

به نام پروردگار بخشنده و دانا



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

گروه استخراج

تعیین شاخص قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی با استفاده از
سیستم مهندسی سنگ (RES)

دانشجو:

رامین رفیعی

اساتید راهنما:

پروفسور محمد عطایی

پروفسور رضا کاکایی

اساتید مشاور:

دکتر سید محمد اسماعیل جلالی

دکتر فرهنگ سرشکی

رساله دکتری برای اخذ درجه دکتری

مرداد ۱۳۹۴

شماره: ۵۴۴/۱۳۹۴-۲
تاریخ: ۱۴۰۱-۰۶-۰۹
ویرایش:

باسمه تعالی



مدیریت تحصیلات تکمیلی

صورت جلسه دفاع از رساله دکتری (Ph.D)

فرم شماره ۱۲

بدین وسیله گواهی می شود آقای رامین رفیعی دانشجوی دکتری رشته مهندسی معدن - استخراج به شماره دانشجویی ۹۰۲۳۱۷۵ ورودی مهر ماه سال ۱۳۹۰ در تاریخ ۱۳۹۴/۵/۵ از رساله خود با عنوان: تعیین شاخص قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی با استفاده از سیستم مهندسی سنگ دفاع و با اخذ نمره ۱۹.۲۵ به درجه : عالی نائل گردید.

☒ الف) درجه عالی: نمره ۱۹-۲۰	☐ ب) درجه بسیار خوب: نمره ۱۸/۹۹ - ۱۷
☐ ج) درجه خوب: نمره ۱۶/۹۹ - ۱۵	☐ د) غیر قابل قبول و نیاز به دفاع مجدد دارد
☐ ه) رساله نیاز به اصلاحات دارد	

ردیف	هیئت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱	دکتر محمد عطائی	استاد راهنما	استاد	
۲	دکتر رضا خالو کاکانی	استاد راهنما	استاد	
۳	دکتر اسماعیل جلالی	استاد مشاور	دانشیار	
۴	دکتر فرهنگ سرشکی	استاد مشاور	دانشیار	
۵	دکتر کامران گشتاسی	داور خارجی	دانشیار	
۶	دکتر حسین میرزایی	داور داخلی	استادیار	
۷	دکتر شکرالله زارع	داور داخلی	استادیار	
۸	دکتر محمد کاراموزیان	سرپرست (نماینده)	دانشیار	

مدیر محترم تحصیلات تکمیلی دانشگاه:

ضمن تأیید مراتب فوق مقرر فرمائید اقدامات لازم بعمل آید.

رئیس دانشکده و رئیس هیأت داوران:

تاریخ و امضاء:



پروردگار!

نه می توانم موهی شان را که در راه عزت من سفید شد سیاه کنم و نه برای دست های پینه بسته شان که شمره تلاش برای افتخار من است، مرهمی دارم. پس تو فیتقم ده
که هر خطه سگر گزارشان باشم و ثانیه های عمرم را در عصای دست بودنشان بگذرانم.

ماصل آموخته ایم را تقدیم می کنم به آنان که مهر آسمانی شان آرام، بخش آلام زمینی ام است

به استوارترین تکیه گاهم، دستان پر مهر پدرم

به سبزترین نگاه زندگیم، چشمان سبز مادرم

تقدیم به همسرم:

اسطوره زندگیم، پناه محبتگیم و امید بودنم

و به خواهرم و برادرم:

که وجودشان شادی بخش و یاد دگر می من است

سپاس

راهی بود پر نشیب و فراز، که جز به یاری اطرافیان به فرجام نمی‌انجامید. نام‌ها واژگانش و واژگان محترم، پس واژگان را به کمک می‌گیرم تا احترام را به یارانی که در این راه یاری‌ام دادند ابراز کنم. باشد تا کلام، حق مطلب را ادا کند.

در آغاز از استادان راهنمای فرزانه‌ام جناب آقایان پروفسور عطائی و پروفسور کاکایی که وظیفه راهنمایی و نظارت بر مراحل تحقیق را به بهترین نحو به انجام رسانیدند و از هیچ کمکی دریغ نفرمودند، نهایت قدردانی را دارم.

از اساتید مشاور، جناب آقای دکتر جلالی و دکتر سرشکی به دلیل زحمات بسیار و پیشنهاد ایده‌های نو و ارزشمندشان در تمام مراحل، سپاسگذاری می‌کنم.

از دکتر آرش آذرفر که در طول این مدت پیوسته در کنارم بود و مرا در تدوین و ترجمه مقالات یاری رساند کمال سپاس و قدردانی را دارم.

که اگر تصویری از خواسته خود را در ذهن ترسیم کنید و آن تصویر

را به اندازه کافی در آنجا نگاه دارید، دیری نمی‌پاید که خواسته شما به طور دقیق، برآورده می‌شود

رامین رفیعی

۱۳۹۴/۵/۵

تعهد نامه

اینجانب **رامین رفیعی** دانشجوی دوره دکتری رشته **مهندسی استخراج معدن** دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه شاهرود نویسنده رساله با عنوان **تعیین شاخص قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی با استفاده از سیستم مهندسی سنگ (RES)** تحت راهنمایی دکتر محمد عطایی و دکتر رضا خالوکاکایی متعهد می‌شوم:

- تحقیقات در این رساله 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 رساله تاکنون توسط خود یا فرد دیگری برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارایه نشده است.
- حقوق معنوی این اثر، به دانشگاه شاهرود تعلق دارد و مقالات مستخرج به نام "دانشگاه شاهرود" یا "Shahrood University" به چاپ خواهد رسید.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی رساله تاثیرگذار بوده‌اند رعایت شده است.
- در تمام مراحل انجام این پایان‌نامه، در مواردی که از موجود زنده (یا بافت‌های آن‌ها) استفاده شده است، ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است.
- در کلیه مراحل انجام این رساله، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است.

امضاء

تاریخ: ۱۳۹۴/۵/۵

مالکیت نتایج و حق نشر

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

چکیده

پیش‌بینی قابلیت تخریب توده سنگ یکی از ابزارهای مورد نیاز در طراحی و تخمین اندازه زیربرش برای رسیدن به تخریب پیوسته است. پیش‌بینی واقعی از میزان قابلیت تخریب توده سنگ، یکی از عوامل کلیدی در موفقیت روش تخریب بلوکی است. با توجه به علاقه اخیر صنعت معدن‌کاری در استفاده از روش‌های تخریبی در توده سنگ‌هایی با مقاومت زیاد، اهمیت پیش‌بینی قابل اطمینان از تخریب‌پذیری توده سنگ به طور فزاینده‌ای بیشتر خواهد شد. پیچیدگی سازوکارهای تخریب در معادن بزرگ مقیاس تخریب بلوکی سبب شده است که روش‌های معمول به طور کامل قادر به تحلیل و پیش‌بینی تخریب نباشند. یکی از عوامل را می‌توان به متعدد بودن پارامترهای کنترل‌کننده تخریب و از طرف دیگر اندرکنش موجود میان این پارامترها ربط داد. برای غلبه بر این مشکل، رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ (RES) مورد استفاده قرار گرفته است. در اکثر کاربردهای این روش، در قسمت تشکیل ماتریس اندرکنش از روش کدگذاری سنتی (روش نیمه عددی خبره) استفاده شده است. این روش جنبه کاملاً ذهنی دارد و به دلیل در نظر نگرفتن عدم قطعیت‌های موجود در پارامترها و اندرکنش میان آن‌ها، قادر به تشریح دقیق و کامل این اندرکنش‌ها نیست. از اینرو در این رساله، تلاش بر این بوده که روش کدگذاری در رویکرد سیستم مهندسی سنگ بهبود یابد و در نهایت با استفاده از این رویکرد بهبود یافته، شاخص تخریب‌پذیری توده سنگ در معادن تخریب بلوکی ارایه گردد. بدین منظور، در ابتدا به عنوان یک ایده جدید و یک بهبود کلی در رویکرد RES، روش کدگذاری فازی ماتریس اندرکنش ارایه شده است که طی آن از دو روش سیستم‌های فازی و اعداد و جبر فازی برای بهبود کدگذاری ماتریس اندرکنش استفاده شده است. در ادامه با استفاده از رویکرد بهبود یافته RES شاخص قابلیت تخریب در معادن تخریب بلوکی توسعه داده شده است. برای این منظور ۱۳ پارامتر مؤثر بر سیستم تخریب توده سنگ انتخاب شده و طبقه‌بندی آن‌ها با توجه به نقش هر پارامتر در ایجاد تخریب و با در نظر گرفتن مقیاس متفاوت پروژه‌های معادن تخریب بلوکی انجام شده است. در نهایت با استفاده از کدگذاری فازی ماتریس اندرکنش شاخص فازی قابلیت تخریب بلوکی برای معادن تخریب بلوکی ارایه شده است. در

نهایت نتایج به دست آمده با نتایج حاصل از نمودار تخریب لابسچر که بر اساس داده‌های واقعی از معادن تخریب بلوکی است و همچنین اطلاعات به دست آمده از گزارش‌های مربوط به معدن پالوبورا، مقایسه گردید، که این مقایسه حاکی از تطبیق نسبتاً خوب روش ارایه شده در رده‌بندی قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی بوده است. در ادامه این تحقیق برای بررسی میزان تأثیر پارامترهای انتخاب شده، مدل‌سازی عددی قابلیت تخریب توده سنگ با استفاده از نرم‌افزار المان مجزای PFC^{3D} انجام شده است. بدین منظور یک مدل فرضی از معدن تخریب بلوکی ساخته شد و تأثیر پارامترهای مورد نظر بر روی میزان حجمی خروجی از زیربرش مورد بررسی قرار گرفته است. نتایج به دست آمده تطبیق خوبی با خروجی نمودار علت-اثر ماتریس اندرکنش قابلیت تخریب داشته است.

کلمات کلیدی: شاخص تخریب‌پذیری، پارامترهای مؤثر، منطق فازی، مدل‌سازی عددی

لیست مقالات مستخرج از رساله

✓ مجلات

1. Rafiee, R., Ataei, M., Khalokakaie, R., Jalali, S. M. E., & Sereshki, F. "Determination and Assessment of Parameters Influencing Rock Mass Cavability in Block Caving Mines Using the Probabilistic Rock Engineering System". *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 1-14 (IF: 2.45).
2. Rafiee, R., M. Ataei, and R. KhalooKakaie. "A new cavability index in block caving mines using fuzzy rock engineering system." *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 77 (2015): 68-76 (IF: 1.56).
3. Rafiee, R., Ataei, M., Khalokakaie, R., Jalali, S. M. E., & Sereshki, F., "A fuzzy systems methodology to analyze the importance of parameters influencing cavability of rock mass in block caving mines, accepted for publish (IF: 1.63)
4. Rafiee, R., Khalokakaie, R., Ataei, M., Jalali, S. M. E., & Sereshki, F, "Improvement of Rock Engineering System Coding Using Fuzzy Numbers", accepted for publish (IF: 1.8)
5. Rafiee, R., Khalokakaie, R., Ataei, M., Jalali, S. M. E., & Sereshki, F., "Numerical modeling of influence parameters in cavability of rock mass in block caving mines" *Computers and Geotechnics journal*, Under review

✓ کنفرانسی

رامین رفیعی، محمد عطائی، رضاخالد کاکائی، بررسی عوامل موثر در تخریب پذیری توده سنگ در معادن تخریب بلوکی، اولین کنفرانس بین المللی مهندسی معدن و متالورژی، زنجان، شهریور ۱۳۹۲

رامین رفیعی، محمد عطائی، رضاخالد کاکائی، ارایه شاخصی برای تعیین رفتار توده سنگ با استفاده از سیستم مهندسی سنگ (RES)، همایش ملی زمین شناسی و اکتشاف، دانشگاه شیراز، اسفند ۱۳۹۳

فهرست مطالب

تعهد نامه	ب
چکیده	ز
فهرست مطالب	ی
فهرست شکل ها	ک
فهرست جداول	ف

فصل اول: کلیات

۱-۱- مقدمه	۱
۲-۱- طرح مساله و ضرورت انجام تحقیق	۲
۳-۱- اهداف و روش تحقیق	۴
۴-۱- رویکرد اتخاذ شده و سازماندهی رساله	۵

فصل دوم: روش تخریب بوکی و عوامل مؤثر در تخریب پذیری

۱-۲- مقدمه	۹
۲-۲- روش تخریب بلوکی	۹
۳-۲- پیشینه روش	۱۲
۴-۲- آماده سازی روش تخریب بلوکی	۱۳
۵-۲- سازوکار تخریب	۱۴
۶-۲- قابلیت تخریب	۲۰
۷-۲- عوامل مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ	۲۱

۲۲	 عوامل طبیعی ۱-۷-۲
۲۶	 عوامل القایی ۲-۷-۲
۳۵	 رویکردهای مرسوم در تحلیل قابلیت تخریب توده سنگ ۸-۲
۳۶	 روش‌های تجربی پیش‌بینی قابلیت تخریب ۱-۸-۲
۳۶	 روش کینگ ۱-۱-۸-۲
۳۶	 شاخص قابلیت تخریب ۲-۱-۸-۲
۳۷	 حداقل دهانه ۳-۱-۸-۲
۳۹	 روش‌های نمودار پایداری ۴-۱-۸-۲
۴۷	 روش‌های عددی ۲-۸-۲
۵۶	 مدل‌سازی عددی تخریب ۱-۲-۸-۲
۶۰	 جمع‌بندی ۹-۲

فصل سوم: سیستم‌های مهندسی سنگ

۵۵	 مقدمه ۱-۳
۵۶	 مفهوم سیستم و تفکر سیستمی ۲-۳
۵۷	 رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ (RES) ۳-۳
۵۷	 ماتریس‌های اندرکنش ۱-۳-۳
۵۸	 کدگذاری ماتریس‌های اندرکنش ۲-۳-۳
۶۰	 نمودار علت-اثر ۴-۳-۳
۶۴	 سابقه استفاده از رویکرد RES در کاربردهای مختلف ۴-۳

- ۳-۵- کوشش‌های انجام شده برای بهبود روش RES ۶۵
- ۳-۵-۱- نظریه سیستم‌های خاکستری ۶۶
- ۳-۵-۲- استفاده از شبکه‌های عصبی ۶۶
- ۳-۵-۳- کدگذاری نیمه‌عددی خبره احتمالاتی (PESQ) ۶۸
- ۳-۵-۴- استفاده از نظریه گراف ۶۸
- ۳-۶- جمع‌بندی ۶۹

فصل چهارم: بهبود کدگذاری ماتریس اندرکنش و آرایه شاخص فازی قابلیت تخریب

- ۴-۱- مقدمه ۷۱
- ۴-۲- کدگذاری فازی ماتریس اندرکنش ۷۱
- ۴-۲-۱- کدگذاری ماتریس اندرکنش با استفاده از سیستم‌های فازی ۷۲
- ۴-۲-۱-۱- مرحله فازی‌سازی ۷۳
- ۴-۲-۱-۲- موتور استنتاج ۷۳
- ۴-۲-۱-۳- غیرفازی‌ساز ۷۴
- ۴-۲-۲- کدگذاری ماتریس اندرکنش با استفاده از اعداد فازی ۸۰
- ۴-۳- آرایه شاخص قابلیت تخریب توده سنگ (CI) ۹۳
- ۴-۳-۱- معدن مس پالوبورا ۹۵
- ۴-۳-۱-۱- زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه ۹۶
- ۴-۳-۱-۲- خصوصیات ژئومکانیکی منطقه ۹۶
- ۴-۳-۱-۳- طراحی زیربرش ۹۷

۹۸	 ۴-۱-۳-۴ ارتفاع بلوک
۹۸	 ۵-۱-۳-۴ خردایش
۹۹	 ۲-۳-۴ محاسبه شاخص قابلیت تخریب توده سنگ معدن پالوبورا
۱۰۵	 ۴-۴ مقایسه و اعتبارسنجی مدل
۱۰۶	 ۵-۴ جمع‌بندی و نتیجه‌گیری

فصل پنجم: مدل‌سازی عددی تخریب

۱۰۹	 ۱-۵ مقدمه
۱۰۹	 ۲-۵ نرم‌افزار المان مجزای PFC^{3D}
۱۱۰	 ۱-۲-۵ تنظیم کردن مدل
۱۱۲	 ۳-۵ مدل عددی معدن تخریب بلوکی
۱۱۶	 ۱-۳-۵ تأثیر مقاومت فشاری تک محوره
۱۱۹	 ۲-۳-۵ تأثیر جهت‌داری درزه
۱۲۱	 ۳-۳-۵ تأثیر امتداد یافتگی درزه
۱۲۳	 ۴-۳-۵ تأثیر چگالی درزه
۱۲۸	 ۵-۳-۵ تأثیر تنش‌های محدود کننده
۱۲۸	 ۶-۳-۵ تأثیر شعاع هیدرولیکی (HR)
۱۳۰	 ۷-۳-۵ تأثیر ضریب اصطکاک
۱۳۱	 ۸-۳-۵ بررسی تأثیرگذارترین پارامترها
۱۳۲	 ۴-۵ جمع‌بندی

فصل ششم: نتیجه‌گیری و پیشنهادات

۱-۶- نتیجه‌گیری ۱۳۳

۲-۶- پیشنهادات برای تحقیقات آتی ۱۳۶

فهرست منابع ۱۳۹

پیوست الف ۱۴۹

پیوست ب ۱۵۷

پیوست ج ۱۶۳

فهرست شکل‌ها

فصل اول

شکل ۱-۱- ساختار رساله ۶

فصل دوم

شکل ۱-۲- توزیع معادن تخریب بلوکی در سرتاسر دنیا ۱۰

شکل ۲-۲- نمایی از روش تخریب بلوکی ۱۱

شکل ۳-۲- مدل‌سازی المان مجزای تخریب بلوکی ۱۶

شکل ۴-۲- مدل مفهومی تخریب ۱۷

شکل ۵-۲- مکانیک تخریب و انواع آن ۱۹

شکل ۶-۲- نمودار طراحی معادن تخریب بلوکی ۲۰

شکل ۷-۲- عوامل مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی ۲۲

شکل ۸-۲- نتایج مدل تخریب برای جهت‌داری مختلف درزه ۲۴

شکل ۹-۲- نمودار مفهومی از اثر جهت تنش‌های اصلی بر روی تخریب‌پذیری ۲۵

شکل ۱۰-۲- مدل عددی گسترش تخریب در نسبت‌های مختلف تنش به عمق ۲۶

شکل ۱۱-۲- طرح ایده‌آل از حالت‌های مطلوب و نامطلوب شکل و جهت‌داری زیربرش ۳۰

شکل ۱۲-۲- جهت پیشروی جلوی تخریب نسبت به ساختارهای موجود ۳۰

شکل ۱۳-۲- انواع شکل پیشانی زیربرش نسبت به جهت پیشروی ۳۱

شکل ۱۴-۲- تأثیر شبکه ناپیوستگی بر روی هندسه بلوک‌ها ۳۲

شکل ۱۵-۲- نمودار رابطه بین RQD و شاخص تخریب‌پذیری ۳۷

شکل ۱۶-۲- عرض زیر برش مورد نیاز برای تخریب پیوسته برای زیر برش‌های مستطیل شکل ۳۸

شکل ۱۷-۲- رابطه بین شعاع هیدرولیکی و حداقل دهانه ۳۹

- شکل ۲-۱۸- ساختار کلی روش نمودار پایداری ۳۹
- شکل ۲-۱۹- نمودار تخریب لابسچر ۴۱
- شکل ۲-۲۰- تغییرات نواحی پایداری نمودار تخریب لابسچر در طی سال‌های مختلف ۴۲
- شکل ۲-۲۱- نمودار پایداری اصلی مائتوس ۴۴
- شکل ۲-۲۲- گسترش روش نمودار مائتوس برای کارگاه‌های باز بر اساس رگرسیون منطقی ۴۵
- شکل ۲-۲۳- کانتورهای هم احتمال برای حالت‌های پایدار ۴۶
- شکل ۲-۲۴- کانتورهای هم احتمال برای حالت‌های گسیختگی و گسیختگی اصلی ۴۶
- شکل ۲-۲۵- تاثیر جهت‌داری تنش‌های برجا و زیربرش بر روی گسترش تخریب ۴۹
- شکل ۲-۲۶- روند مدل‌سازی رفتار تخریب با استفاده از مدل دو بعدی تفاضل محدود ۵۱
- شکل ۲-۲۷- تعیین فاکتور گسترش تخریب در معدن نارس پارک ۵۲
- شکل ۲-۲۸- مدل‌سازی بزرگ مقایس با استفاده از مدل سه بعدی المان مجزا در نرم‌افزار PFC^{3D} ۵۳
- برای تحلیل تخریب و نشست ۵۳
- شکل ۲-۲۹- روندنمای شبیه‌سازی تخریب در مدل‌سازی سه بعدی در محیط پیوسته ۵۴
- شکل ۲-۳۰- نمونه‌ای از شبیه‌سازی معدن تخریب بلوکی با نرم‌افزار ABAQUS ۵۵
- شکل ۲-۳۱- شبیه‌سازی گسترش تخریب با استفاده از روش ترکیبی ۵۶
- شکل ۲-۳۲- روندنمای مدل‌سازی قابلیت تخریب توده سنگ ۵۸

فصل سوم

- شکل ۳-۱- مفهوم تفکر سیستمی ۵۷
- شکل ۳-۲- مفهوم ساختار رویکرد سیستم‌ها ۵۷
- شکل ۳-۳- مفهوم ماتریس اندرکنش برای سیستمی شامل دو پارامتر A و B ۵۸
- شکل ۳-۴- ماتریس اندرکنش ۳×۳ برای پارامترهای مکانیک سنگی ۵۹
- شکل ۳-۵- روش‌های کدگذاری ماتریس اندرکنش ۶۰

- شکل ۳-۶- نحوه شکل‌گیری محورهای علت و اثر در ماتریس اندرکنش ۶۱
- شکل ۳-۷- نمودار (C-E) تعمیم داده شده به N پارامتر ۶۲
- شکل ۳-۸- نمودار علت- اثر برای یک ماتریس 4×4 ۶۳
- شکل ۳-۹- مفهوم تسلط و شدت اندرکنش پارامتر ۶۳
- شکل ۳-۱۰- روندنمای الگوریتم بهینه‌سازی شبکه عصبی ۶۷
- شکل ۳-۱۱- شبکه مکانیزم‌های میان چند پارامتر در مدل تمام مرتبط ۶۹

فصل چهارم

- شکل ۴-۱- ساختار اصلی سیستم فازی ۷۳
- شکل ۴-۲- مجموعه فازی برای هر ورودی سیستم فازی ۷۶
- شکل ۴-۳- خروجی سیستم فازی ۷۷
- شکل ۴-۴- سیستم فازی با ۵ ورودی، ۳۲ قانون و یک خروجی ۷۸
- شکل ۴-۵- پایگاه قوانین فازی فعال شده برای یکی از پارامترها ۷۹
- شکل ۴-۶- ماتریس اندرکنش فازی برای عوامل مؤثر در تخریب‌پذیری در معادن تخریب بلوکی ۷۹
- شکل ۴-۷- تفاوت عدد فازی ۳ و عدد غیرفازی ۳ ۸۱
- شکل ۴-۸- مثالی از جمع و تفریق دو عدد فازی ۸۴
- شکل ۴-۹- مثالی از روش غیرفازی‌سازی مرکز ثقل ۸۴
- شکل ۴-۱۰- پنج مجموعه فازی تعریف شده برای بیان اندرکنش بین پارامترها ۸۵
- شکل ۴-۱۱- مجموعه‌های فازی وزن دار شده با توجه به نظر کارشناسان در مورد تأثیر پارامتر P_1 بر روی P_2 ۸۶
- شکل ۴-۱۲- عدد فازی محاسبه شده برای بیان اندرکنش پارامتر P_1 بر روی P_2 ۸۶

- شکل ۴-۱۳- ماتریس اندرکنش فازی پارامترهای مؤثر در تخریب توده سنگ ۸۷
- شکل ۴-۱۴- مقادیر فازی علت و اثر پارامترها ۸۹
- شکل ۴-۱۵- مقادیر فازی علت و اثر پارامتر P_7 ۹۰
- شکل ۴-۱۶- مقادیر فازی علت و اثر پارامتر P_{11} ۹۰
- شکل ۴-۱۷- مقادیر فازی علت و اثر پارامتر P_{13} ۹۰
- شکل ۴-۱۸- برش α مجموع فازی علت و اثر برای هر پارامتر ۹۱
- شکل ۴-۱۹- برش α تفاضل فازی علت و اثر برای هر پارامتر ۹۱
- شکل ۴-۲۰- نمودار علت و اثر مقادیر غیرفازی پارامترها برای مسئله قابلیت تخریب در معادن تخریب بلوکی ۹۲
- شکل ۴-۲۱- نمایی از بخش روباز و زیرزمینی معدن پالوبورا ۹۵
- شکل ۴-۲۲- مقطعی از زیربرش پیشرو در معدن پالوبورا ۹۸
- شکل ۴-۲۳- عدد فازی مربوط به مجموع تمامی $\bar{C}_i + \bar{E}_i$ ها ۹۹
- شکل ۴-۲۴- عدد فازی مربوط به معکوس حاصل از جمع تمامی $\bar{C}_i + \bar{E}_i$ ها ۱۰۰
- شکل ۴-۲۵- مقادیر فازی و غیر فازی وزن تأثیر پارامترهای P_1, P_4 و P_9 ۱۰۱
- شکل ۴-۲۶- هیستوگرام ضریب وزنی هر پارامترها با استفاده از برش α ۱۰۲
- شکل ۴-۲۷- مقادیر فازی و غیرفازی شاخص تخریب‌پذیری برای سه پهنه در معدن پالوبورا ۱۰۴
- شکل ۴-۲۸- طبقه‌بندی حالت‌های مختلف شاخص تخریب‌پذیری ۱۰۵
- شکل ۴-۲۹- وضعیت تخریب‌پذیری سه پهنه معدن پالوبورا بر روی نمودار تخریب لابسچر ۱۰۶

فصل پنجم

- شکل ۵-۱- روندنمای حل مسئله در نرم‌افزار PFC^{3D} ۱۱۱
- شکل ۵-۲- شبیه‌سازی آزمایش مقاومت فشاری تک محوره در نرم‌افزار PFC^{3D} ۱۱۲
- شکل ۵-۳- شبیه‌سازی آزمایش سه محوره در نرم‌افزار PFC^{3D} ۱۱۲

- شکل ۵-۴- مدل مکعبی به عنوان بلوک ماده معدنی با ابعاد $160 \times 160 \times 160$ ۱۱۳
- شکل ۵-۵- تاریخچه تغییرات نیروی‌های نامتعادل ۱۱۴
- شکل ۵-۶- تاریخچه تغییرات سرعت توپ شماره ۲۱۱۶۷ در راستای محور Z ۱۱۴
- شکل ۵-۷- موقعیت دایره‌های اندازه‌گیری در مدل ساخته شده ۱۱۵
- شکل ۵-۸- نمونه‌ای از مدل ترکیبی ساخته شده ۱۱۶
- شکل ۵-۹- مراحل استخراج زیربرش از نمای بالا ۱۱۷
- شکل ۵-۱۰- مقدار کان‌سنگ خارج شده برای مقاومت ۱۵ مگاپاسکال ۱۱۸
- شکل ۵-۱۱- مقدار کان‌سنگ خارج شده برای مقاومت ۳۰ مگاپاسکال ۱۱۸
- شکل ۵-۱۲- مقدار کان‌سنگ خارج شده برای مقاومت ۶۰ مگاپاسکال ۱۱۸
- شکل ۵-۱۳- مقادیر جابجایی توپ‌ها در ارتفاع‌های مختلف از زیربرش ۱۱۹
- شکل ۵-۱۴- تشکیل سقف پایدار در مدل بدون دسته درزه ۱۲۰
- شکل ۵-۱۵- مقدار کان‌سنگ خارج شده برای جهت‌داری‌های مختلف ۱۲۰
- شکل ۵-۱۶- مقادیر جابه‌جایی کان‌سنگ: الف- دسته درزه عمودی؛ ب- دسته درزه افقی؛ ج- دو دسته درزه افقی و عمودی ۱۲۲
- شکل ۵-۱۷- مقدار کان‌سنگ خارج شده برای امتدادهای مختلف ۱۲۳
- شکل ۵-۱۸- مدل‌های DFN ساخته شده با مقادیر مختلف P_{32} ۱۲۴
- شکل ۵-۱۹- مقدار کان‌سنگ خارج شده برای چگالی‌های مختلف درزه ۱۲۵
- شکل ۵-۲۰- وضعیت خردایش در شروع تخریب در مدلی با چگالی کم ۱۲۶
- شکل ۵-۲۱- وضعیت نوارهای تماس در هنگام تخریب در مدلی با چگالی کم ۱۲۶
- شکل ۵-۲۲- توسعه درزه و شکاف در هنگام تخریب در مدلی با چگالی کم ۱۲۶
- شکل ۵-۲۳- وضعیت خردایش در شروع تخریب در مدلی با چگالی زیاد ۱۲۷
- شکل ۵-۲۴- وضعیت نوارهای تماس در هنگام تخریب در مدلی با چگالی زیاد ۱۲۷

- شکل ۵-۲۵- توسعه درزه و شکاف در هنگام تخریب در مدلی با چگالی زیاد..... ۱۲۷
- شکل ۵-۲۶- مقادیر نهایی کان‌سنگ خارج شده در هر مرحله از افزایش تنش‌های محدود کننده..... ۱۲۹
- شکل ۵-۲۷- مقدار کان‌سنگ خارج شده برای سه شعاع هیدرولیکی ۱۲۹
- شکل ۵-۲۸- مقدار کان‌سنگ خارج شده برای ضریب اصطکاک‌های مختلف ۱۳۰
- شکل ۵-۲۹- میزان تأثیر پارامترهای UCS، زاویه اصطکاک، تنش برجا و جهت‌داری درزه بر مقدار کان‌سنگ خارج شده ۱۳۱
- شکل ۵-۳۰- میزان تأثیر پارامترهای امتداد درزه، چگالی درزه و شعاع هیدرولیکی بر مقدار کان‌سنگ خارج شده ۱۳۱

فهرست جداول

فصل دوم

- جدول ۱-۲- مقادیر ارتفاع بلوک در معادن مختلف ۲۷
- جدول ۲-۲- اندازه خردایش سنگ و تأثیرات بالقوه آن ۳۳
- جدول ۳-۲- خلاصه‌ای از تعداد کلاس‌های پایداری مطالعات موردی سال‌های مختلف ۴۲
- جدول ۴-۲- روش‌های تجربی پیش‌بینی تخریب‌پذیری و معایب آن‌ها ۴۷
- جدول ۵-۲- خلاصه‌ای از مدل‌سازی عددی انجام شده در زمینه تخریب‌پذیری ۵۹

فصل سوم

- جدول ۱-۳- سابقه استفاده از رویکرد سیستم مهندس سنگ در کاربردهای مختلف ۶۴

فصل چهارم

- جدول ۱-۴- طبقه‌بندی پارامترهای سیستم قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی ۹۴
- جدول ۲-۴- خصوصیات مقاومتی کان‌سنگ در معدن پالوبورا ۹۶
- جدول ۳-۴- مقادیر RMR و MRMR برای تشکیلات کربناتیته نفوذی ۹۷
- جدول ۴-۴- وزن‌های غیرفازی شده تأثیر پارامترهای سیستم قابلیت تخریب توده سنگ ۱۰۲
- جدول ۵-۴- مقادیر غیرفازی شاخص تخریب‌پذیری برای پهنه‌های مختلف در معدن پالوبورا ۱۰۵

فصل پنجم

- جدول ۱-۵- خصوصیات مقاومتی مدل‌های ساخته شده ۱۱۷
- جدول ۲-۵- مقادیر کان‌سنگ خارج شده در هر مرحله از حفر زیربرش ۱۲۰
- جدول ۳-۵- مقادیر کان‌سنگ خارج شده در امتدادهای مختلف دسته درزه‌ها ۱۲۱
- جدول ۴-۵- مقادیر کان‌سنگ خارج شده در چگالی درزه مختلف ۱۲۵
- جدول ۵-۵- مقادیر کان‌سنگ خارج شده در هر مرحله افزایش تنش‌های محدود کننده ۱۲۸

جدول ۵-۶- مقادیر کان‌سنگ خارج شده در شعاع هیدرولیکی مختلف ۱۲۹

جدول ۵-۷- مقادیر کان‌سنگ خارج شده برای ضریب اصطکاک‌های مختلف ۱۳۰

فصل اول: کلیات

۱-۱- مقدمه

در معدن کاری زیرزمینی روش های تخریبی به روش هایی گفته می شود که در آن ها فضاهای استخراجی به گونه ای طراحی می شوند که سنگ های مرتبط با آن ها ریزش کنند. در این روش ها ماده معدنی، سنگ های فراگیر و یا هر دو، همزمان و همراه با استخراج تخریب می شوند. روش تخریب توده ای به علت حداقل بودن هزینه های نگهداری و استخراج، از روش های زیرزمینی با کمترین هزینه است (Butcher, 2002).

روش تخریب بلوکی برای استخراج کانسارهایی عمیق و با عیار پایین به عنوان یک روش زیرزمینی با هزینه کم مورد توجه قرار گرفته است (Kendorski, 1978). این کانسارها برای معدن کاری روباز، بسیار عمیق هستند و به دلیل پایین بودن عیار از نظر اقتصادی برای استفاده از روش های پر هزینه زیرزمینی نیز مناسب نیستند. روش تخریب بلوکی در ابتدا برای کانسارهای ضعیف و دارای ناپیوستگی که قابلیت تخریب خوبی داشتند، استفاده می شد ولی در سال های اخیر برای کانسارهای توده ای مقاوم تر و پیوسته نیز گسترش پیدا کرده است. اهمیت و اعتبار روش های تخمین قابلیت تخریب به طور فزاینده ای در این روش به خصوص در مورد کانسارهایی با مقاومت بیشتر رو به افزایش است (Mawdesley, 2002). این روش قابلیت کاربرد در محدوده وسیعی از توده سنگ را دارا است.

روش تخریب بلوکی نسبت به سایر روش‌های معدن‌کاری زیرزمینی احتیاج به آماده‌سازی بیشتری دارد. از اینرو هزینه اولیه سرمایه‌گذاری این روش بسیار بالا است و جزء روش‌های بدون انعطاف‌پذیری محسوب می‌شود. تخریب‌پذیری توده سنگ، شروع و پیوسته بودن تخریب و میزان بهره‌وری اولیه، عملکرد اقتصادی یک فرایند معدن‌کاری تخریبی را تحت تأثیر قرار می‌دهد (Hustrulid and Bullock, 2001). توانایی پیش‌بینی قابل اطمینان از قابلیت تخریب توده سنگ یکی از پایه‌های موفقیت روش تخریب بلوکی است. اهمیت این موضوع با توجه به منابع قابل توجه در استفاده از روش‌های تخریب در توده سنگ‌هایی با مقاومت بیشتر در حال افزایش است. در صورتی که قابلیت تخریب کان‌سنگ به درستی بررسی و ارزیابی نشود، در نتیجه اقداماتی با هزینه‌های بالا و وقت‌گیر برای شروع یا حفظ تخریب نیاز است (Van As and Jeffrey, 2000).

یک تخمین قابل اطمینان از قابلیت تخریب توده سنگ احتیاج به شناسایی عوامل مؤثر در شروع و گسترش تخریب و خصوصیات دقیق تنش‌های برجای توده سنگ دارد. علاقه صنعت کنونی و یافته‌های پژوهشی بر روی بهبود اطمینان از پیش‌بینی قابلیت تخریب تمرکز پیدا کرده است و پیش از دو دهه گذشته چندین روش تجربی و عددی برای بررسی و پیش‌بینی قابلیت تخریب توده سنگ ارائه شده‌اند. در بیشتر این روش‌ها به اندازه کافی به عوامل مؤثر در قابلیت تخریب در سنگ پرداخته نشده است (Srikant et al., 2007).

۱-۲- طرح مساله و ضرورت انجام تحقیق

با توجه به اینکه تقاضای جهانی برای مواد معدنی هر ۲۰ سال دو برابر می‌شود و به دلیل برداشت مواد معدنی از کانی‌زایی‌های پر عیار سطحی، عیار ذخایر در معادن بزرگ و مهم در حال کاهش است. لذا چالش بزرگ جهان در قرن حاضر کمبود مواد معدنی است (www.imidro.gov.ir). از اینرو استفاده از تمام ظرفیت‌های موجود در استخراج مواد معدنی ضروری به نظر می‌رسد. با توجه به کم عیار بودن

عمده کانسارهای موجود و واقع شدن در عمق، روش‌های زیرزمینی تخریبی توسعه روز افزونی پیدا کرده‌اند.

با عنایت به اهمیت مقوله صادرات و همچنین قوانین پنج ساله توسعه کشور که مطابق آن بر افزایش صادرات غیرنفتی تاکید شده است، صنایع معدنی می‌توانند نقش ویژه‌ای در این امر داشته باشند. شرکت ملی صنایع مس ایران با صادرات بیش از دو میلیارد دلار در سال ۱۳۹۳ به عنوان بزرگترین صادرکننده غیرنفتی (نفت و گاز و پتروشیمی) در کشور قلمداد می‌شود که در حدود ۱۰٪ از کل صادرات غیرنفتی کشور را بر عهده دارد. به نظر می‌رسد صنعت مس می‌تواند نقش بسیار مهم‌تری در افزایش صادرات غیرنفتی کشور ایفا نماید. برای نمونه، در برنامه پنجم توسعه میزان تولید کاتد مس کشور سالانه ۲۰۰ هزار تن گزارش شده که قرار است با اجرای ۱۷ طرح، این ظرفیت تا سال ۱۳۹۷ به رقم ۴۰۰ هزار تن برسد (www.nicico.com). در نتیجه استفاده از تمام امکانات برای استخراج ذخایر موجود در کشور ضروری به نظر می‌رسد. در جهت نیل به اهداف توسعه پنجم و با توجه به اینکه اکثر ذخایر مس موجود در کشور از نوع پروفیری است و به علت پایین بودن عیار ذخایر مس پروفیری در میان روش‌های استخراج زیرزمینی، روش‌های تخریبی به علت هزینه‌های کمتر، بیشتر مورد توجه هستند. عامل اصلی و تعیین کننده هم از لحاظ فنی و هم از نظر اقتصادی، داشتن برآورد درستی از تخریب‌پذیری و خردشدگی مناسب کانسار است.

قابلیت تخریب نه تنها از نظر قابلیت معدن کاری، بلکه از نظر تأثیر در هزینه‌های آتش کاری، بارگیری، حمل و نقل و سنگ شکنی نیز پارامتری تعیین کننده و تأثیرگذار است. مشکلات مرتبط با تخریب‌پذیری نامناسب می‌تواند منجر به هزینه و زمان اضافی برای استخراج و گاهی باعث ترقیق ماده معدنی استخراج شده و افزایش هزینه‌های فرآوری و حتی از دست دادن کل یا بخشی از ماده معدنی موجود در بلوک شود. از اینرو بررسی قابلیت تخریب توده سنگ در روش‌های تخریبی امری ضروری به نظر می‌رسد.

۱-۳- اهداف و روش تحقیق

هدف اصلی این تحقیق تعیین شاخصی برای پیش‌بینی پتانسیل تخریب‌پذیری توده سنگ در معادن تخریب بلوکی است. پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ از تعدد بالایی برخوردارند که در روش‌های مرسوم در پیش‌بینی تخریب‌پذیری توده سنگ لحاظ نشده‌اند، لذا این روش‌ها در بیشتر مواقع قادر به ارزیابی و پیش‌بینی درست قابلیت تخریب در معادن تخریب بلوکی نمی‌باشند. از طرفی اندرکنش میان پارامترها نیز تأثیر بسیار مهمی در قابلیت تخریب توده سنگ دارند، که آن‌ها نیز در روش‌های مرسوم در نظر گرفته نمی‌شوند. لذا یک کاربرد کامل از یک سیستم شناخته شده به نام ماتریس اندرکنش برای فایق آمدن بر این مشکلات ضروری به نظر می‌رسد. در مقایسه با این روش‌ها، روش‌های سیستمی نه تنها می‌توانند مسئله را به طور کلی با در نظر گرفتن لیست کاملی از عوامل تأثیرگذار حل کنند بلکه می‌توانند تأثیر هر پارامتر بر پارامترهای دیگر را نیز در نظر بگیرند.

در این رساله ابتدا مهمترین عامل‌های تأثیرگذار بر قابلیت تخریب توده سنگ تعیین و سپس اثرگذاری و اثرپذیری متقابل هر جفت از فاکتورها به منظور وزن دهی به پارامترها بر اساس درجه اندرکنش هر عامل در سیستم، تحلیل و ماتریس اندرکنش پارامترها تشکیل می‌شود.

از آنجایی که در بیشتر رویکردهای استفاده از سیستم مهندسی سنگ، از روش کدگذاری سنتی (مرسوم) برای کدگذاری ماتریس اندرکنش استفاده می‌شود که تنها قادر است اندرکنش میان پارامترهای سیستم را در طبقات مختلف رتبه‌بندی نماید. این روش کدگذاری به هیچ وجه قادر به تشریح صحیح سازوکارهای اثرات متقابل نبوده و جنبه کاملاً ذهنی دارد، به طوری که در صورت کدگذاری توسط افراد مختلف، نتایج متفاوتی در خروجی مشاهده خواهد شد. لذا در این رساله برای غلبه بر این مشکل، روش کدگذاری ماتریس اندرکنش با استفاده از منطق فازی بهبود یافته است. در این رساله تلاش بر این خواهد بود که در کنار بهبودهایی بر رویکرد متداول سیستم مهندسی سنگ، شاخصی برای پیش‌بینی پتانسیل تخریب‌پذیری توده سنگ در معادن تخریب بلوکی ارائه شود.

یکی دیگر از اهدافی که در این رساله دنبال شده است، مدل سازی عددی تخریب توده سنگ با استفاده از نرم افزار PFC^{3D} ¹ است. در جهت تحقق این هدف یک مدل فرضی از معدن تخریب بلوکی ساخته شد و تأثیر پارامترهای مؤثر در تخریب پذیری مورد بررسی قرار می گیرد. به طور کلی اهداف مورد نظر در این رساله عبارتند از:

- بهبود کدگذاری ماتریس اندرکنش و ارایه سیستم فازی مهندسی سنگ (FRES)
- زون بندی مناطق قابل کار از دیدگاه تخریب پذیری
- تعیین ابعاد مناسب زیربرش ها
- شناخت کامل ماهیت رفتاری کانسار در خصوص تخریب پذیری و ارایه شاخص فازی قابلیت تخریب
- تعیین موثرترین پارامترها بر روی قابلیت تخریب توده سنگ

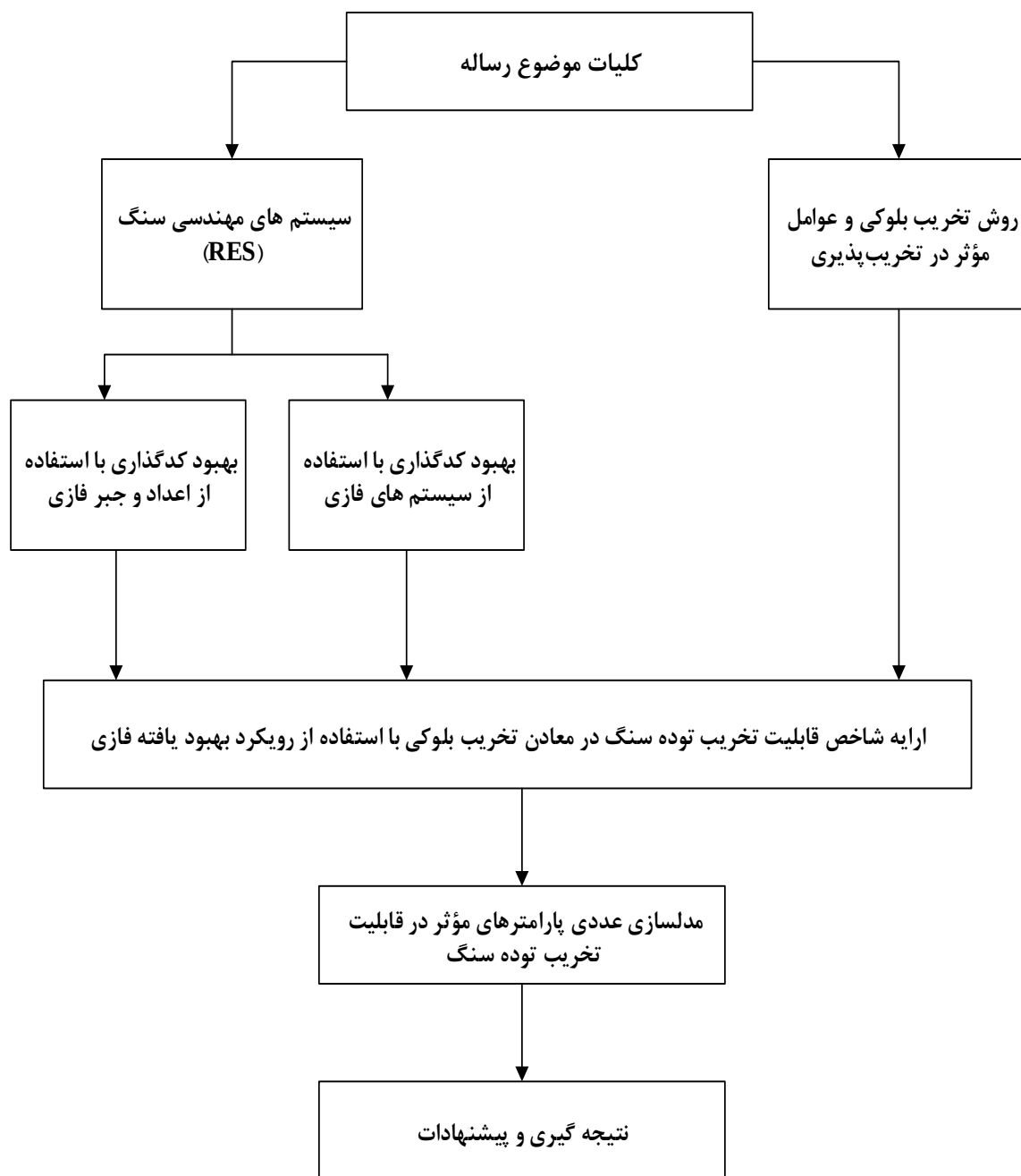
۴-۱- رویکرد اتخاذ شده و سازمان دهی رساله

با توجه به مباحث مطرح شده در بخش های پیشین و با در نظر گرفتن اهداف متصور از تحقیق حاضر، این رساله در ۶ فصل به شرح زیر تدوین شده است. شکل ۱-۲ ساختار رساله را به صورت فصل های سازماندهی شده نشان می دهد.

در **فصل اول**، کلیات موضوع رساله مورد بررسی قرار گرفته است.

در **فصل دوم** به تشریح روش تخریب بلوکی، روش های اجرای این روش و سازوکار تخریب و انواع آن پرداخته شده است. در ادامه این فصل قابلیت تخریب توده سنگ، روش های پیش بینی تخریب پذیری و مزایا، معایب و محدودیت های این روش ها مورد بررسی قرار گرفته است.

¹ Particle Flow Code



شکل ۱-۱- ساختار رساله

در **فصل سوم**، ابتدا به اصول کلی رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ پرداخته شده و سپس سابقه استفاده از این رویکرد از نقطه نظر بهبودهای صورت گرفته و نیز استفاده از آن در علوم مختلف بررسی می‌شود.

در **فصل چهارم**، در ابتدا با استفاده از منطق فازی کدگذاری ماتریس اندرکنش بهبود داده می‌شود. با استفاده از منطق فازی عدم قطعیت‌های موجود در پارامترها و اندرکنش میان آن‌ها وارد کدگذاری

شده و در نتیجه کدگذاری ماتریس اندرکنش از حالت قطعی خارج می‌شود. برای بهبود کدگذاری از دو روش سیستم‌های فازی و اعداد و جبر فازی استفاده شده است که در فصل چهارم به تفصیل توضیح داده خواهد شد. در ادامه با استفاده از ماتریس اندرکنش فازی محاسبه شده شاخص تخریب‌پذیری توده سنگ در معادن تخریب بلوکی ارایه می‌شود و در معدن مورد مطالعه پیاده‌سازی می‌شود.

در **فصل پنجم**، مدل‌سازی عددی تخریب بلوکی در نرم‌افزار PFC^{3D} انجام می‌شود. در این فصل یک مدل فرضی از یک معدن تخریب بلوکی ساخته می‌شود و تأثیر پارامترهای مؤثر در تخریب‌پذیری بر روی میزان کان‌سنگ خروجی از زیربرش مورد بررسی قرار می‌گیرد.

نهایتاً در **فصل ششم** به جمع‌بندی مطالب رساله و مروری بر نتایج حاصله پرداخته می‌شود. در این فصل پیشنهادهایی نیز برای تحقیقات آتی ارایه شده است.

فصل دوم: روش تخریب بلوکی و عوامل موثر در تخریب پذیری

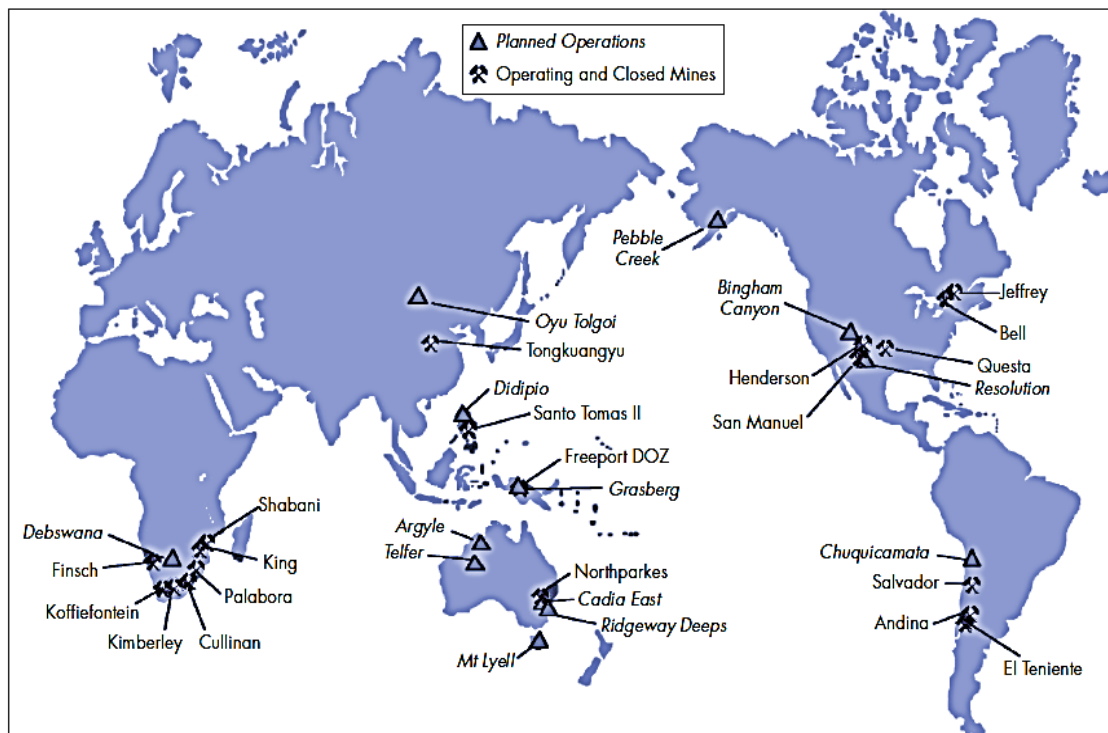
۲-۱- مقدمه

این فصل به منظور مروری بر کلیات روش تخریب بلوکی و نیز سازوکار تخریب ارایه می‌شود. همچنین عوامل مؤثر در تخریب پذیری توده سنگ در معادن تخریب بلوکی و رویکردهای کلی در زمینه بررسی تخریب پذیری به طور خلاصه مورد بحث قرار گرفته و مزایا و محدودیت‌های روش‌های مختلف مورد بررسی قرار گرفته است.

۲-۲- روش تخریب بلوکی

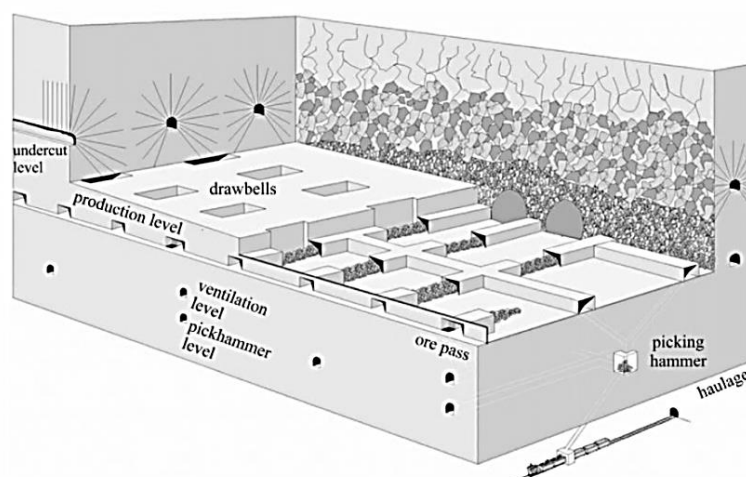
روش بزرگ مقیاس تخریب بلوکی یکی از روش‌های استخراج زیرزمینی است که توان رسیدن به سطح تولید معادن سطحی و هزینه‌هایی برابر هزینه‌های معدن کاری سطحی را دارد و برای توده‌های بزرگ کان‌سنگ به کار می‌رود. بر خلاف روش تخریب در طبقات فرعی در این روش هم کان‌سنگ و هم باطله هر دو تخریب می‌شوند، لذا کان‌سنگ و باطله باید قابلیت تخریب داشته باشند (Julin, 1974).

روش تخریب بلوکی یک روش آمریکایی است که پس از جنگ جهانی اول به منظور استخراج کانسارهای مس پروفیری کم عیار توده‌ای جنوب غربی آمریکا توسعه و تکمیل شد و به سرعت در خارج از آمریکا گسترش یافت و در حال حاضر در چندین کشور و برای بیشتر کان‌سنگ‌ها به کار می‌رود. در شکل ۱-۲ موقعیت مکانی معادن تخریب بلوکی در کشورهای مختلف جهان نشان داده شده است.



شکل ۲-۱- توزیع معادن تخریب بلوکی در سرتاسر دنیا (Darling, 2011)

در روش تخریب بلوکی، ماده معدنی از زیر بریده می‌شود تا تخریب سقف به طور طبیعی انجام شود. وقتی ماده معدنی استخراجی از زیر استخراج می‌شود، تخریب به طرف بالا ادامه پیدا می‌کند. بدین منظور ماده معدنی، به صورت بلوک‌هایی با سطح افقی بیش از ۱۰۰۰ متر مربع جدا شده و سپس برای وادار کردن بلوک‌ها به تخریب، در زیر بلوک‌ها برشی ایجاد می‌شود تا این امکان فراهم شود که کان‌سنگ شکسته شده و خرد شده، تحت نیروی وزن خود به سمت پایین سقوط کند. به محض این که زیربرش با سطح مقطع بحرانی تکمیل شد، عمل تخریب در بلوک شروع می‌شود. پس از شروع تخریب، تنظیم تخریب، تولید و کنترل تخلیه از اهمیت به سزایی برخوردار هستند (عطائی، ۱۳۸۶). در شکل ۲-۲ نمایی از این روش نشان داده شده است.



شکل ۲-۲- نمایی از روش تخریب بلوکی (Hamrin, 2001)

با توجه به نوع توده سنگ و ابعاد کانسار سه نوع روش تخریب بلوکی وجود دارد که عبارتند از:

➤ تخریب با الگوی شطرنجی^۱

➤ تخریب پهنه‌ای^۲

➤ تخریب توده‌ای^۳

در روش تخریب با الگوی شطرنجی کانسنگ به تعداد زیادی بلوک‌های مستطیل یا مربعی شکل با ابعاد افقی نسبتاً کوچک تقسیم می‌شود. الگوی شطرنجی استخراج برای تخریب بلوکی همراه با استخراج متناوب مورد استفاده قرار می‌گیرد (Julin, 1974). ابعاد بلوک‌های معدنی برای جلوگیری از ایجاد تنش‌های شدید در تراز استخراج، محدود در نظر گرفته می‌شوند (Julin and Tobie, 1974). به همین دلیل این سیستم از تخریب بلوکی برای توده سنگ‌های ضعیف و پر از درزه و شکاف مورد استفاده قرار می‌گیرد که نیاز به سطح زیربرش کمتری دارد.

در روش تخریب پهنه‌ای کانسنگ به پهنه‌های بزرگ تقسیم می‌شود که ممکن است دارای پایه‌های بینابینی باشد. پهنه‌ها به صورت تکی، ولی در یک روند متوالی و پیوسته تخریب می‌شوند (Julin,)

¹ Checkerboard Pattern Caving

² Panel Caving

³ Mass Caving

(1974). در این روش زیربرش ایجاد شده از انتهای پهنه به سمت دیگر آن عقب نشینی می‌کند و نرخ جریان مواد با ثابت نگهداشتن شیب مرز باطله-کان‌سنگ که در طول پهنه در اثر عقب نشینی زیربرش گسترش پیدا می‌کند، کنترل می‌شود. این روش زمانی که ناپیوستگی‌ها دارای الگوی پراکنده، کان‌سنگ مقاوم‌تر و گسترش بلوک از یک جهت محدود باشد مورد استفاده قرار می‌گیرد (Mawdesley, 2002).

در سیستم تخریب توده‌ای کان‌سنگ به پهنه‌ها یا بلوک‌ها تقسیم نمی‌شود. زیربرش معمولاً از یک طرف کان‌سنگ به سمت دیگر آن عقب نشینی می‌کند. ابعاد افقی تخریب، بزرگ هستند و جبهه‌کار تخریب به آرامی استخراج می‌شود (Julin, 1974). کل سطح فعال تخریب در این روش با گسترش موازی کانسار، میزان تولید مورد نظر و میزان تنش‌های برجا مشخص می‌شود. روش تخریب توده‌ای برای کان‌سنگ‌های توده‌ای همراه با فاصله‌داری زیاد ناپیوستگی‌ها مناسب است. در این حالت برای تخریب اولیه و پیوسته در توده‌های مقاوم به زیربرش‌های بزرگتری احتیاج است (Mawdesley, 2002). اکثر روش‌های تخریب بلوکی در طرح‌بندی زیربرش، روش زیربرش و روش تخلیه با هم تفاوت دارند (Pillar, 1981).

۲-۳- پیشینه روش

معادن تخریب بلوکی برای شرایطی که کان‌سنگ معدنی ضعیف و قابلیت شکسته شدن بالایی داشته باشد، توسعه داده شده است. کارایی روش تخریب بلوکی به میزان بسیار زیادی وابسته به قابلیت تخریب و خصوصیات جداشدگی توده سنگ وابسته است. میزان قابلیت تخریب توده سنگ تابعی از مقاومت توده سنگ، تنش‌های برشی و کششی و تنش‌های القایی است (Bucky, 1956).

در روش تخریب بلوکی زمانی که زیربرش با ابعاد بهینه در زیر کان‌سنگ ایجاد شود، کاهش هزینه‌های تولید به میزان تخریب‌پذیری کان‌سنگ بستگی دارد. توانایی پیش‌بینی ابعاد زیربرش ایجاد شده برای شروع و گسترش تخریب در کان‌سنگ از مهمترین عوامل موفقیت روش تخریب بلوکی است (McMahon and Kendrick, 1969).

عملیات تخریب در روش‌های تخریبی در ایجاد زیربنای اولیه برای شروع تولید، احتیاج به آماده‌سازی بیشتری نسبت به سایر روش‌های معدن‌کاری دارند (Gertsch and Bullock, 1998). در نتیجه عملیات ایجاد بلوک‌ها و پهنه‌های استخراج در روش‌های تخریبی دارای هزینه اولیه بسیار زیادی نسبت به سایر روش‌های معدن‌کاری زیرزمینی است. با توجه به هزینه‌های اولیه بالای این روش، اطمینان از شرایط عملیاتی که تخریب توده سنگ در آن صورت گیرد و همچنین پیش‌بینی مناسب خردایش و نرخ پیشروی مورد نیاز، یک برنامه بلند مدت تولید را طلب می‌کند. در طول فرآیند گسترش تخریب در توده سنگ‌هایی با مقاومت بیشتر یا ذخایری با محدودیت‌های استخراجی از نظر نشست سطحی، تخمین ابعاد زیربرش برای رسیدن به تخریب پیوسته یک عامل بحرانی است. در توده سنگ‌هایی با مقاومت زیاد، ابعاد زیربرش برای رسیدن به تخریب پیوسته ممکن است به طور قابل توجهی بزرگ‌تر از آنچه در عملیات قبلی استفاده می‌شد، باشد (Mawdesley, 2002).

