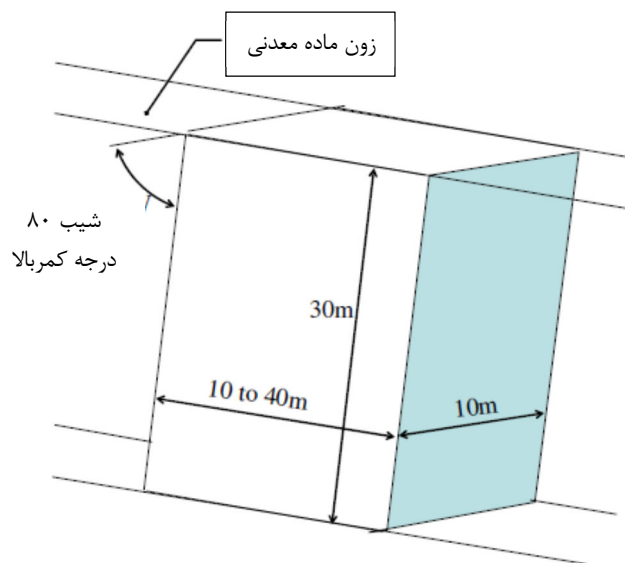
$$V = (2\pi/3)r_1r_2r_3(m^3) \quad (3-19)$$

که در آن  $r_1$ ،  $r_2$  و  $r_3$  شعاع‌های افقی و قائم فضای اضافه شکست تا مرکز دیواره کمر بالا هستند. در این مطالعه برای کمی کردن مقدار ترقیق در شبیه‌سازی سه‌بعدی، مفهوم دانسیته ترقیق  $DD^1$ ، مطابق با رابطه ۳-۲۰ پیشنهاد شد.

$$DD(m) = \frac{\text{حجم نیمه بیضوی کشیده شده (} m^3 \text{)}}{\text{مساحت فضای بی حفاظ (} m^2 \text{)}} \quad (3-20)$$

کارگاه مدل شده اولیه مطابق با شکل ۳-۲۸، دارای ضخامت ۱۰ متر و طول ۱۰ تا ۴۰ متر و ارتفاع مایل ۳۰ متر و زاویه نسبت به افق ۸۰ درجه در نظر گرفته شد. مدل‌های گوناگون کارگاه با شرایط متغیر ابعاد، عمق و تنش  $\sigma_3$  ساخته شد و تأثیر هر کدام از عوامل مذکور در مقدار دانسیته ترقیق مشخص شد.





شکل ۳-۲۸- هندسه اولیه کارگاه مدل شده (Henning and Mitri, 2007)

تأثیر عمق کارگاه: عمق کارگاه در سه حالت کم، متوسط و زیاد، به ترتیب ۷۵۰، ۱۵۰۰ و ۲۲۵۰ متر در نظر گرفته شد تا تأثیر افزایش عمق در مقدار ترقیق مشخص شود. همانطور که از شکل ۳-۲۹ مشاهده می‌شود در یک طول امتدادی<sup>۱</sup> معین، افزایش عمق تحت شرایط تنش  $\sigma_3=0$  Mpa، سبب افزایش خطی با شیب بسیار کم در مقدار دانسیته ترقیق می‌شود. که نشانگر تأثیر کم عمق در مقدار ترقیق است. اما با کاهش تنش به مقدار  $\sigma_3=-0.5$  Mpa، تغییرات دانسیته ترقیق، مطابق با شکل ۳-۳۰ افزایش می‌یابد.

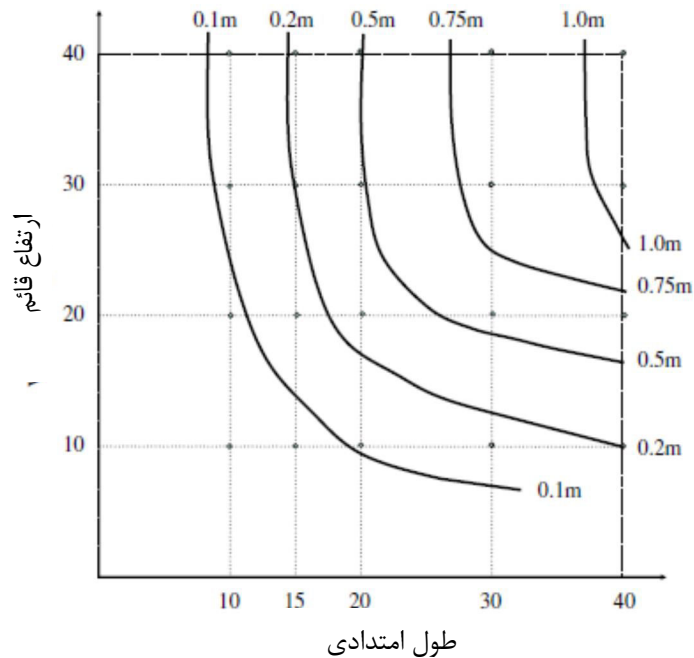


شکل ۳-۲۹- تأثیر عمق در مقدار دانسیته ترقیق در حالت  $\sigma_3=0$  Mpa (Henning and Mitri, 2007)



شکل ۳-۳۰- تأثیر عمق در مقدار دانسیته ترقیق در حالت  $\sigma_3 = -0.5 \text{ Mpa}$  (Henning and Mitri, 2007)

**تأثیر ارتفاع و طول امتدادی کارگاه:** با افزایش ارتفاع کارگاه در یک طول امتدادی مشخص، دانسیته ترقیق افزایش می‌یابد. همچنین افزایش طول امتدادی کارگاه در ارتفاع مشخص سبب افزایش دانسیته ترقیق می‌شود. این موضوع در وضعیت تنش  $\sigma_3 = 0 \text{ (MPa)}$  در شکل ۳-۳۱ به صورت نمودار نشان داده شده است.



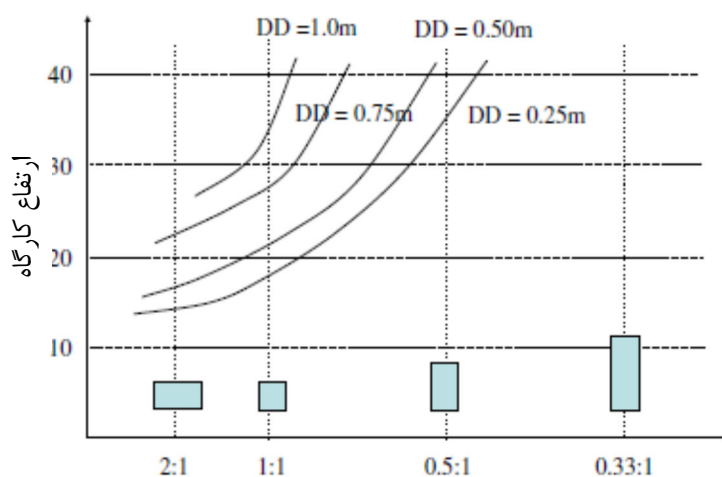
شکل ۳-۳۱- تأثیر ارتفاع و طول امتدادی در دانسیته ترقیق در وضعیت تنش  $\sigma_3 = 0 \text{ Mpa}$  (Henning and Mitri,

2007)

همچنین تأثیر نسبت شکل،  $AR^1$ ، که مبین هندسه کارگاه است و مطابق با رابطه ۳-۲۱ به صورت نسبت طول امتدادی به ارتفاع واقعی کارگاه تعریف می‌شود، در میزان دانسیته ترقیق مشخص شده است. این تأثیر در شکل ۳-۳۲ نشان داده شده است. همانطور که در شکل مذکور مشاهده می‌شود در وضعیت تنش  $\sigma_3=0$  MPa، در یک ارتفاع مشخص، افزایش نسبت شکل، سبب افزایش دانسیته ترقیق می‌شود. همچنین در یک طول امتدادی مشخص، افزایش ارتفاع سبب افزایش دانسیته ترقیق می‌شود.

$$AR = \frac{\text{طول امتدادی کارگاه}}{\text{ارتفاع واقعی کارگاه}} \quad (۳-۲۱)$$

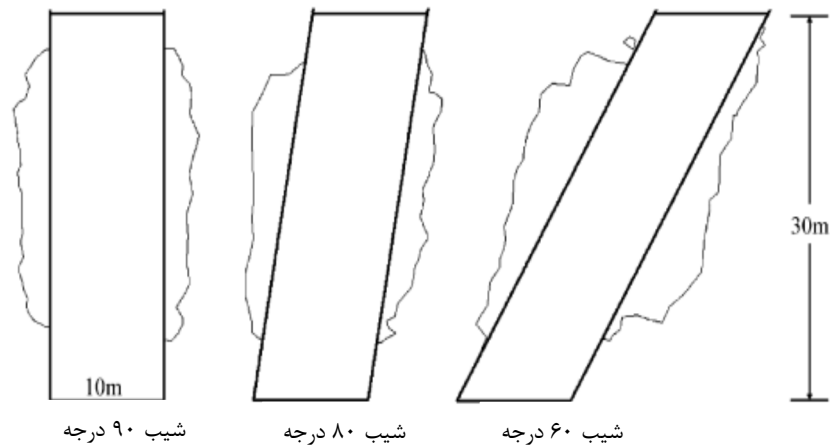
تأثیر زاویه شیب کمر بالا: از آنجا که با استخراج کارگاه، وضعیت توزیع تنش در اطراف آن به هم می‌خورد و یک زون رهاشده از تنش ایجاد می‌شود، دانستن توزیع این زون می‌تواند در پیش‌بینی میزان ترقیق مفید باشد. در شکل ۳-۳۳ زون رهاشده از تنش برای کارگاه با شیب‌های کمر بالای ۹۰، ۸۰ و ۶۰ درجه نشان داده شده است. کاهش شیب کمر بالا سبب تغییر نامتقارن توزیع زون رهاشده از تنش می‌شود. این تغییر می‌تواند سبب تغییر در میزان ترقیق شود.



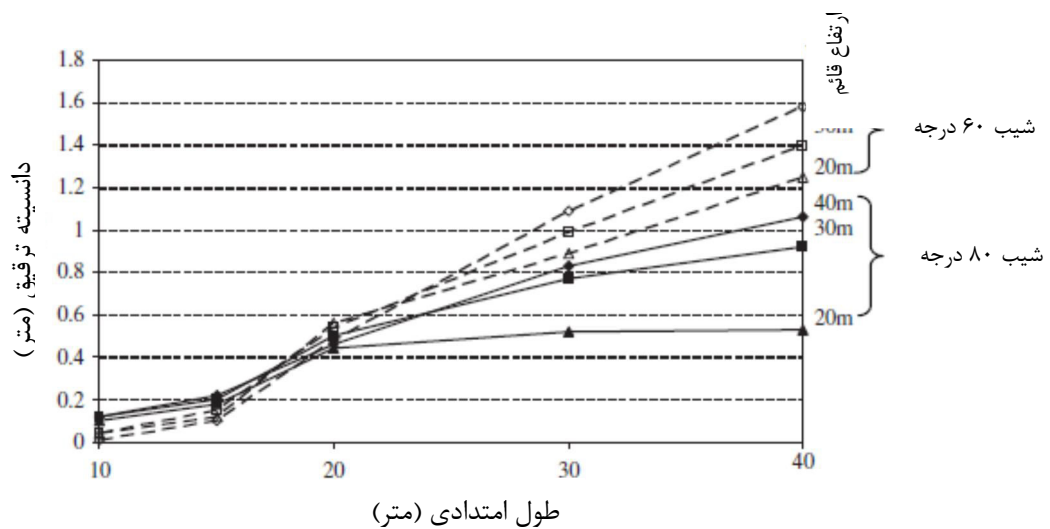
شکل ۳-۳۲- تأثیر فاکتور شکل و ارتفاع کارگاه در دانسیته ترقیق در وضعیت تنش  $\sigma_3=0$  Mpa

(Henning and Mitri, 2007)

تغییرات ترقیق ناشی از تغییرات زاویه شیب کمربالا در شکل ۳-۳۴ قابل مشاهده است. همانطور که از شکل مذکور ملاحظه می‌شود در یک طول امتدادی مشخص، کاهش شیب کمربالا، افزایش ترقیق را به همراه خواهد داشت ضمن این که در همان طول امتدادی و شیب مشخص افزایش ارتفاع قائم نیز سبب افزایش ترقیق می‌شود.



شکل ۳-۳۳- تأثیر زاویه شیب کمربالا در توزیع زون رهاشده از تنش (Henning and Mitri, 2007)



شکل ۳-۳۴- تأثیر زاویه شیب کمربالا و ارتفاع قائم در دانسیته ترقیق در وضعیت تنش  $\sigma_3=0$  Mpa

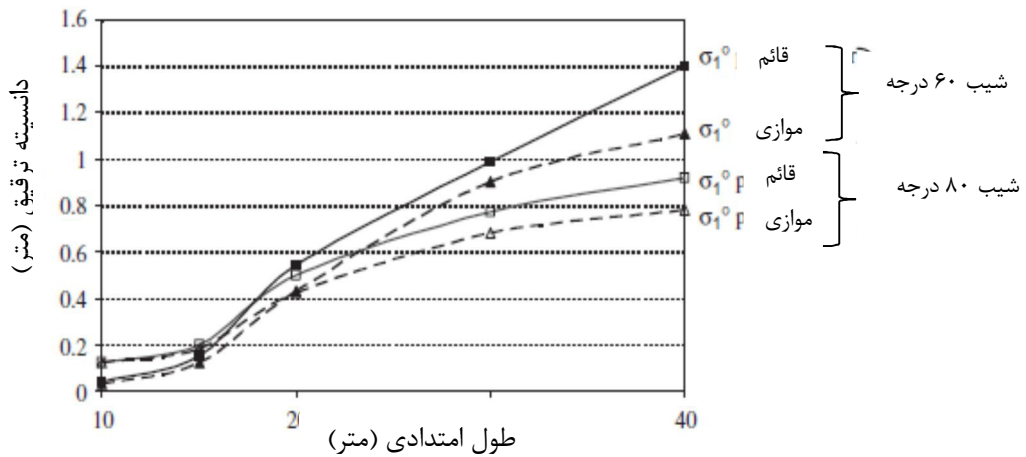
(Henning and Mitri, 2007)

**تأثیر جهت یافتگی تنش‌های اصلی:** برای بررسی تأثیر جهت یافتگی تنش‌های اصلی بر روی اضافه شکست، با استفاده از نرم افزار Map3D دو جهت یافتگی اصلی  $\sigma_1$  یکی موازی با امتداد کارگاه و

دیگری عمود بر آن و در وضعیت  $\sigma_3=0$  MPa در نظر گرفته شد و میزان تأثیر آن در ترقیق کارگاه‌های با زاویه شیب کمر بالای ۶۰ و ۸۰ درجه سنجیده شده است که نتایج آن در شکل ۳-۳۵ آمده است. همانگونه که از شکل مذکور مشاهده می‌شود کاهش شیب، سبب افزایش مقدار تنش‌های اصلی و به دنبال آن افزایش دانسیته ترقیق می‌شود. همچنین در یک زاویه شیب مشخص، دانسیته ترقیق ناشی از تنش‌های عمود بر امتداد کارگاه بیشتر از دانسیته ترقیق ناشی از تنش‌های موازی با امتداد کارگاه می‌باشد.

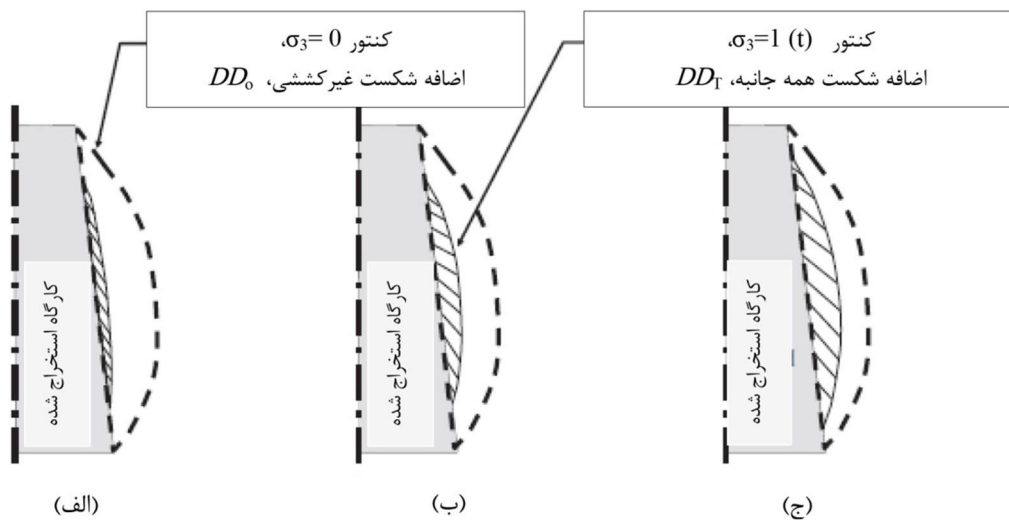
در یک جمع‌بندی کلی از مدل‌سازی عددی ترقیق، در معدن با کارگاه با چال‌های انفجاری، می‌توان چهار نوع دانسیته ترقیق را شناسایی و تعریف کرد که عبارتند از (Henning and Mitri, 2007):

- دانسیته ترقیق غیرکششی،  $DD_O$ ، که در عمق کم رخ می‌دهد و در آن مقدار  $\sigma_3$  برابر با صفر است (مطابق با شکل ۳-۳۶-الف).
- دانسیته ترقیق همه جانبه،  $DD_T$ ، که وابسته به عمق است و در آن مقدار  $\sigma_3$  کمتر از صفر و از نوع کششی است (مطابق با شکل‌های ۳-۳۶-ب و ۳-۳۶-ج).
- دانسیته ترقیق حاصل از فاکتورهای ساختمانی،  $DD_{CF}$ ، که با افزایش عمق افزایش می‌یابد و وقتی رخ می‌دهد که مقاومت کششی سنگ بکر از بین برود. منشأ آن اثرات انسانی نظیر آتشباری، انحراف چال و زیربرش است.
- دانسیته ترقیق حاصل از فاکتورهای خارجی،  $DD_E$ ، که شامل کیفیت توده سنگ، جهت‌یافتگی تنش‌های اصلی، شکل کارگاه و شرایط واقع شدن کارگاه است.



شکل ۳-۳۵- تأثیر جهت یافتگی تنش های اصلی در دانسیته ترقیق در وضعیت تنش  $\sigma_3=0$  Mpa

(Henning and Mitri, 2007)



شکل ۳-۳۶- تأثیر عمق معدن کاری در وضعیت دانسیته ترقیق، (الف): عمق کم، (ب): عمق متوسط، (ج): عمیق

(Henning and Mitri, 2007)

### ۳-۵- نقد و بررسی مطالعات مروری

مطالعه تحقیقات انجام شده در زمینه عوامل ایجاد کننده ترقیق بیان گر این است که، پارامترهای زیادی می توانند در ایجاد ترقیق نقش داشته باشند. هیچکدام از روش هایی که تاکنون برای این منظور

ارایه شده‌اند اعم از تجربی و عددی قادر به در نظر گرفتن تمامی پارامترهای مؤثر در ترقیق نیستند. روش‌های تجربی، که میزان ترقیق در آنها بر اساس روابط و نمودارهای حاصل از داده‌های تجربی جمع‌آوری شده از معادن و قضاوت‌های مهندسی تخمین زده می‌شود، زمانی از قابلیت اطمینان بالایی برخوردارند که:

الف- تعداد و تنوع داده‌ها زیاد باشد.

ب- برای ارایه رابطه یا نموداری جامع، داده‌ها از ضریب همبستگی بالایی برخوردار باشند.

ج- در جمع‌آوری این داده‌ها کلیه فاکتورهای مؤثر بر ترقیق مدنظر قرار گیرند.

در مدل تجربی که توسط آنلز ارائه شد، فقط یک پارامتر، آن هم ضخامت لایه به عنوان پارامتر مؤثر در ترقیق در نظر گرفته شد همچنین در مدل تجربی که توسط پاکالنیس ارائه شده است، ترقیق به صورت تابعی از مقدار ریزش سقف و دیواره بیان شده و سایر پارامترها نادیده گرفته شدند. در مدل تجربی که توسط وانگ و همکاران ارائه شد، اگرچه تعداد پارامتر بیشتری مورد تجزیه و تحلیل قرار گرفته‌اند و می‌توان آن را در مقایسه با روش‌های تجربی دیگر جامع‌تر و دقیق‌تر دانست، ولی باز هم نمی‌توان آن را برای تمام معادن به کار گرفت. زیرا این روش تنها برای شرایط معادن کانادا ارایه شده است. همچنین در این مدل، پارامترهایی نظیر ساختارهای زمین‌شناسی و شرایط هیدرولوژی مدنظر قرار نگرفته‌اند. اکثر مدل‌های تجربی که تاکنون ارایه شده‌اند داده‌های تجربی از تعداد موارد مطالعاتی خاص جمع‌آوری شده است. از جمله این مدل‌ها می‌توان به مدل پاکالنیس، مدل کلارک و مدل وانگ و همکاران و مدل استوارت و ترومن اشاره کرد که روابط و نمودارها تنها بر اساس شرایط معادن کانادا ارایه شده است. اگرچه این مدل‌ها بر اساس داده‌های تجربی زیادی بیان شده‌اند ولی ممکن است در معادن دیگر کارایی نداشته باشند.

در روش‌های عددی با مدل کردن پارامترهای مؤثر، تأثیر آن‌ها بر ترقیق تعیین می‌شود. از آنجایی که در این روش‌ها می‌توان اکثر پارامترهای مؤثر بر ترقیق را مدل کرد این روش‌ها از قابلیت اطمینان بالایی برخوردارند. روش‌های عددی که تاکنون ارایه شده‌اند، تنها تعداد محدودی از پارامترهای مؤثر

بر ترقیق را مدنظر قرار داده‌اند. به‌عنوان مثال در مدل‌سازی سوربینی و همکاران، تأثیر پارامترهای هندسی گسل بر ترقیق در نظر گرفته شده و از فاکتورهای دیگر صرف‌نظر شده است. در مدل‌سازی وانگ و همکاران، پارامترهای هندسی کارگاه، شرایط تنش و نوع کارگاه و در مدل‌سازی هنینگ و همکاران عمق معدن‌کاری، هندسه کارگاه و جهت تنش‌های برجا در نظر گرفته شده است و در هیچ یک از مدل‌سازی‌های فوق یک رابطه یا نموداری که بتواند میزان ترقیق را براساس تمامی فاکتورهای مؤثر تعیین کند، وجود ندارد.

استفاده از مدل‌های عددی در پیش‌بینی ترقیق دارای این مزیت است که قابلیت بالایی در بررسی جامع و کامل تأثیرات تنش‌های القایی (که تحت کنترل نبوده و قابل تغییر نیستند) بر روی اضافه شکست و ایجاد ترقیق و نیز نمایش کامل و دقیق از مکانیسم ریزش و شکست اضافه دارند.

انتقاد دیگری که بر تحقیقات گذشته وارد است این است که این مطالعات تنها بر روی روش‌های خاصی از معدن‌کاری نظیر معدن‌کاری با کارگاه‌های باز و در برخی موارد، معدن‌کاری رگه‌باریک متمرکز شده‌اند و بر روی سایر روش‌های معدن‌کاری مطالعه‌ای صورت نگرفته است. به‌عنوان مثال در مورد معدن‌کاری به روش کندن و پرکردن، تاکنون مطالعه‌ای در خصوص پیش‌بینی ترقیق صورت نگرفته است. در حالی که در این معادن اگرچه ممکن است درصد کمتری از ترقیق اتفاق بیافتد اما دارای فراوانی بیشتری نسبت به معادن دیگر بوده که این موضوع موجب می‌شود در مجموع مقدار ترقیق آنها بیشتر شود.



فصل چهارم

ارائه سیستم طبقه‌بندی کیفی برای

ترقیق

در این بخش، یک سیستم طبقه‌بندی کیفی از ترقیق کارگاه‌های کندن و پر کردن ارائه شده است. به این منظور پس از تعیین پارامترهای مؤثر در ایجاد ترقیق، وزن‌دهی آنها با استفاده از روش تحلیل سلسله مراتبی دلفی فازی (FDAHP)<sup>۱</sup> انجام شده است. در ادامه، پس از تقسیم‌بندی دامنه تغییرات پارامترها به ۵ بازه، یک شاخص کیفی جدید به نام اندیس ترقیق غیرطراحی کارگاه (SUDI)<sup>۲</sup>، تعریف شده است. با استفاده از شاخص مذکور، ۵ کلاس کیفی برای میزان ترقیق‌پذیری کارگاه‌ها تعریف شده و از آنجا می‌توان دریافت یک کارگاه، به لحاظ ترقیق‌پذیری در چه طبقه کیفی قرار دارد. سپس، سیستم طبقه‌بندی مذکور در ۱۰ کارگاه، از کارگاه‌های مجموعه معادن منگنز و نارچ مورد استفاده قرار گرفت و از آنجا پس از تعیین مقدار شاخص ترقیق کارگاه‌های مذکور، معین شد هر کدام از کارگاه‌ها در چه طبقه کیفی از ترقیق‌پذیری قرار دارند. در انتها، با پیاده کردن سیستم مانیتورینگ فضای حفاری و تعیین مقدار دقیق ترقیق هر کارگاه، رابطه بین شاخص ترقیق و مقدار واقعی ترقیق مشخص شده است.

#### ۴-۲- پارامترهای مؤثر در ترقیق

در جدول ۴-۱ پارامترهای مؤثر در ترقیق در کارگاه‌های استخراج روش کندن و پرکردن آورده شده‌اند. همانگونه که از جدول مذکور مشاهده می‌شود این پارامترها به چهار دسته عوامل طراحی کارگاه، چال‌زنی و آتشیاری، زمین‌شناسی و عملیاتی تقسیم‌بندی شده‌اند. در دسته عوامل طراحی، پارامترهایی که تعیین‌کننده هندسه کارگاه (شامل طول، عرض و ارتفاع) و ژئومتری بخش بدون نگهداری (شعاع هیدرولیکی) هستند قرار گرفته‌اند. در دسته عوامل چال‌زنی و آتشیاری، پارامترهای بی‌دقتی در چال‌زنی، خرج و یژه، لرزش ناشی از آتشیاری، نوع چال حفاری (افقی و قائم) گنجانده شده‌اند. در دسته عوامل زمین‌شناسی پارامترهای کیفیت

---

2- Fuzzy Delphi Analytical Hierarchy Process  
1- Stope unplanned dilution index

دیواره‌های کارگاه، عمق کارگاه و ساختارهای زمین‌شناسی شامل تورق و گسل شامل وضعیت قرارگیری (به لحاظ موقعیت، زاویه قرارگیری) و نیز زاویه اصطکاک داخلی گسل قرار گرفته‌اند و در دسته عوامل عملیاتی پارامترهای بارگیری مواد باطله، زمان پرکردن، نوع ماده پرکننده و همچنین روش پرکردن کارگاه (که ممکن است مکانیکی، پنوماتیکی و یا هیدرولیکی باشند) قرار گرفته‌اند.

جدول ۴-۱ پارامترهای مؤثر در ترفیق در کارگاه‌های استخراج به روش کندن و پرکردن

نماد	پارامترها	دسته عوامل
F <sub>1</sub>	ارتفاع پس از تخلیه کارگاه	طراحی کارگاه
F <sub>2</sub>	طول کارگاه	
F <sub>3</sub>	عرض کارگاه	
F <sub>4</sub>	شعاع هیدرولیکی	
F <sub>5</sub>	بی‌دقتی در چال‌زنی	چال‌زنی و آتشیاری
F <sub>6</sub>	خرج ویژه	
F <sub>7</sub>	لرزش آتشیاری	
F <sub>8</sub>	چال قائم	
F <sub>9</sub>	چال افقی	
F <sub>10</sub>	کیفیت دیواره‌ها	زمین‌شناسی
F <sub>11</sub>	وضعیت تنش‌ها	
F <sub>12</sub>	زاویه بین کارگاه و گسل‌ها	
F <sub>13</sub>	زاویه اصطکاک داخلی گسل	
F <sub>14</sub>	موقعیت قرارگیری گسل با کارگاه	
F <sub>15</sub>	تورق	
F <sub>16</sub>	عمق کارگاه	عملیاتی
F <sub>17</sub>	بارگیری مواد باطله	
F <sub>18</sub>	روش پرکردن	
F <sub>19</sub>	نوع ماده پرکننده	
F <sub>20</sub>	زمان پرکردن	

#### ۴-۳- وزن دهی پارامترها

برای وزن دهی پارامترها از روش تحلیل سلسله مراتبی دلفی فازی استفاده شده است. در ادامه ابتدا توضیحات این روش ارائه و سپس مراحل وزن دهی پارامترهای مؤثر در ترقیق با این روش آورده می شود.

روش تحلیل سلسله مراتبی دلفی فازی در واقع ترکیبی از روش های تحلیل سلسله مراتبی (AHP)<sup>۱</sup> و روش دلفی فازی است. روش تحلیل سلسله مراتبی، روشی است که اولین بار توسط توماس ال. ساعتی<sup>۲</sup> در سال ۱۹۸۰ ارائه شد و در آن وزن دهی پارامترها بر مبنای مقایسه دو به دو آنها در قالب ماتریس مقایسه زوجی می باشد. روند اجرای فرآیند تحلیل سلسله مراتبی دلفی فازی توسط لیو<sup>۳</sup> و چن<sup>۴</sup> به صورت زیر مطرح می شود (عطایی، ۱۳۸۹):

#### الف) نظر سنجی از متخصصان

در این مرحله ابتدا از متخصصان مختلف در مورد پارامترهای مؤثر بر یک پدیده یا تصمیم به صورت کیفی یا در صورت امکان کمی نظر سنجی به عمل می آید.

#### ب) محاسبه اعداد فازی

برای محاسبه اعداد فازی ( $\tilde{a}_{ij}$ ) نظرهای دریافتی از خبرگان و متخصصان به طور مستقیم مد نظر قرار می گیرند. اعداد فازی در این مرحله را می توان براساس توابع عضویت مختلف همچون روش مثلثی و یا حالت ذوزنقه ای محاسبه کرد. با توجه به کاربرد زیاد و سهولت محاسبه روش مثلثی، محاسبه اعداد فازی مانند شکل ۴-۱ نشان داده شده است. در این حالت یک عدد فازی به صورت روابط ۴-۱ تا ۴-۴ تعریف می شود:

$$a_{ij} = (\alpha_{ij}, \delta_{ij}, \gamma_{ij}) \quad (1-4)$$

$$\alpha_{ij} = \min(\beta_{ijk}), k = 1, \dots, n \quad (2-4)$$

---

1- Analytical Hierarchy Process

2- Saaty

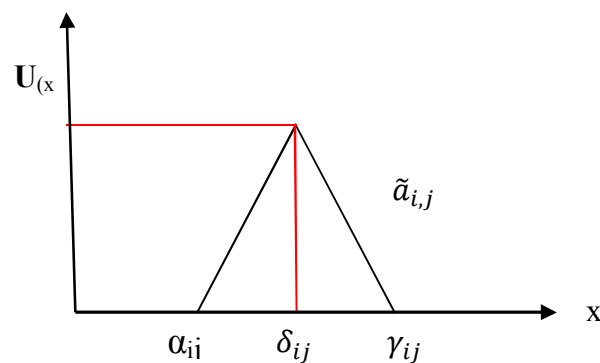
3- Liu

4 - Chen

$$\delta_{ij} = \left( \prod_{k=1}^n \beta_{ijk} \right)^{1/n}, k = 1, \dots, n \quad (3-4)$$

$$\gamma_{ij} = \text{Max}(\beta_{ijk}), k = 1, \dots, n \quad (4-4)$$

در روابط فوق  $\beta_{ijk}$  نشان دهنده اهمیت نسبی پارامتر  $i$  بر پارامتر  $j$  از دیدگاه متخصص  $k$ ام،  $\gamma_{ij}$  و  $\alpha_{ij}$  به ترتیب حد پایین و بالای نظرهای پرسش‌شوندگان و  $\delta_{ij}$  میانگین هندسی نظرهای پرسش‌شوندگان می‌باشد. مولفه‌های عدد فازی به گونه‌ای تعریف شده‌اند که رابطه ۴-۵ برقرار بوده و مقادیر این مولفه‌ها همواره در بازه  $[1/9, 9]$  تغییر می‌کنند.



شکل ۴-۱- تابع عضویت مثلثی در روش فازی دلفی (عطایی، ۱۳۸۹).

$$\alpha_{i,j} \leq \delta_{i,j} \leq \gamma_{i,j} \quad (5-4)$$

### ج) تشکیل ماتریس معکوس فازی

در این مرحله با توجه به اعداد فازی به دست آمده در مرحله قبل، ماتریس زوجی فازی بین پارامترهای مختلف به شرح رابطه‌های ۴-۶ و ۴-۷ تشکیل می‌شود.

$$\tilde{A} = [\tilde{a}_{ij}] \tilde{a}_{ij} \times \tilde{a}_{ij} \approx 1 \quad \forall i, j = 1, 2, \dots, n \quad (6-4)$$

$$\tilde{A} = \begin{pmatrix} (1,1,1) & (\alpha_{12}, \delta_{12}, \gamma_{12}) & (\alpha_{13}, \delta_{13}, \gamma_{13}) \\ (1/\gamma_{12}, 1/\delta_{12}, 1/\alpha_{12}) & (1,1,1) & (\alpha_{23}, \delta_{23}, \gamma_{23}) \\ (1/\gamma_{13}, 1/\delta_{13}, 1/\alpha_{13}) & (1/\gamma_{23}, 1/\delta_{23}, 1/\alpha_{23}) & (1,1,1) \end{pmatrix} \quad (7-4)$$

### د) محاسبه وزن فازی نسبی پارامترها

برای محاسبه وزن فازی نسبی پارامترها از روابط ۴-۸ و ۴-۹ استفاده می‌شود.

$$\tilde{Z}_i = [\tilde{\alpha}_{ij} \otimes \dots \otimes \tilde{\alpha}_{in}]^{1/n} \quad (۸-۴)$$

$$\tilde{W}_i = \tilde{Z}_i \otimes (\tilde{Z}_i \oplus \dots \oplus \tilde{Z}_n)^{-1} \quad (۹-۴)$$

در روابط فوق  $\tilde{\alpha}_1 \otimes \tilde{\alpha}_2 = (\alpha_1 \times \alpha_2, \delta_1 \times \delta_2, \gamma_1 \times \gamma_2)$  بوده و  $\otimes$  نماد ضرب اعداد فازی و  $\oplus$  نماد جمع اعداد فازی است و  $\tilde{W}_i$  یک بردار سطری است که نشان دهنده وزن فازی پارامتر  $\tilde{\alpha}_i$  می‌باشد.

### ه) غیر فازی کردن وزن پارامترها

در این مرحله به منظور غیر فازی کردن پارامترها، طبق رابطه ۴-۱۰، وزن پارامترها توسط میانگین هندسی مولفه‌های عدد فازی، به دست می‌آید و بدین ترتیب وزن پارامترها به صورت یک عدد قطعی بیان می‌شود.

$$W_i = \left( \prod_{j=1}^3 w_{ij} \right)^{1/3} \quad (۱۰-۴)$$

تاکنون کاربردهای مختلفی از روش تحلیل سلسله مراتبی دلفی فازی در مهندسی معدن ارائه شده است که در جدول ۴-۲ نمونه‌هایی از آنها آورده شده است.

جدول ۴-۲- نمونه‌هایی از کاربرد روش FDAHP در مهندسی معدن

موضوع	ارائه شده توسط
ارائه سیستم جدید تخمین پایداری شیب‌های سنگی	Liu & Chen (2007)
ارائه سیستم طبقه‌بندی نفوذپذیری سنگ	Hosseini et al. (2009)
بررسی میزان خوردگی آستر آسیاها در فرآیند نرم‌کنی مواد معدنی	Azizi et al. (2012)
ارائه شاخص جدید قابلیت حفاری سنگ	Saeidi et al. (2013)
ارزیابی ریسک و رتبه‌بندی فلزات	Hayaty et al. (2014)
بررسی میزان آلودگی فلزی خاک و درجه‌بندی آن	Rezaee et al. (2015)

مراحل روش تحلیل سلسله مراتبی دلفی فازی برای وزن‌دهی دسته عوامل و پارامترهای مؤثر در ترقیق، به ترتیب آنچه شرح داده شد، انجام شد به این منظور ابتدا فرم‌های نظرسنجی تهیه و برای تکمیل به متخصصان دانشگاهی و معدنی ارسال شد. از میان فرم‌های ارسالی تعداد ۲۱ فرم تکمیل

شده دریافت شد. ۹ فرم توسط متخصصان دانشگاهی و ۱۲ فرم توسط متخصصان معدنی تکمیل شدند. در این فرم‌ها از متخصصان خواسته شد میزان اهمیت هر کدام از دسته عوامل و هر کدام از پارامترها را در ۵ بازه با عبارات توصیفی اهمیت زیاد، دارای اهمیت، اهمیت متوسط و کم اهمیت و فاقد اهمیت مشخص نمایند. جدول‌های ۳-۴ و ۴-۴ نمونه‌هایی از این فرم‌های نظرسنجی را که توسط یکی از متخصصان دانشگاهی (متخصص اول) تکمیل شده است نشان می‌دهند.

جدول ۳-۴- اهمیت هر کدام از دسته عوامل از نظر متخصص اول

اهمیت عوامل	فاقد اهمیت	کم اهمیت	اهمیت متوسط	دارای اهمیت	اهمیت زیاد
				*	
					*
				*	
		*			

جدول ۴-۴- اهمیت هر کدام از پارامترهای زمین‌شناسی از نظر متخصص اول

اهمیت عوامل	فاقد اهمیت	کم اهمیت	اهمیت متوسط	دارای اهمیت	اهمیت زیاد
					*
			*		
			*		
			*		
			*		
				*	
		*			

پس از دریافت پرسشنامه‌ها، برای عبارات توصیفی مذکور به ترتیب امتیاز ۹، ۷، ۵، ۳ و ۱ برای عبارتهای اهمیت زیاد، دارای اهمیت، اهمیت متوسط و کم اهمیت و فاقد اهمیت در نظر گرفته شد.

در جدول‌های ۴-۵ تا ۴-۹، متناظر با عبارات توصیفی منعکس شده توسط متخصصان در فرم‌های نظرسنجی، امتیاز عددی آنها گنجانده شده است. در ادامه میانگین امتیازات اختصاص یافته به هر کدام از دسته‌عوامل و پارامترهای آنها محاسبه شد. نمودار ستونی امتیازات مربوط به دسته‌عوامل و پارامترها در شکل‌های ۴-۲ تا ۴-۶ نشان داده شده است. همان‌طور که از شکل ۴-۲ مشاهده می‌شود، در بین دسته‌عوامل، دسته‌عوامل چال‌زنی و آتشباری بیشترین و دسته‌عوامل عملیاتی کمترین امتیاز را کسب کرده‌اند. در شکل ۴-۳ مشاهده می‌شود پارامتر شعاع هیدرولیکی بیشترین امتیاز را در بین دسته‌عوامل طراحی دریافت کرده است و در شکل ۴-۴ مشاهده می‌شود پارامتر بی‌دقتی در چال‌زنی بیشترین امتیاز را در بین دسته‌عوامل چال‌زنی آتشباری و در شکل ۴-۵ مشاهده می‌شود پارامتر کیفیت دیواره‌ها بیشترین امتیاز را در بین دسته‌عوامل زمین‌شناسی و در شکل ۴-۶ مشاهده می‌شود پارامتر زمان پرکردن بیشترین امتیاز را در بین دسته‌عوامل عملیاتی کسب کرده‌اند. پس از انجام نظرسنجی، ماتریس مقایسه زوجی متناظر با دسته‌عوامل از نظر ۲۱ متخصص به صورت جداگانه برای هر متخصص تشکیل شد. این ماتریس‌ها در پیوست و در جدول‌های پ-۱ تا پ-۲۱ آورده شده‌اند.

جدول ۴-۵- امتیازات اختصاص داده شده به دسته‌عوامل

متخصصان																					
۲۱	۲۰	۱۹	۱۸	۱۷	۱۶	۱۵	۱۴	۱۳	۱۲	۱۱	۱۰	۹	۸	۷	۶	۵	۴	۳	۲	۱	
۷	۷	۷	۹	۷	۷	۷	۷	۷	۹	۷	۷	۷	۷	۷	۷	۷	۹	۹	۷	۷	طراحی کارگاه
۹	۹	۹	۹	۹	۷	۹	۷	۹	۹	۹	۹	۹	۹	۹	۷	۹	۹	۹	۹	۹	چال‌زنی و آتشباری
۷	۷	۷	۷	۹	۵	۷	۷	۷	۵	۵	۵	۷	۷	۷	۹	۹	۷	۵	۷	۷	زمین‌شناسی
۳	۳	۳	۷	۵	۵	۳	۳	۷	۳	۳	۵	۳	۵	۳	۳	۷	۵	۳	۵	۳	عملیاتی

جدول ۴-۶- امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای طراحی

متخصصان																					
۲۱	۲۰	۱۹	۱۸	۱۷	۱۶	۱۵	۱۴	۱۳	۱۲	۱۱	۱۰	۹	۸	۷	۶	۵	۴	۳	۲	۱	
۷	۷	۳	۳	۵	۹	۷	۷	۳	۵	۵	۵	۹	۳	۳	۵	۳	۹	۷	۷	۷	ارتفاع بعد از تخلیه
۳	۵	۵	۳	۵	۷	۷	۵	۳	۳	۳	۵	۳	۳	۳	۵	۳	۷	۷	۵	۷	طول کارگاه
۵	۷	۵	۵	۵	۷	۳	۳	۵	۳	۵	۳	۳	۳	۳	۵	۵	۷	۷	۵	۷	عرض کارگاه
۷	۹	۷	۷	۹	۵	۷	۷	۹	۹	۹	۹	۵	۵	۷	۹	۷	۹	۵	۹	۹	شعاع هیدرولیکی



جدول ۴-۷- امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای آتشباری

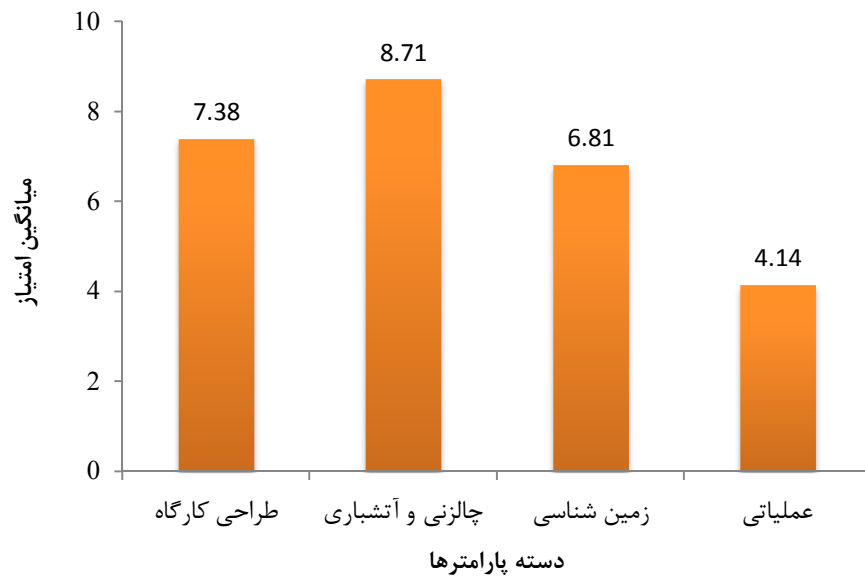
متخصصان																					
۲۱	۲۰	۱۹	۱۸	۱۷	۱۶	۱۵	۱۴	۱۳	۱۲	۱۱	۱۰	۹	۸	۷	۶	۵	۴	۳	۲	۱	
۵	۵	۷	۳	۵	۵	۷	۷	۳	۳	۳	۵	۳	۵	۳	۵	۵	۷	۷	۷	۵	چال قائم
۳	۳	۳	۵	۵	۵	۳	۷	۷	۳	۳	۳	۳	۵	۳	۵	۵	۵	۷	۵	۵	چال افقی
۹	۹	۷	۹	۹	۵	۷	۷	۹	۵	۷	۹	۷	۵	۷	۷	۷	۹	۹	۹	۷	بی دقتی در چال زنی
۵	۷	۷	۵	۹	۹	۷	۷	۹	۵	۹	۷	۵	۳	۷	۷	۵	۷	۹	۹	۹	خرج ویژه
۳	۷	۳	۵	۹	۳	۷	۵	۵	۷	۷	۵	۵	۳	۷	۷	۳	۵	۵	۹	۳	لرزش آتشباری

جدول ۴-۸- امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای عملیاتی

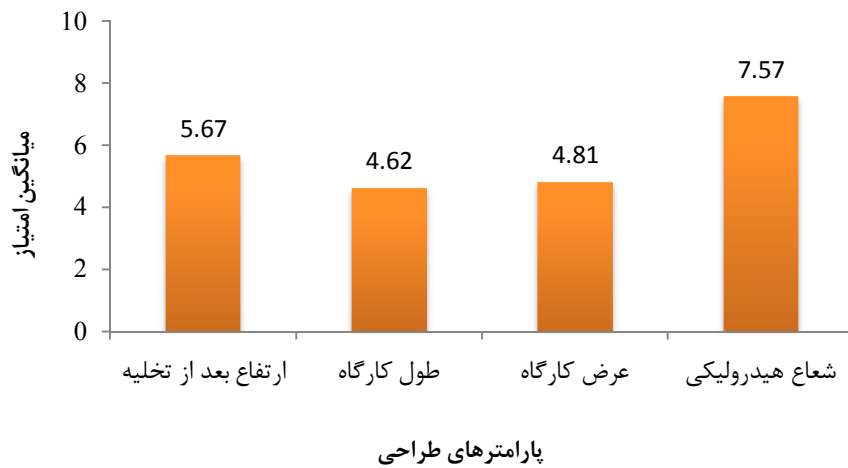
متخصصان																					
۲۱	۲۰	۱۹	۱۸	۱۷	۱۶	۱۵	۱۴	۱۳	۱۲	۱۱	۱۰	۹	۸	۷	۶	۵	۴	۳	۲	۱	
۵	۳	۷	۵	۵	۳	۳	۷	۷	۵	۵	۹	۳	۳	۵	۷	۵	۷	۳	۵	۳	بارگیری مواد باطله
۵	۷	۵	۵	۷	۷	۵	۷	۳	۵	۷	۹	۷	۵	۷	۳	۵	۵	۳	۷	۳	روش پرکردن
۳	۵	۷	۵	۵	۳	۳	۷	۵	۷	۵	۵	۹	۵	۷	۳	۷	۳	۳	۵	۳	نوع ماده پرکننده
۷	۵	۵	۷	۵	۷	۳	۵	۷	۷	۵	۷	۷	۵	۷	۳	۵	۷	۳	۷	۷	زمان پرکردن

جدول ۴-۹- امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای زمین شناسی

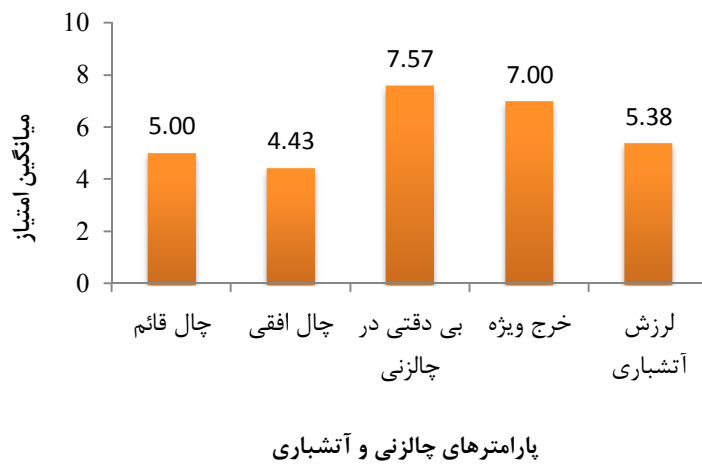
متخصصان																					
۲۱	۲۰	۱۹	۱۸	۱۷	۱۶	۱۵	۱۴	۱۳	۱۲	۱۱	۱۰	۹	۸	۷	۶	۵	۴	۳	۲	۱	
۹	۵	۹	۷	۹	۹	۹	۹	۷	۷	۹	۹	۸	۷	۹	۷	۹	۷	۷	۷	۹	کیفیت دیواره ها
۵	۷	۵	۷	۷	۷	۵	۷	۵	۵	۷	۷	۷	۵	۵	۵	۵	۹	۷	۵	۵	وضعیت تنش ها
۷	۵	۵	۷	۵	۷	۵	۵	۷	۷	۵	۵	۵	۵	۷	۷	۷	۷	۷	۷	۵	زاویه بین کارگاه و گسل
۹	۳	۷	۷	۵	۵	۵	۷	۵	۳	۵	۵	۵	۳	۷	۷	۵	۹	۵	۶	۵	زاویه اصطکاک داخلی گسل
۷	۷	۹	۵	۹	۷	۳	۵	۷	۵	۵	۵	۷	۵	۵	۷	۷	۹	۷	۷	۵	موقعیت فرارگیری گسل
۵	۷	۵	۵	۷	۷	۳	۹	۷	۵	۵	۵	۷	۵	۵	۷	۵	۵	۹	۵	۷	تورق
۳	۵	۳	۵	۵	۳	۳	۵	۳	۳	۳	۹	۳	۵	۵	۳	۳	۷	۳	۳	۱	عمق کارگاه



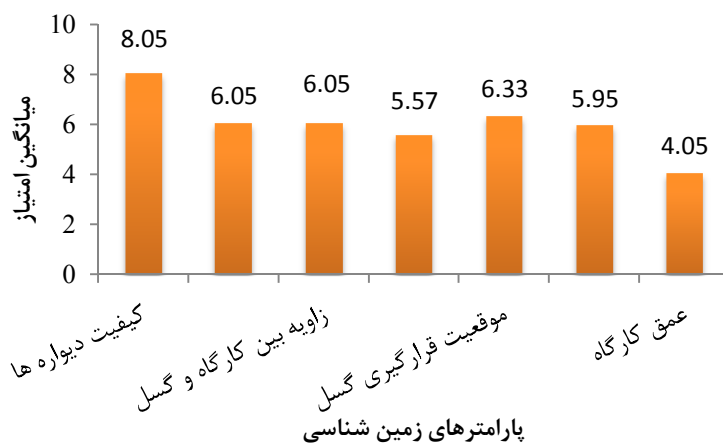
شکل ۴-۲- میانگین امتیازات اختصاص داده شده به دسته عوامل



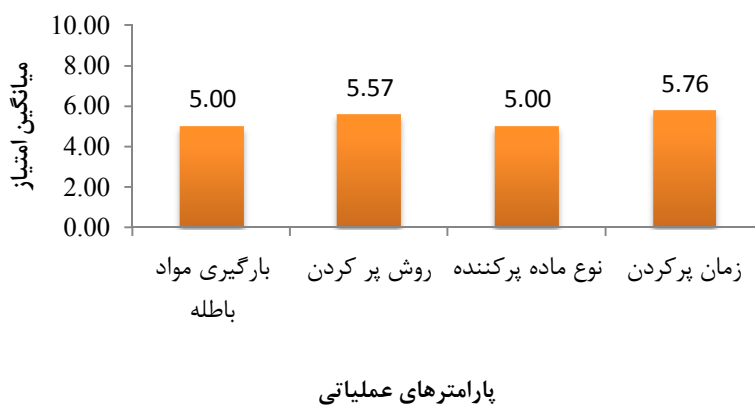
شکل ۴-۳- میانگین امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای طراحی



شکل ۴-۴- میانگین امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای چالزنی و آتشیاری



شکل ۴-۵- میانگین امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای زمین شناسی



شکل ۴-۶- میانگین امتیازات اختصاص داده شده به پارامترهای عملیاتی

در ادامه نتایج حاصله از ماتریس‌های مقایسه زوجی برای تشکیل ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی مورد استفاده قرار گرفتند. در تشکیل ماتریس مذکور از تابع عضویت مثلثی و در نتیجه اعداد فازی مثلثی مطابق با شکل ۴-۱ و روابط ۴-۴ تا ۴-۶ استفاده شده است. در جدول ۴-۱۰ ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی مربوط به دسته عوامل آورده شده است.

در مرحله بعد با استفاده از رابطه ۴-۷ اعداد فازی  $\tilde{Z}_i$  و  $\tilde{Z}$  و به ازای دسته‌عوامل مختلف محاسبه و سپس با استفاده از روابط ۴-۸ و ۴-۹ وزن فازی و غیرفازی آنها محاسبه شد. در جدول ۴-۱۱ نتایج محاسبات مذکور آورده شده است.

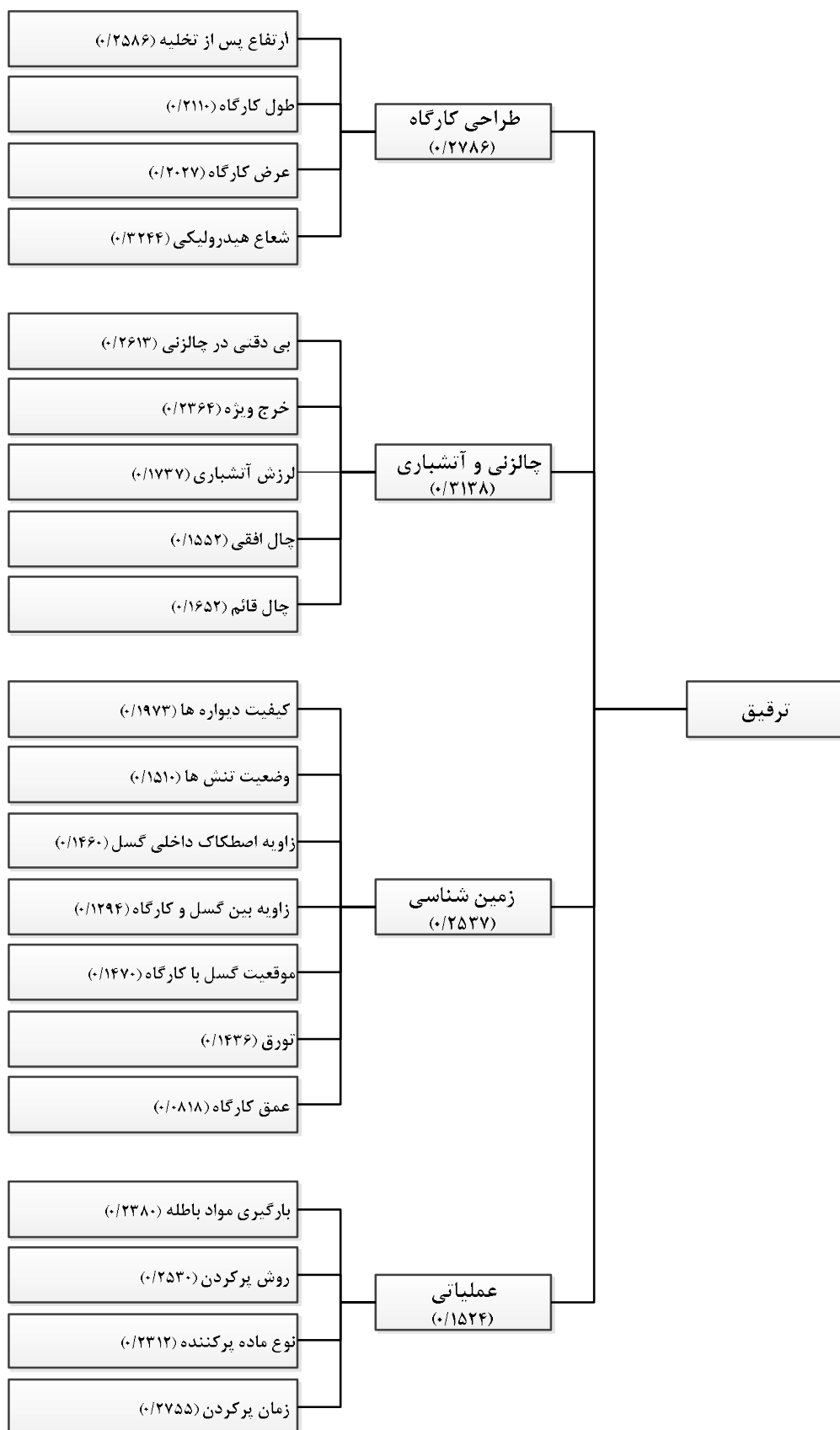
همچنین برای پارامترهای داخل هر کدام از دسته‌عوامل، به روش مشابه، ابتدا ماتریس مقایسه زوجی با توجه به نظرات ۲۱ متخصص تشکیل و سپس ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی تشکیل و در نهایت وزن فازی و غیرفازی پارامترهای داخل هر کدام از دسته عوامل محاسبه شد. برای رعایت اختصار فقط ماتریس‌های مقایسه زوجی فازی دلفی و اعداد فازی و وزن‌های فازی و غیرفازی پارامترها در پیوست، مطابق با جدول‌های پ-۲۲ تا پ-۲۹ آورده شده‌اند. نتایج محاسبات در نمودار درختی شکل ۴-۷ نشان داده شده‌است.

جدول ۴-۱۰- ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی بین دسته‌عوامل نظرسنجی شده

عملیاتی			زمین شناسی			چالزنی و آتشیاری			طراحی کارگاه			
۱.۰۰۰۰	۱.۸۷۴۲	۳.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۹۶۵	۱.۸۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۰.۸۴۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۱.۲۸۵۷	۲.۲۱۶۰	۳.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۲۹۶۴	۱.۸۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۱۸۲۴	۱.۲۸۵۷	چالزنی و آتشیاری
۱.۰۰۰۰	۱.۷۰۹۳	۳.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۷۷۱۳	۱.۲۸۵۷	۰.۵۵۵۶	۰.۹۱۲۰	۱.۲۸۵۷	زمین شناسی
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۵۸۵۰	۱.۰۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۴۵۱۳	۰.۷۷۷۸	۰.۳۳۳۳	۰.۵۳۳۶	۱.۰۰۰۰	عملیاتی

جدول ۴-۱۱- اعداد فازی و غیرفازی و وزن فازی و غیرفازی دسته عوامل

$W$	$\tilde{W}_j$			$\tilde{Z}_i$			$\tilde{Z}$			
۰.۲۷۸۶	۰.۱۵۸۱	۰.۲۷۵۳	۰.۴۹۷۲	۰.۸۸۱۹	۱.۱۴۸۲	۱.۵۲۴۴	۰.۶۰۴۹	۱.۷۳۸۰	۵.۴۰۰۰	طراحی کارگاه
۰.۳۱۳۸	۰.۱۷۹۲	۰.۳۲۵۵	۰.۵۲۹۴	۱.۰۰۰۰	۱.۳۵۷۶	۱.۶۲۳۲	۱.۰۰۰۰	۳.۳۹۷۰	۶.۹۴۲۹	چالزنی و آتشیاری
۰.۲۵۳۷	۰.۱۳۳۶	۰.۲۵۱۱	۰.۴۸۶۷	۰.۷۴۵۴	۱.۰۴۷۲	۱.۴۹۲۳	۰.۳۰۸۶	۱.۲۰۲۵	۴.۹۵۹۲	زمین شناسی
۰.۱۵۲۴	۰.۰۷۸۶	۰.۱۴۶۹	۰.۳۰۶۳	۰.۴۳۸۷	۰.۶۱۲۶	۰.۹۳۹۱	۰.۰۳۷۰	۰.۱۴۰۹	۰.۷۷۷۸	عملیاتی



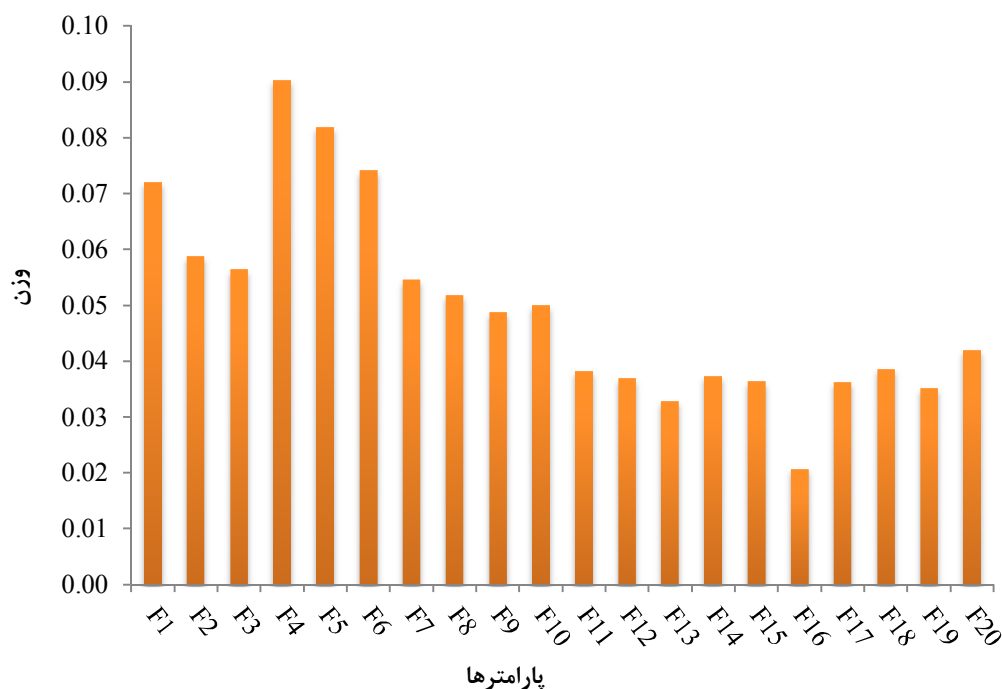
شکل ۴-۷- نمودار درختی وزن دسته‌عوامل و پارامترها

در ادامه با ضرب کردن مقادیر وزن پارامترها در مقادیر وزن دسته عوامل مربوطه، وزن نهایی هر پارامتر محاسبه شد. در جدول ۴-۱۲ وزن نهایی پارامترها آورده شده است.

در شکل ۴-۸ وزن نهایی پارامترها را به صورت نمودار میله‌ای نشان داده شده است. همانطور که از مذکور مشاهده می‌شود، بیشترین وزن‌ها مربوط به پارامترهای شعاع هیدرولیکی، بی‌دقتی در چال‌زنی و خرج ویژه و کمترین آنها مربوط به پارامترهای زاویه اصطکاک داخلی گسل، بارگیری مواد باطله و تورق می‌باشد.

جدول ۴-۱۲- وزن نهایی پارامترها

وزن	نماد	پارامتر
۰.۰۷۲۰	F1	ارتفاع پس از تخلیه کارگاه
۰.۰۵۸۸	F2	طول کارگاه
۰.۰۵۶۵	F3	عرض کارگاه
۰.۰۹۰۴	F4	شعاع هیدرولیکی
۰.۰۸۲۰	F5	بی‌دقتی در چال‌زنی
۰.۰۷۴۲	F6	خرج ویژه
۰.۰۵۴۵	F7	لرزش آتشیاری
۰.۰۵۱۸	F8	چال قائم
۰.۰۴۸۷	F9	چال افقی
۰.۰۵۰۱	F10	کیفیت دیواره‌ها
۰.۰۳۸۳	F11	وضعیت تنش‌ها
۰.۰۳۷۰	F12	زاویه بین کارگاه و گسل‌ها
۰.۰۳۲۸	F13	زاویه اصطکاک داخلی گسل
	F14	موقعیت قرارگیری گسل با کارگاه
۰.۰۳۷۳		کارگاه
۰.۰۳۶۴	F15	تورق
۰.۰۲۰۸	F16	عمق کارگاه
۰.۰۳۶۳	F17	بارگیری مواد باطله
۰.۰۳۸۶	F18	روش پرکردن
۰.۰۳۵۲	F19	نوع ماده پرکننده
۰.۰۴۲۰	F20	زمان پرکردن



شکل ۴-۸- نمودار میله‌ای وزن نهایی پارامترها

#### ۴-۴- انتخاب پارامترها برای سیستم جدید طبقه‌بندی و درجه‌بندی کردن آنها

در بخش تعیین پارامترهای مؤثر بر ترفیق، سعی شد تمامی پارامترها، حتی آنها که سهم کمی در ایجاد ترفیق دارند منظور شوند. اما نمی‌توان از همه آنها در سیستم طبقه‌بندی ترفیق استفاده کرد چراکه در ارائه یک سیستم طبقه‌بندی، همواره انتخاب پارامترهای مهم و ترکیب آنها در کنار هم از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است و این موضوع یکی از مهم‌ترین اصول طراحی یک سیستم طبقه‌بندی به‌شمار می‌رود. به عبارت دیگر یک سیستم طبقه‌بندی زمانی قابل قبول می‌باشد که علاوه بر سادگی، بتواند با حداقل تعداد پارامتر، تمامی عوامل را پوشش دهد. از این رو حضور تمامی پارامترهای مؤثر در یک سیستم طبقه‌بندی دور از دسترس بوده و منطقی نمی‌باشد. علاوه بر آن ممکن است تعدادی از پارامترها با یکدیگر هم‌پوشانی داشته باشند و یک پارامتر به تنهایی چند پارامتر دیگر را دربر بگیرد و به نمایندگی از آن پارامترها در سیستم طبقه‌بندی قرار گیرد در این صورت می‌توان آن پارامترها را حذف و وزن آنها را به پارامتر نماینده منتقل کرد. به همین دلیل در ارائه سیستم طبقه‌بندی کیفی ترفیق، تعداد ۱۰ پارامتر از میان ۲۰ پارامتر شناخته شده انتخاب شده و بقیه پارامترها حذف شدند. به عنوان مثال در

دسته عوامل طراحی کارگاه، با انتخاب پارامتر شعاع هیدرولیکی، دو پارامتر طول و ارتفاع حذف شدند زیرا پارامتر شعاع هیدرولیکی دربرگیرنده این دو پارامتر بوده و مقدار آن با داشتن مقادیر این دو پارامتر حساب می‌شود. با حذف دو پارامتر مذکور وزن آنها به وزن پارامتر شعاع هیدرولیکی انتقال یافت. با همین استدلال در دسته عوامل چال‌زنی و آتشیاری پارامترهای بی‌دقتی در چال‌زنی و خرج ویژه و لرزش آتشیاری انتخاب شده‌اند و پارامترهای چال قائم و چال افقی حذف و وزن آنها به وزن پارامتر بی‌دقتی در چال‌زنی اضافه شد. در دسته عوامل زمین‌شناسی، پارامتر کیفیت دیواره‌ها که برای بیان آن از عدد پایداری اصلاح شده،  $N'$ ، استفاده می‌شود انتخاب شده و از آنجا که عدد مذکور، به تنهایی پارامترهای وضعیت درزه‌ها و تنش‌ها را دربردارد، لذا پارامتر وضعیت تنش‌ها و پارامترهای مربوط به وضعیت گسل‌ها از میان دسته عوامل زمین‌شناسی حذف و وزن آنها به وزن کیفیت دیواره‌ها اضافه شد. در دسته عوامل عملیاتی، از آنجا که روش پرکردن، تا حدود زیادی می‌تواند نوع ماده پرکننده و بارگیری مواد باطله را مشخص کند، با انتخاب این پارامتر، پارامترهای مذکور از این دسته عوامل حذف و وزن آنها به وزن روش پرکردن اضافه شدند. با این توضیحات و با خارج کردن پارامترهای حذفی از فهرست پارامترها، باقیمانده پارامترها برای ارائه سیستم طبقه‌بندی ترقیق پیشنهاد و مورد استفاده قرار گرفته‌اند. در جدول ۴-۱۳ این پارامترها همراه با وزن آنها آورده شده است.

جدول ۴-۱۳- پارامترهای منتخب برای سیستم طبقه‌بندی

وزن	نماد	پارامترها	دسته عوامل
۰/۲۲۱۲	P <sub>1</sub>	شعاع هیدرولیکی	طراحی کارگاه
۰/۰۵۶۵	P <sub>2</sub>	عرض کارگاه	
۰/۱۸۲۵	P <sub>3</sub>	بی‌دقتی در چال‌زنی	
۰/۰۷۴۲	P <sub>4</sub>	خرج ویژه	چال‌زنی و آتشیاری
۰/۰۵۴۶	P <sub>5</sub>	لرزش آتشیاری	
۰/۱۹۵۶	P <sub>6</sub>	کیفیت دیواره‌ها	زمین‌شناسی
۰/۰۳۶۴	P <sub>7</sub>	تورق	
۰/۰۲۰۸	P <sub>8</sub>	عمق کارگاه	
۰/۱۱۰۱	P <sub>9</sub>	روش پر کردن	
۰/۰۴۲۰	P <sub>10</sub>	زمان پر کردن	عملیاتی



در سیستم طبقه‌بندی جدید به منظور امتیازدهی به مقادیر مختلف هر پارامتر، بیشترین امتیاز به آن دامنه‌ای از تغییرات پارامتر که سبب بیشترین ترقیق می‌شود (بدترین شرایط) داده شد بنابراین این بخش را باید با عبارت خیلی ضعیف توصیف کرد. برای امتیاز حالت‌های ضعیف، متوسط، قوی و خیلی قوی به ترتیب ۰.۷۰، ۰.۵۰، ۰.۲۵ و ۰.۱۰ امتیاز حداکثر، اختصاص یافته است. بدین ترتیب سعی شد تا سیستم طبقه‌بندی پیشنهادی غیر خطی شود. چراکه یک سیستم غیر خطی بهتر می‌تواند به طبقه‌بندی توده سنگ‌های ضعیف بپردازد (Hoek & Brown, 1994).

در ادامه توضیح مختصری در خصوص تأثیر این پارامترها بر ترقیق و نیز درجه‌بندی دامنه تغییرات آنها آورده شده است.

#### ۴-۴-۱- شعاع هیدرولیکی

همانطور که در فصل دوم گفته شد با افزایش شعاع هیدرولیکی مقدار ریزش و اضافه شکست و در نتیجه مقدار ترقیق افزایش می‌یابد. با توجه به وزن محاسبه شده برای شعاع هیدرولیکی (حدود ۰/۲۲) و نیز ابعاد رایج کارگاه‌ها در روش استخراج کندن و پرکردن درجه‌بندی این پارامتر در سیستم طبقه‌بندی جدید در جدول ۴-۱۴ نشان داده شده است.

جدول ۴-۱۴- درجه‌بندی پارامتر شعاع هیدرولیکی در سیستم طبقه‌بندی جدید

شعاع هیدرولیکی HR (متر)	۳ <	۲/۷۵ - ۳	۲/۲۵ - ۲/۷۵	۲ - ۲/۲۵	۲ >
توصیف	خیلی زیاد	زیاد	متوسط	کم	خیلی کم
امتیاز	۲۲	۱۵/۵	۱۱	۵/۵	۲

#### ۴-۴-۲- 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 ترقیق افزایش می‌یابد با توجه به وزن محاسبه شده برای پارامتر عرض

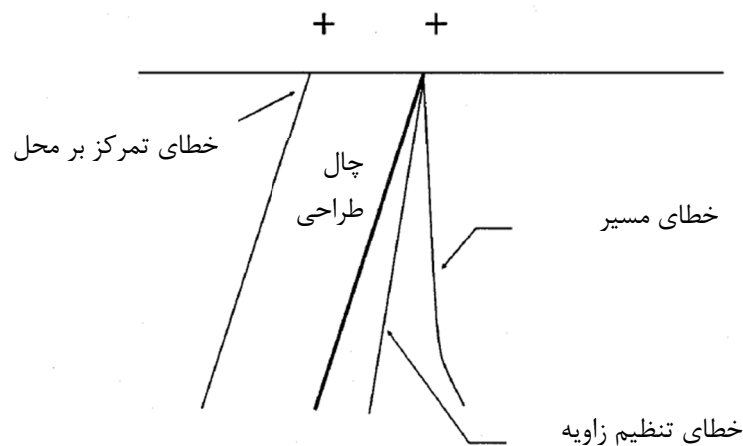
(حدود ۰/۰۶) و نیز عرض رایج کارگاه‌ها در روش استخراج کندن و پرکردن درجه‌بندی این پارامتر در سیستم طبقه‌بندی جدید در جدول ۴-۱۵ نشان داده شده است.