۴-۲- آماده‌سازی روش تخریب بلوکی

در این روش استخراج، مشکل‌ترین کار مرحله آماده‌سازی معدن است که مدت زمان زیادی طول می‌کشد. آماده‌سازی ماده معدنی در این روش برای تخریب، به ترتیب زیر انجام می‌شود (عطائی، ۱۳۸۶):

- ۱- حفر راهروی باربری اصلی در زیر محدوده‌ای که باید تخریب شود.
- ۲- احداث دویل‌هایی از تراز باربری به تراز گریزلی^۱.
- ۳- احداث دهانه‌های تخلیه مواد از تراز زیربرش.
- ۴- آتش‌کاری دهانه‌های تخلیه به طوری که به یکدیگر متصل شوند و بدین ترتیب سطح زیر توده کان‌سنگ به طور کامل بریده می‌شود. پس از زیربری به تدریج شکاف‌هایی در کان‌سنگ ایجاد می‌شود. فشاری که در اثر وزن توده به وجود می‌آید، توده کان‌سنگ را چنان خرد می‌کند که می‌توان آن را از دهانه تخلیه خارج نمود.

¹ Grizzly Level

۵- هم‌زمان با این عملیات، توده‌ی کان‌سنگ با حفر دویل‌هایی در اطراف دیواره‌ها، شکافته شده و از دیواره‌ها جدا می‌شوند. در طول دیواره‌ها، راهروهای جدا کننده‌ای حفر می‌شود و با آتش‌کاری به روش چال‌های بادبزی، یک شکاف ایجاد می‌شود.

۶- موقعی که تخریب شروع شد، ماده معدنی بیرون کشیده می‌شود و در صورت لزوم می‌توان برای کمک به تخریب توده در سطح گریزلی، خردایش ثانویه را انجام داد. برای شروع تخریب ممکن است با استفاده از حفر چال‌هایی شعاعی در قسمت‌های پایین توده و آتش‌کاری آن‌ها تخریب اجباری انجام داد، اما وقتی تخریب شروع شد، باید خودبه‌خود ادامه پیدا کند. در جریان تخریب به ویژه اگر استحکام یکنواخت باشد، ماده معدنی خرد خواهد شد.

خطرات اصلی در استخراج با تخریب بلوکی، به هنگام ایجاد زیربرش اتفاق می‌افتد. در این زمان هدف ایجاد ناپایداری است، اما در همان حال، کارگران باید در زیر توده سنگ کار کنند. در این مرحله بایستی وسیله نگهداری موقت مناسبی نصب شود و قبل از این که انفجاری در سطوح پایین انجام شود، برای تخریب اجباری چال‌زنی انجام شود.

۲-۵- سازوکار تخریب

هر توده سنگی بدون نگهداری در صورتی که زیربرش آن به اندازه کافی بزرگ باشد، تخریب خواهد شد. تخریب در نتیجه تأثیر دو عامل اصلی نیروی جاذبه و تنش‌های القایی در تاج زیربرش یا فضای پشت تخریب^۱ اتفاق می‌افتد، که به رابطه بین تنش‌های القایی، مقاومت توده سنگ، هندسه و مقاومت ناپیوستگی‌ها در توده سنگ بستگی دارد. بر اساس نظریه کندروسکی^۲ شروع و انتشار موفق تخریب به حضور دسته ناپیوستگی‌ها با گسترش خوب و شیب کم وابسته است. مناسب‌ترین ساختار برای تخریب وجود یک دسته ناپیوستگی با شیب کم است که با دو دسته ناپیوستگی با شیب زیاد تکمیل شده باشد. در این حالت شرایط مناسب برای جابه‌جایی عمودی بلوک‌ها فراهم می‌شود (Mahtab and Dixon,)

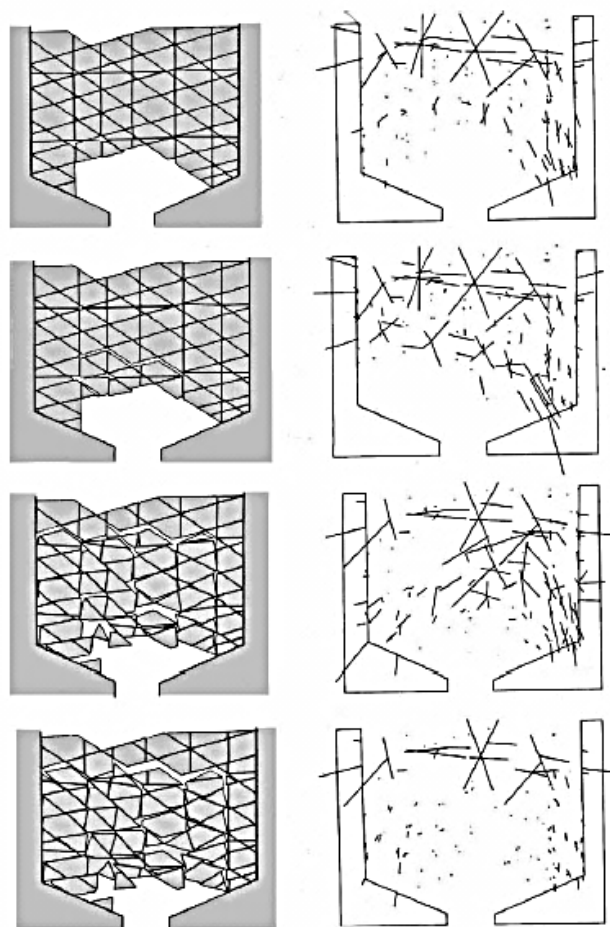
^۱ Cave Back

^۲ Kendorski

(1976). اگر تنش‌های فشاری مماسی القا شده در تاج زیرپرش یا فضای پشت تخریب کم باشند یا تمایل به کشش داشته باشند، بلوک‌های سنگی ممکن است تحت نیروی جاذبه ریزش کنند یا در جهت شیب ناپیوستگی لغزش یابند. این حالت زمانی اتفاق می‌افتد که مقدار تنش‌های افقی برجا ناچیز باشند یا در اثر وجود مرزهای شکافدار یا معدن کاری قبلی، رهاسازی تنش‌ها صورت گرفته و توزیع مجدد آن‌ها باعث کاهش شدت این تنش‌ها از بلوک یا پهنه در حال استخراج باشد. حتی با این شرایط گاهی اوقات ممکن است یک سقف قوسی شکل پایدار در تاج تخریب ایجاد شود به خصوص اگر روند کنترل استخراج نامناسب باشد (Brady and Brown, 2004).

تعدادی از فرآیندهایی که به وسیله تخریب و سقف قوسی شکل ممکن است ایجاد شود در شکل ۲-۳ نشان داده شده است. هر جفت از تصاویر رسم شده در شکل ۲-۳ نشان دهنده پیکربندی هندسی بلوک‌ها و بردارهای نیروی بین نقاط تماس بلوک در گام‌های مختلف در روند گسترش تخریب در توده سنگ است. زمانی که سطح بالایی از نیروهای قفل کننده در توده سنگ اعمال می‌شود ظاهراً دو سقف قوسی شکل مستقل تشکیل می‌شود که قوس بالایی مقاوم‌تر و پایدارتر از قوس پایینی است اما در نهایت هر دو قوس توسط لغزش در مرزهای سفت و سخت شکسته می‌شوند (Brady and Brown, 2004).

از طرفی دیگر، زمانی که مقدار تنش‌های مماسی القا شده در مقایسه با مقاومت فشاری توده سنگ و مقاومت برشی ناپیوستگی‌ها بیشتر باشد، شکست و گسیختگی ممکن است در مرزهای توده سنگ و بلوک‌ها یا نزدیک آن‌ها اتفاق افتد و بلوک‌ها در اثر نیروی وزن سقوط کنند. تحت این شرایط فرآیند غالب شکست، شکست ترد سنگ سالم و لغزش در جهت ناپیوستگی‌ها است. این نحوه از تخریب گاهی اوقات به عنوان تخریب تنشی تعریف می‌شود (Brady and Brown, 2004).



شکل ۳-۲- مدل سازی المان مجزای تخریب بلوکی (Brady and Brown, 2004)

دوپلانسیک^۱ و بردی^۲ از سیستم کنترل لرزه‌ای برای مطالعه هر گام تخریب در معادن نورس پارک^۳، بلوک تخریبی E26 در شمال استرالیا استفاده کردند. با توجه به داده‌های جمع‌آوری و تحلیل شده، مدلی مفهومی از تخریب را توسعه دادند که در شکل ۳-۴ نشان داده شده است. این مدل شامل ۵ ناحیه است که به صورت زیر توصیف شده است (Duplancic and Brady, 1999):

۱- منطقه تخریب^۴: این منطقه شامل بلوک‌های سنگی است که از فضای پشت تخریب سقوط کرده‌اند. مواد تخریب شده در این منطقه به عنوان سیستم نگهداری دیوارهای فضای تخریب عمل می‌کنند.

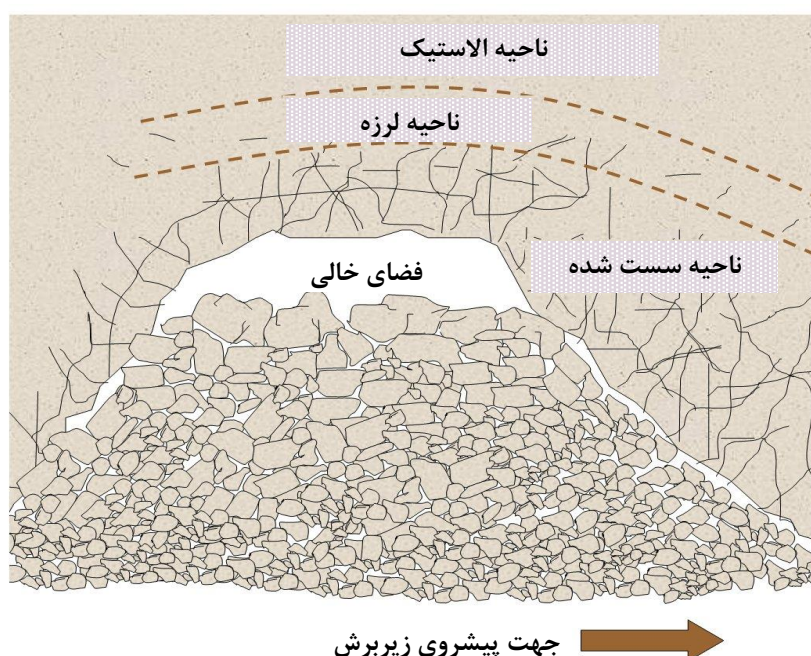
¹ Duplancic
² Bardy
³ Northparke
⁴ Cave zone

۲- فضای خالی^۱: در طول تخریب پیوسته، ارتفاع فضای خالی ایجاد شده تابعی از نرخ استخراج مواد از منطقه تخریب است.

۳- منطقه تغییر شکل ناپیوسته^۲: این منطقه به مدت طولانی پایداری توده سنگ بالایی را فراهم نمی‌کند. جابه‌جایی‌های بزرگ مقیاس سنگ در این ناحیه اتفاق می‌افتد. هیچ لرزه‌خیزی از درون این منطقه ثبت نشده است. گسترش این منطقه ۱۵ متر بیرون مرزهای تاج فضای تخریب تخمین زده شده است.

۴- منطقه لرزه‌ای^۳: یک جبهه فعال لرزه‌ای که در اثر لغزش روی درزه‌ها و شکست ترد سنگ اتفاق می‌افتد. این رفتار در اثر تغییر شرایط تنش که ناشی از پیشروی زیربرش و گسترش تخریب است، ایجاد می‌شود.

۵- توده سنگ اطراف: تغییرات الاستیک که در توده سنگ بالای جبهه فعال لرزه‌ای و اطراف فضای تخریب رخ می‌دهد.



شکل ۲-۴- مدل مفهومی تخریب (Duplancic and Brady, 1999)

¹ Air gap

² Zone of discontinuous deformation

³ Seismogenic zone

اگر تنش‌های برجای افقی و تنش‌های مماسی القا شده در تاج زیربرش یا فضای تخریبی به اندازه کافی برای توسعه نیروهای قفل کننده بزرگ باشند (این نیروها مانع تخریب ناشی از نیروی جاذبه می‌شوند)، ولی به بزرگی مقاومت فشاری توده سنگ نباشند تخریب ممکن است متوقف شود و سقف قوسی شکل پایدار توسعه یابد. کندریک^۱ گزارشی از مشکلات ناشی از تخریب نشدگی و اقداماتی برای شروع مجدد تخریب در معدن یوراد^۲ آمریکا ارائه داده است که عبارتند از (Kendrick, 1970):

➤ توقف تولید در این ناحیه

➤ احتمال آسیب دیدن تجهیزات و صدمه دیدن پرسنل در اثر بار ضربه‌ای و انفجار هوا که ناشی از شکست ناگهانی سقف قوسی شکل است

➤ اضافه شدن هزینه عملیات القای تخریب در توده سنگ

در شکل ۲-۵ سازوکار تخریب‌پذیری توده سنگ نشان داده شده است.

پیرس^۳ پارامترهای بحرانی که بر روی رفتار گسترش تخریب توده سنگ اثر دارند به صورت زیر تعریف کرد (Pierce et al., 2009):

۱- در طول تخریب تنشی، توده سنگ تحت کاهش مقاومت از حالت حداکثر به مقدار پایین‌تر مقاومت باقی مانده کاهش می‌یابد. این پاسخ سنگ به القای تخریب را اغلب رفتار "نرم شوندگی"^۴ می‌نامند که وابسته به خصوصیات مواد دارد.

۲- توده سنگ‌های شکننده راحت‌تر از توده سنگ‌های شکل‌پذیر تخریب می‌شوند.

۳- در طول تخریب و فرایند استخراج، حجم توده سنگ افزایش می‌یابد، همچنین بلوک‌های برجا از هم جدا شده و چرخش می‌کنند. در طول این افزایش حجم، کاهش مدول برشی انتظار می‌رود.

¹ Kendrick

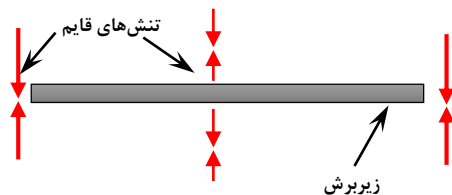
² Urad

³ Pierce

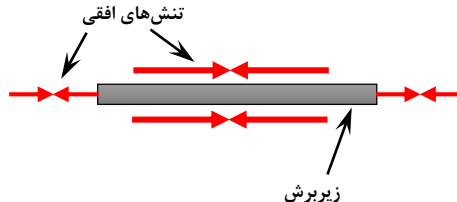
⁴ Strain-softening

حفر زیربرش

حفری زیربرش باعث کاهش تنش قائم در بالا و پایین زیربرش می شود.

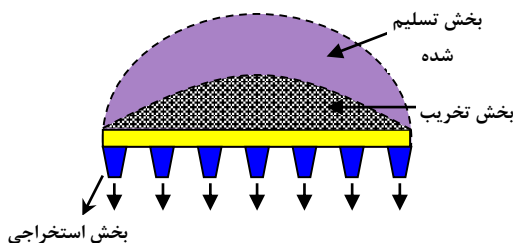


حفری زیربرش باعث افزایش تنش افقی در فضای بالای و پایین زیربرش می شود

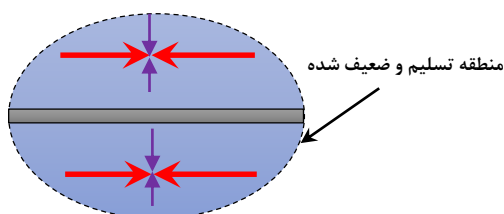


شروع تخریب

به دلیل اینکه توده سنگ در بخش تسلیمی کاملاً ضعیف شده، مستعد جریان یافتن و استخراج شدن است

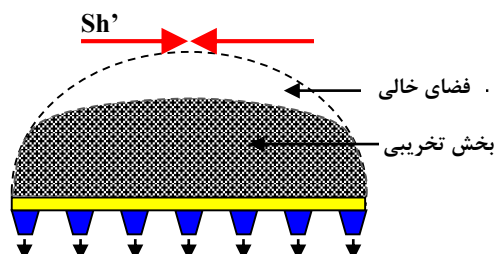


اگر اختلاف بین تنش های القا شده (تنش های افقی و قائم) زیاد باشد، توده سنگ اطراف زیربرش به نقطه تسلیم می رسد

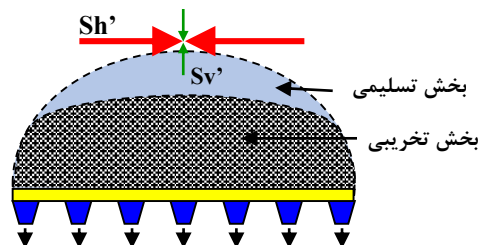


گسترش تخریب، تنش

اگر اختلاف بین (sh-sv) کوچک باشد، با استخراج مواد فضای خالی ایجاد می شود

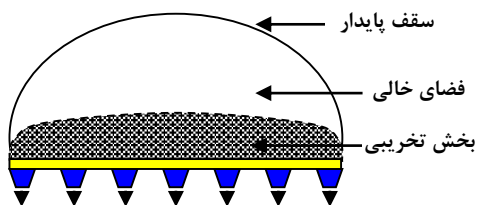


اگر اختلاف بین (sh-sv) به اندازه کافی بزرگ باقی بماند، بخش های تخریبی و تسلیم به سمت بالا گسترش می یابند (تخریب تنش)

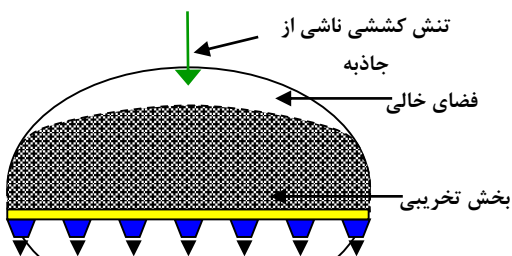


گسترش تخریب، ثقلی

اگر تنش کششی القایی ناشی برای ایجاد تخریب کافی نباشد باعث تشکیل سقف پایدار می شود



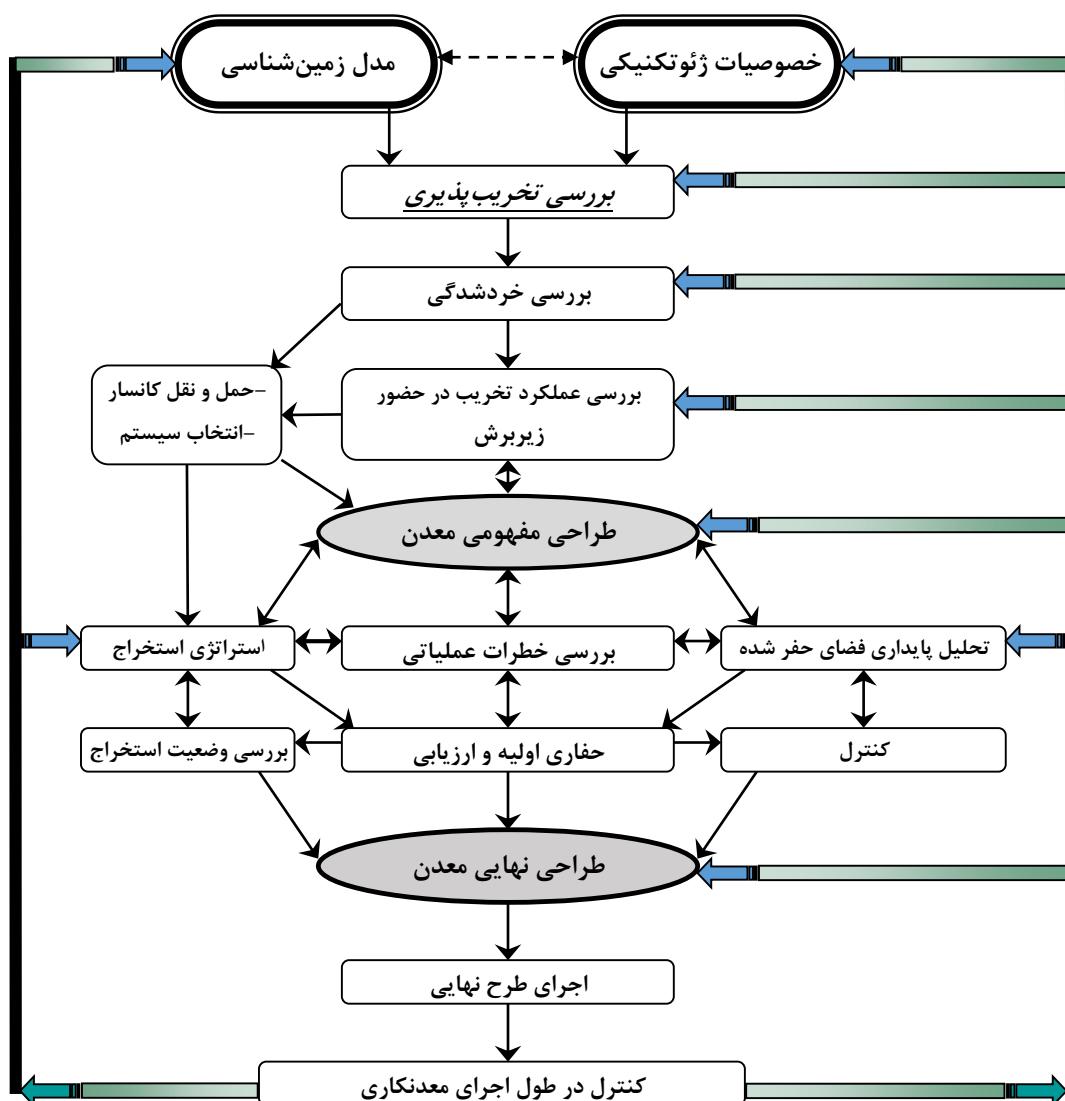
در بعضی از حالت ها ممکن است در اثر شکست کششی تخریب ادامه پیدا کند (تخریب ناشی از نیروی ثقلی)



شکل ۲-۵- مکانیک تخریب و انواع آن (Sainsbury, 2012)

۶-۲- قابلیت تخریب

تخریب‌پذیری عبارت است از قابلیت بازشدگی توده سنگ برجا (گسترش درزه و شکاف)، زمانی که زیربرش و هر سه گام تخریب (تخریب اولیه، گسترش تخریب و تخریب پیوسته) در نظر گرفته شود. قابلیت تخریب کان‌سنگ تابعی است از خصوصیات طبیعی توده سنگ و خصوصیات القایی که به طور مستقیم به فرآیند معدن‌کاری نسبت داده می‌شود (Mawdesley, 2002). همانطور که در شکل ۶-۲ نشان داده شده است در مراحل پیش امکان‌سنجی معادن تخریب بلوکی بررسی تخریب‌پذیری توده سنگ یکی از ارکان اصلی در طراحی معادن تخریب بلوکی است.



شکل ۶-۲- نمودار طراحی معادن تخریب بلوکی

با توجه به اینکه قابلیت تخریب توده سنگ، بر روی مسایل طراحی و اقتصادی روش تخریب بلوکی در شرایط مختلف زمین‌شناسی تأثیرگذار است، از این‌رو یکی از عوامل اساسی در موفقیت این روش به حساب می‌آید. قابلیت تخریب توده سنگ و شرایط مورد نیاز برای رسیدن به تخریب اولیه و گسترش پیوسته تخریب باید در طراحی اولیه معدن در نظر گرفته شوند.

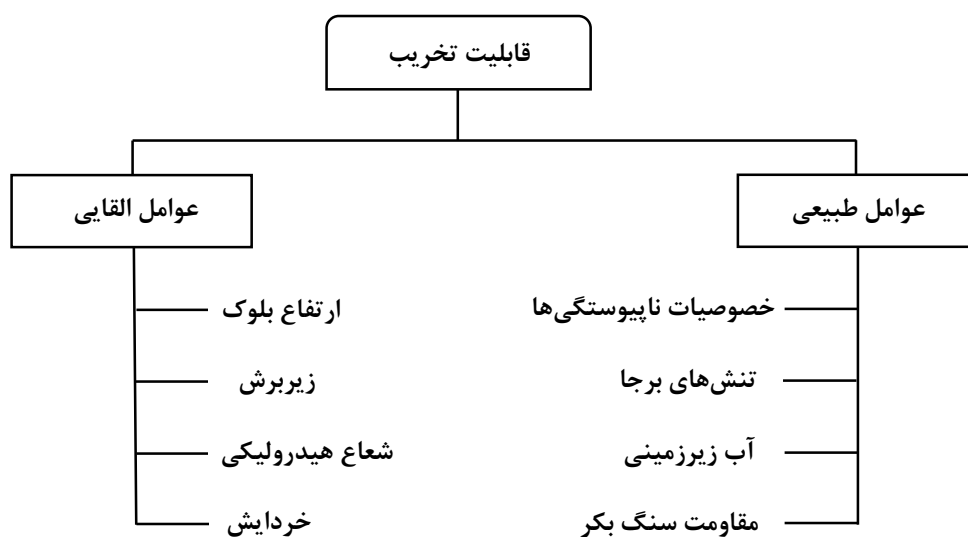
زمانی که امکان استفاده از روش تخریب بلوکی مورد بررسی قرار می‌گیرد، قابلیت تخریب، نتایج خردایش کان‌سنگ، خصوصیات سنگ میزبان^۱ و سنگ روباره^۲ باید مشخص شود. قابلیت تخریب کان‌سنگ نه تنها یکی از فاکتورهای ضروری در امکان‌پذیری گام‌های تخریب است، بلکه در انفجار، خردایش و میزان بازیابی تأثیر بسزایی دارد (Kendorski, 1978). هزینه‌های آتش‌باری ثانویه و منابع موجود بر اساس میزان خردایش حاصل از ارزیابی قابلیت تخریب برآورد می‌شود (Lorig et al., 1995).

۷-۲- عوامل مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ

همان‌طور که قبلاً اشاره شد خصوصیات طبیعی کانسار نقش مهمی در قابلیت تخریب بازی می‌کنند. مقاومت توده سنگ، میزان درزه‌داری و ناپیوستگی‌ها در تخریب‌پذیری توده سنگ مؤثر هستند و حداقل اطلاعات مورد نیاز برای تعیین تخریب‌پذیری توده سنگ به این پارامترها نسبت داده می‌شود (Kendorski, 1978). از این‌رو عوامل مؤثر در تخریب توده سنگ به دو گروه عوامل طبیعی و القایی تقسیم می‌شوند که در شکل ۷-۲ نشان داده شده است.

^۱ Host Rock

^۲ Cap Rock



شکل ۲-۷- عوامل مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی

کنترل یا اصلاح عوامل مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ دارای محدودیت‌های زیادی است. از مهمترین این محدودیت‌ها، محدوده‌های مختلف ژئوتکنیکی است. بهترین روند در بررسی قابلیت تخریب توده سنگ تعیین دقیق خصوصیات ژئومکانیکی توده سنگ است. این اطلاعات اساس تفسیرهای پیشرفت و رفتار تخریب خواهد بود. تعیین محدوده‌های ژئوتکنیکی در تخریب یکی از پارامترهای مهم در بهینه کردن قابلیت تخریب بر اساس عوامل القایی مانند طراحی زیربرش و جهت پیشروی است (Kendorski, 1978).

۲-۷-۱- عوامل طبیعی

عوامل طبیعی که در قابلیت تخریب توده سنگ مؤثر هستند عبارتند از: تنش‌های برجا، مقاومت سنگ بکر، مقاومت برشی ناپیوستگی‌ها و خصوصیات هندسی درزه‌ها که شامل فاصله‌داری، جهت‌داری و طول درزه است و آب زیرزمینی است (Mahtab and Dixon, 1976).

□ خصوصیات ناپیوستگی‌ها

وجود شکستگی‌هایی با شیب مطلوب، فاصله‌داری کم و مقاومت برشی کم در تخریب کان‌سنگ دارای اهمیت بسیاری است (Mahtab and Dixon, 1976). جهت‌داری دسته درزه‌های اصلی جز عوامل بحرانی

برای تعیین قابلیت تخریب هستند. جهت‌داری دسته درزه‌های اصلی نسبت به جهت‌داری تنش‌های برجا یکی از عوامل مهم در شکل‌گیری سقف قوسی شکل و قفل شدگی بلوک‌ها است (Kendorski, 1978).

یکی از عوامل بحرانی در موفقیت تخریب کان‌سنگ حضور حداقل یک دسته درزه با شیب کم است، زیرا فقدان یک صفحه ضعیف با زاویه کم، احتمال تشکیل سقف قوسی شکل را بالا می‌برد. ساختارهایی با زاویه کم باعث جابه‌جایی عمودی سنگ در هنگام معدن‌کاری و منجر به شکست‌های برشی و وزنی مناسب می‌شوند (Laubscher, 2000). فاصله‌داری یکنواخت درزه‌ها به تمرکز یا متغیر بودن چگالی درزه‌ها ترجیح داده می‌شود چرا که این امر منجر به توسعه تخریب دودکشی در طول مرزهای تخریب می‌شود (Mawdesley et al., 2001). ساینبری^۱ بر اساس مدل ساده شده تخریب که در شکل ۲-۸ نشان داده شده است نتایج زیر را استنتاج کرد (Sainsbury, 2012):

- درزه‌های که عمود بر جهت استخراج هستند (عموماً درزه‌های افقی) برای گسترش تخریب مطلوب هستند. در این حالت ناحیه متحرک شده^۲ به صورت قایم توسعه می‌یابد و سرعت پیشرفت این ناحیه بیشتر از سرعت نرخ استخراج کانسار است.
- درزه‌های که در جهت موازی با جهت استخراج قرار گرفته‌اند (عموماً درزه‌های عمودی) برای گسترش تخریب مناسب نیستند. در این حالت کمترین جابه‌جایی در بالای زیربرش اتفاق می‌افتد. در این حالت باید شکست برشی در پل سنگ^۳ اتفاق بیافتد تا تخریب گسترش پیدا کند.

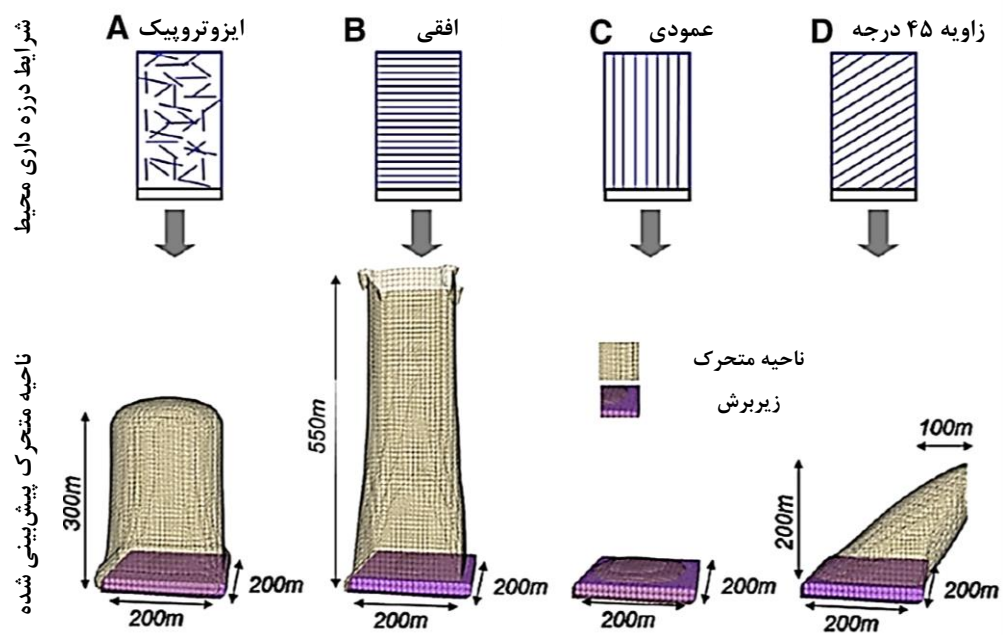
¹ Sainsbury

² Mobilized zone

³ Rock bridges

➤ درزه‌هایی که به صورت زاویه‌دار نسبت به جهت استخراج قرار دارند منجر به گسترش تخریب در جهت مطلوب می‌شوند. در این حالت جهت تنش‌های برجا می‌تواند منجر به توسعه تخریب یا برعکس منجر به ایجاد پدیده سقف پایدار شود.

پرشدگی و پایایی ناپیوستگی‌ها در توده سنگ بر روی قابلیت تخریب توده سنگ تأثیر دارند زیرا این خصوصیات نقش بسیار مهمی را در میزان مقاومت توده سنگ دارا هستند. خصوصیات ناپیوستگی با توجه به تأثیرات مهمی که در قابلیت تخریب دارند باید به دقت اندازه‌گیری شوند. ناپیوستگی‌هایی با مقاومت برشی کم برای تخریب مناسب هستند چرا که مقاومت کمی در مقابل تنش‌های برشی از خود نشان می‌دهند و تمایل بیشتری به بازشدگی دارند (Mahtab and Dixon, 1976).

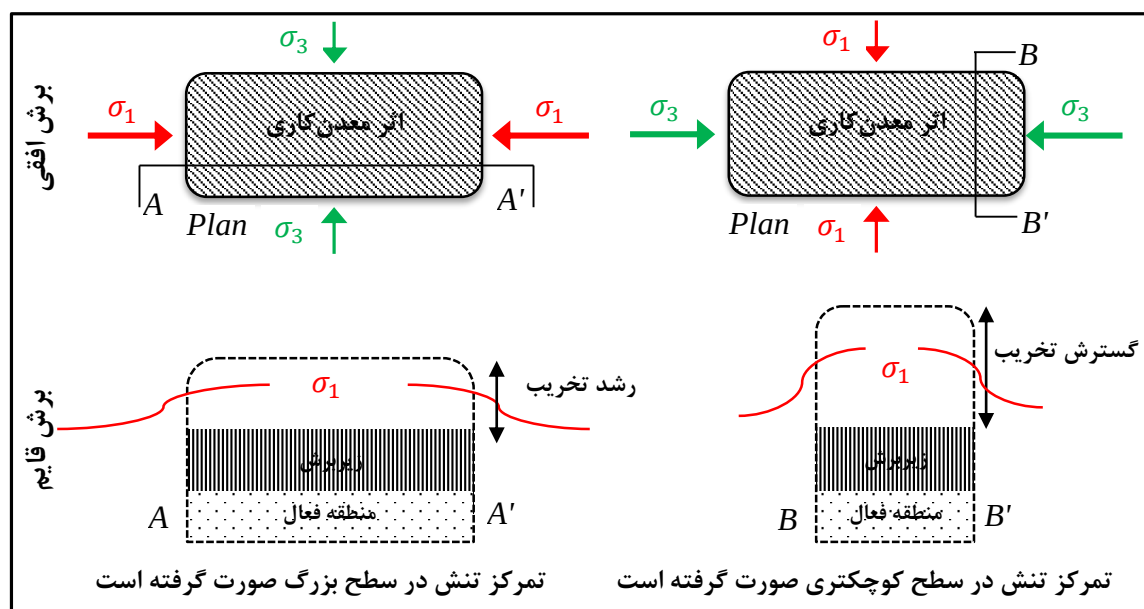


شکل ۲-۸- نتایج مدل تخریب برای جهت‌داری مختلف درزه (Sainsbury, 2012)

□ تنش‌های برجا

شدت و جهت‌داری تنش‌های برجا از عوامل تأثیرگذار بر روی قابلیت تخریب کانسار هستند. مقدار نسبت بین تنش‌های برجای افقی به عمودی بر روی شدت تنش‌های القایی در فضای پشت تخریب، گسترش و نرخ تخریب تأثیر بسزایی دارد.

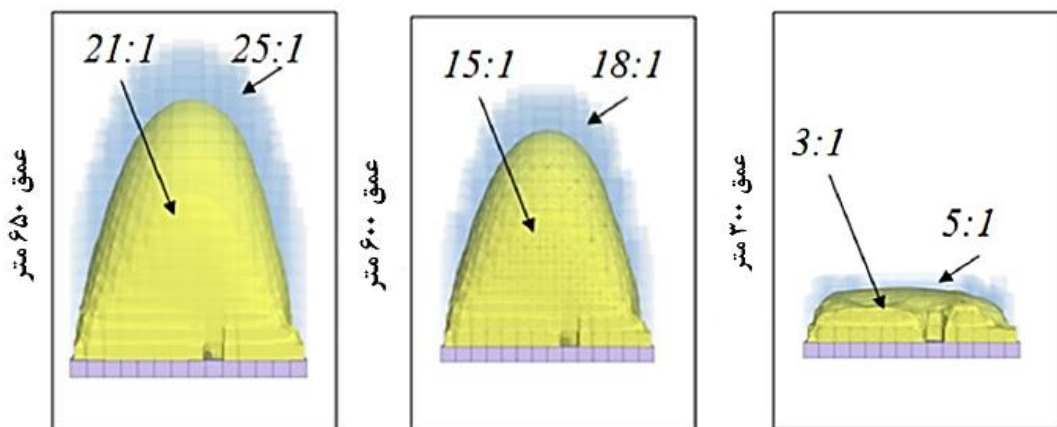
در شکل ۹-۲ اهمیت جهت منطقه معدن کاری شده نسبت به جهت تنش‌های اصلی نشان داده شده است. همان طور که در شکل نشان داده شده است توزیع تنش‌های اصلی در بعد کوچکتر منطقه معدن کاری شده باعث گسترش بیشتر تخریب شده است (Sainsbury, 2012).



شکل ۹-۲- نمودار مفهومی از اثر جهت تنش‌های اصلی بر روی تخریب پذیری (Sainsbury, 2012)

تنش‌های محدود کننده بالا ممکن است تخریب اولیه و گسترش آن را در کانسار با وجود ساختارهای مطلوب و خصوصیات ژئومکانیکی توده سنگ محدود کنند. مقدار بالای این تنش‌ها می‌تواند باعث قفل شدن بلوک‌ها در یکدیگر و پایداری توده سنگ در مقابل گسترش تخریب در صورت عدم حضور ناپیوستگی‌ها با زاویه کم در توده سنگ شود (Brady, 2004).

در طول تخریب، توزیع مجدد تنش‌های برجا در اطراف فضایی از توده سنگ که در حال تخریب است، اتفاق می‌افتد. تأثیر شدت تنش‌های برجا بر روی گسترش تخریب در معادن در عمق‌های مختلف مورد شبیه‌سازی و مورد بررسی قرار گرفته است. همان‌طور که در شکل ۱۰-۲ نشان داده شده است، میزان نرخ گسترش تخریب و نرخ پتانسیل لرزه‌ای (اعداد سمت چپ و راست) با افزایش نسبت تنش به عمق افزایش پیدا می‌کند. علاوه بر این زمانی که شدت تنش افزایش می‌یابد نرخ پیشروی منطقه تسلیم در جلوی منطقه حرکتی افزایش می‌یابد (Sainsbury, 2012).



شکل ۲-۱۰- مدل عددی گسترش تخریب در نسبت‌های مختلف تنش به عمق (Sainsbury, 2012)

□ آب زیرزمینی

وجود آب‌های سطحی و زیرزمینی در برخی از عملیات تخریب نگرانی چندانی ایجاد نمی‌کند ولی در برخی از عملیات دارای اهمیت حیاتی است. از اینرو لازم است مسایلی از جمله مکان عبور آب‌های سطحی و ذخایر آن، زهکشی آب‌های حاصل از باران و هیدرولوژی آب‌های زیرزمینی در مرحله مطالعات امکان سنجی مورد ارزیابی قرار گیرد. حضور آب در منطقه باعث کاهش اصطکاک بین درزه‌ها یا افزایش فشار آب منفذی می‌شود که در روند تخریب مؤثر و قابلیت تخریب را افزایش می‌دهد. منبع آب می‌تواند از منابع آب زیرزمینی، یا از بارندگی‌های فصلی باشد (Laubscher, 2000).

□ مقاومت سنگ بکر

این پارامتر تأثیر بسیاری در مقاومت و کیفیت توده سنگ دارد. به عنوان مثال طبقه‌بندی RMR تا حد بسیار زیادی به مقاومت سنگ بکر وابسته است (Bieniawski, 1989). به طور معمول با افزایش مقاومت سنگ بکر میزان گسترش تخریب کاهش می‌یابد.

۲-۷-۲- عوامل القایی

اگرچه قابلیت تخریب کان‌سنگ تابعی از خصوصیات طبیعی توده سنگ است، ولی به طور قابل توجهی از پارامترهای القایی نیز تأثیرپذیر است. پارامترهای القایی تابعی از قضاوت‌های مهندسی هستند که بر اساس چگونگی معدن‌کاری شکل می‌گیرند. این پارامترها به طور مستقیم وابسته به خصوصیات طبیعی

یا خصوصیات ژئومکانیکی کان سنگ خاصی نیستند، هر چند ابعاد و مراحل زیربرش می تواند به گونه ای طراحی شود که از مزیت های حوزه های ژئوتکنیکی و تغییرات طبیعی در توده سنگ برای رسیدن به تخریب و کاهش سطح زیربرش استفاده شود (Brady, 2004; Kendorski, 1978).

□ ارتفاع بلوک

ارتفاع بلوک به هندسه کان سنگ، خردایش کان سنگ و خصوصیات سنگ روباره بستگی دارد. (Kendorski, 1978). خردایش ثانویه مواد تخریب شده از طریق ساییدگی کان سنگی که به سمت پایین ستون جریان دارد اتفاق می افتد. از اینرو قابلیت تخریب کان سنگ، سنگ روباره و نتایج خردایش در تعیین ارتفاع بهینه بلوک در فرایند طراحی معدن تأثیرگذار هستند. از لحاظ تاریخی ارتفاع بلوک ها به طور معمول تا ۱۵۰ متر در نظر گرفته شده است. هر چند بعدها ارتفاع بلوک ها تا ۴۵۰ متر در معادن نورس پارک و ۵۰۰ متر در معدن پلابورا^۱ افزایش پیدا کرده است. در جدول ۱-۲ نمونه ای از معادن تخریب بلوکی که دارای بلوک هایی با ارتفاع زیاد هستند آورده شده است (Mawdesley, 2002).

جدول ۱-۲ - مقادیر ارتفاع بلوک در معادن مختلف (Tobie and Julin, 1982)

ارتفاع بلوک (متر)	معدن	ارتفاع بلوک (متر)	معدن
۹۱	Climax	۱۸۳	Miami Copper
۱۲۲-۱۸۳	De Beers	۱۲۲	Thetford
۹۱	Urad	۱۵۲	Creighton
۱۲۲	Henderson	۱۸۳	San Manuel
۴۸۰	Northparkes	۱۰۰-۱۸۰	El Teniente
۵۰۰	Palabora	۴۹-۲۱۳	El Salvador

□ زیربرش

روش های معدن کاری و راهکارهای استخراج به طور قابل توجهی در قابلیت تخریب کان سنگ مؤثر هستند. حفر زیربرش برای ایجاد شکست اولیه در تخریب از نظر قابلیت تخریب و رفتار نهایی توده

^۱ Palabora

سنگ در طول عمر تخریب بسیار مهم است. یک انفجار مناسب زیربرش باعث شکست و جابه‌جایی عمودی توده سنگ به سمت پایین و جریان یافتن مواد شکسته شده در قیف‌های استخراج در اندازه مناسب می‌شود. یک استخراج ضعیف زیربرش منجر به تغییر شکل پایه‌ها، تشکیل بلوک‌ها با ابعاد بزرگ و در نهایت می‌تواند منجر به عدم شکل‌گیری تخریب اولیه شود (Kendorski, 1978).

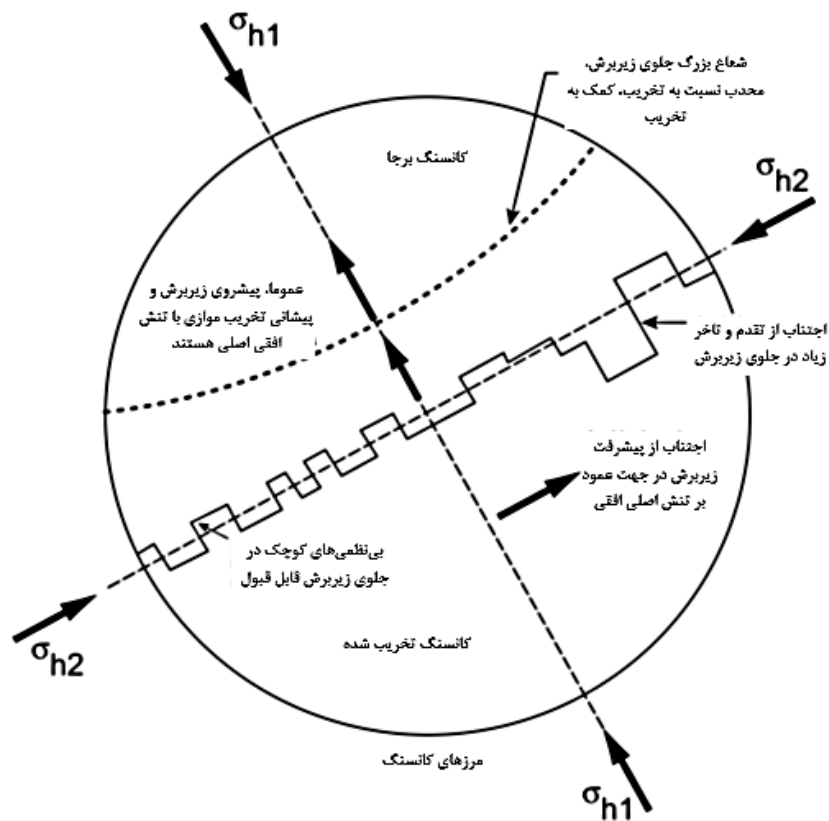
تجربه نشان داده که نحوه ایجاد زیربرش نقش اساسی در موفقیت روش تخریب بلوکی دارد (Laubscher, 2000). برنامه ریزی، طراحی، پیاده‌سازی و مدیریت ضعیف زیربرش می‌تواند موفقیت، میزان تولید و هزینه‌های عملیات را به مخاطره بیاندازد. باتچر^۱ اهمیت و ماهیت زیربرش را در دو هدف زیر خلاصه کرد (Butcher, 2000):

- ایجاد فضای خالی با ابعاد کافی برای شروع تخریب.
 - رسیدن به ابعاد زیربرش مورد نیاز برای گسترش تخریب با حداقل آسیب به توده سنگ اطراف.
- هندسۀ زیربرش و راهکارهای استخراج از طریق تشدید تنش‌های القایی گسترش یافته در فضای بالای تخریب، بر روی قابلیت تخریب توده سنگ تأثیرگذار است. از طرفی تنوع در شرایط توده سنگ بر روی راهکارهای استخراج زیربرش تأثیرگذار است. در روند راهکارهای استخراج زیربرش به عنوان مثال می‌توان یک منطقه با مقاومت برشی بالا را برای افزایش تولید اولیه، جلوگیری از ایجاد تخریب دودکشی (تخریب دودکشی باعث کاهش تنش‌های برشی بر روی ساختارهای افقی می‌شود) و یا کاهش تنش‌های افقی قفل کننده در فضای پشت تخریب در ابتدا تحت زیربرش قرار داد. این راهکار برای حالت‌هایی که در فضای پشت تخریب ناپیوستگی‌ها کم شیب حضور ندارند یا حضور کم رنگی دارند، مناسب است (Butcher, 2000). شروع و جهت پیشروی زیربرش از چندین پارامتر اثرپذیر است که عبارتند از:

¹ Butcher

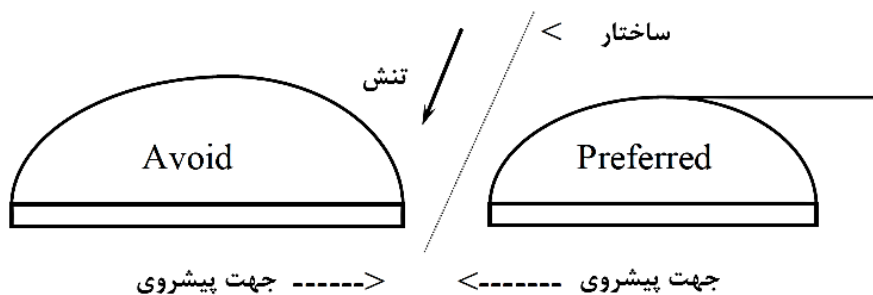
- شکل کان سنگ
 - نحوه توزیع عیار ماده معدنی
 - شدت و جهت داری تنش های برجا
 - مقاومت کان سنگ و تغییرات آن در جهات مختلف
 - حضور و جهت داری ساختارهای اصلی در کان سنگ
 - حضور فضای تخریبی در کنار بلوک یا پهنه ای که زیربرش قرار است در آن حفاری شود
- به دلیل اینکه شروع تخریب در سنگ های ضعیف تر راحت تر از سنگ هایی با مقاومت بیشتر است و همچنین تنش های القایی در جلوی زیربرش با پیشروی آن افزایش می یابد، می توان استدلال کرد که شروع حفاری زیربرش از سنگ های با مقاومت کم به سمت سنگ هایی با مقاومت بیشتر انجام گیرد (Ferguson, 1979).

بر مبنای تجربیات معدنی و در نظر گرفتن تنش های القایی باید از تغییرات شدید و یا بی نظمی های بزرگ در شکل پیشانی زیربرش جلوگیری کرد. زیربرش های دایره ای و مربعی شعاع هیدرولیکی بزرگتری نسبت به زیربرش های مستطیلی شکل دارند و در نتیجه القای تخریب بیشتری هم دارند. هر چند دست یافتن به زیربرش های یکنواخت بسیار مشکل است و گوشه های تیز اجتناب ناپذیرند. این فاکتورها به کارگیری پیشانی های منحنی شکل با شعاع هیدرولیکی بزرگ را نتیجه می دهد. زیربرش هایی که دارای پیشانی های محدب شکل هستند سریع تر از پیشانی های معقر شکل تخریب می شوند. شکل ۲-۱۱ تعدادی از ویژگی های مطلوب و نامطلوب شکل پیشانی زیربرش و جهت داری آن را در حالت ایده آل نشان می دهد (Brown, 2007).



شکل ۲-۱۱- طرح ایده‌آل از حالت‌های مطلوب و نامطلوب شکل و جهت‌داری زیربرش (Brown, 2007)

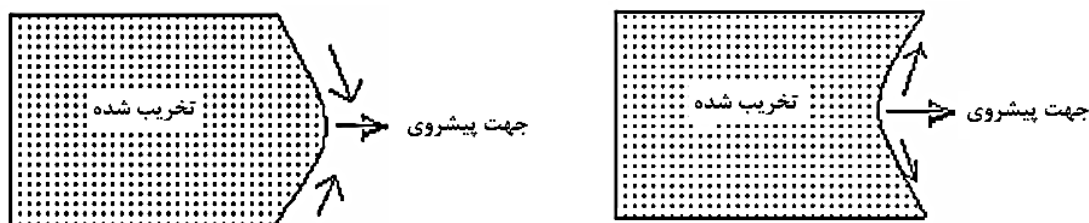
توسعه زیربرش بهتر است به سمت ساختارهای اصلی باشد. اگر پیشانی تخریب به سمت ساختارهای اصلی گسترش نیابد موجب توسعه و شکل‌گیری شکست‌های گوه‌ای توده‌ای خواهد شد (شکل ۲-۱۲).



شکل ۲-۱۲- جهت پیشروی جلوی تخریب نسبت به ساختارهای موجود (Laubscher, 2000)

توسعه و پیشرفت زیربرش به سمت تنش‌های اصلی منجر به القای تنش‌های مرزی بالا می‌شود. به جز در مواردی که این تنش‌ها برای القای تخریب و بهبود خردایش اولیه مورد نیاز باشد، باید از توسعه زیربرش به سمت تنش‌های اصلی اجتناب کرد. شکل معقر پیشانی زیربرش کنترل بهتر ساختارهای

اصلی را فراهم می‌کند و از نظر پایداری، فضای امن‌تری را ارائه می‌دهد. پیشانی‌های محدبی شکل در فضای پشت تخریب، زیربرش و بخش تولیدی دارای پایداری کمتری هستند (شکل ۲-۱۳) (Laubscher, 2000)



شکل ۲-۱۳- انواع شکل پیشانی زیربرش نسبت به جهت پیشروی (Laubscher, 2000)

❑ خردایش کان‌سنگ

موفقیت و سودآوری در روش تخریب بلوکی به میزان قابل توجهی وابسته به روند خردایش در کان‌سنگ در طول فرآیند تخریب دارد. پارامترهای طراحی و عملیاتی که تحت تأثیر نوع خردایش قرار می‌گیرند عبارتند از (Brown, 2007):

➤ اندازه و فاصله بین نقاط تخلیه

➤ انتخاب تجهیزات

➤ فرایند کنترل استخراج

➤ نرخ تولید

➤ میزان ترقیق

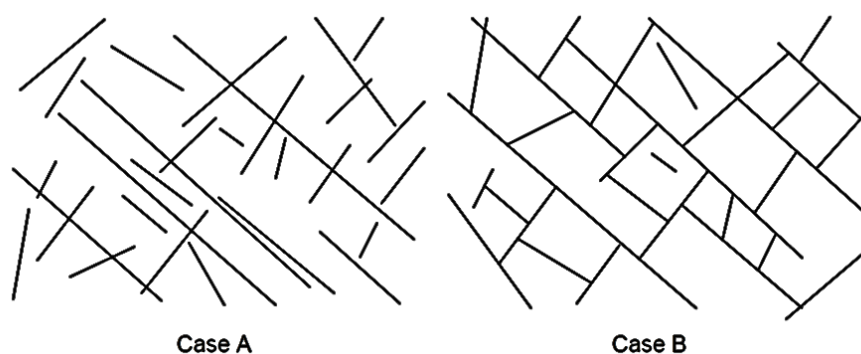
➤ میزان کارگر مورد احتیاج

پیش‌بینی خردایش سنگ در طول تخریب، نیاز به دانستن خردایش طبیعی توده سنگ و فرآیند خردایش که در طول کان‌سنگ اتفاق می‌افتد، دارد. به طور کلی سه فرایند خردایش وجود دارد که با بلوک‌های برجا شروع و سپس با خردایش اولیه و ثانویه گسترش پیدا می‌کند. خردایش برجا^۱ عبارت

¹ In-situ fragmentation

است از بلوک‌های برجا در توده سنگ، قبل از اینکه هیچ‌گونه فعالیت معدنی آغاز شود. زمانی که زیربرش حفاری و تخریب شروع شد، بلوک‌های که در نزدیکی فضای پشت تخریب قرار دارند از یکدیگر جدا شده که به عنوان تخریب اولیه معرفی می‌شوند. خردایشی که در نتیجه حرکت بلوک‌ها در طول ستون کان‌سنگ اتفاق می‌افتد به عنوان خردایش ثانویه معرفی می‌شوند (Brown, 2007).

طبق تعریف، بلوک‌های برجا با شبکه‌ی ناپیوستگی موجود در توده سنگ مشخص می‌شوند. به طور دقیق‌تر اندازه و شکل این بلوک‌ها نتیجه مستقیم هندسه ناپیوستگی‌های موجود در توده سنگ است. زمانی که تخریب آغاز شود، خردایش اولیه در نتیجه شرایط بارگذاری وارده به توده سنگ در نزدیکی فضای پشت تخریب اتفاق می‌افتد. بیشتر شکست‌ها در این مرحله در صفحات ضعیف اتفاق می‌افتد، اما در شرایط تنش‌های بالا شکست در سنگ سالم هم ممکن است اتفاق بیفتد. گسترش این شکست‌ها وابسته به مقاومت ناپیوستگی‌ها و بلوک‌های سنگی اولیه نسبت به شدت تنش‌های وارد شده است. توزیع اندازه خردایش اولیه در فرایند تخریب ناشی از تنش ریزتر از فرایند تخریب ناشی از نیروی جاذبه است. شکل ۲-۱۴ مقطع دو بعدی از توده سنگ شامل ناپیوستگی و نحوه‌ی تشکیل بلوک‌های سنگی را نشان می‌دهد (Brown, 2007).



شکل ۲-۱۴- تأثیر شبکه ناپیوستگی بر روی هندسه بلوک‌ها (Brown, 2007)

توسعه زیربرش در جهت تنش‌های اصلی منجر به توزیع تنش‌های مرزی بالا و القای تخریب و بهبود خردایش اولیه می‌شود. ولی احتمال آسیب به زیربرش و بخش تولیدی در این حالت زیاد است. از عوامل مؤثر در خردایش اولیه عبارتند از (Laubscher, 2003):

➤ مقاومت سنگ سالم

➤ خصوصیات توده سنگ

➤ ساختارهای زمین‌شناسی و شرایط آن‌ها

➤ تنش‌های القایی

➤ امتداد و جهت‌داری پیشانی تخریب

همان‌طور که اشاره شد، خردایش ثانویه در اثر حرکت بلوک‌ها در طول کان‌سنگ اتفاق می‌افتد. مقدار و اندازه خردایش ثانویه می‌تواند با میزان تنش، ترکیب و خواص مکانیکی کان‌سنگ، نرخ استخراج و ارتفاع ستون کان‌سنگ تغییر کند. در طول فرآیند خردایش ثانویه انتظار می‌رود موارد زیر اتفاق بیافتد:

➤ گسترش ناپیوستگی‌های موجود در توده سنگ

➤ باز شدن ناپیوستگی‌های پر شده

➤ بازشدگی در طول لایه‌بندی

➤ خردشدگی در اثر وزن

در جدول ۲-۲ طبقه‌بندی اندازه خردایش سنگ و اثرات بالقوه عملیاتی ناشی از خردایش آن بر اساس تجربیات به دست آمده در معادن زیمبابوه آورده شده است (Laubscher, 2000).

جدول ۲-۲- اندازه خردایش سنگ و تأثیرات بالقوه آن (Laubscher, 2000)

اندازه خردایش سنگ	اثرات بالقوه	دامنه طول (m)	متوسط دامنه طول (m)	متوسط حجم (m ³)	حداکثر حجم (m ³)
A	۱۰۰٪ عبور از گریزلی ۱/۵ در ۰/۳ متر	< ۰/۵	۰/۲۵	۰/۰۰۴	۰/۰۳۱
B		۰/۵ تا ۱	۰/۷۵	۰/۱۱	۰/۲۵
C	۱۰۰٪ داخل جام LHD	۱ تا ۲	۱/۵	۰/۸	۲
D	معلق شدن در نقاط استخراج	۲ تا ۴	۳	۷	۱۶
E	معلق ماندن بالا	۴ تا ۸	۶	۵۴	۱۲۸
F	مسدود شدن Drawbell	۸ تا ۱۶	۱۲	۴۳۲	۱۰۲۴
G	مسدود شدن Drawbell	> ۱۶	۲۴	۳۴۵۶	نامحدود

از جمله عواملی که در خردایش ثانویه تأثیرگذار هستند عبارتند از (Brown, 2007):

۱- **نسبت ابعاد**^۱: زمانی که نسبت ابعاد یک بلوک بزرگتر از ۱۰ باشد احتمال شکسته و خرد شدن آن بیشتر می‌شود. احتمال شکسته شدن بلوک زمانی که نسبت ابعاد یک باشد تا ۱۰ درصد به صورت خطی کاهش پیدا می‌کند.

۲- **حضور درزه در بلوک**: اگر بلوک سنگی ترکیبی از بلوک‌ها باشد، احتمال شکست و خرد شدن افزایش می‌یابد.

۳- **نرخ استخراج**^۲: میزان نرخ استخراج بر روی زمانی که بلوک در ستون کان‌سنگ باقی می‌ماند تأثیر می‌گذارد، در نتیجه بر روی خردایش ثانویه تأثیرگذار خواهد بود. هر چه سرعت نرخ استخراج بیشتر باشد منجر به تشکیل بلوک‌هایی با ابعاد بزرگتر می‌شود.

۴- **تأثیر زیرسازی**^۳: زیرسازی زمانی اتفاق می‌افتد که مواد ریز از تماس بین بلوک‌های بزرگ جلوگیری کنند. در این حالت، این مواد مانند کوسن عمل می‌کنند و باعث کاهش احتمال شکست خواهند شد. مواد دانه‌ریزی که در طول خردایش اولیه تولید می‌شوند باعث اثر زیرسازی می‌شوند. مواد ریزدانه تولید شده در مرحله خردایش ثانویه سریع‌تر از بلوک‌های بزرگتر در طول ستون استخراجی حرکت کرده و تأثیر بر روی اثر زیرسازی ندارند.

۵- **تأثیر ارتفاع بلوک بر روی خردایش**: خردایش ثانویه مواد تخریب شده از طریق ساییدگی کان‌سنگی که به سمت پایین ستون جریان دارد اتفاق می‌افتد.

¹ Aspect ratio

² Rate of draw

³ Effect of cushioning

۲-۸- رویکردهای مرسوم در تحلیل قابلیت تخریب توده سنگ

در حال حاضر روش‌های عددی و تجربی برای پیش‌بینی قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی مورد استفاده قرار می‌گیرند. شناسایی محدودیت‌ها و مزایای روش‌های حاضر برای پیش‌بینی قابلیت تخریب اولین گام به منظور اصلاح روش‌های موجود است. روش‌های تجربی و مدل‌های تخریب عددی موجود برای تخمین قابلیت تخریب در ادامه معرفی و توضیح داده می‌شوند.

روش‌های تجربی پیش‌بینی قابلیت تخریب بر اساس طبقه‌بندی توده سنگ و تجربیات گذشته در تخریب بنا شده‌اند. اکثر تلاش‌های انجام شده برای توسعه شاخص‌های تخریب‌پذیری شامل تمام عوامل مؤثر در تخریب نیستند. نمودار تخریب لابسچر^۱ که یک روش نمودار پایداری است، نزدیکترین روش به استانداردهای صنعتی است. این روش تنها روش پیش‌بینی تجربی قابلیت تخریب است که هم عوامل طبیعی و هم عوامل القایی مؤثر در تخریب توده سنگ را در نظر می‌گیرد (Mawdesley, 2002). روش نمودار پایداری ماثئوس^۲ شبیه به نمودار تخریب لابسچر است و به طور معمول برای بررسی پایداری کارگاه‌های باز استفاده شده است و در زمینه پیش‌بینی تخریب‌پذیری مورد استفاده قرار نگرفته است (Mathews et al., 1981). هر چند که استوارت^۳ بیان کرد که روش ماثئوس شرایط لازم برای پیش‌بینی قابلیت تخریب را دارا می‌باشد (Stewart and Forsyth, 1995). طبقه‌بندی توده سنگ استخوان‌بندی روش‌های تجربی را تشکیل می‌دهد و همچنین برای تعیین خصوصیات توده سنگ در مدل‌سازی عددی استفاده می‌شود (Bieniawski, 1989).

روش‌های عددی اگر چه بسیار پیچیده‌تر از روش‌های تخمین تجربی هستند، ولی این روش‌ها پتانسیل کافی برای بهبود مفهوم روند تخریب را دارا می‌باشند. روش‌های عددی ارزیابی دقیق‌تری از قابلیت تخریب و تخمین شرایط توده سنگ را مدل‌سازی می‌کنند. روش‌های دو بعدی و سه بعدی در

¹ Laubscher Graph

² Mathews

³ Stewart

محیط‌های پیوسته یا مجزا برای پیش‌بینی قابلیت تخریب مورد استفاده قرار گرفته است. دو مدل تجاری تخریب که توسط ایتاسکا^۱ توسعه داده شده است، از نرم‌افزار FLAC^{3D} برای پیش‌بینی قابلیت تخریب استفاده شده است (Lorig et al., 1995).

۲-۸-۱- روش‌های تجربی پیش‌بینی قابلیت تخریب

چالشی که در توسعه‌ی روش‌های تجربی برای پیش‌بینی قابلیت تخریب با آن مواجه هستیم ترکیب مقادیر کیفیت توده سنگ، خصوصیات زیربرش و تنش‌های القایی، به یک روش ساده و در عین حال کارآمد است. از لحاظ تاریخی، تجربه مهم‌ترین روش در تشخیص تخریب‌پذیری توده سنگ بوده است. روش‌های تجربی که به منظور ارزیابی تخریب‌پذیری توسعه یافته‌اند بر اساس داده‌های تجربی حاصل از عملیات تخریب در معادن بنا شده‌اند (Mawdesley, 2002).

۲-۸-۱-۱- روش کینگ^۲

روش کینگ اولین روش پیش‌بینی قابلیت تخریب است که در سال ۱۹۴۵ برای معادن کلایمکس^۳ ارایه شد. این روش میزان تخریب‌پذیری توده سنگ را بر اساس نوع سنگ، فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها و کانی‌شناسی محاسبه می‌کند. بر اساس این روش کان‌سنگ معدن کلایمکس از نظر قابلیت تخریب در یک مقیاس کیفی خیلی قوی، تقریباً قوی، تقریباً ضعیف و خیلی ضعیف طبقه‌بندی شد (Mahtab and Dixon, 1976).

۲-۸-۱-۲- شاخص قابلیت تخریب

در سال‌های بعد رابطه کمی بین RQD و سهولت تخریب بر اساس تجربه‌های قبلی تخریب در معادن کلایمکس و یوراد توسعه داده شد (McMahon and Kendrick, 1969). در این رابطه عواملی مانند RQD و فاکتور سائیدگی (برای انفجار ثانویه) که وابسته به تخریب‌پذیری کان‌سنگ بودند برای تعریف

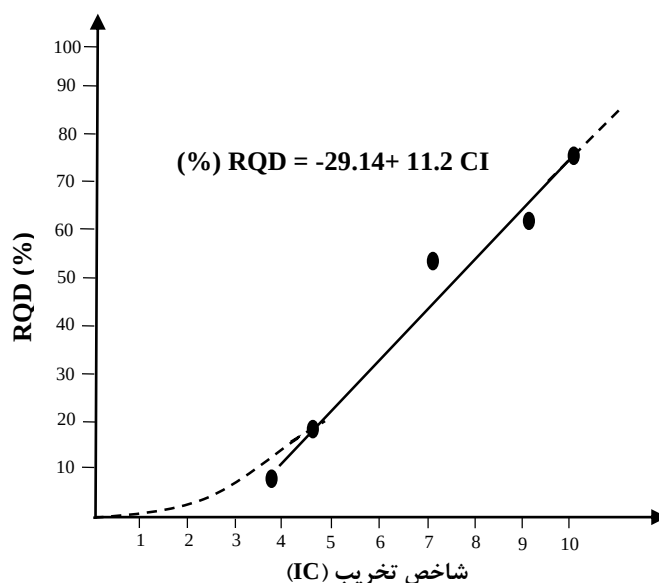
¹ Itasca

² King

³ Climax

شاخص قابلیت تخریب مورد استفاده قرار گرفتند. این روش برای استفاده محلی توسعه داده شد و برای ارزیابی قابلیت تخریب کانسار هندرسون^۱ نیز مورد استفاده قرار گرفت (Obert et al., 1976).

شاخص قابلیت تخریب میزان سهولت در تخریب را با مقیاس خطی از یک تا ده تعریف می کند (شکل ۲-۱۵). از بین چندین خصوصیات توده سنگ که در قابلیت تخریب مؤثر هستند، شاخص تخریب تنها فراوانی ناپیوستگی ها را در نظر گرفته است (McMahon and Kendrick, 1969).



شکل ۲-۱۵- نمودار رابطه بین RQD و شاخص تخریب پذیری (McMahon and Kendrick, 1969)

شاخص ارایه شده برای استفاده محلی و فقط با در نظر گرفتن RQD برای بررسی تخریب پذیری مورد استفاده قرار گرفت، از اینرو نتایج حاصله چندان قابل اتکا نبوده و قابلیت تعمیم این روش به سایر معادن با شرایط متفاوت توده سنگ وجود ندارد (Mawdesley, 2002).

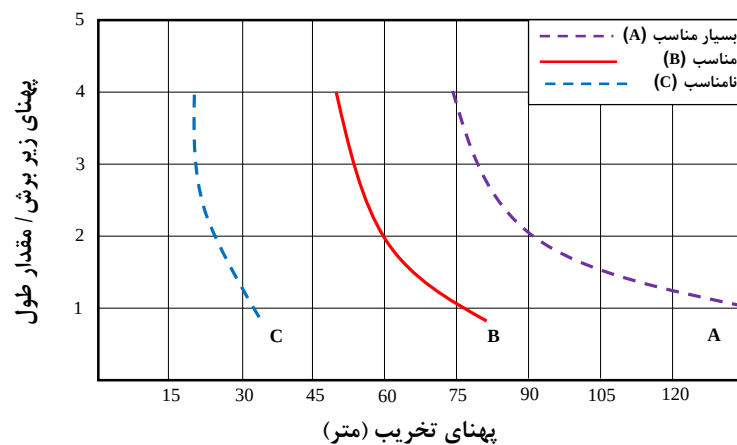
۲-۸-۱-۳- حداقل دهانه

یکی از مشکلاتی که در ارتباط با قابلیت تخریب وجود دارد مقدار عرض زیربرش است که به وسیله گسترش کانسنگ محدود می شود. اگر عرض زیربرش به اندازه کافی بزرگ نباشد، باعث تشکیل سقف قوسی شکل در زیربرش می شود. همه توده سنگ ها تمایل طبیعی به تشکیل سقف قوسی شکل دارند

^۱ Henderson

که وابسته به مقاومت سنگ و تنش‌های القایی است (Vera, 1981). لابسچر روشی را برای تخمین حداقل عرض تخریب برای زمین‌هایی با خصوصیات متغیر برای جلوگیری از تشکیل سقف قوسی شکل پیشنهاد داد.

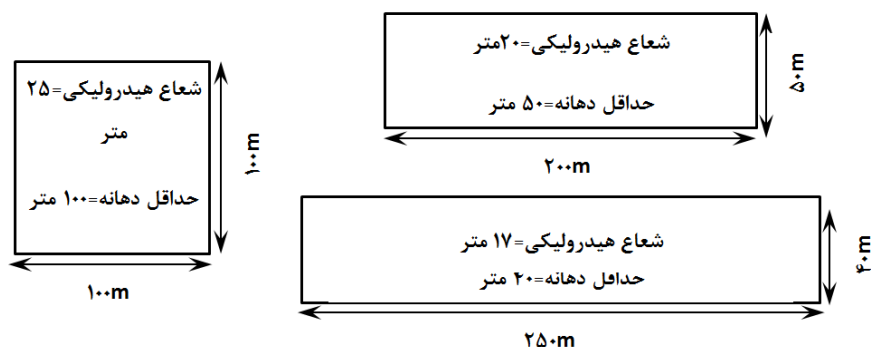
مفهوم دهانه حداقل لابسچر که از ورا^۱ اقتباس شده بود، ابعاد دهانه زیربرش مورد نیاز برای تخریب پیوسته برای زیربرش‌های مستطیل شکل را در شرایط مقاومت متغیر توده سنگ ارایه می‌دهد (شکل ۱۶-۲).



شکل ۱۶-۲- عرض زیر برش مورد نیاز برای تخریب پیوسته برای زیر برش‌های مستطیل شکل (Vera, 1981)

این روش در معدن کلایمکس برای سنجیدن پهنای مورد نیاز برای غلبه بر تشکیل سقف قوسی شکل پایدار مورد استفاده قرار گرفت. سه دسته توده سنگ با مقاومت‌های متفاوت مورد استفاده قرار گرفت، هر چند که انتخاب این خصوصیات مقاومتی بر اساس قضاوت‌های شخصی است و دستورالعملی برای آن وجود نداشت. مفهوم حداقل دهانه هنوز در صنعت تخریب مورد استفاده قرار می‌گیرد. حداقل دهانه‌ی که با شعاع هیدرولیکی مطرح شد در شکل ۱۷-۲ نشان داده شده است (Laubscher, 2000).

¹ Vera

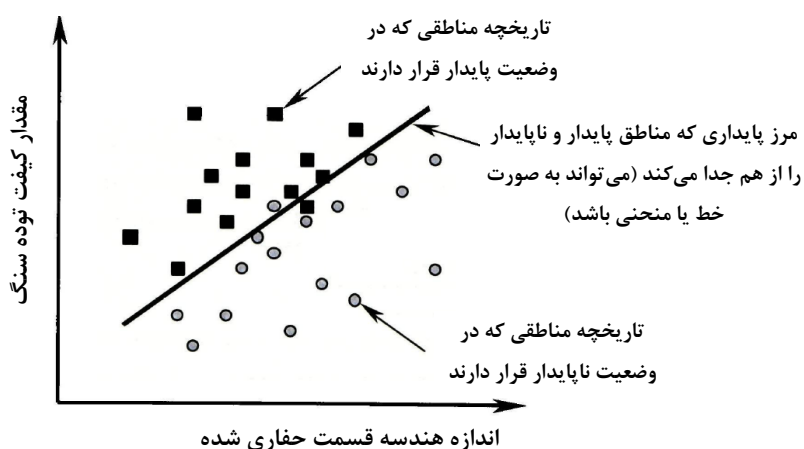


شکل ۲-۱۷- رابطه بین شعاع هیدرولیکی و حداقل دهانه (Laubscher, 2000)

۲-۸-۱-۴- روش‌های نمودار پایداری

روش نمودار پایداری، روشی نسبتاً ساده است که از روش‌های طراحی تجربی بر اساس طبقه‌بندی توده سنگ مشتق شده است. عمده‌ترین مفهوم در پس نمودار پایداری، ابعاد زیربرش یا سطح کارگاه است که وابسته به مقاومت توده سنگ است. شکل و ساختار کلی نمودار پایداری در شکل ۲-۱۸ نشان داده شده است.

روش‌های نمودار مائتوس و لابسچر دو روش نمودار پایداری هستند که جزء ابزارهای با ارزش در طراحی معدنی به شمار می‌روند. روش نمودار پایداری مائتوس که از تجربه‌های موجود در کارگاه‌های باز به دست آمده است در بررسی پایداری سطح کارگاه‌های باز استفاده می‌شود (Mathews et al., 1981).



شکل ۲-۱۸- ساختار کلی روش نمودار پایداری (Mawdesley, 2002)

الف: نمودار تخریب لابسچر

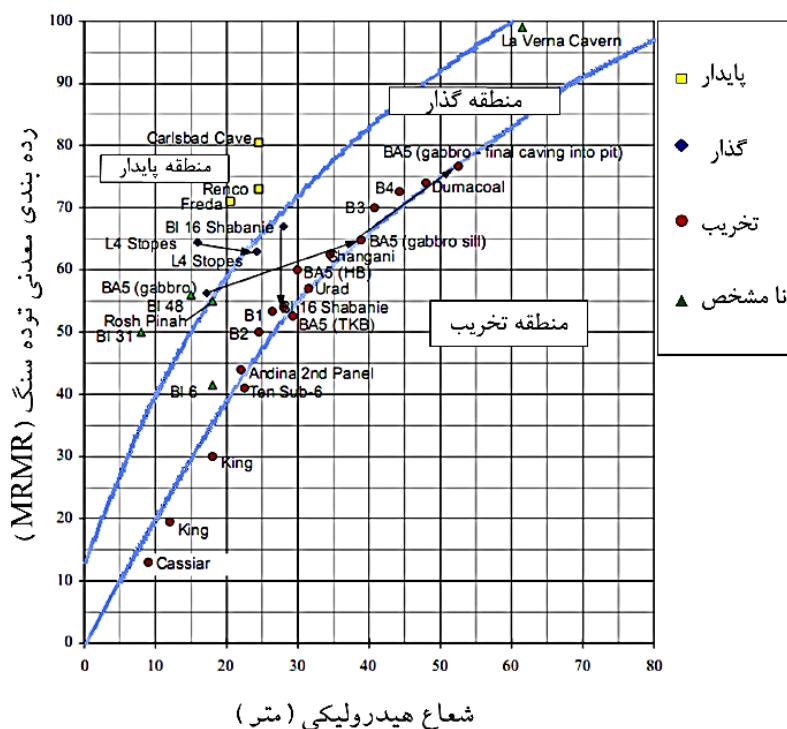
در تلاش‌های انجام شده برای توسعه روشی تجربی برای پیش‌بینی قابلیت تخریب و پیدا کردن ترکیبی از کیفیت سنگ، ابعاد زیربرش و تنش‌های القایی در یک روش ساده و کارآمد، لابسچر با رسم کردن مقدار امتیاز توده سنگ در معدن (MRMR) در مقابل شعاع هیدرولیکی (محیط/سطح= S) که وابسته به ابعاد و شکل زیربرش است، این امر را میسر ساخته است (شکل ۲-۱۹) (Brown, 2007).

لابسچر با شروع از معادن آزبست زیمبابوه داده‌های حاصل از تخریب را جمع‌آوری و بر روی نمودار رسم کرد، که هر نقطه نماینده یک معدن خاص بود. نقاط رسم شده نشان دهنده پایداری (بدون تخریب)، انتقال (ریزش‌های اصلی یا تخریب جزئی) یا شرایط تخریب معدن مورد نظر بودند. بر اساس این داده‌ها آقای لابسچر خطوط مرزی را رسم کرد که نمودار را به سه محدوده‌ی پایدار، انتقالی و تخریب تقسیم می‌کند که منطقه انتقالی نشان دهنده امکان‌پذیر بودن شروع تخریب است اما تخریب پیوسته و پایا اتفاق نمی‌افتد در حالی که منطقه تخریب نشان دهنده تخریب آزاد^۱ است که در آن تخریب پیوسته و پایا اتفاق می‌افتد (Laubscher, 2000).

همان‌طور که داده‌های بیشتری جمع‌آوری و تحلیل شد، روش محاسبه‌ی طبقه‌بندی MRMR نیز تکامل یافت و موقعیت خطوط مرزی دست‌خوش تغییراتی شدند. زمانی که یک عملیات تخریب جدید مورد بررسی قرار می‌گرفت، مقدار MRMR تخمین زده می‌شد و در نهایت مقدار شعاع هیدرولیکی مورد نیاز از روی نمودار محاسبه می‌گردید (Brown, 2007).

معادن زیادی از روش نمودار تخریب لابسچر برای تخمین ابعاد زیربرش لازم برای القای تخریب پیوسته استفاده کرده‌اند. تعدادی از این معادن سازگاری خوبی را بین مدل پیش‌بینی شده و ابعاد واقعی زیربرش گزارش دادند، گزارش‌های دیگر تفاوت قابل توجهی را بین مدل واقعی ابعاد زیربرش و آنچه با استفاده از نمودار لابسچر پیش‌بینی شده بود، نشان داد (Mawdesley, 2002).

¹ Free caving



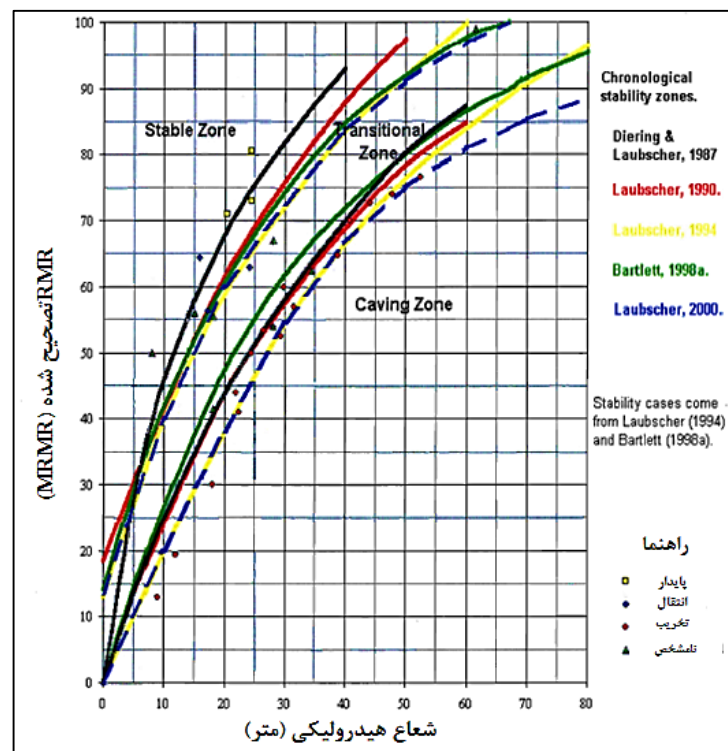
شکل ۲-۱۹- نمودار تخریب لابسچر (Bertalanffy, 1998)

مطالعات موردی تخریب در چندین عملیات تخریب در معادن کشور شیلی نشان داد که در حالتی که توده سنگ مقاومتر و به خوبی درزه دار شده باشد، مرز بین منطقه تخریب و منطقه انتقالی ممکن است برای مقادیر بالاتر MRMR پهن تر باشد. با این حال، شکل دقیق مرزهای تخریب در نمودار تخریب برای مقادیر MRMR بزرگ تر از ۵۰ به دلیل محدودیت های تجربی تخریب شناخته نشده است (Lorig et al., 1995).

اولین نمودار تخریب لابسچر در سال ۱۹۸۷ ارائه شد و رابطه بین RMR تعدیل شده و شعاع هیدرولیکی را نشان می داد. همه نسخه های نمودار تخریب لابسچر سه منطقه مجزای پایدار، انتقالی و تخریب را ارائه می دهند. به دلیل تغییر در تعداد مطالعات انجام شده، موقعیت این مناطق در طول سال ها دستخوش تغییرات زیادی شده است (جدول ۲-۳). بزرگترین اختلاف بین موقعیت نقاط رسم شده بین نسخه سال ۱۹۹۸ و نسخه سال ۲۰۰۰ مشاهده شده است (شکل ۲-۲۰) (Mawdesley, 2002).

جدول ۲-۳- خلاصه‌ای از تعداد کلاس‌های پایداری مطالعات موردی سال‌های مختلف (Mawdesley, 2002)

تعداد حالات از هر کلاس پایداری					منابع	
مجموع	نامشخص	تخریب	انتقالی	پایدار	سال	نویسندگان
-	-	-	-	-	۱۹۸۷	دیرینگ و لابسچر
۲۷	-	۹	۸	۱۰	۱۹۹۰	لابسچر
۱۸	-	۱۰	۱	۷	۱۹۹۴	لابسچر
۲۷	-	۱۵	۴	۸	۱۹۹۸	بارتلت
۲۹	۵	۱۷	۴	۳	۱۹۹۹	ICS- ترکیب نمودار ۱۹۹۴ و ۱۹۹۸
۲۱	۲۱	-	-	-	۲۰۰۰	لابسچر (manual of caving)



شکل ۲-۲۰- تغییرات نواحی پایداری نمودار تخریب لابسچر در طی سال‌های مختلف (Chitombo, 2010)

بررسی نمودار لابسچر نشان داد که دستور العمل‌های کافی برای برآورد قابل اطمینان از فاکتورهای تعدیل کننده در محاسبه MRMR وجود ندارد. همچنین نگرانی‌هایی در مورد تکرارپذیری محاسبه MRMR و اطمینان از سوابق استفاده شده در ناحیه تخریب نمودار لابسچر وجود دارد. ناکافی بودن مطالعه‌های موردی معتبر در دامنه توده سنگ‌هایی با مقاومت بیشتر باعث تخمین‌های نادرست توسط نمودار لابسچر شده است (Chitombo, 2010).

تعدادی از سوابق ارایه شده برای مقادیر بالای MRMR قابل تایید نیستند و تجربه تخریب‌های اخیر نشان می‌دهد که موقعیت مرزهای تخریب در نمودار تخریب لابسچر برای تخمین قابلیت تخریب توده سنگ‌های مقاوم با MRMR بالاتر از ۵۰ قابل اطمینان نیست. فقدان دستورالعمل‌های قابل فهم و روشن در استفاده از تعدیلات معدنی در تعیین مقدار MRMR به نوبه‌ی خود بر روی قابل اطمینان بودن محاسبات MRMR تأثیرگذار است. تعداد محدود مطالعات موردی در نمودار تخریب لابسچر سه ناحیه پایداری مجزا را مشخص می‌کنند و عدم تایید تعدادی از مطالعات موردی شک و تردید را در مورد صحت مناطق پایداری در نمودار تخریب بالا می‌برد. عدم قطعیت در تعیین ضریب‌های تعدیل در محاسبه MRMR بدین معنی است که بهبود نمودار تخریب لابسچر حتی با اضافه کردن سوابق موردی بیشتر دشوار است (Mawdesley, 2002).

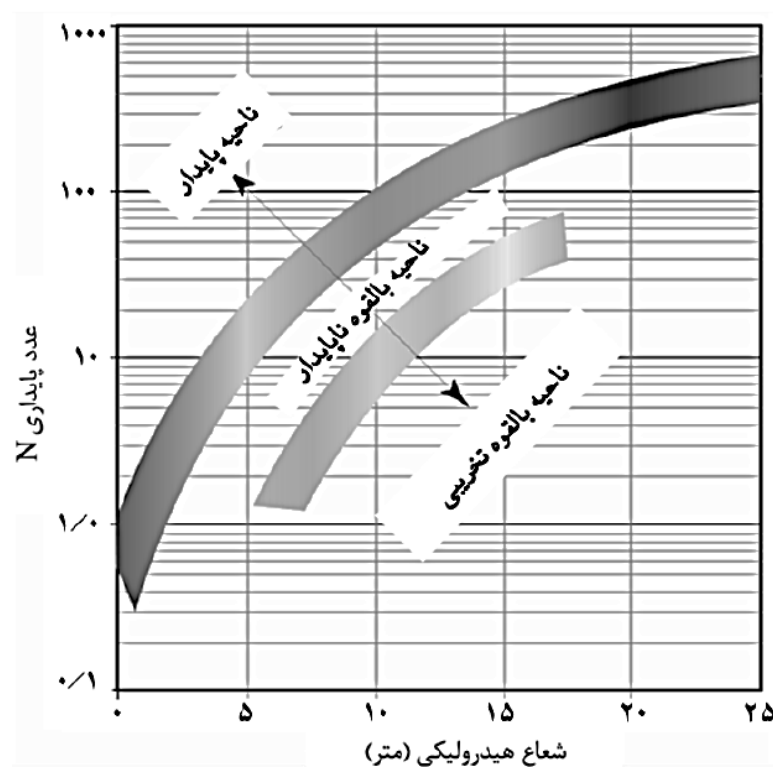
ب: نمودار پایداری ماتئوس

نمودار پایداری ماتئوس از نظر مفهومی بسیار شبیه به نمودار تخریب لابسچر است. ماتئوس این روش را برای طراحی کارگاه‌های باز برای معدن‌کاری در سنگ سخت و عمق زیر ۱۰۰۰ متر توسعه داد. نخستین نمودار پایداری بر اساس پایگاه داده‌ی کوچک ارایه شد. پس از آن تعدادی از نویسندگان تعداد کافی داده‌های جدید از عمق‌های مختلف معدن و برای دامنه وسیع‌تری از شرایط سنگ جمع‌آوری کردند و به داده‌های نمودار اضافه کردند (Trueman et al., 2000) (Potvin et al., 1989) (Stewart and Forsyth, 1995). روشی که هم اکنون رایج است بر پایه تجزیه و تحلیل بیش از ۳۵۰ مطالعه موردی از معادن زیرزمینی کانادا استوار است و در برگیرنده عوامل کلیدی مؤثر بر طراحی کارگاه‌های باز می‌باشد (Suorinen et al., 2000) (Kazakidis, 2001; Suorinen et al., 2000) (Suorinen, 2000) (Kazakidis, 2001).

روند طراحی در روش ماتئوس بر اساس مجموع ۲ پارامتر، عدد پایداری (N) که نشان دهنده توانایی توده سنگ در ایستادگی تحت تنش‌های موجود است و فاکتور شکل یا شعاع هیدرولیکی (S) که برای

محاسبه هندسه سطح استفاده می‌شود. عدد پایداری جایگزین MRMR در نمودار لابیچر شده است در حالی که فاکتور شکل همانند شعاع هیدرولیکی در روش لابیچر است (شکل ۲-۲۱).

ترومن^۱ داده‌های مربوط به پایداری، گسیختگی‌های فرعی و اصلی مناطق مورد مطالعه را جمع‌آوری و روش مانتوس را در دامنه وسیعی از کارگاه‌های باز و خصوصیات توده سنگ توسعه داد (Trueman et al., 2000). این داده‌ها با اطلاعات موجود ترکیب و یک پایگاه داده با ۵۰۰ ورودی را تولید کرد. همان‌طور که در شکل ۲-۲۲ نشان داده شده است، نقاط داده‌های S-N بر روی نمودار لگاریتمی رسم شده‌اند. مادسلی^۲ با افزایش پایگاه اطلاعاتی و با استفاده از تحلیل رگرسیون منطقی^۳ مرزهای پایداری، گسیختگی‌های اصلی و فرعی را برای تعیین قابلیت تخریب ارائه داد (Mawdesley et al., 2001).

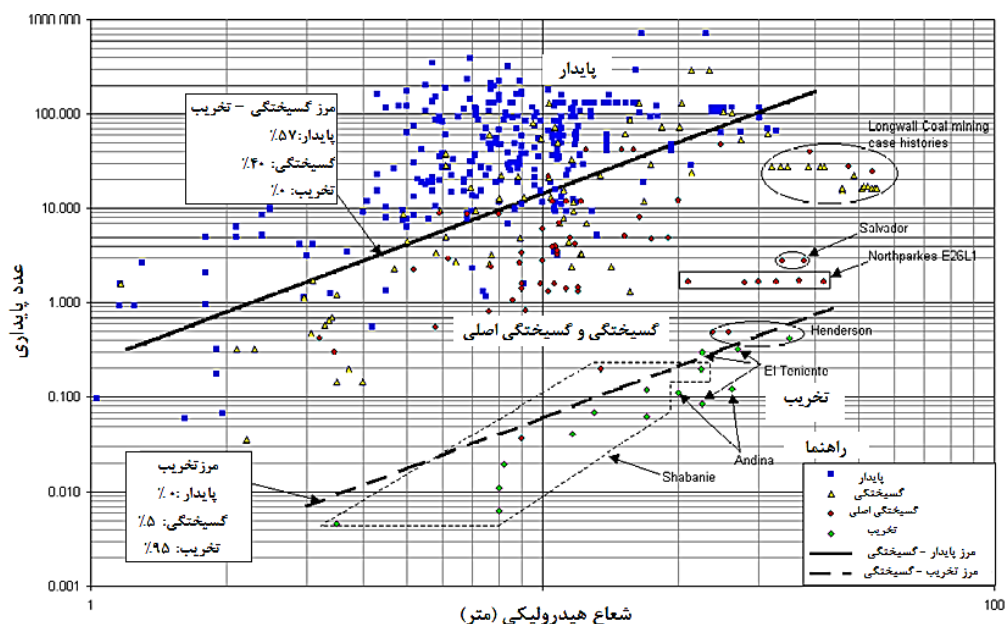


شکل ۲-۲۱- نمودار پایداری اصلی مانتوس (Mathews et al., 1981)

¹ Trueman

² Mawdesley

³ Logistic regression



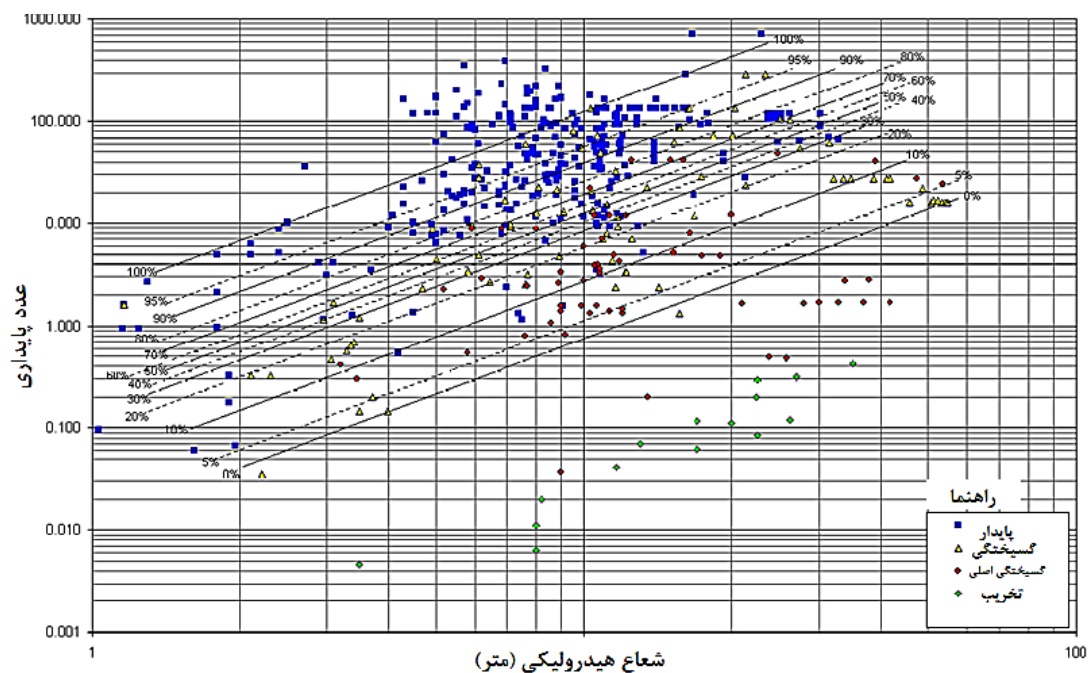
شکل ۲-۲- گسترش روش نمودار ماتئوس برای کارگاه‌های باز بر اساس رگرسیون منطقی (Mawdesley, 2002)

دایدریچ^۱ و کایسر^۲ رسم خطوط با احتمال یکسان را برای محدوده طراحی پیشنهاد دادند (Diederichs and Kaiser, 1996). مادسلی خطوطی با احتمال یکسان را برای حالت‌های پایدار، گسیختگی، گسیختگی اصلی و ترکیب گسیختگی و گسیختگی اصلی محاسبه، و بر روی نمودار پیاده کرد است (شکل‌های ۲-۲۳ و ۲-۲۴) (Mawdesley et al., 2001).

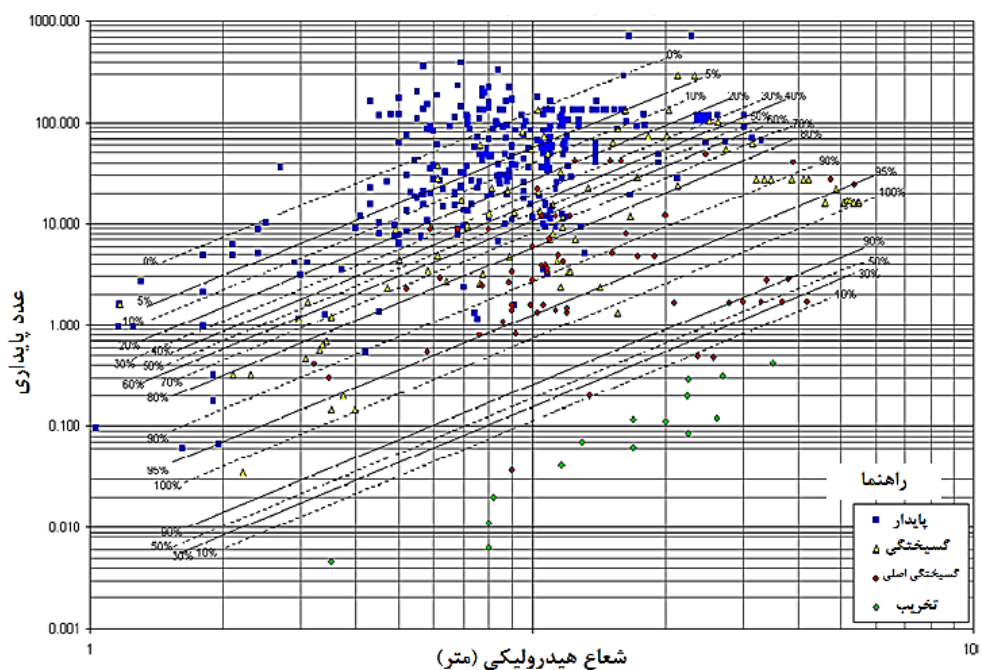
در روش ارزیابی شده توسط مادسلی به دلیل نبود داده‌های کافی از معادن تخریب بلوکی تعریف دقیق خطوط احتمال امکان‌پذیر نیست. در این روش خطی که گسیختگی اصلی را از ناحیه تخریب پیوسته جدا می‌کند، نشان دهنده احتمال وقوع ۱۰۰ درصد تخریب نخواهد بود. در دسترس بودن داده‌های بیشتر منجر به محدود شدن عدم قطعیت و اعتماد به نفس بالاتر در استفاده از این روش برای پیش‌بینی قابلیت تخریب می‌شود (Brown, 2007). در جدول ۲-۴ خلاصه‌ای از روش‌های تجربی پیش‌بینی قابلیت تخریب و معایب آن‌ها آورده شده است.

¹ Diederichs

² Kaiser



شکل ۲-۲۳- کانتورهای هم احتمال برای حالت‌های پایدار (Mawdesley et al., 2001)



شکل ۲-۲۴- کانتورهای هم احتمال برای حالت‌های گسیختگی و گسیختگی اصلی (Mawdesley, 2002)

جدول ۲-۴- روش‌های تجربی پیش‌بینی تخریب‌پذیری و معایب آن‌ها

نام روش	معادن مورد استفاده	معایب روش
کینگ (۱۹۴۵)	کلایمکس	- تنها پارامترهای نوع سنگ و فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها در تخریب‌پذیری در نظر گرفته شده است
شاخص قابلیت تخریب (۱۹۶۹)	کلایمکس و یوراد	- تنها پارامتر RQD برای پیش‌بینی تخریب‌پذیری در نظر گرفته شده است. - تنها برای شرایط محلی قابل استفاده است
حداقل دهانه (۱۹۸۱)	کلایمکس	- تنها ابعاد زیربرش و پارامترهای مقاومتی سنگ برای پیش‌بینی تخریب‌پذیری مورد استفاده قرار گرفته است
نمودار تخریب لایسچر (۲۰۰۰)	در اکثر معادن تخریب بلوکی (تنها روشی که در مقیاس صنعتی استفاده شده است)	- زمانی که مقاومت توده سنگ بالا باشد میزان تخریب‌پذیری پیش‌بینی شده با مقادیر واقعی اختلاف خواهد داشت. - نداشتن دستورالعمل مشخص برای تعیین فاکتورهای تعدیل‌کننده در طبقه‌بندی توده سنگ لایسچر (MRMR) - تکرارپذیر نبودن محاسبه MRMR - در این روش تمامی عوامل مؤثر در تخریب‌پذیری مانند تأثیرات کنترل استخراج لحاظ نشده است.
نمودار توسعه یافته ماتئوس (۲۰۰۲)	در مقیاس صنعتی مورد استفاده قرار نگرفته است	- اساس این روش روی پایداری معادن کارگاه باز است نه بر روی تخریب‌پذیری - تمامی عوامل مؤثر در تخریب‌پذیری نظیر کنترل استخراج، آب زیرزمینی، ابعاد زیربرش لحاظ نشده است - به دلیل نبود داده‌های کافی، تعریف دقیق خطوط احتمال امکان‌پذیر نمی‌باشد

۲-۸-۲- روش‌های عددی

روش‌های مدل‌سازی عددی متعدد (المان محدود^۱، المان مرزی^۲، تفاضل محدود^۳، المان مجزا^۴ و روش‌های ترکیبی^۵) و رویکردهای مختلفی برای تحلیل تنش‌ها و تغییر شکل‌ها در ژئومکانیک وجود

^۱ Finite Element^۲ Boundary Element^۳ Finite Difference^۴ Distinct Element^۵ Hybrid

دارد. این روش‌ها به طور گسترده در تعیین میدان تنش و بردار جابه‌جایی در محیط اطراف فضا‌های زیرزمینی که روش‌های تحلیلی قادر به انجام آن نیستند، مورد استفاده قرار گرفته‌اند. از نظر براون^۱ مدل‌سازی عددی ارزیابی و تحلیل‌های دقیق‌تری از رفتار شروع و گسترش تخریب نسبت به روش‌های تجربی ارائه می‌دهد (Brown, 2003).

برک^۲ و هاوارد^۳ خاطر نشان کردند که با توجه به خصوصیات متغیر توده سنگ‌ها، امکان انتخاب مجموعه‌ای از پارامترها و معادلات ساختاری که برای همه توده سنگ‌ها معتبر باشند، وجود ندارد (Brekke and Howard, 1972). اگر چه در سال‌های اخیر پیشرفت‌های زیادی در مدل‌سازی‌های عددی ایجاد شده و روش‌های نوینی در مسایل مکانیک سنگی توسعه داده شده است، با این حال توضیح برک و هاوارد به قوت خود باقی است (Starfield and Cundall, 1988). به همین دلیل باید صحت رفتار تخریبی که توسط مدل‌های عددی ارائه شده، قبل از این که در پیش‌بینی قابلیت تخریب مورد استفاده قرار گیرد، بررسی شود. روش‌های عددی متعددی برای مدل‌سازی وجود دارد، نظیر مدل‌های پیوسته، ناپیوسته و ترکیبی، که در ادامه توضیح مختصری در باب این روش‌ها آورده شده است.

الف: مدل‌های دو بعدی الاستیک

بلافاصله پس از معرفی روش اجزاء محدود برای تحلیل‌های عددی تنش و جابه‌جایی در ساختارهای پیوسته، پالما^۴ و آگارول^۵ اولین مدل دوبعدی الاستیک را برای مطالعه رفتار گسترش تخریب برای معدن التنینت^۶ در شیلی ارائه دادند (Palma and Agarwal, 1973). در طول این مطالعه، آن‌ها دو پارامتر شبکه ناپیوستگی‌ها و جهت تنش‌های اصلی نسبت به ابعاد زیربرش را به عنوان دو پارامتر موثر در رفتار گسترش تخریب معرفی کردند. مدل‌سازی ارائه شده بر این فرض استوار است که زمانی که مولفه‌های

¹ Brown

² Brekke

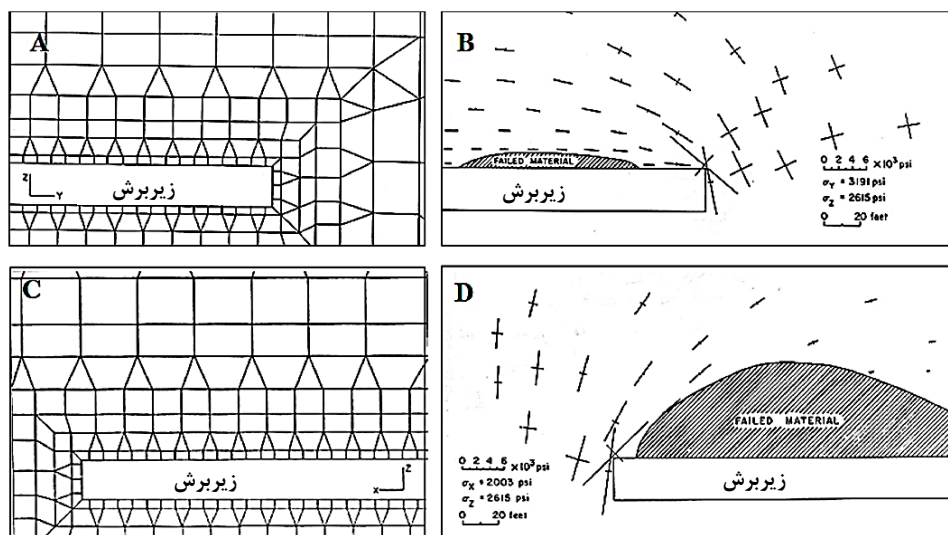
³ Howard

⁴ Palma

⁵ Agarwal

⁶ El Teniente

تنش کششی در توده سنگ بالای زیربرش آشکار شدند، تخریب در حال گسترش است (Sainsbury, 2012). در شکل ۲-۲۵ تاثیر تنش‌های برجا و جهت‌داری زیربرش بر روی ارتفاع تخریب نشان داده شده است. در این مطالعه فرض بر این بوده که تخریب تنها در اثر شکست‌های کششی اتفاق می‌افتد (تخریب ثقلی).



شکل ۲-۲۵- تاثیر جهت‌داری تنش‌های برجا و زیربرش بر روی گسترش تخریب (Palma and Agarwal, 1973)

ب: مدل‌های پلاستیسته دو بعدی

با توجه به کاربرد شبیه‌سازی‌های دو بعدی با استفاده از روش المان محدود در معادن تخریبی گریس^۱ در آمریکا، بارلا^۲ یک مدل مواد نرم شونده^۳ برای نشان دادن تغییر مقاومت توده سنگ از حالت برجا به حالت کاملاً ضعیف و حجیم شده در طول تخریب ارایه داد (Barla et al., 1980). استفاده از این مدل رفتاری علاوه بر مشخص کردن محدودیت‌های مدل الاستیک ارایه شده توسط بارلا نشان داد که تخریب تنها بر اساس سازوکار ثقلی اتفاق نمی‌افتد بلکه ممکن است در اثر سازوکار تنش‌ی نیز اتفاق بیافتد.

^۱ Grace

^۲ Barla

^۳ Softening material model

رفتار نرم شوندگی در مدل ارایه شده از طریق بررسی‌های دوره‌ای از حالت‌های شکست که در یک مش‌بندی عددی اتفاق می‌افتد، شبیه‌سازی شده است. در این مدل‌سازی اگر ناحیه مورد نظر در اثر سازوکارهای تنشی یا فشاری به مرحله شکست برسد، مقادیر مقاومت، چگالی و سختی مدل با خصوصیات باقی مانده^۱ مواد جایگزین می‌شوند (Sainsbury, 2012).

در اوایل سال ۱۹۹۰، ریچ^۲ و لوریگ^۳ یک مدل دو بعدی تفاضل محدود به منظور بررسی وضعیت تخریب در معادن هندرسون در آمریکا ارایه دادند و رفتار گسترش تخریب را در این معدن پیش‌بینی کردند (Rech and Lorig, 1992). این مدل عددی، اولین شبیه‌سازی ارایه شده بود که تلاش کرد بین برنامه تولید و رفتار گسترش تخریب ارتباط برقرار کند. در این مدل‌سازی ناحیه تخریب از طریق توسعه تدریجی تعدادی زیربرش که با توجه به برنامه‌ریزی تولید طراحی شده‌اند، شبیه‌سازی شده است. الگوریتم استفاده شده توسط ریچ و لوریگ در شکل (۲-۲۶) نشان داده شده است.

در طول مطالعات جهانی تخریب (ICS^۴) کارزولویک^۵ و فلورس^۶ تاثیر عمق، تنش، ناپیوستگی‌های بزرگ مقیاس، مقاومت توده سنگ و آب زیرزمینی را بر روی تخریب‌پذیری با استفاده از مدل‌سازی المان محدود دو بعدی و با نرم‌افزار Phase2 (Rocscience, 2004) بررسی کردند (Karzulovic and Flores, 2003). در مدل ارایه شده گسترش شکست توده سنگ به اندازه ۱۰ درصد طول زیربرش در نظر گرفته شده است (به عنوان مثال اگر طول زیربرش ۱۰۰ متر باشد در نتیجه مقدار گسترش تخریب برابر ۱۰ متر خواهد بود)، که در شکل ۲-۲۷ (الف) نشان داده شده است.

¹ Residual value

² Rech

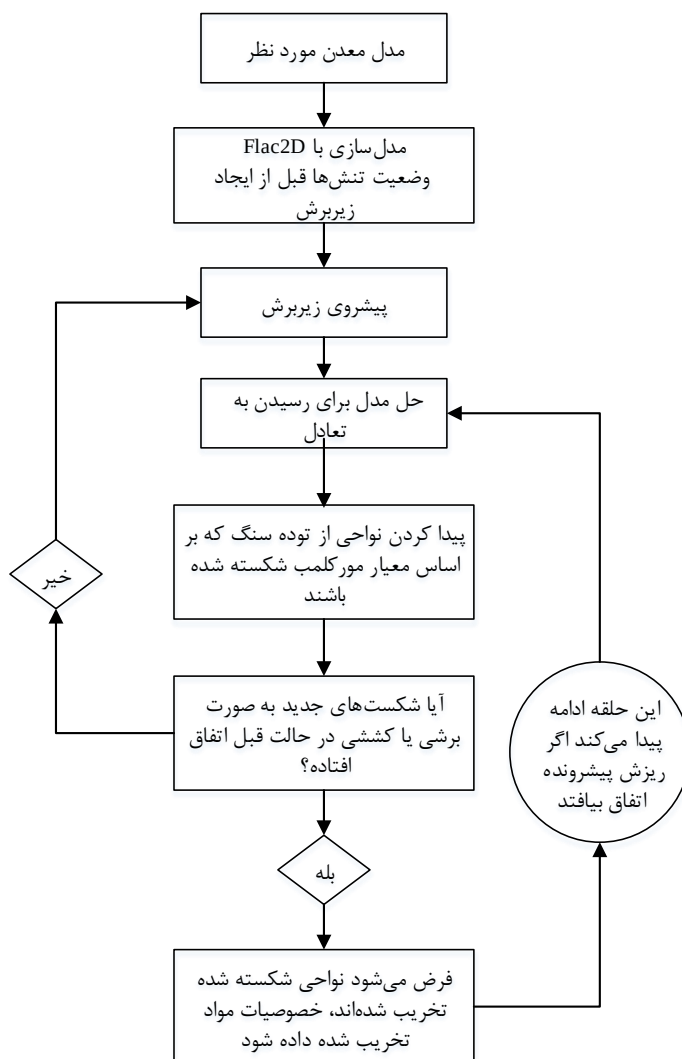
³ Lorig

⁴ International Caving Study

⁵ Karzulovic

⁶ Flores

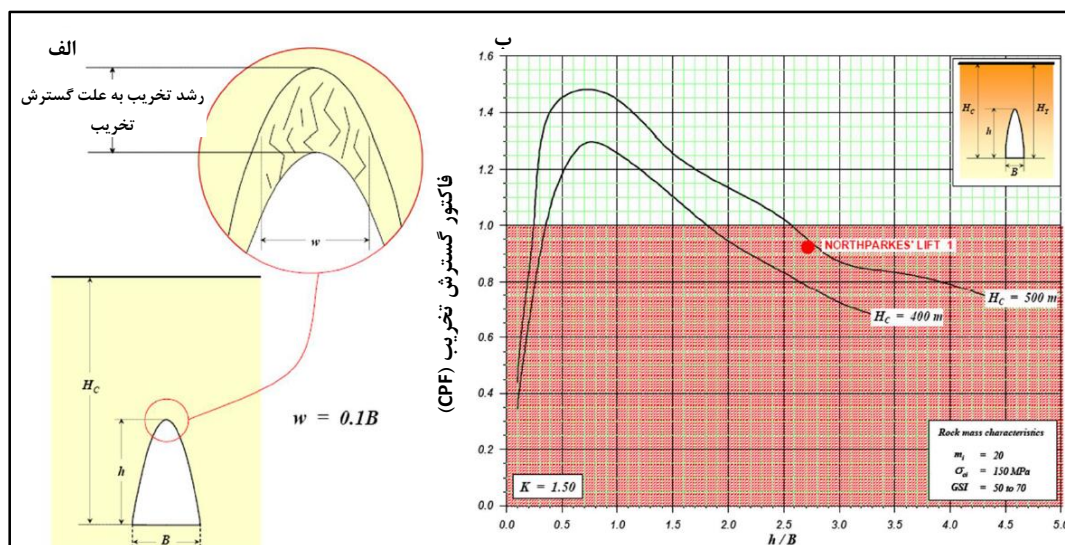
همچنین در این مدل بر اساس توزیع مجدد تنش در اطراف فضای پشت تخریب، فاکتور گسترش تخریب (CPF^1) ارایه شد که عبارت است از نسبت بین متوسط تنش انحرافی^۲ که به فضای پشت تخریب اعمال می شود به حداکثر تنش انحرافی که توده سنگ در آن پایدار است. از این فاکتور برای مطالعه میزان گسترش تخریب استفاده می شود (شکل ۲-۲۷ (ب)) (Karzulovic and Flores, 2003).



شکل ۲-۲۶- روند مدل سازی رفتار تخریب با استفاده از مدل دو بعدی تفاضل محدود (Rech and Lorig, 1992)

¹ Cave Propagation Factor

² Deviatoric stress



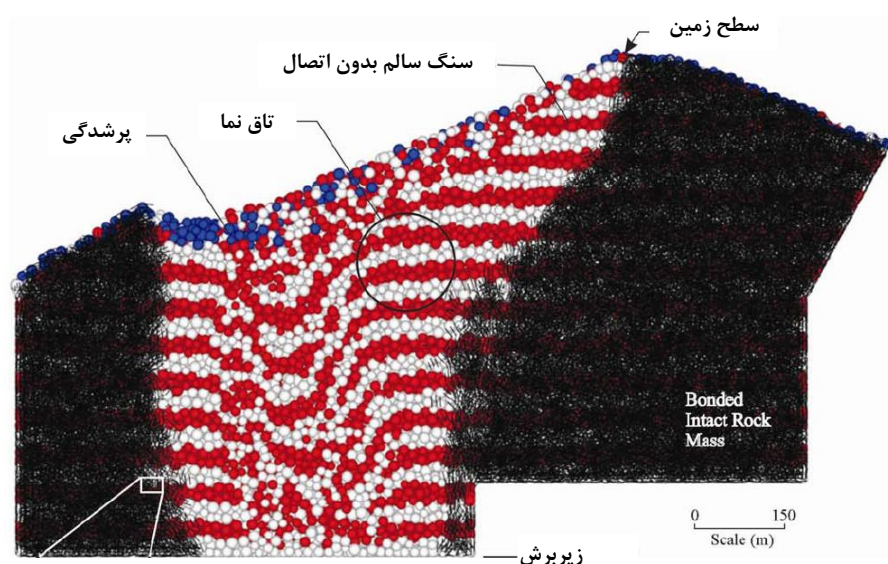
شکل ۲-۲۷- تعیین فاکتور گسترش تخریب در معدن نورس پارک (Karzulovic and Flores, 2003)

پ: مدل سازی المان مجزای دو بعدی

لوریگ با استفاده از کدگذاری در مدل المان مجزای دو بعدی در نرم افزار PFC^{2D} درک بهتری از درزه‌داری توده سنگ و بهبود شکل فضای پشت تخریب در معادن تخریب بلوکی ارایه داد (Lorig et al., 1995). روش ارایه شده شامل مدل مفهومی از رفتار گسترش تخریب در تنش اولیه بالا و دو سازوکار شکست اصلی (شکست بلوک‌های سنگی و لغزش در طول درزه‌های موجود) هنگام گسترش تخریب است. در این مدل، هر بلوک سنگ سالم به وسیله توپ‌های که به هم چسبیده شده‌اند، نشان داده می‌شود. بعد از اجرای زیربرش، اگر مقدار نیروی القایی بزرگتر از مقاومت نوارهای تماس بین توپ‌ها باشد باعث شکسته شدن نوارهای تماس می‌شود (تخریب تنشی) (Sainsbury, 2012). این مدل قادر به شبیه‌سازی هر دو سازوکار تخریب تنشی و ثقلی در توده سنگ درزه‌دار است. یکی از محدودیت‌های موجود در این مدل‌سازی، ابعاد مدل ساخته شده است که برای شبیه‌سازی نیاز به رایانه‌های با سرعت و توان محاسبه بالا دارند.

ت: مدل سازی المان مجزای سه بعدی

به رغم وجود محاسبات سنگین در مدل سازی با استفاده از روش المان مجزا، گیلبراد^۱ (Gilbride et al., 2005) و شاروک^۲ (Sharrock et al., 2011) از مدل سازی سه بعدی المان مجزا (PFC^{3D}) برای مدل سازی سازوکار تخریب و نشست های بزرگ مقیاس استفاده کردند (شکل ۲-۲۸). در هر دو مدل سازی به دلیل وجود محاسبات سنگین، ابعاد توپ ها بین ۱۳ تا ۲۴ متر در نظر گرفته شده است. به همین دلیل شبیه سازی ترک های کوچک مقیاس و جابه جایی های کوچک مقیاس توده سنگ در این دو مدل امکان پذیر نیست. در هر دو مدل سازی نتایج به دست آمده با واقعیت مشاهده شده مطابقت خوبی نداشته اند (Sainsbury, 2012).



شکل ۲-۲۸- مدل سازی بزرگ مقیاس با استفاده از مدل سه بعدی المان مجزا در نرم افزار PFC^{3D} برای تحلیل تخریب و نشست حاصل از آن (Sharrock et al., 2011)

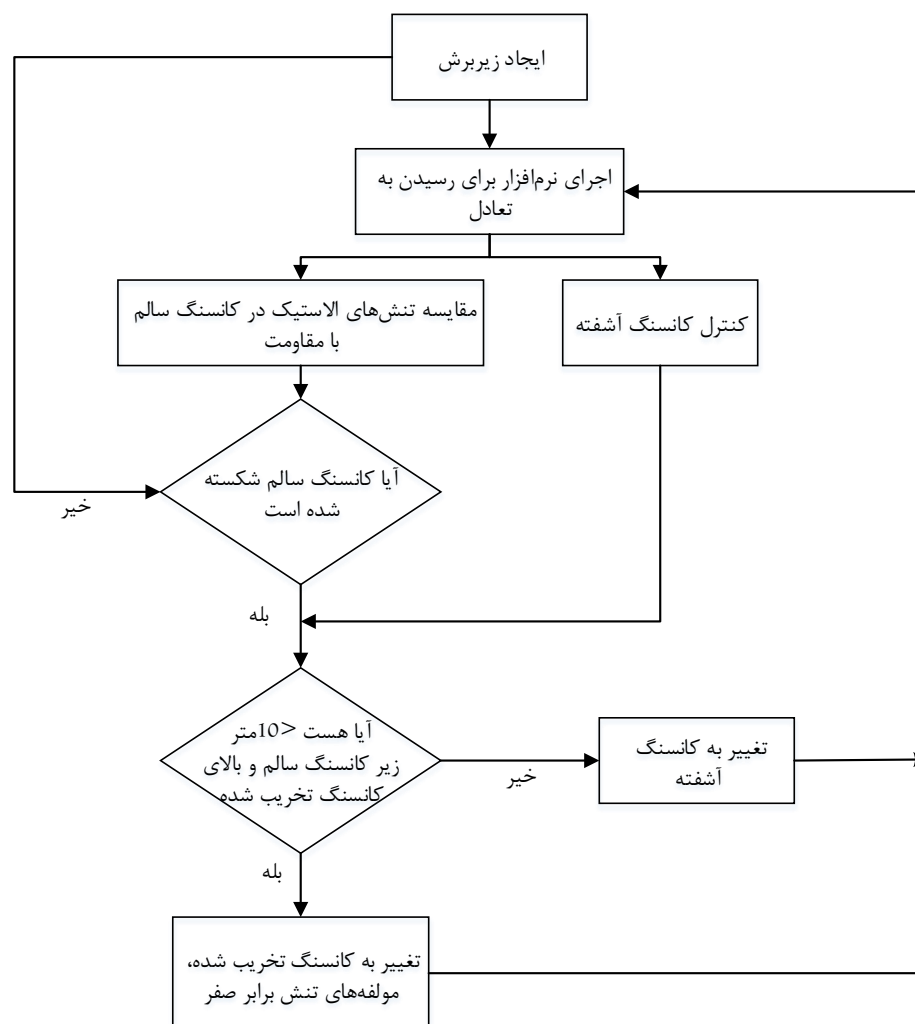
ج: مدل سازی سه بعدی در محیط پیوسته

با توجه به محدودیت های محاسباتی در شبیه سازی فرآیندهای تخریب بزرگ مقیاس با استفاده از روش های المان مجزا، پیرس و لوریگ یک روش بهبود یافته که در محیط پیوسته توسعه داده شده بود

¹ Gilbride

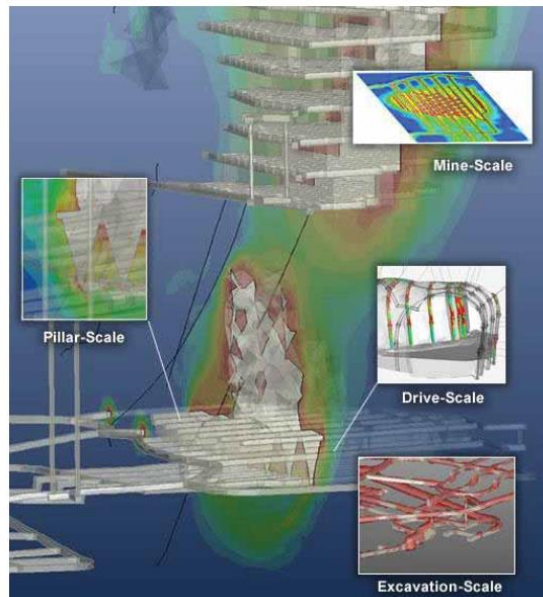
² Sharrock

را ارایه دادند (Pierce and Lorig, 1998). در این مدل، زیربرش‌های متوالی با پهنای ثابت برای شبیه‌سازی فرآیند افزایش شعاع هیدرولیکی در زمان شروع تخریب اولیه در نظر گرفته شده است. در این روش برای هر بار توسعه زیربرش قبل از اینکه زیربرش بعدی حفاری شود، مدل باید به تعادل برسد. در شکل ۲-۲۹ نمودار روند انجام مدل‌سازی نشان داده شده است. در این روش با کاهش یکنواخت تنش در طول زیربرش، کان‌سنگ شکسته شده از نواحی پر تنش وارد زیربرش می‌شود. این روش باعث کنترل بیشتر شبیه‌سازی فرآیند تولید می‌شود.