جدول ۴-۱۵- درجه‌بندی پارامتر عرض کارگاه در سیستم طبقه‌بندی جدید

عرض کارگاه	۶<	۵-۶	۴-۵	۳-۴	۳>
توصیف	خیلی عریض	عریض	متوسط	باریک	خیلی باریک
امتیاز	۶	۴	۳	۱/۵	۰/۵

#### ۴-۴-۳- بی‌دقتی در چال‌زنی

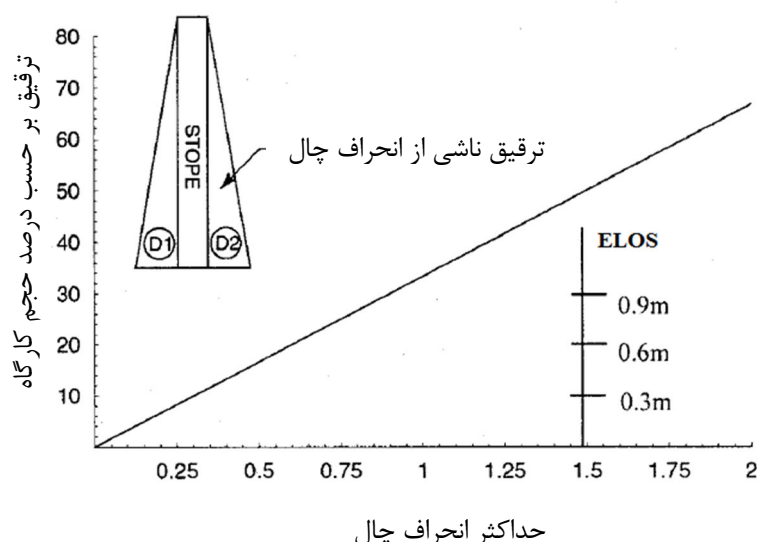
بی‌دقتی در چال‌زنی به خصوص برای چال‌های نزدیک کمربالا و کمرپایین یکی از پارامترهای مهم در ایجاد ترقیق برنامه‌ریزی نشده می‌باشد. یک تنظیم نادرست در حفاری می‌تواند نتایج بزرگی از ترقیق را ایجاد کند. تنظیم نادرست زاویه حفاری و انحراف چال حفر شده تأثیر زیادی در ترقیق دارد. خطاهای عمومی که معمولاً در حفر چال ایجاد می‌شود در شکل ۴-۹ نشان داده شده است. حفر چال‌های قائم نسبت به چال‌های مایل دارای خطای کمتری هستند. زیرا اپراتور در زمان حفر چال، دقت کمتری را در رعایت زاویه حفاری نسبت به آنچه که در طراحی وجود دارد اعمال می‌کند. الگوی نامناسب حفاری، مهارت اپراتور، محدودیت‌های فیزیکی دستگاه حفاری، قطر مته حفاری، نوع حفاری و نیز شرایط زمین‌شناسی می‌توانند در میزان انحراف چال مؤثر باشند.



شکل ۴-۹- خطاهای عمومی در حفر چال و ایجاد ترقیق (Henning, 2007)

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. اگر فرض کنیم این انحراف در دو سمت کارگاهی با مقطع عرضی ۳ متر اتفاق افتد، ترقیق حاصل از این انحراف در حدود ۱۶ درصد خواهد شد. این موضوع در شکل ۴-۱۰ نشان داده شده است (Henning and Mitri, 2007).

در سیستم طبقه‌بندی جدید مجموع بی‌دقتی‌ها در چال‌زنی را بر مبنای درصد انحراف چال بیان کرده و با توجه به وزن محاسبه شده این پارامتر حدود (۰/۱۸) درجه‌بندی آن در سیستم طبقه‌بندی جدید در جدول ۴-۱۶ نشان داده شده است.



شکل ۴-۱۰- تأثیر انحراف چال بر مقدار ترقیق در کارگاه (Henning, 2007)

جدول ۴-۱۶- درجه‌بندی پارامتر بی‌دقتی در چال‌زنی در سیستم طبقه‌بندی جدید

بی‌دقتی در چال‌زنی (درصد انحراف)	۲۰ <	۱۵-۲۰	۱۰-۱۵	۵-۱۰	۵ >
توصیف	انحراف خیلی زیاد	انحراف زیاد	انحراف متوسط	انحراف کم	انحراف خیلی کم
امتیاز	۱۸	۱۲/۵	۹	۴/۵	۲

#### ۴-۴-۴- خرج ویژه

خرج ویژه، مصرف ماده منفجره برای واحد حجم یا واحد وزن سنگ شکسته شده را در یک عملیات آتشباری نشان می‌دهد. واحد آن گرم ماده منفجره بر متر مکعب سنگ یا گرم ماده منفجره بر تن سنگ

می‌باشد. 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 ترقیق می‌شود، همانطور که کاهش آن، افت ماده معدنی را به همراه دارد. بنابراین مقدار خرج ویژه می‌تواند نقش مهمی را در میان پارامترهای ایجاد ترقیق ایفا نماید.

در سیستم طبقه‌بندی جدید با توجه به وزن محاسبه شده خرج ویژه (۰/۰۸) و نیز مقدار رایج آن در کارگاه‌های استخراج کندن و پرکردن، درجه‌بندی آن مطابق با جدول ۴-۱۷ می‌باشد.

جدول ۴-۱۷- درجه‌بندی پارامتر خرج ویژه در سیستم طبقه‌بندی جدید

خرج ویژه (kg/m <sup>3</sup> )	۲/۲۵ <	۱/۷۵ - ۲/۲۵	۱/۲۵ - ۱/۷۵	۰/۷۵ - ۱/۲۵	> ۰/۷۵
توصیف	خیلی زیاد	زیاد	متوسط	کم	خیلی کم
امتیاز	۸	۵/۵	۴	۲	۱

#### ۴-۴-۵- لرزش آتشیاری

خسارت ناشی از لرزش آتشیاری در کارگاه‌ها با مقدار خسارت فیزیکی وارده بر توده سنگ نمایان در نزدیکی محل انفجار مشخص می‌شود. لرزش انفجار با کمیتی به نام حداکثر سرعت ذرات، PPV<sup>۱</sup>، 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، لذا PPV به عنوان معیاری برای تعیین خسارت ناشی از انفجار در سنگ مناسب است که مقدار آن از طریق دستگاه لرزه‌نگار به دست می‌آید. لانگ فورس و کلیلستروم (Langefors and Kihlstrom, 1978) معیاری را برای تونل‌ها ارائه کردند که در آن مقدار PPV برابر با ۳۰۵ میلی‌متر بر ثانیه، موجب سقوط سنگ، می‌شود و مقدار PPV برابر با ۶۱۰ میلی‌متر بر ثانیه، منجر به تشکیل شکاف‌های جدید می‌شود. بایر و کالدر (Bauer and Calder, 1978) مشاهده کردند که شکست در سنگ‌های بکر با مقدار PPV کمتر از ۲۵۴ میلی‌متر بر ثانیه اتفاق می‌افتد. به هر حال مقدار PPV بین ۲۵۴ تا ۶۳۵ میلی‌متر بر ثانیه سبب ایجاد شکست‌های پوسته‌ای کششی می‌شود و PPV با مقادیر ۶۳۵ تا ۲۵۴۰ میلی‌متر بر ثانیه

1- Peak Particle Velocity

سبب تنش‌های کششی قوی و بروز شکست‌های دایره‌ای می‌شود و در PPV ۲۵۴۰ شکست توده سنگ اتفاق می‌افتد. بنابر نظر اوریارد اکثر توده‌های سنگی در مقدار PPV بالای ۶۳۵ میلیمتر بر ثانیه متحمل خسارت می‌شوند (Oriard, 1982).

بر اساس یافته‌های محققان، حداکثر سرعت ذرات با فاصله و مقدار مواد منفجره در هر تأخیر ارتباط داشته و به طور کلی از رابطه ۴-۱۱ پیروی می‌کند (Ajary and Deb, 2015).

$$PPV = K \cdot Q^m \cdot D^{-n} \quad (۱۱-۴)$$

که در آن:

$PPV$ : حداکثر سرعت ذرات بر حسب میلیمتر بر ثانیه

$Q$ : مقدار خرج به ازاء هر تأخیر

$D$ : فاصله محل اندازه‌گیری تا محل انفجار

$K$ ،  $m$  و  $n$  ضرایب مربوط به مشخصات محلی و نوع مواد منفجره هستند که از طریق تحلیل رگرسیون، با معلوم بودن مقدار  $PPV$  (ثابت شده توسط دستگاه لرزه نگار) و مقدار خرج مصرفی در هر تأخیر، به دست می‌آیند.

رابطه ۴-۱۱ را می‌توان به صورت رابطه ۴-۱۲ نوشت که در آن  $s=m/n$  بوده و مقدار  $(D/Q^s)$  را که با  $SD$  نشان می‌دهند فاصله مقیاس شده گویند. تاکنون تحقیقات بسیاری توسط محققان صورت گرفته و شکل‌های مختلفی از این رابطه ارائه شده است. این روابط در شرایط مختلف و از طریق اندازه‌گیری شدت لرزه‌ها به دست آمده‌اند.

$$PPV = K \left( \frac{D}{Q^s} \right)^{-n} = K(SD)^{-n} \quad (۱۲-۴)$$

با توجه به دو پارامتر اصلی مقدار خرج در هر تأخیر و فاصله محل مانیتورینگ از محل انفجار و با استفاده از روابط تجربی، و به دست آوردن ضرایب ثابت از طریق چندین انفجار آزمایشی، می‌توان تخمینی جهت میزان شدت لرزش ارائه داد.

در سیستم طبقه‌بندی جدید با توجه به وزن محاسبه شده برای پارامتر لرزش آتشیاری (حدود ۰/۰۵) و نیز مقادیر رایج آن در کارگاه‌های استخراج کندن و پرکردن، درجه‌بندی آن مطابق با جدول ۴-۱۸ می‌باشد.

جدول ۴-۱۸- درجه‌بندی پارامتر لرزش آتشیاری در سیستم طبقه‌بندی جدید

لرزش آتشیاری محل انفجار PPV(mm/s)	۱۰۰۰<	۷۵۰-۱۰۰۰	۵۰۰-۷۵۰	۲۵۰-۵۰۰	۲۵۰>
توصیف	لرزش خیلی بالا	لرزش بالا	لرزش متوسط	لرزش کم	لرزش خیلی کم
امتیاز	۵	۳/۵	۲/۵	۱/۵	۰/۵

#### ۴-۴-۶- کیفیت دیواره‌ها

در این مطالعه برای تعیین کیفیت دیواره‌ها از عدد پایداری اصلاح شده ( $N^I$ ) استفاده شده است. توضیحات مربوط به عدد پایداری اصلاح شده در فصل دوم آورده شده است. در سیستم طبقه‌بندی جدید با توجه به وزن محاسبه شده برای پارامتر کیفیت دیواره‌ها (حدود ۰/۲۰) و نیز مقادیر ممکنه عدد پایداری اصلاح شده کارگاه‌های استخراج کندن و پرکردن، درجه‌بندی آن مطابق با جدول ۴-۱۹ می‌باشد.

جدول ۴-۱۹- درجه‌بندی پارامتر کیفیت دیواره‌ها در سیستم طبقه‌بندی جدید

عدد پایداری اصلاح شده	۱>	۱-۲	۲-۵	۵-۱۰	۱۰<
توصیف	پایداری خیلی کم	پایداری کم	پایداری متوسط	پایداری زیاد	پایداری خیلی زیاد
امتیاز	۲۰	۱۴	۱۰	۵	۲

#### ۴-۴-۷- تورق

تورق یکی از پارامترهای دیگری است که در ریزش دیواره‌های کارگاه و ایجاد ترقیق برنامه‌ریزی نشده مؤثر است. در فصل دوم اثر تورق در ایجاد ترقیق برنامه‌ریزی نشده توضیح داده شده است. همانطور که در شکل ۲-۱۱ نشان داده شده است، زاویه بین راستای تورق با دیواره‌های کارگاه، می‌تواند در پایداری کارگاه و ایجاد تورق مؤثر باشد. به طوری که زمانی که راستای تورق موازی با دیواره کارگاه باشد، مقدار پایداری متوسط و مقدار ترقیق برنامه‌ریزی نشده نیز متوسط خواهد بود. درحالی‌که مایل بودن راستای تورق با دیواره، کمترین مقدار پایداری و بیشترین مقدار ترقیق برنامه‌ریزی نشده را به همراه دارد و عمود

بودن راستای تورق با دیواره، بیشترین مقدار پایداری و کمترین مقدار ترقیق برنامه‌ریزی نشده را به سبب می‌شود.

در سیستم طبقه‌بندی جدید با توجه به وزن محاسبه شده برای پارامتر تورق (حدود ۰/۰۴) و نیز وضعیت های گوناگون تورق کارگاه‌ها، درجه‌بندی آن مطابق با جدول ۴-۲۰ می‌باشد.

جدول ۴-۲۰- درجه‌بندی پارامتر تورق در سیستم طبقه‌بندی جدید

تورق	مورب ناهم امتداد	مورب هم امتداد	موازی	عمود ناهم امتداد	عمود هم امتداد
توصیف	تورق با ریزش خیلی زیاد	تورق با ریزش زیاد	تورق با ریزش متوسط	تورق با ریزش کم	تورق با ریزش خیلی کم
امتیاز	۴	۳	۲	۱	۰/۵

#### ۴-۴-۸- 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 داشته و در نتیجه عمق می‌تواند در میزان اضافه شکست و ایجاد ترقیق برنامه‌ریزی نشده تأثیرگذار باشد. در سیستم طبقه‌بندی جدید با توجه به وزن محاسبه شده برای پارامتر عمق کارگاه (حدود ۰/۰۲) و اعماق کارگاه‌های استخراج‌کننده و پرکردن، درجه‌بندی آن مطابق با جدول ۴-۲۱ می‌باشد.

جدول ۴-۲۱- درجه‌بندی پارامتر عمق کارگاه در سیستم طبقه‌بندی جدید

عمق کارگاه	۴۰۰<	۳۰۰-۴۰۰	۲۰۰-۳۰۰	۱۰۰-۲۰۰	۱۰۰>
توصیف	خیلی عمیق	عمیق	متوسط	کم عمق	خیلی کم عمق
امتیاز	۲	۱/۵	۱	۰/۵	۰

#### ۴-۴-۹- روش پرکردن

پایداری کمربالا و کنترل ترقیق برنامه‌ریزی نشده مهم‌ترین علت پر کردن در روش استخراج‌کننده و پرکردن می‌باشد. پرکردن با استفاده از روش‌های مختلفی مانند پرکردن دستی<sup>۱</sup>، پرکردن ثقلی<sup>۲</sup>،

1 - Hand stowing  
2 - Gravity stowing

پرکردن مکانیکی<sup>۱</sup> پرکردن پنوماتیکی<sup>۲</sup> و پرکردن هیدرولیکی<sup>۳</sup> انجام می‌شود. در روش‌های دستی و ثقلی پرکردن به طور مؤثر انجام نمی‌شود و محل استخراج شده همگرایی زیادی دارد اما مقدار تراکم مواد پرکننده در روش‌های مکانیکی، پنوماتیکی و هیدرولیکی، به ترتیب افزایش می‌یابد (عطایی، ۱۳۹۰). در سیستم طبقه‌بندی جدید با توجه به وزن محاسبه شده برای پارامتر روش پرکردن (حدود ۰/۱۱) و نیز روش‌های رایج پرکردن کارگاه‌های استخراج کندن و پرکردن، درجه‌بندی آن مطابق با جدول ۴-۲۲ می‌باشد.

جدول ۴-۲۲- درجه‌بندی پارامتر روش پرکردن در سیستم طبقه‌بندی جدید

روش پرکردن	دستی	ثقلی	مکانیکی	پنوماتیکی	هیدرولیکی
توصیف	فشرده‌گی خیلی کم	فشرده‌گی کم	فشرده‌گی متوسط	فشرده‌گی زیاد	فشرده‌گی خیلی زیاد
امتیاز	۱۱	۷/۵	۵/۵	۲/۵	۱

۴-۴-۱۰- زمان پرکردن

از آنجا که در روش استخراج کندن و پرکردن یکی از دلایل پرکردن فضاهای خالی استخراج شده، نگهداری دیواره‌ها است، لذا زمان پرکردن در این روش از اهمیت زیادی برخوردار است زیرا مواد پرکننده باید به موقع برای تحمل فشارهای بسیار زیادی که بر کارگاه وارد می‌شود، در محل‌های استخراج شده قرار گیرند تا از ریزش و ایجاد ترقیق برنامه‌ریزی نشده جلوگیری شود. در سیستم طبقه‌بندی جدید با توجه به وزن محاسبه شده برای پارامتر زمان پرکردن (حدود ۰/۰۴) و نیز روش‌های رایج پرکردن کارگاه‌های استخراج کندن و پرکردن، درجه‌بندی آن مطابق با جدول ۴-۲۳ می‌باشد.

جدول ۴-۲۳- درجه‌بندی پارامتر زمان پرکردن در سیستم طبقه‌بندی جدید

زمان پرکردن	پس از تخلیه کامل کارگاه	پس از تخلیه نصف کارگاه	پس از تخلیه یک سوم کارگاه	پس از تخلیه یک چهارم کارگاه	تخلیه پیوسته
توصیف	خیلی دیر	دیر	متوسط	زود	خیلی زود
امتیاز	۴	۳	۲	۱	۰/۵

- 1 - Mechanical stowing
- 2 - Pneumatic stowing
- 3 - Hydraulic stowing



۴-۵- سیستم طبقه‌بندی جدید ترقیق و ارائه شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه  
سیستم طبقه‌بندی جدید ترقیق برنامه‌ریزی نشده به همراه ردیف‌های ارزش متعلق به هر پارامتر در  
جدول ۴-۲۴ نشان داده شده است.

در سیستم طبقه‌بندی جدید میزان آمادگی و پتانسیل یک کارگاه استخراج کردن و پرکردن به ترقیق با  
یک اندیس کمی جدید به نام شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه مورد بررسی قرار می‌گیرد. با  
استفاده از این شاخص جدید، در مجموع به کارگاه‌های استخراج، امتیازی بین ۱۰ تا ۱۰۰ اختصاص  
داده شده است.

با استفاده از شاخص مذکور می‌توان وضعیت کارگاه‌ها نسبت به پدیده ترقیق‌پذیری را مطابق با جدول  
۴-۲۵، به طور کیفی به ۵ کلاس خیلی کم، کم، متوسط، زیاد و خیلی زیاد طبقه‌بندی کرد.

جدول ۴-۲۴- سیستم طبقه‌بندی جدید برای ارزیابی ترقیق برنامه‌ریزی نشده در روش استخراج کندن و پرکردن

ردیف	پارامترها	دامنه تغییرات				
۱	شعاع هیدرولیکی HR (متر) توصیف امتیاز	۲ >	۲-۲/۲۵	۲/۲۵ - ۲/۷۵	۳ - ۲/۷۵	۳ <
		خیلی کم	کم	متوسط	زیاد	خیلی زیاد
۲	عرض کارگاه (متر) توصیف امتیاز	۳ >	۳-۴	۴-۵	۵-۶	۶ <
		خیلی باریک	باریک	متوسط	عریض	خیلی عریض
۳	انحراف چال (درصد انحراف) توصیف امتیاز	۵ >	۵-۱۰	۱۰-۱۵	۱۵-۲۰	۲۰ <
		انحراف خیلی کم	انحراف کم	انحراف متوسط	انحراف زیاد	انحراف خیلی زیاد
۴	خرج ویژه PF(kg/m <sup>3</sup> ) توصیف امتیاز	۰/۷۵ >	۰/۷۵ - ۱/۲۵	۱/۲۵ - ۱/۷۵	۱/۷۵ - ۲/۲۵	۲/۲۵ <
		خیلی کم	کم	متوسط	زیاد	خیلی زیاد
۵	لرزش آتشفشانی محل انفجار PPV(mm/s) توصیف امتیاز	۲۵۰ >	۲۵۰ - ۵۰۰	۵۰۰ - ۷۵۰	۷۵۰ - ۱۰۰۰	۱۰۰۰ <
		لرزش خیلی کم	لرزش کم	لرزش متوسط	لرزش بالا	لرزش خیلی بالا
۶	عدد پایداری اصلاح شده (N') توصیف امتیاز	۱۰ <	۵ - ۱۰	۲ - ۵	۱ - ۲	۱ >
		پایداری خیلی زیاد	پایداری زیاد	پایداری متوسط	پایداری کم	پایداری خیلی کم
۷	تورق توصیف امتیاز	عمود هم امتداد	عمود ناهم امتداد	موازی	مورب هم امتداد	مورب ناهم امتداد
		تورق با ریزش خیلی کم	تورق با ریزش کم	تورق با ریزش متوسط	تورق با ریزش زیاد	تورق با ریزش خیلی زیاد
۸	عمق کارگاه (متر) توصیف امتیاز	۱۰۰ >	۱۰۰ - ۲۰۰	۲۰۰ - ۳۰۰	۳۰۰ - ۴۰۰	۴۰۰ <
		خیلی کم عمق	کم عمق	متوسط	عمیق	خیلی عمیق
۹	روش پر کردن توصیف امتیاز	هیدرولیکی	پنوماتیکی	مکانیکی	ثقلی	دستی
		فشرده‌گی خیلی زیاد	فشرده‌گی زیاد	فشرده‌گی متوسط	فشرده‌گی کم	فشرده‌گی خیلی کم
۱۰	زمان پر کردن توصیف امتیاز	تخلیه پیوسته	پس از تخلیه یک چهارم کارگاه	پس از تخلیه یک سوم کارگاه	پس از تخلیه نصف کارگاه	پس از تخلیه کامل کارگاه
		خیلی زود	زود	متوسط	دیر	خیلی دیر

جدول ۴-۲۵- پیش‌بینی کیفی ترقیق با توجه به شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه در روش استخراج کردن و

پرکردن

۱۰-۲۰	۲۰-۴۰	۴۰-۶۰	۶۰-۸۰	۸۰-۱۰۰	شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه (SUDI)
خیلی کم	کم	متوسط	زیاد	خیلی زیاد	ترقیق‌پذیری

#### ۴-۶- استفاده از سیستم جدید طبقه‌بندی در معادن منگنز و نارچ

##### ۴-۶-۱- معادن منگنز و نارچ

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 (www.ngdir.ir). این معادن در حال حاضر با ذخیره ای بالغ بر ۸/۶ میلیون تن بزرگترین معادن منگنز ایران و خاورمیانه بوده و با تولید حدود ۱۰۰ الی ۱۱۰ هزار تن سنگ منگنز در سال بزرگ‌ترین تولید کننده منگنز در ایران هستند. وسعت کانسار در حدود ۴۰ کیلومتر مربع و طول زون ماده معدنی حدود ۱۲ کیلومتر است. کانسار تا عمق حدود ۴۰۰ متری شناسایی شده است. ضخامت کانسار قابل استخراج بین ۰/۵ تا ۵ متر و گاهی بیشتر است. شیب لایه‌های منگنز دار بین ۶۵ تا ۹۰ درجه و سنگ‌های دربر گیرنده کانسار از توف‌ها و گدازه‌های آندزیتی و پورفیری تشکیل شده است. کانسار بر اثر پدیده‌های زمین‌شناسی به بخش‌های متعددی تقسیم شده است.

استخراج ماده معدنی در ابتدای بهره برداری از معادن، به صورت سطحی بوده است. از سال ۱۳۷۲ تاکنون، استخراج معادن مذکور به صورت زیرزمینی می‌باشد. استخراج از هر بخش بصورت معادن جداگانه انجام می‌شود و روش استخراج در تمام معادن به روش کردن و پرکردن انجام می‌گیرد. به جز تعداد محدودی از کارگاه‌ها که به صورت آزمایشی به روش مکانیکی پر می‌شوند سایر کارگاه‌ها به روش ثقلی پر می‌شوند. لایه‌های منگنز از دو بخش اصلی سری منگنز دار سخت (شامل تناوبی از شیل،

توفیت، هماتیت، سیلتستون، سیلتی شیل و منگنز) و سری منگنزار نرم (معادل زون گسله) تشکیل شده‌اند. مشخصات ژئومکانیکی این لایه‌ها در جدول ۴-۲۶ آورده شده است.

در این مطالعه سیستم طبقه‌بندی جدید ترقیق در ۱۰ کارگاه استخراج موجود در بخش‌های مختلف معادن منگنز و نارچ به کار گرفته شده است. در انتخاب کارگاه‌ها سعی شد حداکثر تنوع در مقادیر کمی و کیفی ۱۰ پارامتر سیستم طبقه‌بندی، شامل شعاع هیدرولیکی، عرض کارگاه، بی‌دقتی در چالزنی، خرج ویژه، لرزش آتشیاری، عدد پایداری اصلاح شده، تورق، عمق کارگاه، روش پرکردن و زمان پرکردن مورد لحاظ گردد. به این منظور پس از سنجش و ارزیابی مقادیر کمی و کیفی این پارامترها در ۱۰ کارگاه مذکور و تخصیص امتیازهای مربوطه، مقدار SUDI هر کارگاه محاسبه شد و از آنجا مشخص شد هر کارگاه به لحاظ آمادگی برای ترقیق در چه طبقه‌ای قرار دارد. از میان پارامترهای مذکور، پارامترهای عرض کارگاه، تورق، عمق کارگاه، روش پرکردن و زمان پرکردن غیرمحاسباتی هستند و تعیین آنها به سادگی با مشاهده، امکان پذیر بوده است. برای تعیین دو پارامتر شعاع هیدرولیکی و خرج ویژه هم نیاز به توضیحات نیست. اما برای تعیین پارامترهای عدد پایداری اصلاح شده، بی‌دقتی در چالزنی و لرزش آتشیاری نیاز به محاسبات و توضیحاتی است که شرح آنها در ادامه آورده شده است.

جدول ۴-۲۶- مشخصات ژئومکانیکی لایه‌های موجود در معادن منگنز و نارچ (مهندسین مشاور کاوشگران، ۱۳۸۹)

لايه	UCS (MPa)	RQD (%)	RMR
آندزیت پورفیری	۱۵۴	۶۳-۹۰	۷۱-۷۵
گدازه آندزیتی و اسپلیت	۱۱۲	۶۴-۹۴	۶۹-۷۳
سری منگنزار سخت (شامل تناوبی از شیل، توفیت، هماتیت، سیلتستون، سیلتی شیل و منگنز)	۸۹	۵۵-۷۰	۵۸-۶۲
سری منگنزار نرم (معادل زون گسله)	۲۷	$10 \geq$	۴۳-۴۸

#### ۴-۶-۲- شعاع هیدرولیکی

برای ۱۰ کارگاه منتخب شعاع هیدرولیکی با استفاده از رابطه ۳-۵ مورد محاسبه قرار گرفت. نتایج محاسبات در جدول ۴-۲۷ به طور خلاصه آورده شده است.

جدول ۴-۲۷- هندسه ۱۰ کارگاه منتخب در معادن منگنز و نارچ

کارگاه	طول کارگاه (m)	ارتفاع کارگاه (m)	شعاع هیدرولیکی (m)
پیروزی ۳۴۰ شرقی	۵۰	۵	۲/۲۷
اطهری ۲۹۰ غربی	۴۵	۵	۲/۲۵
دکتر ۱۴۰ غربی	۳۰	۲/۹۰	۱/۳۲
اطهری ۲۹۰ شرقی	۴۰	۵	۲/۲۲
دکتر ۱۴۰ شرقی	۳۰	۳	۱/۳۶
جلال ۳۹۰ غربی	۶۵	۷/۲۶	۳/۲۷
پیروزی ۳۴۰ غربی	۷۵	۴/۸	۲/۲۶
پیروزی ۲۴۰ غربی	۴۵	۴/۸۳	۲/۱۸
دکتر ۲۴۰ شرقی	۴۰	۴/۸	۲/۱۴
جلال ۳۹۰ شرقی	۴۰	۶/۶	۲/۸۳

۴-۶-۳- عدد پایداری اصلاح شده  $N'$

برای تعیین عدد پایداری اصلاح شده ۱۰ کارگاه منتخب، ابتدا مقدار شاخص کیفی تونل زنی اصلاح شده،  $Q'$ ، تعیین شد. به این منظور پس از تعیین مقادیر مربوط به شاخص کیفیت سنگ،  $RQD$ ، عدد مربوط به تعداد دسته درزه‌ها،  $j_n$ ، عدد مربوط به زبری سطح درزه‌ها،  $j_r$ ، و عدد مربوط به هوازدهگی سطح درزه‌ها،  $j_a$ ، با استفاده از رابطه ۳-۱۱ مقادیر  $Q'$  کارگاه‌ها مطابق با جدول ۴-۲۸ محاسبه شدند.

جدول ۴-۲۸- مقادیر شاخص کیفی تونل زنی اصلاح شده برای ۱۰ کارگاه منتخب

کارگاه	$RQD$	$j_n$	$j_r$	$j_a$	$Q'$
پیروزی ۳۴۰ شرقی	۳۰	۳	۲	۴	۵
اطهری ۲۹۰ غربی	۳۲	۱	۱/۵	۱	۹/۳
دکتر ۱۴۰ غربی	۲۸	۳	۳	۳	۳۲
اطهری ۲۹۰ شرقی	۳۲	۲	۳	۲	۲۴
دکتر ۱۴۰ شرقی	۳۲	۱	۱/۵	۱	۴۸
جلال ۳۹۰ غربی	۳۲	۴	۳	۵	۴/۸
پیروزی ۳۴۰ غربی	۲۹	۲	۲	۳	۹/۷
پیروزی ۲۴۰ غربی	۳۲	۱	۲	۲	۳۲
دکتر ۲۴۰ شرقی	۳۲	۱	۳	۴	۲۴
جلال ۳۹۰ شرقی	۳۲	۶	۳	۴	۴

در ادامه برای هر کدام کارگاه‌های مذکور با داشتن مقدار مقاومت فشاری تک محوری سنگ کمربالا و تعیین مقدار تنش القایی، با استفاده از نرم افزار EXAMINE، مقدار K و از آنجا مقدار ضریب تنش سنگ، A، با استفاده از رابطه ۳-۱۲ و نمودار شکل ۳-۶، تعیین شد. همچنین با استفاده از شکل ۳-۷، فاکتور مربوط به جهات ناپیوستگی، B، و با استفاده از رابطه ۳-۱۳ فاکتور ثقل، C، تعیین و در نهایت با استفاده از رابطه ۳-۹ مقدار N' محاسبه شد. در جدول ۴-۲۹ مقادیر مذکور برای ۱۰ کارگاه منتخب آورده شده است.

جدول ۴-۲۹ - مقادیر عدد پایداری اصلاح شده برای ۱۰ کارگاه منتخب

کارگاه	Q'	A	B	C	N'
پیروزی ۳۴۰ شرقی	۵	۰/۱	۰/۴	۸	۱/۶۰
اطهری ۲۹۰ غربی	۹/۵۰	۰/۱	۰/۶	۵	۲/۸۰
دکتر ۱۴۰ غربی	۳۲	۰/۱	۰/۴	۸	۱۰/۲۴
اطهری ۲۹۰ شرقی	۲۴	۰/۱	۰/۳	۵	۳/۶۰
دکتر ۱۴۰ شرقی	۴۸	۰/۱	۰/۵	۶/۶۵	۱۶
جلال ۳۹۰ غربی	۴/۸۰	۰/۱	۰/۲	۶/۶۵	۰/۶۴
پیروزی ۳۴۰ غربی	۹/۶۰	۰/۱	۰/۲	۵	۰/۹۶
پیروزی ۲۴۰ غربی	۳۲	۰/۱	۰/۳	۵	۴/۸۰
دکتر ۲۴۰ شرقی	۲۴	۰/۱	۰/۴	۸	۷/۶۸
جلال ۳۹۰ شرقی	۴	۰/۱	۰/۴	۵	۰/۸۰

#### ۴-۶-۴- بی دقتی در چال زنی

برای تعیین مقدار بی دقتی در چال زنی، درصد انحراف چال اندازه گیری شد. به این منظور از دستگاه لیزری دارای قابلیت اندازه گیری فاصله و زاویه استفاده شد. این دستگاه که تصویر آن در شکل ۴-۱۱ نشان داده شده است یک فاصله یاب لیزری محصول کمپانی لایکا با مدل Leica-D810، می باشد. برد دستگاه ۲۰۰ متر و با دقت ۱ میلی متر است. همچنین دستگاه دارای سیستم اندازه گیری دیجیتالی زاویه تا ۳۶۰ درجه با دقت ۰/۱ درجه می باشد. با اندازه گیری مقادیر واقعی زاویه و عمق چال و مقایسه آن با

مقدار طراحی و تعیین اختلاف بین آنها، مقادیر انحراف چال برای ۱۰ کارگاه مورد مطالعه مطابق با جدول ۴-۳۰ به دست آمد.



شکل ۴-۱۱- تصویر فاصله یاب لیزری مجهز به زاویه یاب دیجیتالی

جدول ۴-۳۰- مقادیر بی دقتی در چال زنی برای کارگاه های مورد مطالعه

کارگاه	بی دقتی در چال زنی (/)
پیروزی ۳۴۰ شرقی	۱۲
اطهری ۲۹۰ غربی	۱۰/۵
دکتر ۱۴۰ غربی	۴/۵
اطهری ۲۹۰ شرقی	۹
دکتر ۱۴۰ شرقی	۳
جلال ۳۹۰ غربی	۱۶
پیروزی ۳۴۰ غربی	۱۳
پیروزی ۲۴۰ غربی	۷/۵
دکتر ۲۴۰ شرقی	۶
جلال ۳۹۰ شرقی	۱۴

#### ۴-۶-۵- لرزش آتشفشانی

همان طوری که پیشتر گفته شد، لرزش انفجار با کمیتی به نام حداکثر سرعت ذرات، PPV، اندازه گیری می شود. برای اندازه گیری PPV از دستگاه لرزه نگار استفاده می شود. در این مطالعه از دستگاه لرزه نگار Minimate Plus BE 12334 استفاده شد. این دستگاه یک لرزه نگار سه جهته می باشد و توسط آن می توان تقریباً تمامی پارامترهای لرزش را برداشت نمود. این پارامترها عبارتند از حداکثر سرعت ذرات،

حداکثر شتاب ذرات و حداکثر جابجایی ذرات در سه جهت طولی، قائم و مماسی و فرکانس لرزش زمین و نیز فرکانس لرزش هوا در دو واحد پاسکال و دسی بل.

بخش‌های مختلف این دستگاه در شکل ۴-۱۲ آورده شده است. همان‌گونه که از شکل مذکور مشاهده می‌شود، این دستگاه متشکل از ۴ بخش اصلی ژئوفون، میکروفون، بخش ذخیره‌سازی و پردازش اطلاعات و سیم‌های رابط است. در هر مرحله از عملیات انفجار، قبل از شروع عملیات، مشخصات مربوط به انفجار از جمله حداکثر میزان خرج در هر تأخیر و فاصله محل انفجار تا محل نصب ژئوفون ثبت گردید.

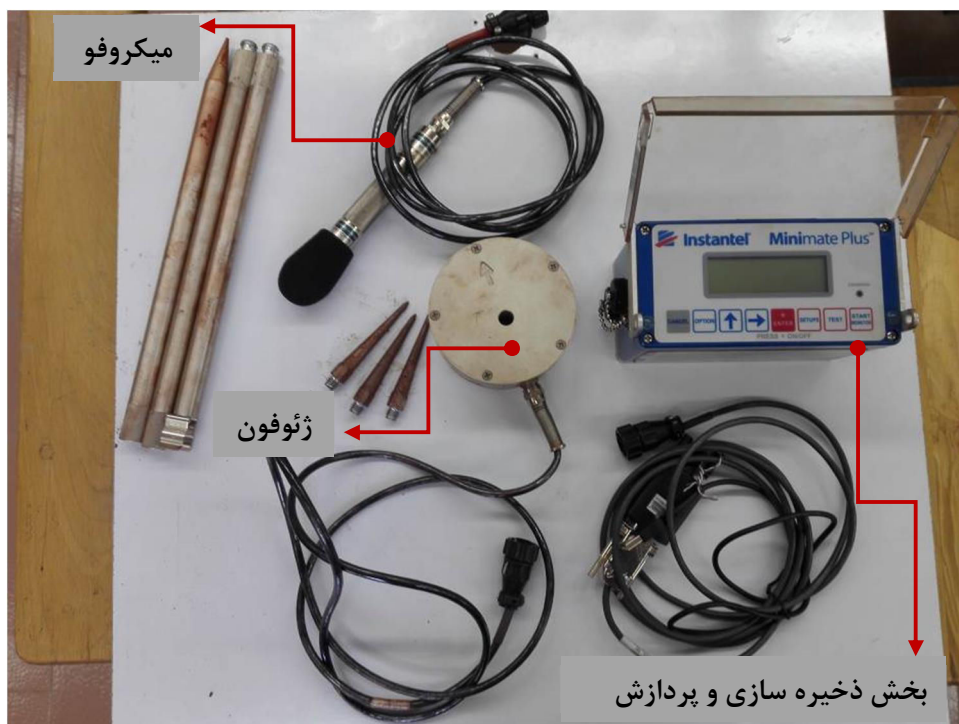
در این مطالعه، لرزش‌های حاصل از ۲۴ عملیات انفجار توسط دستگاه لرزه‌نگار به ثبت رسید. موقعیت‌های تقریبی برداشت‌ها در شکل ۴-۱۳ نشان داده شده است. همانطوری که از شکل مشاهده می‌شود استخراج در افق‌های مختلف به فاصله عمودی ۵۰ متر انجام می‌شود و ژئوفون در محل‌هایی نصب شد که بتواند لرزش‌های حاصل از انفجارهای موجود در همان افق و افق‌های دیگر را ثبت نماید. دستگاه در هر انفجار حداکثر سرعت و حداکثر جابجایی ذرات در سه مولفه طولی، قائم و مماسی و همچنین فرکانس لرزش را ثبت نمود.

داده‌های ثبت شده، توسط نرم‌افزار Blast Ware که توسط شرکت سازنده دستگاه ارائه شده است مورد پردازش قرار گرفت. یک نمونه از برداشت‌های ثبت شده در شکل ۴-۱۴ نشان داده شده است.

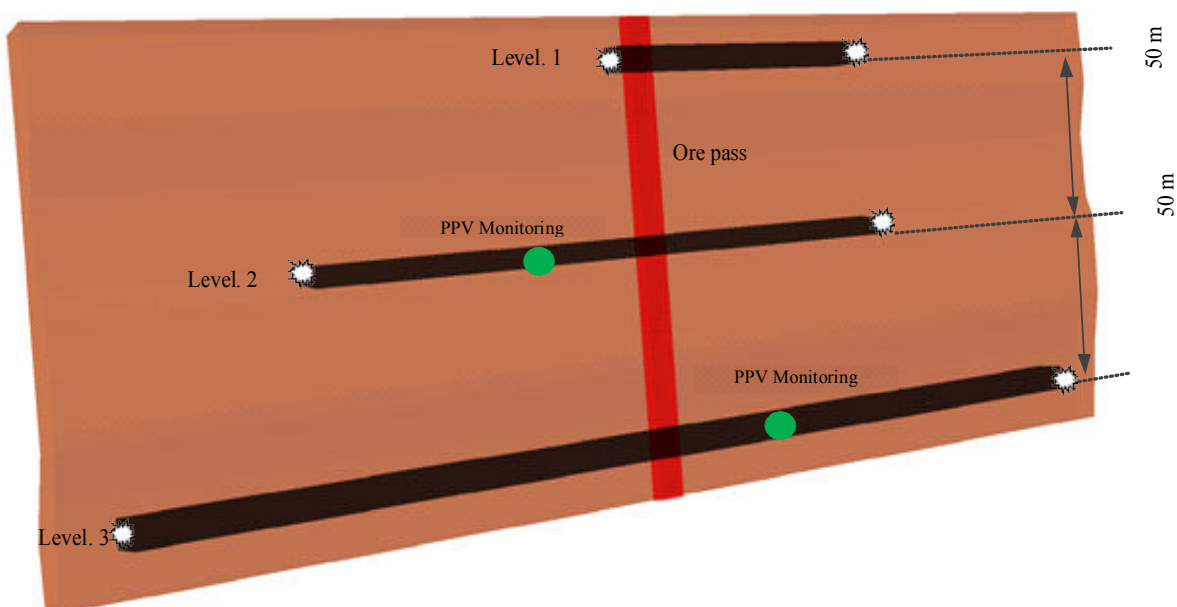
در جدول ۴-۳۱ حداکثر سرعت ذرات حاصل از ۲۴ انفجار در سه مؤلفه مذکور و برآیند محاسبه شده آنها آورده شده است. همان‌گونه که از این جدول مشاهده می‌شود بیشترین و کمترین مقدار محاسبه شده برای برآیند حداکثر سرعت ذرات به ترتیب برابر با  $۱۵/۰۳$  و  $۰/۸۳$  میلی‌متر بر ثانیه می‌باشد.

برای تعیین فاصله مقیاس شده، (SD)، مقادیر فاصله دستگاه ثبت تا محل انفجار نسبت به توان‌های یک‌سوم، یک‌دوم و دوسوم مقدار خرج در هر تأخیر ( $Q^{1/3}$ ،  $Q^{1/2}$  و  $Q^{2/3}$ ) محاسبه شدند. مقادیر مذکور به همراه مقادیر PPV اندازه‌گیری شده در جدول ۴-۳۲ آورده شده‌اند.

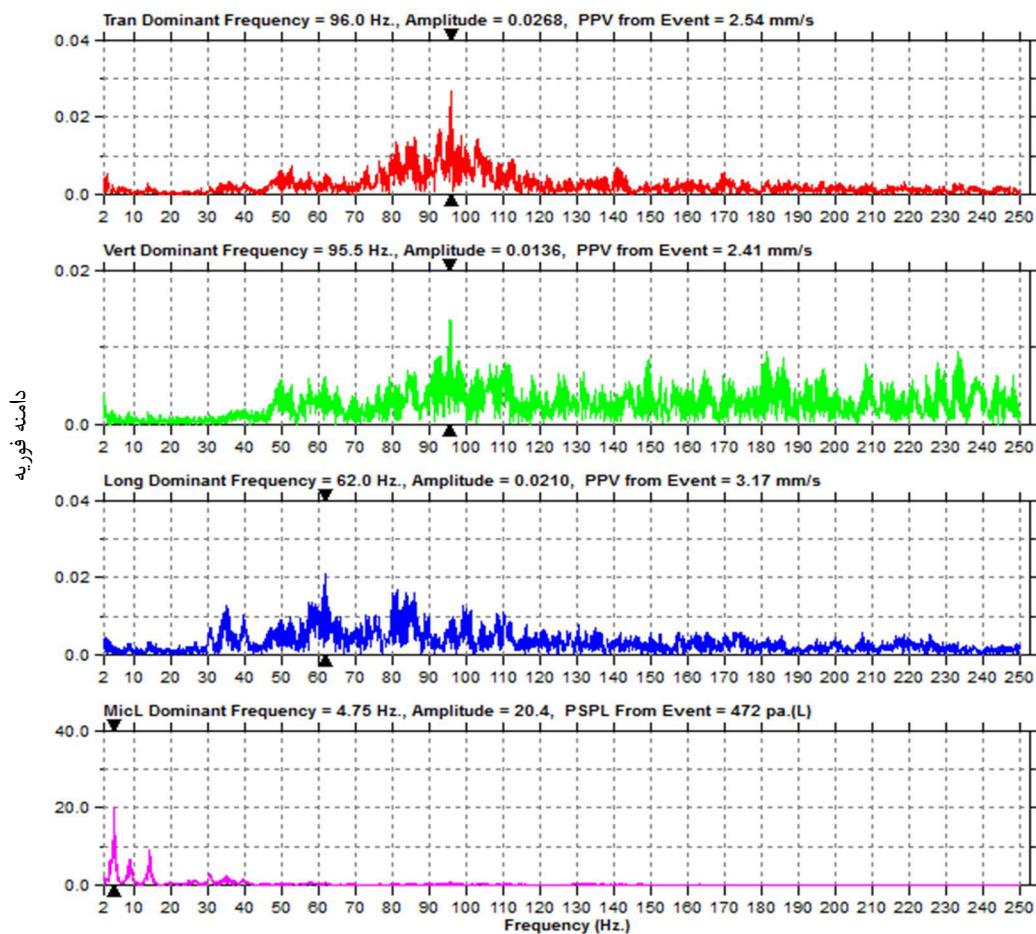




شکل ۴-۱۲- بخش‌های مختلف دستگاه لرزه‌نگار



شکل ۴-۱۳- موقعیت‌های تقریبی محل نصب دستگاه لرزه‌نگار



فرکانس (هرتز)

شکل ۴-۱۴ - یک نمونه از برداشت‌های ثبت شده که توسط نرم افزار Blast Ware مورد پردازش قرار گرفت

همان‌طور که از جدول ۴-۳۲ مشاهده می‌شود حداقل و حداکثر وزن خرج مصرفی در هر تأخیر به ترتیب برابر با ۲ و ۱۲ کیلوگرم و حداقل و حداکثر فاصله دستگاه تا محل انفجار به ترتیب برابر با ۲۲ و ۱۲۰ متر بوده است. همچنین مشاهده می‌شود که بیشترین حداکثر سرعت ذرات (۱۵/۰۳) مربوط به کمترین فاصله مقیاس شده و کمترین حداکثر سرعت ذرات (۰/۸۳) مربوط به بیشترین فاصله مقیاس شده می‌باشد. شکل‌های ۴-۱۵ و ۴-۱۶ نمودار حداکثر سرعت ذرات، به ترتیب نسبت وزن خرج در هر تأخیر و فاصله محل اندازه‌گیری تا محل انفجار را نشان می‌دهند.

جدول ۴-۳۱- مقادیر حداکثر سرعت ذرات مربوط به ۲۴ انفجار

شماره انفجار	مؤلفه طولی حداکثر سرعت ذرات (mm/s)	مؤلفه قائم حداکثر سرعت ذرات (mm/s)	مؤلفه مماسی حداکثر سرعت ذرات (mm/s)	برآیند حداکثر سرعت ذرات (mm/s)
۱	۴/۴۲	۳/۳۸	۵/۹۳	۸/۱۳
۲	۵/۴۶	۷/۷۸	۶/۳۵	۱۱/۴۳
۳	۳/۱۷	۲/۴۱	۲/۵۴	۴/۷۲
۴	۱/۴۰	۱/۲۷	۱/۴	۲/۳۵
۵	۹/۹۱	۸/۸۹	۶/۹۸	۱۵/۰۳
۶	۰/۵۶	۰/۸۱	۱/۳۳	۱/۶۵
۷	۱/۶۱	۰/۹۶	۱/۰۴	۲/۱۴
۸	۶/۵۲	۶/۸۰	۵/۶۱	۱۰/۹۶
۹	۷/۲۶	۶/۳۵	۵/۹۲	۱۱/۳۲
۱۰	۴/۲۳	۴/۹۲	۴/۳۸	۷/۸۳
۱۱	۱/۴۶	۰/۹۲	۰/۷۹	۱/۹۰
۱۲	۲/۱۰	۱/۰۹	۱/۵۶	۲/۸۳
۱۳	۰/۶۷	۰/۵۷	۰/۴۹	۱/۰۱
۱۴	۱/۲۰	۰/۹۸	۱/۴۲	۲/۱۰
۱۵	۲/۶۰	۲/۸۰	۲/۳۰	۴/۴۶
۱۶	۱/۳۰	۱/۱۷	۰/۸۶	۱/۹۵
۱۷	۰/۹۶	۱/۰۳	۰/۷۵	۱/۶۰
۱۸	۳/۸۲	۳/۴۸	۴/۲۵	۶/۶۹
۱۹	۴/۹۷	۷/۱۵	۵/۳۹	۱۰/۲۴
۲۰	۵/۹۳	۷/۲۸	۶/۸۶	۱۱/۶۳
۲۱	۵/۳۱	۳/۵۰	۴/۸۲	۷/۹۸
۲۲	۰/۲۳	۰/۶۹	۰/۴۱	۰/۸۳
۲۳	۶/۹۵	۷/۵۶	۷/۲۱	۱۲/۵۵
۲۴	۴/۹۱	۴/۴۱	۴/۸۳	۸/۱۸

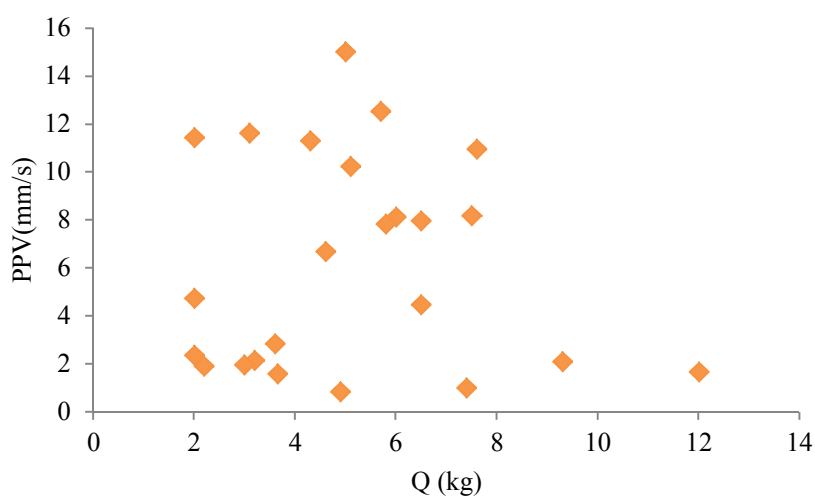
در ادامه، برای تعیین رابطه پیش‌بینی حداکثر سرعت ذرات، با استفاده از روش تحلیل رگرسیون، روابط بین مقادیر PPV اندازه‌گیری شده و مقادیر فاصله مقیاس شده بر حسب توان‌های یک‌سوم، یک‌دوم و دوسوم مقدار خرج در هر تأخیر، معین و مورد ارزیابی قرار گرفتند. این روابط به همراه ضریب تعیین آنها،  $R^2$ ، در جدول ۴-۳۳ آورده شده‌اند. به منظور بررسی بیشتر در میزان دقت روابط به دست آمده،

ابتدا با استفاده از روابط مذکور، مقادیر حداکثر سرعت ذرات، مورد پیش‌بینی قرار گرفتند سپس با استفاده از روابط ۴-۱۳ تا ۴-۱۵ مقادیر پیش‌بینی شده با مقادیر واقعی اندازه‌گیری شده مورد مقایسه قرار گرفتند.

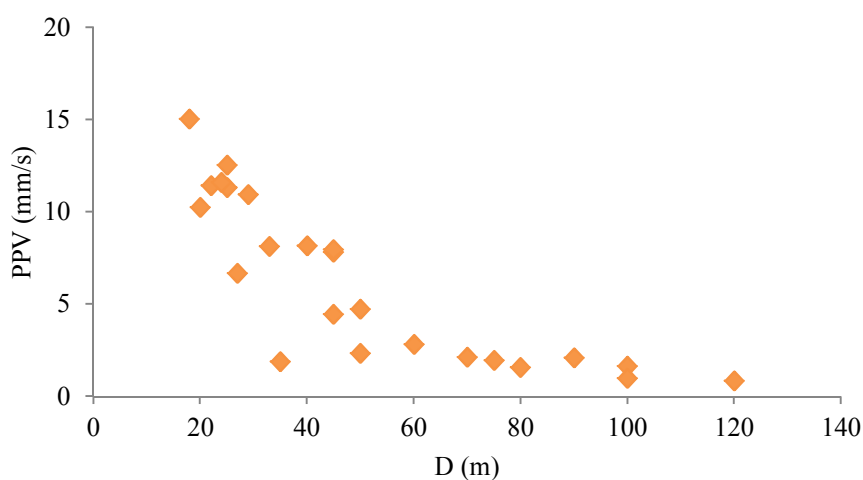
جدول ۴-۳۲- مقادیر حداکثر سرعت ذرات مربوط به ۲۴ انفجار

شماره انفجار	فاصله دستگاه ثابت تا محل انفجار (m)	وزن خرج برای هر تأخیر (kg)	فاصله مقیاس شده $SD (m/kg^{1/3})$	فاصله مقیاس شده $SD (m/kg^{1/2})$	فاصله مقیاس شده $SD (m/kg^{2/3})$	برآیند حداکثر سرعت ذرات (mm/s)
۱	۳۳	۶	۱۸/۱۶	۱۳/۴۷	۹/۹۹	۸/۱۳
۲	۲۲	۲	۱۷/۴۶	۱۵/۵۶	۱۳/۸۶	۱۱/۴۳
۳	۵۰	۲	۳۹/۶۹	۳۵/۳۶	۳۱/۵۰	۴/۷۲
۴	۵۰	۲	۳۹/۶۹	۳۵/۳۶	۳۱/۵۰	۲/۳۵
۵	۱۸	۵	۱۰/۵۳	۸/۰۵	۶/۱۶	۱۵/۰۳
۶	۱۰۰	۱۲	۴۳/۶۸	۲۸/۸۷	۱۹/۰۸	۱/۶۵
۷	۷۰	۳/۲	۴۷/۵۰	۳۹/۱۳	۳۲/۲۴	۲/۱۴
۸	۲۹	۷/۶	۱۴/۷۵	۱۰/۵۲	۷/۵۰	۱۰/۹۶
۹	۲۵	۴/۳	۱۵/۳۷	۱۲/۰۶	۹/۴۵	۱۱/۳۲
۱۰	۴۵	۵/۸	۲۵/۰۵	۱۸/۶۹	۱۳/۹۴	۷/۸۳
۱۱	۳۵	۲/۲	۲۶/۹۱	۲۳/۶	۲۰/۶۹	۱/۹۰
۱۲	۶۰	۳/۶	۳۹/۱۵	۳۱/۶۲	۲۵/۵۴	۲/۸۳
۱۳	۱۰۰	۷/۴	۵۱/۳۲	۳۶/۷۶	۲۶/۳۳	۱/۰۱
۱۴	۹۰	۹/۳	۴۲/۸۰	۲۹/۵۱	۲۰/۳۵	۲/۱۰
۱۵	۴۵	۶/۵	۲۴/۱۱	۱۷/۶۵	۱۲/۹۲	۴/۴۶
۱۶	۷۵	۳	۵۲	۴۳/۳	۳۶/۰۶	۱/۹۵
۱۷	۸۰	۳/۷	۵۱/۹۶	۴۱/۸۷	۳۳/۷۵	۱/۶۰
۱۸	۲۷	۴/۶	۱۶/۲۳	۱۲/۵۸	۹/۷۶	۶/۶۹
۱۹	۲۰	۵/۱	۱۱/۶۲	۸/۸۶	۶/۷۵	۱۰/۲۴
۲۰	۲۴	۳/۱	۱۶/۴۶	۱۳/۶۳	۱۱/۲۹	۱۱/۶۳
۲۱	۴۵	۶/۵	۲۴/۱۱	۱۷/۶۵	۱۲/۹۲	۷/۹۸
۲۲	۱۲۰	۴/۹	۷۰/۶۵	۵۴/۲۱	۴۱/۶۰	۰/۸۳
۲۳	۲۵	۵/۷	۱۴	۱۰/۴۷	۷/۸۳	۱۲/۵۵
۲۴	۴۰	۷/۵	۲۰/۴۳	۱۴/۶۱	۱۰/۴۴	۸/۱۸

از رابطه ۴-۱۳، جذر میانگین مربعات خطاها<sup>۱</sup> (RMSE)، از رابطه ۴-۱۴، میانگین درصد مطلق خطاها<sup>۲</sup> (MAPE) و از رابطه ۴-۱۵ درصد واریانس<sup>۳</sup> (VAF) محاسبه شدند. نتایج محاسبات به طور خلاصه در جدول ۴-۳۴ آورده شده‌اند. همان‌طور که از جدول مذکور مشاهده می‌شود دقیق‌ترین رابطه پیش‌بینی حداکثر سرعت ذرات از ریشه سوم مقدار خرج مصرفی در هر تأخیر به دست می‌آید. بنابراین رابطه ۴-۱۶ به عنوان رابطه کلی پیش‌بینی حداکثر سرعت ذرات پیشنهاد می‌شود.



شکل ۴-۱۵- نمودار حداکثر سرعت ذرات نسبت به وزن خرج در هر تأخیر



شکل ۴-۱۶- نمودار حداکثر سرعت ذرات نسبت به محل اندازه‌گیری تا محل انفجار

- 
- 1- Root-Mean-Square Error
  - 2- Mean Absolute Percentage Error
  - 3- Variance Accounted For

جدول ۴-۳۳- روابط پیش بینی حداکثر سرعت ذرات به همراه ضریب تعیین آنها

R <sup>2</sup>	رابطه	توان خرج مصرفی در هر تأخیر
۰/۸۶	$PPV = 618.41(SD)^{-1.503}$	$Q^{1/3}$
۰/۸۳	$PPV = 346.01(SD)^{-1.437}$	$Q^{1/2}$
۰/۷۶	$PPV = 174.94(SD)^{-1.322}$	$Q^{2/3}$

نمودار این رابطه نسبت به فاصله مقیاس شده مطابق با شکل ۴-۱۷ می باشد. نمودار مقایسه بین حداکثر سرعت ذرات پیش بینی شده با استفاده از رابطه ۴-۱۶، نسبت به حداکثر سرعت ذرات اندازه گیری شده در شکل ۴-۱۸ نشان داده شده است.

$$RMSE = \sqrt{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (y_{meas} - y_{pred})^2} \quad (۱۳-۴)$$

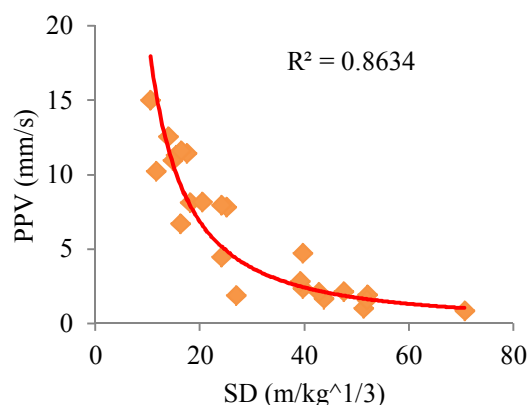
$$MAPE = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \left| \frac{y_{meas} - y_{pred}}{y_{meas}} \right| \times 100 \quad (۱۴-۴)$$

$$VAF = 100 \left[ 1 - \frac{var(y_{meas} - y_{pred})}{var(y_{meas})} \right] \quad (۱۵-۴)$$

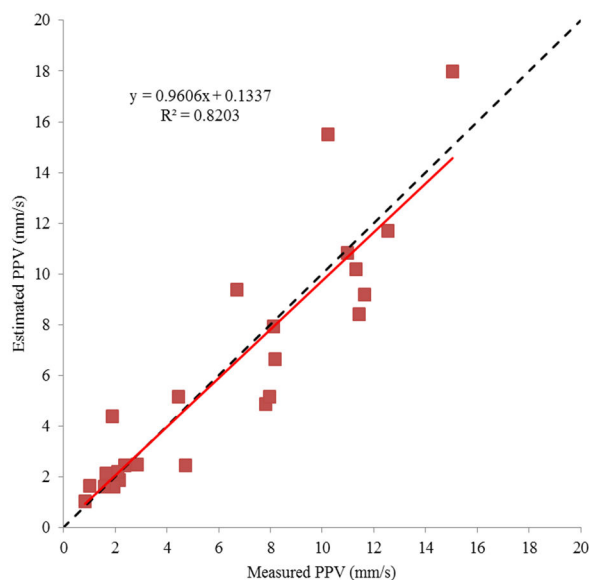
جدول ۴-۳۴- میزان دقت روابط پیش بینی حداکثر سرعت ذرات با توان های مختلف میزان خرج مصرفی در هر تأخیر

VAF	MAPE	RMSE	R <sup>2</sup>	رابطه
۷۹/۶۳۱۰	۰/۲۶۴۰	۱/۹۶۳۶	۰/۸۶	$PPV = 618.41(SD)^{-1.503}$
۷۷/۹۱۰۶	۰/۳۰۶۵۰	۲/۰۴۹۹	۰/۸۳	$PPV = 346.01(SD)^{-1.437}$
۷۵/۵۱۳۳	۰/۳۵۸۲	۲/۱۷۴۰	۰/۷۶	$PPV = 174.94(SD)^{-1.322}$

$$PPV = 618.41(SD)^{-1.503} \quad (۱۶-۴)$$



شکل ۴-۱۷- نمودار رابطه بین مقادیر اندازه‌گیری شده و مقادیر پیش‌بینی شده حداکثر سرعت ذرات



شکل ۴-۱۸- نمودار رابطه بین مقادیر اندازه‌گیری شده و مقادیر پیش‌بینی شده حداکثر سرعت ذرات

برای اندازه‌گیری مقدار PPV برای ۱۰ کارگاه منتخب موجود در سیستم جدید طبقه‌بندی ترقیق، از آنجا که نصب دستگاه لرزه‌نگار در محل انفجار عملی نیست و نصب آن در فاصله کمتر از ۲۰ متر سبب از بین رفتن آن می‌شود، می‌توان از رابطه پیش‌بینی PPV، استفاده کرد و مقدار لرزش حاصل از انفجار، در محل انفجار را مشخص کرد. برای ۱۰ کارگاه منتخب با مقادیر مشخص وزن خرج در هر تأخیر، به منظور رعایت شرایط یکسان جهت ایجاد امکان مقایسه بین آنها، مقدار PPV در فاصله ۲ متری از سینه‌کار محاسبه شد. نتایج حاصل در جدول ۴-۳۵ آورده شده است.

جدول ۴-۳۵- حداکثر سرعت ذرات ۱۰ کارگاه منتخب در فاصله ۲ متری از سینه کار

کارگاه	وزن خرج برای هر تأخیر (kg)	فاصله مقیاس شده (m/kg <sup>1/3</sup> )	حداکثر سرعت ذرات (mm/s)
پیروزی ۳۴۰ شرقی	۴/۸	۱/۱۹	۴۷۹
اطهری ۲۹۰ غربی	۵	۱/۱۷	۴۸۹
دکتر ۱۴۰ غربی	۱/۲	۱/۸۸	۲۳۹
اطهری ۲۹۰ شرقی	۴/۵	۱/۲۱	۴۶۴
دکتر ۱۴۰ شرقی	۱	۲/۰۰	۲۱۸
جلال ۳۹۰ غربی	۶	۱/۱۰	۵۳۵
پیروزی ۳۴۰ غربی	۵/۸۵	۱/۱۱	۵۲۸
پیروزی ۲۴۰ غربی	۴	۱/۲۶	۴۳۷
دکتر ۲۴۰ شرقی	۰/۸	۲/۱۵	۱۹۵
جلال ۳۹۰ شرقی	۶/۵	۱/۰۷	۵۵۷

#### ۴-۶-۶- طبقه‌بندی کارگاه‌ها

از میان ۱۰ پارامتر منتخب، با توجه به محاسبات به عمل آمده در خصوص ۴ پارامتر شعاع هیدرولیکی، عدد پایداری اصلاح شده، بی‌دقتی در چال‌زنی، لرزش آتشباری و نیز بررسی‌های به عمل آمده در خصوص ۶ پارامتر دیگر شامل عرض کارگاه، خرج ویژه، تورق، عمق کارگاه، روش پرکردن و زمان پرکردن در کارگاه‌های دهگانه استخراج در مجموعه معادن منگنز و نارچ که نتایج آنها به صورت خلاصه در جدول ۴-۳۶ آورده شده است، می‌توان از سیستم جدید برای طبقه‌بندی این کارگاه‌ها استفاده کرد. لازم به توضیح است که در ستون مربوط به زمان پر کردن برای جا شدن توضیحات در جدول مذکور از علائم اختصاری استفاده شده است که عبارتند از پ.ت.س: پرکردن پس از تخلیه یک سوم کارگاه، پ.ت.ن: پرکردن پس از تخلیه نصف کارگاه، پ.ت.ک: پرکردن پس از تخلیه کامل کارگاه، پ.ت.ج: پرکردن پس از تخلیه یک چهارم کارگاه.



در ادامه پس از تعیین امتیاز هر کدام از پارامترها، مقدار شاخص ترقیق غیر طراحی هر کارگاه، SUDI که برابر با مجموع امتیازات پارامترها است مطابق با جدول ۴-۳۷ محاسبه شد و از آنجا مطابق با جدول ۴-۲۵ مشخص گردید که هر کارگاه از لحاظ ترقیق پذیری در چه طبقه‌ای قرار دارد.

جدول ۴-۳۶- استفاده از سیستم طبقه بندی جدید در ۱۰ کارگاه استخراج از کارگاه‌های مختلف معادن منگنز و نارچ

کارگاه	شعاع هیدرولیکی (m)	عرض کارگاه (m)	بی دقتی در چال زنی (%)	خرج ویژه (gr/t)	لرزش آتشفشاری (PPV)	عدد پایداری اصلاح شده	تورق	عمق کارگاه (m)	روش بر کردن	زمان بر کردن
پیروزی ۳۴۰ شرقی	۲/۲۷	۴/۷۰	۱۲	۱/۵	۴۷۹	۱/۶	مورب امتدادی	۳۴۰	ثقلی	پ.ت.س
اطهری ۲۹۰ غربی	۲/۲۵	۴/۵۰	۱۰/۵	۱/۲	۴۸۹	۲/۸	موازی	۲۹۰	ثقلی	پ.ت.ن
دکتر ۱۴۰ غربی	۱/۳۲	۳/۸۰	۴/۵	۰/۸۶	۲۳۹	۱۰/۲۴	عمود امتدادی	۱۴۰	مکانیکی	پ.ت.ک
اطهری ۲۹۰ شرقی	۲/۲۲	۴/۲۰	۹	۱/۲	۴۶۴	۳/۶	عمود نامتداد	۲۹۰	ثقلی	پ.ت.ن
دکتر ۱۴۰ شرقی	۱/۳۶	۲/۸۰	۳	۰/۵۵	۲۱۸	۱۶	عمود امتدادی	۱۴۰	مکانیکی	پ.ت.ک
جلال ۳۹۰ غربی	۳/۲۷	۵/۶۵	۱۶	۲	۵۳۵	۰/۶۴	مورب نامتدادی	۳۹۰	ثقلی	پ.ت.چ
پیروزی ۳۴۰ غربی	۲/۲۶	۴/۸۵	۱۳	۱/۶	۵۲۸	۰/۹۶	مورب امتدادی	۳۴۰	ثقلی	پ.ت.س
پیروزی ۲۴۰ غربی	۲/۱۸	۳/۷۰	۷/۵	۰/۹۵	۴۳۷	۴/۸	عمود نامتداد	۲۴۰	ثقلی	پ.ت.ن
دکتر ۲۴۰ شرقی	۲/۱۴	۳/۵۵	۶	۰/۹	۱۹۵	۷/۶۸	عمود نامتداد	۲۴۰	مکانیکی	پ.ت.ن
جلال ۳۹۰ شرقی	۲/۸۳	۵/۲۵	۱۴	۱/۷	۵۵۷	۰/۸	مورب نامتدادی	۳۹۰	ثقلی	پ.ت.چ

جدول ۴-۳۷- امتیازات مربوط به پارامترها و تعیین شاخص ترقیق غیر طراحی کارگاه‌ها

کارگاه	شعاع هیدرولیکی	عرض کارگاه	بی دقتی در چال زنی	خرج ویژه	لرزش آتشفشاری	عدد پایداری اصلاح شده	تورق	عمق کارگاه	روش بر کردن	زمان بر کردن	SUDI	ترقیق پذیری
پیروزی ۳۴۰ شرقی	۱۱	۳	۹	۴	۱/۵	۱۴	۲	۱/۵	۷/۵	۲	۵۵/۵	متوسط
اطهری ۲۹۰ غربی	۵/۵	۳	۹	۴	۱/۵	۱۰	۱/۵	۱	۷/۵	۳	۴۶	متوسط
دکتر ۱۴۰ غربی	۲	۱/۵	۲	۲	۰/۵	۲	۰/۵	۰/۵	۵/۵	۴	۲۰/۵	کم
اطهری ۲۹۰ شرقی	۵/۵	۳	۴/۵	۴	۱/۵	۱۰	۱	۱	۷/۵	۳	۴۱	متوسط
دکتر ۱۴۰ شرقی	۲	۰/۵	۲	۱	۰/۵	۲	۰/۵	۰/۵	۵/۵	۴	۱۸/۵	خیلی کم
جلال ۳۹۰ غربی	۲۲	۴	۱۳	۵/۵	۳	۲۰	۳/۳	۱/۵	۷/۵	۱	۸۱	خیلی زیاد
پیروزی ۳۴۰ غربی	۱۱	۳	۹	۴	۳	۲۰	۲	۱/۵	۷/۵	۲	۶۳	متوسط
پیروزی ۲۴۰ غربی	۵/۵	۱/۵	۴/۵	۲	۱/۵	۱۰	۱	۱	۵/۵	۳	۳۵/۵	کم
دکتر ۲۴۰ شرقی	۵/۵	۱/۵	۴/۵	۲	۰/۵	۵	۱	۱	۵/۵	۳	۲۹/۵	کم
جلال ۳۹۰ شرقی	۱۵/۵	۴	۹	۴	۳	۲۰	۳/۵	۱/۵	۷/۵	۱	۶۹	زیاد

#### ۷-۴- محاسبه ELOS

پس از طبقه‌بندی کیفی ترقیق کارگاه‌ها، عملیات تعیین مقدار ترقیق ایجاد شده در هر کارگاه انجام شد. برای تعیین ترقیق از تعریف ELOS استفاده شد و برای اندازه‌گیری مقدار ELOS سیستم مانیتورینگ فضای حفاری، CMS، به کار گرفته شد. در ادامه روش انجام عملیات آورده شده است.

از آنجا که در CMS باید حجم واقعی کارگاه محاسبه شود، در این مطالعه برای محاسبه حجم کارگاه، پروفیل مقاطع عرضی کارگاه در فواصل مساوی برداشت و به هم اتصال داده شدند. برای برداشت پروفیل‌ها از فاصله یاب لیزری مدل Leica-D810، نشان داده شده در شکل ۴-۱۱ استفاده شد. برای برداشت هر مقطع، ابتدا فاصله‌یاب بر روی یک سه‌پایه‌ای مطابق با شکل ۴-۱۹ که در مرکز ضلع پایینی مقطع و در کف کارگاه قرار گرفته، نصب شد. سپس فاصله نقطه مذکور تا دیواره‌ها و سقف کارگاه تحت زاویه‌های مختلف (هر ۱۰ درجه یک بار) قرائت شد (جدول ۴-۳۸). با انتقال این نقاط به نرم‌افزار AutoCAD یک مقطع عرضی کارگاه مطابق با شکل ۴-۲۰ ترسیم شد. سپس با انتقال سه پایه به مراکز ضلع پایینی مقاطع بعدی و تکرار روش مذکور، مقاطع عرضی لازم از کارگاه مطابق با جدول‌های ۴-۳۹ تا ۴-۴۳ و شکل ۴-۲۱ برداشت شد. در ادامه پس از همرازی کردن نقاط دارای ارتفاع برابر در پای دیواره، خط تقریبی گذرنده از نقاط مذکور به عنوان کف کارگاه در نظر گرفته شد و اختلافات جزئی در حد چند سانتیمتر حذف شد تا کف صاف از کارگاه به عنوان مرز طراحی کارگاه حاصل شود. در ادامه با اتصال مقاطع، ترسیم فضای سه بعدی کارگاه انجام و از آنجا مطابق با شکل‌های ۴-۲۲ و ۴-۲۳ سطح و حجم واقعی برای هر کارگاه محاسبه شد. در شکل ۴-۲۴ تصویر دو کارگاه طراحی و واقعی نشان داده شده است. همچنین در شکل ۴-۲۵ تصویر میزان اضافه شکست و ریزش کارگاه نشان داده شده است. به این ترتیب در هر کارگاه با مشخص بودن حجم طراحی و حجم واقعی، مقدار ELOS، محاسبه شد. مقادیر ELOS مربوط به ۱۰ کارگاه در جدول ۴-۴۴ آورده شده است.

با تطبیق جدول ۴-۳۷ که در آن مقدار شاخص ترقیق غیرطراحی، SUDI، کارگاه‌های دهگانه آورده شده با جدول ۴-۴۴ که در آن مقدار ELOS همان کارگاه‌ها آورده شده است، می‌توان رابطه موجود بین

SUDI و ELOS را با استفاده از روش تحلیل رگرسیون تعیین کرد. نتیجه تحلیل نشان می‌دهد که بهترین ضریب تعیین بین دو پارامتر مذکور با استفاده از رابطه ۴-۱۷ برقرار است که مقدار آن برابر با ۰/۹۰ است. بنابراین با استفاده از رابطه مذکور می‌توان مقدار ELOS هر کارگاه را با استفاده از مقدار شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده آن کارگاه پیش‌بینی کرد. در شکل ۴-۲۶ نمودار رابطه مذکور نشان داده شده است.

$$ELOS = 1.001e^{0.0174(SUDI)} \quad (۴-۱۷)$$

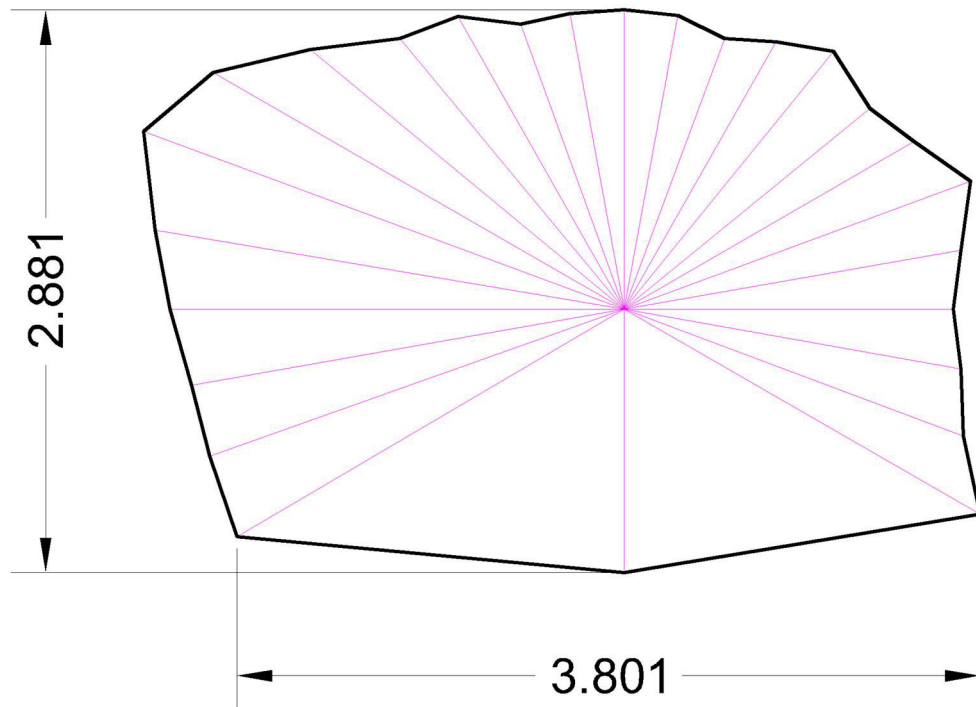


شکل ۴-۱۹- تصویر فاصله‌یاب لیزری نصب شده بر روی سه‌پایه

جدول ۴-۳۸- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز ونارچ- مقطع ۱-

چپ		راست	
فاصله (متر)	زاویه (درجه)	فاصله (متر)	زاویه (درجه)
۲/۲۶۱	-۳۰	۲/۴۳۹	-۳۰
۲/۱۷۸	-۲۰	۲/۱۲۱	-۲۰
۲/۱۷۱	-۱۰	۱/۶۹۶	-۱۰
۲/۲۲۵	۰	۱/۶۲۳	۰
۲/۳۶۲	۱۰	۱/۵۷۷	۱۰
۲/۶۸۷	۲۰	۱/۵۷۵	۲۰
۲/۶۴۵	۳۰	۱/۵۷۹	۳۰
۲/۲۱۶	۴۰	۱/۷۳۶	۴۰
۱/۹۸۷	۵۰	۱/۷۶۵	۵۰
۱/۸۸۳	۶۰	۱/۸۳۱	۶۰
۱/۷۷۱	۷۰	۱/۸۰۴	۷۰
۱/۷۸۰	۸۰	۱/۷۸۰	۸۰
۱/۶۶۷	۹۰	۱/۶۶۷	۹۰

ارتفاع فاصله یاب از کف کارگاه ۱/۴۰۰ متر



شکل ۴-۲۰- تصویر یک مقطع عرضی برداشت شده که با استفاده از نرم افزار ترسیم شده است.