شکل ۲-۲۹- روندنمای شبیه‌سازی تخریب در مدل‌سازی سه بعدی در محیط پیوسته (Pierce and Lorig, 1998)

بک^۱ با استفاده از نرم افزار ABAQUS (Simulia, 2011) روشی برای بررسی رفتار گسترش تخریب توسعه داد (Beck et al., 2007). نمونه‌ای از نتایج این مدل در شکل ۲-۳۰ نشان داده شده است.



شکل ۲-۳۰- نمونه‌ای از شبیه‌سازی معدن تخریب بلوکی با نرم‌افزار ABAQUS (Beck et al., 2007)

د: روش‌های ترکیبی

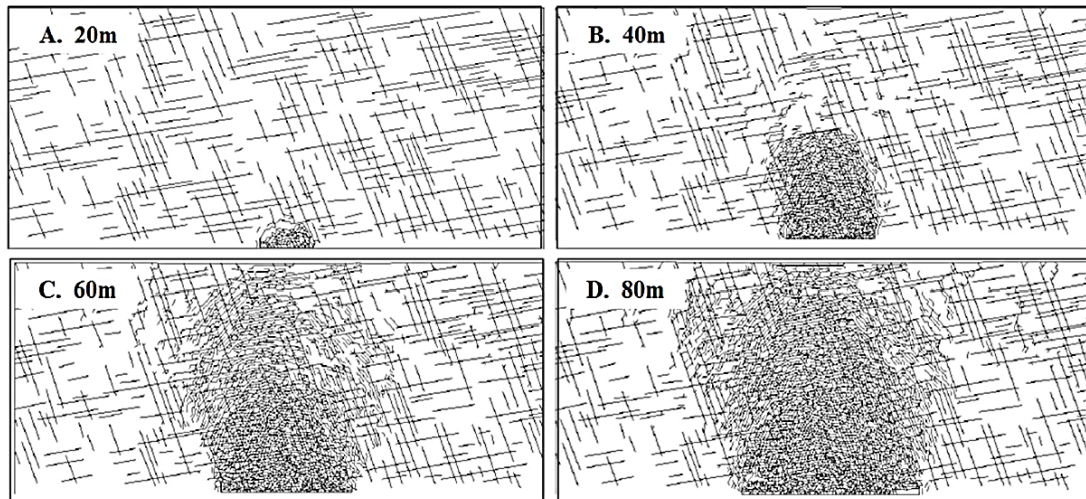
رفتار گسترش تخریب به شدت تحت تاثیر ناپیوستگی‌های موجود و مقاومت پل سنگ‌ها است (Lorig et al., 1995). پایین^۲ (Pine et al., 2007) و وایزمنسکی^۳ (Vyazmensky et al., 2007) از ترکیب روش‌های المان محدود و مجزا (ELFEN Code) برای اضافه کردن شکستگی‌های فیزیکی در مش‌بندی محیط پیوسته المان محدود استفاده کردند. این روش ترکیبی از معیار شکست مورکلومب و یک مدل درزه‌دار است (Sainsbury, 2012). در شکل ۲-۳۱ شبیه‌سازی گسترش تخریب با استفاده از این روش نشان داده شده است. مدل‌سازی توده سنگ درزه‌دار با استفاده از این روش نیازمند داشتن موقعیت درزه‌ها و خصوصیات مکانیکی آن است. استفاده از مدل‌سازی دو بعدی با توجه به ساده‌سازی‌های انجام شده در آن منجر به ارزیابی تخمین‌های غیر واقعی از تاثیر ساختارهای اصلی بر روی پیش‌بینی گسترش

¹ Beck

² Pine

³ Vyazmensky

تخریب شده است. به همین دلیل تحقیقات قابل توجهی انجام شده است که نشان می‌دهد که یک تحلیل سه بعدی برای بررسی تاثیر جهت‌داری تنش‌های اصلی، جهت‌داری زیربرش جهت‌داری و پایایی ساختارهای سه بعدی مورد نیاز است (Phillips and Hellewell, 1994).



شکل ۲-۳۱- شبیه‌سازی گسترش تخریب با استفاده از روش ترکیبی (Vyazmensky et al., 2007)

۲-۸-۲-۱- مدل‌سازی عددی تخریب

به منظور بررسی قابلیت تخریب توده سنگ، هاسن^۱ و همکارانش سه مرحله اصلی را در نظر گرفتند (Hassen et al., 1993):

۱- حالت بسیار متداول استخراج توده سنگ: این مرحله با استفاده از روش‌های اجزاء محدود انجام می‌شود. مواردی که در این مرحله باید مورد توجه قرار گیرند عبارتند از:

- پارامترهای هندسی زیربرش شامل شکل، عرض، ارتفاع و جهت آن
- تنش‌های برجا
- مشخصات مکانیکی توده سنگ (ماده معدنی و دیواره‌ها)

^۱ Hassen

هدف از این مرحله، بررسی قابلیت تخریب توده سنگ تحت تأثیر عوامل هندسی و دیگر پارامترهای معرف توده سنگ است. برای مدل سازی در این مرحله نیاز به ترکیب های متفاوت از مقادیر مختلف عوامل مذکور است تا امکان کاربرد روش اجزاء محدود حاصل شود. در صورتی که ماده ی سنگ به حدی مستحکم باشد که مانع تخریب شود، تحلیل ها به مرحله دوم می رسد.

۲- در این مرحله عوامل مربوط به درزه های طبیعی به عنوان عوامل تکمیلی وارد می شود. به عبارتی بررسی می شود که آیا اندازه و حجم بلوک های ایجاد شده توسط درزه ها اجازه ی تخریب را می دهد یا خیر.

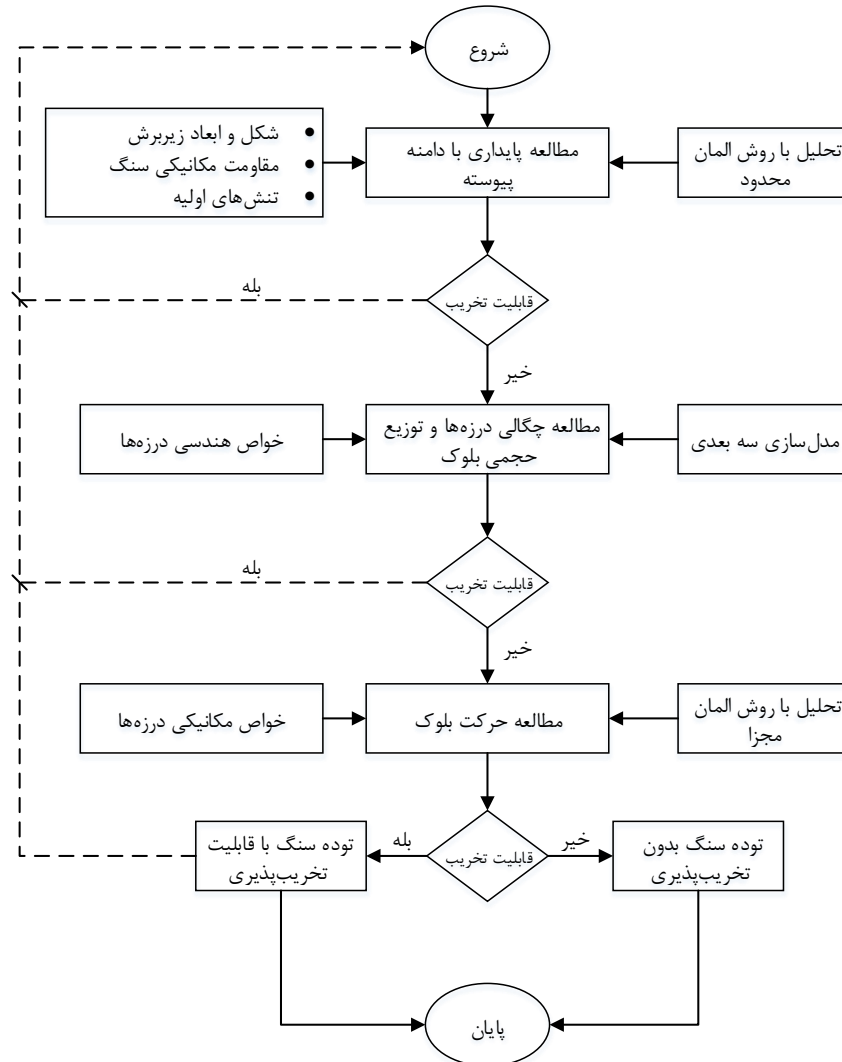
در این مرحله یک کد عددی سه بعدی برای تعیین و تحلیل بلوک های حاصل از درزه ها و ساختن توزیع اندازه یا حجم آن ها مورد استفاده قرار خواهد گرفت.

۳- مطالعه حرکت بلوک ها و بررسی پاسخ این سوال که آیا این حرکت ها منجر به فروریختن کلی سازه و تخریب می شود یا خیر. در این مرحله علاوه بر مقاومت مکانیکی سنگ سالم و مشخصات هندسی درزه های طبیعی، پارامترهای مکانیکی این درزه ها لازم است.

برای رسیدن به این هدف از یک مدل اجزاء مجزا برای مدل سازی فرایند تخریب و حصول شرایط لازم برای تخریب استفاده می شود. در شکل ۲-۳۲ مراحل مدل سازی فرایند تخریب نشان داده شده است.

با توجه به سازوکار بسیار پیچیده تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی و تأثیر پارامترهای متعدد در آن، روش های معمول در بیشتر مواقع قادر به ارزیابی و پیش بینی درست تخریب نمی باشند، چرا که روش های مذکور قادر نیستند تأثیر تمامی این پارامترها را در نظر بگیرند. از طرفی اندرکنش های میان این پارامترها نیز تأثیر بسیار مهمی در رخداد تخریب دارند که آن ها نیز به طور کلی در روش های مرسوم در نظر گرفته نمی شود. برای فایق آمدن بر این مشکل می توان از رویکردهای سیستمی استفاده

نمود که توانایی در نظر گرفتن تعداد نامحدودی از پارامترها و نیز اندرکنش میان آن‌ها را دارا است که در فصل بعدی به تفصیل توضیح داده خواهد شد.



شکل ۲-۳۲- روندنمای مدل‌سازی قابلیت تخریب توده سنگ (Hassen et al., 1993)

از جمله کارهای انجام شده در زمینه مدل‌سازی عددی در معادن تخریب بلوکی در جدول ۲-۵ به صورت خلاصه آورده شده است.

جدول ۲-۵- خلاصه‌ای از مدل سازی عددی انجام شده در زمینه تخریب پذیری

منبع	توضیحات
(Palma and Agarwal, 1973)	اولین مدل سازی عددی با استفاده از روش اجزاء محدود دو بعدی برای مطالعه گسترش تخریب برای معدن التینیت در کشور شیلی انجام دادند. در این مدل سازی به بررسی تأثیرات تنش برجا و شبکه ناپیوستگی ها بر روی گسترش تخریب پرداخته شد.
(Barla et al., 1980)	از روش المان محدود برای نشان دادن کاهش مقاومت بر جای توده سنگ و همچنین تغییرات مدول الاستیک و چگالی در طول گسترش تخریب استفاده کردند.
(Rech and Lorig, 1992)	با استفاده از مدل دو بعدی تفاضل محدود وضعیت تخریب پذیری را در معدن هندرسن مورد مطالعه قرار دادند و رفتار گسترش تخریب را پیش بینی کردند.
(Lorig et al., 1995)	مدل دو بعدی المان مجزا (DEM) با نرم افزار PFC2D برای بررسی تخریب پذیری مورد استفاده قرار گرفت. این مدل سازی درک بیشتری را از تأثیر ناپیوستگی ها توده سنگ بر روی تخریب پذیری و شکل فضای پشت تخریب ارائه کرد.
(Lorig, 2000)	با استفاده از مدل سازی سه بعدی شعاع هیدرولیکی مرتبط با شروع تخریب را پیش بینی و آن را با روش تجربی نمودار تخریب لابسچر مقایسه کرد.
Karzulovic and Flores,) (2003	در طول مطالعه تخریب تأثیر پارامترهای عمق، تنش، ناپیوستگی های بزرگ مقیاس، مقاومت توده سنگ و آب زیرزمینی را بر روی قابلیت تخریب با استفاده از مدل دو بعدی FEM مورد بررسی قرار دادند.
(Gilbride et al., 2005)	از مدل عددی سه بعدی DEM برای مدل سازی تخریب و تحلیل نشست های بزرگ مقیاس استفاده کردند.
(Pierce et al., 2006)	نقاط تخلیه را بر اساس سرعت حرکت مواد به سمت پایین در فضای پشت زیربرش با استفاده از روش تفاضل محدود شبیه سازی کردند.
(Beck et al., 2007)	روشی را برای ارزیابی رفتار گسترش تخریب با استفاده از مدل عددی ساخته شده با ABAQUS توسعه دادند.
& (Pine et al., 2007) (Vyazmensky et al., 2007)	از مدل سازی المان محدود مجزای ترکیبی ELFEN برای وارد کردن شکستگی های فیزیکی به مدل های المان پیوسته استفاده کردند.
(Sainsbury et al., 2009)	کاربرد الگوریتم عددی تخریب را با استفاده از روش تفاضل محدود توصیف کرد. حجم حاصل از تخریب را به عنوان نتیجه حاصل از شرایط ژئومکانیکی و برنامه ریزی تولید بیان کرد.
(Vyazmensky et al., 2010)	به بررسی اندرکنش بین معادن تخریبی و معادن روباز بزرگ مقیاس با استفاده از ترکیب مدل سازی المان محدود و المان مجزا (FEM/DEM) پرداخته شده است. تحلیل ها ارتفاعی از ستون سنگ را که با در نظر گرفتن این ارتفاع در اثر عملیات تخریب پایداری شیب حفظ می شود معرفی کردند.

۲-۹- جمع‌بندی

در این فصل کلیات روش تخریب بلوکی و بیشینه روش و نحوه آماده‌سازی آن مرور شده و سپس سازوکار تخریب و انواع آن ارایه شد. در ادامه اهمیت قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی و عوامل مؤثر در آن مورد مطالعه قرار گرفت. همچنین رویکردهای کلی در زمینه تحلیل قابلیت تخریب و بررسی عملکرد آن‌ها که شامل روش‌های تجربی و روش‌های عددی است، مورد بررسی قرار گرفت و در هر مورد به مزایا و محدودیت‌های آن‌ها اشاره شد.

فصل سوم: سیستم‌های مهندسی سنگ

۳-۱- مقدمه

با پیچیده‌تر شدن مسایل مهندسی سنگ و کاربردهای گوناگون، روش‌های مرسوم عددی، تجربی و تحلیلی هرگز قادر به در نظر گرفتن تمامی عوامل تأثیرگذار بر یک مساله خاص نبوده و همواره از بسیاری ساده‌سازی‌ها در آن استفاده شده است و در نتیجه در مسایل مختلف با محدودیت‌های بی‌شماری روبرو هستند. در هنگام طراحی یک ساختار در یک توده سنگ، لازم است که علاوه بر در نظر گرفتن تک تک فاکتورهایی نظیر مقاومت سنگ بکر، ناپیوستگی‌ها و تنش‌ها، نحوه تأثیر متقابل این عوامل بر روی هم نیز در نظر گرفته شود. به عنوان ابزاری برای برقراری ارتباط با اصول مکانیک سنگی و کاربردهای مهندسی سنگ، باید چنین اندرکنش‌هایی را مورد ارزیابی قرار داد. به عنوان یک روش سیستمی جهت مواجهه با تمام اندرکنش‌ها، می‌توان آن‌ها را در یک ماتریس لیست نمود. این کار به عنوان ابزار پایه‌ای به وسیله رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ^۱ (RES) مورد استفاده قرار می‌گیرد. پارامترهای اصلی مرتبط با مسئله مورد نظر در امتداد قطر اصلی ماتریس لیست شده و اندرکنش‌های هر جفت از پارامترها در سایر درایه‌ها شکل می‌گیرند. مراحل کدگذاری^۲ اندرکنش‌ها و عملیات جبری برای سطرها و ستون‌ها اعمال شده و روش با خروج نمودارهایی ادامه می‌یابد.

^۱ Rock Engineering System

^۲ Coding

هدف از ارایه این فصل از رساله، تشریح اصول کلی سیستم‌ها و بخصوص رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ است که لازمه آن اشاره به اجزای تشکیل دهنده آن از قبیل ماتریس اندرکنش، نحوه کدگذاری آن، نمودار علت-اثر و نحوه تفسیر این نمودارها و نیز بررسی سابقه موضوع از نقطه نظر کاربردها و بهبودهای انجام گرفته در زمینه رویکر RES است. بنابراین در این فصل پس از اشاره‌ای به مفهوم کلی سیستم‌ها به تشریح نحوه تشکیل ماتریس‌های اندرکنش، روش‌های کدگذاری، نمودارهای علت-اثر خروجی و تفسیر آن‌ها پرداخته می‌شود.

۳-۲- مفهوم سیستم و تفکر سیستمی

تعاریف زیادی برای سیستم ارایه شده است که یکی از دلایل این تنوع، دیدگاه و نوع سیستم‌های مورد مطالعه توسط افراد مختلف است. از نظر برتالانفی^۱ (۱۹۶۸) سیستم، مجموعه‌ای از اجزاء است که در یک رابطه منظم با یکدیگر فعالیت می‌کنند. سیستم مجموعه‌ای از دو یا چند عنصر است که شرایط زیر را داشته باشد (Von Bertalanffy, 1968):

- هر عنصر سیستم بر رفتار و یا ویژگی‌های کل سیستم، مؤثر است.
- بین عناصر سیستم از نظر رفتاری و نوع تأثیر بر کل سیستم، وابستگی متقابل وجود دارد. یعنی نحوه رفتار هر عنصر و نیز نحوه تأثیر هر عنصر بر کل سیستم، بستگی به چگونگی رفتار حداقل یک عنصر دیگر از سیستم دارد.

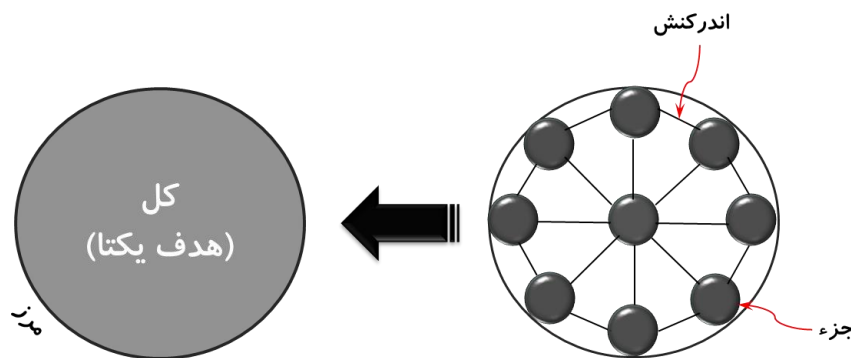
آلن‌بی^۲ سیستم را به صورت گروهی از بخش‌ها و اعضای مستقل و دارای اندرکنش بر روی هم‌دیگر تعریف می‌کند که این اثرات باعث تغییر در انرژی، ماده و یا اطلاعات می‌شوند. طبق نظر وی، همیشه کل یک سیستم از جمع تک تک اعضای آن بزرگ‌تر است (Allenby, 1999). طبق نظر جیائو^۳ استفاده از رویکرد سیستمی زمانی بسیار ضروری است که با مسائلی روبرو هستیم که از پیچیدگی زیادی

^۱ Bertalanffy

^۲ Allenby

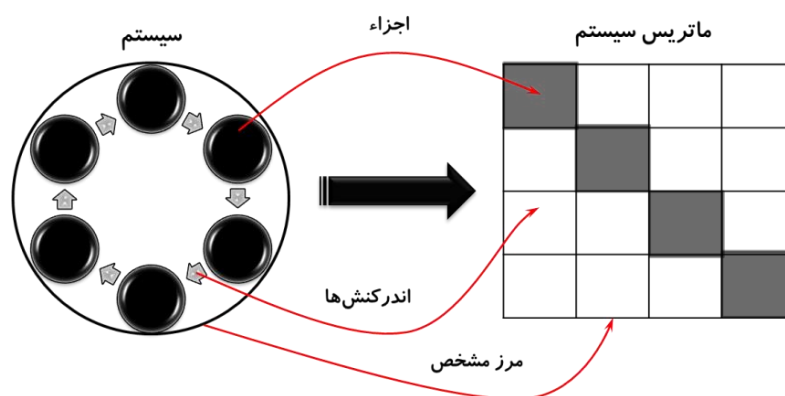
^۳ Jiao

برخورد دارند، آن چنان که روش‌های مرسوم به تنهایی و به سادگی قادر به حل آن‌ها نمی‌باشند (Jiao, 1995). بدین ترتیب سیستم را می‌توان متشکل از اجزای مؤثر بر هم با یک مرز مشخص فرض کرد (شکل ۳-۱) (Rapoport, 1986).



شکل ۳-۱- مفهوم تفکر سیستمی (Rapoport, 1986)

سیستم‌ها در کاربردهای مختلف معمولاً به صورت ماتریس‌هایی با نام ماتریس آن سیستم نشان داده می‌شوند. این ماتریس‌ها تمام خصوصیات یک سیستم اعم از اجزاء، اندرکنش‌ها و مرز مشخص را دارا هستند (Hill and Warfield, 1972). این مفهوم در شکل ۳-۲ نشان داده شده است.



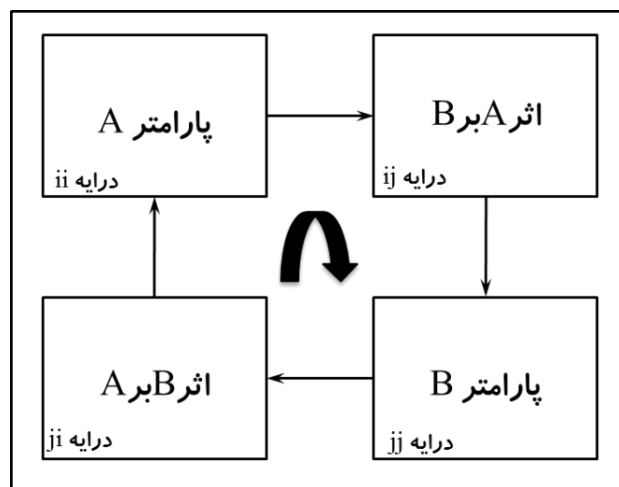
شکل ۳-۲- مفهوم ساختار رویکرد سیستم‌ها (Hill and Warfield, 1972)

۳-۳- رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ (RES)

۳-۳-۱- ماتریس‌های اندرکنش

در سیستم‌های مهندسی سنگ شناسایی پارامترهای بحرانی، مسیرهای تأثیرگذار، حلقه‌های برگشتی و ارزیابی تکنیک‌های انتخابی مهندسی مناسب، با استفاده از ماتریس اندرکنش صورت می‌گیرد. ماتریس

اندرکنش یک ماتریس مربعی است که بر روی قطر اصلی آن پارامترهای مؤثر بر رفتار توده سنگ و سازه قرار داشته و عناصر غیر قطری آن اندرکنش بین پارامترها را نشان می‌دهد. همان‌طور که در شکل ۳-۳ نشان داده شده است برای یک سیستم فرضی با دو پارامتر A و B، پارامتر A در درایه بالا سمت چپ و پارامتر B در درایه پایین سمت راست قرار گرفته‌اند. درایه بالا سمت راست نشان دهنده تأثیر A بر روی B و درایه پایین سمت چپ نشان دهنده تأثیر B روی A می‌باشد (Hudson, 1992) و (Harrison and Hudson, 2000).



شکل ۳-۳- مفهوم ماتریس اندرکنش برای سیستمی شامل دو پارامتر A و B (Hudson, 1992)

به عنوان مثال ماتریس اندرکنش در یک توده سنگ درزه‌دار که سه موضوع و عامل اساسی ساختار سنگ، تنش در سنگ و جریان آب در آن در نظر گرفته شده است، یک ماتریس 3×3 است، که در روی قطر اصلی پارامترهای اصلی تنش، ساختار سنگ و جریان آب قرار می‌گیرند و در سایر درایه‌ها اندرکنش بین این ۳ پارامتر قرار می‌گیرد (شکل ۳-۴). به این ترتیب شش ترکیب دوتایی از این سه پارامتر حاصل می‌شود که به نام اندرکنش‌ها شناخته می‌شوند (Harrison and Hudson, 2000).

۳-۳-۲- کدگذاری ماتریس‌های اندرکنش

در بخش قبل، ماتریس‌های اندرکنش به عنوان ابزار قوی به منظور استفاده رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ (RES) و نشان دادن مکانیزم‌های تأثیر عوامل اصلی بر یکدیگر معرفی شدند. با این حال، بایستی

چگونگی کمی‌سازی^۱ اهمیت پارامترها در نظر گرفته شود. برای این منظور نیاز به روشی برای کدگذاری ماتریس اندرکنش است که از طریق چگونگی تأثیر پارامترها بر روی یکدیگر به سبب فرآیندهای موجود به صورت عددی بیان گردد.

ساختار سنگ	شکستگی‌ها بر مقادیر و جهت تنش‌ها اثر می‌گذارند	شبکه شکستگی‌ها نفوذپذیری ثانویه را کنترل می‌کنند
F_{ij}		
تنش‌ها می‌توانند شکستگی‌ها را باز کنند یا ببندند و یا همین طور آنها را به وجود آورند	تنش‌ها σ_{ij}	به طور کلی هر چه تنش‌های قائم بزرگتر باشند، نفوذپذیری کمتر است
جریان پیوسته آب در شکستگی‌ها بر خصوصیات آنها تأثیر می‌گذارد	جریان آب در شکستگی‌ها تنش قائم را کاهش می‌دهد	جریان آب K_{ij}

شکل ۳-۴- ماتریس اندرکنش ۳×۳ برای پارامترهای مکانیک سنگی (Hudson and Harrison, 1992)

طبق نظر هادسون، ارائه دهنده رویکرد RES، پنج روش مختلف جهت کدگذاری ماتریس اندرکنش وجود دارد (Hudson, 1992). این روش‌ها عبارتند از: روش دوتایی^۲، نیمه عددی خبره (ESQ)^۳، شیب نمودار پارامترها، تطبیقی از رویکرد سیستمی مستقیم و روش صریح^۴. در شکل ۳-۵ به طور مختصر این روش‌ها توضیح داده شده است. روش ESQ در میان این روش‌ها، با وجود ضعف‌های آشکار، تا حدی زیادی موفق بوده و تاکنون از بیشترین کاربرد برخوردار بوده است و به صورت اولیه در بسیاری از موارد پیشنهاد شده است.

¹ Quantification

² Binary

³ Expert Semi-Quantitative

⁴ Explicit

کدگذاری ماتریس اندرکنش

۱- روش دوتایی: مکانیزم بین دو پارامتر به صورت یکی از دو حالت روشن یا خاموش است: (۰ یا ۱)

۲- روش نیمه عددی خبره (ESQ):

No Interaction	بدون اندرکنش	0
Weak Interaction	اندرکنش ضعیف	1
Medium Interaction	اندرکنش متوسط	2
Strong Interaction	اندرکنش قوی	3
Critical Interaction	اندرکنش بحرانی	4

این روش معمول‌ترین و پر استفاده‌ترین روش کدگذاری است

۳- روش شیب نمودار پارامترها: بر اساس شیب نمودار پارامترهای P_i و P_j کدگذاری انجام می‌شود

The figure consists of two side-by-side coordinate systems. Both have a vertical axis labeled P_i and a horizontal axis labeled P_j . The left graph shows a horizontal blue line at a constant value on the P_i axis. The right graph shows a blue line starting from the origin and extending diagonally upwards to the right. An arrow points from the text 'مقدار کدگذاری' (Coding value) to this diagonal line.

۴- روش تطبیقی از یک رویکرد سیستمی مستقیم

در این روش فرض بر این است که تمام مکانیزم‌ها در درایه‌های ماتریس اندرکنش می‌توانند به صورت یک معادله مشتقات جزئی (PDE^1) بیان شود.

۵- روش صریح

در این حالت فرض می‌شود که چنان آگاهی کاملی از کل مکانیزم‌های ماتریس وجود دارد که امکان تحلیل عددی (numerical) آن‌ها فراهم است و می‌توان رفتار واقعی اندرکنش‌ها را مورد سنجش قرار داد.

شکل ۳-۵- روش‌های کدگذاری ماتریس اندرکنش (Hudson, 1992)

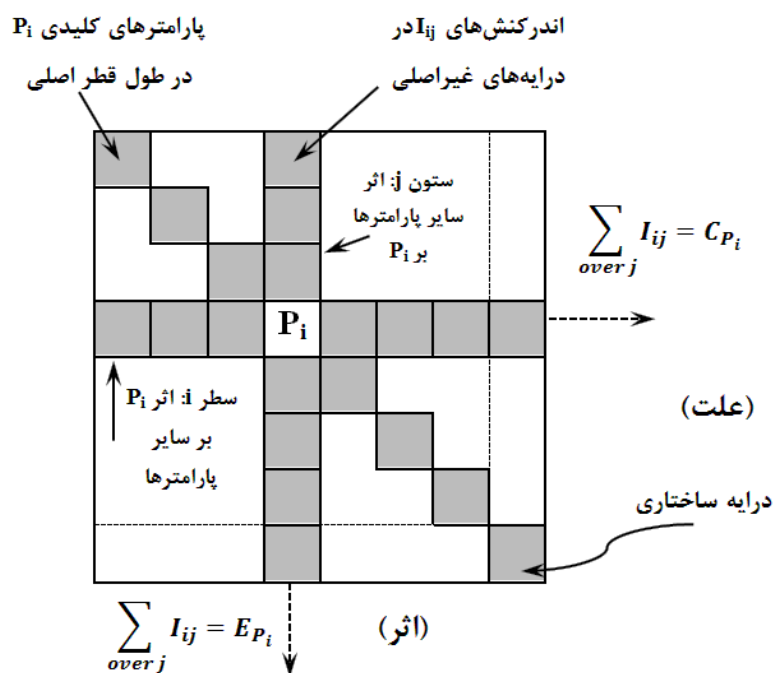
۳-۳-۴- نمودار علت-اثر^۲

نمودار علت-اثر پارامترها که از تأثیر ماتریس اندرکنش به دست می‌آید امکان شناسایی پارامترهای غالب طراحی و شدت اندرکنش هر یک بر رفتار سیستم را نشان می‌دهد. در نمودار علت-اثر پارامترها، اثر یک پارامتر روی سیستم «اثر» و اثر سیستم روی پارامتر «تأثیر» نامیده می‌شود. بعد از کدگذاری ماتریس می‌توان مجموع هر ردیف و ستون را محاسبه کرد. مجموع مقادیر ردیف به عنوان «علت» یا اثر P_i روی سیستم است که در محورمختصات با حروف C نشان داده می‌شود و مجموع مقادیر ستون

¹ Partial Differential Equation

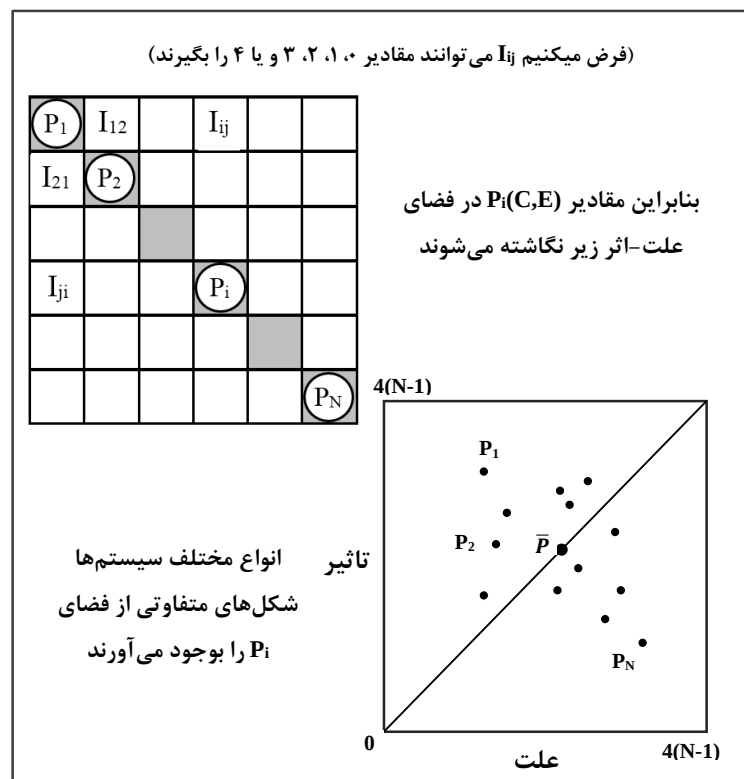
² Cause-Effect Plot

به عنوان «تأثیر» یا اثر سیستم روی P_i که با حرف E نشان داده می‌شود. بنابراین مقدار C نشان‌گر مسیری است که تأثیرات P_i روی سیستم می‌باشد و مقدار E تأثیری است که سیستم روی P_i دارد. شکل ۳-۶ چگونگی اثرگذاری یک پارامتر و همچنین تأثیرپذیری آن از سیستم در غالب یک دستگاه مختصات علت-اثر را نشان داده است (Hudson, 1992).



شکل ۳-۶- نحوه شکل‌گیری محورهای علت و اثر در ماتریس اندركنش (Hudson, 1992)

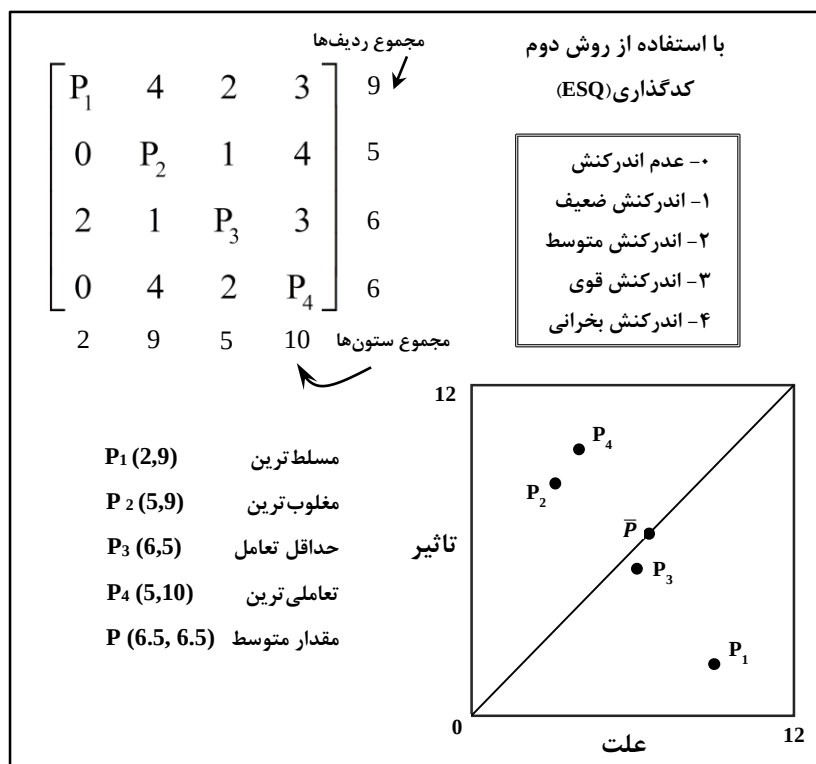
مجموع مقادیر هر سطر و ستون برای هر پارامتر را می‌توان بر روی نمودار علت-اثر انتقال داد. در شکل ۳-۷ نمودار (C/E) تعمیم داده شده به N پارامتر قابل مشاهده است. در این مورد پارامترها به صورت ابر مانند در فضای C و E درآمده و از سیستمی پیچیده حکایت دارند. توجه به موقعیت این نقاط که در واقع نماینده پارامترهای اصلی سیستم هستند، در توسعه و سودمندی نظریه سیستمی ارایه شده در این بخش از اهمیت بسیاری برخوردار است (Hudson, 1992).



شکل ۳-۷- نمودار (C-E) تعمیم داده شده به N پارامتر (Hudson, 1992)

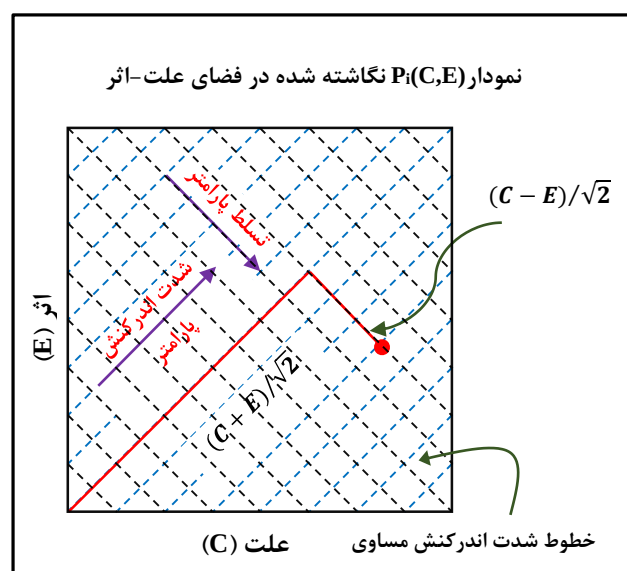
در شکل ۳-۸ نحوه تشکیل نمودار (C,E) به خوبی نشان داده شده است. برای مقادیر کدگذاری شده در این شکل، مجموع سطرها و ستون‌ها برای هر پارامتر محاسبه شده و در نمودار وارد شده است. موقعیت نقاط در فضای علت-اثر نشان دهنده نوع اندرکنش هر پارامتر است. تعاملی‌ترین پارامتر P_4 می‌باشد، چراکه دارای بیشترین مقدار $C+E$ است. کمترین فعل و انفعال نیز مربوط به پارامترهای P_1 و P_3 است که دارای کمترین مقادیر $C+E$ هستند. غالبترین^۱ (یا مسلط‌ترین) پارامتر P_1 به دلیل دارا بودن بیشترین مقدار C-E می‌باشد. این بدان معنا است که بیشتر از آن که سیستم بر روی P_1 تأثیرگذار باشد، این پارامتر سیستم را تحت تأثیر قرار می‌دهد. تابع‌ترین (یا مغلوب‌ترین) پارامترها نیز P_2 و P_4 می‌باشند که دارای کمترین مقدار C-E هستند.

¹ Most dominant



شکل ۳-۸- نمودار علت-اثر برای یک ماتریس 4×4 (Hudson, 1992)

چنین تفسیرهایی را می‌توان مستقیماً از نمودار C-E نیز انجام داد. در شکل ۳-۹ موقعیت و خصوصیات مسلط‌ترین و تعاملی‌ترین پارامترها به صورت شماتیک نشان داده شده است.



شکل ۳-۹- مفهوم تسلط و شدت اندرکنش پارامتر (Hudson, 1992)

در این شکل دو مجموعه خطوط با زاویه ۴۵ درجه وجود دارد که نشان دهنده مقادیر مساوی از هر یک از خصوصیات شدت اندرکنش و تسلط پارامترها است. با افزایش یکنواخت مقدار شدت اندرکنش پارامتر از صفر تا حداکثر، مقدار حداکثر تسلط پارامتر متناظر از صفر تا ۵۰ درصد شدت اندرکنش افزایش یافته و سپس در مقدار حداکثر شدت اندرکنش به صفر کاهش پیدا می‌کند. مقادیر عددی مربوط به هر کدام از خصوصیات یاد شده عبارتند از $(C + E)/\sqrt{2}$ و $(C - E)/\sqrt{2}$.

۳-۴- سابقه استفاده از رویکرد RES در کاربردهای مختلف

سیستم مهندسی سنگ از زمان معرفی آن در سال ۱۹۹۲ تاکنون یکی از پرکاربردترین رویکردهای سیستمی در زمینه‌های مختلف بوده است. به دلیل مزایای فراوان، این روش به یک رویکرد مناسب در حل مسایل پیچیده مهندسی سنگ تبدیل شد. مجموعه‌ای از کاربردهای مختلف سیستم مهندسی سنگ به صورت خلاصه در جدول ۳-۱ آورده شده است.

جدول ۳-۱- سابقه استفاده از رویکرد سیستم مهندس سنگ در کاربردهای مختلف

منبع	توضیحات	روش کدگذاری
Mazzoccola) and Hudson, (1996)	تحلیل پایداری شیب‌های طبیعی	ESQ
Van Dorp et) al., 1998	مدل‌سازی آلودگی‌های ناشی از انباشت زباله‌های هسته‌ای	ESQ
Latham and) (Lu, 1999	توسعه سیستم ارزیابی قابلیت انفجار در توده سنگ با استفاده از RES بهبود یافته	ESQ-CQC
Shang et al.,) (2000	انتخاب بهترین مکان برای ساخت نیروگاه زیرزمینی در چین	ESQ
Ali and Hasan,) (2002	تعریف شاخص ناپایداری RMI و بررسی وضعیت ناپایداری شیب‌ها در طول جاده بندربان سدر در بنگلادش	ESQ
Benardos and) Kaliampakos, (2004	ارزیابی خطرات ژئوتکنیکی در حفر تمام مقطع تونل متروی آتن یونان با استفاده از روش RES و تعریف شاخص آسیب‌پذیری یا حساسیت به ریزش در ایستگاه‌های مختلف حفاری تونل	ESQ
Zhang et al.,) (2004	ارایه شاخصی برای سقوط سنگ برای شیب‌های کنار جاده‌ای	ESQ
Shang et al.,) (2005	ناحیه‌بندی زمین‌شناسی مهندسی منطقه‌ای واقع در بزرگراه سیچوان	ESQ
Ferentinou and) Sakellariou, (2007	ارایه مدلی برای پیش‌بینی خطر زمین لغزش و ارزیابی عملکرد شیب‌های طبیعی	ESQ

ادامه جدول ۳-۱		
ESQ	استفاده از سیستم مهندسی سنگ در رتبه‌بندی پتانسیل ناپایداری شیب‌های طبیعی در یونان	Rozos et al.,) (2008
ESQ	کمی‌سازی رفتار توده سنگ در اطراف تونل‌های کم عمق با استفاده از RES	Kim et al.,) (2008
ANN	تعریف شاخص خطر ریزش تونل با استفاده از روش RES و آرایه روشی برای ارزیابی کمی خطرات پایداری تونل‌ها در کره جنوبی	Shin et al.,) (2009
ESQ	ارایه شاخص پتانسیل لغزش ناپیوستگی با استفاده از رویکرد RES برای تحلیل پایداری دیواره چاه نفتی	Younessi and) (Rasouli, 2010
ESQ	تحلیل خصوصیات ژئوتکنیکی رسوبات دریایی	Ferentinou et) (al., 2012
ESQ	رتبه‌بندی شیب‌های طبیعی از نظر پتانسیل ناپایداری با استفاده از RES	KhaloKakaie) and Naghadehi, (2012
ANN	ارایه شاخص ناپایداری شیب برای معادن روباز با استفاده از رویکرد بهبود یافته RES با استفاده از شبکه عصبی	Zare) Naghadehi et (al., 2013
ESQ	ارایه مدل پیش‌بینی خردایش توده سنگ حاصل از انفجار با استفاده از RES	Faramarzi et) (al., 2013
ESQ	زون‌بندی و طبقه‌بندی توده سنگ اطراف تونل با استفاده از RES	Huang et al.,) (2013
ESQ	ارزیابی تأثیر پارامترهای توده سنگ بر نرخ پیشروی TBM و آرایه مدلی برای پیش‌بینی نرخ پیشروی با استفاده از RES	Frough and) (Torabi, 2013
ESQ	توسعه شاخص تزریق‌پذیری در توده سنگ	Saeidi et al.,) (2014

۳-۵- کوشش‌های انجام شده برای بهبود روش RES

همانطور که در بخش‌های پیشین اشاره شده، ماتریس اندرکنش یکی از پایه‌های روش سیستم مهندسی سنگ است. از طرفی شناخت اندرکنش بین پارامترها نیاز به فهم عمیق از تعاملات موجود بین پارامترهای مختلف دارد و گاهی اوقات به دلیل پیچیدگی بسیار زیاد در رفتار توده سنگ امکان داشتن آگاهی کامل از سازوکارهای موجود امکان‌پذیر نیست. از اینرو تمام تلاش‌های انجام شده برای بهبود این روش، بیشتر بر روی نحوه کدگذاری ماتریس اندرکنش بوده است. در ادامه هر کدام از مطالعات انجام شده در این زمینه به صورت خلاصه توضیح داده خواهد شد.

۳-۵-۱- نظریه سیستم‌های خاکستری

لو^۱ و لاتام^۲ در سال ۱۹۹۴ با اقتباس از علم کنترل، نظریه سیستم‌های خاکستری را برای کدگذاری ماتریس اندرکنش به کار بردند (Lu and Latham, 1994). در علم کنترل سیستمی که در آن اندرکنش‌ها و ساختارها به طور کامل شناخته شده باشد، به نام سیستم «سفید» و سیستمی که در آن این ساختارها کاملاً ناشناخته باشند به سیستم «سیاه» معروف هستند. در واقعیت سیستم‌ها نه به طور کامل سفید و نه به طور کامل سیاه هستند. سیستمی که شامل هر دو اجزای شناخته شده و ناشناخته باشد یک سیستم «خاکستری» نام دارد (Ju-Long, 1982).

لو و لاتام معتقد بودند که سیستم مهندسی سنگ با توجه به اطلاعات اندکی که در مورد پارامترها و اندرکنش‌های موجود بین آن‌ها وجود دارد، کاملاً بر یک سیستم خاکستری منطبق است. بر پایه همین استدلال اقدام به ارایه شیوه جدید کدگذاری ماتریس اندکنش با نام کدگذاری عددی پیوسته (CQC^۳) کردند. در این روش ماتریس اندرکنش با استفاده از کلاس‌های خاکستری کدگذاری شده و سپس این کلاس‌ها تبدیل به مقدارهای عددی می‌شوند.

در این روش حساسیت نسبت به درنظر گرفتن تأثیرات به دلیل استفاده از محدوده وسیع‌تر عددی (۱۰۰-۰) نسبت به کدگذاری ESQ، بالاتر است. در نتیجه کوچکترین تفاوت در اثرات متقابل نیز در نتایج منعکس می‌گردد. تنها استفاده عملی از این روش توسط ارایه دهندگان آن برای ارزیابی قابلیت انفجار توده سنگ‌ها بوده است (Latham and Lu, 1999).

۳-۵-۲- استفاده از شبکه‌های عصبی

یانگ^۴ و ژانگ^۵ بر اساس تجزیه و تحلیل روش کدگذاری ماتریس اندرکنش در روش سیستم مهندسی سنگ و فرآیندهای یادگیری شبکه‌های عصبی، روش جدیدی را برای کدگذاری ماتریس اندرکنش ارایه

^۱ Lu

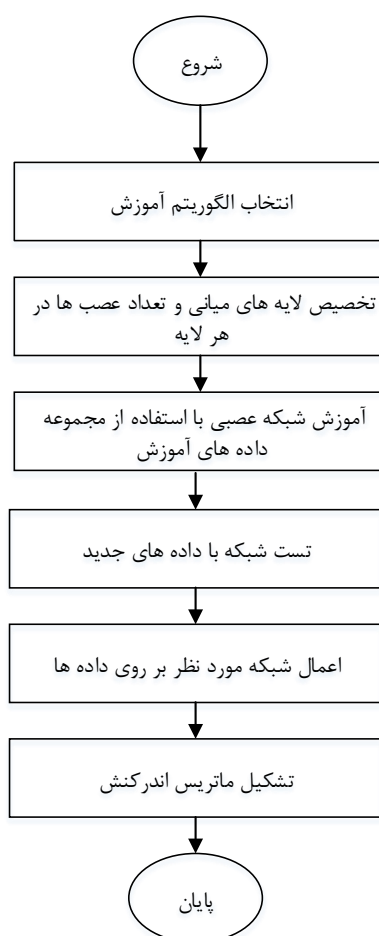
^۲ Latham

^۳ Continuous Quantitative Coding

^۴ Yang

^۵ Zhang

دادند (Yang and Zhang, 1998). در این روش با تکیه به قابلیت یادگیری شبکه‌های عصبی، یک نگاشت غیرخطی از ورودی سیستم به خروجی سیستم در نظر گرفته شده است. در روش ارایه شده، هر زوج پارامتر در ماتریس اندرکنش به صورت ورودی و خروجی یک شبکه عصبی فرض شده و لایه‌های میانی با توجه به مقدار تأثیر و نوع پارامتر تعریف می‌شوند. روندنمای ارایه شده برای روش مذکور در شکل ۳-۱۰ نشان داده شده است.



شکل ۳-۱۰- روندنمای الگوریتم بهینه‌سازی شبکه عصبی (زارع، ۱۳۹۰)

در این روش، ساخت لایه‌های میانی شبکه مستلزم اطلاع کامل از مکانیزم اثرات متقابل میان پارامترهای ورودی و خروجی است. به عبارت دیگر، این روش مانند سایر روش‌های مبتنی بر شبکه‌های عصبی نیاز به داده‌های واقعی و دقیق داشته و از پیچیدگی‌های محاسباتی خاص این شبکه‌ها نیز برخوردار است.

۳-۵-۳- کدگذاری نیمه عددی خبره احتمالاتی (PESQ)

زارع و همکاران در سال ۲۰۱۱ با استفاده از نظریه احتمالات، نحوه کدگذاری ماتریس اندرکنش را بهبود بخشیدند (Zare Naghadehi et al., 2011). در این روش که در واقع نسخه توسعه یافته‌ای از روش کدگذاری ESQ است، احتمال‌های متفاوت به مقادیر مختلف کدهای اندرکنش‌های ماتریس اختصاص می‌یابند. به عبارت دیگر، برای هر اندرکنش موجود، احتمال‌های دارا بودن مقادیر کدگذاری تخصیص می‌یابد که می‌تواند توسط یک کارشناس و به طریقه ذهنی انجام گیرد و یا با تشکیل توزیع احتمال کدهای داده شده به روش ESQ توسط کارشناسان مختلف و استخراج احتمال رخداد هر کد صورت پذیرد (زارع، ۱۳۹۰). این کدگذاری را می‌توان به صورت مجموعه‌ای از ماتریس‌ها ارایه کرد که هر یک از ماتریس‌ها در درایه $i-j$ ام خود نشان دهنده احتمال کد مورد نظر برای تأثیر P_i بر P_j است.

۳-۵-۴- استفاده از نظریه گراف^۱

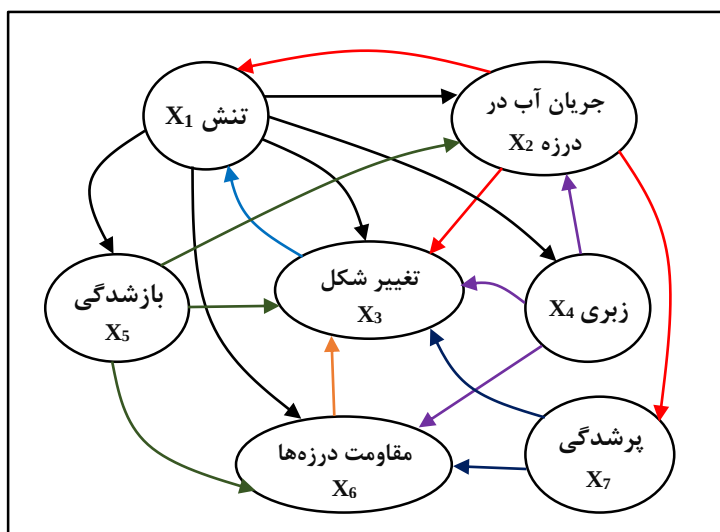
این روش اولین بار در سال ۱۹۹۵ توسط جیائو و هادسون ارایه شد (Jiao and Hudson, 1995). در این روش با استفاده از نظریه گراف یک مدل تمام مرتبط (FCM^2) برای کدگذاری ماتریس اندرکنش استفاده شده است. در این روش ماتریس اندرکنش به صورت شبکه‌ای از اجزا در نظر گرفته می‌شود که رابطه بین اجزای آن به صورت خطی در نظر گرفته شده است. در ارایه این روش فرض بر این است که رفتار توده سنگ بر اساس یک مکانیزم فیزیکی منفرد توصیف نمی‌شود، بلکه بر اساس ترکیبی از فرایندهای مختلف توصیف می‌شود. به عبارتی دیگر، ماتریس اندرکنش دوگانه^۳ تبدیل به یک ماتریس اندرکنش تمام مرتبط^۴ می‌شود (Jiao and Hudson, 1995). به عنوان مثال سیستمی شامل برخی پارامترهای مکانیک سنگی به صورت شبکه‌ای از مکانیزم‌ها در شکل ۳-۱۱ نشان داده شده است.

¹ Graph Theory

² Fully-Coupled Model

³ Binary interaction matrix

⁴ Fully-coupled interaction matrix



شکل ۳-۱۱- شبکه مکانیزم‌های میان چند پارامتر در مدل تمام مرتبط (Jiao and Hudson, 1995)

همان‌طور که در شکل نشان داده شده است فرایندهای مکانیک سنگی تنها شامل اثر متقابل دوتایی جفت پارامترها بر یکدیگر نبوده و هر پارامتر به واسطه تأثیر همزمان بر پارامترهای دیگر، از آن‌ها و بنابراین از خود تأثیر می‌پذیرد.

این روش در عین دارا بودن مزیتی مانند نزدیک‌تر بودن به واقعیت، نیاز به آن دارد که ارتباط بین پارامترها به صورت روابط خطی بیان گردد که این امر آگاهی کامل از این روابط و یا دسترسی به اطلاعات کامل را می‌طلبد.

۳-۶- جمع‌بندی

در این فصل ابتدا در باب سیستم‌ها و خصوصیات مربوط به آن صحبت شد. سپس به اصول کلی رویکرد سیستم مهندسی سنگ به عنوان یکی از ابزارهای سودمند در زمینه تحلیل سیستم در کاربردهای مکانیک سنگی پرداخته شد. همچنین سابقه استفاده از این رویکرد از نقطه نظر بهبود و نیز استفاده آن در علوم مختلف بررسی گردید. برای اکثر تحقیقات انجام شده تا کنون، به جز چند مورد در تمامی آن‌ها از روش کدگذاری ESQ استفاده شده است که روشی مرسوم ولی متکی بر تصمیمات ذهنی به شمار می‌رود. در فصل‌های آتی به بهبود کدگذاری این روش با استفاده از منطق فازی پرداخته خواهد شد.

فصل چهارم: بهبود کدگذاری ماتریس اندرکنش و آرایه شاخص فازی قابلیت تخریب

۴-۱- مقدمه

در این فصل با استفاده از منطق فازی، فرآیند کدگذاری ماتریس اندرکنش در رویکرد سیستم مهندسی سنگ بهبود داده شده است. در این حالت کدگذاری از حالت قطعی خارج شده و تمام مراحل رویکرد و در نتیجه کل سیستم به صورت فازی در می‌آید. برای این منظور در این فصل از دو روش سیستم‌های فازی و اعداد فازی برای بهبود کدگذاری ماتریس اندرکنش استفاده شده است. در نهایت با استفاده از سیستم مهندسی سنگ بهبود یافته شاخص تخریب‌پذیری توده سنگ محاسبه و در معدن پالوبورا پیاده‌سازی شده است.

۴-۲- کدگذاری فازی ماتریس اندرکنش

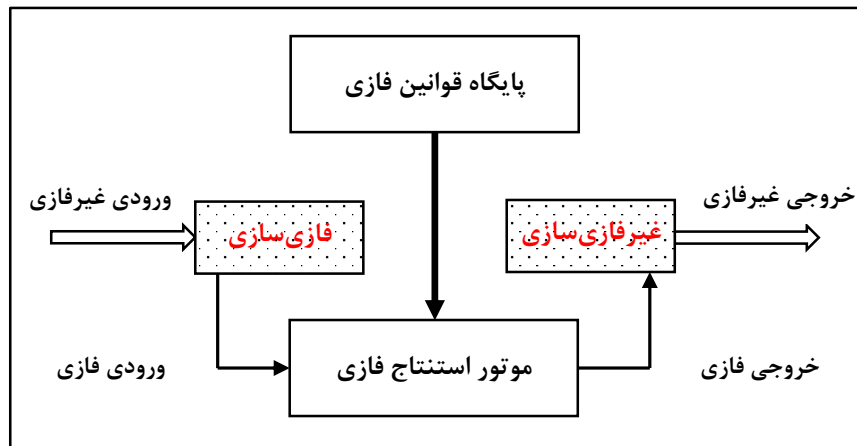
همانطور که در فصل سوم اشاره شد روش‌های مختلفی برای کدگذاری ماتریس اندرکنش وجود دارد. از بین این روش‌ها، روش نیمه عددی خبره (ESQ) یکی از پر کاربردترین روش کدگذاری ماتریس اندرکنش نسبت به سایر روش‌ها است. در این روش، کدگذاری ماتریس مربوطه، توسط یک کارشناس (یا خبره) و بر پایه قضاوت‌های مهندسی، مستندات مربوطه و در صورت نیاز با تحلیل‌های نظری و عددی انجام می‌گیرد. با توجه به انواع روش‌های ارزیابی اندرکنش بین پارامترها، در روش ESQ تنها یک مقدار عددی برای بیان تأثیر پارامترها بر روی یکدیگر در ماتریس اندرکنش اختصاص می‌یابد.

استفاده از روش کدگذاری ESQ برای کدگذاری ماتریس اندرکنش نیازمند داشتن اطلاعات جامع و عمیق از پارامترها و اندرکنش‌های موجود بین آن‌ها است. از طرفی به دلیل پیچیدگی‌های موجود در مهندسی سنگ و عدم قطعیت‌ها در خصوصیات پارامترها و روابط آن‌ها، امکان داشتن اطلاعات جامع و کافی از سازوکارها و روابط بین آن‌ها وجود ندارد. از اینرو انتخاب یک کد دقیق و یکتا نمی‌تواند اندرکنش مربوطه را به طور صحیح و کامل بیان کند (Yang and Zhang, 1998). از طرفی در صورت استفاده از نظرات کارشناسان مختلف برای کدگذاری ماتریس اندرکنش، در نهایت چاره‌ای جز میانگین‌گیری از نظرات مختلف وجود ندارد. از آنجا که در بسیاری موارد اندرکنش موجود کاملاً شناخته شده نیست، کارشناسان متفاوت نظرات مختلفی در مورد اثر متقابل دو پارامتر خواهند داشت، که در این صورت استفاده از مقدار میانگین به واقعیت نزدیک نخواهد بود.

به منظور غلبه بر این مشکلات، روش کدگذاری نیمه عددی خبره فازی ارایه می‌گردد. بدین منظور دو روش فازی برای بهبود کدگذاری ماتریس اندرکنش ارایه شده است. روش اول بر مبنای سیستم‌ها و قوانین فازی و روش دوم بر اساس اعداد و جبر فازی برای بهبود کدگذاری استفاده شده‌اند که در ادامه معرفی می‌شوند.