جدول ۴-۳۹- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۲-

چپ		راست	
فاصله (متر)	زاویه (درجه)	فاصله (متر)	زاویه (درجه)
۲/۲۹۶	-۳۰	۲/۱۰۳	-۳۰
۲/۲۴۹	-۲۰	۱/۸۵۴	-۲۰
۲/۲۴۷	-۱۰	۱/۷۵۰	-۱۰
۲/۳۲۳	۰	۱/۶۸۶	۰
۲/۴۳۲	۱۰	۱/۷۴۹	۱۰
۲/۶۲۰	۲۰	۱/۸۸۹	۲۰
۲/۴۲۴	۳۰	۱/۷۱۳	۳۰
۲/۰۸۲	۴۰	۱/۶۲۳	۴۰
۲/۸۶۴	۵۰	۱/۶۹۸	۵۰
۲/۶۲۱	۶۰	۱/۶۷۴	۶۰
۱/۷۹۶	۷۰	۱/۴۷۸	۷۰
۱/۵۳۷	۸۰	۱/۵۲۶	۸۰
۱/۵۳۱	۹۰	۱/۵۳۱	۹۰

ارتفاع فاصله یاب از کف کارگاه ۱/۳۵۰ متر

جدول ۴-۴۰- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۳-

چپ		راست	
فاصله (متر)	زاویه (درجه)	فاصله (متر)	زاویه (درجه)
۲/۱۴۷	-۳۰	۲/۶۷۲	-۳۰
۲/۰۷۸	-۲۰	۲/۷۲۴	-۲۰
۲/۰۷۲	-۱۰	۲/۳۵۱	-۱۰
۲/۱۶۳	۰	۲/۱۸۷	۰
۲/۳۱۶	۱۰	۲/۱۳۴	۱۰
۲/۵۸۲	۲۰	۲/۱۲۷	۲۰
۲/۴۶۴	۳۰	۲/۰۷۲	۳۰
۲/۳۲۱	۴۰	۲/۱۵۰	۴۰
۲/۲۱۱	۵۰	۲/۳۷۲	۵۰
۲/۰۹۲	۶۰	۲/۳۶۸	۶۰
۲/۰۷۹	۷۰	۲/۴۱۳	۷۰
۲/۱۱۲	۸۰	۲/۱۱۱	۸۰
۲/۰۹۶	۹۰	۲/۰۹۶	۹۰

ارتفاع فاصله یاب از کف کارگاه ۱/۲۲۲ متر

جدول ۴-۴۱- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۴-

چپ		راست	
فاصله (متر)	زاویه (درجه)	فاصله (متر)	زاویه (درجه)
۲/۰۷۹	-۳۰	۲/۲۵۶	-۳۰
۲/۰۱۱	-۲۰	۲/۲۴۹	-۲۰
۲/۰۱۵	-۱۰	۲/۲۲۵	-۱۰
۲/۰۸۶	۰	۲/۰۷۰	۰
۲/۲۴۲	۱۰	۲/۲۳۰	۱۰
۲/۴۵۵	۲۰	۲/۱۱۵	۲۰
۲/۳۸۶	۳۰	۲/۲۷۶	۳۰
۲/۲۲۰	۴۰	۲/۳۲۶	۴۰
۲/۲۱۳	۵۰	۲/۴۰۱	۵۰
۲/۲۰۵	۶۰	۲/۴۶۸	۶۰
۱/۱۹۷	۷۰	۲/۴۶۵	۷۰
۱/۱۸۰	۸۰	۲/۲۵۱	۸۰
۲/۱۲۸	۹۰	۲/۱۲۸	۹۰

ارتفاع فاصله یاب از کف کارگاه ۱/۲۵۰ متر

جدول ۴-۴۲- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۵-

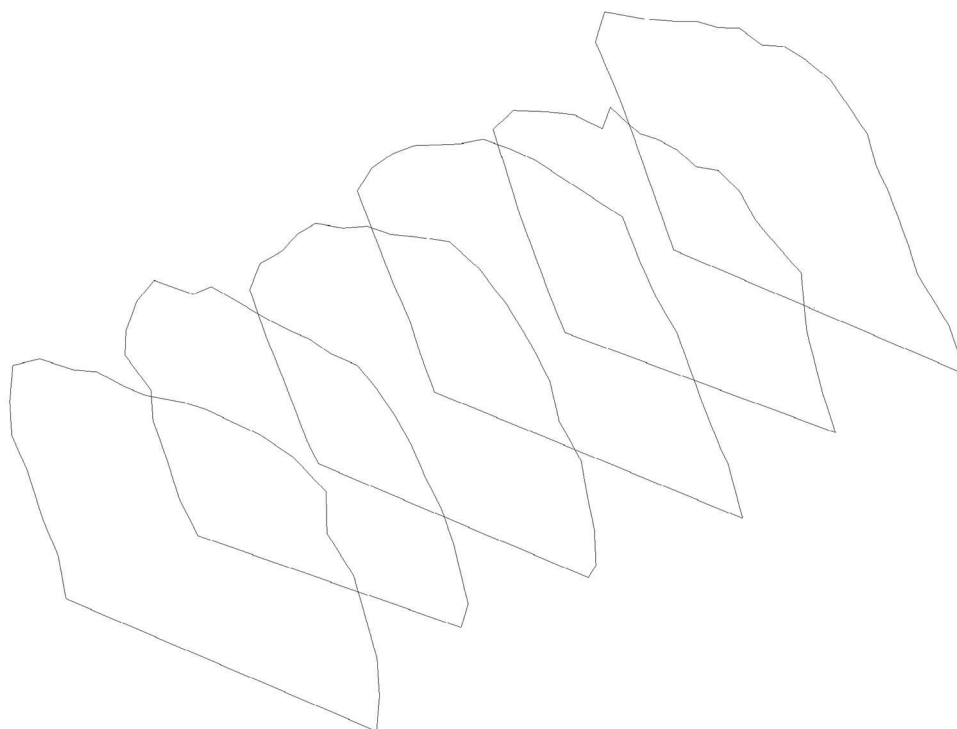
چپ		راست	
فاصله (متر)	زاویه (درجه)	فاصله (متر)	زاویه (درجه)
۲/۳۱۴	-۳۰	۲/۸۱۹	-۳۰
۲/۳۲۵	-۲۰	۲/۷۶۵	-۲۰
۲/۲۹۲	-۱۰	۲/۸۴۲	-۱۰
۲/۳۴۶	۰	۲/۴۲۳	۰
۲/۴۲۹	۱۰	۲/۳۷۷	۱۰
۲/۶۴۸	۲۰	۲/۳۷۹	۲۰
۲/۵۸۶	۳۰	۲/۵۱۶	۳۰
۲/۵۰۷	۴۰	۲/۳۶۹	۴۰
۲/۱۳۲	۵۰	۲/۲۰۴	۵۰
۲/۱۴۵	۶۰	۱/۸۲۹	۶۰
۱/۲۹۷	۷۰	۱/۵۹۲	۷۰
۱/۵۶۶	۸۰	۱/۵۵۸	۸۰
۱/۵۹۰	۹۰	۱/۵۹۰	۹۰

ارتفاع فاصله یاب از کف کارگاه ۱/۳۶۳ متر

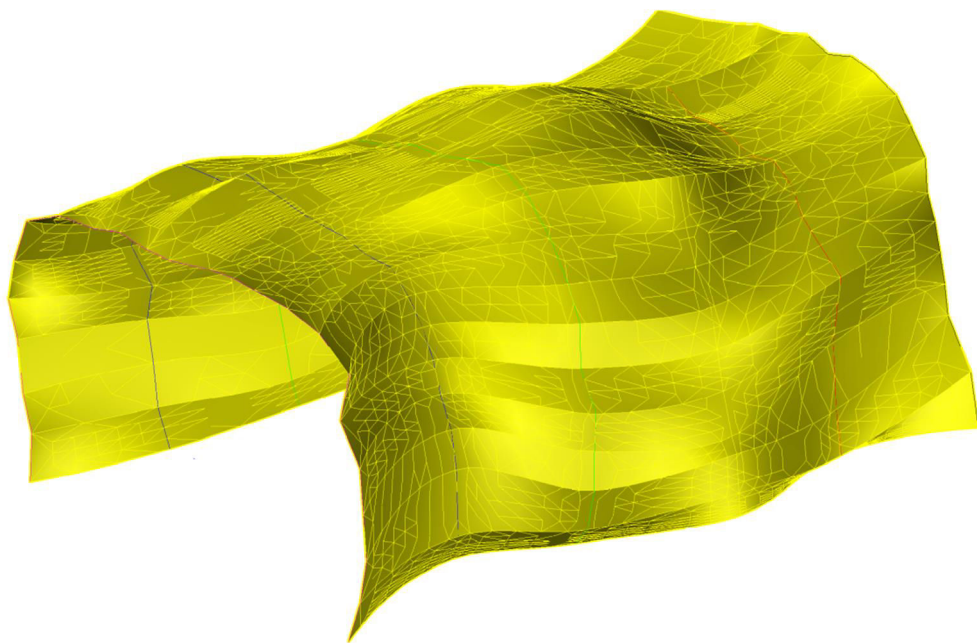
جدول ۴-۴۳- برداشت ابعاد مقطع عرضی کارگاه استخراج Doctor-140-W معدن منگنز و نارچ- مقطع ۶-

چپ		راست	
فاصله (متر)	زاویه (درجه)	فاصله (متر)	زاویه (درجه)
۲/۴۰۸	-۳۰	۲/۵۹۵	-۳۰
۲/۳۲۵	-۲۰	۲/۵۵۰	-۲۰
۲/۲۸۷	-۱۰	۲/۵۱۲	-۱۰
۲/۳۵۶	۰	۲/۴۱۸	۰
۲/۴۹۶	۱۰	۲/۳۹۷	۱۰
۲/۷۵۸	۲۰	۲/۲۲۵	۲۰
۲/۸۰۰	۳۰	۲/۵۳۰	۳۰
۲/۵۵۷	۴۰	۲/۳۴۰	۴۰
۲/۱۴۲	۵۰	۲/۱۰۴	۵۰
۲/۱۵۱	۶۰	۱/۷۲۹	۶۰
۱/۶۷۷	۷۰	۱/۶۹۲	۷۰
۱/۵۶۰	۸۰	۱/۶۵۸	۸۰
۱/۶۸۰	۹۰	۱/۶۸۰	۹۰

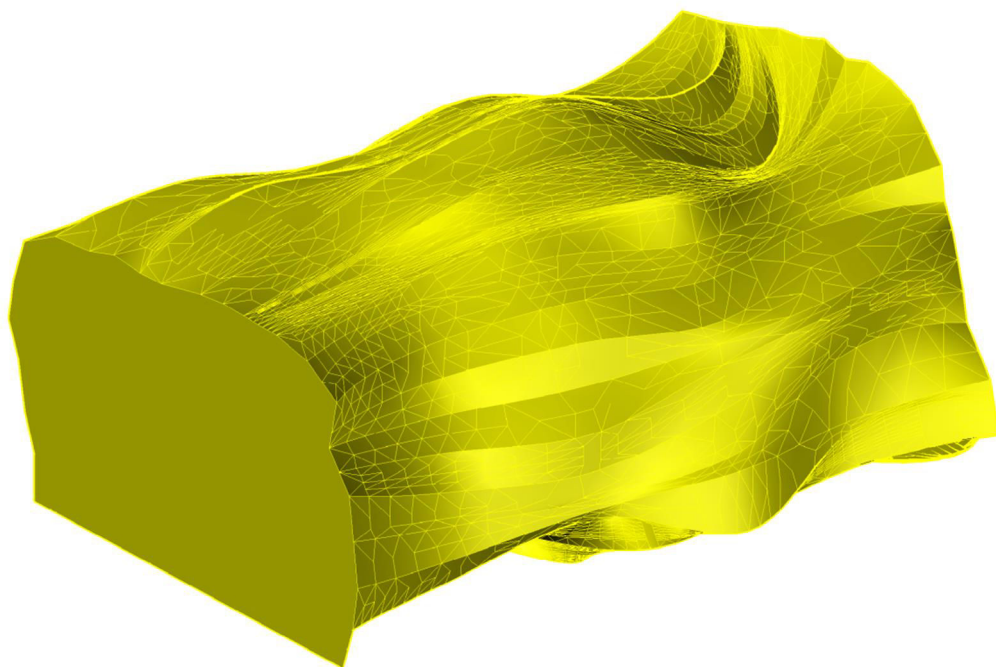
ارتفاع فاصله یاب از کف کارگاه ۱/۳۳۶ متر



شکل ۴-۲۱- تصویر مقاطع مقطع عرضی برداشت شده که با استفاده از نرم افزار ترسیم شده‌اند.

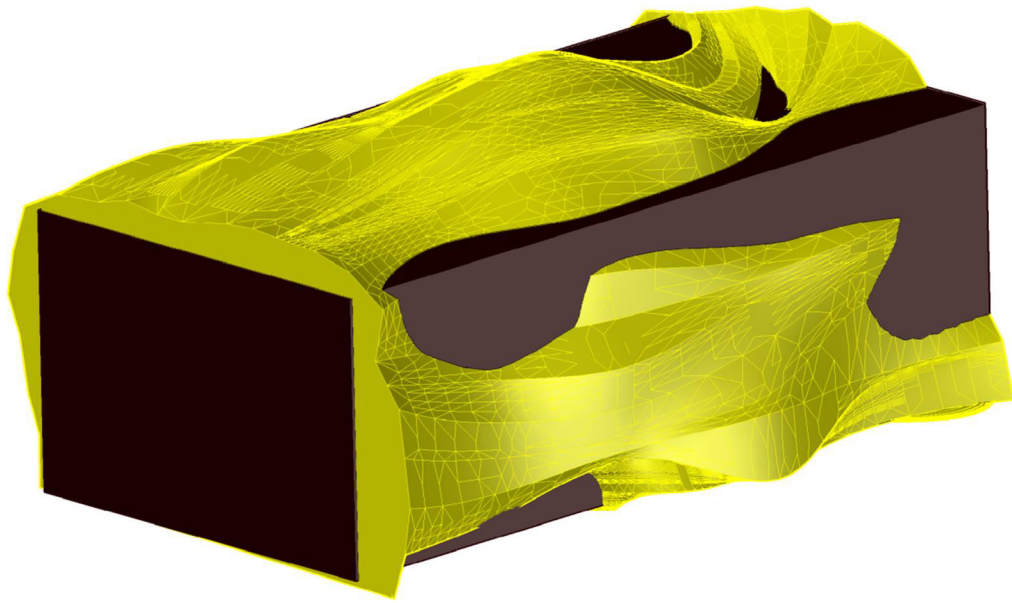


شکل ۴-۲۲- تصویر سطح کارگاه واقعی

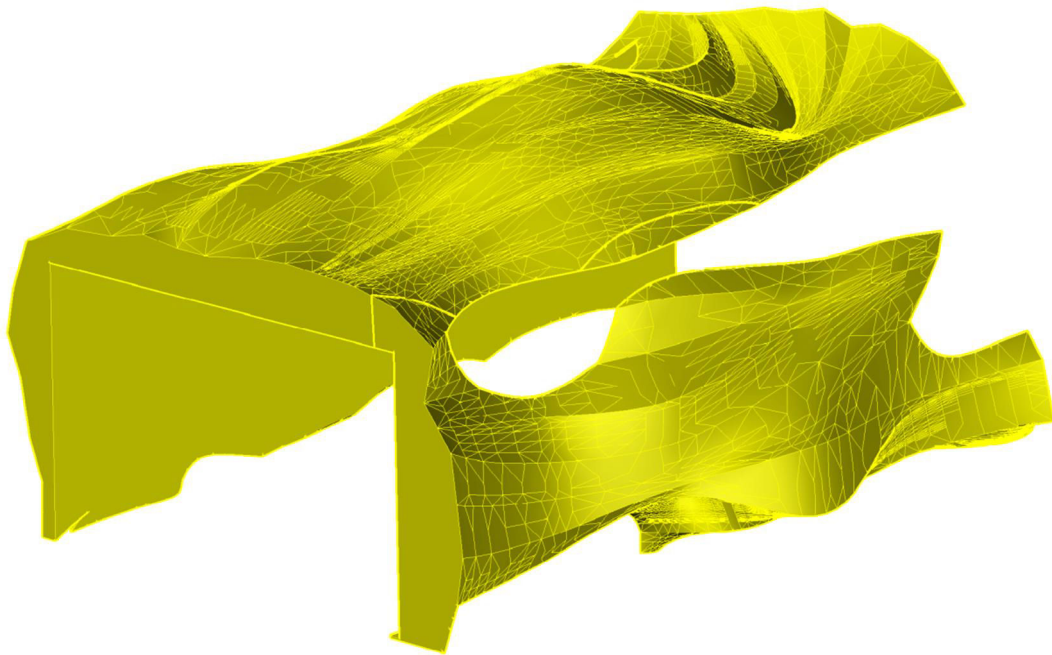


شکل ۴-۲۳- تصویر حجم کارگاه واقعی





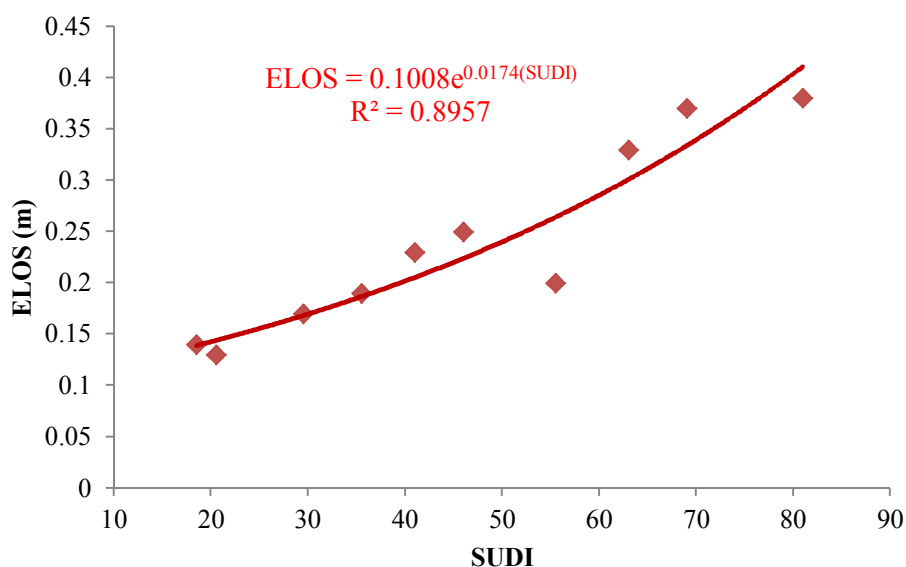
شکل ۴-۲۴- تصویر حجم کارگاه طراحی و کارگاه واقعی



شکل ۴-۲۵- تصویر حجم اضافه اضافه شکست و ریزش

جدول ۴-۴- مقادیر ELOS محاسبه شده برای ۱۰ کارگاه

ELOS (m)	کارگاه
۰/۲۰	پیروزی ۳۴۰ شرقی
۰/۲۵	اطهری ۲۹۰ غربی
۰/۱۳	دکتر ۱۴۰ غربی
۰/۲۳	اطهری ۲۹۰ شرقی
۰/۱۴	دکتر ۱۴۰ شرقی
۰/۳۸	جلال ۳۹۰ غربی
۰/۳۳	پیروزی ۳۴۰ غربی
۰/۱۹	پیروزی ۲۴۰ غربی
۰/۱۷	دکتر ۲۴۰ شرقی
۰/۳۷	جلال ۳۹۰ شرقی



شکل ۴-۲۶- رابطه بین SUDI و ELOS

#### ۴-۸- جمع‌بندی

در این بخش ابتدا شناسایی و سپس وزن‌دهی دسته عوامل و پارامترهای مؤثر بر ترقیق برنامه‌ریزی نشده در کارگاه‌های استخراج‌کننده و پرکردن انجام شد برای وزن‌دهی دسته عوامل و پارامترها از روش تحلیل سلسله مراتبی دلفی فازی استفاده شد. در بین دسته عوامل، بیشترین وزن به عوامل چال‌زنی و

آشباری و کمترین وزن به دسته عوامل عملیاتی اختصاص یافت و در بین پارامترها، پارامتر شعاع هیدرولیکی بیشترین وزن و پارامتر زاویه اصطکاک گسل کمترین وزن را به خود اختصاص دادند. سپس از بین ۲۰ پارامتر شناخته شده تعداد ۱۰ پارامتر به عنوان پارامترهای برتر انتخاب شدند و در ادامه یک سیستم طبقه‌بندی جدید به منظور ارزیابی و پیش‌بینی میزان ایجاد ترقیق برنامه‌ریزی نشده ارائه شد. در این طبقه‌بندی که در آن میزان آمادگی یک کارگاه به ترقیق برنامه‌ریزی نشده مورد ارزیابی قرار گرفت از یک اندیس کمی جدید به نام شاخص ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه (SUDI) استفاده شد. با استفاده از این شاخص جدید امتیازی از ۱۰ تا ۱۰۰، به کارگاه‌های استخراج اختصاص داده شد و میزان ترقیق‌پذیری کارگاه‌ها به ۵ کلاس کم، خیلی کم، متوسط، زیاد و خیلی زیاد طبقه‌بندی شد در پایان با استفاده از روش CMS مقادیر ترقیق برنامه‌ریزی نشده کارگاه‌ها برحسب ELOS اندازه‌گیری شدند و رابطه بین SUDI و ELOS با ضریب تعیین ۰/۹۰ مشخص شد. با استفاده از این رابطه می‌توان مقدار ELOS هر کارگاه را با داشتن مقدار SUDI آن کارگاه پیش‌بینی کرد.



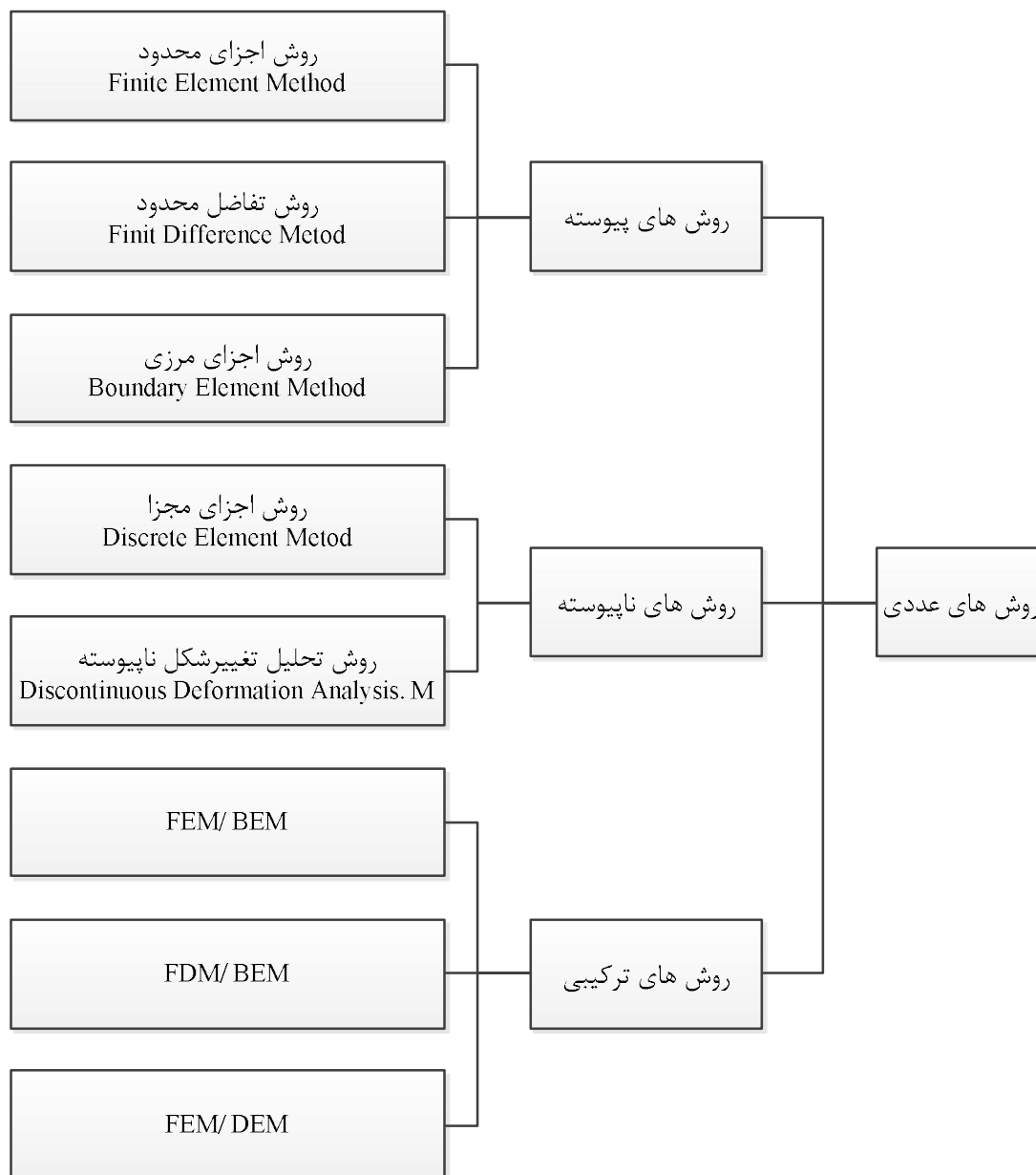
## فصل پنجم

### مدل سازی عددی

در این فصل ابتدا با معرفی انواع روش‌های عددی شامل روش‌های پیوسته، ناپیوسته و ترکیبی و ارائه توضیح مختصری در خصوص هر کدام از آنها، مزایا و محدودیت‌های به کارگیری آنها بیان شده است. در ادامه روش عددی، و نیز نرم‌افزار به کار گرفته شده در این رساله معرفی، و توانایی‌های آن توضیح داده شده است. سپس مدل‌سازی ترقیق در دو بخش استاتیکی و دینامیکی برای کارگاه ۳۴۰ غربی معدن پیروزی، از مجموعه معادن منگنز و نارچ انجام شده، و در پایان با انجام تحلیل حساسیت، رابطه پیش‌بینی ترقیق با دقت قابل قبول ارائه شده است.

## ۵-۲- انواع روش‌های عددی

در سال‌های اخیر، روش‌های عددی در علوم مختلف، به ویژه علوم مهندسی رشد چشم‌گیری داشته‌اند. در مسایل ژئومکانیکی معدن نیز روش‌های عددی متنوع مورد استفاده قرار می‌گیرند. در این بخش روش‌های عددی پرکاربرد در عرصه معدن‌کاری و ژئومکانیک معرفی شده و مختصری در رابطه با هر روش، مزایا و محدودیت‌های آنها بیان شده است. به طور کلی اهداف اصلی مدل‌سازی عددی در مهندسی سنگ و معدن‌کاری را می‌توان به دو دسته کلی تحلیل‌های کمی و کیفی تقسیم‌بندی کرد. در تحلیل‌های کیفی نتایج به صورت اعداد، ارقام و مقدار مطلق بیان نمی‌شود و تنها تغییرات کمیت‌ها مورد بررسی قرار می‌گیرند. به عنوان مثال تحلیل‌های پارامتری حساسیت از این نوع تحلیل‌ها هستند در تحلیل‌های کمی نتایج به صورت اعداد، ارقام و مقدار مطلق بیان می‌شود به عنوان مثال روش‌های تحلیل طراحی و تحلیل برگشتی از این نوع هستند. در تحلیل برگشتی از داده‌های اندازه‌گیری شده در حین اجرا استفاده شده و بر اساس تغییرات پارامترها مانند جابجایی و تنش، خواص مکانیکی محیط برآورد می‌شود. روش‌های عددی پرکاربرد در طراحی‌های مهندسی سنگ را به دو دسته کلی روش‌های پیوسته و ناپیوسته تقسیم‌بندی می‌کنند (وزارت صنعت، معدن و تجارت، ۱۳۹۳). در شکل ۵-۱ انواع این روش‌های عددی نشان داده شده است.



شکل ۵-۱- انواع روش های عددی متداول در مکانیک سنگ (وزارت صنعت، معدن و تجارت، ۱۳۹۳)

### الف) روش اجزای محدود

در روش اجزای محدود، مدل به عنوان یک محیط پیوسته در نظر گرفته می شود و در صورت لزوم ناپیوستگی ها به صورت مجزا و به تعداد محدود با المان های خاص به نام المان فصل مشترک شبیه سازی می شوند.

## ب) روش تفاضل محدود

روش تفاضل محدود شبیه به روش اجزای محدود است، از این جهت که کل مدل مورد تحلیل به عنوان یک محیط پیوسته در نظر گرفته می‌شود و مدل به تعدادی المان تقسیم می‌شود که از طریق گره‌ها به هم متصل هستند.

## ج) روش اجزای مرزی

روش اجزای مرزی نیز مانند روش‌های اجزای محدود و تفاضل محدود جزو دسته روش‌های پیوسته است، با این تفاوت که در دو روش بیان شده قبلی محدوده داخلی مدل المان‌بندی می‌شود، ولی در روش اجزای مرزی تنها مرزهای مدل المان‌بندی می‌شوند.

## د) روش اجزای مجزا

در مقایسه با روش‌های پیوسته یاد شده، در روش اجزای مجزا محیط به صورت یک مدل پیوسته در نظر گرفته نمی‌شود، بلکه به صورت مجموعه‌ای از بلوک‌های مجزا که به وسیله ناپیوستگی‌ها از هم جدا شده‌اند، مشخص می‌شود. روش اجزای مجزا در مقایسه با روش‌های یاد شده جدیدتر است و اغلب در تحلیل مسایل محیط‌های دارای شکستگی و بلوکی به کار می‌رود. با توجه به شرایط حاکم بر مجموعه معادن منگنز و نارچ، روش اجزای مجزا به عنوان روش انتخابی برای تحلیل ترقیق در کارگاه‌های استخراج کردن و پرکردن انتخاب شده است.

## ه) روش ترکیبی

هر یک از روش‌های عددی ذکر شده محدودیت‌هایی دارند، بنابراین برای بالا بردن میزان کارایی و بازدهی هر روش، می‌توان آن را با روش دیگری ترکیب کرد. ترکیب روش‌های عددی با دو هدف انجام می‌شود، اول اینکه در عین حالی که محدودیت‌های آنها با روش دیگر پوشش داده می‌شود، توانایی هر روش محفوظ می‌ماند و دوم اینکه، ترکیب دو روش و مدل‌های متناظر آنها در نهایت مدلی را ایجاد می‌کند که توانایی شبیه‌سازی نزدیک‌تر به وضعیت واقعی را دارد. ترکیب‌های مهم و کاربردی روش‌های عددی عبارتند از اجزای مرزی- اجزای محدود (BEM/FEM) اجزای



مجزا- اجزای محدود (DEM/FEM) اجزای مجزا- اجزای مرزی، (DEM/BEM) مدل‌های ترکیبی اغلب در مهندسی برای تحلیل جریان سیال و تنش- تغییر شکل در محیط‌های درزه‌دار به کار می‌روند.

### ۵-۳- مقایسه روش‌های عددی در توانایی‌ها و قابلیت‌های تحلیل

عمده‌ترین تفاوت بین روش‌ها، پیوسته و ناپیوسته بودن مدل و روش حل معادلات است. یکی دیگر از تفاوت‌های مهم در بین روش‌های عددی پرکاربرد، نحوه تقسیم محیط در برگیرنده به اجزا یا المان‌های کوچک‌تر است انتخاب روش پیوسته یا ناپیوسته به بسیاری از فاکتورهای خاص مسأله وابسته است، اما معمولاً بر اساس مقیاس مسأله و هندسه سیستم درزه‌ها و ناپیوستگی‌ها و فاصله‌داری آنها تعیین می‌شود. مقایسه کلی بین روش‌های عددی، مزایا و محدودیت‌های هر روش، زمینه‌های کاربردی و نرم افزارهای مورد استفاده آنها در جدول ۵-۱ ارائه شده است.

### ۵-۴- معرفی نرم افزار مورد استفاده

با توجه به موضوع این رساله که در خصوص ترقیق بوده و در آن سنگ‌های اطراف کارگاه ریزش کرده و به نوعی دچار وضعیت پلاستیک می‌شوند، مدل رفتاری الاستو- پلاستیک به عنوان مدل مناسب تشخیص داده شد و معیار شکست موهر- کولمب به عنوان معروف‌ترین معیار مدل رفتاری مذکور مناسب دانسته شد. با توجه به ماهیت ناپیوستگی محیط، در مدل‌سازی از نرم افزار 3DEC استفاده شده است. این نرم‌افزار یک برنامه تحلیل عددی سه بعدی است که بر مبنای روش المان‌های مجزا برای تحلیل مکانیک سنگی محیط‌های ناپیوسته تهیه شده است. نرم افزار مذکور، واکنش یک محیط ناپیوسته را در برابر بارهای استاتیکی و دینامیکی شبیه سازی می‌کند. این نرم افزار محیط سنگی را به عنوان مجموعه‌ای از بلوک‌های مجزا تعریف می‌کند که ناپیوستگی‌ها به عنوان شرایط مرزی بین بلوکی در آنها عمل می‌کنند و جابجایی برشی در امتداد این ناپیوستگی‌ها و نیز چرخش بلوک‌ها می‌تواند انجام گیرد. در این نرم افزار امکان تعریف بلوک‌ها به صورت صلب و تغییر شکل پذیر وجود دارد (Itasca, 2014).

جدول ۵-۱- مقایسه روش‌ها در توانایی و قابلیت‌های تحلیل (وزارت صنعت، معدن و تجارت، ۱۳۹۳)

نام روش	زمینه‌های کاربردی	مزایا	محدودیت‌ها	نرم‌افزارهای پرکاربرد
<b>اجزای محدود FEM</b>	- در محیط‌های پیوسته و ناپیوسته با تعداد کم ناپیوستگی - تحلیل مسایل دینامیکی، هیدرولیکی و هیدرومکانیکی محیط‌های پیوسته	- کارآیی مناسب در تحلیل مسایل با محیط‌های پیوسته همگن یا ناهمگن با رفتار غیرخطی - قابلیت تحلیل محیط‌های با هندسه پیچیده با مدل‌های رفتاری پیشرفته	- نیاز به کامپیوتر با قابلیت پردازش بالا برای مسایل پیچیده - نیاز به داشتن تجربه و دانش کافی از روش‌های عددی متناظر در هنگام مدل‌سازی (نسبت به دیگر روش‌ها)	PLAXIS 2D PLAXIS 3D (Tunnel/ foundation) ABAQUS PHASE2
<b>تفاضل محدود FDM</b>	- در محیط‌های پیوسته کارآیی بالایی دارند و در محیط‌های ناپیوسته با تعداد کم ناپیوستگی‌ها و عدم تقاطع نتیجه مناسبی به دست می‌دهند	- مناسب برای تحلیل محیط‌های با رفتار غیرخطی - کارآیی مناسب در مدل‌سازی مسایل تابع زمان	- مش‌بندی فقط با المان‌های منظم چهارگوش انجام می‌شود، در هندسه‌های مورب دچار مشکل می‌شود - وابستگی زیاد به انتخاب گام زمانی - زمان‌بر بودن در تحلیل‌های ساده استاتیکی نسبت به دیگر روش‌های عددی	WAVE FLAC 2D FLAC 3D
<b>اجزای مرزی BEM</b>	- در محیط‌های ناپیوسته با پدیده‌های ساختاری کم مثلاً عبور تونل از یک گسل - محیط‌های الاستیکی با هندسه ساده	- سادگی ساخت هندسه و مش‌بندی - نیازه پارامترهای ورودی کم - حل دقیق‌تر در محیط‌های با هندسه و شرایط مرزی ساده	- بازدهی نامناسب در تحلیل مدل‌های با هندسه پیچیده و رفتار غیرخطی - کارآیی خوب در محیط‌های ناهمگن و با مصالح مختلف	EXAMINE 2D EXAMINE 3D BEFE MAP 3D
<b>اجزای مجزا DEM</b>	- مدل‌سازی حفریات زیرزمینی و سازه‌های سطحی محیط‌های درزه‌دار - مدل‌سازی محیط‌های دینامیکی و هیدرومکانیکی در محیط‌های ناپیوسته	- توانایی شبیه‌سازی دقیق محیط‌های درزه‌دار و جدایش بلوک‌ها - درجه آزادی بیشتر بلوک‌ها و قابلیت مدل‌سازی چرخش و جدایش بلوک‌ها	- تعداد زیاد پارامترهای ورودی و عدم قطعیت در نتایج خروجی - پیچیدگی حل و امکان همگرا نشدن در مدل‌های بزرگ با تعداد ناپیوستگی‌ها و بلوک‌های بسیار زیاد	UDEC 3DEC PFC 2D PFC 3D
<b>تحلیل تغییر شکل ناپیوسته DDA</b>	- دقت بیشتر تحلیل در مدل‌سازی محیط‌های ناپیوسته و درزه‌دار - قابلیت تحلیل تغییرشکل در هندسه پیچیده ناپیوسته و با تماس‌های خاص - تحلیل محیط‌های دینامیکی	- توانایی شبیه‌سازی دقیق‌تر محیط‌های درزه‌دار در مقایسه با DEM - الگوریتم مناسب در تشخیص سطح تماس در بین بلوک‌ها	- عدم توسعه مناسب نرم‌افزارهای این روش	DDA 2D DDA 3D DDA- MANIFOLD DDA-BLAST

بلوک‌های تغییرشکل‌پذیر به شبکه‌ای از المان‌ها با تفاوت محدود تقسیم‌بندی شده و هر المان با رفتار تنش-کرنش خطی یا غیرخطی از پیش تعیین شده عمل می‌کند.

حرکت نسبی ناپیوستگی‌ها نیز با روابط خطی و نیرو-جابجایی در امتداد عمودی یا برشی ناپیوستگی‌ها پوشش داده می‌شود. 3DEC دارای چند مدل رفتاری برای مواد دست نخورده و ناپیوستگی‌ها می‌باشد که مدل‌سازی ناپیوستگی‌ها را با شرایط موجود زمین‌شناسی وقف می‌دهد. 3DEC بر اساس معادلات لاگرانژی عمل می‌کند که برای تغییر شکل‌ها و جابجایی‌های بزرگ مورد استفاده قرار می‌گیرد. این نرم افزار قابلیت بالایی را به لحاظ دنبال نمودن رفتارهای خطی و یا غیرخطی، بلوک‌های سنگی و ناپیوستگی‌ها دارد و از لحاظ تلفیق مسائل حرارتی و یا هیدرولیکی با مسائل مکانیک سنگ قابلیت بسیار بالایی را دارد. در ادامه برخی از توانایی‌های نرم افزار 3DEC به طور خلاصه آورده شده است:

- بکارگیری ساختارهای مختلف ناپیوستگی‌ها (لایه‌بندی، درزه، گسل و ...) به گونه ترکیبی و نسبت دادن مدل‌های رفتاری مختلف به هر یک از آنها.
- نسبت دادن مدل‌های رفتاری مختلف سنگ بکر و بلوک‌های مجزا و نیز توانایی تحلیل مسائل در محدوده‌های رفتاری الاستیک و پلاستیک.
- ملحوظ نمودن مواد مختلف با خواص متفاوت در مدل.
- مدل کردن سیالات و جریان آنها از میان درزه‌ها.
- مدل کردن جریان گرمایی زودگذر و تنش‌های القایی-حرارتی ناشی از آن.
- دارا بودن منطق اجزای ساختاری به منظور شبیه‌سازی نگهداری و پوشش فضاهای زیرزمینی.
- اعمال شرایط اولیه مرزی متنوع و پیچیده در تحلیل استاتیکی و دینامیکی.
- قابلیت پیدا نمودن اشتباهات و خطاهای دستوری در زمان مدل‌سازی.
- سهولت در ورود داده‌ها به برنامه به دلیل استفاده از یک ویرایشگر متن.
- بالا بودن توانایی در تحلیل نتایج به دلیل وجود خروجی‌های گوناگون برنامه.

## ۵-۵- شبیه سازی ترقیق در معدن پیروزی وناچ

معدن زیرزمینی پیروزی از مجموعه معادن منگنز وناچ است که مانند سایر معادن مجموعه مذکور به روش کندن و پرکردن استخراج می‌شود. ضعیف بودن کمربالا و کمرپایین لایه استخراجی سبب ایجاد ترقیق نسبتاً بالایی در این معدن در مقایسه با سایر معادن مجموعه می‌شود. به همین دلیل در این رساله، این معدن به عنوان یک مورد مطالعاتی مناسب برای بررسی ترقیق تشخیص داده شده است. در شبیه‌سازی ترقیق در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی، باید تأثیر لرزش‌های حاصل از انفجار هم در ایجاد ترقیق لحاظ شود، بنابراین، مدل ساخته شده کارگاه باید تحت بارهای استاتیکی و دینامیکی مورد تحلیل قرار گرفته و مقدار ترقیق ایجاد شده از بارهای مذکور محاسبه شود. لذا در هر مدل، پس از اعمال شرایط استاتیکی، شرایط دینامیکی نیز اعمال می‌شود. درمدل‌سازی، برای تعیین ترقیق، از تعریف ELOS استفاده می‌شود که از تقسیم مقدار حجم زون پلاستیک بر سطح دیواره‌های کارگاه حاصل می‌شود و واحد آن بر حسب متر می‌باشد. در ادامه پس از ارائه توضیحات کلی در خصوص شبیه‌سازی استاتیکی و دینامیکی، به شبیه‌سازی تعیین ترقیق در یکی از کارگاه‌های این معدن پرداخته می‌شود.

## ۵-۶- شبیه‌سازی استاتیکی

همان‌گونه که قبلاً ذکر شد شبیه‌سازی ترقیق توسط نرم‌افزار 3DEC که بر پایه روش عددی اجزای مجزا است انجام شد. به دلیل ماهیت روش استخراج کندن و پرکردن که در شرایط کمرهای ضعیف و احیاناً دارای ناپیوستگی‌ها می‌باشد، این روش عددی بهتر از سایر روش‌ها تشخیص داده شد. بر این اساس، مراحل اصلی شبیه‌سازی استاتیکی ترقیق توسط نرم‌افزار 3DEC در روش استخراج کندن و پرکردن عبارتند از:

الف- تعیین مرزها و خواص مدل

ب- تعیین ژئومتری، مش‌بندی و رفتار مدل

ج- تعیین شرایط مرزی و شرایط اولیه

د- اجرای اولیه مدل و کنترل پاسخ آن

ه- ارزیابی مجدد مدل و انجام اصلاحات مورد نیاز

و- به دست آوردن نتایج

#### ۵-۷- شبیه‌سازی دینامیکی

بارگذاری دینامیکی بسیار پیچیده‌تر از بارگذاری استاتیکی می‌باشد. بار دینامیکی باید به صورت یک تاریخچه بارگذاری اعمال شود. به این صورت که بار اعمالی، باید به عنوان یک تابع زمانی مشخص شود و این تابع در یک بازه مشخص از زمان اعمال گردد. به طور کلی فرآیند تحلیل دینامیکی در نرم‌افزار 3DEC به شرح زیر می‌باشد:

۱- تعیین مرزهای دینامیکی

۲- انتخاب میرایی مدل

۳- ابعاد المان‌های مدل

۴- اعمال بارگذاری دینامیکی

۵-۷-۱- تعیین مرزهای دینامیکی

در یک مدل دینامیکی صحیح، امواج ورودی به مدل باید میرا گشته و از بین بروند تا بتوان شرایط واقعی را مدل‌سازی نمود. بنابراین تعریف شرایط مرزی برای مدل ضروری می‌باشد. به طور کلی دو نوع مرز برای مدل می‌توان تعریف کرد که شامل مرز ویسکوز و مرز آزاد می‌باشد.

#### الف- مرز ویسکوز

در مدل‌سازی دینامیکی لازم است که ابعاد مدل با مرزهای مصنوعی محدود شوند. وجود مرزهای طبیعی باعث می‌شود موج پس از برخورد به آنها منعکس شده و دوباره به مدل برگردد. این موضوع سبب می‌شود نتایج صحیحی از تحلیل حاصل نشود. برای رفع این مشکل، با توجه به این که امواج میرا می‌شوند می‌توان از مدل‌های بزرگ استفاده کرد ولی این کار زمان و حافظه مورد نیاز برای تحلیل را افزایش می‌دهد. در نتیجه برای رهایی از این مشکل از مرزهای ویسکوز که جاذب انرژی هستند

استفاده می‌گردد. نرم‌افزار 3DEC از مرزهای ویسکوز، پیشنهاد شده توسط لایزمر<sup>۱</sup> و کولیمر<sup>۲</sup> استفاده می‌کند (Itasca, 2014). این روش مبتنی بر استفاده از میراگرهای عمودی و برشی در مرزهای مدل است که انرژی امواج برخوردی را جذب و از بازتاب آن به داخل مدل جلوگیری می‌کند.

## ب- مرز آزاد

در مدل‌سازی دینامیکی سازه‌های سطحی مانند سدها یا سازه‌های زیرزمینی نزدیک به سطح، شرایط مرزی در اطراف مدل بایستی قابلیت حرکات میدان آزاد زمین را به وجود آورد. حرکات میدان آزاد به این مفهوم است که موج عبوری از نزدیک مرزها تحت تأثیر پاسخ سازه قرار نگرفته و شکل دامنه موج مشابه موج ورودی باشد. مرز میدان آزاد در تحلیل‌های دینامیکی را می‌توان معادل مرز جابجایی یا تنش در تحلیل‌های استاتیکی دانست. مرزهای جانبی توسط میراگرهای ویسکوز به گره‌های مرز میدان آزاد متصل شده و نیروی نامتعادل کننده‌ای که در میدان آزاد محاسبه می‌گردد به مدل اصلی اعمال می‌شود. لذا با شکل‌گیری شرایط میدان آزاد که معادل با مدلی با ابعاد بی‌نهایت است موج صفحه‌ای بدون هیچ اغتشاشی منتشر می‌گردد.

به این ترتیب در این رساله به منظور جلوگیری از انعکاس موج به داخل مدل از مرزهای ویسکوز استفاده شده است (Itasca, 2014).

## ۵-۲- انتخاب میرایی مدل

هر سیستم دینامیکی دارای میرایی داخلی است. در صورت عدم میرایی، ارتعاش یک سیستم مکانیکی در معرض نیروهای محرک تا ابد ادامه می‌یابد. مقداری از میرایی از طریق افت انرژی در اثر لغزش در طول تماس بلوک‌های درون سیستم صورت می‌پذیرد و قسمتی نیز از طریق افت اصطکاکی درون مواد بکر و مقاومت ایجاد شده توسط هوا یا سیالات در برگیرنده سازه و یا لغزش بر روی درزه‌ها انجام می‌گیرد. در مدل‌سازی عددی میرایی چنان انتخاب می‌شود که انرژی مستهلک شده در محاسبات عددی، مشابه انرژی تلف شده در سیستم فیزیکی باشد. میرایی در سنگ و خاک به صورت

---

1- Lysmer

2- Kuhlemeyer

تاریخچه زمانی بوده و به مسیر بارگذاری بستگی دارد. از این رو مدل کردن عددی آن دشوار بوده و تحلیل نتایج به دست آمده نیز آسان نیست. در نرم افزار 3DEC از دو نوع میرایی شامل میرایی محلی و میرایی رایلی، استفاده می شود. میرایی محلی عمدتاً برای مسائل استاتیکی مورد استفاده قرار می گیرد، در حالی که میرایی رایلی مختص مسائل دینامیکی می باشد لذا در این رساله از میرایی رایلی استفاده شده است (Itasca, 2014).

#### ۵-۷-۳- ابعاد المان های مدل

برای آماده کردن مدل برای تحلیل دینامیکی نیاز است تا اندازه المان ها جهت انتقال صحیح موج مورد بررسی قرار گیرد تا از اعوجاج موج در مدل جلوگیری شود. بروز این مشکل بستگی به سرعت انتقال موج در محیط، محتوای فرکانسی موج ورودی و همچنین فرکانس ارتعاش آزاد مدل دارد. این پدیده معمولاً به دلیل ابعاد بزرگ المان ها و شرایط مرزی نادرست اتفاق افتاده و سبب می شود که شکل موج عبوری تفاوت زیادی با بارگذاری اولیه پیدا کند. برای جلوگیری از این مشکل باید ابعاد المان ها کوچک تر از یک-دهم تا یک-هشتم نسبت سرعت موج برشی به فرکانس غالب موج ورودی ( $\lambda$ )، در نظر گرفته شود (Itasca, 2014). با استفاده از آزمایش غیر مخرب صوتی انجام شده بر روی نمونه های سنگ معدن، مشخص شد مقدار سرعت موج برشی برابر با ۲۸۵۰ متر بر ثانیه می باشد. از آنجا که حداکثر مقدار فرکانس ثبت شده در عملیات لرزه نگاری در مجموعه معادن منگنز و نارچ، برابر با ۱۳۰ هرتز می باشد بنابراین مقدار ( $\lambda$ ) برابر با ۲۱/۹۲ می باشد. اندازه المان ها برای بخش کارگاه مقدار ۰/۵ متر و برای باطله های کمربالا و کمربایین مقدار ۰/۸ و برای باطله های دورتر از کارگاه، مقدار ۲ متر در نظر گرفته شده است. بنابراین اندازه تمام المان های مذکور کوچکتر از یک-دهم مقدار ( $\lambda$ ) می باشد.

#### ۵-۷-۴- اعمال بارگذاری دینامیکی

به طور کلی در نرم افزار 3DEC ورودی بار دینامیکی را می توان به یکی از روش های زیر انجام داد.

- اعمال یک تاریخچه فشار سیال درون درزه ها

- اعمال یک تاریخچه سرعت

- اعمال یک تاریخچه تنش یا فشار

- اعمال یک تاریخچه نیرو

در این رساله از آنجا که ثبت سرعت انفجار در معدن انجام شده است، برای بارگذاری دینامیکی از اعمال تاریخچه سرعت استفاده شده است. اثر انفجار را می‌توان به صورت پالس سرعت که دارای سرعت شوک بسیار بالایی می‌باشد در نظر گرفت. این پالس از مرکز انفجار به محیط اطراف آن گسترش می‌یابد و با طی مسافت سرعت شوک کاهش می‌یابد. یکی از روش‌های اعمال پالس انفجار که فیش مربوط به آن نیز در نرم افزار 3DEC پیش‌بینی شده است، روش مثلثی است. با این توضیح که با رسیدن پالس انفجار به یک نقطه، آن نقطه با سرعت افزایشی شروع به حرکت کرده تا اینکه در زمان معینی ( $t_{peak}$ )، سرعت آن به حداکثر می‌رسد ( $V_{max}$ )، سپس سرعت روند کاهشی به خود گرفته و در زمان معینی ( $t_{end}$ ) به صفر می‌رسد. نمودار افزایش و کاهش سرعت نسبت به زمان به شکل مثلث می‌باشد. در تحلیل‌های دینامیکی، مقدار ( $t_{peak}$ ) در انفجارهای معدن را ۵ میلی‌ثانیه و مقدار  $t_{end}$  را ۱۲ برابر مقدار  $t_{peak}$  یعنی ۶۰ میلی‌ثانیه در نظر می‌گیرند (Itasca, 2014). به این ترتیب با با وارد کردن مقادیر مربوط به زمان‌های مذکور و مقدار سرعت حداکثر نقطه، که از طریق دستگاه ژئوفون در معدن ثبت شده است می‌توان پالس انفجار را مدل کرد و اثر آن را در ایجاد ترفیق بررسی کرد.

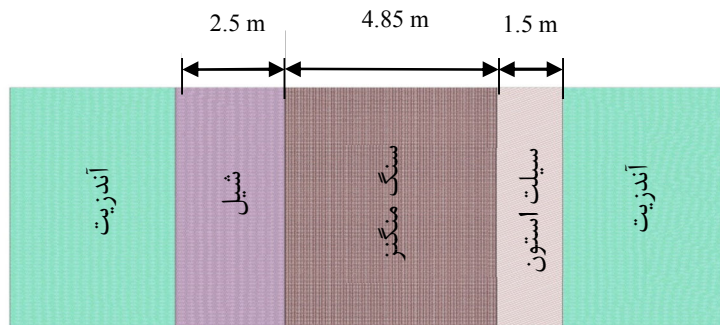
۵-۸- مراحل انجام شده برای شبیه سازی ترفیق در کارگاه ۳۴۰ غربی معدن پیروزی

## ونارچ

در این بخش مراحل مختلف تحلیل عددی ترفیق در کارگاه‌های استخراج روش کندن و پرکردن برای شرایط کارگاه ۳۴۰ غربی معدن پیروزی ونارچ ارایه می‌شود. این کارگاه در عمق ۳۴۰ متری از سطح زمین قرار دارد. مطابق با شکل ۵-۲ لایه منگنز دارای شیب قائم و ضخامت میانگین ۴/۸۵ متر می‌باشد کمر بالای لایه از جنس شیل و به عرض میانگین ۲/۵ متر و کمرپایین لایه از جنس سیلت



استون و به عرض میانگین ۱/۵ متر می‌باشد مجموعه لایه منگنز و کمر بالا و کمر پایین توسط توده آندزیت پورفیری دربرگرفته شده‌اند.



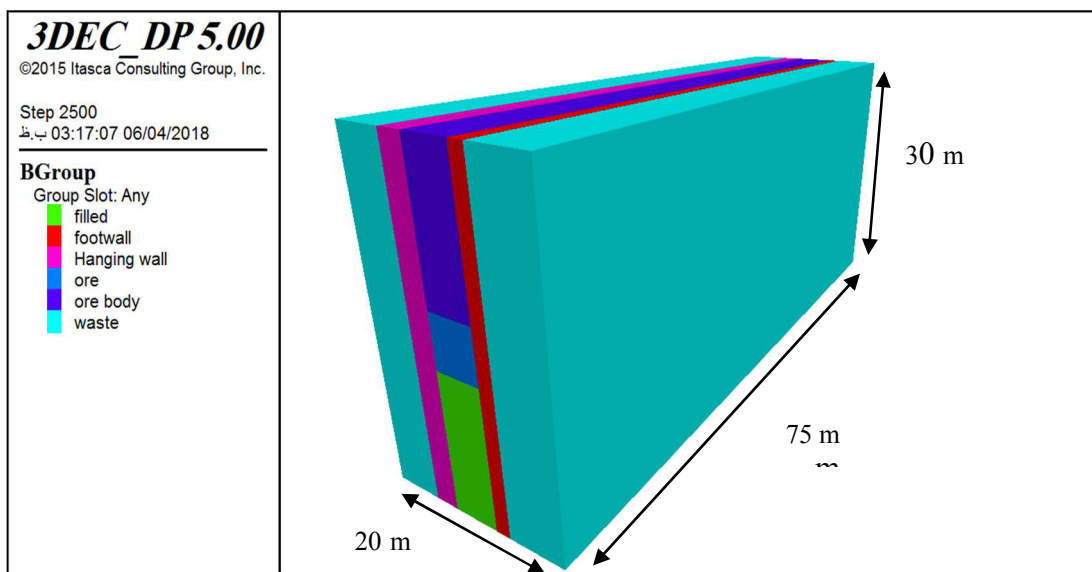
شکل ۵-۲- وضعیت لایه‌های معدن نسبت به سنگ منگنز (مهندسین مشاور کاوشگران، ۱۳۸۹)

کارگاه در حالت طراحی دارای طول ۷۵ متر و عرض ۴/۸۵ متر (برابر با عرض لایه استخراجی در کارگاه) و ارتفاع ۴/۸۰ متر می‌باشد. ضخامت کمر بالا و کمر پایین لایه استخراجی به ترتیب برابر با ۲/۵ و ۱/۵ متر می‌باشد. مشخصات فیزیکی و مکانیکی لایه استخراجی و لایه‌های کمر بالا و کمر پایین آن در جدول ۵-۲ آورده شده است.

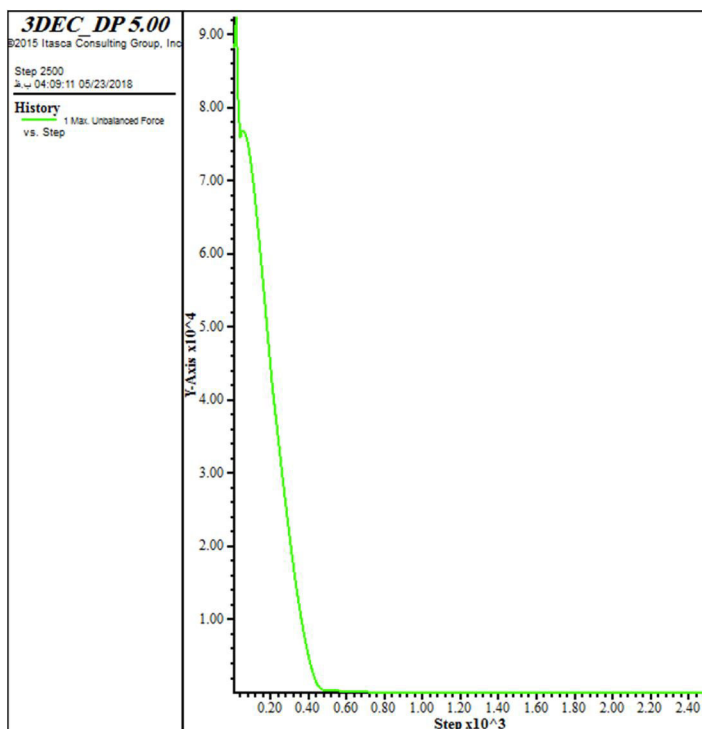
جدول ۵-۲- مشخصات ژئومکانیکی لایه منگنز و باطله‌ها، برای مدل‌سازی عددی (مهندسین مشاور کاوشگران، ۱۳۸۹)

نوع سنگ	چگالی (تن بر مترمکعب)	مقاومت کششی (مگاپاسکال)	زاویه اصطکاک داخلی (درجه)	چسبندگی (مگاپاسکال)	مدول الاستیسیته (گیگاپاسکال)	ضریب پواسون
لایه سنگ منگنز	۳/۵	۳/۲	۳۶	۵/۹	۵	۰/۲۶
شیل (کمر بالا)	۲/۲۵	۲/۵	۳۲	۲/۷۵	۲/۱	۰/۲۱
سیلت استون (لایه کمر پایین)	۲/۲۰	۲/۳	۳۰	۴/۸	۲/۷	۰/۲۳
آندزیت پورفیری (سنگ بعد از کمرها)	۲/۸۵	۴/۷۵	۳۸	۹	۷	۰/۲۸

کارگاه مذکور در محیط 3DEC مدل شده است. ابعاد مدل در شکل ۳-۵ نشان داده شده است. با توجه به ابعاد کارگاه، مدل در ابعاد ۷۵ متر طول، ۲۰ متر عرض و ۳۰ متر ارتفاع ساخته شده است. پس از انجام مراحل مدل سازی شامل هندسه مدل، مش بندی، اختصاص خواص به مواد و اعمال شرایط اولیه تنش، تعادل مدل قبل از حفاری مورد بررسی قرار گرفت. در شکل ۴-۵ نمودار نیروهای نامتعادل کننده نشان داده شده است. همانطور که در شکل مذکور مشاهده می شود، مدل قبل از حفاری به تعادل رسیده است.



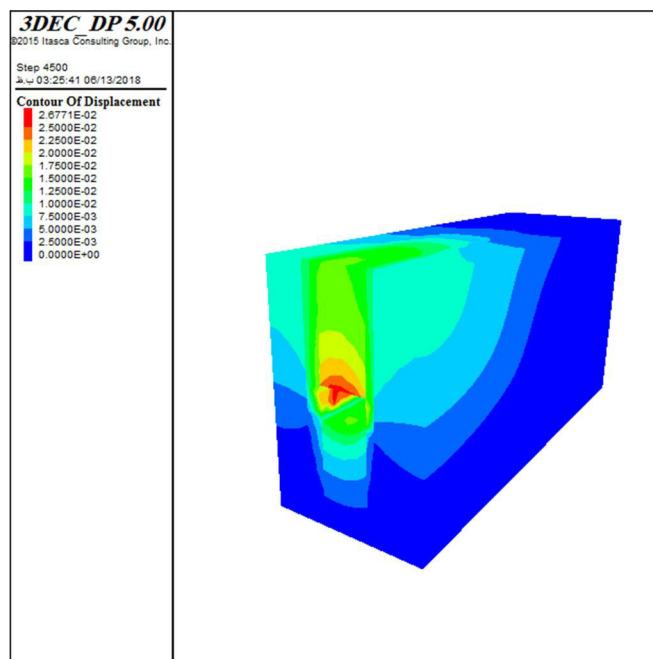
شکل ۳-۵- ابعاد مدل اولیه ساخته شده



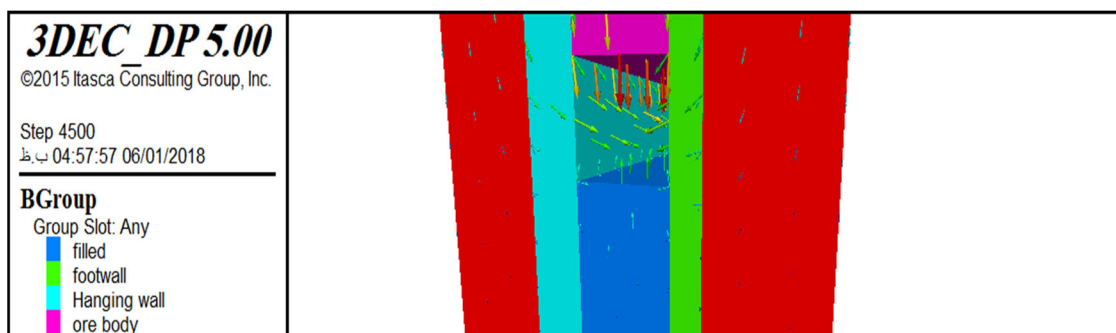
شکل ۵-۴- نمودار مربوط به نیروهای نامتعادل کننده

در ادامه کارگاه، در ۳ مرحله حفاری و ۲ مرحله پر کردن مدل شده است. طول کارگاه در هر مرحله ۲۵ متر در نظر گرفته شده است. در شکل ۵-۵ کنتور مربوط به وضعیت جابجایی‌ها در مرحله اول حفاری نشان داده شده است. همانطور که در شکل مشاهده می‌شود حداکثر جابجایی‌ها، در اطراف دیواره‌ها و سقف کارگاه وجود دارد.

همچنین جهت جابجایی‌ها در مرحله اول حفاری، در شکل ۵-۶ نشان داده شده است همانطور که در شکل مذکور مشاهده می‌شود جهت این جابجایی‌ها به طرف داخل کارگاه می‌باشد که نشان‌دهنده درست بودن مدل می‌باشد.



شکل ۵-۵- نمودار مربوط به کنتور وضعیت جابجایی‌ها در مرحله اول حفاری

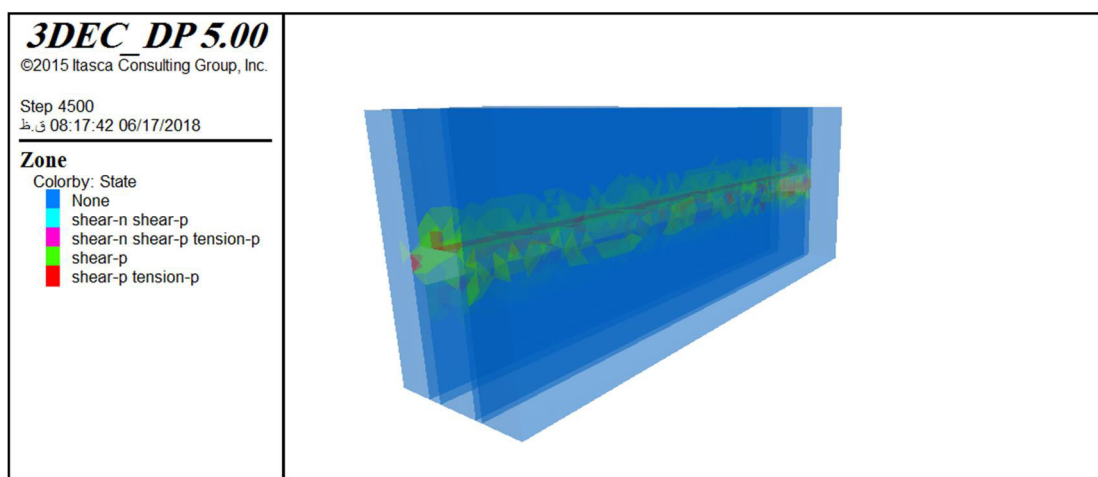


شکل ۵-۶- جهت جابجایی‌های مربوط به اطراف کارگاه

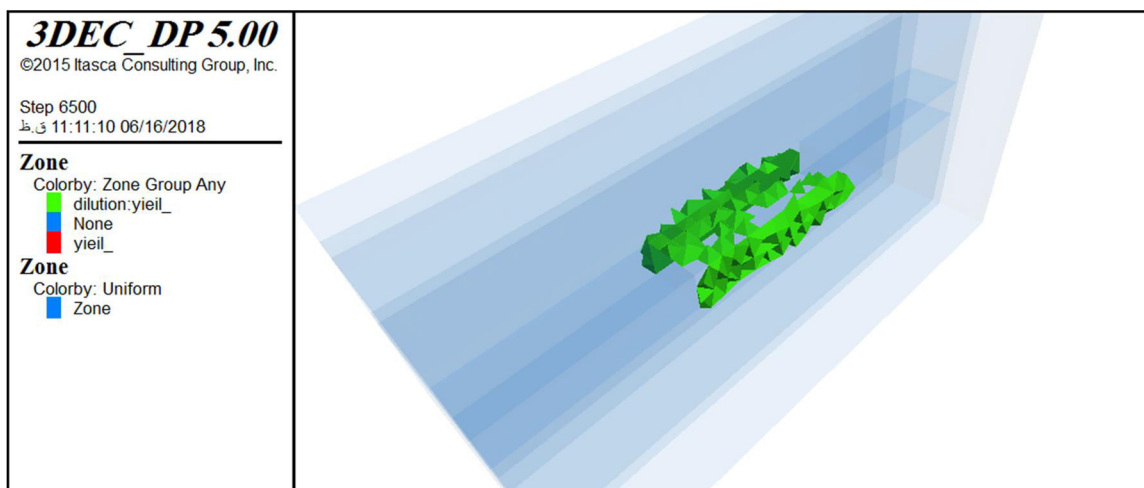
در ادامه توضیحات مربوط به تعیین مقدار ترفیق کارگاه که دو بخش استاتیکی و دینامیکی را شامل می‌شود ارائه شده است.

از آنجا که در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی مقدار تنش و تغییرات آن در اطراف سینه کار مهم‌ترین عامل ناپایداری و ریزش سقف و دیواره‌ها محسوب شود و با ایجاد کارگاه، یک زون رهاشده از تنش در اطراف آن به وجود می‌آید، حجم زون رهاشده از تنش می‌تواند برای محاسبه‌ی مؤلفه ELOS مبنای کار قرار گیرد.

به نظر پژوهشگران، تنش‌های محصورکننده می‌توانند معیار مناسبی برای ارزیابی ناپایداری و در نتیجه پتانسیل ترقیق حاصل از آن باشند (Mitri et al, 1998., Martin et al, 1999). به این معنی که آن نواحی که تحت تأثیر تنش‌های تسلیم کششی و یا برشی قرار گیرند، به حالت پلاستیک در آمده، شکست و ریزش در آن نواحی اتفاق می‌افتد که سبب ایجاد ترقیق می‌شوند. تنش‌های مذکور در شکل ۷-۵ که مربوط به یک کارگاه استخراج کندن و پرکردن است، به عنوان نمونه نشان داده شده‌اند. در این رساله، با تعیین نواحی مذکور و با تهیه فیش مربوط به محاسبه حجم این نواحی در نرم افزار 3DEC، حجم ریزش محاسبه شده است. در ادامه با داشتن حجم ریزش و نیز مساحت دیواره‌های کارگاه، مقدار ELOS برای کارگاه محاسبه شده است.



شکل ۷-۵- نواحی از یک کارگاه استخراج که به حالت پلاستیک در آمده‌اند و آماده ریزش و ایجاد ترقیق هستند. در شکل ۸-۵، برای نمونه، حجم مقدار ریزش در حالت استاتیکی، مربوط به مرحله ۲ حفاری، نشان داده شده است. پس از تعیین حجم ریزش هر ۳ مرحله حفاری و تقسیم مجموع آنها بر سطوح کارگاه، مقدار ELOS کل کارگاه در حالت استاتیکی تعیین شده است. مقدار مذکور برابر با ۰/۱۸ متر محاسبه شده است.



شکل ۵-۸- حجم ترقیق استاتیکی ایجاد شده در اطراف کارگاه پس از حفاری مرحله دوم

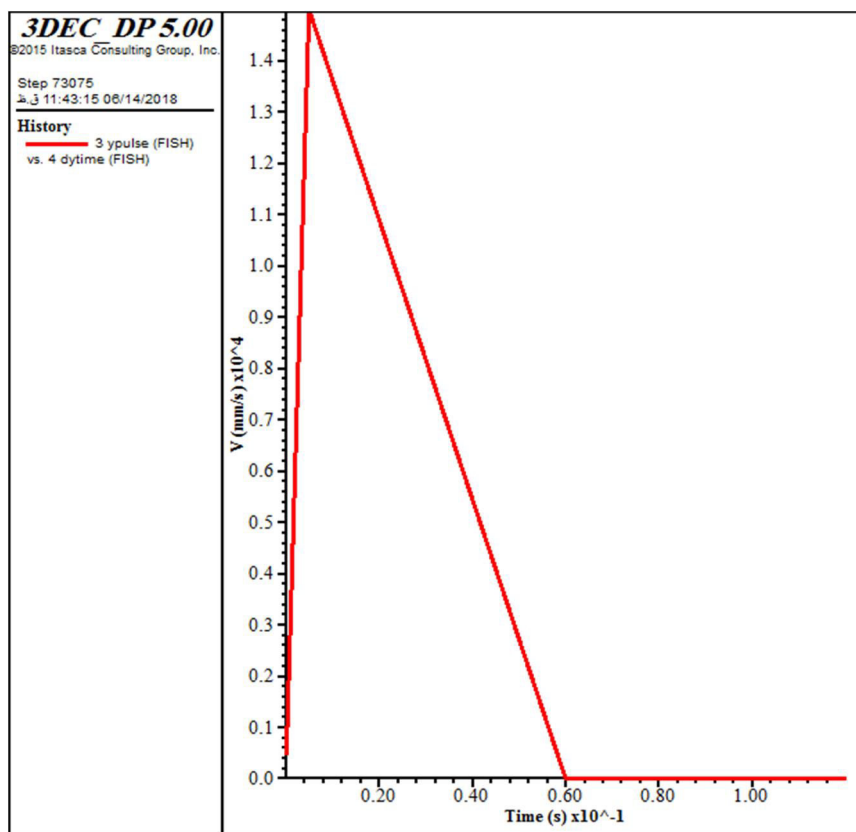
در ادامه، مدل برای تعیین ترقیق دینامیکی شبیه‌سازی شده است. به این منظور با اعمال پالس انفجار، حجم ناحیه پلاستیک ایجاد شده ناشی از لرزش انفجار، برای هر ۳ مرحله حفاری معین شده، و از آنجا مشابه مرحله استاتیکی مقدار ELOS محاسبه شده است.