۴-۲-۱- کدگذاری ماتریس اندرکنش با استفاده از سیستم‌های فازی

سیستم‌های فازی، سیستم‌های مبتنی بر دانش یا قواعد است. پارادایم حاکم بر یک سیستم فازی به این ترتیب است که متغیرهای دنیای واقعی به عنوان ورودی دریافت می‌شوند. قوانین فازی آن‌ها را به متغیرهای معنایی تبدیل می‌کند. فرآیند فازی این ورودی را می‌گیرد و خروجی معنایی تولید می‌کند و سرانجام خروجی‌ها به زبان دنیای واقعی ترجمه می‌شوند. به طور خلاصه یک سیستم فازی شامل سه گام فازی‌سازی، استنتاج و گام غیرفازی‌سازی است که ساختار آن در شکل ۴-۱ نشان داده شده است (Zimmermann, 2001).



شکل ۴-۱- ساختار اصلی سیستم فازی (Zimmermann, 2001)

۴-۲-۱-۱- مرحله فازی سازی

به منظور استفاده از سیستم‌های فازی در سیستم‌های مهندسی با اضافه کردن یک فازی‌ساز در ورودی، متغیرها با مقادیر حقیقی به یک مجموعه فازی تبدیل می‌شود. از معیارهای انتخاب فازی‌ساز می‌توان به داشتن مقدار حداکثر در نقطه مشاهده و ساده‌سازی محاسبات موتور استنتاج اشاره کرد. فازی‌ساز منفرد، مثلی و فازی‌ساز گوسی نمونه‌هایی از فازی‌سازی‌های پرکاربرد در این زمینه هستند (Zimmermann, 2001).

۴-۲-۱-۲- موتور استنتاج

موتور استنتاج فازی قواعد را به یک نگاشت از مجموعه‌های فازی در فضای ورودی به مجموعه‌های فازی در فضای خروجی بر اساس منطق فازی، تبدیل می‌کند. قلب یک سیستم فازی یک پایگاه دانش است که از قواعد اگر-آنگاه فازی تشکیل شده است. یک قاعده اگر-آنگاه فازی، یک عبارت اگر-آنگاه است که بعضی کلمات آن به وسیله توابع عضویت^۱ پیوسته مشخص شده‌اند. به طور خلاصه، نقطه شروع ساخت یک سیستم فازی به دست آوردن مجموعه‌ای از قواعد اگر-آنگاه فازی از دانش افراد خبره یا دانش حوزه مورد بررسی است. مرحله بعدی، ترکیب این قواعد در یک سیستم واحد است (Zimmermann, 2001).

¹ Membership Function

قوانین فازی، به صورت مجموعه‌ای از قوانین زبانی به شکل " اگر مجموعه‌ای از شرایط برقرار باشد سپس مجموعه‌ای از نتایج^۱ به وجود خواهد آمد" طراحی می‌شود. برای یک سیستم فازی که دارای n ورودی و یک خروجی است، پایگاه قوانین فازی شامل M قانون به شکل زیر خواهد بود.

$$R_j : \text{if } x_1 \text{ is } A_1^j \text{ and } \dots x_n \text{ is } A_n^j \text{ THEN } y \text{ is } B^j \quad (4-1)$$

که در این رابطه $j = 1, 2, \dots, M$ و x_i ($i = 1, 2, \dots, n$) متغیرهای ورودی سیستم فازی هستند، y متغیر خروجی سیستم فازی و A_i^j و B^j مجموعه‌های فازی هستند.

۴-۲-۱-۳- غیرفازی‌ساز

غیرفازی‌ساز نگاشتی از مجموعه فازی (خروجی موتور استنتاج) به فضای ترد^۲ است. پس از محاسبه استنتاج نهایی در یک مدل فازی، که منجر به یک نتیجه به صورت فازی می‌شود باید جواب به دست آمده را به حالت ترد (اعداد ترد همان اعداد ترتیبی معمولی‌اند که در مقابل اعداد فازی قرار می‌گیرند) تبدیل کرد. روش‌های غیر فازی‌سازی زیادی توسط محققین ارایه شده که مهمترین این روش‌ها عبارتند از: روش مرکز ثقل، روش میانگین مراکز و روش کمترین مقدار حداکثر.

خروجی یک سیستم فازی با فازی‌ساز منفرد، موتور استنتاج ضرب و غیرفازی‌ساز میانگین مراکز از رابطه زیر محاسبه می‌گردد (Klir and Yuan, 1995).

$$f(x) = \frac{\sum_{j=1}^M \bar{y}^j (\prod_{i=1}^n \mu_{A_i^j}(x_i))}{\sum_{j=1}^M (\prod_{i=1}^n \mu_{A_i^j}(x_i))} \quad (4-2)$$

که در این رابطه $\mu_{A_i^j}$ تابع عضویت برای مجموعه فازی A_i^j و $\bar{y}^j$ مرکز فازی مجموعه B^j است. در ادامه، کاربرد این رویکرد در بررسی پارامترهای مؤثر در تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی نشان داده خواهد شد.

¹ Consequences

² Crisp

سیستم‌های فازی از یک‌سو نداشت‌هایی به صورت چند ورودی و یک خروجی از یک بردار با مقادیر حقیقی به یک اسکالر با مقدار حقیقی است. جنبه مهم سیستم‌های فازی این است که یک فرایند سیستماتیک برای تبدیل یک پایگاه دانش به یک نگاشت غیرخطی فراهم می‌سازد. به همین دلیل امکان استفاده از سیستم‌های مبتنی بر دانش (سیستم‌های فازی) در کاربردهای مهندسی بسیار سودمند خواهد بود (Klir and Yuan, 1995).

همان‌طور که اشاره شد، در روش کدگذاری نیمه عددی خبره (ESQ) یک عدد (کد) به صورت قطعی برای هر اندرکنش در نظر گرفته می‌شود. با توجه به این که در بسیاری از موارد عدم قطعیت‌هایی در خصوصیات پارامترها و روابط میان آن‌ها وجود دارد، در نتیجه با انتخاب یک کد یکتا نمی‌توان اندرکنش مربوطه را به طور کامل بیان نمود.

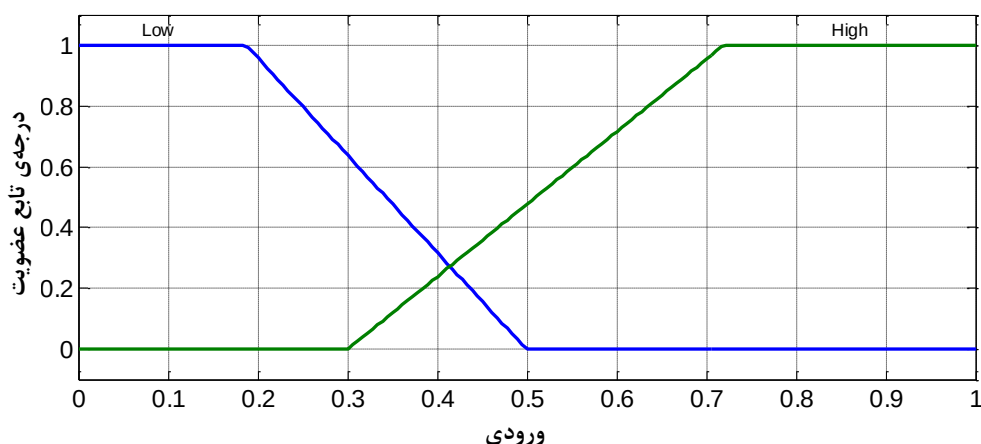
اولین گام در بررسی پارامترها، تشکیل ماتریس اندرکنش بین پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ است. همان‌طور که در فصل ۲ اشاره شد این پارامترها به دو گروه عوامل القایی و عوامل طبیعی تقسیم شده‌اند (شکل ۲-۷). ۱۴ پارامتر اصلی به عنوان پارامترهای تأثیرگذار بر سیستم انتخاب شده‌اند که در قطر اصلی ماتریس اندرکنش قرار می‌گیرند. این پارامترها عبارتند از:

۱- مقاومت فشاری تک محوره (P_1)؛ ۲- تنش‌های برجا (P_2)؛ ۳- فاصله‌داری درزه (P_3)؛ ۴- جهت‌داری درزه (P_4)؛ ۵- بازشدگی درزه (P_5)؛ ۶- امتداد درزه (P_6)؛ ۷- زبری سطح درزه (P_7)؛ ۸- پرشدگی درزه (P_8)؛ ۹- وجود آب (P_9)؛ ۱۰- شعاع هیدرولیکی (P_{10})؛ ۱۱- خردایش (P_{11})؛ ۱۲- ارتفاع بلوک استخراجی (P_{12})؛ ۱۳- شرایط زیربرش (P_{13})؛ ۱۴- پتانسیل قابلیت تخریب توده سنگ (P_{14}). سپس پرسش‌نامه‌هایی تهیه و از کارشناسان خبره در این زمینه خواسته شده است تا مقادیر اندرکنش بین پارامترها را بر اساس روش ESQ تعیین کنند (پیوست الف). هر کارشناس برای هر درایه از ماتریس یکی از پنج حالت بدون اندرکنش، اندرکنش ضعیف، اندرکنش متوسط، اندرکنش قوی و اندرکنش بحرانی را انتخاب می‌کند. برای فازی‌سازی ماتریس اندرکنش، برای هر عنصر از ماتریس، تعداد انتخاب

هر یک از پنج حالت ممکن برای هر اندرکنش بر اساس قضاوت کارشناسان در نظر گرفته شده است، که عبارتند از:

- ۱- تعداد نظراتی که برای بیان اندرکنش مربوطه، حالت بدون اندرکنش را انتخاب نموده‌اند (n_A)؛
- ۲- تعداد نظراتی که برای بیان اندرکنش مربوطه، حالت اندرکنش ضعیف را انتخاب نموده‌اند (n_B)؛
- ۳- تعداد نظراتی که برای بیان اندرکنش مربوطه، حالت اندرکنش متوسط را انتخاب نموده‌اند (n_C)؛
- ۴- تعداد نظراتی که برای بیان اندرکنش مربوطه، حالت اندرکنش قوی را انتخاب نموده‌اند (n_E)؛
- ۵- تعداد نظراتی که برای بیان اندرکنش مربوطه، حالت اندرکنش بحرانی را انتخاب نموده‌اند (n_F).

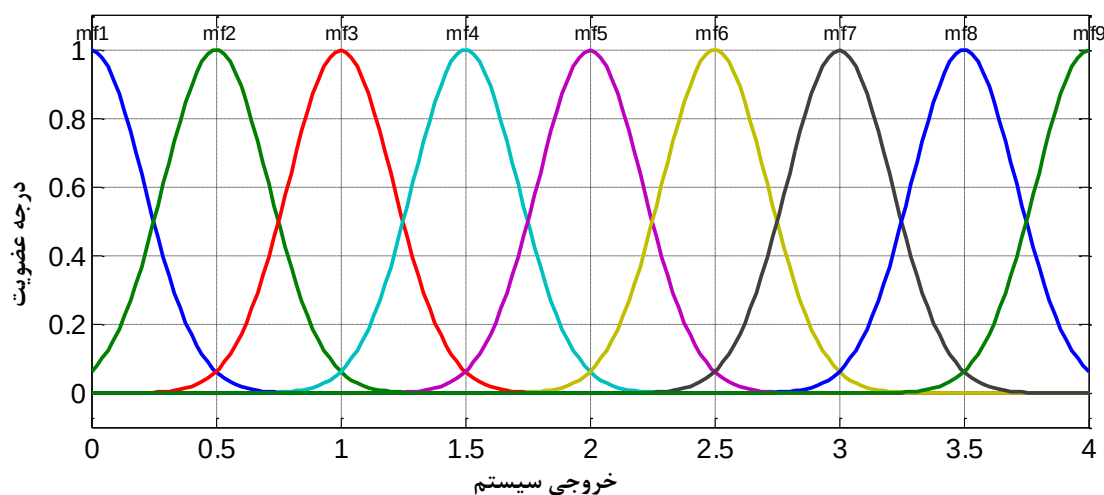
این مقادیر در ابتدا نرمال‌سازی شده و سپس به عنوان ورودی‌های سیستم فازی در نظر گرفته شده است. بنابراین هر ورودی سیستم فازی عددی در بازه $[0, 1]$ خواهد بود. برای هر ورودی سیستم فازی، دو مجموعه فازی به نام‌های «Low» و «High» در نظر گرفته، که در شکل ۲-۴ نشان داده شده است. برای مثال اگر مقدار n_A بر روی مجموعه فازی «High» قرار بگیرد، بدین معنی است که بیشتر کارشناسان اذعان داشتند که هیچ اندرکنشی بین دو پارامتر وجود ندارد. به عبارتی دیگر، احتمال حالت A از سایر حالت‌ها بیشتر است.



شکل ۲-۴- مجموعه فازی برای هر ورودی سیستم فازی

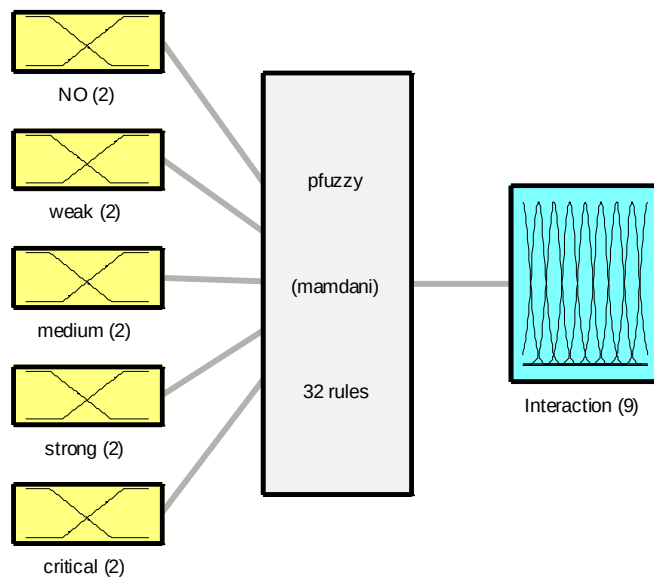
اگر مقادیر نرمال شده ورودی‌ها برای هر درایه در ماتریس اندرکنش کمتر از $0/4$ باشد، مقدار درجه عضویت مجموعه فازی «Low» بیشتر از درجه عضویت مجموعه «High» است. این بدان معناست که تعداد کمی از کارشناسان حالت مورد نظر را به عنوان اندرکنش آن درایه از ماتریس انتخاب نمودند. به همین ترتیب اگر مقادیر نرمال شده برای هر درایه در ماتریس اندرکنش بیشتر از $0/4$ باشد، درجه عضویت مجموعه فازی «High» بیشتر از درجه عضویت مجموعه «Low» است و می‌توان گفت اکثریت کارشناسان آن حالت را برای اندرکنش آن درایه از ماتریس انتخاب نموده‌اند.

در سیستم طراحی شده، خروجی سیستم فازی، اندرکنش انتخاب شده توسط سیستم برای هر درایه از ماتریس است. ۹ مجموعه فازی (m_1 تا m_9) برای خروجی سیستم فازی طراحی شده است. علت انتخاب نه مجموعه فازی به جای پنج مجموعه، پوشش بهتر حالت‌های میانی برای بیان دقیق‌تر اندرکنش بین پارامترها است. خروجی سیستم فازی در شکل ۳-۴ نشان داده شده است.



شکل ۳-۴- خروجی سیستم فازی

سیستم فازی طراحی شده، شامل ۵ ورودی و هر ورودی شامل ۲ مجموعه است، در نتیجه 32 (2^5) قانون برای سیستم تعریف شده است. سیستم فازی طراحی شده با ۵ ورودی و یک خروجی و ۳۲ قانون در شکل ۴-۴ نشان داده شده است.

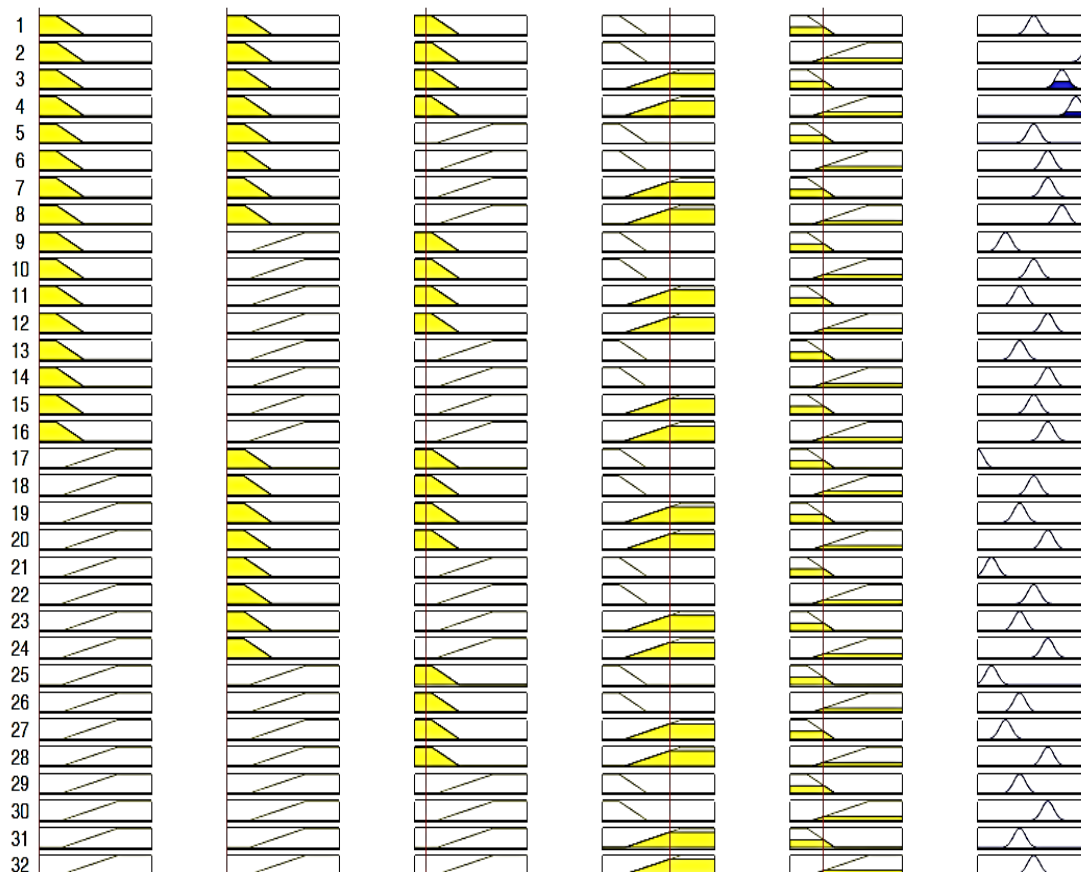


شکل ۴-۴- سیستم فازی با ۵ ورودی، ۳۲ قانون و یک خروجی

به عنوان مثال، برای محاسبه مقدار اندرکنش حاصل از تأثیر پارامتر P_1 (مقاومت فشاری تک محوره) بر روی پارامتر P_{11} (خردایش)، شش کارشناس از بین ده کارشناس انتخاب شده، شش کارشناس کد ۳ (اندرکنش قوی)، سه کارشناس کد ۴ (اندرکنش بحرانی) و یک کارشناس کد ۲ (اندرکنش متوسط) را در نظر گرفته‌اند. در این صورت مقادیر فازی نرمال شده ورودی سیستم به صورت $n_B = 0$ ، $n_A = 0$ ، $n_C = 0.1$ ، $n_D = 0.6$ و $n_F = 0.3$ محاسبه خواهد شد. سپس قوانین فازی طراحی شده (شکل ۴-۵) اجرا و مقدار خروجی محاسبه می‌گردد (۳/۳۶).

در نهایت با اعمال قضاوت کارشناسان در سیستم فازی و با استفاده از قوانین فازی طراحی شده، ماتریس اندرکنش فازی برای عوامل مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی ایجاد می‌گردد (شکل ۴-۶).

اگرچه در ماتریس اندرکنش حاصل از سیستم فازی نظرات تمامی کارشناسان پوشش داده شده است و این بهبود مناسبی برای کدگذاری ماتریس اندرکنش می‌باشد، ولی با افزایش تعداد ورودی‌ها و تعداد مجموعه‌های فازی برای هر ورودی تعداد قوانین به صورت نمایی زیاد خواهد شد و طراحی پایگاه قوانین فازی بسیار پیچیده می‌گردد.



شکل ۴-۵- پایگاه قوانین فازی فعال شده برای پارامتر P_1

P_1	1.85	1.75	1.2	0.89	1.89	2.72	0.14	0.157	1.14	3.16	0.75	1.75	1.64
1.2	P_2	2.65	3.2	3.29	3.08	3.16	0.29	2.13	3.48	3.07	0.96	3.48	3.84
0.294	1.08	P_3	0.29	1.52	1.71	0.74	0.15	1.05	2.83	3.83	1.83	1.95	3.05
0.16	1.71	0.715	P_4	0.715	0.81	0.532	0.294	2.43	2.09	3.48	0.76	2.52	3.83
0.15	2.71	0.523	0.15	P_5	2.37	2.78	3.08	3.48	3.1	2.07	0.837	0.837	2.12
0.15	1.83	0.927	0.15	0.715	P_6	0.923	1.65	2.92	3.21	3.05	1.2	0.988	2.01
0.15	0.923	0.998	0.15	1.92	1.92	P_7	3.04	0.98	3.2	3.16	1.83	0.65	3.22
0.15	0.15	0.15	0.15	3.18	0.23	3.71	P_8	2.6	1.92	3.6	1.2	0.3	3.3
1.91	2.17	0.15	0.15	0.998	1.08	2.91	3	P_9	2.83	2.29	0.998	0.923	2.27
0.15	1.92	0.837	0.15	1.92	0.927	0.15	0.15	1.08	P_{10}	3.1	2.09	0.998	3.81
0.15	0.523	0.15	0.15	0.23	0.187	0.15	0.15	0.15	0.58	P_{11}	0.998	0.923	3.82
0.15	3.58	1.23	0.15	2.21	2.14	0.31	0.22	0.64	1.54	3.71	P_{12}	1.1	2.52
0.15	0.173	0.15	0.16	0.715	0.485	0.396	0.15	0.173	1.71	3.21	0.837	P_{13}	3.08
0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	P_{14}

P_1 : مقاومت فشاری تک محوره، P_2 : تنش‌های برجا، P_3 : فاصله‌داری درزه، P_4 : جهت‌داری درزه، P_5 : بازشدگی درزه، P_6 : امتداد درزه، P_7 : زبری درزه، P_8 : پرشدگی درزه، P_9 : وجود آب، P_{10} : شعاع هیدرولیکی، P_{11} : خردایش، P_{12} : ارتفاع بلوک استخراجی، P_{13} : شرایط زیربرش، P_{14} : پتانسیل تخریب‌پذیری

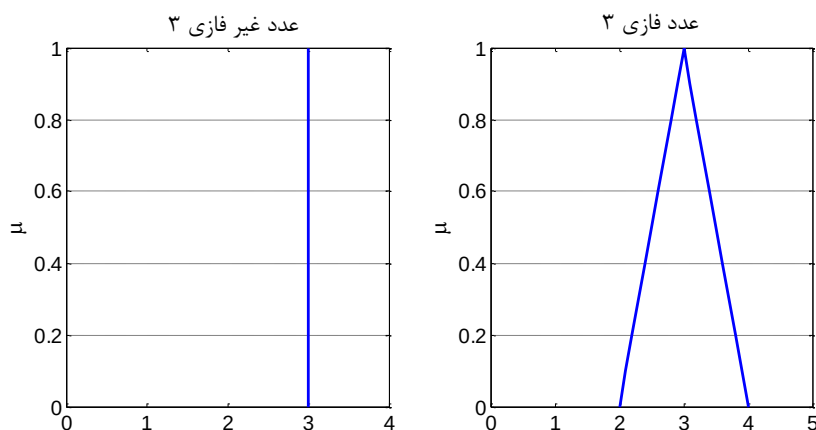
شکل ۴-۶- ماتریس اندرکنش فازی برای عوامل مؤثر در تخریب‌پذیری در معادن تخریب بلوکی

با توجه به مطالب گفته شده، در ادامه روش دیگری مبتنی بر اعداد فازی و جبر فازی معرفی شده است که علاوه بر مزایای سیستم فازی از قبیل پوشش عدم قطعیت‌ها و اختلاف نظر کارشناسان، دیگر نیازمند به طراحی قوانین فازی نیست. علاوه بر آن با استفاده از اعداد فازی می‌توان تأثیر اختلاف نظر کارشناسان و عدم قطعیت‌های موجود در کدگذاری بر خروجی نهایی را به صورت ریاضی مدل نمود. اساس روش پیشنهادی بر این است که با توجه به نظر کارشناسان و با هدف غلبه بر ذات تقریبی استدلال انسانی، یک عدد فازی برای بیان اندرکنش هر درایه از ماتریس معرفی می‌شود و در ادامه از ماتریس اعداد فازی برای تحلیل سیستم استفاده می‌گردد. برای تحلیل فازی سیستم از جبر اعداد فازی استفاده شده است. از اینرو در بخش بعدی، ابتدا مرور مختصری بر روابط جبری اعداد فازی که در این رساله مورد استفاده قرار گرفته است، انجام شده و در ادامه روش کدگذاری فازی و تحلیل فازی ماتریس اندرکنش مورد بررسی قرار گرفته است.

۴-۲-۲- کدگذاری ماتریس اندرکنش با استفاده از اعداد فازی

اعداد فازی توسعه‌ای از اعداد معمول ریاضی هستند، بدین معنی که مقدار واحدی ندارند. این اعداد می‌توانند مقادیر مختلفی با وزن مشخص بین صفر و یک اختیار کنند، که این وزن‌ها تابع عضویت^۱ نامیده می‌شود (Gokceoglu, 2002). عدد فازی یک حالت خاص از مجموعه‌های فازی نرمال محدب با مرکزیت عدد مورد نظر است (Hanss, 2005). محاسبات با اعداد فازی امکان پوشش عدم قطعیت‌ها در پارامترها، خصوصیات، هندسه و شرایط اولیه را فراهم می‌آورد. شکل ۴-۷ تفاوت بین عدد ریاضی ۳ و عدد فازی ۳ را نشان می‌دهد.

¹ Membership Function



شکل ۴-۷- تفاوت عدد فازی ۳ و عدد غیر فازی ۳

در نظریه مجموعه‌های غیر فازی^۱ (کلاسیک)، یک عدد تنها شامل یک مقدار است. به عنوان مثال

تابع عضویت عدد ۳ در مجموعه‌های غیر فازی به صورت زیر بیان می‌شود:

$$\mu_{number\ 3} = \begin{cases} 1 & \text{for } x=3 \\ 0 & \text{for } x \neq 3 \end{cases} \quad (۴-۳)$$

در صورتی که تابع عضویت عدد فازی ۳ که شامل همسایگی نزدیک عدد ۳ است، به صورت زیر بیان

می‌شود.

$$\mu_{Fuzzy\ number\ 3} = \begin{cases} x-2 & \text{for } x \in [2\ 3] \\ 4-x & \text{for } x \in [3\ 4] \\ 0 & \text{otherwise} \end{cases} \quad (۴-۴)$$

مجموعه‌های فازی بر اساس نوع تابع عضویت به چند دسته تقسیم می‌شوند. از مرسوم‌ترین این توابع

می‌توان به توابع عضویت مثلثی، دوزنقه‌ای و زنگوله‌ای اشاره کرد. در بعضی از حالت‌ها، مجموعه‌های

فازی دارای توابع عضویت دلخواهی هستند که متناسب با وضعیت به خصوصی طراحی شده‌اند. یک

عدد فازی را می‌توان به صورت زیر تعریف کرد (Zimmermann, 2001) (Kaufmann and Gupta,)

:(1991)

تعریف ۱. عدد فازی β یک نگاشت از $\beta(x): \mathbb{R} \rightarrow [0\ 1]$ است که دارای خصوصیات زیر می‌باشد.

¹ Crisp Set

➤ تکیه‌گاه^۱ مجموعه فازی باید محدود باشد. این بدان معنی است که مقادیر a و b با رابطه $a \leq b$

به عنوان مقادیر انتهایی مجموعه فازی μ یافت شود به طوریکه

$$\begin{cases} \mu(x) = 0 & x \notin [a, b] \\ \mu(x) > 0 & x \in [a, b] \end{cases} \quad (5-4)$$

➤ مجموعه فازی باید نرمال باشد یا به عبارتی اعدادی مانند c و d با رابطه $a \leq c \leq d \leq b$ یافت

شود به طوریکه اگر و فقط اگر $x \in [c, d]$ باشد آنگاه $\mu(x) = 1$ باشد.

➤ مجموعه فازی باید محدب باشد، به عبارتی دیگر تابع عضویت $\mu(x)$ باید در بازه $[a, c]$ افزایش

و در بازه $[d, b]$ کاهش یابد.

پس از طراحی عدد فازی، عملیات مختلفی بر روی این اعداد و مجموعه‌های فازی صورت می‌گیرد

که رایج‌ترین آن‌ها مکمل، اشتراک و اجتماع مجموعه‌های فازی هستند. برای محاسبه اجتماع

مجموعه‌های فازی از S -نرم‌ها استفاده می‌شود. رایج‌ترین S -نرم تابع بیشینه‌ساز^۲ بین دو مجموعه است.

لیکن در این رساله برای عملیات اجتماع، از S -نرم کلاس یاگر^۳ استفاده شده است که رابطه آن به

صورت زیر تعریف می‌شود (Wang, 1999):

$$S_{\omega}(\mu_a, \mu_b) = \min \left[1, (\mu_a^{\omega} + \mu_b^{\omega})^{\frac{1}{\omega}} \right] \quad (6-4)$$

که در آن S_{ω} اجتماع دو مجموعه فازی با توابع عضویت μ_a و μ_b است و پارامتر ω در بازه $(0, \infty)$

انتخاب می‌شود. علت انتخاب اجتماع کلاس یاگر به جای تابع بیشینه این است که مجموعه فازی نهایی

حاصل از اجتماع دو مجموعه دیگر، مجموعه نرم‌تری^۴ خواهد بود و شکستگی‌های کمتری خواهد داشت.

برای محاسبه اشتراک دو مجموعه فازی از t -نرم‌ها استفاده می‌شود. رایج‌ترین این t -نرم‌ها محاسبه

کمینه دو تابع است، که در این رساله نیز از همین روش استفاده شده است.

¹ Support

² Maximum

³ Yager class

⁴ Smooth

ضرب کارتیزین^۱ دو مجموعه فازی را نیز می‌توان با استفاده از t -نرم‌ها محاسبه کرد. ضرب کارتیزین دو مجموعه $a(x)$ و $b(y)$ که با $a \times b$ نشان داده می‌شود، شامل تمامی زوج‌های مرتب (x, y) با درجه عضویت زیر می‌باشند (Wang, 1999).

$$\mu_{a \times b}(x, y) = \min(\mu_a(x), \mu_b(y)) \quad (۷-۴)$$

برای نشان دادن مهم‌ترین عضوها در مجموعه‌های فازی از برش α مجموعه استفاده می‌شود. برش α که در ادامه به صورت دقیق توضیح داده خواهد شد، مقادیری از مجموعه که درجه عضویت بیشتر از α دارند را نشان می‌دهد.

تعریف ۲. برش α یا سطح α از مجموعه فازی $A \subseteq X$ یک مجموعه غیرفازی $A_\alpha \subseteq X$ می‌باشد که به صورت زیر تعریف می‌شود (Wang, 1999):

$$A_\alpha = \{x | \mu(x) \geq \alpha\} \quad (۸-۴)$$

برای اعداد فازی علاوه بر روابط بالا عملیات جبری نیز تعریف شده است. جمع دو عدد فازی $\tilde{A}$ و $\tilde{B}$ با توابع عضویت $\mu_a(x), \mu_b(y)$ یک عدد فازی با تابع عضویت زیر خواهد بود (Wang, 1999):

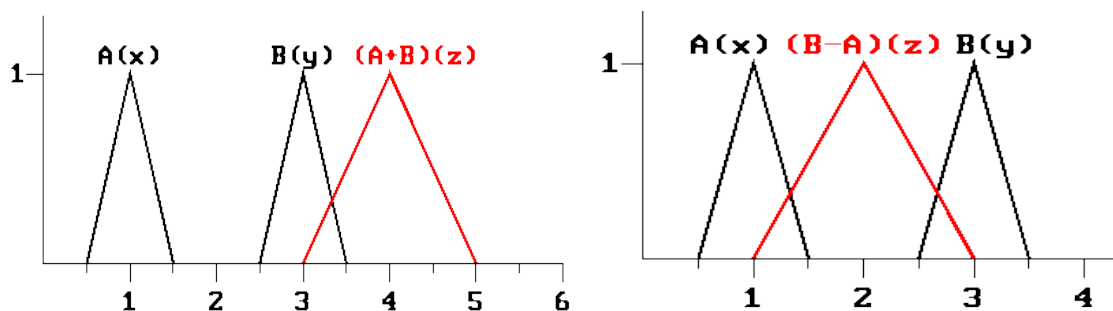
$$\mu_{A+B}(z) = \sup_{x+y=z} \min(\mu_a(x), \mu_b(y)) \quad (۹-۴)$$

و به‌طور مشابه حاصل تفریق دو عدد فازی یک عدد فازی با تابع عضویت زیر خواهد بود (Wang, 1999):

$$\mu_{A-B}(z) = \sup_{x-y=z} \min(\mu_a(x), \mu_b(y)) \quad (۱۰-۴)$$

مثالی از جمع و تفریق دو عدد فازی در شکل ۸-۴ نشان داده شده است.

¹ Cartesian

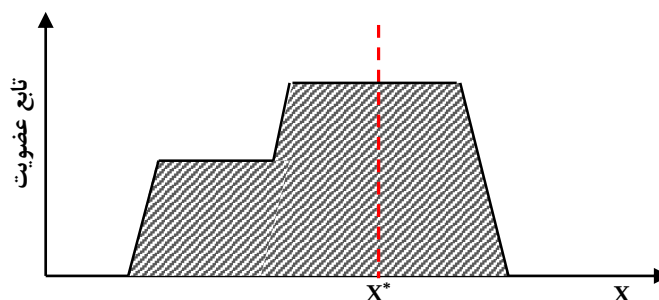


شکل ۸-۴- مثالی از جمع و تفریق دو عدد فازی

در بیشتر کاربردهای فازی، پس از انجام عملیات مختلف نیاز به یک خروجی غیرفازی داریم. خروجی غیرفازی توسط روش‌های غیرفازی‌سازی محاسبه می‌شود. در این رساله از غیرفازی‌ساز مرکز ثقل^۱ استفاده شده است که به صورت زیر محاسبه می‌گردد (Wang, 1999):

$$x^* = \frac{\int x \mu(x) dx}{\int \mu(x) dx} \quad (۱۱-۴)$$

که در آن x^* خروجی غیر فازی مجموعه فازی با تابع عضویت $\mu(x)$ می‌باشد. مثالی از غیرفازی‌ساز مرکز ثقل در شکل ۹-۴ نشان داده شده است.

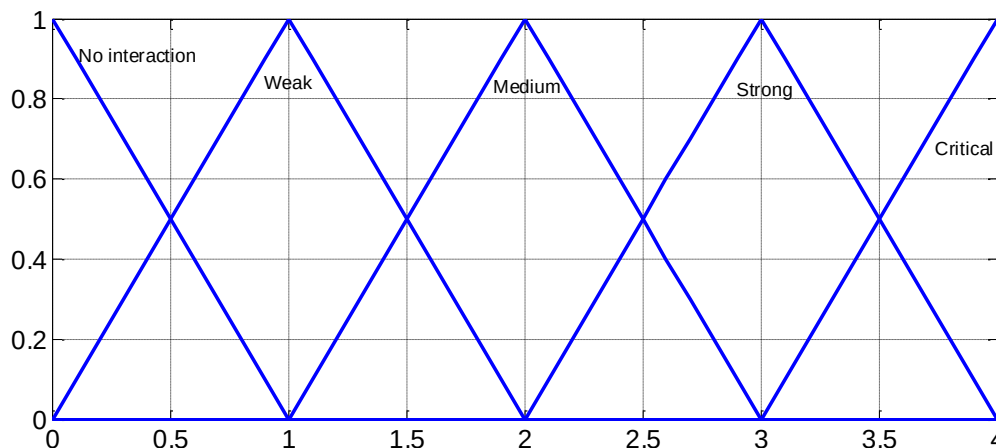


شکل ۹-۴- مثالی از روش غیرفازی‌سازی مرکز ثقل

در ادامه روش کدگذاری ماتریس اندرکنش با استفاده از اعداد فازی به طور کامل توضیح داده می‌شود. همان‌طور که اشاره شد، برای غلبه بر ذات تقریبی استدلال انسانی در کدگذاری ماتریس اندرکنش و کاهش تأثیر عدم قطعیت‌ها، از اعداد فازی برای بیان اندرکنش بین پارامترها استفاده شده

¹ Center of Gravity

است. به جای استفاده از اعداد دقیق ۰، ۱، ۲، ۳ و ۴ برای درجه‌بندی تأثیر پارامترها، پنج مجموعه فازی برای بیان اندرکنش طراحی شده است که در شکل ۴-۱۰ نشان داده شده است.

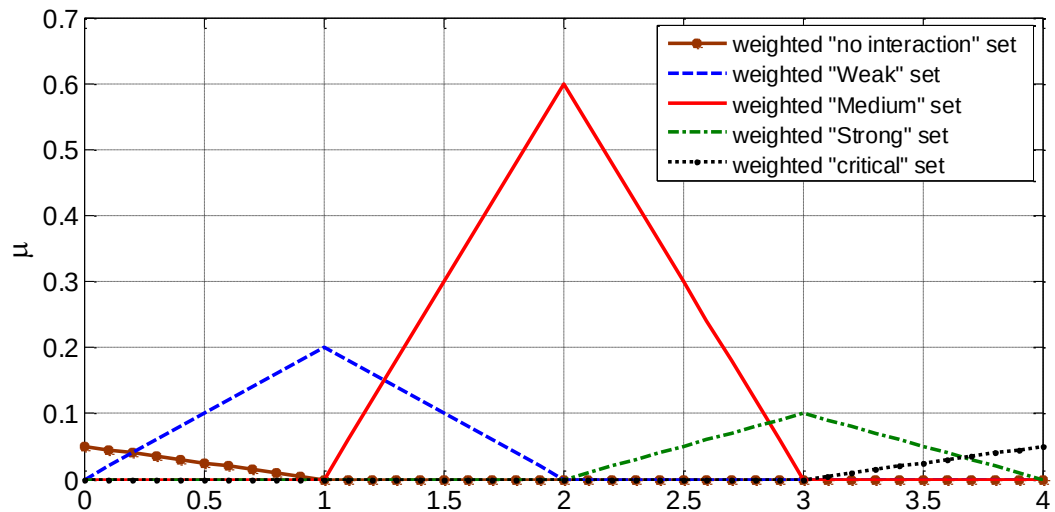


شکل ۴-۱۰- پنج مجموعه فازی تعریف شده برای بیان اندرکنش بین پارامترها

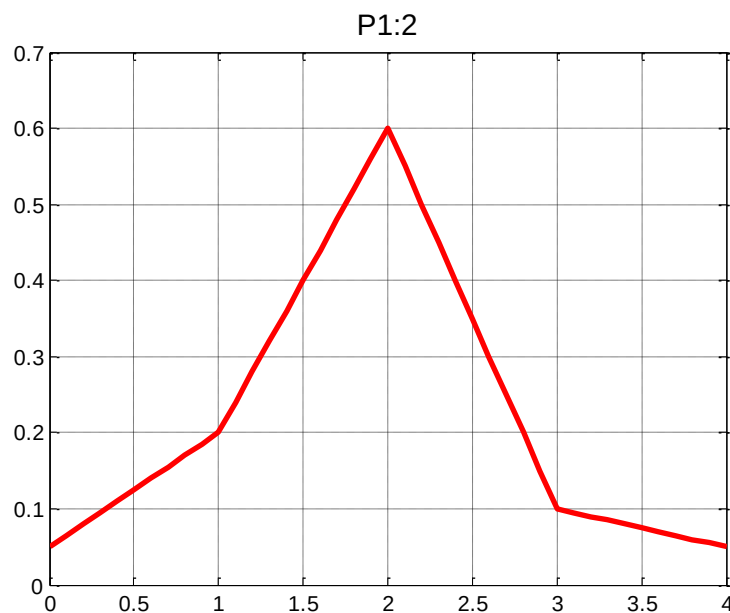
هدف اصلی در این روش به دست آوردن یک عدد فازی برای هر درایه از ماتریس اندرکنش است. تابع عضویت مربوط به هر عدد فازی با توجه به نظر کارشناسان محاسبه شده است. برای در نظر گرفتن تمامی نظرات کارشناسان عمل اجتماع بر روی مجموعه‌های فازی معرفی شده انجام گرفته است. برای هر درایه از ماتریس تعداد هر کدام از مجموعه‌های فازی که توسط کارشناسان رای داده شده است در نظر گرفته شده است و اجتماع بین مجموعه‌ها به صورت وزن‌دار با استفاده از s -نرم کلاس یاگر با مقدار $w=1$ انجام می‌گیرد.

به عنوان مثال برای تأثیر پارامتر P_1 (مقاومت فشاری تک محوره) بر روی پارامتر P_2 (تنش‌های برجا)، ۶۰ درصد از کارشناسان اندرکنش متوسط را برای بیان اندرکنش برگزیدند. ۲۰ درصد اندرکنش ضعیف و ۱۰ درصد اندرکنش زیاد را انتخاب کردند. و اندرکنش بسیار زیاد و بدون اندرکنش نیز هر کدام توسط ۵ درصد از کارشناسان انتخاب شده است. با توجه به وزنی که برای هر کدام از مجموعه‌های فازی انتخاب شده است، اجتماع وزن‌دار بین مجموعه‌ها انجام گرفته است. بنابراین با توجه به نظر کارشناسان وزن‌های $[0.05, 0.1, 0.6, 0.2, 0.05]$ برای پنج مجموعه فازی در نظر گرفته شده است.

مجموعه‌های فازی وزن دار شده و عدد فازی نهایی برای بیان اندرکنش P_1 بر روی P_2 در شکل‌های ۴-۱۱ و ۴-۱۲ نشان داده شده است. با نگاهی دقیق‌تر به این دو شکل می‌توان دریافت که اجتماع کلاس یاگر، مجموعه‌ی نرم‌تری نسبت به اجتماع بیشینه ایجاد کرده است.

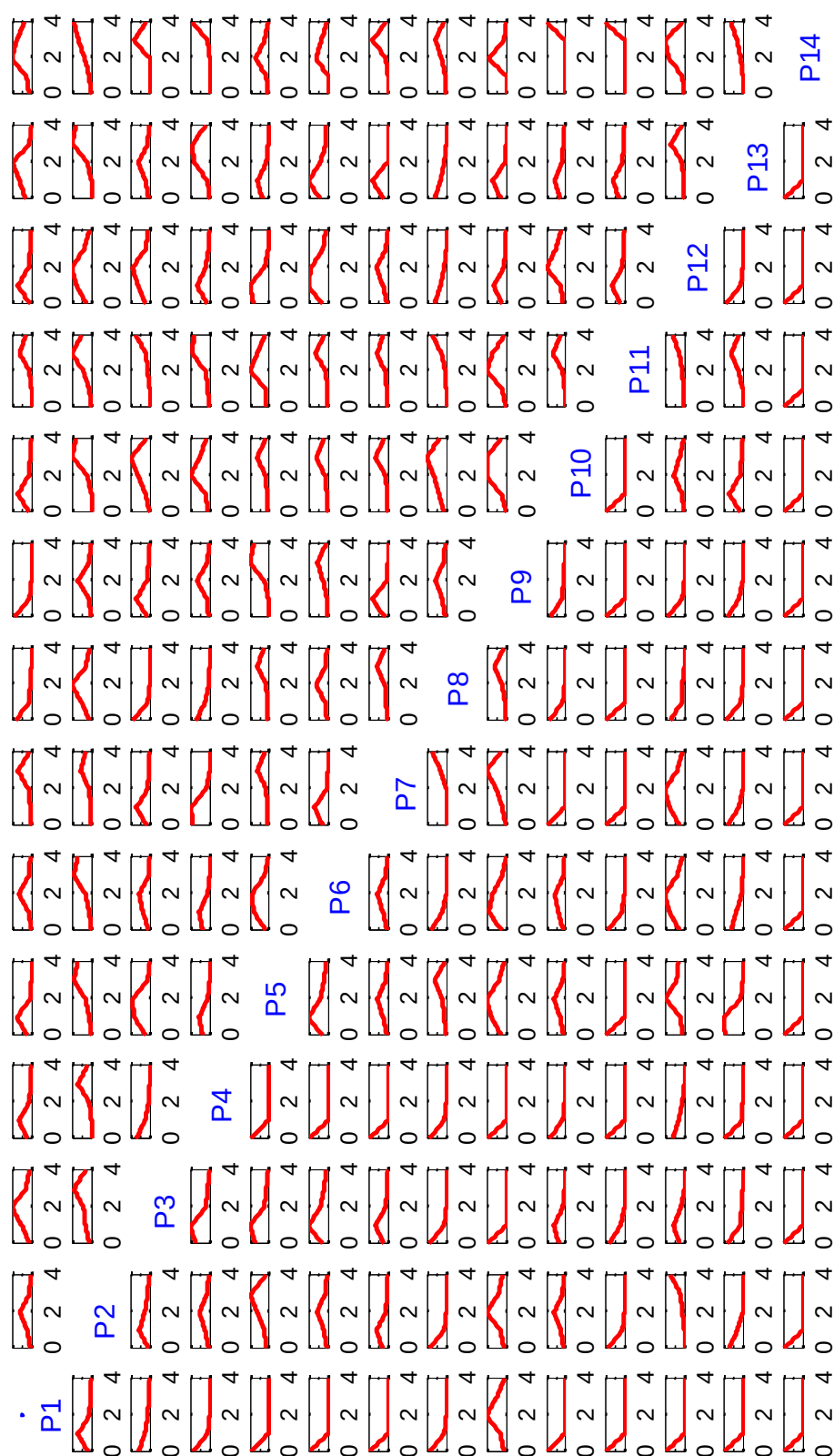


شکل ۴-۱۱- مجموعه‌های فازی وزن دار شده با توجه به نظر کارشناسان در مورد تأثیر پارامتر P_1 بر روی P_2



شکل ۴-۱۲- عدد فازی محاسبه شده برای بیان اندرکنش پارامتر P_1 بر روی P_2

این عملیات به طور مشابه برای تمامی درایه‌های ماتریس اندرکنش انجام می‌گیرد و برای هر درایه یک عدد فازی به دست می‌آید. ماتریس اندرکنش فازی نهایی در شکل ۴-۱۳ نشان داده شده است.

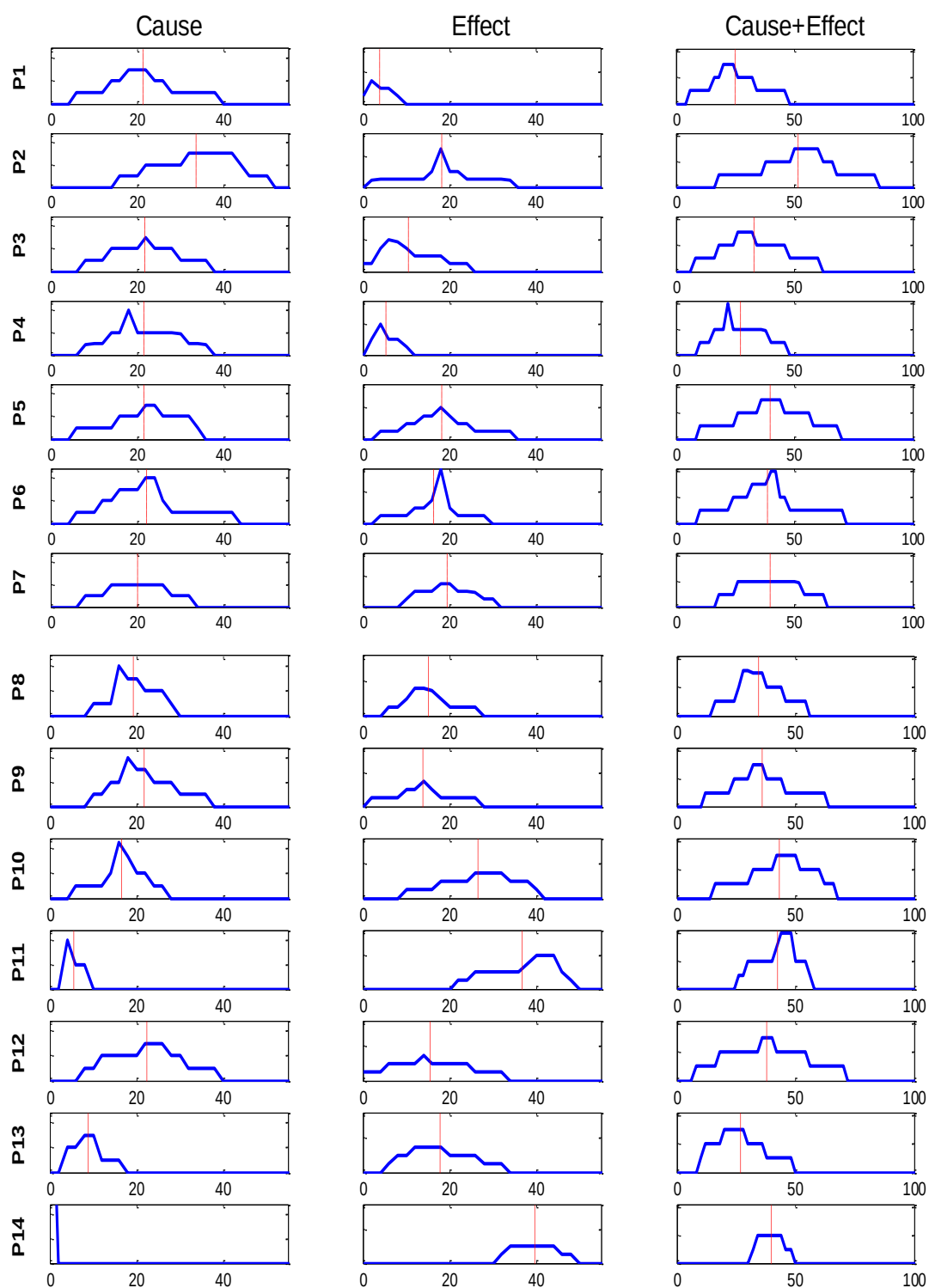


شکل ۴-۱۳- ماتریس اندرکنش فازی پارامترهای مؤثر در تخریب توده سنگ

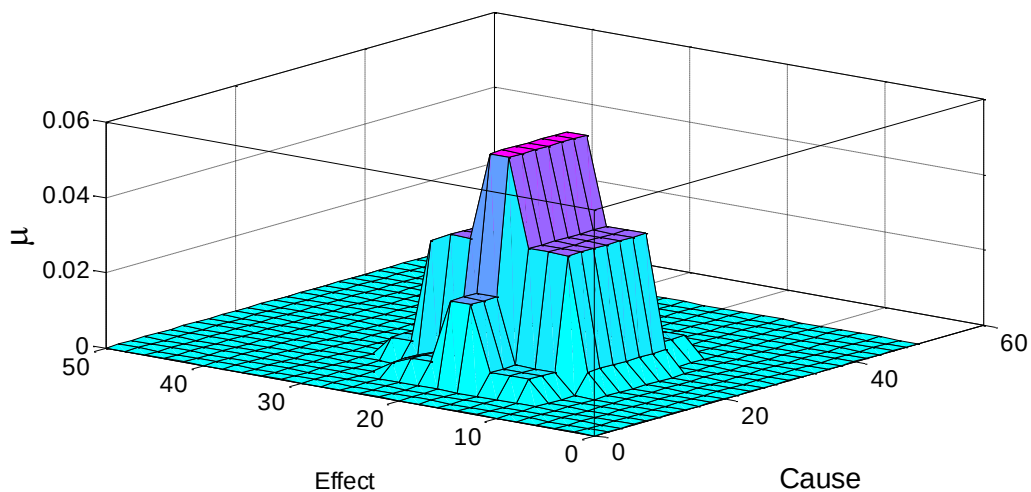
پس از محاسبه تمامی اندرکنش‌ها، برای به دست آوردن علت و اثر هر پارامتر از جمع اعداد فازی استفاده شده است. برای محاسبه مقدار علت برای پارامتر i -ام لازم است ۱۳ عدد فازی واقع در سطر i ماتریس اندرکنش جمع بسته شود و به طور مشابه برای محاسبه مقدار اثر آن پارامتر، ۱۳ عدد فازی واقع در ستون i جمع بسته شود. برای جمع اعداد فازی از رابطه (۴-۹) استفاده شده است. تمامی علت و اثرها برای کلیه پارامترها و مجموع علت و اثر برای هر پارامتر در شکل ۴-۱۴ نشان داده شده است. برای بررسی دقیق‌تر، مقدار غیرفازی علت و اثر نیز با خط قرمز بر روی هر مجموعه نشان داده شده است.

از آنجا که مقادیر علت و اثر برای هر پارامتر یک عدد فازی است، موقعیت آن پارامتر در نمودار علت-اثر یک نقطه ثابت نخواهد بود، بلکه یک مجموعه فازی است. هر پارامتر در نمودار علت-اثر می‌تواند مقادیر مختلفی را با درجه عضویت متفاوت به خود اختصاص دهد. برای محاسبه زوج مرتب موقعیت در نمودار علت-اثر از رابطه (۴-۷) استفاده شده است. برای مثال موقعیت پارامترهای P_7 ، P_{11} و P_{13} در شکل‌های ۴-۱۵ تا ۴-۱۷ نشان داده شده است. نمودار علت-اثر فازی سایر پارامترها در پیوست الف آورده شده است.

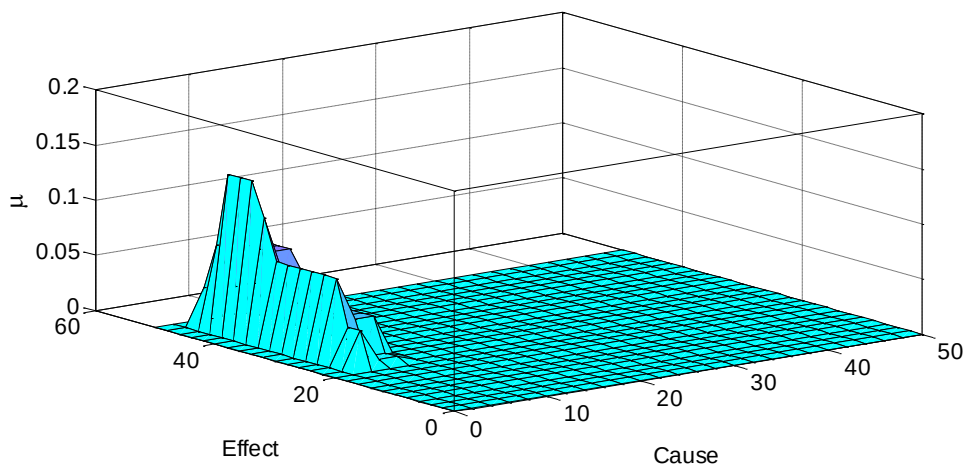
یکی از مزایای مهم اعداد فازی در نظرگرفتن ابهامات و اختلاف نظرها در تحلیل است. به همین دلیل بهتر است برای تحلیل، از مقادیر فازی علت و اثر استفاده شود. برای تحقق این هدف برای رسم هیستوگرام مجموع و تفاضل علت و اثر از برش α مجموعه‌ها استفاده شده است. برش α یک مجموعه فازی، مقادیر مهم هر مجموعه که درجه عضویت بالاتری از α را دارند، نشان می‌دهد. در این رساله برای هر مجموعه، ۷۰ درصد مقدار بیشنه تابع عضویت به عنوان α انتخاب شده است. هیستوگرام مجموع علت و اثر برای هر پارامتر با استفاده از برش α مجموعه‌های فازی مرتبط در شکل ۴-۱۸ و هیستوگرام تفاضل علت و اثر در شکل ۴-۱۹ نشان داده شده است. مقادیر غیرفازی هر مجموعه به صورت یک دایره بر روی نمودار مشخص شده است.



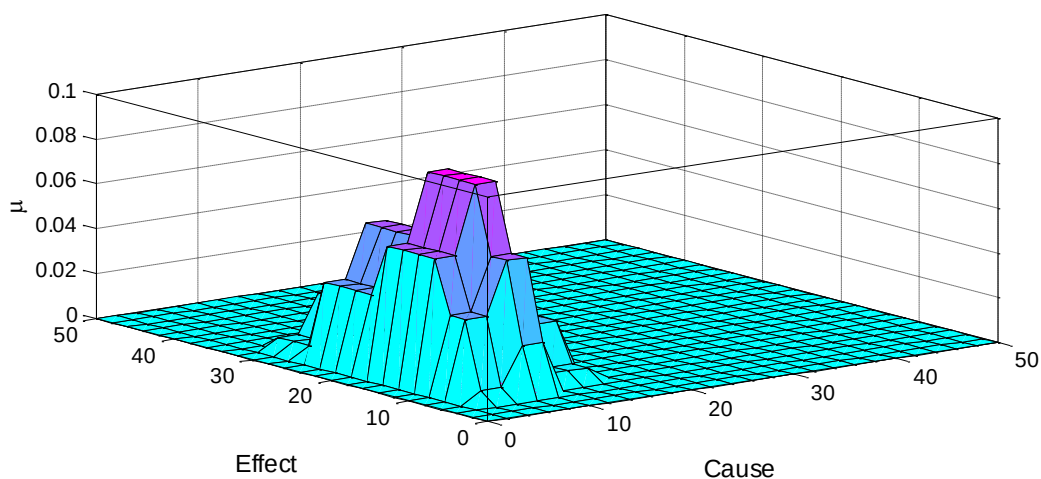
شکل ۴-۱۴- مقادیر فازی علت و اثر پارامترها



شکل ۴-۱۵- مقادیر فازی علت و اثر پارامتر P_7



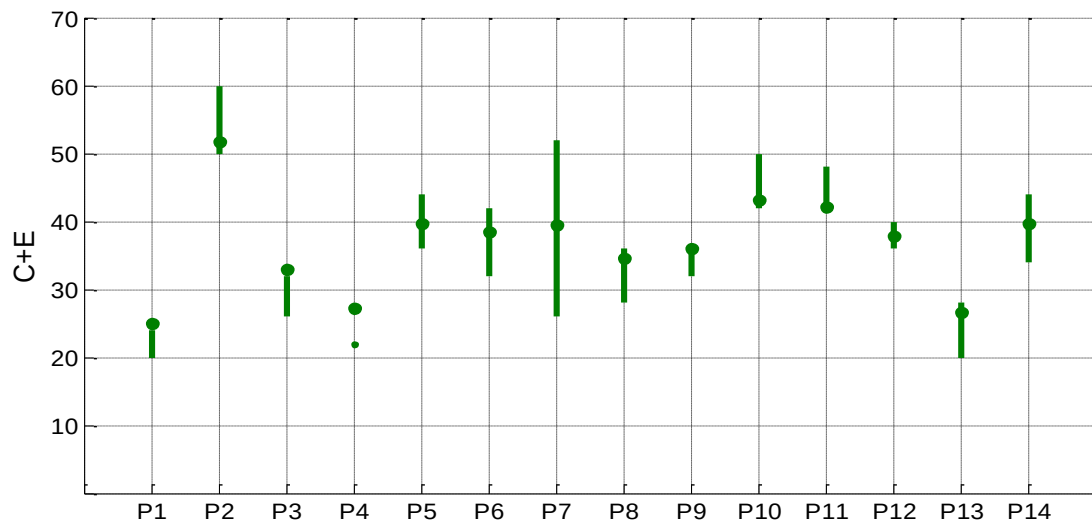
شکل ۴-۱۶- مقادیر فازی علت و اثر پارامتر P_{11}



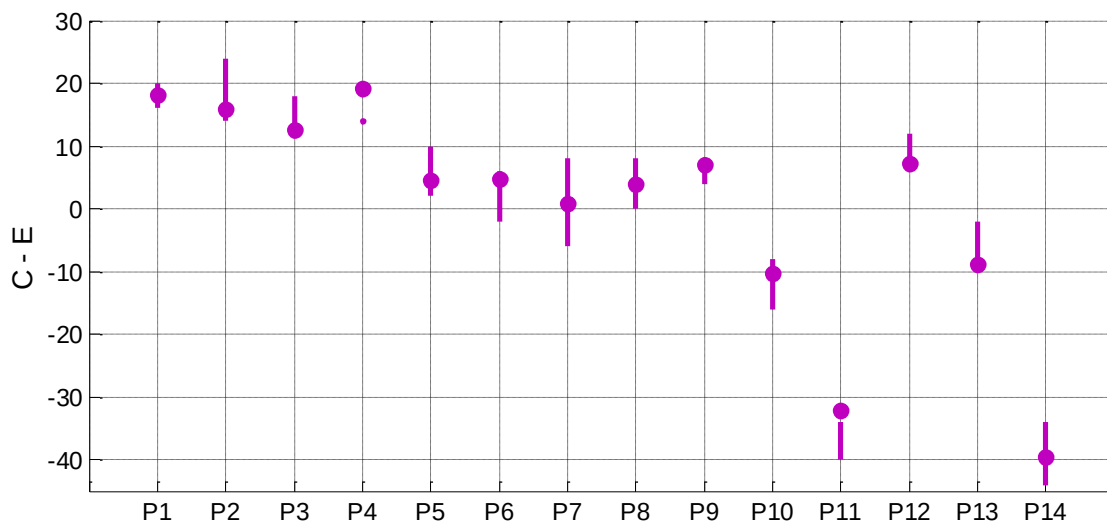
شکل ۴-۱۷- مقادیر فازی علت و اثر پارامتر P_{13}

هر چه برش α تعداد اعضای بیشتری داشته باشد بدین معنی است که مجموعه فازی مربوطه مجموعه پهن‌تری (با واریانس بیشتر) بوده است و می‌توان گفت که ابهام و اختلاف نظر در مورد آن

پارامتر بیشتر از سایر پارامترها بوده است (مانند پارامتر P_7 در شکل ۴-۱۸). حالت عکس آن نیز صادق است. هر چه برش α ، تعداد اعضای کمتری داشته باشد واریانس مجموعه فازی کمتر بوده و نشان دهنده این است که اختلاف نظر کمتری در مورد آن پارامتر وجود داشته است (مانند پارامتر P_4 در شکل ۴-۱۹).