در شکل ۵-۹ نمودار مربوط به پالس سرعت در فاصله بسیار کمی از محل سینه‌کار انفجاری (فاصله ۲۰ سانتیمتری) نشان داده شده است. همانطور که از شکل مذکور مشاهده می‌شود، پالس انفجار دارای شکل مثلثی است و مقادیر  $t_{peak}$  و  $t_{end}$  به ترتیب برابر با ۵ و ۶۰ میلی ثانیه و مقدار سرعت حداکثر برابر با ۱۵۰۰۰ میلی‌متر بر ثانیه می‌باشد و این موضوع نشان دهنده درستی پالس انفجار مدل شده می‌باشد.

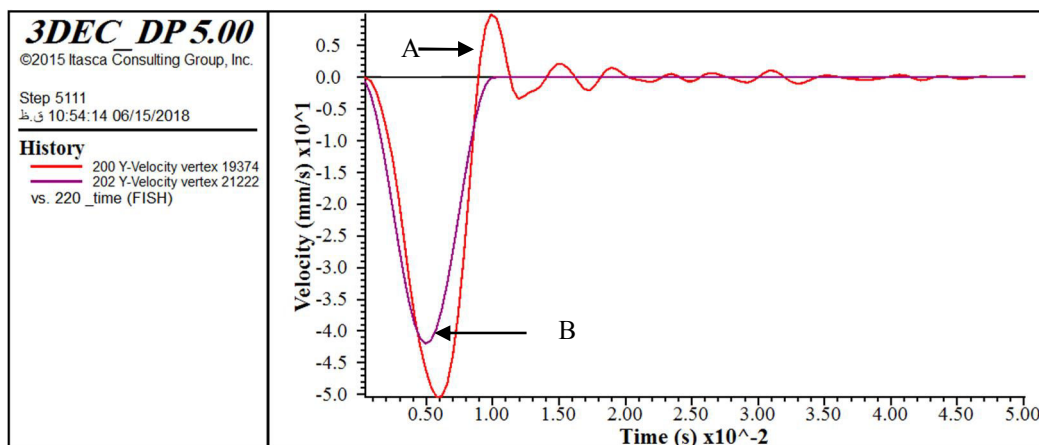
در شکل‌های ۵-۱۰ تا ۵-۱۲ تاریخچه مقدار سرعت در فاصله ۱۰ متری از سینه‌کار انفجاری به ترتیب در امتداد محورهای  $X$ ،  $Y$  و  $Z$  برای دو نقطه، به فاصله ۲ متر از کف کارگاه، یکی بر روی دیواره کمربالای کارگاه (A) و دیگری بر روی دیواره کمرپایین کارگاه (B) نشان داده شده است. همانطور که در شکل ۵-۱۰ مشاهده می‌شود، پس از اعمال پالس انفجار، مقدار سرعت در راستای محور  $Y$ ، در نقطه A از صفر به حداکثر ۵۰ متر بر ثانیه و در نقطه B به حدود ۴۲ متر بر ثانیه رسیده و سپس به صفر برمی‌گردد.

همچنین با اعمال پالس انفجار، مقادیر کمی از سرعت در راستای محور X ایجاد می‌شود. حداکثر این مقادیر برای نقاط A و B به ترتیب برابر با ۵ و ۳/۵ متر بر مجذور ثانیه است که پس از آن افت کرده و به صفر می‌رسند این موضوع در نمودار شکل ۵-۱۱ نشان داده شده است.

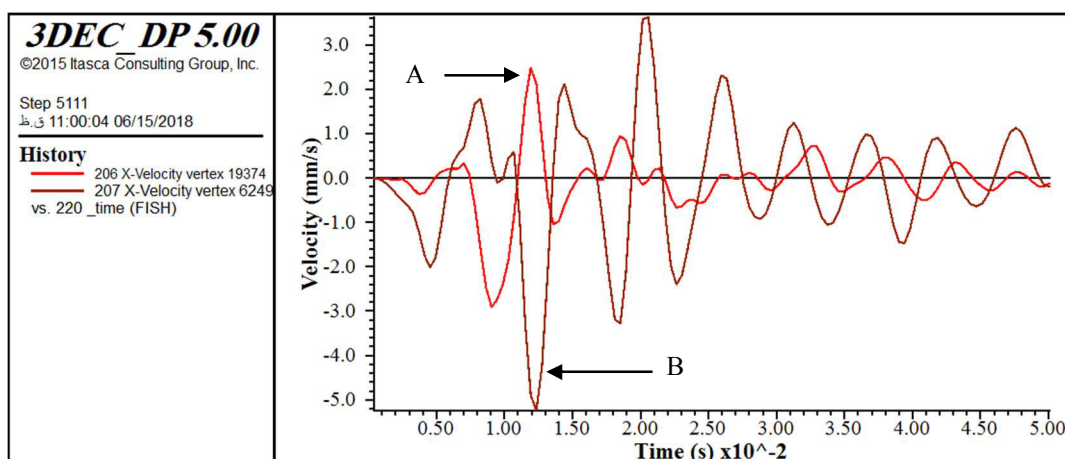
در نمودار شکل ۵-۱۲ مقادیر سرعت در راستای محور Z برای نقاط مذکور نشان داده شده است. همانطور که از شکل مذکور مشاهده می‌شود حداکثر سرعت در راستای محور Z برابر با ۲/۲ و ۲/۶ به ترتیب در نقاط A و B می‌باشد.



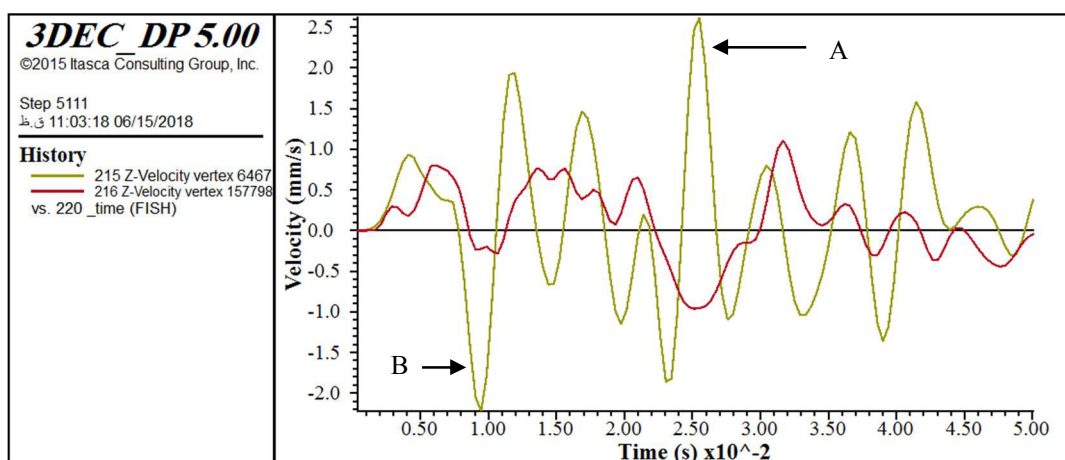
شکل ۵-۹- نمودار مربوط به پالس انفجار مدل شده



شکل ۵-۱۰- نمودار تاریخچه سرعت در راستای محور Y مربوط به نقاط A و B در فاصله ۱۰ متری از سینه کار



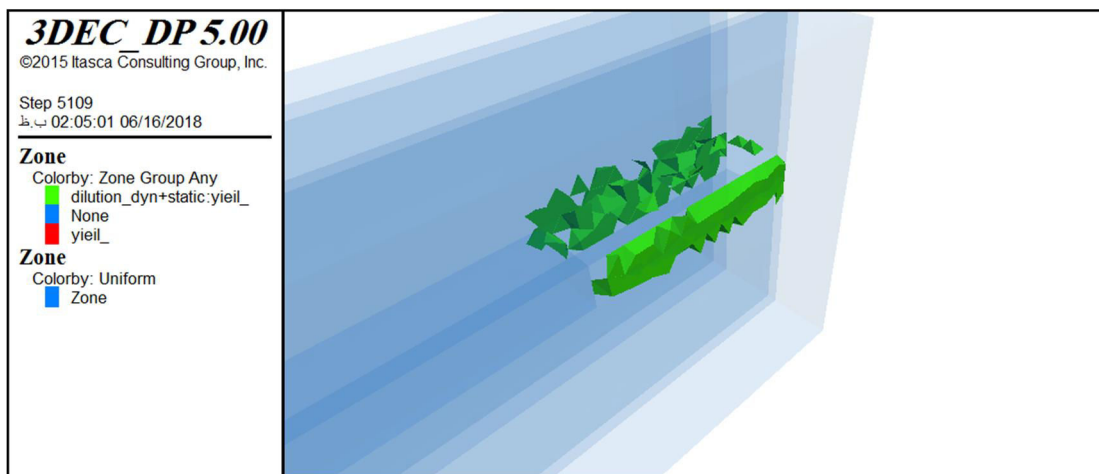
شکل ۵-۱۱- نمودار تاریخچه سرعت در راستای محور X مربوط به نقاط A و B در فاصله ۱۰ متری از سینه کار



شکل ۵-۱۲- نمودار تاریخچه سرعت در راستای محور Z مربوط به نقاط A و B در فاصله ۱۰ متری از سینه کار



ذکر این نکته ضروری است که از آنجا که در تحلیل دینامیکی، شرایط مرزی مدل تغییر کرده و در ابتدای کدنویسی باید جابجایی‌ها و سرعت‌ها صفر شوند، بنابراین حجم ناحیه پلاستیک در خروجی مرحله تحلیل دینامیکی، شامل مجموع حجم‌های استاتیکی و دینامیکی می‌باشد. مقدار ELOS حاصل از این حجم‌ها برای ۳ مرحله حفاری محاسبه شده است. در شکل ۵-۱۳ حجم ناحیه پلاستیک مربوط به مرحله سوم حفاری، پس از اعمال بار دینامیکی برای نمونه نشان داده شده است. پس از انجام محاسبات مشخص شد مقدار ELOS کل کارگاه برابر با ۰/۲۹ متر می‌باشد. بدیهی است با توجه به این که از این مقدار، ۰/۱۸ متر مربوط به ترقیق در حالت استاتیکی می‌باشد، بنابراین مقدار ترقیق دینامیکی کارگاه مدل شده برابر با ۰/۱۱ متر می‌باشد.



شکل ۵-۱۳- حجم مجموع ترقیق‌های استاتیکی و دینامیکی ایجاد شده در اطراف کارگاه پس از حفاری مرحله دوم

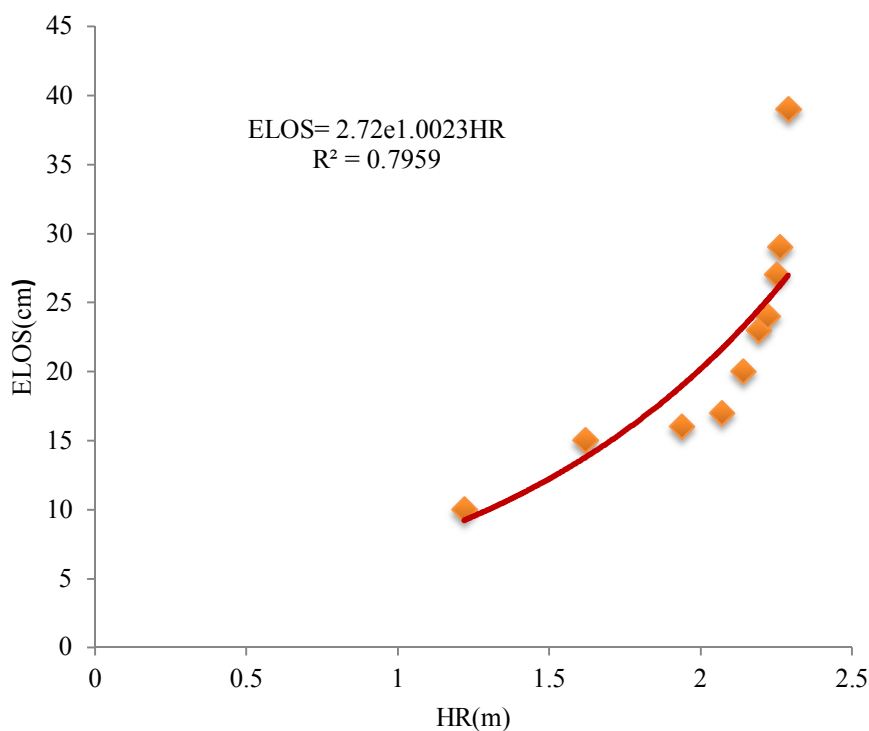
## ۵-۹- تحلیل حساسیت پارامترهای مؤثر بر ترقیق

در این بخش میزان تأثیر پارامترهای مؤثر بر ترقیق از طریق شبیه‌سازی عددی مورد بررسی قرار می‌گیرد. در فصل مربوط به ارائه سیستم طبقه‌بندی کیفی، از میان ۲۰ پارامتر مختلف، تعداد ۱۰ پارامتر به عنوان پارامترهای منتخب در سیستم طبقه‌بندی شرکت داده شده‌اند. از آنجا که برای پارامترهای کیفی و نیز برخی از پارامترهای کمی امکان ورود به نرم افزار و شبیه‌سازی عددی وجود

ندارد در اینجا تنها ۵ پارامتر در تحلیل حساسیت دخالت داده می‌شوند این پارامترها عبارتند از شعاع هیدرولیکی، عرض کارگاه، لرزش آتشیاری، عدد پایداری اصلاح شده و عمق کارگاه.

#### ۵-۹-۱- شعاع هیدرولیکی

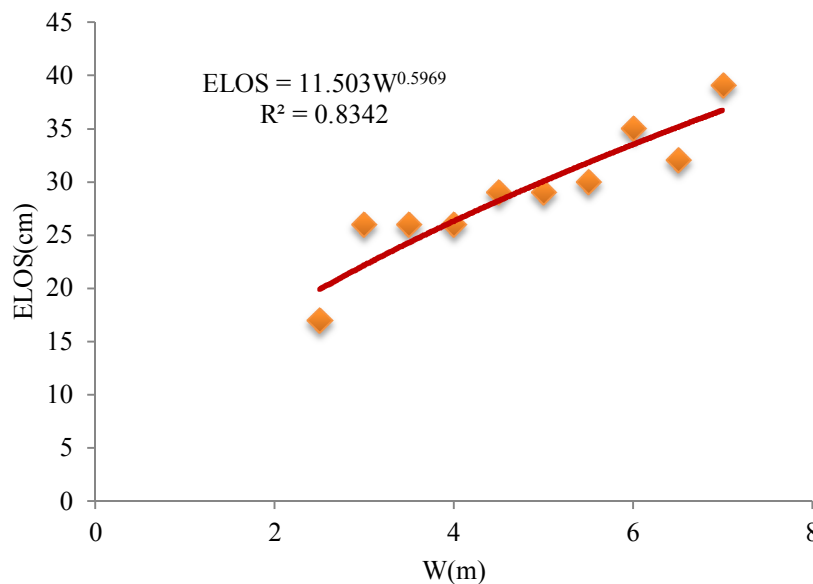
شعاع هیدرولیکی پارامتری است که مقدار آن در بخش طراحی قابل کنترل می‌باشد و مانند برخی پارامترها، غیرقابل کنترل نیست. بنابراین می‌توان با طراحی مناسب آن، مقدار ترقیق را کاهش داد. به منظور بررسی اثر شعاع هیدرولیکی در ترقیق، ۱۰ مقدار مختلف از این پارامتر شامل ۱/۲۲، ۱/۶۲، ۱/۹۴، ۱/۷۰، ۲/۱۲، ۲/۱۹، ۲/۲۲، ۲/۲۵، ۲/۲۶، ۲/۲۸ و ۲/۲۹ متر در نظر گرفته و به مدل وارد شده‌اند. سایر پارامترها مطابق با شرایط حاکم بر کارگاه پیروزی ۳۴۰ غربی به مدل وارد شده‌اند. در نمودار نشان داده شده در شکل ۵-۱۴ تغییرات مقدار ترقیق بر اساس شعاع هیدرولیکی نشان داده شده است. همانطور که در شکل مذکور مشاهده می‌شود با افزایش شعاع هیدرولیکی مقدار ترقیق افزایش می‌یابد.



شکل ۵-۱۴- نمودار تأثیر تغییرات شعاع هیدرولیکی در ترقیق

### ۵-۹-۲- عرض کارگاه

عرض کارگاه پارامتری است که وابسته به ضخامت لایه ماده معدنی است. با افزایش ضخامت لایه، عرض کارگاه افزایش می‌یابد. به منظور بررسی اثر عرض کارگاه بر مقدار ترقیق، ۱۰ مقدار مختلف از این پارامتر شامل ۲/۵، ۳، ۳/۵، ۴، ۴/۵، ۵، ۵/۵، ۶، ۶/۵ و ۷ متر به مدل وارد شده‌اند. سایر پارامترها ثابت در نظر گرفته شده و مطابق با شرایط حاکم بر کارگاه پیروزی ۳۴۰ غربی می‌باشند. اثر تغییر عرض بر میزان ترقیق در نمودار ارائه شده در شکل ۵-۱۵ نشان داده شده است. همانطور که در شکل مذکور مشاهده می‌شود با افزایش عرض کارگاه مقدار ترقیق افزایش می‌یابد.

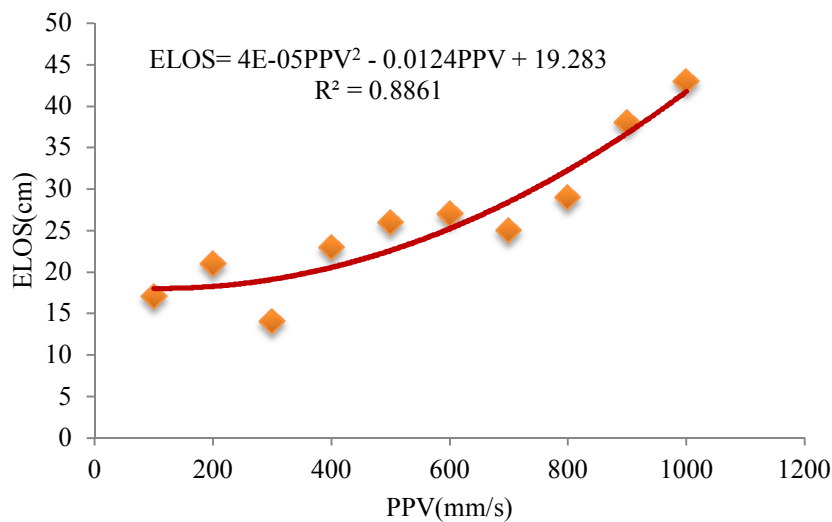


شکل ۵-۱۵- نمودار تأثیر تغییرات عرض کارگاه در ترقیق

### ۵-۹-۳- لرزش آتشیاری

همانطور که در فصل‌های گذشته ذکر شد، لرزش آتشیاری که از طریق حداکثر سرعت ذرات سنجیده می‌شود در میزان ترقیق مؤثر است. به منظور بررسی اثر لرزش آتشیاری در مقدار ترقیق، ۱۰ مقدار مختلف از این پارامتر شامل ۱۰۰، ۲۰۰، ۳۰۰، ۴۰۰، ۵۰۰، ۶۰۰، ۷۰۰، ۸۰۰، ۹۰۰ و ۱۰۰۰ میلیمتر برثانیه در نظر گرفته شده‌اند. سایر پارامترها مطابق با شرایط حاکم بر کارگاه پیروزی ۳۴۰ غربی به

مدل وارد شده‌اند. نتایج حاصل از تغییرات مقدار حداکثر سرعت در مقدار ترقیق در نمودار شکل ۵-۱۶ نشان داده شده است. همانطور که در شکل مذکور مشاهده می‌شود با افزایش لرزش مقدار ترقیق افزایش می‌یابد و این افزایش ترقیق در مقادیر بالای لرزش، با شدت بیشتری همراه است.



شکل ۵-۱۶- نمودار تأثیر تغییرات لرزش آتشفشانی در ترقیق

#### ۵-۹-۴- عدد پایداری اصلاح شده

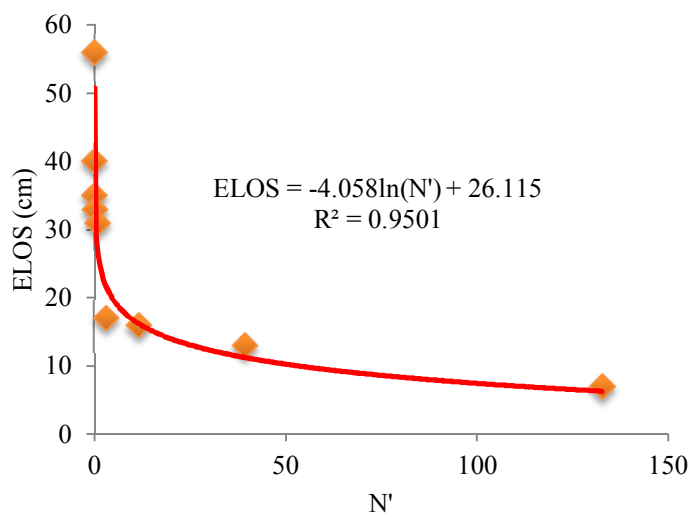
یکی از پارامترهای مهم که در میزان ترقیق مؤثر است، عدد پایداری اصلاح شده می‌باشد. مقدار عدد پایداری اصلاح شده با استفاده از رابطه ۳-۹ قابل محاسبه است که در فصل سوم توضیح داده شده است. در این فصل، به منظور ورود این پارامتر در مدل‌سازی عددی، مقادیر ضرایب A، B و C به ترتیب با استفاده از نمودارهای ۳-۶ تا ۳-۸ تعیین شده‌اند. برای تعیین Q' مقدار آن برابر با Q فرض شده و برای تعیین Q از رابطه ۶-۱ استفاده شده است تا امکان مدل‌سازی در مقادیر مختلف عدد پایداری اصلاح شده با استفاده از مقادیر مختلف RMR فراهم شود. نتایج محاسبات در جدول ۵-۳ آورده شده است. در ادامه تأثیر عدد پایداری اصلاح شده محاسبه شده در جدول مذکور در میزان ترقیق مورد بررسی قرار گرفته است. سایر پارامترها ثابت در نظر گرفته شده و مطابق با شرایط حاکم

بر کارگاه پیروزی ۳۴۰ غربی می‌باشند. نتایج حاصل از تغییرات عددپایداری اصلاح شده درمیزان ترقیق در نمودار شکل ۵-۱۷ نشان داده شده است. همانطور که در شکل مذکور مشاهده می‌شود افزایش عدد پایداری اصلاح شده سبب کاهش میزان ترقیق در کارگاه می‌شود.

$$Q = e^{\frac{RMR-44}{9}} \quad (۶-۱)$$

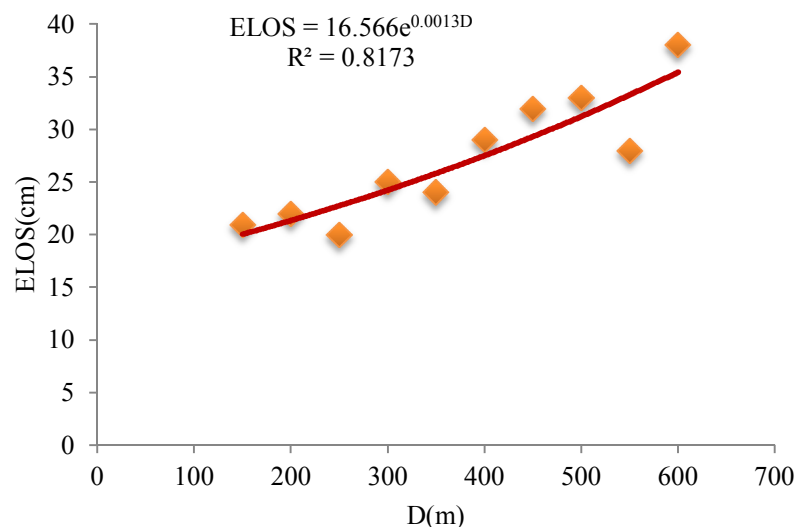
جدول ۵-۳- مقادیر مختلف عدد پایداری اصلاح شده در مدل‌های مختلف

N'	C	B	A	Q	RMR
۱۳۳	۸	۱	۰/۱	۱۶۵/۸۵	۹۰
۳۹	۸	۰/۹	۰/۱	۵۴/۶۰	۸۰
۱۱/۵	۸	۰/۸	۰/۱	۱۷/۹۷	۷۰
۳/۱	۷/۴۸	۰/۷	۰/۱	۰/۹۲	۶۰
۰/۸۱	۶/۹۶	۰/۶	۰/۱	۰/۹۵	۵۰
۰/۲۱	۶/۴۵	۰/۵	۰/۱	۰/۶۴	۴۰
۰/۰۵	۵/۹۶	۰/۴	۰/۱	۰/۲۱	۳۰
۰/۰۱	۵/۴۶	۰/۳	۰/۱	۰/۰۷	۲۰
۰/۰۰۲	۵	۰/۲	۰/۱	۰/۰۲	۱۰



شکل ۵-۱۷- نمودار تأثیر تغییرات عدد پایداری اصلاح شده در ترقیق

یکی از پارامترهایی که در میزان ترقیق در کارگاه استخراج مؤثر است عمق کارگاه می‌باشد اگرچه این پارامتر قابل کنترل نیست اما بررسی میزان تأثیر آن در پیش‌بینی مقدار ترقیق می‌تواند مفید باشد. به همین منظور تعداد ۱۰ مدل با مقادیر مختلف از عمق شامل ۱۵۰، ۲۰۰، ۲۵۰، ۳۰۰، ۳۵۰، ۴۰۰، ۴۵۰، ۵۰۰ و ۶۰۰ متر ساخته شده است. سایر پارامترها ثابت در نظر گرفته شده و مطابق با شرایط حاکم بر کارگاه پیروزی ۳۴۰ غربی در نظر گرفته شده‌اند. نتایج حاصل از میزان تغییرات عمق در میزان ترقیق در نمودار شکل ۵-۱۸ نشان داده شده است. همانطور که در نمودار مذکور مشاهده می‌شود افزایش عمق سبب افزایش تدریجی مقدار ترقیق می‌شود.



شکل ۵-۱۸- نمودار تأثیر تغییرات عمق کارگاه در ترقیق

#### ۵-۱۰- ارائه مدل پیش‌بینی

نتایج حاصل از ۴۹ مدل مربوط به تحلیل حساسیت و ۱ مدل اولیه مربوط به کارگاه پیروزی ۳۴۰ غربی و در مجموع ۵۰ مدل ساخته شده، به طور خلاصه در جدول ۴-۵ آورده شده‌اند. با استفاده از روش رگرسیون خطی چند پارامتری می‌توان دریافت بین ترقیق و پارامترها رابطه ۲-۶ برقرار است که در آن ELOS بر حسب سانتیمتر، HR، بر حسب متر، W، بر حسب متر، PPV، بر حسب میلیمتر بر

ثانیه و D، بر حسب متر می‌باشد. از رابطه مذکور می‌توان مقدار ترقیق هر کارگاه را با داشتن مقادیر پارامترهای آن کارگاه پیش‌بینی کرد.

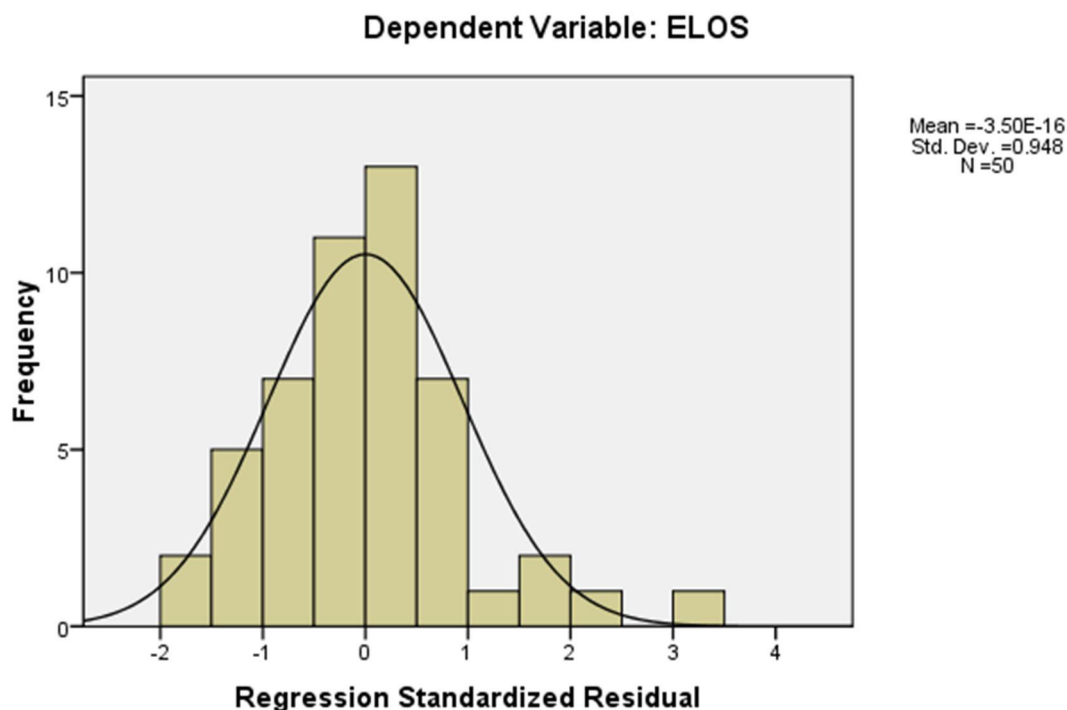
$$ELOS = -1.7 + 1.5(HR) + 0.25(W) + 0.029(PPV) - 0.33(N') + .035(D) \quad (2-6)$$

در شکل ۵-۱۹ هیستوگرام باقیمانده‌های رگرسیون نشان داده شده است. نرمال بودن تابع توزیع باقیمانده‌ها نشان می‌دهد که خطای رگرسیون تقریباً برابر با صفر است و این موضوع نشان دهنده درست بودن رابطه ۶-۲ است. از رابطه مذکور می‌توان به عنوان رابطه پیش‌بینی ترقیق استفاده کرد.

جدول ۵-۴- خلاصه نتایج حاصل از مدل‌سازی عددی

پارامتر	تعداد	حداقل	حداکثر	میانگین	انحراف معیار
ELOS	۵۰	۱۰	۴۵	۲۶	۹/۱۴
HR	۵۰	۱/۲۲	۲/۲۹	۲/۲۶	۰/۱۷
W	۵۰	۲/۵	۷	۴/۸۵	۰/۶۴
PPV	۵۰	۱۰۰	۱۰۰۰	۵۲۸	۱۲۹
N'	۵۰	۰/۰۱	۴۳/۱۲	۰/۹۶	۶/۱۸
D	۵۰	۱۵۰	۶۰۰	۳۴۰	۶۵/۷۳

## Histogram



شکل ۵-۱۹- نمودار مربوط به باقیمانده های استاندارد شده

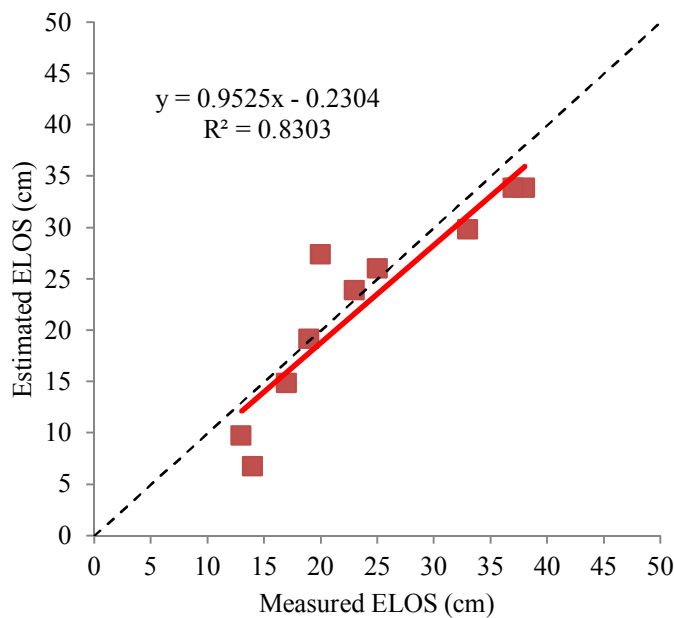
### ۵-۱۱- اعتبارسنجی مدل ارائه شده

مقادیر واقعی اندازه گیری شده ELOS در ۱۰ کارگاه از مجموعه معادن منگنز و نارچ که در جدول ۴-۷۳ آورده شده اند، با استفاده از رابطه ۶-۲ مورد پیش بینی قرار گرفته اند. نتایج حاصل از محاسبات که در جدول ۵-۵ آورده شده اند، نشان دهنده دقت قابل قبول رابطه مذکور در پیش بینی مقدار ELOS می باشد. مقایسه مقادیر واقعی و مقادیر پیش بینی شده ELOS در نمودار شکل ۵-۲۰ نشان داده شده است. از نمودار مذکور نیز می توان میزان دقت رابطه ارائه شده را دریافت کرد.



جدول ۵-۵- مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش بینی شده ELOS ۱۰ کارگاه مختلف

مقدار ELOS بر حسب سانتیمتر		نام کارگاه
پیش‌بینی شده	اندازه‌گیری شده	
۳۴	۳۸	جلال ۳۹۰ غربی
۳۴	۳۷	جلال ۳۹۰ شرقی
۳۰	۳۳	پیروزی ۳۴۰ غربی
۲۶	۲۵	اطهری ۲۹۰ غربی
۲۴	۲۳	اطهری ۲۹۰ شرقی
۱۹	۱۹	پیروزی ۲۴۰ غربی
۲۸	۲۰	پیروزی ۳۴۰ شرقی
۱۵	۱۷	دکتر ۲۴۰ شرقی
۱۰	۱۳	دکتر ۱۴۰ غربی
۷	۱۴	دکتر ۱۴۰ شرقی



شکل ۵-۲۰- نمودار مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده ELOS از کارگاه مختلف

## ۵-۱۲- جمع‌بندی

در این فصل، ابتدا انواع روش‌های عددی معرفی و توضیح مختصری از آنها ارائه شد و از آنجا روش عددی و نرم‌افزار مورد استفاده در این رساله انتخاب شد. سپس مدل‌سازی ترقیق در دو بخش استاتیکی و دینامیکی برای کارگاه پیروزی ۳۴۰ غربی به عنوان یکی از کارگاه‌های دارای ترقیق بالای مجموعه معادن منگنز و نارچ انجام شد. در این مدل‌سازی، حجم ناحیه پلاستیک به عنوان بخش ریزشی دیواره‌ها و ایجاد ترقیق در نظر گرفته شده است. مقایسه مقدار ترقیق حاصل از مدل‌سازی در مقایسه با مقدار ترقیق واقعی اندازه‌گیری شده در کارگاه مذکور، نشان دهنده درستی مدل‌سازی بوده است. در ادامه با ساخت ۴۹ مدل دیگر، تحلیل حساسیت بر روی پارامترهای شعاع هیدرولیکی، عرض کارگاه، لرزش آتشیاری، عدد پایداری اصلاح شده و عمق کارگاه، انجام شده است. پس از انجام تجزیه و تحلیل بر روی نتایج حاصل از مدل‌ها، یک رابطه پیش‌بینی ترقیق ارائه شده است. در نهایت رابطه مذکور مورد اعتبار سنجی قرار گرفته و نتایج قابل قبولی از آن حاصل شده است. با استفاده از این رابطه می‌توان مقدار ترقیق هر کارگاه را با داشتن مقادیر پارامترهای آن کارگاه پیش‌بینی کرد.

# فصل ششم

## نتایج و پیشنهادات

در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی به دلیل اضافه‌شکست و ریزش دیواره‌ها و سقف، و مخلوط شدن باطله با ماده معدنی پدیده ترقیق رخ می‌دهد. این پدیده از یک طرف سبب کاهش عیار ماده معدنی و به دنبال آن صرف هزینه جهت جبران نقصان عیار می‌شود و از طرف دیگر موجب صرف هزینه برای استخراج باطله می‌گردد. از این رو اندازه‌گیری میزان اضافه‌شکست و ریزش به منظور تعیین ترقیق در کارگاه‌های استخراج زیرزمینی از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است. یکی از روش‌های استخراج زیرزمینی پرکاربرد، روش استخراج کندن و پر کردن است. در این روش به دلیل ضعف کمربالا و کمربایین لایه استخراجی، مقدار قابل توجهی از ترقیق اتفاق می‌افتد. از این رو در این رساله، به مطالعه و بررسی وضعیت ترقیق در کارگاه‌های استخراج کندن و پر کردن و به طور خاص کارگاه‌های استخراج مجموعه معادن منگنز و نارچ به عنوان بزرگ‌ترین معدن منگنز خاورمیانه پرداخته شده است.

## ۶-۲- نتایج

حاصل مطالعه و بررسی وضعیت ترقیق در کارگاه‌های استخراج کندن و پر کردن نتایجی است که مهم‌ترین آنها در ادامه ارائه شده‌اند:

الف- نتیجه حاصل از وزن‌دهی پارامترهای مؤثر بر ترقیق، با استفاده از روش FDAHP نشان داد، پارامتر شعاع هیدرولیکی بیشترین تأثیر و پارامتر عمق کمترین تأثیر را در ایجاد ترقیق دارند.

ب- از سیستم طبقه‌بندی کیفی ترقیق، که برای اولین بار ارائه شده است، می‌توان به عنوان یک روش قدرتمند در تعیین کلاس کیفی ترقیق کارگاه‌های استخراج کندن و پر کردن استفاده کرد.

ج- پیاده کردن سیستم مانیتورینگ فضای حفاری در کارگاه‌ها نشان داد، روش مذکور می‌تواند

دقیق‌ترین روش برای محاسبه میزان ترقیق، به تفکیک کارگاه‌ها باشد.

د- آنالیزهای انجام شده بر روی داده‌های لرزش‌های حاصل از انفجار که توسط دستگاه لرزه‌نگار به ثبت رسیده‌اند، منجر به کشف رابطه حداکثر سرعت ذرات در معدن شده است.

ه- با استفاده از رابطه استخراج شده بین شاخص ترقیق، SUDI و مقدار واقعی ترقیق، ELOS،

می‌توان در هر کارگاه، با شاخص ترقیق معین، مقدار ترقیق را پیش‌بینی کرد.

و- نتایج حاصل از مدل‌سازی عددی ترقیق، فاصله کمی با نتایج واقعی ترقیق برداشت شده از

معدن دارند.

ز- با استفاده از مدل عددی ارائه شده می‌توان مقدار ترقیق هر کارگاه را با استفاده از مقادیر

پارامترهای آن کارگاه پیش‌بینی کرد.

### ۳-۶- پیشنهادات

با توجه به اهمیت بالای موضوع ترقیق در معدن‌کاری، لازم است مطالعات بیشتری در این زمینه انجام

شود. از این رو برای محققانی که در آینده قصد تحقیق و پژوهش در زمینه ترقیق دارند موارد زیر

پیشنهاد می‌شود:

الف- پیشنهاد می‌شود سیستم طبقه‌بندی ارائه شده در این رساله، برای سایر روش‌های استخراج

زیرزمینی به ویژه برای روش‌های استخراج بلوکی، تخریب در طبقات فرعی و استخراج از طبقات

فرعی نیز اجرا شود و در آنها رابطه بین شاخص ترقیق و ترقیق واقعی مشخص شود.

ب- مدل‌سازی ترقیق در این رساله بر روی ترقیق نوع اول و دوم انجام شده است، پیشنهاد می‌-

شود بر روی ترقیق‌های نوع سوم و چهارم که تعریف آنها در فصل دوم رساله آورده شده است نیز

مطالعه و مدل‌سازی انجام شود.

ج- پیشنهاد می‌شود یک مطالعه اقتصادی در خصوص ترقیق انجام شود و در آن اثر اقتصادی هر

کدام از پارامترهای مؤثر در ترقیق مشخص شود. همچنین در مطالعه مذکور، هزینه اضافه حاصل

از ترقیق در هر کدام از مراحل معدن‌کاری، از استخراج تا فرآوری مورد تجزیه و تحلیل قرار گیرد.

## پیوست

### جدول‌های مربوط به تعیین وزن پارامترها به روش FDAHP

جدول پ-۱- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص اول

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشباری	طراحی کارگاه	
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۳.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشباری
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	عملیاتی

جدول پ-۲- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص دوم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشباری	طراحی کارگاه	
۱.۴۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۱.۸۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشباری
۱.۴۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۰.۵۵۵۶	۰.۷۱۴۳	عملیاتی

جدول پ-۳- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص سوم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشباری	طراحی کارگاه	
۳.۰۰۰۰	۱.۸۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۳.۰۰۰۰	۱.۸۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	چال‌زنی و آتشباری
۱.۶۶۶۷	۱.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۵۵۵۶	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۳۳۳۳	عملیاتی

جدول پ-۴- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص چهارم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشیاری	طراحی کارگاه	
۱.۸۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۱.۸۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	چال‌زنی و آتشیاری
۱.۴۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۰.۷۷۷۸	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۰.۵۵۵۶	۰.۵۵۵۶	عملیاتی

جدول پ-۵- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص پنجم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشیاری	طراحی کارگاه	
۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشیاری
۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	عملیاتی

جدول پ-۶- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص ششم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشیاری	طراحی کارگاه	
۲.۳۳۳۳	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۲.۳۳۳۳	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	چال‌زنی و آتشیاری
۳.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۲۸۵۷	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	۰.۴۲۸۶	عملیاتی

جدول پ-۷- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص هفتم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشیاری	طراحی کارگاه	
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۳.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشیاری
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	عملیاتی

جدول پ-۸- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص هشتم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشباری	طراحی کارگاه	
۱.۴۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۱.۸۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشباری
۱.۴۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۰.۵۵۵۶	۰.۷۱۴۳	عملیاتی

جدول پ-۹- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص نهم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشباری	طراحی کارگاه	
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۳.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشباری
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	عملیاتی

جدول پ-۱۰- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص دهم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشباری	طراحی کارگاه	
۱.۴۰۰۰	۱.۴۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۱.۸۰۰۰	۱.۸۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشباری
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۷۱۴۳	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۷۱۴۳	عملیاتی

جدول پ-۱۱- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص یازدهم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشباری	طراحی کارگاه	
۲.۳۳۳۳	۱.۴۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۳.۰۰۰۰	۱.۸۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشباری
۱.۶۶۶۷	۱.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۷۱۴۳	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	عملیاتی



جدول پ-۱۲- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص دوازدهم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشیاری	طراحی کارگاه	
۳.۰۰۰۰	۱.۸۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۳.۰۰۰۰	۱.۸۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	چال‌زنی و آتشیاری
۱.۶۶۶۷	۱.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۵۵۵۶	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۳۳۳۳	عملیاتی

جدول پ-۱۳- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص سیزدهم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشیاری	طراحی کارگاه	
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۱.۲۸۵۷	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشیاری
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	عملیاتی

جدول پ-۱۴- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص چهاردهم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشیاری	طراحی کارگاه	
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	چال‌زنی و آتشیاری
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۴۲۸۶	۰.۴۲۸۶	عملیاتی

جدول پ-۱۵- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص پانزدهم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشیاری	طراحی کارگاه	
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۳.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشیاری
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	عملیاتی

جدول پ-۱۶- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص شانزدهم

طراحی کارگاه	چالزنی و آتشباری	زمین‌شناسی	عملیاتی
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۴۰۰۰	۱.۴۰۰۰
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۴۰۰۰	۱.۴۰۰۰
۰.۷۱۴۳	۰.۷۱۴۳	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰
۰.۷۱۴۳	۰.۷۱۴۳	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰

جدول پ-۱۷- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص هفدهم

طراحی کارگاه	چالزنی و آتشباری	زمین‌شناسی	عملیاتی
۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۰.۷۷۷۸	۱.۴۰۰۰
۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۸۰۰۰
۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۸۰۰۰
۰.۷۱۴۳	۰.۵۵۵۶	۰.۵۵۵۶	۱.۰۰۰۰

جدول پ-۱۸- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص هجدهم

طراحی کارگاه	چالزنی و آتشباری	زمین‌شناسی	عملیاتی
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۲۸۵۷
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۲۸۵۷
۰.۷۷۷۸	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰
۰.۷۷۷۸	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰

جدول پ-۱۹- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص نوزدهم

طراحی کارگاه	چالزنی و آتشباری	زمین‌شناسی	عملیاتی
۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	۲.۳۳۳۳
۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۳.۰۰۰۰
۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	۲.۳۳۳۳
۰.۴۲۸۶	۰.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	۱.۰۰۰۰

جدول پ-۲۰- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص بیستم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشیاری	طراحی کارگاه	
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۳.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشیاری
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	عملیاتی

جدول پ-۲۱- ماتریس مقایسه زوجی دسته عوامل با توجه به نظرات متخصص بیست و یکم

عملیاتی	زمین‌شناسی	چال‌زنی و آتشیاری	طراحی کارگاه	
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	طراحی کارگاه
۳.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	۱.۰۰۰۰	۱.۲۸۵۷	چال‌زنی و آتشیاری
۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۰۰۰۰	زمین‌شناسی
۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	عملیاتی

جدول پ-۲۲- ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی بین پارامترهای طراحی نظرسنجی شده

شعاع هیدرولیکی			عرض کارگاه			طول کارگاه			ارتفاع بعد از تخلیه			
۰.۳۳۳۳	۰.۷۱۰۴	۱.۸۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۱.۱۵۰۷	۳.۰۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۱.۳۰۸۰	۳.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	ارتفاع بعد از تخلیه
۰.۳۳۳۳	۰.۵۸۸۱	۱.۴۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۰.۹۵۲۵	۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۸۲۷۸	۱.۶۶۶۷	طول کارگاه
۰.۳۳۳۳	۰.۶۱۷۴	۱.۴۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۱.۰۴۷۵	۱.۶۶۶۷	۰.۳۳۳۳	۰.۸۶۹۱	۱.۶۶۶۷	عرض کارگاه
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۱.۶۱۹۷	۳.۰۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۱.۶۸۵۸	۳.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۱.۴۰۷۶	۳.۰۰۰۰	شعاع هیدرولیکی

جدول پ-۲۳- اعداد فازی و غیرفازی و وزن فازی و غیرفازی پارامترهای طراحی

$W$	$\tilde{W}_i$			$\tilde{Z}_i$			$\tilde{Z}$			
۰.۲۵۸۴	۰.۰۸۶۷	۰.۲۴۳۹	۰.۸۱۶۲	۰.۵۸۸۶	۰.۹۹۶۹	۲.۰۰۶۲	۰.۱۲۰۰	۰.۹۸۷۵	۱۶.۲۰۰۰	ارتفاع بعد از تخلیه
۰.۲۱۱۰	۰.۰۷۴۹	۰.۲۰۱۹	۰.۶۲۱۵	۰.۵۰۸۱	۰.۸۲۵۲	۱.۵۲۷۵	۰.۰۶۶۷	۰.۴۶۳۷	۵.۴۴۴۴	طول کارگاه
۰.۲۰۲۷	۰.۰۶۸۸	۰.۲۱۱۸	۰.۵۷۱۳	۰.۴۶۷۱	۰.۸۶۵۹	۱.۴۰۴۳	۰.۰۴۷۶	۰.۵۶۲۱	۳.۸۸۸۹	عرض کارگاه
۰.۳۲۴۴	۰.۱۰۷۵	۰.۳۴۲۵	۰.۹۲۷۴	۰.۷۲۹۷	۱.۴۰۰۱	۲.۲۷۹۵	۰.۲۸۳۴	۳.۸۴۳۲	۲۷.۰۰۰۰	شعاع هیدرولیکی

جدول پ- ۲۴- ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی بین پارامترهای چال زنی و آتشباری نظرسنجی شده

لرزش آتشباری			خرج ویژه			بی دقتی در چال زنی			چال افقی			چال قائم			
۰.۴۲۸۶	۰.۹۴۵۶	۲.۳۳۳۳	۰.۳۳۳۳	۰.۷۰۵۰	۱.۶۶۶۷	۰.۳۳۳۳	۰.۶۴۰۲	۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۱.۱۲۸۷	۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	چال قائم
۰.۴۲۸۶	۰.۸۳۷۸	۱.۶۶۶۷	۰.۳۳۳۳	۰.۶۲۴۶	۱.۶۶۶۷	۰.۳۳۳۳	۰.۵۶۷۲	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۸۸۶۰	۲.۳۳۳۳	چال افقی
۰.۷۱۴۳	۱.۴۷۶۹	۳.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۱.۱۰۱۱	۱.۸۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۷۶۲۹	۳.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۵۶۱۹	۳.۰۰۰۰	بی دقتی در چال زنی
۰.۷۱۴۳	۱.۳۴۱۳	۳.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۹۰۸۲	۱.۸۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۱.۶۰۱۰	۳.۰۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۱.۴۱۸۵	۳.۰۰۰۰	خرج ویژه
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۷۲۷۶	۱.۴۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۶۷۷۱	۱.۴۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۱.۱۹۳۷	۲.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	۱.۰۵۷۶	۲.۳۳۳۳	لرزش آتشباری

جدول پ- ۲۵- اعداد فازی و غیر فازی و وزن فازی و غیر فازی پارامترهای چال زنی و آتشباری

$W$	$\tilde{W}_i$			$\tilde{Z}_i$			$\tilde{Z}$			
۰.۱۶۵۲	۰.۰۵۶۹	۰.۱۶۸۲	۰.۴۷۰۷	۰.۴۵۹۲	۰.۸۶۴۱	۱.۵۵۴۴	۰.۰۲۰۴	۰.۴۸۱۷	۹.۰۷۴۱	چال قائم
۰.۱۵۵۲	۰.۰۵۶۹	۰.۱۴۹۱	۰.۴۴۰۰	۰.۴۵۹۲	۰.۷۶۵۶	۱.۴۵۳۲	۰.۰۲۰۴	۰.۲۶۳۰	۶.۴۸۱۵	چال افقی
۰.۲۶۱۳	۰.۱۰۳۱	۰.۲۶۲۸	۰.۶۵۸۴	۰.۸۳۱۲	۱.۳۴۹۶	۲.۱۷۴۳	۰.۳۹۶۸	۴.۴۷۸۰	۴۸.۶۰۰	بی دقتی در چال زنی
۰.۲۳۶۴	۰.۰۸۴۰	۰.۲۳۸۶	۰.۶۵۸۴	۰.۶۷۷۶	۱.۲۲۵۷	۲.۱۷۴۳	۰.۱۴۲۹	۲.۷۶۶۴	۴۸.۶۰۰	خرج ویژه
۰.۱۷۳۷	۰.۰۶۰۹	۰.۱۷۷۱	۰.۴۸۶۲	۰.۴۹۱۱	۰.۹۰۹۴	۱.۶۰۵۶	۰.۰۲۸۶	۰.۶۲۲۰	۱۰.۶۷۱۱	لرزش آتشباری

جدول پ-۲۶- ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی بین پارامترهای زمین‌شناسی نظرسنجی شده

عمق کارگاه	تورق			موقعیت قرارگیری گسل			زاویه اصطکاک داخلی گسل			زاویه بین کارگاه و گسل			وضعیت تنش ها			کیفیت دیواره ها								
۱.۰۰۰۰	۲.۱۴۷۴	۹.۰۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۱.۳۷۷۵	۳.۰۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۱.۲۹۷۲	۳.۰۰۰۰	۰.۷۷۷۸	۱.۴۹۳۲	۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۱.۳۳۳۵	۱.۸۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۱.۳۳۸۹	۱.۸۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	کیفیت دیواره ها			
۰.۷۷۷۸	۱.۶۷۶۵	۵.۰۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۱.۰۲۸۸	۱.۸۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۹۶۸۸	۱.۶۶۶۷	۰.۵۵۵۶	۱.۱۱۵۲	۲.۳۳۳۳	۰.۷۱۴۳	۰.۹۹۶۰	۱.۴۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۷۴۶۹	۱.۴۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۷۴۶۹	۱.۴۰۰۰	وضعیت تنش ها
۰.۵۵۵۶	۱.۶۸۹۵	۵.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۱.۰۳۳۰	۱.۶۶۶۷	۰.۵۵۵۶	۰.۹۷۲۸	۱.۶۶۶۷	۰.۷۱۴۳	۱.۱۱۹۸	۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۱.۰۰۴۱	۱.۴۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۷۴۹۹	۱.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۷۴۹۹	۱.۰۰۰۰	زاویه بین کارگاه و گسل
۰.۵۵۵۶	۱.۵۰۵۵	۵.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۹۲۲۵	۱.۸۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۸۶۸۷	۱.۶۶۶۷	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۸۹۳۰	۱.۴۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۸۹۶۷	۱.۸۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۶۶۹۷	۱.۲۸۵۷	۰.۴۲۸۶	۰.۶۶۹۷	۱.۲۸۵۷	زاویه اصطکاک داخلی گسل
۰.۵۵۵۶	۱.۷۲۸۶	۵.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۱.۰۶۱۹	۱.۸۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۱.۱۵۱۱	۲.۳۳۳۳	۰.۶۰۰۰	۱.۰۲۸۰	۱.۸۰۰۰	۰.۶۰۰۰	۱.۰۳۲۲	۱.۸۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۷۷۰۹	۱.۴۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۷۷۰۹	۱.۴۰۰۰	موقعیت قرارگیری گسل
۰.۵۵۵۶	۱.۶۲۶۰	۷.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۹۴۱۷	۱.۸۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۱.۰۸۴۰	۲.۳۳۳۳	۰.۶۰۰۰	۰.۹۶۸۱	۱.۸۰۰۰	۰.۵۵۵۶	۰.۹۷۲۰	۱.۴۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۷۲۶۰	۱.۴۰۰۰	۰.۳۳۳۳	۰.۷۲۶۰	۱.۴۰۰۰	تورق
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۱۴۲۹	۰.۶۴۱۵	۱.۸۰۰۰	۰.۲۰۰۰	۰.۶۰۴۱	۱.۸۰۰۰	۰.۲۰۰۰	۰.۶۹۵۴	۱.۸۰۰۰	۰.۲۰۰۰	۰.۶۲۱۰	۱.۸۰۰۰	۰.۲۰۰۰	۰.۶۲۳۵	۱.۲۸۵۷	۰.۱۱۱۱	۰.۴۶۵۷	۱.۰۰۰۰	۰.۱۱۱۱	۰.۴۶۵۷	۱.۰۰۰۰	عمق کارگاه

جدول پ-۲۷- اعداد فازی و غیرفازی و وزن فازی و غیرفازی پارامترهای زمین‌شناسی

$W$	$\tilde{W}_i$			$\tilde{Z}_i$			$\tilde{Z}$			
۰.۱۹۷۳	۰.۰۷۰۳	۰.۱۹۴۴	۰.۵۶۲۰	۰.۸۳۵۲	۱.۳۹۴۰	۲.۵۰۱۲	۰.۲۸۳۴	۱.۰۲۳۰۱	۶۱۲.۳۶۰۰	کیفیت دیواره ها
۰.۱۵۱۰	۰.۰۵۷۴	۰.۱۴۶۱	۰.۴۱۱۱	۰.۶۸۱۲	۱.۰۴۷۸	۱.۸۲۹۵	۰.۰۶۸۰	۱.۳۸۶۲	۶۸.۶۰۰۰	وضعیت تنش ها
۰.۱۴۶۰	۰.۰۵۴۷	۰.۱۴۶۸	۰.۳۸۷۵	۰.۶۴۹۲	۱.۰۵۲۶	۱.۷۲۴۶	۰.۰۴۸۶	۱.۴۳۱۴	۴۵.۳۷۰۴	زاویه بین کارگاه و گسل
۰.۱۲۹۴	۰.۰۴۲۳	۰.۱۳۱۱	۰.۳۹۱۳	۰.۵۰۲۰	۰.۹۳۹۷	۱.۷۴۱۶	۰.۰۰۸۰	۰.۶۴۷۰	۴۸.۶۰۰۰	زاویه اصطکاک داخلی گسل
۰.۱۴۷۰	۰.۰۴۸۹	۰.۱۵۰۸	۰.۴۳۰۸	۰.۵۸۰۵	۱.۰۸۱۳	۱.۹۱۷۳	۰.۰۲۲۲	۱.۷۲۸۲	۹۵.۲۵۶۰	موقعیت قرارگیری گسل
۰.۱۴۳۶	۰.۰۴۷۸	۰.۱۴۲۰	۰.۴۳۶۱	۰.۵۶۷۹	۱.۰۱۸۱	۱.۹۴۰۸	۰.۰۱۹۱	۱.۱۳۴۰	۱۰۳.۷۲۳۲	تورق
۰.۰۸۱۸	۰.۰۱۸۶	۰.۰۹۰۵	۰.۳۲۵۹	۰.۲۲۰۶	۰.۶۴۹۲	۱.۴۵۰۳	۰.۰۰۰۰	۰.۰۴۸۶	۱۳.۴۹۶۹	عمق کارگاه

جدول پ-۲۸- ماتریس مقایسه زوجی فازی دلفی بین پارامترهای عملیاتی نظرسنجی شده

زمان پرکردن			نوع ماده پرکننده			روش پرکردن			بارگیری مواد باطله			
۰.۴۲۸۶	۰.۸۴۷۵	۲.۳۳۳۳	۰.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۲.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	۰.۸۸۶۰	۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	بارگیری مواد باطله
۰.۴۲۸۶	۰.۹۵۶۶	۱.۶۶۶۷	۰.۶۰۰۰	۱.۱۲۸۷	۲.۳۳۳۳	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۱.۱۲۸۷	۲.۳۳۳۳	روش پرکردن
۰.۴۲۸۶	۰.۸۴۷۵	۱.۴۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۴۲۸۶	۰.۸۸۶۰	۱.۶۶۶۷	۰.۴۲۸۶	۱.۰۰۰۰	۳.۰۰۰۰	نوع ماده پرکننده
۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۱.۰۰۰۰	۰.۷۱۴۳	۱.۱۷۵۶	۲.۳۳۳۳	۰.۶۰۰۰	۱.۰۴۵۴	۲.۳۳۳۳	۰.۴۲۸۶	۱.۱۷۹۹	۲.۳۳۳۳	زمان پرکردن

جدول پ-۲۹- اعداد فازی و غیرفازی و وزن فازی و غیرفازی پارامترهای عملیاتی

$W$	$\tilde{W}_i$			$\tilde{Z}_i$			$\tilde{Z}$			
۰.۲۳۸۰	۰.۰۷۲۲	۰.۲۳۲۱	۰.۸۰۳۹	۰.۴۹۷۴	۰.۹۳۰۹	۱.۸۸۷۹	۰.۰۶۱۲	۰.۷۵۰۹	۱۲.۷۰۳۷	بارگیری مواد باطله
۰.۲۵۳۰	۰.۰۸۳۶	۰.۲۶۲۰	۰.۷۳۹۱	۰.۵۷۶۲	۱.۰۵۰۷	۱.۷۳۵۶	۰.۱۱۰۲	۱.۲۱۸۶	۹.۰۷۴۱	روش پرکردن
۰.۲۳۱۲	۰.۰۷۶۹	۰.۲۳۲۱	۰.۶۹۲۷	۰.۵۲۹۷	۰.۹۳۰۹	۱.۶۲۶۶	۰.۰۷۸۷	۰.۷۵۰۹	۷.۰۰۰۰	نوع ماده پرکننده
۰.۲۷۵۵	۰.۰۹۵۰	۰.۲۷۳۷	۰.۸۰۳۹	۰.۶۵۴۷	۱.۰۹۷۴	۱.۸۸۷۹	۰.۱۸۳۷	۱.۴۵۰۱	۱۲.۷۰۳۷	زمان پرکردن

# منابع و مراجع

سعیدی، غلامرضا، ۱۳۸۸، ارایه مدلی برای تعیین رقیق شدگی در روش جبهه کار بلند و بررسی تأثیر

آن بر راندمان شستشوی زغالسنگ کرمان، پایان نامه دکتری، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، صفحات

۱-۱۳۱.

شهریار، کورش، ۱۳۸۹، روش های پیشرفته استخراج زیرزمینی، جزوه درسی دانشگاه صنعتی امیرکبیر.

عطائی، محمد، ۱۳۹۰، معدن کاری زیرزمینی، انتشارات دانشگاه شاهرود: جلد سوم، صفحات ۹۸۳-۱۰۰۰.

عطائی، محمد، ۱۳۸۹، تصمیم گیری چند معیاره فازی، انتشارات دانشگاه شاهرود، صفحات ۱۹۲-۲۰۸

مهندسین مشاور کاوشگران، ۱۳۸۹، طرح اکتشاف کانسار و نارچ، گزارش اکتشاف تونلی معادن کانسار

منگنز و نارچ، صفحات ۱ تا ۷۵۰

وزارت صنعت، معدن و تجارت، ۱۳۹۳، راهنمای کاربرد روش های عددی در طراحی ژئومکانیکی

معادن، انتشارات سازمان نظام مهندسی معدن ایران، صفحات ۱-۶۰

Agoshkov, M., Borisov, S., and Boyarsky, V. (1988). *Mining of ores and non-metallic mineral*, Mir Publisher Moscow.

Ajary Kumar, Jha., and Debasis, Deb. (2015). *Estimation of damage in an underground mine due to effect of surface blasting*, Journal of Geological Resource and Engineering , Vol. 4 , pp. 203-212.

Anderson, B., and Grebence, B. (1995). *Controlling Dilution at the Golden Giant Mine*, CIM Operators Conference, Canada: pp.1-5.

Annels, A.E. (1996). *Mineral Deposit Evaluation- A Practical Approach*, Chapman & Hall, pp.107-109.

Azizi, A., Shafaei, S.Z., Noaparast, M., Karamoozian, M., Greet, C.J., Yarahmadi, M., and Jabbari Behjat, M. (2013). *A Study on the Corrosive and Abrasive Wear of Grinding Media in Grinding of Minerals Using Fuzzy Analytical Hierarchy Delphi Method*. Arab J Sci Eng., DOI 10.1007/s13369-014-097-z.

Barton, N., Lien, R., and Lunde, J. (1974). *Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support*, Rock Mech. Vol. 6, pp.189-236.

Bauer, A., and Calder, P.N. (1978). *Open pit and Blast Seminar*, Cours#63-321. Queen's University Mining Engineering Department, Kingston, Ontario.

Bawden, W.F. (1993). *The use of rock mechanics principles in Canadian underground hard rock mine desing*, Comprehensive Rock Engineering: Principle, Praticce and Projects, Oxford, Pergamon Press: 247-290.

Bieniawski, Z.T. (1976). *Rock mass classification in rock engineering*, Proceedings Symposium on Exploration for Rock Engineering, Johannesburg, Vol.1, pp.97-106.

Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons.

Chugh, Y.P., Moharana, A., and Patwardhan, A. (2004). *An Analysis of the Effect of Out-of-Seam Dilution on Coal Utilization*, International Conference on Clean Technologies for the Mining Industry, University of Concepción, Chile: pp.1-7.

Clark, L. (1998). *Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting*, Msc. Thesis, University of British Columbia, Canada, 316p.

Clark, L., and Pakalnis, R. (1997). *An empirical design approach for estimating unplanned dilution from stop hanging-walls and footwalls*, Montreal: Canadian Institute of Mining and Metallurgy.

Diakite, O. (1998). *Ore dilution in sublevel stoping*, Department of Mining and Metallurgical Engineering, Mc Gill University, Montreal, PhD Thesis.

Diederichs, M.S., and Kaiser, P.K. (1996). *Rock Instability and Risk Analyses in Open Stope Mine Design*, Can Geotech J, Canada, pp. 431-439.

Dunne, K., and Pakalnis, R.C. (1996). *Dilution aspects of a sublevel retreat stope at Detour Lake Mine*. In Proc. Rock Mechanics Tools and Techniques, Vol. I, Aubertin, M., Hassani, F., and Mitri, H.S. (eds), Balkema, 305-313.

Hayaty, M., Tavakoli, M., Rezaei, M., and Shayestehfar, M.R. (2014). *Risk assessment and ranking of metals using FDAHP and TOPSIS.*, Mine Water Environ. 33., pp. 157-164.

Henning, J.G. (2007). *Evaluation of Long-Hole Mine Design Influences on Unplanned Ore dilution*, PhD Thesis, Department of Mining and Metallurgical Engineering, Mc Gill University, Montreal.

Henning, J.G., and Mitri, H.S. (2007). *Numerical modeling of ore dilution in blast-hole stoping*. International Journal of Rock Mechanics & Mining Science. 44: 692-703.



Hoek, E., and Brown, E.T. (1997). *Practical estimates of rock mass strength*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 44, Issue 8, 1165-1186.

Hoseinie, S.H., Ataei, M., and Osanloo, M. (2009). *A new classification system for evaluation rock penetrability.*, Rock Mechanics & Mining Sciences., Vol 46., pp. 1329-1340

Hutchinson, D.J., and Diederichs, M.S. (1995). *Cable bolting in Underground Mines*, BiTech Publishers Ltd., Richmondm British Columbia, ISBN 0-921095-37-6.

Itasca, Inc. (2014). *Universal Distinct Element Code (3DEC v5.0)*. Itasca Consulting Group, MN., User Guide, Dynamic Analysis, Dynamic Modeling Consideration.

Jang, H., Topal, E., and Kawamura, Y. (2015). *Decision support system of unplanned dilution and ore-loss in underground stoping operation using a neuro-fuzzy system*, Applied Soft Computing 32, pp.1-12.

Langefors, U., and Kihlstrom, B. (1978). *The Modern Technique of Rock Blasting*, 3<sup>rd</sup> ed. John wiley & Sons, ISBN 0-470-99282-4, 438 pp.

Laubscher, D.H. (1977). *Geomechanics Classification of Jointed Rock Mass – Mining Applications*, Trans. Inst. Min. Metall.pp-86.

Liu, Y.C., and Chen, C.S. (2007). *A new approach for application of rock mass classification on rock slope stability assessment*, Eng Geol 2007., 89: 129-143

Martin, D., Kaiser, P.K., and Tannant, Dwayne. (1999). *stress path and instability around mine opening*, 9<sup>th</sup> ISRM Cong Rock Mech, Rotterdam: Balkema: p. 311-315.

Mathews, K.E., Hoek, E., Wyllie, D.C., and Stewart, S.B.V. (1981). *Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 metres in hard rock*. CANMET: Vancouver, Canada.

Mawdesley, C., Trueman, R., and Whiten, W. (2001). *Extending the Mathews stability graph for open-stope design*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, 110: A7-A39.

Milne, D. (1997). *Underground design and deformation based on surface geometry*, PhD thesis, Department of Mining and Minerals Processing, University of British Columbia: Vancouver.

Milne, D., Pakalnis, R.C.P., and Felferer, M. (1996). *Surface geometry assessment for open stope design*. In NASRM 96: Proc. Of the 2nd North American Rock Mechanics Symposium, Rotterdam, Balkema.

Mitri, H.S., M.A.J., Mohammed Marwan, M., and Bouteldja, M. (1998). *design of cable bolts using numerical modeling*. ISRM Regional Symposium, pp. 269-75, 1998.

- Moharana, A., Chugh, Y.P., and Patwardhan, A. (2004). *Assessment and Control of Out-of-Seam Dilution in Room-and-Pillar Mining Operation*, International Conference on Clean Technologist for The Mining Industry, University of Concepción, Chile: pp. 2.
- Oriard, L.L. (1982). *Blasting effects and their control*, Underground Mining Methods Handbook, pp. 1590-1603
- Pakalnis, R. (1986). *Empirical Stope Design at Ruttan mine*, PhD thesis, University of British Columbia, pp. 276.
- Popov, G. (1971). *The Working of Mineral Deposits*, Translated by V. Shiffer, Mir Publishers Moscow: pp. 259-267.
- Potvin, Y. (1988). *Empirical open stop design in Canada*, PhD thesis, Mining and Mineral Processing University of British Columbia.
- Ran, j. (2002). *Hanging-wall Sloughing Mechanism in Open Stope Mining* CIM Bulletin, Vol. 95, N. 1064, pp.74-77.
- Revey, G. (1998). *Effects and Control of Overbreak in Underground Mining*, Mining Engineering, pp.63.
- Rezaei, A., Shayestehfar, M., Hassani, H., and Tavakoli, M. (2015). *Assesment of the contamination and their granding by SAW Method: A case study in Sarcheshmeh copper complex, Kerman, Iran.*, Environ Earth Sci., Vol 74., pp. 3191-3205.
- Richard, E., and Gertsch, L. (1998). *Techniques in Underground Mining*, Published by the Society for Mining Metallurgy, and Exploration, Inc. USA: pp.129-139.
- Saeidi, O., Torabi, S.R., and Ataei, M. (2013). *Development of a New Index to Assess Rock Mass Drillability.*, Geotech Geol Eng., DOI 10.1007/s10706-013-9672-0.
- Scoble, M.J., and Moss, A. (1994). *Dilution in Underground Bulk Mining: Implications for Production Management*, Mineral Resource Evaluation II, Methods and Case Histories, Geological Society Publication, No. 79, pp.95-108.
- Stewart, P.C. (2005). *Minimising Dilution in Narrow Vein Mines*, PhD thesis, University of Queensland.
- Stewart, P.C., and Trueman, R. (2008). *Strategies for Minimizing and predicting Dilution in Narrow Vein Mines-The Narrow Vein Dilution Method*, Narrow Vein Mining Conference, Ballarat, Vic.
- Suorineni, F.T., Tannat, D.D., and Kaiser, P.K. (1999). *Determination of fault-related sloughage in open stopes*, International Journal of Rock Mechanics & Mining Science. 36: 891-906.

Tommila, E. (2014). *Mining method evaluation and dilution control in Kittila mine*, Master's Thesis, Aalto University, pp.1-66.

Vergne, D.L.J. (2000). *Hard rock miner's handbook*, Edition 1. McIntosh Redpath Engineering, North Bay, Ontario, 430 pp. ISBN 0-9687006-0-8.

Wang, J. (2004). *Influence of Stress, Undercutting, Blasting, and Time on Open Stope Stability and Dilution*, PhD thesis, University of Saskatchewan, Saskatoon, pp.1-210.

Wang, J., Milne, D., Yao, M., and Allen, G. (2002). *Factors Influencing Open Stope Dilution at Hudson Bay Mining and Smelting*, North American Rock Mechanics Symposium(NARMS), University of Saskatchewan, Saskatoon, pp.195-202.

Yihong, L., and Weijin, Z. (1986). *Reducing waste-rock dilution in narrow-vein condition at tungsten mine in china*, Mining Science and Technology, 4, pp.1-7.

پایگاه ملی داده‌های علوم زمین کشور [www.ngdir.ir](http://www.ngdir.ir)

شرکت معادن منگنز ایران [www.irmmco.com](http://www.irmmco.com)



## **Abstract**

In the underground stopes, the contamination of the ore with wastes or the materials lower than cut-off grade is referred to as dilution. The dilution is important especially in cut and fill stoping method due to weak hanging-wall and footwall. Reduction of dilution is the ways to enhance the quality of products, reduce the associated costs and hence to increase the profit. The aim of this research is to provide a model for assessing and predicting the dilution in cut and fill stoping method. For this purpose, at first all the parameters contributing to unplanned dilution in underground stopes and specifically in the cut-and-fill stoping method were identified. Then, all the parameters were weighed with the use of the Fuzzy-Delphi Analytical Hierarchy Process (FDAHP). After that, the most effective parameters were selected. Then, in order to present a novel classification system for an unplanned dilution assessment, a new index called stope unplanned dilution index (SUDI) was introduced. This index which varies between 10 to 100 represents the extent to which a cut-and-fill stope is susceptible to unplanned dilution. Next, the SUDI index was used for 10 stopes in different parts of Venarch Manganese Mines in Iran. As follows, the cavity monitoring system was implemented in these stopes in order to determine actual dilution. Then, an equation was developed between the SUDI index and the actual unplanned dilution (ELOS). The regression analysis showed that there is a relationship between SUDI and ELOS with a correlation coefficient ( $R^2 = 0.90$ ). With the use of this equation it is possible to determine ELOS according to the SUDI.

Then, using the numerical simulation method with the 3DEC software, the dilution of stopes was simulated and the consequence of the effective parameters on the dilution was investigated, which resulted in providing a relationship for prediction of the dilution. Finally, using whit the datasets of 10 mentioned stopes the relationship was validated. The results show that there is a coefficient of determination of 0.82 between actual values and predicted values of dilution, which indicates that the predicted relationship is correct. Therefore, utilizing this equation it is possible to determine ELOS in relation to the effective parameters.

**Keywords:** Dilution, Cut and fill stope, Dilution qualitative classification system, Cavity monitoring system, Stope unplanned dilution index, Dilution numerical model



**Shahrood University of Technology**  
**Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics**

PhD Dissertation in Mining Engineering

**Presentation of a Model for Determination of dilution in Cut  
and Fill Mining Method**

By: Madjid Mohseni

**Supervisors:**

**Dr. Mohammad Ataei**

**Dr. Reza Khalokakaie**

July 2018