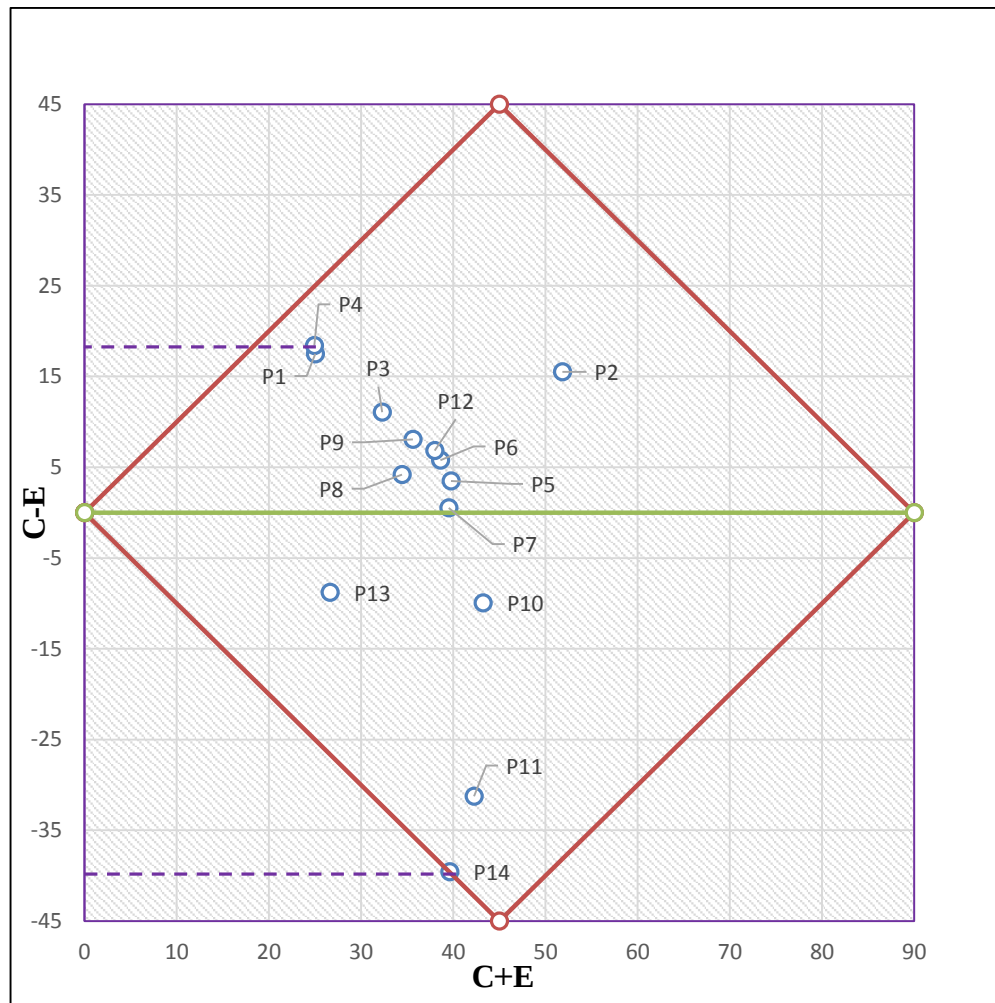


شکل ۴-۱۸- برش α مجموع فازی علت و اثر برای هر پارامتر



شکل ۴-۱۹- برش α تفاضل فازی علت و اثر برای هر پارامتر

برای دید کلی در تحلیل پارامترهای مؤثر و سادگی بیشتر، نمودار علت-اثر برای مقادیر غیرفازی شده در شکل ۴-۲۰ نشان داده شده است.



شکل ۴-۲۰- نمودار علت و اثر مقادیر غیرفازی پارامترها برای مسئله قابلیت تخریب در معادن تخریب بلوکی

همان‌طور که قبلاً اشاره شده است، پارامتری که بیشترین مقدار $C-E$ را دارد بر سیستم مسلط است و پارامتری که کمترین مقدار $C-E$ را به خود اختصاص می‌دهد، تحت تأثیر سیستم است. بنابراین در سیستم مذکور با استفاده از منطق فازی می‌توان نتیجه گرفت که هر دو پارامتر P_1 (مقاومت فشاری تک محوره) و P_4 (جهت‌داری درزه) با درجه عضویت‌های متفاوت بر سیستم مسلط هستند. از طرفی پارامتر P_{14} (پتانسیل تخریب‌پذیری) با داشتن حداقل مقدار $C-E$ مغلوب‌ترین پارامتر این سیستم است. همچنین پارامترهای P_2 (تنش‌های برجا) و P_{10} (شعاع هیدرولیکی) به دلیل دارا بودن بیشترین مقدار $C+E$ تعاملی‌ترین پارامتر سیستم است، بدین معنا که تغییر کوچکی در این پارامتر، تأثیر قابل توجهی بر رفتار سیستم خواهد داشت.

از تحلیل‌های انجام شده در این بخش می‌توان نتیجه گرفت که روش فازی ارایه شده به خوبی توانسته است ابهامات و اختلاف نظر کارشناسان را در تحلیل سیستم در نظر بگیرد و تأثیر آن بر روی خروجی‌های نهایی به صورت عددی بیان نماید.

۴-۳- ارایه شاخص قابلیت تخریب توده سنگ (CI^۱)

در این مرحله با استفاده از سیستم مهندسی سنگ بهبود یافته، شاخص قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی ارایه می‌گردد. برای نشان دادن کاربرد این شاخص، معدن تخریب بلوکی پالوبورا در آفریقای جنوبی به عنوان مطالعه موردی انتخاب شده است.

اولین مرحله در ارایه شاخص قابلیت تخریب توده سنگ، انتخاب و طبقه‌بندی پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی است. همان‌طور که در فصل ۲ اشاره شده این پارامترها به دو گروه عوامل طبیعی و القایی تقسیم‌بندی شده‌اند (شکل ۲-۷). این پارامترها بر اساس توصیه‌ها و پیشنهادهای موجود و همچنین مطالعات انجام شده در این زمینه، انتخاب شده‌اند. در نتیجه ۱۳ پارامتر کلیدی به عنوان پارامترهایی که بیشترین تأثیر را بر پتانسیل قابلیت تخریب در معادن تخریب بلوکی دارند، انتخاب شده‌اند (شکل ۲-۷).

با توجه به اینکه در مورد پارامترهای مذکور و نحوه تأثیرگذاری آن‌ها بر روی تخریب توده سنگ در فصل دوم این رساله به تفصیل صحبت شده است، از توضیح دوباره آن‌ها در این فصل اجتناب می‌شود. قابل ذکر است که مقادیر پارامترها به ۵ طبقه تقسیم شده و رده هر طبقه از ۰ تا ۴ تغییر می‌کند. در جدول ۴-۱ طبقه‌بندی پارامترها و رده مربوطه آورده شده است.

واضح است که طبقه‌بندی پارامترهای سیستم به دلیل تأثیر مستقیم بر نتایج از اهمیت بسیاری زیادی برخوردار است، به طوری که یک طبقه‌بندی نادرست حتی در صورت به دست آوردن دقیق‌ترین اندرکنش‌ها، نیز قادر به تخمین صحیح خروجی سیستم نخواهد بود. برای این منظور مطالعه‌ای

¹ Cavability Index

گسترده‌ای بر روی محدوده تغییرات پارامترهای انتخاب شده در معادن تخریب بلوکی انجام گرفته و همچنین از متخصصین دانشگاهی از جمله پروفسور چیتبو^۱ از دانشگاه کوینزلند^۲ و دکتر ایوارس^۳ از شرکت اتسکا^۴ کمک گرفته شده است.

جدول ۴-۱- طبقه‌بندی پارامترهای سیستم قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی

طبقه‌ها و رده‌بندی‌ها					پارامترها
۴	۳	۲	۱	۰	
<۲۵	۲۵ تا ۵۰	۵۰ تا ۱۰۰	۱۰۰ تا ۲۵۰	۲۵۰ <	مقاومت سنگ بکر- (MPa)UCS
<۳	۳ تا ۵	۵ تا ۷	۷ تا ۹	۹ <	UCS/σ^*
<۰/۰۶	۰/۰۶ تا ۰/۲	۰/۲ تا ۰/۶	۰/۶ تا ۲	۲ <	فاصله‌داری درزه (m)
بسیار مطلوب	مطلوب	متوسط	نامطلوب	بسیار نامطلوب	جهت‌داری درزه
دارای جریان	در حال چکیدن	خیس	مرطوب	خشک	شرایط آب
>۵	۱ تا ۵	۰/۱ تا ۱	<۰/۱	بدون بازشدگی	بازشدگی درزه (mm)
>۲۰	۱۰ تا ۲۰	۳ تا ۱۰	۱ تا ۳	<۱	تداوم درزه (m)
صیقلی	صاف	نسبتاً زبر	زبر	بسیار زبر	زبری درزه
پرشدگی بسیار نرم >۵mm	پرشدگی نرم <۵mm	پرشدگی سخت >۵mm	پرشدگی بسیار سخت <۵mm	بدون پرشدگی	پرشدگی درزه
>۶۰	۴۵ تا ۶۰	۳۰ تا ۴۵	۱۵ تا ۳۰	<۱۵	شعاع هیدرولیکی (m)
۰/۰۳۱ تا ۰/۲۵	۰/۲۵ تا ۲	۲ تا ۱۶	۱۶ تا ۱۲۸	۱۲۸ تا ۱۰۲۴	خردایش (m ^۳) (Laubscher, 2000)
>۲۵۰	۲۰۰ تا ۲۵۰	۱۵۰ تا ۲۰۰	۱۰۰ تا ۱۵۰	<۱۰۰	ارتفاع بلوک
بسیار مطلوب	مطلوب	متوسط	نامطلوب	بسیار نامطلوب	شرایط زیربرش
UCS/σ^* : نسبت مقاومت فشاری تک محوره به تنش بر جای منطقه					

^۱ Chitombo

^۲ University of queensland

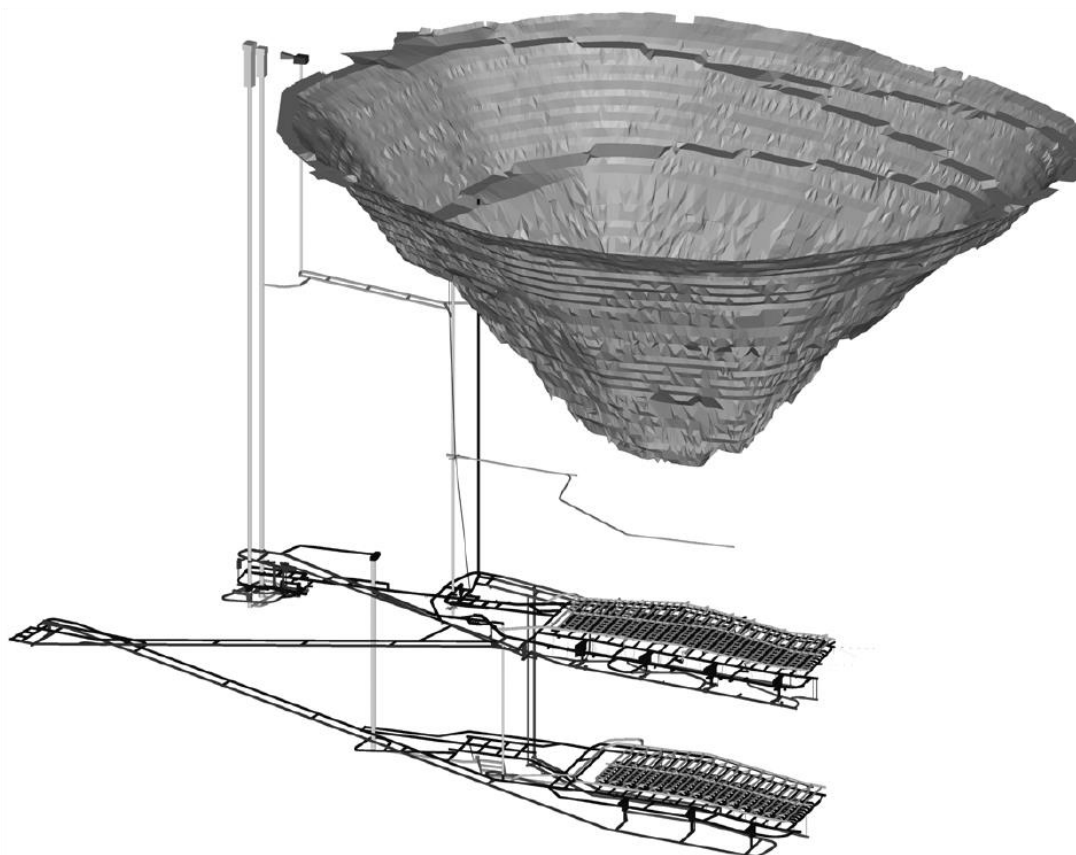
^۳ Ivarse

^۴ Itasca Consulting Group

۴-۳-۱- معدن مس پالوبورا

معدن مس پالوبورا، دارای یک بخش روباز، یک بخش زیرزمینی و کارخانه‌ی تغلیظ، ذوب و تصفیه است. این معدن در استان شمالی آفریقای جنوبی در فاصله‌ی ۵۶۰ کیلومتری شمال شرقی ژوهانسبورگ قرار دارد. مطالعات امکان‌سنجی معدن‌کاری زیرزمینی از اواسط سال ۱۹۸۰ شروع شده است و در سال ۱۹۹۶ مقرر شد که بخش عمقی کانسار به روش تخریب بلوکی استخراج شود و برای آن استخراج روزانه ۳۰ هزار تن کان‌سنگ مس در روز در نظر گرفته شده است.

عملیات آماده‌سازی بخش زیرزمینی به روش تخریب توده‌ای از سال ۲۰۰۴ شروع شده است. در طراحی معدن هر بخش تولیدی دارای ۶۵۰ متر طول، ۲۰۰ متر عرض است که شامل ۲۰ تونل تولید و ۳۲۰ دریچه تخلیه است (شکل ۴-۲۱) (Ngidi, 2011).



شکل ۴-۲۱- نمایی از بخش روباز و زیرزمینی معدن پالوبورا

۴-۳-۱-۱- زمین شناسی منطقه مورد مطالعه

کان سنگ معدن پالوبورا دارای شکل بیضوی است که به صورت عمودی در عمق گسترش یافته است. شعاع بزرگ این کان سنگ ۱۴۰۰ متر و شعاع کوچک آن ۸۰۰ متر اندازه گیری شده است. عیار مس در بخش مرکزی در حدود ۱ درصد است که به سمت کناره های هسته به تدریج کاهش پیدا می کند. منطقه پالوبورا با مساحت ۱۹۵۰ هکتار، عمدتاً شامل پیروکسنیت غنی از فلوگوپیت و آپاتیت می باشد. این پیروکسن تحت اثر نفوذ سنگ های مختلفی از جمله الوین، مگنتیت، آپاتیت و در نهایت نفوذ مرکزی کربناتیت رخساره ای پیشرونده قرار گرفته است. کربناتیت تشکیل شده با استفاده از روش تخریب بلوکی استخراج می شود. از محصولات این معدن مس همراه مگنتیت، پلاتنیم و طلا را می توان نام برد. سه نوع سنگ میزبان که کانی سازی در آن صورت گرفته در منطقه مورد مطالعه وجود دارند. کربناتیت های رخساره ای پیشرونده و کربناتیت های نواری که هسته مرکزی کان سنگ را تشکیل می دهند و دایک دلوئیتی عقیم، با شیب تند و روند شمال شرقی که ۸ درصد ذخیره را تشکیل می دهد.

۴-۳-۱-۲- خصوصیات ژئومکانیکی منطقه

متوسط مقاومت فشاری تک محوره کربناتیت در حدود ۸۰ مگاپاسکال است که این مقدار با توجه به نوع کانی شناسی بین ۶۰ تا ۱۳۰ مگاپاسکال متغیر است. مقدار مقاومت فشاری تک محوره دلوئیت در حدود ۳۲۰ مگاپاسکال است که جزء سنگ ها سخت شکننده به حساب می آید. در جدول ۴-۲ مشخصات مقاومتی سنگ های منطقه آورده شده است. تنش های برجا به صورت هیدرواستاتیک فرض شده و مقدار آن برابر با وزن ناشی از روباره، ۳۸ مگاپاسکال، در نظر گرفته شده است (Ngidi, 2011).

جدول ۴-۲- خصوصیات مقاومتی کان سنگ در معدن پالوبورا (Ngidi, 2011)

نوع سنگ	وزن مخصوص (ton/m^3)	مقاومت فشاری تک محوره (MPa)
کربناتیت نواری	۲/۸۷	۱۳۹
کربناتیت نفوذی	۳/۰۱	۱۳۰
فوسکوریت	۲/۸۷	۶۳
مقدار متوسط	۲/۸۷	۸۰
دلوئیت	۲/۸۷	۳۲۰

ساختارهای موجود در کان سنگ معدن پالورا بیشتر از نوع درزه‌های عمودی است. در کل سه نوع درزه‌های عمودی، افقی و شیب‌دار در منطقه وجود دارد. سه دسته درزه با شیب زیاد و امتدادهای ۱۰ درجه (جهت شیب ۲۹۰ درجه)، ۳۱۰ (جهت شیب ۴۰ درجه) و ۵۰ درجه (جهت شیب ۱۴۰ درجه) وجود دارد. این درزه‌ها قائم دارای ساختاری مسطح، امتداد یافته و بازشدگی آن‌ها اغلب توسط مواد نرم پر شده است. همچنین دو دسته درزه افقی با شیب و جهت شیب ۲۰/۱۶۰ و ۴۵/۳۵۰ وجود دارد. این درزه‌ها ساختاری متفاوت از درزه‌های قائم دارند. سطح درزه‌ها مواج، زبر و محدود هستند (امتداد یافتگی کم). مقادیر RMR و RMR لابسچر برای تشکیلات کربناتیت نفوذی در جدول ۳-۴ آورده شده است (Ngidi, 2011).

جدول ۳-۴- مقادیر RMR و MRMR برای تشکیلات کربناتیت نفوذی (Ngidi, 2011)

RMR لابسچر				RMR		
امتیاز		مقدار	پارامترها	امتیاز	مقدار	پارامترها
۱۰		۱۳۰ (MPa)	مقاومت سنگ بکر (S)	۱۲	۱۳۰ (MPa)	مقاومت سنگ بکر
		۸۰ (MPa)	مقاومت سنگ بکر (W)	۱۷	۷۵ تا ۹۰	RQD
۲۴		۱/۵	FF/m	۱۲	۱/۵ تا ۰/۴	فاصله‌داری
		۳	دسته درزه	۱	۱۰ تا ۲۰	امتداد یافتگی (m)
	٪۷۵		شرایط درزه‌های بزرگ مقیاس	۴	۱ تا ۰/۱	بازشدگی (mm)
	٪۷۵		شرایط درزه‌های کوچک مقیاس	۱	صاف	زبری
	٪۱۰۰	بدون هوازدگی	هوازدگی	۳	نرم <۵mm	پرشدگی
۱۹	٪۸۵	مواد نرم	پرشدگی	۶	بدون هوازدگی	هوازدگی
				۱۵	خشک	وضعیت آب
۵۳	RMR لابسچر			۷۱	RMR	
FF/m: تعداد درزه در هر متر						

۳-۱-۳-۴ طراحی زیربرش

طراحی و اجرای زیربرش یکی از سازوکارهای کلیدی در شروع تخریب در معادن تخریب بلوکی است. زیربرش طراحی شده در معدن پالورا از نوع زیربرش پیشرو^۱ است (شکل ۴-۲۲). بدین معنا که زیربرش

^۱ Advanced Undercut

جلوتر از بخش استخراجی اجرا و حفاری می‌شود، در نتیجه بخش تولیدی در یک فضای خالی از تنش^۱ قرار می‌گیرد. ارتفاع این زیربرش ۴ متر در نظر گرفته شده است (Ngidi, 2011).



شکل ۴-۲۲- مقطعی از زیربرش پیشرو در معدن پالوبورا

۴-۱-۳-۴- ارتفاع بلوک

ارتفاع بلوک در معدن پالوبورا در حدود ۴۶۰ متر است که در مقایسه با سایر معادن تخریب بلوکی بزرگ‌تر است. اندازه ارتفاع بلوک‌ها، بسته به تقاطع آن با دیواره‌های معدن روباز متغیر است. هر چند، در بیشتر این موارد ارتفاع بلوک تابعی از شکل کان‌سنگ و عمر مجاری استخراجی است. کیفیت بالای توده سنگ در معدن پالوبورا که از نظر وضعیت خردایش نقطه ضعف به حساب می‌آید، از نظر پایداری نقاط استخراجی نقطه قوت به حساب می‌آید (Ngidi, 2011).

۴-۱-۳-۵- خردایش اولیه

مشکلات ناشی از خردایش در زمان شروع تخریب بیشتر از مواقع دیگر است. تخمین‌های انجام شده با استفاده از نرم‌افزار BCF^۲ نشان داده است که ۷۰ درصد سنگ‌های شکسته شده از ۲ مترمکعب بزرگ‌تر هستند و در نتیجه نیاز به خردایش ثانویه قبل از وارد شدن به سیستم باربری دارند. زمانی که ارتفاع

^۱ De-Stressed Zone

^۲ Block Caving Fragmentation

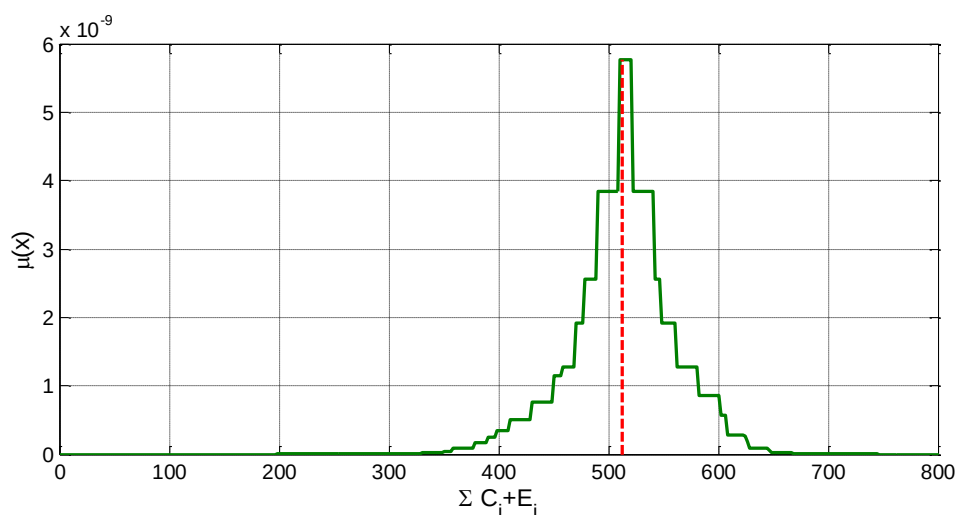
تخریب افزایش پیدا می‌کند، شکسته شدن سنگ در اثر حرکت به سمت نقاط استخراج بیشتر و اندازه خردایش ریزتر خواهد شد (Ngidi, 2011).

۴-۳-۲- محاسبه شاخص قابلیت تخریب توده سنگ معدن پالوبورا

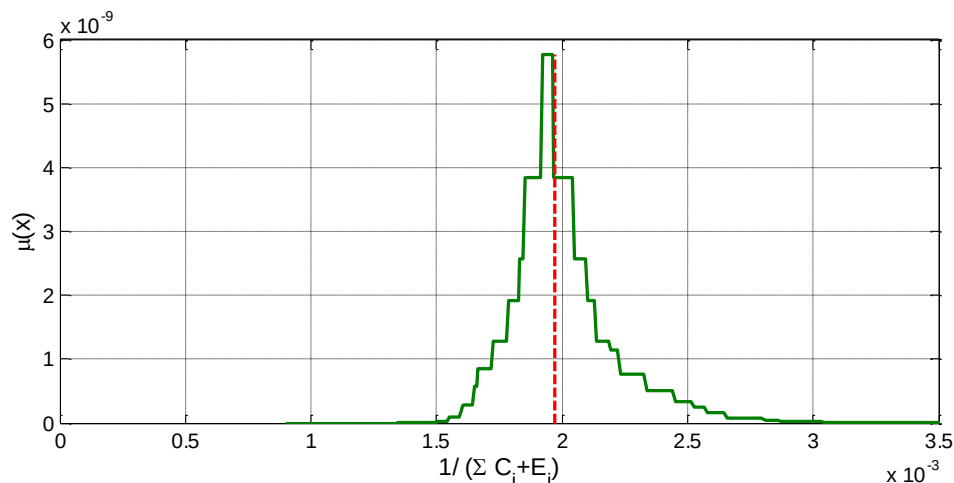
در این مرحله با استفاده از مقادیر محاسبه شده «علت» و «اثر» فازی برای هر پارامتر، وزن تأثیر فازی هر پارامتر با استفاده از رابطه (۴-۱۲) محاسبه می‌شود (Hudson, 1992).

$$\tilde{w}_i(\%) = \left(\frac{\frac{1}{MP_i} \times (\tilde{C}_i + \tilde{E}_i)}{\sum_j (\tilde{C}_j + \tilde{E}_j)} \right) \times 100 \quad (4-12)$$

که در این رابطه $\tilde{w}_i$ ضریب فازی وزنی هر پارامتر و MP_i رده بیشینه هر پارامتر در فهرست طبقه‌بندی است. همچنین $\tilde{C}_i + \tilde{E}_i$ جمع فازی علت و اثر فازی است. برای محاسبه این وزن‌ها ابتدا مجموع تمامی $\tilde{C}_i + \tilde{E}_i$ ها با استفاده از جمع اعداد فازی به دست آمده است و معکوس عدد فازی به دست آمده در مجموع $\tilde{C}_i + \tilde{E}_i$ برای هر پارامتر ضرب شده است. عدد فازی محاسبه شده برای $\sum (\tilde{C}_j + \tilde{E}_j)$ در شکل ۴-۲۳ و معکوس آن در شکل ۴-۲۴ نشان داده شده است.



شکل ۴-۲۳- عدد فازی مربوط به مجموع تمامی $\tilde{C}_i + \tilde{E}_i$ ها



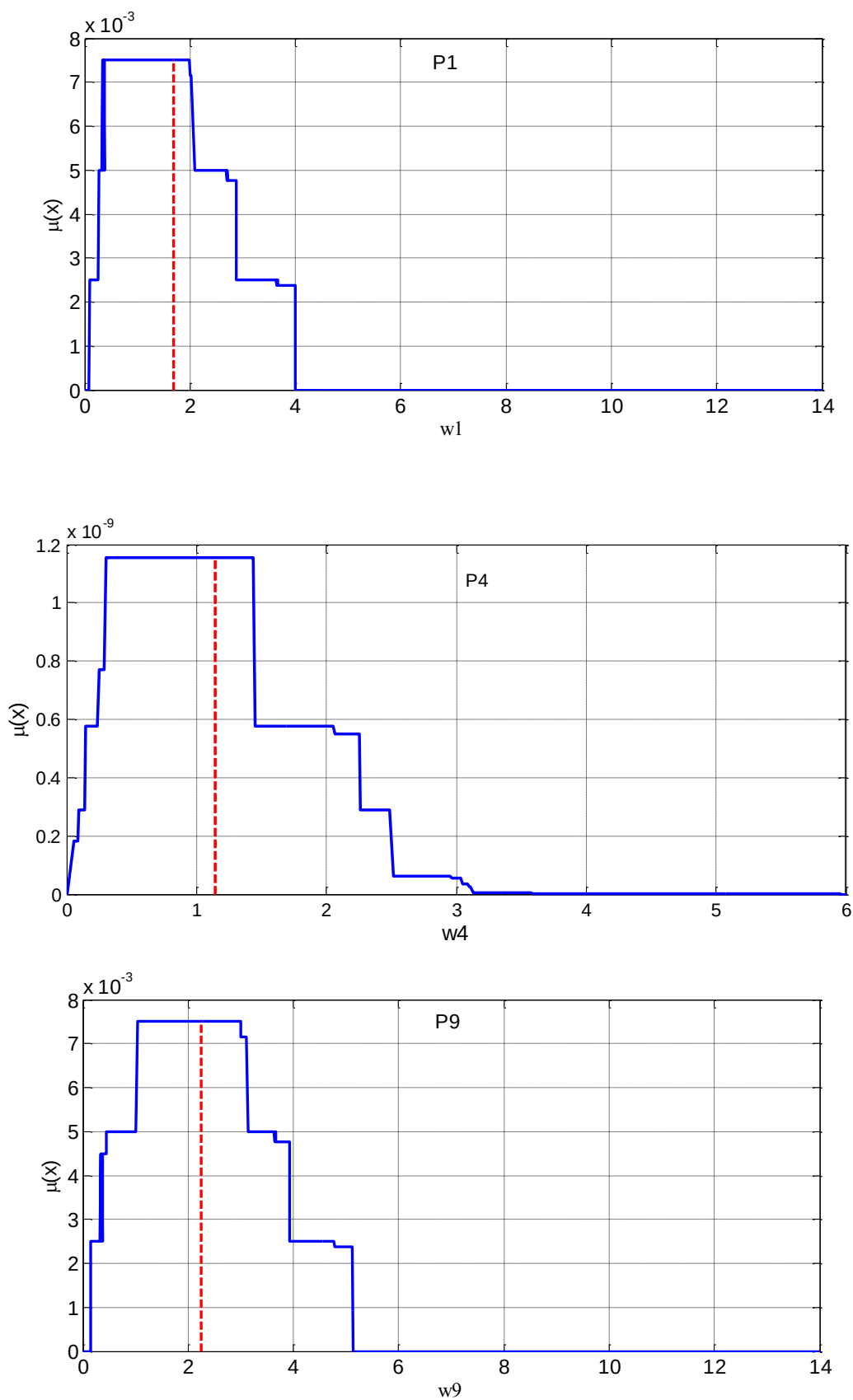
شکل ۴-۲۴- عدد فازی مربوط به معکوس حاصل از جمع تمامی $\tilde{C}_i + \tilde{E}_i$ ها

برای محاسبه معکوس یک عدد فازی فقط اعضای مجموعه فازی مربوطه معکوس شده ولی مقدار تابع عضویت آن تغییر نمی‌کند. ضرب دو عدد فازی، مشابه با جمع دو عدد فازی از طریق رابطه (۴-۱۳) محاسبه می‌شود (Wang, 1999).

$$\mu_{A*B}(z) = \sup_{x*y=z} \min(\mu_a(x), \mu_b(y)) \quad (۴-۱۳)$$

مقادیر فازی وزن تأثیر برای تمامی پارامترها محاسبه شده و برای نمونه عدد فازی مربوط به وزن تأثیر پارامترهای P_1, P_4 و P_9 در شکل ۴-۲۵ نشان داده شده است. در این شکل، خط‌های نقطه‌چین مقادیر غیرفازی‌سازی شده وزن تأثیر پارامترها هستند که مقادیر آن در جدول ۴-۴ آورده شده است. در پیوست ب سایر وزن تأثیر فازی پارامترها آورده شده است.

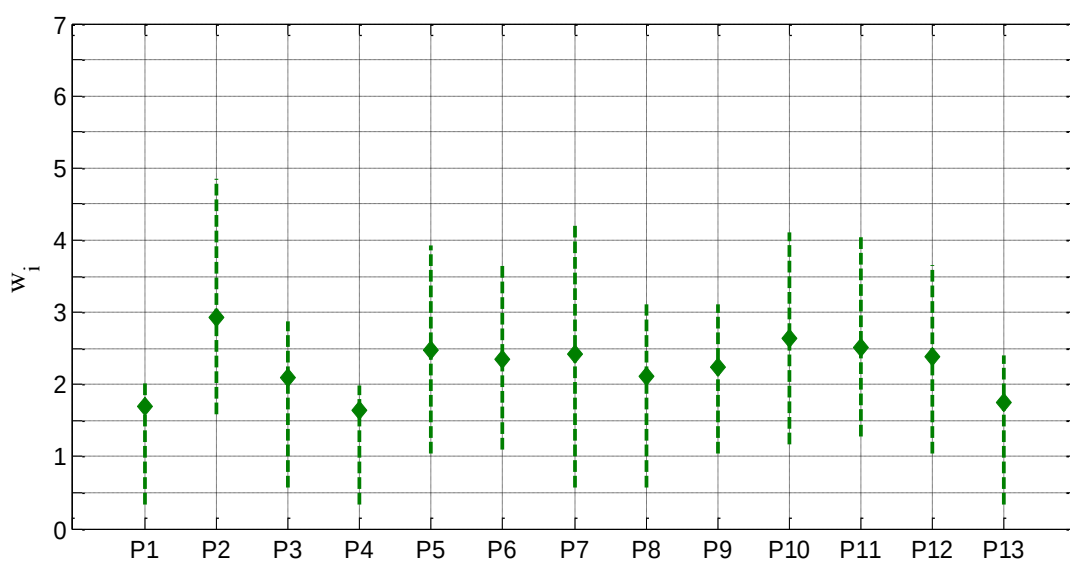
در ادامه هیستوگرام ضریب وزنی هر پارامتر با استفاده از برش α مجموعه‌های فازی مرتبط محاسبه شده که در شکل ۴-۲۶ نشان داده شده است. با استفاده از این نمودار می‌توان تحلیل کرد که عدم قطعیت‌ها در مورد اندرکنش بین پارامترها چگونه بر ضریب وزنی پارامترها تأثیر می‌گذارد و مقدار تأثیر آن را به صورت عددی بیان نمود.



شکل ۴-۲۵- مقادیر فازی و غیر فازی وزن تأثیر پارامترهای P_1 ، P_4 و P_9

جدول ۴-۴- وزن‌های غیرفازی شده تأثیر پارامترهای سیستم قابلیت تخریب توده سنگ

پارامترها	$W_i(\%)$
مقاومت فشاری تک محوره (P_1)	۱/۱۶
تنش‌های برجا (P_2)	۲/۵۵
فاصله‌داری درزه (P_3)	۱/۴۹
جهت‌داری درزه (P_4)	۱/۲۷
بازشدگی درزه (P_5)	۱/۹۷
امتدادیافتگی درزه (P_6)	۱/۷۸
زبری درزه (P_7)	۱/۹۸
پرش‌دگی درزه (P_8)	۱/۶۱
وجود آب (P_9)	۱/۹۲
شعاع هیدرولیکی (P_{10})	۲/۲۳
خردایش (P_{11})	۲/۱۹
ارتفاع بلوک (P_{12})	۱/۶۵
شرایط زیربرش (P_{13})	۱/۳۶
مجموع	۲۵



شکل ۴-۲۶- هیستوگرام ضریب وزنی هر پارامترها با استفاده از برش α

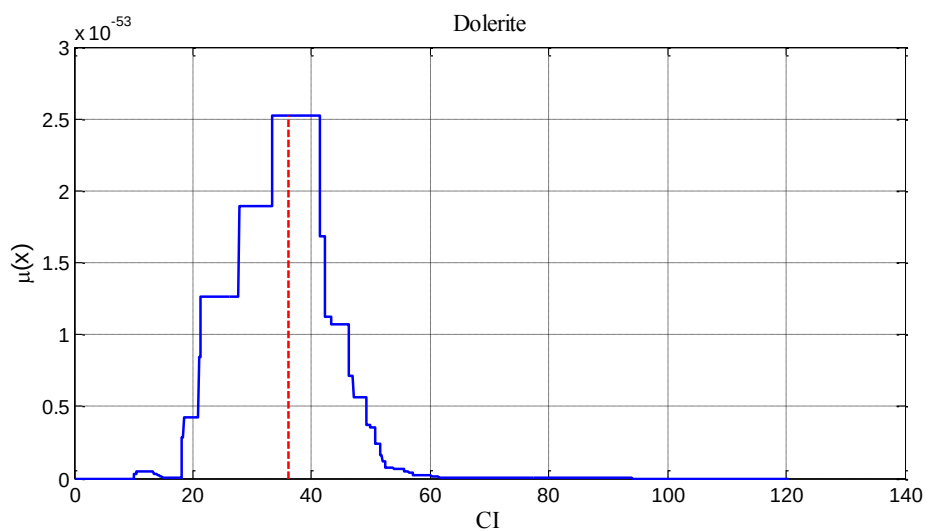
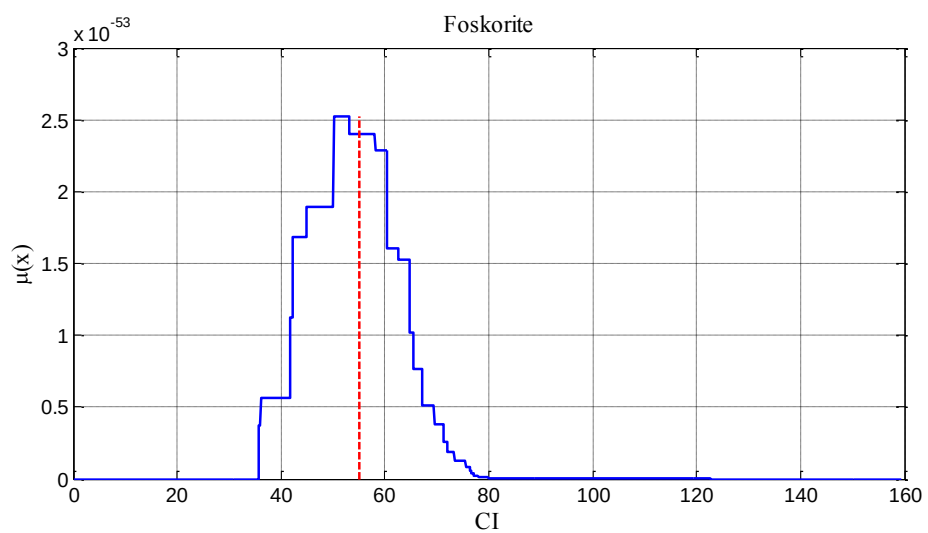
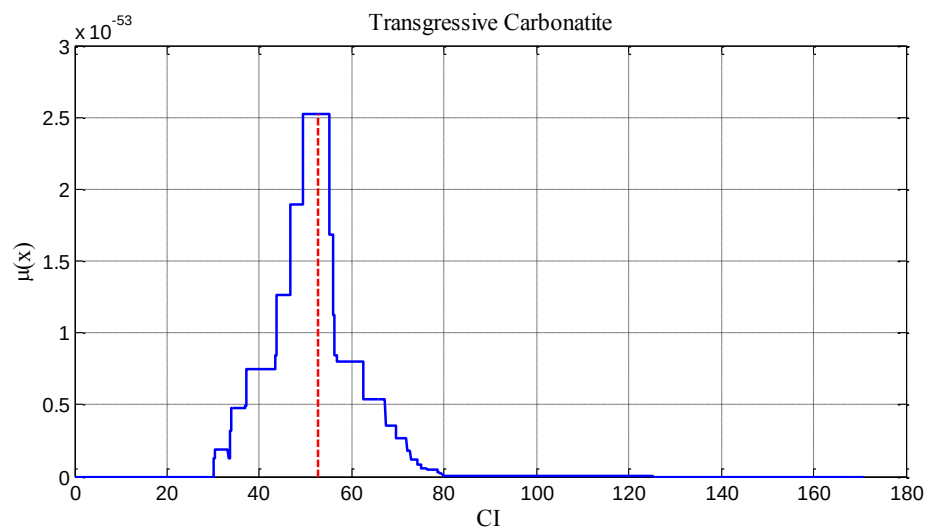
در نهایت پس از محاسبه مقدار فازی وزنی هر پارامتر، شاخص فازی قابلیت تخریب توده سنگ ($\tilde{CI}$)

از رابطه (۴-۱۴) محاسبه می‌شود (Hudson, 1992).

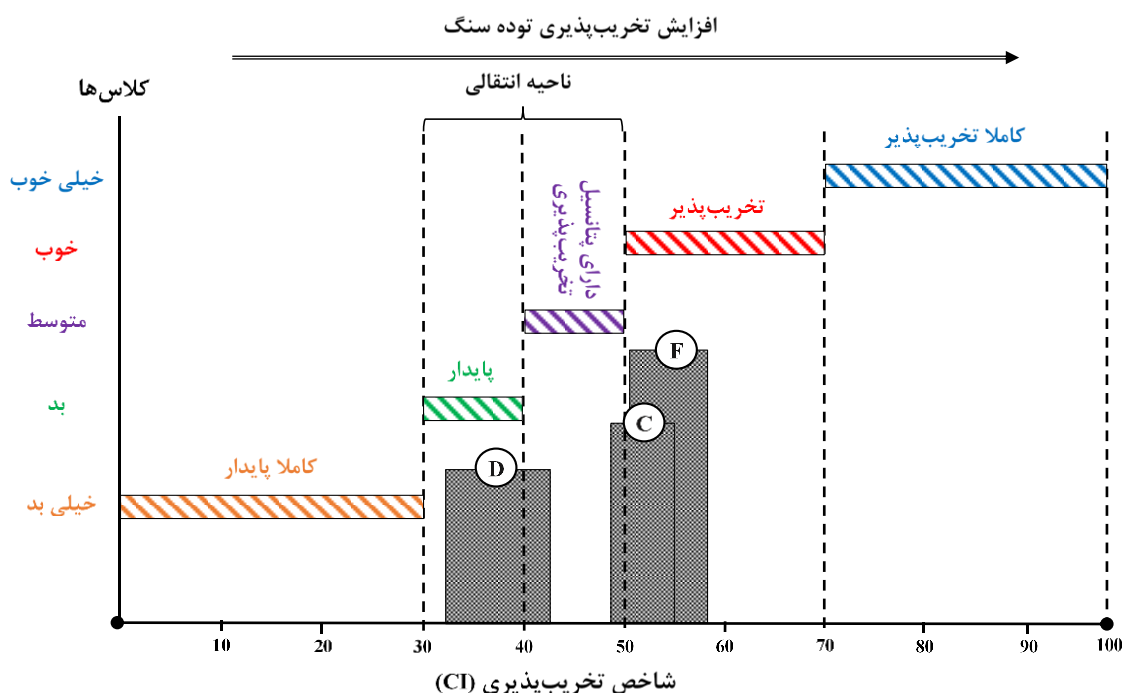
$$\tilde{CI} = \sum_i \tilde{w}_i \times P_i \quad (4-14)$$

که در این رابطه، $\widetilde{CI}$ شاخص فازی قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی است. P_i رده داده شده به هر پارامتر در هر طبقه از فهرست رده‌بندی با توجه به شرایط آن پارامتر و $\widetilde{W}_i$ ضریب فازی وزنی هر پارامتر است. شاخص ارایه شده بر روی پهنه‌های کربناتیت نفوذی، فسکراید و دلوریت در معدن پالوبرا پیاده‌سازی شده، که مقادیر فازی و غیرفازی (خط چین) آن در شکل ۴-۲۷ نشان داده شده است.

همان طور که در فصل‌های قبل اشاره شد قابلیت تخریب توده سنگ به صورت پتانسیل ذاتی توده سنگ برای تخریب شدن، تعریف می‌شود. برای طبقه‌بندی این شاخص زمانی که یک توده سنگ به طور کامل این پتانسیل را دارا باشد مقدار این شاخص (CI) برای توده سنگ مذکور ۱۰۰ در نظر گرفته می‌شود. در شکل ۴-۲۸ طبقه‌بندی وضعیت تخریب‌پذیری توده سنگ بر اساس مقادیر مختلف شاخص قابلیت تخریب نشان داده شده است. در این شکل وضعیت تخریب‌پذیری توده سنگ به چهار ناحیه کاملاً پایدار، ناحیه انتقالی (شامل دو بخش پایدار و دارای پتانسیل تخریب‌پذیری است)، ناحیه تخریب‌پذیر و ناحیه کاملاً تخریب‌پذیر تقسیم‌بندی شده است. همانطور که در شکل مشخص شده است پهنه فسکرایت که با حرف (F) بر روی شکل نشان داده شده است به طور کامل در ناحیه تخریب‌پذیر واقع شده است ولی پهنه دلوریت (D) در مرز دو ناحیه قرار داشته و می‌توان گفت با مقادیر تعلق مختلف به هر دو ناحیه پایدار و دارای پتانسیل تخریب‌پذیری تعلق دارد (این پهنه با درجه عضویت بیشتری به ناحیه پایدار تعلق دارد). مقادیر شاخص تخریب‌پذیری (CI) و همچنین میزان تغییرپذیری هر شاخص با توجه به اختلاف نظرات کارشناسان با استفاده از برش α مجموعه فازی مرتبط با آن محاسبه و برای هر کدام از پهنه‌ها در شکل ۴-۲۸ نشان داده شده است. در نهایت با استفاده از اعداد فازی و جبر فازی تأثیر عدم قطعیت‌ها و اختلاف نظر کارشناسان بر روی شاخص تخریب‌پذیری به صورت ریاضی بیان شده است. مقادیر غیرفازی‌ساز شده این شاخص برای پهنه‌های مذکور در جدول ۴-۵ آورده شده است.



شکل ۴-۲۷- مقادیر فازی و غیر فازی شاخص تخریب پذیری برای سه پهنه مذکور در معدن پالابورا



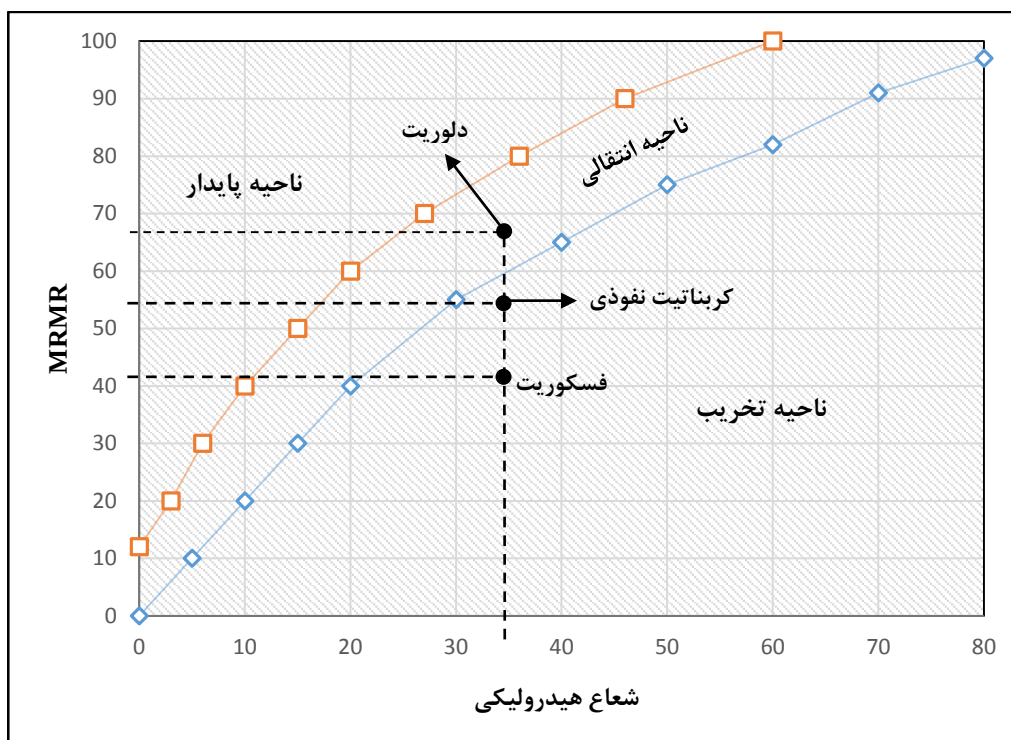
شکل ۴-۲۸- طبقه‌بندی حالت‌های مختلف شاخص تخریب پذیری

جدول ۴-۵- مقادیر غیرفازی شاخص تخریب پذیری برای په‌نه‌های مختلف در معدن پالوورا

واحد‌های زمین‌شناسی (په‌نه‌ها)	شاخص تخریب پذیری (CI)	طبقه‌بندی
په‌نه کربناتیت نفوذی	۵۳	تخریب پذیر
په‌نه فسکوریت	۵۵	تخریب پذیر
په‌نه دلوریت	۳۵	ناحیه انتقالی (پایدار)

۴-۴- مقایسه و اعتبار سنجی مدل

برای بررسی کاربرد شاخص ارایه شده، قابلیت تخریب سه په‌نه مورد نظر با استفاده از نمودار تخریب لابسچر مورد بررسی قرار می‌گیرد. با توجه به اینکه نمودار تخریب لابسچر بر اساس داده‌های واقعی جمع‌آوری شده از معادن تخریب بلوکی است، لذا ابزار مناسبی برای بررسی شاخص ارایه شده است. از طرفی اطلاعات به دست آمده از په‌نه‌های مذکور نتایج به دست آمده از شاخص ارایه شده را تایید می‌کند. در شکل ۴-۲۹ وضعیت تخریب پذیری په‌نه‌های مورد نظر بر روی نمودار تخریب لابسچر نشان داده شده است.



شکل ۴-۲۹- وضعیت تخریب پذیری سه پهنه معدن پالوبورا بر روی نمودار تخریب لابسچر (Ngidi, 2011)

همان طور که در شکل ۴-۲۹ نشان داده شده است، شاخص ارایه شده مطابقت خوبی نمودار تخریب لابسچر دارد.

تمامی محاسبات در این رساله با استفاده از نرم افزار متلب انجام شده است. کدهای مربوطه در پیوست ج آورده شده است.

۴-۵- جمع بندی و نتیجه گیری

در این فصل به عنوان یکی از اصلی ترین قسمت های تحقیق رساله، از طریق بهبود کدگذاری ماتریس اندرکنش در رویکرد RES، یک شاخص قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی ارایه شده است. برای این منظور، ۱۳ پارامتر مؤثر بر سیستم تخریب پذیری توده سنگ در معادن تخریب بلوکی انتخاب شدند و با توجه به نقش آن ها در در میزان تخریب پذیری طبقه بندی گردیدند. کدگذاری ماتریس اندرکنش پارامترها با استفاده منطق فازی و با استفاده از دو روش سیستم های فازی و جبر فازی انجام شد. با تحلیل نمودارهای علت-اثر فازی و شدت اندرکنش خروجی، می توان نتیجه گرفت که هر دو

پارامتر P_1 (مقاومت فشاری تک محوره) و P_4 (جهت‌داری درزه) با درجه عضویت‌های متفاوت بر سیستم مسلط هستند. از طرفی پارامتر P_{14} (پتانسیل تخریب‌پذیری) مغلوب‌ترین پارامتر این سیستم و پارامتر P_2 (تنش‌های برجا) و P_{10} (شعاع هیدرولیکی) تعاملی‌ترین پارامتر این سیستم هستند که دارای بیشترین اندرکنش در میان سایر پارامترها هستند.

استفاده از منطق فازی در بهبود رویکرد RES علاوه بر پوشش عدم قطعیت‌ها و اختلاف نظر کارشناسان، می‌توان تأثیر اختلاف نظر کارشناسان و عدم قطعیت‌های موجود در کدگذاری بر خروجی نهایی را به صورت ریاضی مدل نمود. یکی از مزایای مهم منطق فازی رسم هیستوگرام مجموع علت و اثر برای هر پارامتر با استفاده از برش α مجموعه‌های فازی است که امکان در نظرگرفتن ابهامات و اختلاف نظرها در تحلیل را بوجود می‌آورد. در نهایت با استفاده از ماتریس اندرکنش فازی، مقدار شاخص فازی قابلیت تخریب فازی محاسبه گردید و برای بررسی قابلیت تخریب توده سنگ در معدن مس پالوبورا پیاده‌سازی شد.

فصل پنجم: مدل سازی عددی تخریب بلوکی

۵-۱- مقدمه

مدل سازی عددی یکی از روش های بررسی قابلیت تخریب در معادن تخریب بلوکی است. پیشرفت های حاصل شده در قدرت محاسباتی رایانه ها و نرم افزارهای مدل سازی عددی باعث گسترش این روش ها و استفاده روزافزون از آن ها در مسایل مربوط به تخریب پذیری در معادن تخریب بلوکی شده است. مدل سازی مسایل مربوط به معادن تخریب بلوکی به دلیل بزرگ بودن مقایس نیاز به میزان حافظه بالا دارد که روند مدل سازی و بررسی نتایج را بسیار کند می کند. در این فصل تلاش بر این بوده که با استفاده از نرم افزار PFC^{3D} میزان تأثیر عوامل مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ مورد بررسی قرار گیرد.

۵-۲- نرم افزار المان مجزای PFC^{3D}

نرم افزار PFC^{3D} تعامل و حرکت ذرات دایره ای را در محیط های ناپیوسته و بر مبنای روش المان مجزا (DEM) مدل سازی می کند (Cundall and Strack, 1979). این نرم افزار در رشته های مختلف مهندسی ژئوتکنیک و معدن کاربرد وسیعی پیدا کرده و یکی از برنامه های به روز دنیا محسوب می شود. این مدل ذره ای برای تحلیل المان های رفتاری و حل مسایلی با الگوهای تغییر شکل پذیری پیچیده مورد استفاده قرار می گیرد. این نرم افزار با استفاده از زبان برنامه نویسی FISH در درون خود، این امکان را برای کاربر

فراهم می‌آورد تا با تعریف توابع و متغیرهای مورد نیاز، شبیه‌سازی را بر اساس شرایط متفاوت مسئله در چندین مرحله انجام دهد و نتایج را مقایسه نماید.

در این نرم‌افزار عوامل مورد نیاز برای ساخت مدل، خواص میکرو^۱ نامیده می‌شوند. این خواص شامل سختی‌های نرمال و برشی مدل است. این خواص چگونگی واکنش و نوع خروجی مدل که خواص ماکرو^۲ نامیده می‌شوند، را تعیین می‌کند. معمولاً خواص میکرو مورد نظر که سبب تولید خواص ماکرو و رفتار معمول سنگ می‌شود، مشخص نیستند. به همین جهت، نیاز به تنظیم^۳ اولیه مدل ساخته شده است. روندنمای حل مسئله در نرم‌افزار PFC^{3D} در شکل ۵-۱ نشان داده شده است.

تنظیم و تولید خواص میکروی مورد نیاز مدل، فرآیندی جدایی‌ناپذیر از مدل‌سازی با نرم‌افزار PFC^{3D} است. برای تنظیم مدل بایستی با استفاده از نرم‌افزار، یک آزمایش تک محوره و سه محوره شبیه‌سازی شده و سپس با روش سعی و خطا، خواص میکرو مورد نظر حاصل شود. یعنی با تغییر مکرر سختی نرمال و برشی اجزاء میکرو، یک ماده تولید شود که مقادیر مقاومت فشاری و مدول الاستیسیته آن با نتایج مورد نیاز همخوانی داشته باشد.

۵-۲-۱- تنظیم کردن مدل

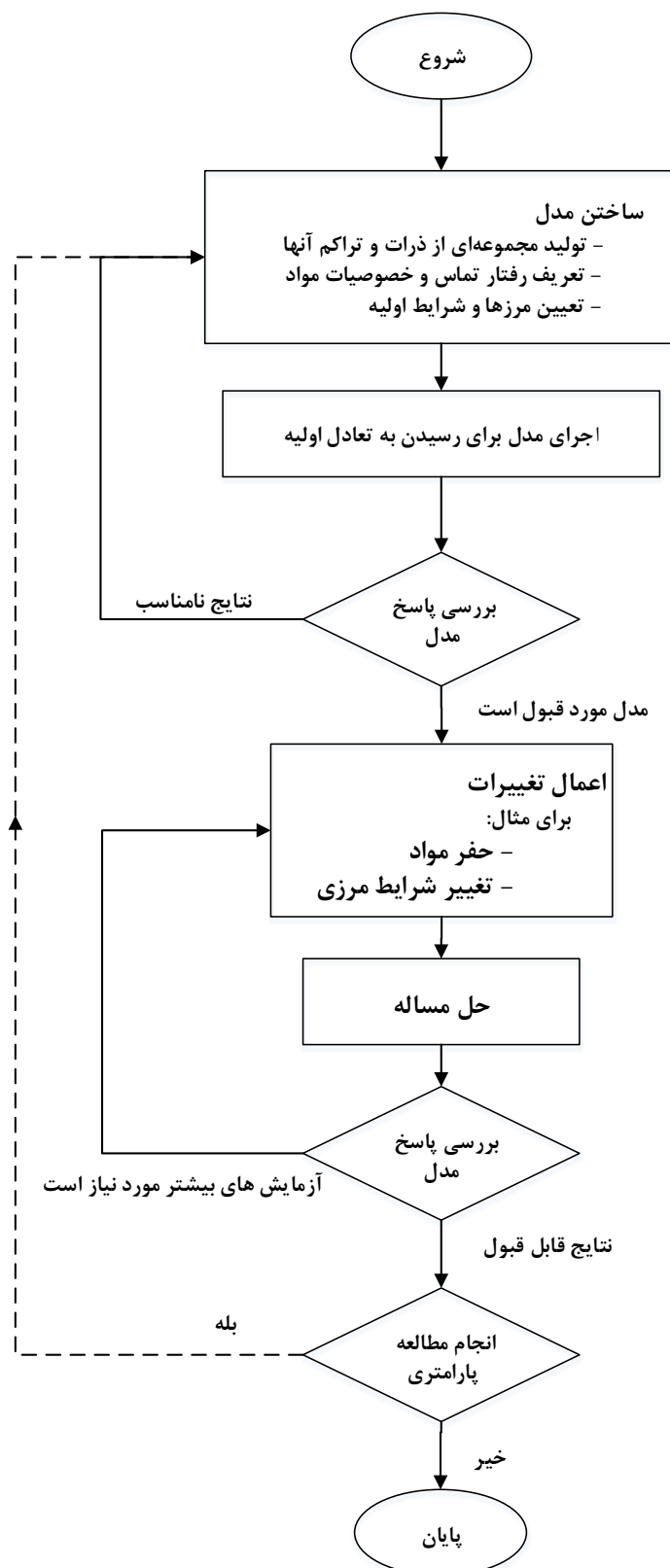
همان‌طور که اشاره شد ورودی نرم‌افزار PFC خصوصیات میکرو مواد هستند که برای به دست آوردن خصوصیات ماکرو مورد نظر، بایستی آزمایش‌های تک محوره و سه محوره در نرم‌افزار شبیه‌سازی شوند و با مقادیر مورد نظر مقایسه شود که روندی بسیار طولانی و بر اساس سعی و خطا است.

برای بررسی میزان تأثیر مقاومت فشاری تک محوره بر روی قابلیت تخریب توده سنگ، سه مقاومت فشاری ۱۵، ۳۰ و ۶۰ مگاپاسکال در نظر گرفته شده است. به همین منظور چندین مدل برای شبیه‌سازی مقاومت فشاری تک محوره و سه محوره در نرم‌افزار ساخته شد تا خصوصیات مورد نظر حاصل شود.

¹ Micro-properties

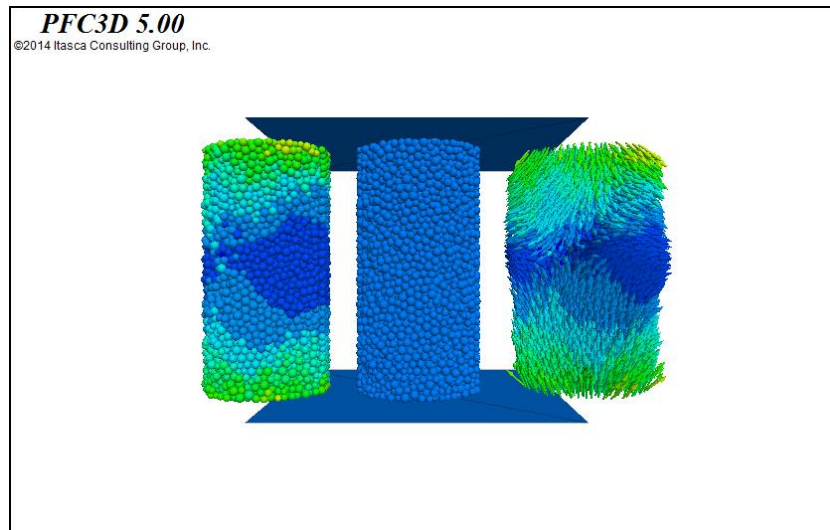
² Macro-properties

³ Calibration

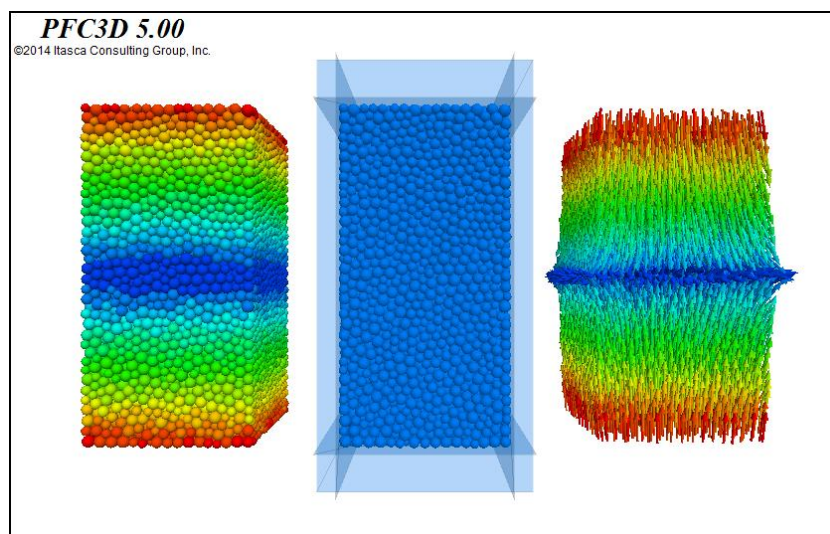


شکل ۵-۱- روندنمای حل مسئله در نرم افزار PFC^{3D} (Itasca, 2014)

در شکل‌های ۲-۵ و ۳-۵ مدل‌های ساخته شده در نرم‌افزار برای شبیه‌سازی آزمایش تک محوره و سه محوره نشان داده شده است.



شکل ۲-۵- شبیه‌سازی آزمایش مقاومت فشاری تک محوره در نرم‌افزار PFC^{3D}

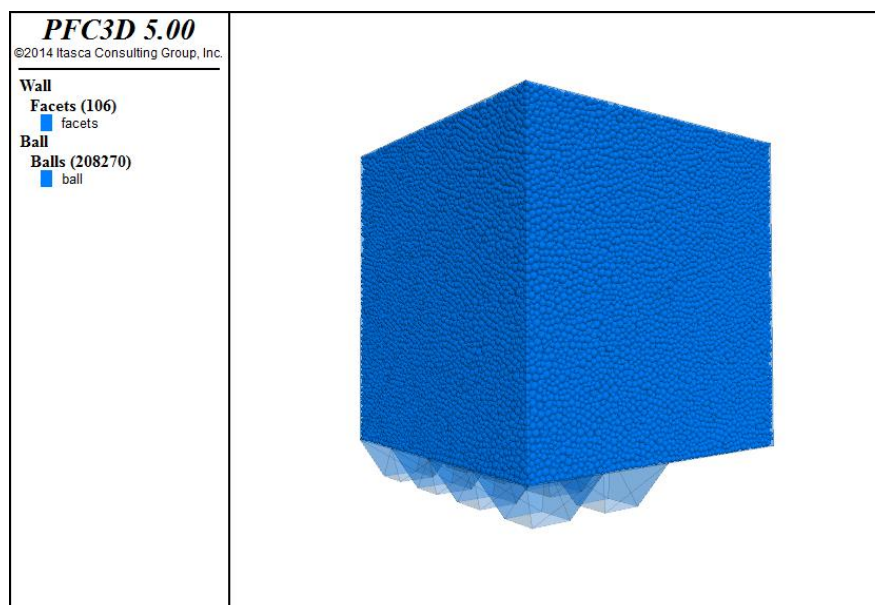
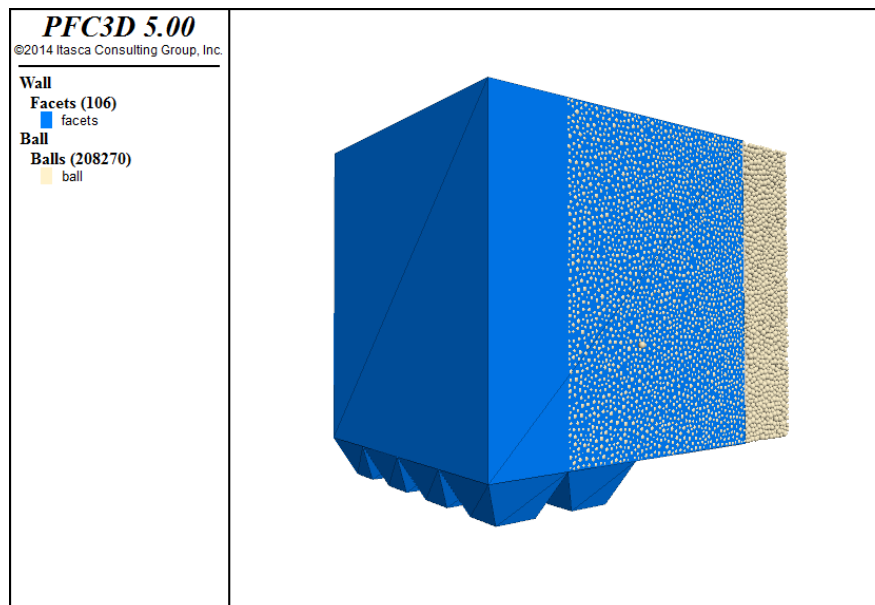


شکل ۳-۵- شبیه‌سازی آزمایش سه محوره در نرم‌افزار PFC^{3D}

۳-۵- مدل عددی معدن تخریب بلوکی

در این بخش یک مدل فرضی از معدن تخریب بلوکی ساخته شده است. با توجه به محدودیت‌های موجود (نرم‌افزاری و سخت‌افزاری) سعی شده که مدل ساخته شده مطابقت کافی با مدل واقعی معدن

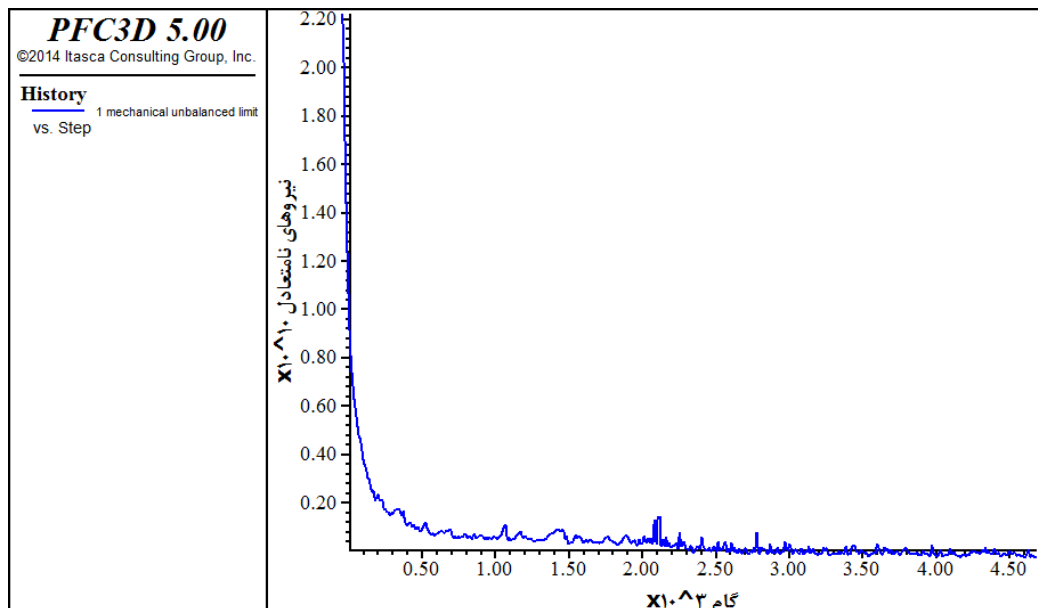
تخریب بلوکی را داشته باشد. به همین منظور یک مدل مکعبی شکل با ابعاد $160 \times 160 \times 160$ متر ساخته شد که در شکل ۴-۵ نشان داده شده است.



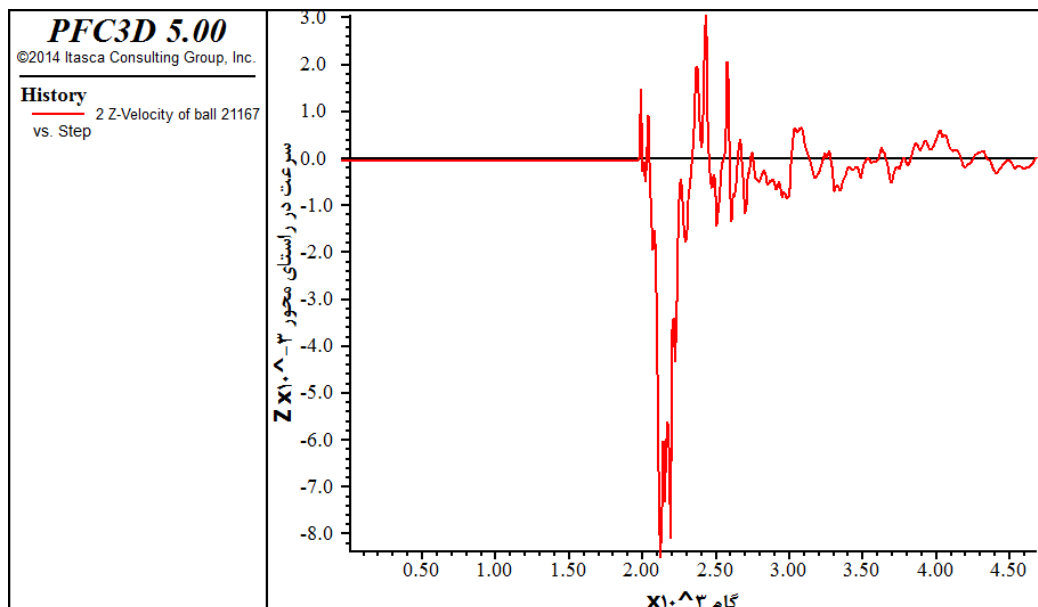
شکل ۴-۵- مدل مکعبی به عنوان بلوک ماده معدنی با ابعاد $160 \times 160 \times 160$

مدل ساخته شده شامل ۲۰۰ هزار ذره (توپ) با شعاع بین ۳۰ تا ۴۰ سانتی متر است. پس از آنکه مدل ساخته شد، توپ‌های تولید شده در داخل محیط ساخته شده، فشرده می‌شوند تا تخلخل مورد

نظر در مدل ایجاد و مدل به تعادل برسد. برای بررسی تعادل مدل، تاریخچه تغییرات نیروهای نامتعادل^۱ و سرعت توپ‌ها در راستای محور Z رسم شده است (شکل‌های ۵-۵ و ۵-۶). همانطور که مشاهده می‌شود تغییرات پارامترهای مورد نظر پس از چندین گام به سمت صفر میل می‌کند که حاکی از رسیدن مدل به تعادل است.



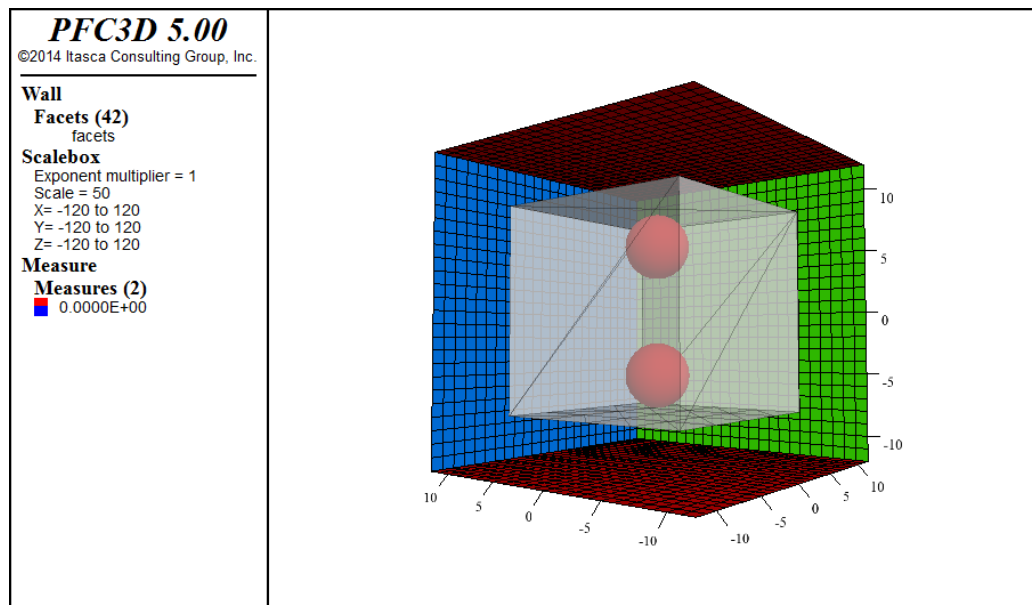
شکل ۵-۵- تاریخچه تغییرات نیروهای نامتعادل



شکل ۵-۶- تاریخچه تغییرات سرعت توپ شماره ۲۱۱۶۷ در راستای محور Z

¹ Unbalanced Force

به منظور بررسی خصوصیات مدل ساخته شده و همخوانی آن با شرایط مورد نظر، دو دایره اندازه گیری^۱ در بالا و پایین مدل در نظر گرفته شده است شکل (۷-۵).



شکل ۷-۵- موقعیت دایره های اندازه گیری در مدل ساخته شده

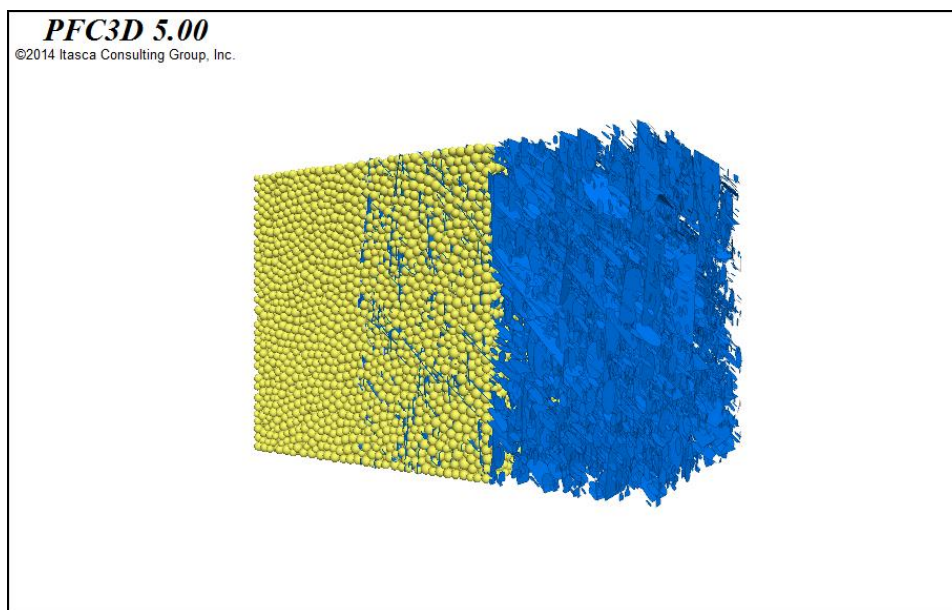
از آنجا که هدف این رساله، بررسی قابلیت تخریب توده سنگ درمعدان تخریب بلوکی است، لذا تنها تخریب کان سنگ در اثر حفر زیربرش مورد بررسی قرار گرفته است و از مدل سازی فرآیند خروج مواد از نقاط استخراجی و سایر پارامترهای مربوط به طراحی معدان تخریب بلوکی صرف نظر شده است. در ادامه مدل سازی، بلوک ساخته شده به دو پهنه مساوی تقسیم و برای هر پهنه زیربرش هایی طراحی شده است. قابل ذکر است که در این رساله از روش ترکیبی (SRM^۲) برای مدل سازی استفاده شده است. این روش ترکیبی از ذرات یا توپ های در تماس (سنگ سالم) و مجموعه ای از شبکه ناپیوستگی ها است. برای تولید شبکه ناپیوستگی ها از روش مدل سازی تصادفی سه بعدی شبکه درزه های مجزا (DFN^۳) استفاده شده است. مدل های تصادفی شبکه درزه، طبیعت ناهمگن توده سنگ های درزه دار را

^۱ Measurement Spheres

^۲ Synthetic Rock Mass

^۳ Discrete Fracture Network

با استفاده از نمایش سه بعدی شبکه درزه به صورت عناصری گسسته، با خصوصیات هندسی و ویژگی‌هایی که به طور آماری تعریف شده‌اند، ارائه می‌دهد (Noroozi et al., 2015). در این مدل‌ها، هندسه شبکه درزه، بلوک‌های سنگ سالم و همچنین طبیعت پل‌های سنگ سالم بین درزه‌ها در نظر گرفته می‌شود. جنبه جالب دیگر روش مدل‌سازی DFN توانایی تشکیل بلوک‌ها توسط تعداد بسیار زیادی درزه است. شکل بسیاری از بلوک‌های تشکیل شده در مدل، کاملاً ناشناخته (بی‌شکل) است. این موضوع اجازه می‌دهد که تعریف واقعی‌تری از هندسه بلوک‌ها نسبت به روش‌های دیگر به دست آید (Song, 2006). در شکل ۵-۸ مدل ترکیبی (SRM) ساخته شده برای بررسی قابلیت تخریب توده سنگ نشان داده شده است. این مدل شامل دو دسته درزه عمودی و افقی است. در ادامه، تأثیر پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب مدل‌سازی و نتایج بررسی شده است.



شکل ۵-۸- نمونه‌ای از مدل ترکیبی ساخته شده

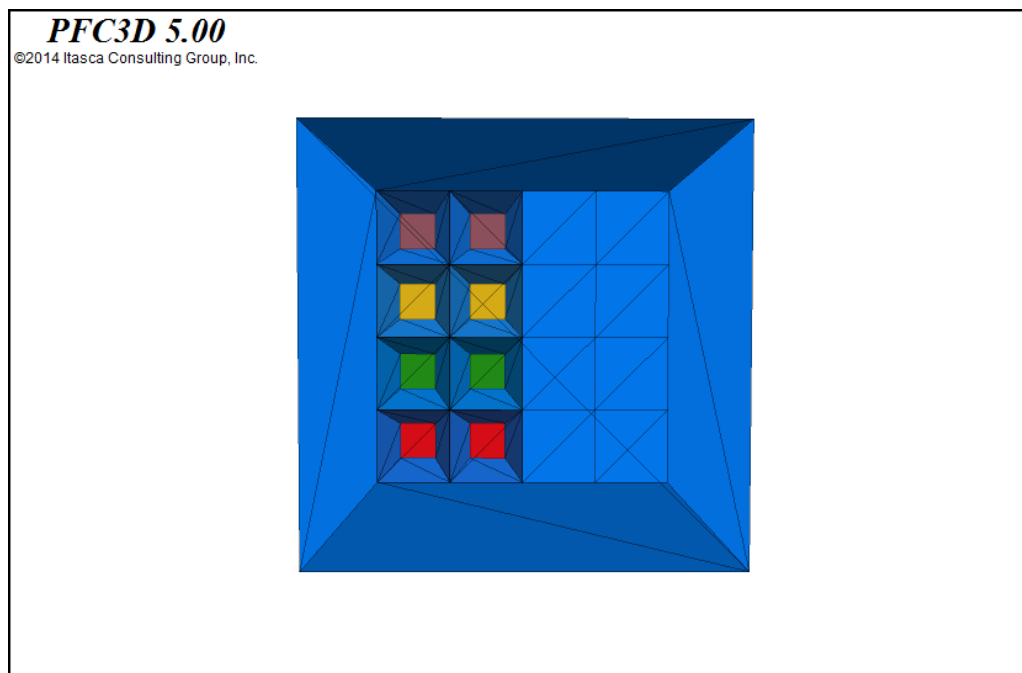
۵-۳-۱- تأثیر مقاومت فشاری تک محوره

در این مرحله، همان‌طور که در بخش قبلی اشاره شد، سه دامنه مقاومتی ۱۵، ۳۰ و ۶۰ مگاپاسکال برای بررسی تأثیر مقاومت فشاری تک محوره بر روی قابلیت تخریب توده سنگ در نظر گرفته شده است. در جدول ۵-۱ خصوصیات سه مدل مذکور آورده شده است. مدل‌های ساخته شده دارای شرایط

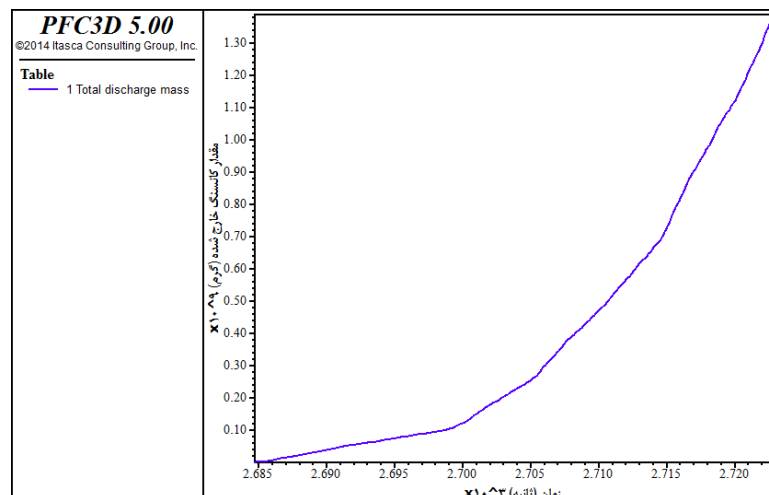
یکسان بوده و تنها از نظر مقاومتی با هم تفاوت دارند. پس از ساخت مدل در هر مرحله زیربرش ها که دارای ابعاد 40×40 متر هستند، استخراج و مقدار کان سنگ خروجی از این زیربرش ها در هر بار اجرای مدل محاسبه شده است. در شکل ۵-۹ نمایی از بالای بلوک ماده معدنی ساخته شده، نشان داده شده است. همان طور که در شکل مذکور نشان داده شده، در مرحله اول زیربرش های که به رنگ قرمز نشان داده شده است، حفاری می شوند، سپس زیربرش های سبز رنگ و در هر مرحله مقدار کان سنگ خروجی از زیربرش های محاسبه می شود. نمودار مقادیر خروجی کان سنگ از زیربرش ها برای مقاومت فشاری تک محوره متفاوت در شکل های ۵-۱۰ تا ۵-۱۲ نشان داده شده است.

جدول ۵-۱- خصوصیات مقاومتی مدل های ساخته شده

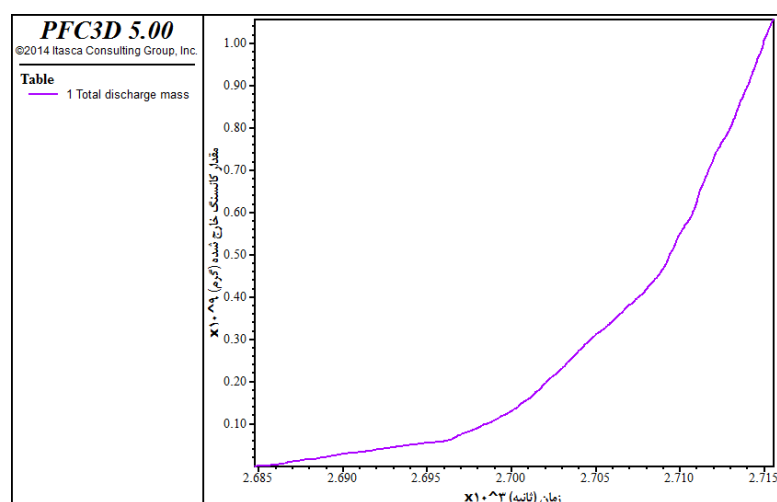
R3	R2	R1	پارامترهای ورودی
۶۰	۳۰	۱۵	مقاومت فشاری تک محوره (MPa)
۵۴	۲۳	۱۲	مدول الاستیسیته (GPa)
۰/۲۱	۰/۲۰	۰/۲۰	ضریب پوسان
۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	دانسیته (Kg/m ³)
۰/۲۵	۰/۲۵	۰/۲۵	تخلخل (%)



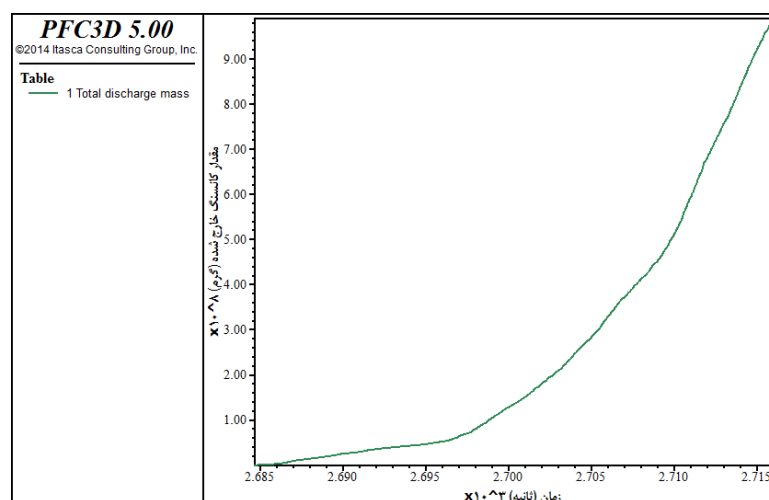
شکل ۵-۹- مراحل استخراج زیربرش از نمای بالا



شکل ۵-۱۰- مقدار کان سنگ خارج شده برای مقاومت ۱۵ مگاپاسکال

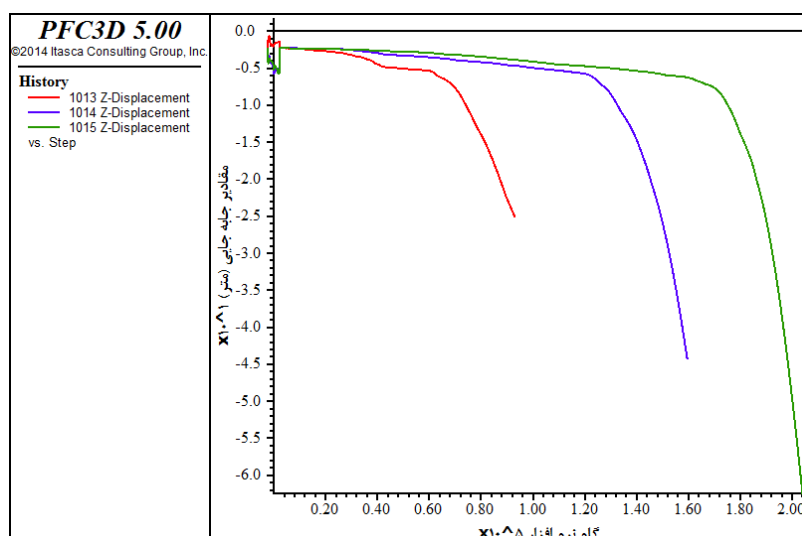


شکل ۵-۱۱- مقدار کان سنگ خارج شده برای مقاومت ۳۰ مگاپاسکال



شکل ۵-۱۲- مقدار کان سنگ خارج شده برای مقاومت ۶۰ مگاپاسکال

همان طور که ملاحظه می شود مقدار کان سنگ خارج شده از زیربرش با افزایش مقدار مقاومت فشاری تک محوره سنگ کاهش یافته است. در شکل ۵-۱۳ مقادیر جابه جایی توپ ها در راستای محور قایم در نقاطی به ارتفاع ۱۰۰، ۱۲۰ و ۱۴۰ متری از سطح زیربرش که دارای مختصات یکسان از محورهای x و y هستند، نشان داده شده است. همان طور که مشاهده می شود مقادیر جابه جایی با گسترش تخریب افزایش پیدا می کند. همچنین با افزایش فاصله قایم از زیربرش مقادیر جابه جایی کاهش پیدا کرده است.

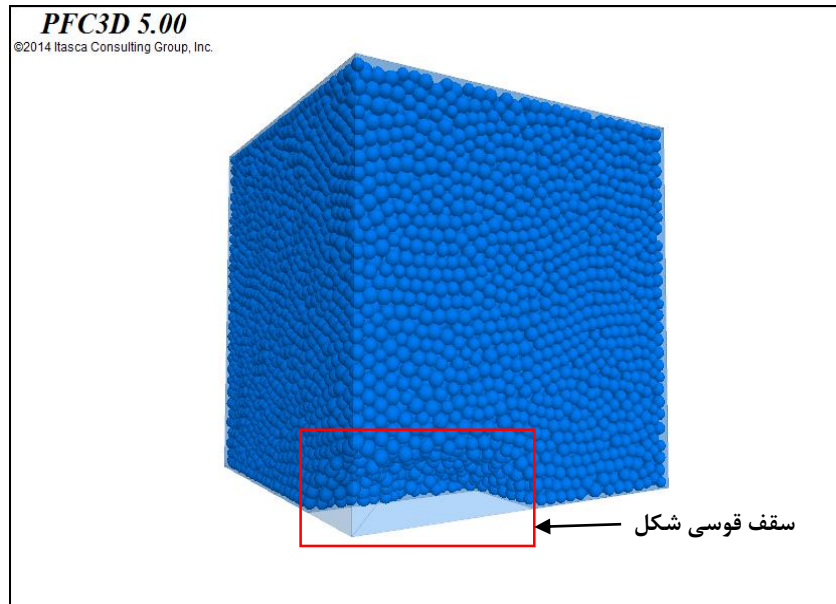


شکل ۵-۱۳- مقادیر جابجایی توپ ها در ارتفاع های مختلف از زیربرش

۵-۳-۲- تأثیر جهت داری درزه

برای بررسی تأثیر جهت داری درزه بر روی قابلیت تخریب توده سنگ چهار مدل، بدون درزه، مدل با دسته درزه های افقی، مدل با دسته درزه های قایم، مدل با دسته درزه ۴۵ درجه و مدل با دسته درزه های افقی و عمودی ساخته شده است. سایر شرایط بین مدل های ساخته شده یکسان در نظر گرفته شده است. همان طور که در شکل ۵-۱۴ نشان داده شده است در مدل بدون درزه پس از خارج شدن مقداری از کان سنگ از زیربرش عمل تخریب متوقف و سقف قوسی شکل تشکیل می شود. این امر اهمیت زیاد وجود درزه با شرایط مساعد در تخریب کان سنگ را نشان می دهد. با اضافه شدن دسته درزه به مدل، تخریب کان سنگ به صورت پیوسته ادامه پیدا می کند. در جدول ۵-۲ مقادیر کان سنگ خارج شده برای

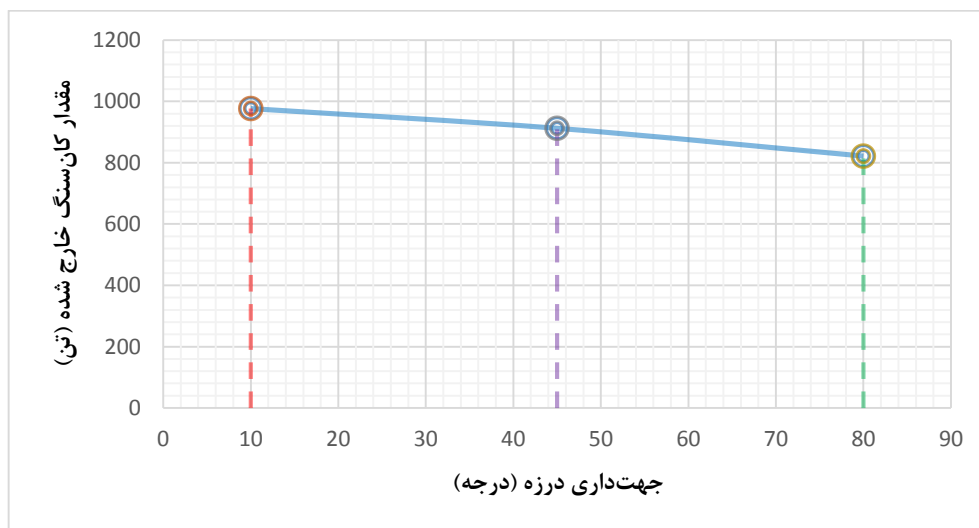
جهت‌داری‌های مختلف در سه مرحله حفر زیربرش آورده شده است. همچنین نمودار مقادیر خروجی کان‌سنگ در جهت‌داری‌های مختلف درزه در شکل ۵-۱۵ نشان داده شده است.



شکل ۵-۱۴- تشکیل سقف پایدار در مدل بدون دسته درزه

جدول ۵-۲- مقادیر کان‌سنگ خارج شده در هر مرحله از حفر زیربرش

مقدار کان‌سنگ خارج شده (گرم)	نوع ناپیوستگی	دسته درزه قائم	دسته درزه افقی	دسته درزه ۴۵ درجه
	مرحله اول حفر زیربرش	$4/959817 \times 10^7$	$5/751044 \times 10^7$	$5/358145 \times 10^7$
	مرحله دوم حفر زیربرش	$3/619470 \times 10^8$	$4/626605 \times 10^8$	$4/157156 \times 10^8$
	مرحله سوم حفر زیربرش	$8/516612 \times 10^8$	$9/765771 \times 10^8$	$9/152297 \times 10^8$



شکل ۵-۱۵- مقدار کان‌سنگ خارج شده برای جهت‌داری‌های مختلف

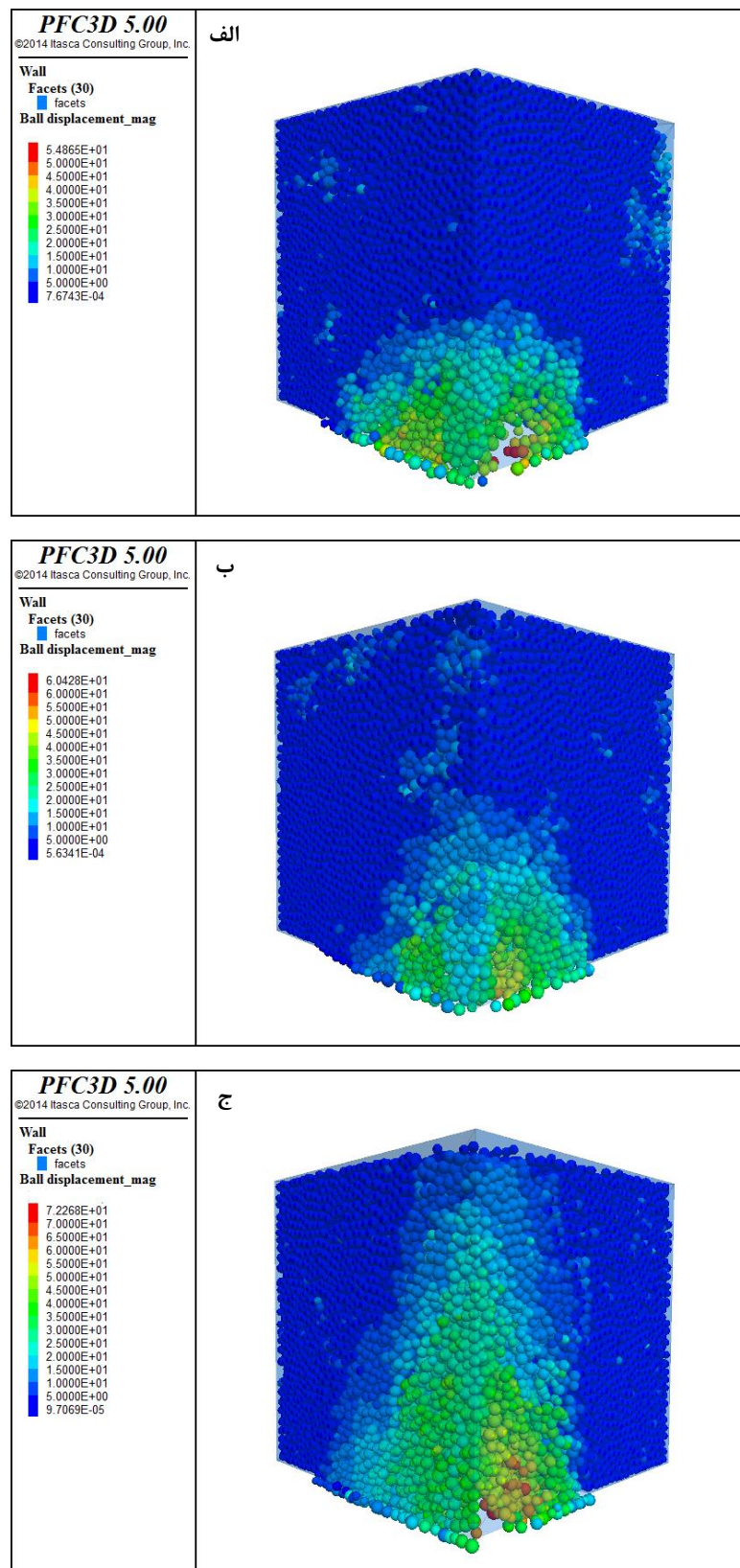
در شکل ۵-۱۶ مقادیر جابه جایی های اتفاق افتاده در کان سنگ برای مدل های مختلف درزه داری نشان داده شده است. همان طور که ملاحظه می شود در حالتی که تنها دسته درزه قایم وجود دارد توسعه جابه جایی کمترین مقدار را دارد و در حالتی که دو دسته درزه افقی و عمودی در کان سنگ حضور داشته باشند، بیشترین توسعه جابه جایی مواد اتفاق می افتد.

۵-۳-۳- تأثیر پایایی درزه

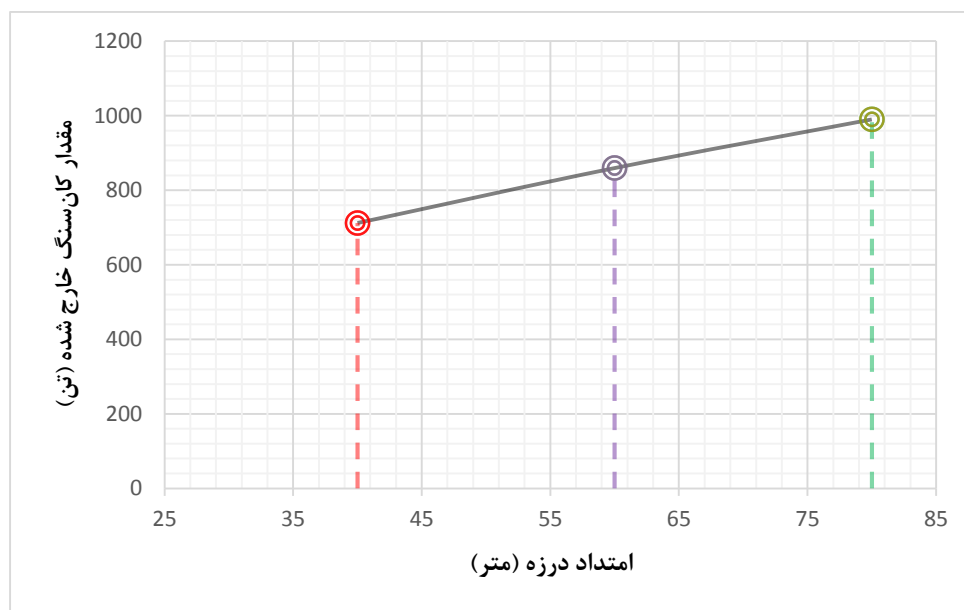
در این مرحله برای بررسی تأثیر پایایی ناپیوستگی بر روی قابلیت تخریب توده سنگ، سه مدل با پایایی متفاوت ساخته شده است. با توجه به اینکه خصوصیات ناپیوستگی به صورت آماری وارد نرم افزار می شود، مدل های ساخته شده دارای پایایی ۱ تا ۴۰ متر، ۱ تا ۶۰ متر و ۱ تا ۸۰ متر هستند. در جدول ۵-۳ مقادیر کان سنگ خارج شده برای پایایی های مختلف در سه مرحله حفر زیربرش آورده شده است. همچنین نمودار مقادیر خروجی کان سنگ برای مقادیر مختلف پایایی درزه در شکل ۵-۱۷ نشان داده شده است.

جدول ۵-۳- مقادیر کان سنگ خارج شده در پایایی مختلف دسته درزه ها

مقدار کان سنگ خارج شده (گرم)	امتداد یافتگی (متر)	۴۰ تا ۱	۶۰ تا ۱	۸۰ تا ۱
مرحله اول حفر زیربرش	$5/123463 \times 10^7$	$5/411047 \times 10^7$	$5/751044 \times 10^7$	
مرحله دوم حفر زیربرش	$3/504600 \times 10^8$	$3/777864 \times 10^8$	$4/626605 \times 10^8$	
مرحله سوم حفر زیربرش	$7/120922 \times 10^8$	$8/595472 \times 10^8$	$9/765771 \times 10^8$	



شکل ۵-۱۶- مقادیر جابه‌جایی کان‌سنگ: الف- دسته درزه عمودی؛ ب- دسته درزه افقی؛ ج- دو دسته درزه افقی و عمودی

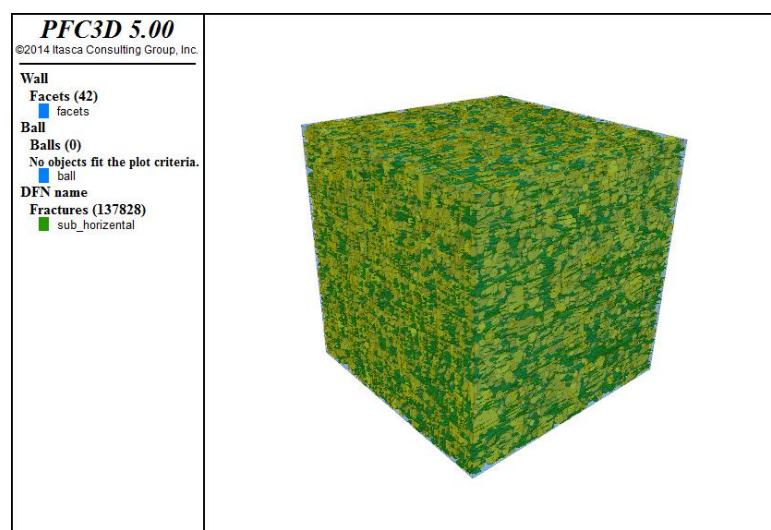
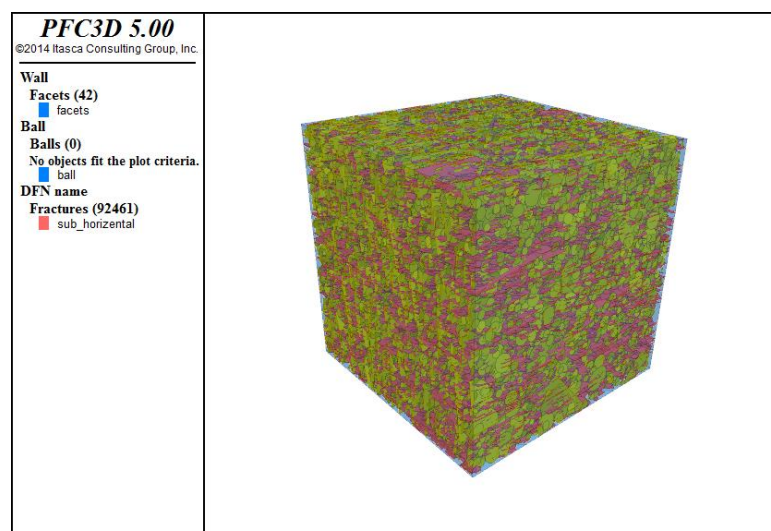
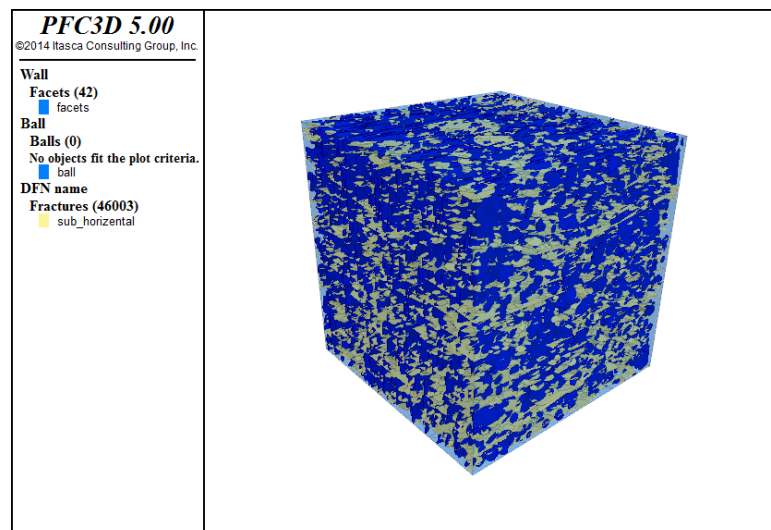


شکل ۵-۱۷- مقدار کان سنگ خارج شده برای امتدادهای مختلف

۵-۳-۴- تأثیر شدت درزه

چگالی درزه‌ها یکی از مشخصه‌های مهم در طراحی‌های مهندسی سنگ است و تأثیر عمده‌ای بر مقدار مدول تغییر شکل توده سنگ دارد. یکی از رایج‌ترین تعاریف برای چگالی در مدل DFN سطح کل شکستگی در واحد حجم است که در حالت ۳ بعدی به صورت مساحت کل سطح شکستگی در واحد حجم (P_{32}) تعریف می‌شود. در این رساله به منظور بررسی تأثیر چگالی درزه بر روی قابلیت تخریب از مفهوم P_{32} استفاده شده است. به همین منظور سه مدل با چگالی‌های متفاوت ساخته (شکل ۵-۱۸) و میزان کان‌سنگ خروجی از زیربرش محاسبه شده است.

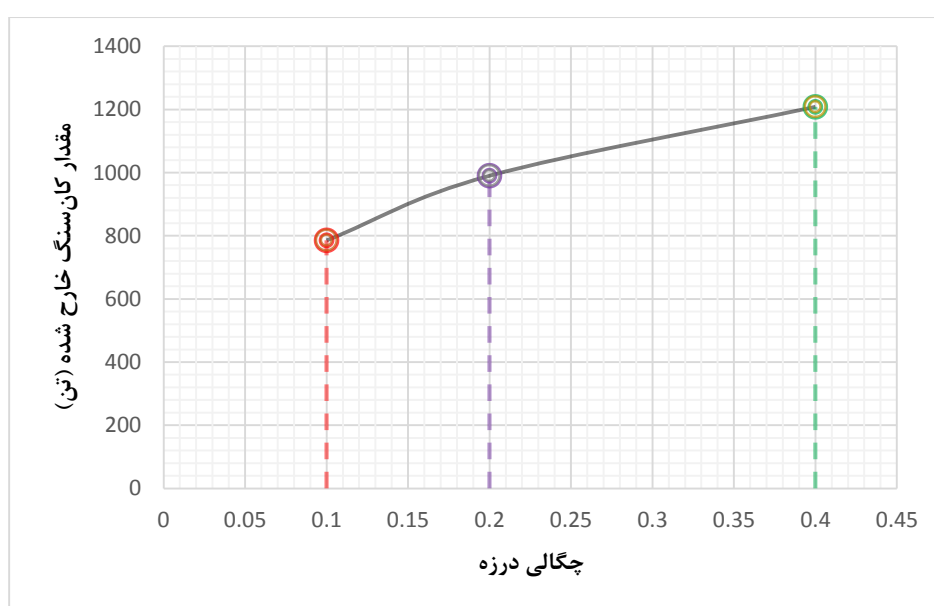
در جدول ۵-۴ مقادیر کان‌سنگ خارج شده برای مقادیر مختلف چگالی درزه در سه مرحله حفر زیربرش آورده شده است. همچنین نمودار مقادیر خروجی کان‌سنگ برای مقادیر مختلف چگالی درزه در شکل ۵-۱۹ نشان داده شده است. با توجه به نتایج به دست آمده با افزایش چگالی درزه میزان کان‌سنگ خارج شده از زیربرش افزایش پیدا می‌کند.



شکل ۵-۱۸- مدل‌های DFN ساخته شده با مقادیر مختلف P_{32}

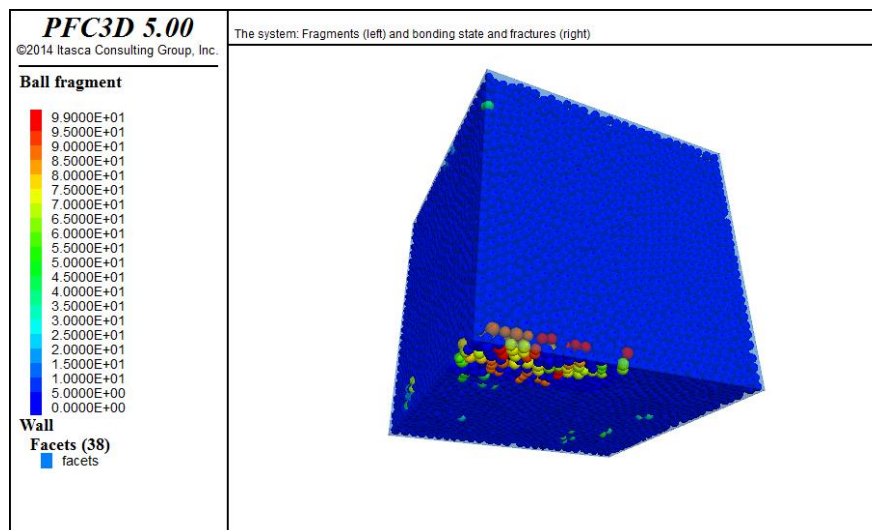
جدول ۴-۵- مقادیر کان سنگ خارج شده در چگالی درزه مختلف

چگالی درزه (P_{32})	۰/۲۲۳	۰/۱۴۸	۰/۰۸۱
مرحله اول حفر زیربرش	$۶/۵۱۱۶۰۴ \times ۱۰^{-۷}$	$۵/۷۵۱۰۴۴ \times ۱۰^{-۷}$	$۴/۶۶۳۵۸۸ \times ۱۰^{-۷}$
مرحله دوم حفر زیربرش	$۴/۵۶۹۶۲۸ \times ۱۰^{-۸}$	$۴/۶۲۶۶۰۵ \times ۱۰^{-۸}$	$۳/۹۳۴۶۲۷ \times ۱۰^{-۸}$
مرحله سوم حفر زیربرش	$۱/۲۰۰۰۶۴ \times ۱۰^{-۹}$	$۹/۷۶۵۷۷۱ \times ۱۰^{-۸}$	$۷/۸۵۲۶۳۳ \times ۱۰^{-۸}$

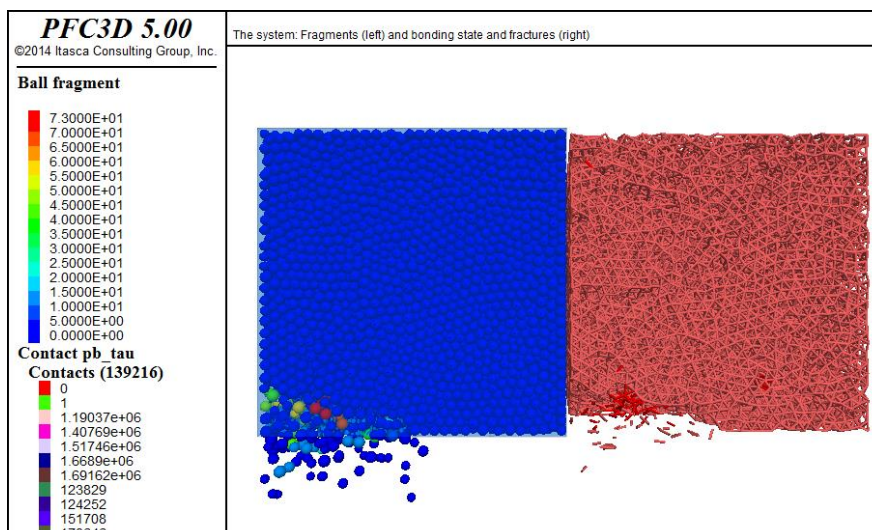
مقدار کان سنگ خارج شده
(گرم)

شکل ۵-۱۹- مقدار کان سنگ خارج شده برای چگالی های مختلف درزه

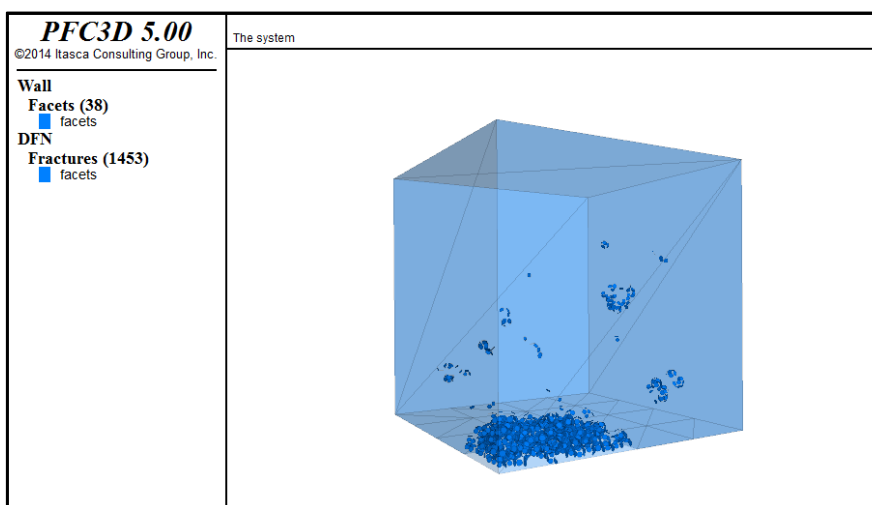
در ادامه مدل سازی، میزان خردایش و گسترش درزه در هنگام تخریب در مقادیر بالا و پایین چگالی درزه در شکل های ۵-۲۰ تا ۵-۲۵ نشان داده شده است. همانطور که ملاحظه می شود با افزایش مقدار چگالی درزه، وضعیت خردایش و توسعه تخریب بهبود یافته است.



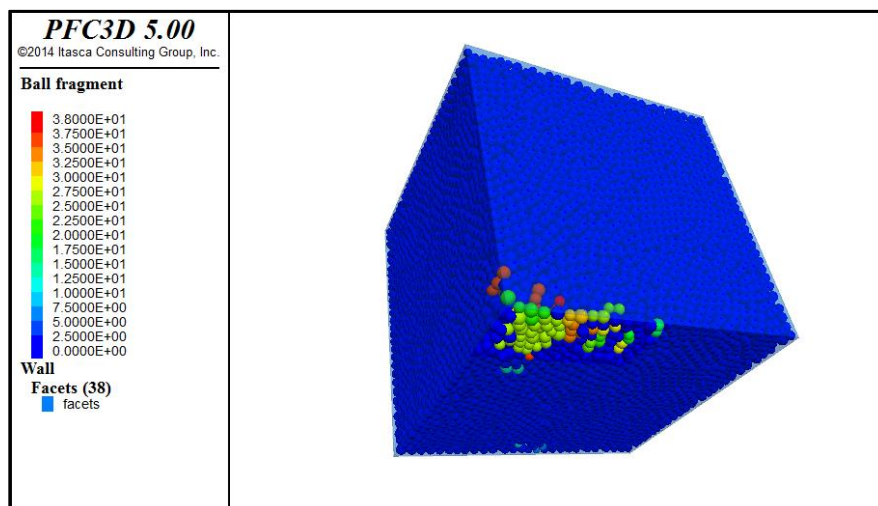
شکل ۵-۲۰- وضعیت خردایش در شروع تخریب در مدلی با چگالی کم



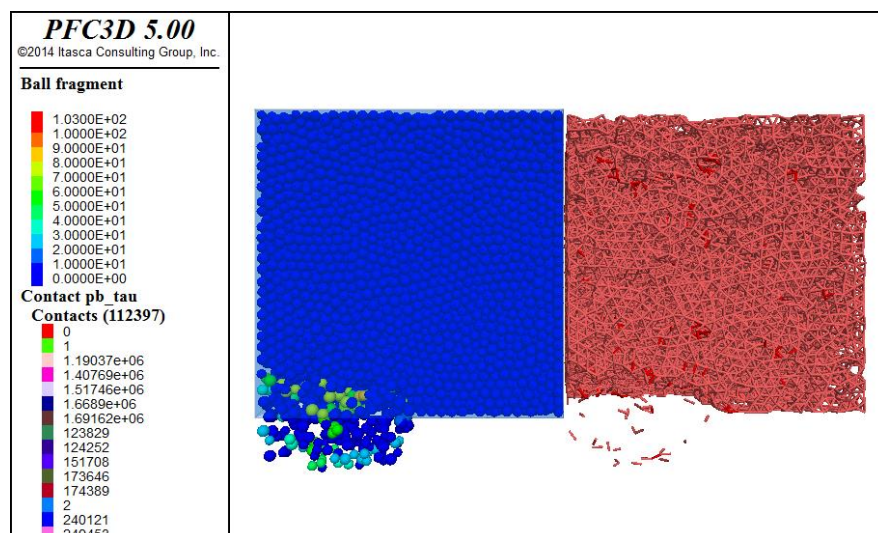
شکل ۵-۲۱- وضعیت نوارهای تماس در هنگام تخریب در مدلی با چگالی کم



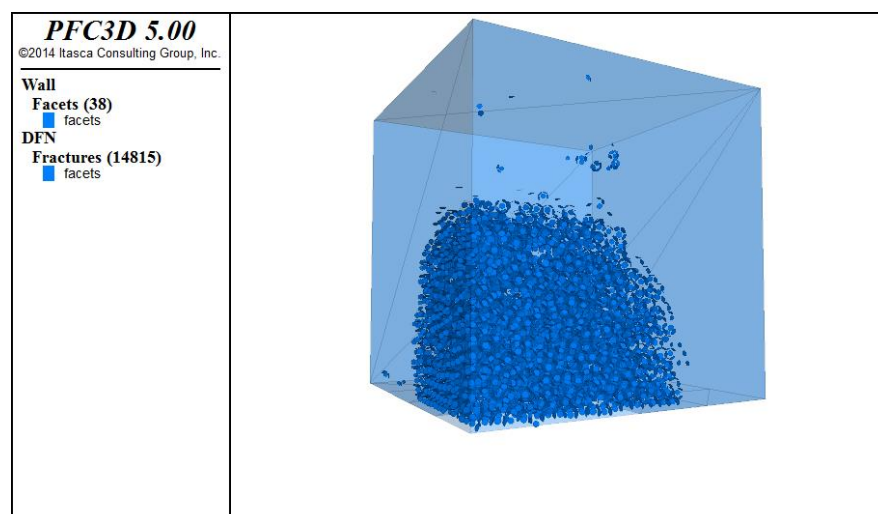
شکل ۵-۲۲- توسعه درزه و شکاف در هنگام تخریب در مدلی با چگالی کم



شکل ۵-۲۳- وضعیت خردایش در شروع تخریب در مدلی با چگالی زیاد



شکل ۵-۲۴- وضعیت نوارهای تماس در هنگام تخریب در مدلی با چگالی زیاد



شکل ۵-۲۵- توسعه درزه و شکاف در هنگام تخریب در مدلی با چگالی زیاد

۵-۳-۵- تأثیر تنش‌های محدود کننده

وجود تنش‌های محدود کننده باعث قفل شدگی درزه‌های قائم شده و در نتیجه باعث کاهش قابلیت تخریب توده سنگ می‌شوند. برای بررسی میزان تأثیر این تنش‌ها بر روی قابلیت تخریب در مدل ساخته شده با نزدیک کردن دیواره‌های مدل (روش Servo Control)، تنش‌های محدود کننده در سه مرحله افزایش یافته است و در هر مرحله مقادیر کان‌سنگ خارج شده محاسبه شده است. نتایج به دست آمده در جدول ۵-۵ آورده شده است. با توجه به نتایج به دست آمده مقادیر کان‌سنگ خارج شده در هر مرحله با افزایش تنش‌های محدود کننده، کاهش می‌یابد.

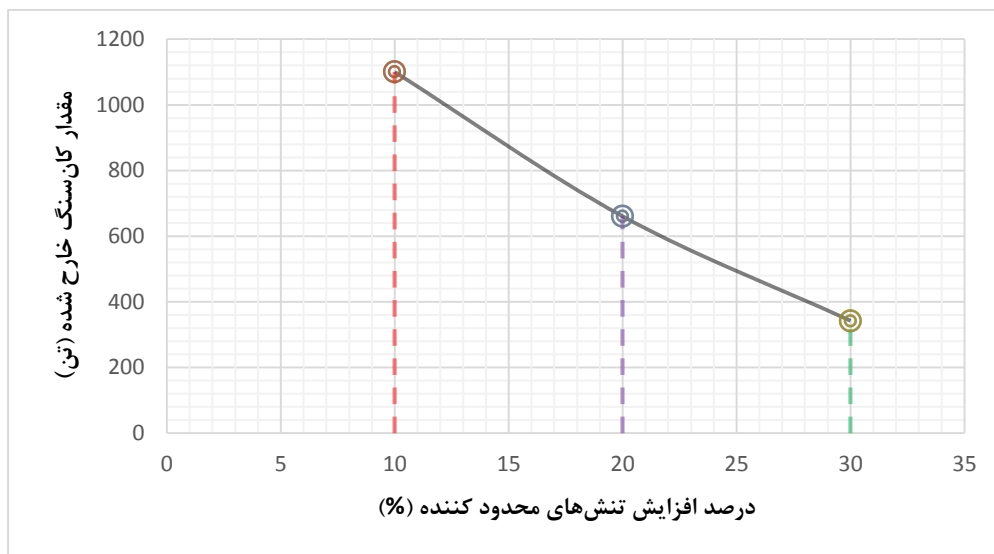
در نمودار شکل ۵-۲۶ مقادیر خروجی کان‌سنگ برای گام‌های مختلف افزایش تنش‌های محدود کننده نشان داده شده است. با توجه به نمودار مذکور با افزایش تنش‌های محدود کننده، مقادیر خروجی کان‌سنگ به مقدار زیادی کاهش می‌یابد.

جدول ۵-۵- مقادیر کان‌سنگ خارج شده در هر مرحله افزایش تنش‌های محدود کننده

تنش‌های محدود کننده	گام اول افزایش	گام دوم افزایش	گام سوم افزایش	مقدار کان‌سنگ خارج شده (گرم)
مرحله اول حفر زیربرش	$6/51160.4 \times 10^7$	$5/251044 \times 10^7$	$7/663588 \times 10^7$	
مرحله دوم حفر زیربرش	$4/569628 \times 10^8$	$4/21660.5 \times 10^8$	$1/934627 \times 10^8$	
مرحله سوم حفر زیربرش	$1/100064 \times 10^9$	$6/600480 \times 10^8$	$3/452633 \times 10^8$	

۵-۳-۶- تأثیر شعاع هیدرولیکی (HR)

یکی از پارامترهای اساسی در طراحی معادن تخریب بلوکی، تعیین ابعاد زیربرش است که تخریب در اثر آن شروع و گسترش می‌یابد. شعاع هیدرولیکی بر روی مقدار تنش‌های القایی در فضای پشت تخریب تأثیرگذار است و هر چه شعاع هیدرولیکی بزرگتر باشد مقدار تنش‌ها بیشتر و نرخ تخریب افزایش می‌یابد.

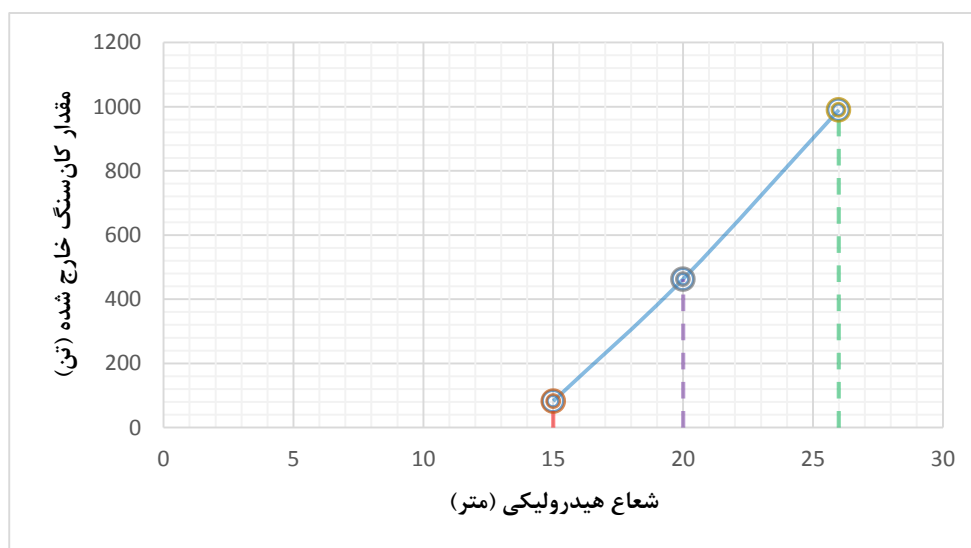


شکل ۵-۲۶- مقادیر نهایی کان سنگ خارج شده در هر مرحله از افزایش تنش های محدود کننده

در جدول ۵-۶ مقادیر کان سنگ خروجی برای سه شعاع هیدرولیکی ۱۵ متر، ۲۰ و ۲۶ متری آورده شده است. با توجه به نمودار شکل ۵-۲۷ با افزایش ابعاد شعاع هیدرولیکی مقادیر کان سنگ خارج شده به شدت افزایش پیدا می کند.

جدول ۵-۶- مقادیر کان سنگ خارج شده در شعاع هیدرولیکی مختلف

شعاع هیدرولیکی (متر)			مقدار کان سنگ خارج شده (گرم)
HR ₃ =۲۶	HR ₂ =۲۰	HR ₁ =۱۵	
$۹/۷۶۵۷۷۱ \times ۱۰^۸$	$۴/۶۲۶۶۰۵ \times ۱۰^۸$	$۵/۷۵۱۰۴۴ \times ۱۰^۷$	



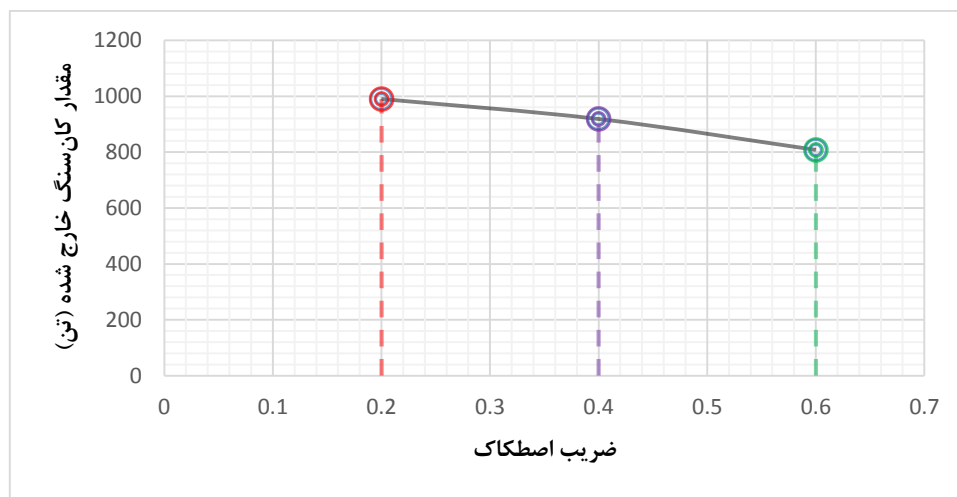
شکل ۵-۲۷- مقدار کان سنگ خارج شده برای سه شعاع هیدرولیکی

۵-۳-۷- تأثیر ضریب اصطکاک

نایبوستگی‌ها تأثیر مهمی را در رفتار سیستم‌های سنگی دارند. زبری سطوح درزه نشان دهنده میزان ناهمواری سطوح نایبوستگی است. هرچه زبری سطوح درزه بیشتر باشد زاویه اصطکاک داخلی بیشتر خواهد بود. در این مرحله برای بررسی تأثیر زاویه اصطکاک (φ) از مفهوم ضریب اصطکاک ($\mu = \tan \varphi$) استفاده شده است. مقادیر عددی کان‌سنگ خروجی در هر مرحله از حفر زیربرش در جدول ۷-۵ آورده شده است. همچنین نمودار تغییرات کان‌سنگ خروجی با افزایش مقادیر ضریب اصطکاک در شکل ۵-۲۸ نشان داده شده است.

جدول ۷-۵- مقادیر کان‌سنگ خارج شده برای ضریب اصطکاک‌های مختلف

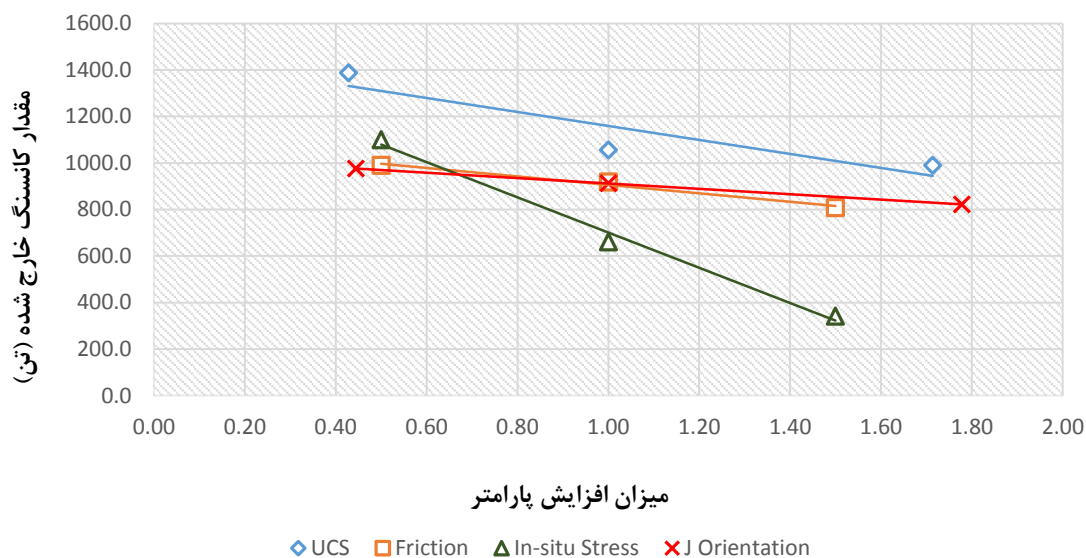
ضریب اصطکاک	۰/۲	۰/۴	۰/۶	مقدار کان‌سنگ خارج شده (گرم)
مرحله اول حفر زیربرش	$۵/۷۵۱۰۴۴ \times ۱۰^۷$	$۴/۸۴۶۸۷۵ \times ۱۰^۷$	$۳/۲۳۱۰۴۴ \times ۱۰^۷$	
مرحله دوم حفر زیربرش	$۴/۶۲۶۶۰۵ \times ۱۰^۸$	$۴/۱۰۴۴۵۱ \times ۱۰^۸$	$۳/۷۳۴۶۲۷ \times ۱۰^۸$	
مرحله سوم حفر زیربرش	$۹/۷۶۵۷۷۱ \times ۱۰^۸$	$۹/۱۸۴۴۳۱ \times ۱۰^۸$	$۸/۰۸۱۱۳۱ \times ۱۰^۸$	



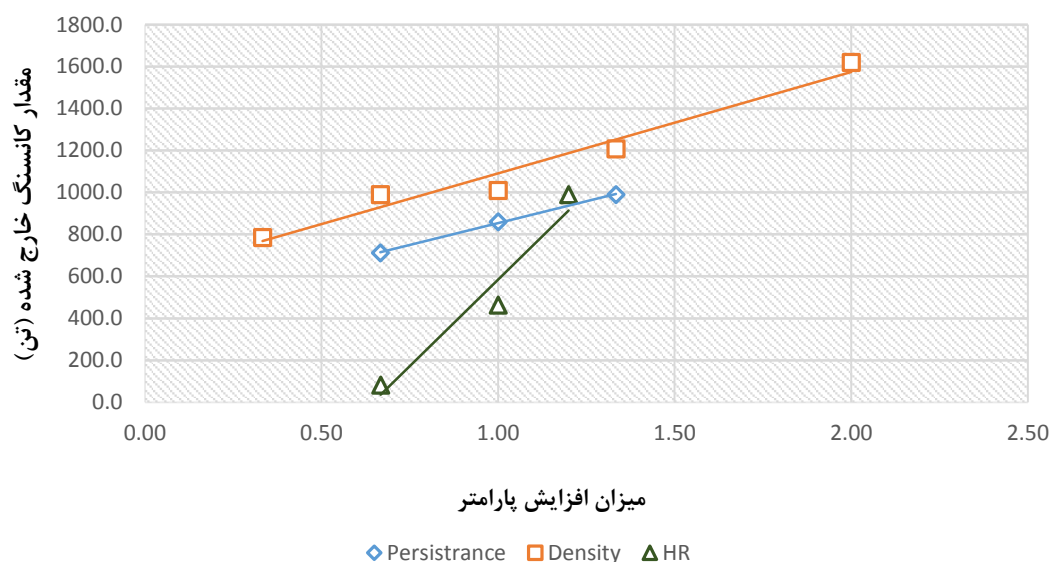
شکل ۵-۲۸- مقدار کان‌سنگ خارج شده برای ضریب اصطکاک‌های مختلف

۵-۳-۸- بررسی تأثیرگذارترین پارامترها

به منظور بررسی میزان تأثیر پارامترها بر روی مقدار کان سنگ خارج شده از زیربرش، مقادیر هر پارامتر، با توجه به مقدار کان سنگ خارج شده به ازای مقدار پارامتر مذکور بر روی نمودار رسم شده است (شکل های ۲۹-۵ و ۳۰-۵).



شکل ۲۹-۵- میزان تأثیر پارامترهای UCS، زاویه اصطکاک، تنش برجا و جهت داری درزه بر مقدار کان سنگ خارج شده



شکل ۳۰-۵- میزان تأثیر پارامترهای امتداد درزه، چگالی درزه و شعاع هیدرولیکی بر مقدار کان سنگ خارج شده

همانطور که مشاهده می‌شود پارامترهای شعاع هیدرولیکی و تنش‌های برجا بیشترین تأثیر را بر قابلیت تخریب توده سنگ دارند. نتایج به دست آمده با نتیجه حاصل از نمودار علت-اثر فازی ماتریس اندرکنش قابلیت تخریب کاملاً هم‌خوانی دارد که در آن دو پارامتر مذکور دارای بیشترین مقدار اندرکنش در سیستم طراحی شده هستند.

۵-۴- جمع‌بندی

در این فصل تأثیر پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ در معادن تخریب بلوکی با استفاده از نرم‌افزار المان مجزای PFC^{3D} مدل‌سازی و میزان حساسیت قابلیت تخریب توده سنگ نسبت به هر کدام از این پارامترها مورد ارزیابی قرار گرفت. بدین منظور مدلی فرضی از معدن تخریب بلوکی طراحی و با تغییر یک پارامتر و ثابت در نظر گرفتن سایر پارامترها، میزان تأثیر پارامتر مذکور بر روی قابلیت تخریب مورد بررسی قرار گرفت. درنهایت پارامترهای شعاع هیدرولیکی و تنش‌های برجا به عنوان تأثیرگذارترین پارامترها معرفی شدند که این نتیجه با خروجی نمودار علت-اثر فازی حاصل از ماتریس اندرکنش فازی کاملاً مطابقت دارد.

فصل ششم: نتیجه‌گیری و پیشنهادات

۶-۱- نتیجه‌گیری

امروزه معادن تخریب بلوکی در حال ساخت و طراحی در عمق‌های زیاد و در توده سنگ‌هایی با مقاومت بالا هستند. در نتیجه روش‌های متداول بررسی قابلیت تخریب توده سنگ بیش از پیش در پیش‌بینی و ارزیابی رفتار تخریب‌پذیری توده سنگ در معادن تخریب بلوکی ناتوان خواهند بود. به همین منظور، روش‌های پیش‌بینی قابلیت تخریب برای تعیین تخریب‌پذیری توده سنگ، به خصوص قابلیت این روش‌ها در توانایی پیش‌بینی تخریب‌پذیری در توده سنگ‌های با مقاومت بالا (با توجه به علاقه صنعت کنونی) بررسی گردید. روش نمودار تخریب لابسچر و روش‌های مدل‌سازی عددی از جمله روش‌هایی پرکاربرد در پیش‌بینی قابلیت تخریب در صنعت کنونی هستند. نقاط ضعفی در هر دو روش وجود دارد، که قابلیت اطمینان در ارزیابی این دو روش در پیش‌بینی قابلیت تخریب را تحت تأثیر قرار می‌دهد.

به منظور غلبه بر این مشکل، در این تحقیق یک رویکرد سیستمی معروف به نام رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ (RES) مورد توجه قرار گرفت. رویکرد مذکور در سال‌های اخیر در مسایل پیچیده مختلف مهندسی کاربرد قابل توجهی داشته است. در اکثر کاربردهای این رویکرد از روش کدگذاری نیمه عددی خبر (ESQ) برای کدگذاری ماتریس اندرکنش پارامترها استفاده شده است، که این روش قادر به تشریح درست اندرکنش‌ها نبوده و عدم قطعیت‌ها و اختلاف نظر کارشناسان موجود در اندرکنش بین پارامترها در نظر گرفته نمی‌شود.

این رساله شامل سه بخش اصلی است. در بخش اول، به عنوان یک ایده جدید و یک بهبود کلی در رویکرد RES، روش فازی برای کدگذاری ماتریس اندرکنش ارایه شد که طی آن از دو روش سیستم‌های فازی و اعداد فازی برای بهبود کدگذاری ماتریس اندرکنش استفاده شده است. در این حالت فرآیند کدگذاری از حالت قطعی خارج شده و بدین ترتیب تمامی مراحل رویکرد و در نتیجه کل سیستم به صورت فازی درآمد.

در مرحله اول برای بررسی اندرکنش بین ۱۳ پارامتر مؤثر در قابلیت تخریب توده سنگ، سیستم فازی طراحی شد. این سیستم شامل ۵ ورودی، یک خروجی و ۳۲ قانون فازی است. در نهایت با استفاده از سیستم فازی طراحی شده ماتریس اندرکنش قابلیت تخریب توده سنگ کدگذاری شده است. در استفاده از روش سیستم‌های فازی با افزایش تعداد ورودی‌ها و تعداد مجموعه‌های فازی برای هر ورودی تعداد قوانین به صورت نمایی افزایش پیدا می‌کند و طراحی پایگاه قوانین فازی بسیار پیچیده می‌گردد. از اینرو از روش دیگری مبتنی بر اعداد فازی و جبر فازی برای بهبود ماتریس اندرکنش استفاده شد. استفاده از اعداد فازی علاوه بر مزایای سیستم فازی از قبیل پوشش عدم قطعیت‌ها و اختلاف نظر کارشناسان، دیگر نیازمند به طراحی قوانین فازی نیست. علاوه بر آن با استفاده از این روش می‌توان تأثیر اختلاف نظر کارشناسان و عدم قطعیت‌های موجود در کدگذاری بر خروجی نهایی را به صورت ریاضی مدل نمود. در این روش، ماتریس اندرکنش به صورت ماتریس اعداد فازی ارایه گردید و تمامی محاسبات علت و اثر پارامترها با استفاده از جبر فازی میسر گردید. با توجه به تحلیل نمودارهای علت-اثر فازی و شدت اندرکنش خروجی، می‌توان نتیجه گرفت که هر دو پارامتر P_1 (مقاومت فشاری تک محوره) و P_4 (جهت‌داری درزه) با درجه عضویت‌های متفاوت بر سیستم مسلط هستند. از طرفی پارامتر P_{14} (پتانسیل تخریب‌پذیری) مغلوب‌ترین پارامتر این سیستم و پارامتر P_2 (تنش‌های برجا) و P_{10} (شعاع هیدرولیکی) تعاملی‌ترین پارامترهای این سیستم هستند.

در بخش دوم و به عنوان یکی از اصلی‌ترین قسمت‌های تحقیق رساله، با استفاده از بهبود ایجاد شده بر روی رویکرد RES، شاخص تخریب‌پذیری توده سنگ به صورت عدد فازی (FCI) ارایه شد. برای این منظور ۱۳ پارامتر مؤثر بر سیستم تخریب‌پذیری انتخاب شده و طبقه‌بندی آن‌ها با توجه نقش هر پارامتر در ایجاد تخریب انجام گردید. در این طبقه‌بندی علاوه بر مطالعات گذشته، مقایس متفاوت پروژه‌های معادن تخریب بلوکی نیز در نظر گرفته شده است. در نهایت پس از محاسبه شاخص فازی قابلیت تخریب توده سنگ، این شاخص برای بررسی تخریب‌پذیری توده سنگ در سه پهنه کربناتی، دلوریتی و فسکوریت واقع در معدن پالوبورا مورد استفاده قرار گرفت. مقادیر شاخص قابلیت تخریب این سه پهنه به ترتیب برابر اعداد فازی ۵۳، ۳۵ و ۵۵ محاسبه گردید. از مزایای ارایه شاخص قابلیت تخریب به صورت اعداد فازی، تعریف دامنه تخریب‌پذیری برای هر کدام از پهنه‌ها است. به عنوان مثال پهنه دلوریتی با درجه عضویت زیاد متعلق به ناحیه پایدار و با درجه عضویت کمتری متعلق به ناحیه دارای پتانسیل تخریب‌پذیری است. در ادامه تخریب‌پذیری سه پهنه مذکور با مقادیر نمودار تخریب لابسچر و اطلاعات به دست آمده بر اساس مشاهدات منطقه‌ای مقایسه شد، که انطباق خوبی را نشان داد.

در فصل پایانی این رساله، قابلیت تخریب توده سنگ با استفاده از نرم‌افزار المان مجزای PFC^{3D} مدل‌سازی گردید. در این فصل تأثیر پارامترها مؤثر بر تخریب‌پذیری توده سنگ مورد مطالعه قرار گرفت و میزان تأثیر هر پارامتر با توجه به مقدار کان‌سنگ خارج شده از زیربرش مورد بررسی قرار گرفت. در نهایت با رسم مقادیر کان‌سنگ خارج شده از زیربرش بر اساس تغییرات هر پارامتر، مشخص شد که پارامترهای شعاع هیدرولیکی و تنش‌های برجا بیشترین تأثیر را بر روی مقدار کان‌سنگ خارج شده از زیربرش دارند که این نتیجه با نتایج حاصل از نمودار علت-اثر فازی ماتریس اندرکنش قابلیت تخریب مطابقت کامل داشت.

نتایج مدل‌سازی عددی قابلیت تخریب اهمیت وجود دسته درزه‌ها با شرایط مساعد را نشان داد. با توجه به مدل‌سازی‌های انجام شده، ترکیبی از یک دسته درزه با زاویه کم (۰-۳۰ درجه) و یک دسته

درزه با زاویه تقریباً قائم (۷۵-۹۰ درجه)، در حالت دو بعدی و در حالت سه بعدی، یک دسته درزه با زاویه کم و دو دسته درزه با زاویه قائم بهترین ترکیب برای تخریب آسان و موفق است. این شرایط زمانی که محیط معدن کاری فاقد محدودیت‌های جانبی باشد صادق است.

۶-۲- پیشنهادها برای تحقیقات آتی

در این رساله تلاش شد که طرح تحقیق پیشنهادی به بهترین نحو در زمان مقرر اجرا گردد. با این وجود همواره مسیر برای تحقیق‌های آینده باز بوده و در صورت صرف زمان بیشتر می‌توان در جهت بهبود بیشتر روش‌ها و همچنین توسعه ایده‌های جدیدتر حرکت نمود. در زیر برخی از مهم‌ترین پیشنهادها بدین منظور ارائه می‌گردد.

➤ در این رساله با تمرکز بر روی بهبود سیستم مهندسی سنگ، روش کدگذاری فازی ارائه شد که تنها بر روی تحلیل تخریب‌پذیری توده سنگ در معادن تخریب بلوکی پیاده‌سازی شد. به طور قطع استفاده از این روش در سایر کاربردهای معدنی و غیرمعدنی می‌تواند ارزشمند باشد.

➤ در این رساله تلاش بر این بوده که کلیه پارامترهای مؤثر در قابلیت تخریب در توده سنگ در معادن تخریب بلوکی در نظر گرفته شود. ولی با توجه به محدودیت‌های موجود در دسترسی به اطلاعات از این معادن، برخی از پارامترهای از فرآیند بررسی کنار گذاشته شدند. لذا برای مطالعات بعدی بررسی این پارامترها در میزان تخریب‌پذیری پیشنهاد می‌شود.

➤ در این رساله تلاش شد که مدل واقعی معدن تخریب بلوکی پالوبورا در نرم‌افزار PFC^{3D} مدل‌سازی شود، ولی با توجه به دسترس نبودن سخت‌افزار مناسب و محدودیت حافظه در دسترس، مدل‌سازی معدن تخریب بلوکی با شرایط واقعی امکان‌پذیر نبود. لذا پیشنهاد

می‌شود با تهیه سخت‌افزار مناسب یک مدل واقعی از معدن تخریب بلوکی با شرایط واقعی ساخته و نتایج آن با شاخص قابلیت تخریب ارایه شده مقایسه شود.

➤ در این رساله شاخص فازی قابلیت تخریب ارایه شده تنها بر روی سه پهنه در معدن تخریب بلوکی پالوبورا در افریقای جنوبی پیاده‌سازی شد و نتایج قابل قبولی از نظر پیش‌بینی تخریب‌پذیری حاصل شد. لذا پیشنهاد می‌شود که در صورت در دسترس بودن اطلاعات از سایر معادن تخریب بلوکی شاخص ارایه شده در آن‌ها پیاده‌سازی و نتایج بررسی شود.

- Abaqus, U. M., 2008, version 6.7, ABAQUS, Inc.
- Ali, K. M., and Hasan, K., 2002, Rock mass characterization to indicate slope instability at Bandarban, Bangladesh; a rock engineering systems approach: *Environmental & Engineering Geoscience*, v. 8, no. 2, p. 105-119.
- Allenby, B. R., 1999, *Industrial Ecology: Policy Framework and Implementation*.
- Barla, G., Boshkov, S., and Pariseau, W., 1980, Numerical modeling of block caving at the Grace Mine: Geomechanics applications in underground hardrock mining, Turin, Italy, p. 241-256.
- Beck, D., Arndt, S., Thin, I., Stone, C., and Butcher, R., 2006, A conceptual sequence for a block cave in an extreme stress and deformation environment, *in Proceedings Proceedings of third international seminar on deep and high stress mining*, Quebec City, p. 1-16.
- Beck, D., Reusch, F., and Arndt, S., 2007, Estimating the probability of mining-induced seismic events using mine-scale, inelastic numerical models, *in Proceedings Intl. Symposium Deep and High Stress Mining*
- Benardos, A., and Kaliampakos, D., 2004, A methodology for assessing geotechnical hazards for TBM tunnelling—illustrated by the Athens Metro, Greece: *International journal of rock mechanics and mining sciences*, v. 41, no. 6, p. 987-999.
- Bertalanffy, L., 1998, Planning, implementation, operation and monitoring of a cave mining method with coarse fragmentation with reference to cave mining at Premier Diamond Mine, University of Pretoria, South Africa: PhD thesis.
- Bieniawski, Z. T., 1989, *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons.
- Brady, B. H., 2004, *Rock mechanics: for underground mining*, Springer Science & Business Media.
- Brady, B. H. G., and Brown, E. T., 2004, *Rock Mechanics for underground mining*, Springer.

- Brekke, T., and Howard, T., 1972, Stability problems caused by seams and faults, *in* Proceedings N Am Rapid Excav & Tunnelling Conf Proc, Volume 1.
- Brown, E. T., 2007, Block Caving Geomechanics: International Caving Study 1997-2004, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland.
- Bucky, P. B., 1965, Fundamental considerations in block caving, *in* Proceedings The 1st US Symposium on Rock Mechanics (USRMS), American Rock Mechanics Association.
- Butcher, R., 2000, Block cave undercutting—aims, strategies, methods and management: Proceedings of Massmin, v. 2 ,p. 405-411.
- Butcher, R., 2002 ,A scoping study method for determining the viability of block caving a hard rock orebody: CIM bulletin, v. 95, no. 1058, p. 70-75.
- Chitombo, G., 2010, Cave mining: 16 years after Laubscher's 1994 paper'Cave mining—state of the art': Mining Technology, v. 119, no. 3, p. 132-141.
- Cundall, P., Pierce, M., and Mas Ivars, D., 2008, Quantifying the size effect of rock mass strength, *in* Proceedings Proceedings of the 1st Southern Hemisphere International Rock Mechanics Symposium, Australian Centre for Geomechanics (ACG), p. 3-15.
- Cundall, P. A., and Strack, O. D., 1979, A discrete numerical model for granular assemblies: Geotechnique, v. 29, no. 1, p. 47-65.
- Darling, P., 2011, SME mining engineering handbook, SME.
- Diederichs, M. S., and Kaiser, P. K., 1996, Rock instability and risk analyses in open stope mine design: Canadian geotechnical journal, v. 33, no. 3, p. 431-439.
- Duplancic, P., and Brady, B., 1999, Characterisation of caving mechanisms by analysis of seismicity and rock stress, *in* Proceedings 9th ISRM Congress, International Society for Rock Mechanics.
- Faramarzi, F., Mansouri, H., and Farsangi, M. E., 2013, A rock engineering systems based model to predict rock fragmentation by blasting: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, v. 60, p. 82-94.
- Ferentinou, M., Hasiotis, T., and Sakellariou, M., 2012, Application of computational intelligence tools for the analysis of marine geotechnical properties in the head of Zakynthos canyon, Greece: Computers & Geosciences, v. 40, p. 166-174.

-
- Ferentinou, M., and Sakellariou, M., 2007, Computational intelligence tools for the prediction of slope performance: *Computers and Geotechnics*, v. 34, no. 5, p. 362-384.
- Ferguson, G. A., 1979, Optimisation of block caving within a complex environment: *Min Mag*, v. 140, no. 2, p. 126-139.
- Frough, O., and Torabi, S. R., 2013, An application of rock engineering systems for estimating TBM downtimes: *Engineering Geology*, v. 157, p. 112-123.
- Gertsch, R. E., and Bullock, R. L., 1998, Techniques in underground mining: Selections from *Underground mining methods handbook*, SME.
- Gilbride, L., Free, K., and Kehrman, R., 2005, Modeling Block Cave Subsidence at the MolyCorp, Inc., Questa Mine-A Case Study, *in Proceedings The 40th US Symposium on Rock Mechanics*, Citeseer.
- Gokceoglu, C., 2002, A fuzzy triangular chart to predict the uniaxial compressive strength of the Ankara agglomerates from their petrographic composition: *Engineering Geology*, v. 66, no. 1, p. 39-51.
- Hamrin, H., 2001, *Underground mining methods and applications: Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Society of Mining, Metallurgy and Exploration, 8307 Shaffer Parkway, Littleton, CO 80127, USA, 2001., p. 3-14.
- Hanss, M., 2005, *Applied fuzzy arithmetic*, Springer.
- Harrison, J. P., and Hudson, J. A., 2000, *Engineering rock mechanics-an introduction to the principles*, Elsevier.
- Hassen, F. H., Spinnler, L., and Fine, J., 1993, A new approach for rock mass cavability modeling, *in Proceedings International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts*, Volume 30, Elsevier, p. 1379-1385.
- Hill, J. D., and Warfield, J. N., 1972, Unified program planning: Systems, Man and Cybernetics, *IEEE Transactions on*, no. 5, p. 610-621.
- Huang, R., Huang, J., Ju, N., and Li, Y., 2013, Automated tunnel rock classification using rock engineering systems: *Engineering Geology*, v. 156, p. 20-27.
- Hudson, J., and Harrison, J., 1992, A new approach to studying complete rock engineering problems: *Quarterly Journal of Engineering Geology and Hydrogeology*, v. 25, no. 2, p. 93-105.
- Hudson, J. A., 1992, *Rock engineering systems, Theory and Practice*.

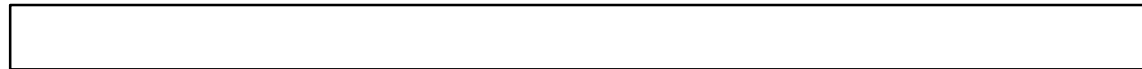
- Hustrulid, W. A., and Bullock, R. C., 2001, Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration Littleton, CO.
- Itasca, C. G., 2014, PFC3D, User's Manual Inc, Minneapolis, USA.
- Itasca, F., 2005, Fast Lagrangian Analysis of Continua Version 5.0. Usermanual, Itasca Consulting Group ,Minneapolis, Minn, USA.
- Jiao, Y., 1995, Formalising the systems approach to rock engineering: Imperial College London (University of London.(
- Jiao, Y., and Hudson, J. A., 1995, The fully-coupled model for rock engineering systems: International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts, p. 491-512.
- Ju-Long, D., 1982, Control problems of grey systems: Systems & Control Letters, v. 1, no. 5, p. 288-294.
- Julin, D. E., 1974, Future developments in block caving: Skilling's Mining Review.
- Julin, D. E., and Tobie, R., 1974, Block caving: SME mining engineering handbook. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Englewood.
- Karzulovic, A., and Flores, H., 2003, Geotechnical guidelines for a transition from open pit to under-ground mining.
- Kaufmann, A., and Gupta, M. M., 1991, Introduction to fuzzy arithmetic: theory and applications, Arden Shakespeare.
- Kazakidis, V., 2001, Stability assessment in the design of underground mine openings: A sensitivity analysis: CIM BULLETIN, v , 94 .no. 1052, p. 60-64.
- Kendorski, F., 1978, The cavability of ore deposits: Min Eng, v. 30, p. 628-631.
- Kendrick, R., 1970, Induction caving of the Urad mine, *in* Proceedings Mining Congress Journal, Volume 56, p. 39-44.
- KhaloKakaie, R., and Naghadehi, M. Z., 2012, Ranking the rock slope instability potential using the Interaction Matrix (IM) technique; a case study in Iran: Arabian Journal of Geosciences, v. 5, no. 2, p. 263-273.
- Kim, M.-K., Yoo, Y.-I., and Song, J.-J., 2008, Methodology to quantify rock behavior around shallow tunnels by Rock Engineering Systems: Geosystem Engineering, v. 11, no. 2, p. 37-42.
- Klir, G. J., and Yuan, B., 1995, Fuzzy sets and fuzzy logic, Prentice Hall New Jersey.

-
- Latham, J.-P., and Lu, P., 1999, Development of an assessment system for the blastability of rock masses: *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, v. 36, no. 1, p. 41-55.
- Laubscher, D. H., 2000, A practical manual on block caving, Brisbane, Julius Kmttschnitt Mineral Research Cenfre.
- Laubscher, D. H., 2003, Cave mining handbook.
- Lorig, L., 2000, The Role of Numerical Modelling in Assessing Caveability, Itasca Consulting Group, Inc., Report to the International Caving Study: ICG00-099-3-16, October.
- Lorig, L. J., Board, M. P., Potyondy, D. O., and Coetzee, M. J., 1995, Numerical modelling of caving using continuum and micro-mechanical models, Montreal, Canada, CAMr95:3rd Canadian Conference on Computer Applications in the Minerals Industry.
- Lu, P., and Latham, J., 1994, A continuous quantitative coding approach to the interaction matrix in rock engineering systems based on grey systems approaches, in *Proceedings Proceedings of 7th international congress of the IAEG*, Lisbon, Portugal, p. 4761-4770.
- Mahtab, M., and Dixon, J., 1976, Influence of rock fractures and block boundary weakening on cavability: *Trans Soc Min Eng AIME*, v. 260, p. 6-12.
- Manuals, E. U., 1998, Rockfield Software Ltd: Innovation Centre, University College Swansea.
- Mas Ivars, D., Pierce, M., DeGagné, D., and Darcel, C., 2008, Anisotropy and scale dependency in jointed rock mass strength—A synthetic rock mass study, in *Proceedings Proceedings of the First International FLAC/DEM Symposium on Numerical Modeling*, p. 231-239.
- Mathews, K., Hoek, E., Wyllie, D., and Steward, S., 1981, Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 Metres in hard rock mines: *CANMET Report DSS Serial No. 0SQ80-00*, v. 81.
- Mawdesley, C., 2002, Prediction rock mass cavability in block caving mines. PhD Thesis, University of Queensland.
- Mawdesley, C., Trueman, R., and Whiten, W., 2001, Extending the Mathews Stability Graph for open-stope design: *Trans Instn Min Metall, Sect A: Min Technol*, p. 27-39.

- Mazzoccola, D., and Hudson, J., 1996, A comprehensive method of rock mass characterization for indicating natural slope instability: Quarterly Journal of Engineering Geology and Hydrogeology, v. 29, no. 1, p. 37-56.
- McMahon, B., and Kendrick, R., 1969, Predicting the block caving behavior of ore bodies: SME-AIME preprint.
- Ngidi, N. S., 2011, Competent persons report on the mineral assets of Palabora mining company, South Africa.
- Noroozi, M., Kakaie, R., and Jalali, S., 2015, 3D Geometrical-Stochastic Modeling of Rock mass joint networks: Case study of the Right Bank of Rudbar Lorestan Dam plant: Journal of Geology and Mining Research, v. 7, no. 1, p. 1-10.
- Obert, L., Munson, R., and Rich, C., 1976, Caving properties of the Climax orebody: Trans Soc of Mining Engineers of the AIME, p. 129-133.
- Palma, R., and Agarwal, R., 1973, A Study of the Caveability of Primary Ore at the El Teniente Mine.
- Pierce, M., and Lorig, L., 1998, FLAC3D Analysis of Cavability of the Northparkes E26 Lift 2 Orebody: Itasca Consulting Group, Inc., Report to Northparkes Mines, Parkes, NSW, Australia.
- Pierce, M., Gaida, M., and DeGagne, D., 2009, Estimation of rock block strength, *in* Proceedings RockEng09 (Proceedings, 3rd CANUS Rock Mechanics Symposium, Toronto.
- Pierce, M., Young, P., Reyes-Montes, J., and Pettitt, W., 2006, Six Monthly Technical Report, Caving Mechanics, Sub-Project No. 4.2: Research and Methodology Improvement and Sub-Project 4.3, Case Study Application, Itasca Consulting Group Inc, Report to Mass Mining Technology Project, 2004–2007: ICG06-2292-1-Tasks2-3-14, March.
- Pillar, C., 1981, A comparison of block caving methods: Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines, p. 87-97.
- Pine, R., Coggan, J., Flynn, Z., and Elmo, D., 2006, The development of a new numerical modelling approach for naturally fractured rock masses: Rock Mechanics and Rock Engineering, v. 39, no. 5, p. 395-419.
- Pine, R., Owen, D., Coggan, J., and Rance, J., 2007, A new discrete fracture modelling approach for rock masses: Geotechnique, v. 57, no. 9, p. 757-766.

-
- Potvin, Y., Hudyma, M., and Miller, H., 1989, Design guidelines for open stope support: CIM bulletin, v. 82, no. 926, p. 53-62.
- Rapoport, A., 1986, General system theory: essential concepts & applications, CRC Press.
- Rech, W., and Lorig, L., 1992, Predictive numerical stress analysis of panel caving at the Henderson Mine: MASSMIN, v. 92, p. 55-62.
- Rocscience, 2004, Phase 2 version 5.0 ,Rocscience Inc., Toronto, Canada.
- Rozos, D., Pyrgiotis, L., Skias, S., and Tsagaratos, P., 2008, An implementation of rock engineering system for ranking the instability potential of natural slopes in Greek territory. An application in Karditsa County :Landslides, v. 5, no. 3, p. 261-270.
- Saeidi, O., Azadmehr, A., and Torabi, S. R., 2014, Development of a Rock Groutability Index Based on the Rock Engineering Systems (RES): A Case Study: Indian Geotechnical Journal, v. 44, no. 1, p. 49-58.
- Sainsbury, B.-A., 2012, A model for cave propagation and subsidence assessment in jointed rock masses: The University of New South Wales.
- Sainsbury, B., Pierce, M., and Mas Ivars, D., 2009, Analysis of caving behaviour using a synthetic rock mass—ubiquitous joint rock mass modelling technique, *in* Proceedings Proceedings of the 1st Southern Hemisphere International Rock Mechanics Symposium (SHIRMS), Y. Potvin, J. Carter, A. Dyskin and R. Jeffrey (eds), p. 16-19.
- Shang, Y., Park, H.-D., and Yang, Z., 2005, Engineering geological zonation using interaction matrix of geological factors: An example from one section of Sichuan-Tibet Highway: Geosciences Journal, v. 9, no. 4, p. 375-387.
- Shang, Y., Wang, S., Li, G., and Yang, Z., 2000, Retrospective case example using a comprehensive suitability index (CSI) for siting the Shisan-Ling power station, China: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, v. 37, no. 5, p. 839-853.
- Sharrock, G., Vakili, A., Duplancic, and P. and Hastings, N., 2011, Numerical analysis of subsidence for Perserverence Deeps Block Cave in Continuum and Distinct Element Numerical Modelling in Geomechanics, *in* Proceedings Itasca International Inc, Minneapolis.
- Shin, H.-S., Kwon, Y.-C., Jung, Y.-S., Bae, G.-J., and Kim, Y.-G., 2009, Methodology for quantitative hazard assessment for tunnel collapses based on case histories in

- Korea: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, v. 46, no. 6, p. 1072-1087.
- Singh, U., Stephansson, O., and Herdacia, A., 1993, Simulation of progressive failure in hanging-wall and footwall for mining with sub-level caving: Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A, v. 102.
- Simulia, D. S., 2011, Abaqus 6.11 theory manual: Providence, RI, USA: DS SIMULIA Corp.
- Song, J.-J., 2006, Estimation of a joint diameter distribution by an implicit scheme and interpolation technique: International journal of rock mechanics and mining sciences, v. 43, no. 4, p. 512-519.
- Srikant, A., Brannon, C., Flint, D., Casten, T., Eberhardt, E., Stead, D., and Morrison, T., 2007, Geotechnical characterization and design for the transition from the Grasberg open pit to the Grasberg block cave mine, *in* Proceedings Proceedings of Rock Mechanics Conference.
- Starfield, A. M., and Cundall, P., 1988, Towards a methodology for rock mechanics modelling, *in* Proceedings International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, Volume 25, Elsevier, p. 99-106.
- Stewart, S., and Forsyth, W., 1995, The Mathew's method for open stope design: CIM bulletin, v. 88, no. 992, p. 45-53.
- Suorineni, F., Kaiser, P., and Tannant, D., 2000, Unifying application of the stability graph for open stope design: Paper submitted to CIM Bull.
- Suorineni, F. T., 2000, Effects of faults and stress on open stope design, University of Waterloo.
- Tobie, R., and Julin, D., 1982, Block Caving: Underground Mining Methods Handbook, p. 967-996.
- Tollenaar, R. N., 2008, Characterization of discrete fracture network and their influence on cavability and fragmentation [M.S.: University of British Columbia.
- Trueman, R., Mikula, P., Mawdesley, C., and Harries, N., 2000, Experience in Australia with the application of the Mathews' method for open stope design: CIM bulletin, v. 93, no. 1036, p. 162-167.
- Van As, A., and Jeffrey, R. G., 2000, Hydraulic fracturing as a cave inducement technique at Northparkes Mines, *in* Proceedings Proceedings MassMin 2000, Brisbane, (Ed:



- G Chitombo), Melbourne, Australasian Institute of Mining and Metallurgy, p. 165-172.
- Van Dorp, F., Egan, M., Kessler, J. H., Nilsson, S., Pinedo, P., Smith, G., and Torres, C., 1998, Biosphere modelling for the assessment of radioactive waste repositories; the development of a common basis by the BIOMOVs II reference biospheres working group: *Journal of environmental radioactivity*, v. 42, no. 2, p. 225-236.
- Vera, S., 1981, Caving at climax, *Design and Operation of Caving and Sublevel Stoping Mines*, SME New York, p. 157-176.
- Von Bertalanffy, L., 1968, *General system theory: Foundations, development, applications*, George Braziller New York.
- Vyazmensky, A., Elmo, D., and Stead, D., 2010, Role of rock mass fabric and faulting in the development of block caving induced surface subsidence: *Rock mechanics and rock engineering*, v. 43, no. 5, p. 533-556.
- Vyazmensky, A., Elmo, D., Stead, D., and Rance, J., 2007, Combined finite-discrete element modelling of surface subsidence associated with block caving mining, in *Proceedings of 1st Canada-US Rock Mechanics Symposium*, p. 467-475.
- Wang, L.-X., 1999, *A course in fuzzy systems*, Prentice-Hall press, USA.
- Wiles, T., 2005, *Map3D user's manual: Mine modelling (Pty)*.
- Yang, Y.-j., and Zhang, Q., 1998, The application of neural networks to rock engineering systems (RES): *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, v. 35, no. 6, p. 727-745.
- Younessi, A., and Rasouli, V., 2010, A fracture sliding potential index for wellbore stability analysis: *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, v. 47, no. 6, p. 927-939.
- Zare Naghadehi, M., Jimenez, R., KhaloKakaie, R., and Jalali, S.M.E, 2011, A probabilistic systems methodology to analyze the importance of factors affecting the stability of rock slopes: *Engineering Geology*, p. 82-92.
- Zare Naghadehi, M., Jimenez, R., KhaloKakaie, R., and Jalali, S.M.E, 2013, A new open-pit mine slope instability index defined using the improved rock engineering systems approach: *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, v. 61, p. 1-14.

Zhang, L., Yang, Z., Liao, Q., and Chen, J., 2004, An application of the rock engineering systems (RES) methodology in rockfall hazard assessment on the Chengdu-Lhasa Highway, China: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, v. 41, p. 833-838.

Zimmermann, H.-J., 2001, Fuzzy set theory—and its applications, Springer Science & Business Media.

سازمان توسعه و نوسازی معادن و صنایع معدنی ایران www.imidro.gov.ir

شرکت ملی صنایع مس ایران www.nicico.com

زارع، م.، ۱۳۹۰، بهبود رویکرد سیستمهای مهندسی سنگ (RES) به منظور ارزیابی پتانسیل ناپایداری شیب های سنگی معادن روباز دانشگاه صنعتی شاهرود

عطائی، م.، ۱۳۸۶، معدن کاری زیرزمینی: روش های با نگهداری، روش های تخریبی، شاهرود، دانشگاه شاهرود.

پیوست الف

ماتریس‌های اندرکنش پر شده توسط ۱۰ کارشناس خبره

پارامترها:

P₁: مقاومت فشاری تک محوره، P₂: تنش‌های برجا، P₃: فاصله‌داری درزه، P₄: جهت‌داری درزه، P₅: بازشدگی درزه، P₆: امتداد درزه، P₇: زبری درزه، P₈: پرشدگی درزه، P₉: وجود آب، P₁₀: شعاع هیدرولیکی، P₁₁: خردایش، P₁₂: ارتفاع بلوک استخراجی، P₁₃: شرایط زیربرش، P₁₄: پتانسیل تخریب‌پذیری

کارشناس شماره ۱													
P ₁	۲	۳	۱	۱	۲	۳	۰	۰	۱	۲	۱	۱	۱
۰	P ₂	۱	۲	۳	۴	۳	۱	۲	۴	۲	۲	۳	۴
۱	۲	P ₃	۰	۲	۲	۰	۰	۲	۱	۴	۱	۳	۳
۰	۱	۱	P ₄	۰	۱	۱	۰	۳	۱	۳	۱	۳	۴
۰	۳	۰	۰	P ₅	۰	۴	۳	۳	۳	۱	۱	۱	۲
۰	۲	۱	۰	۱	P ₆	۱	۲	۳	۳	۴	۳	۰	۳
۰	۰	۰	۰	۲	۱	P ₇	۳	۱	۳	۲	۱	۱	۲
۰	۰	۰	۰	۳	۰	۴	P ₈	۱	۱	۲	۰	۰	۳
۱	۱	۰	۰	۰	۱	۲	۳	P ₉	۲	۲	۰	۱	۲
۰	۲	۱	۰	۱	۲	۰	۰	۰	P ₁₀	۴	۱	۰	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₁	۰	۰	۴
۰	۴	۲	۰	۲	۲	۲	۰	۰	۲	۴	P ₁₂	۴	۲
۰	۲	۱	۰	۲	۱	۰	۰	۰	۱	۳	۰	P ₁₃	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₄

کارشناس شماره ۲													
P ₁	۱	۲	۱	۱	۴	۲	۰	۰	۲	۳	۱	۲	۲
۲	P ₂	۲	۳	۲	۳	۴	۲	۲	۴	۳	۳	۲	۳
۱	۲	P ₃	۱	۰	۲	۱	۰	۱	۴	۲	۰	۱	۳
۰	۳	۱	P ₄	۱	۲	۱	۱	۳	۲	۴	۱	۲	۴
۰	۳	۰	۰	P ₅	۲	۳	۲	۴	۳	۲	۱	۱	۱
۰	۲	۰	۰	۲	P ₆	۰	۲	۳	۲	۲	۰	۰	۳
۰	۰	۰	۰	۲	۱	P ₇	۳	۱	۳	۴	۴	۰	۴
۰	۰	۰	۰	۳	۰	۴	P ₈	۳	۲	۴	۰	۰	۲
۳	۱	۰	۰	۲	۱	۲	۳	P ₉	۴	۱	۲	۰	۳
۰	۲	۱	۰	۳	۲	۰	۱	۱	P ₁₀	۳	۲	۲	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₁	۱	۰	۳
۰	۴	۲	۰	۲	۳	۲	۱	۱	۲	۳	P ₁₂	۲	۲
۰	۱	۰	۰	۱	۱	۰	۰	۰	۰	۳	۱	P ₁₃	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₄

کارشناس شماره ۳													
P ₁	۲	۱	۱	۱	۳	۳	۰	۰	۱	۳	۱	۰	۲
۱	P ₂	۱	۳	۳	۳	۳	۲	۴	۳	۳	۲	۳	۴
۰	۲	P ₃	۰	۲	۱	۱	۰	۱	۳	۳	۱	۲	۳
۰	۳	۱	P ₄	۱	۱	۰	۰	۴	۳	۳	۱	۳	۴
۰	۲	۰	۰	P ₅	۲	۴	۳	۳	۳	۴	۱	۱	۳
۰	۱	۲	۰	۰	P ₆	۱	۳	۳	۳	۳	۱	۲	۲
۰	۰	۲	۰	۲	۱	P ₇	۳	۰	۳	۳	۳	۱	۳
۰	۰	۰	۰	۲	۰	۴	P ₈	۲	۳	۲	۰	۰	۴
۳	۴	۰	۰	۱	۱	۴	۳	P ₉	۳	۳	۱	۱	۲
۰	۲	۱	۰	۱	۲	۰	۰	۰	P ₁₀	۳	۲	۱	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₁	۲	۲	۴
۰	۴	۳	۱	۳	۴	۲	۰	۰	۴	۴	P ₁₂	۴	۳
۰	۰	۰	۰	۱	۱	۱	۰	۰	۲	۴	۰	P ₁₃	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₄

کارشناس شماره ۴													
P ₁	۳	۲	۱	۰	۲	۲	۰	۰	۰	۳	۰	۱	۲
۱	P ₂	۴	۳	۳	۲	۳	۲	۲	۳	۳	۱	۴	۲
۱	۱	P ₃	۱	۲	۱	۱	۰	۱	۳	۴	۲	۲	۳
۰	۱	۱	P ₄	۱	۱	۱	۰	۳	۲	۴	۱	۲	۴
۰	۳	۱	۰	P ₅	۳	۳	۳	۳	۳	۳	۰	۱	۲
۰	۲	۳	۰	۳	P ₆	۱	۲	۳	۴	۳	۱	۲	۲
۰	۲	۱	۰	۱	۲	P ₇	۲	۱	۳	۳	۲	۱	۳
۰	۰	۰	۰	۴	۰	۴	P ₈	۲	۲	۳	۲	۰	۳
۱	۳	۰	۰	۱	۲	۳	۴	P ₉	۳	۲	۱	۱	۲
۰	۲	۲	۰	۲	۱	۰	۰	۰	P ₁₀	۳	۳	۱	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₁	۱	۱	۴
۰	۲	۱	۰	۲	۳	۲	۰	۰	۲	۲	P ₁₂	۳	۳
۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۳	۰	P ₁₃	۳
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₄

کارشناس شماره ۵													
P ₁	۲	۲	۰	۱	۲	۳	۰	۰	۱	۴	۲	۲	۳
۱	P ₂	۳	۳	۲	۲	۳	۳	۳	۲	۴	۲	۳	۴
۰	۱	P ₃	۰	۱	۲	۱	۰	۰	۳	۳	۲	۳	۴
۰	۲	۲	P ₄	۲	۱	۲	۰	۱	۳	۲	۲	۳	۳
۰	۳	۱	۰	P ₅	۱	۱	۲	۳	۱	۲	۲	۰	۳
۰	۳	۲	۰	۱	P ₆	۰	۱	۳	۳	۴	۱	۱	۲
۰	۱	۱	۰	۱	۲	P ₇	۱	۱	۳	۳	۱	۱	۳
۰	۰	۱	۰	۳	۰	۳	P ₈	۲	۳	۳	۰	۰	۳
۱	۲	۰	۰	۱	۲	۳	۲	P ₉	۳	۳	۰	۰	۲
۱	۳	۲	۰	۲	۱	۰	۰	۰	P ₁₀	۴	۴	۱	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₁	۱	۱	۴
۱	۳	۱	۰	۲	۳	۲	۰	۰	۲	۳	P ₁₂	۳	۲
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۳	۳	۰	P ₁₃	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₄

کارشناس شماره ۶													
P ₁	۲	۲	۱	۰	۳	۲	۱	۱	۱	۳	۱	۱	۲
۱	P ₂	۲	۳	۳	۳	۲	۲	۲	۴	۲	۱	۴	۴
۰	۱	P ₃	۱	۲	۱	۰	۰	۱	۲	۴	۳	۲	۳
۱	۲	۰	P ₄	۱	۰	۱	۰	۳	۴	۴	۰	۲	۴
۰	۲	۱	۰	P ₅	۲	۳	۴	۳	۳	۲	۱	۱	۲
۰	۳	۲	۰	۲	P ₆	۱	۱	۱	۳	۳	۲	۱	۲
۰	۱	۱	۰	۱	۲	P ₇	۳	۱	۳	۳	۲	۱	۲
۰	۱	۰	۰	۲	۰	۴	P ₈	۳	۲	۳	۱	۰	۳
۱	۲	۰	۰	۱	۲	۳	۲	P ₉	۳	۳	۱	۱	۲
۰	۱	۱	۰	۲	۱	۰	۰	۰	P ₁₀	۳	۲	۰	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₁	۰	۰	۴
۰	۳	۱	۰	۲	۱	۲	۰	۰	۲	۲	P ₁₂	۳	۲
۰	۰	۰	۰	۰	۲	۱	۰	۱	۲	۴	۱	P ₁₃	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₄

کارشناس شماره ۷													
P ₁	۱	۱	۲	۱	۱	۴	۰	۰	۲	۳	۱	۳	۴
۱	P ₂	۳	۳	۴	۴	۳	۳	۲	۳	۴	۳	۴	۴
۱	۱	P ₃	۰	۱	۲	۱	۰	۱	۲	۴	۲	۲	۳
۰	۲	۰	P ₄	۰	۱	۱	۱	۳	۲	۳	۱	۴	۴
۰	۳	۱	۰	P ₅	۲	۳	۳	۴	۲	۲	۱	۰	۲
۰	۲	۱	۰	۱	P ₆	۱	۳	۲	۳	۳	۱	۱	۲
۰	۱	۱	۰	۳	۲	P ₇	۲	۱	۲	۲	۲	۱	۳
۰	۰	۰	۱	۲	۰	۴	P ₈	۲	۲	۴	۰	۰	۳
۱	۲	۰	۰	۱	۱	۳	۳	P ₉	۲	۲	۱	۱	۲
۰	۱	۳	۰	۲	۲	۰	۰	۰	P ₁₀	۳	۳	۱	۴
۰	۰	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₁	۱	۱	۴
۰	۴	۱	۱	۱	۲	۳	۱	۰	۳	۴	P ₁₂	۳	۳
۰	۰	۰	۰	۱	۰	۰	۰	۰	۱	۴	۰	P ₁₃	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₄

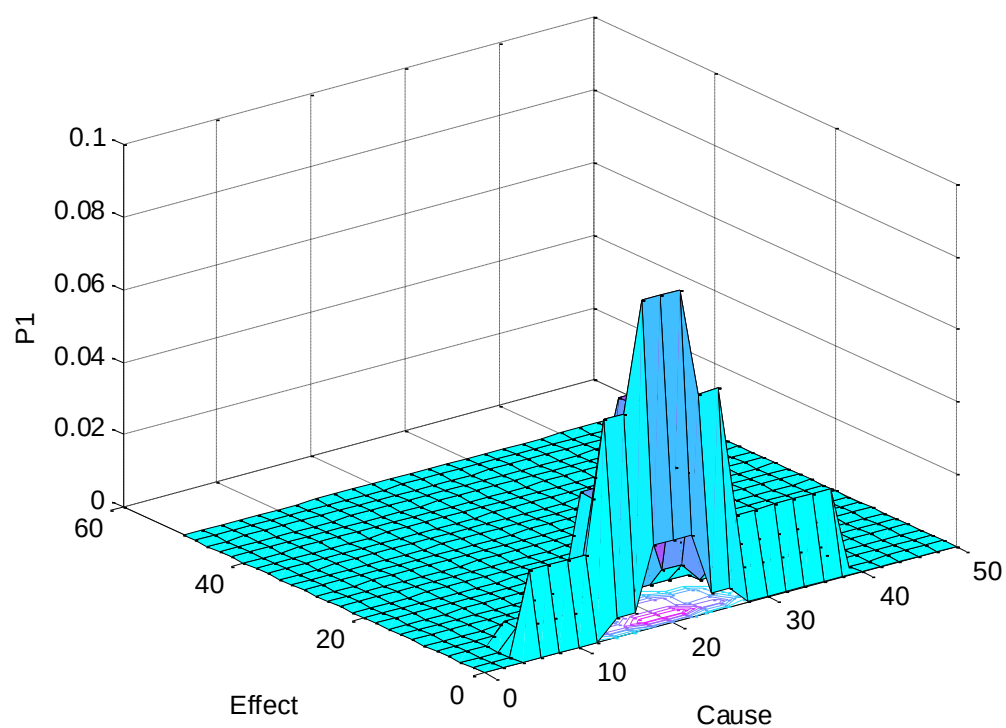
کارشناس شماره ۸													
P ₁	۲	۲	۰	۱	۲	۳	۱	۰	۱	۴	۱	۲	۴
۱	P ₂	۳	۴	۳	۴	۴	۲	۲	۴	۳	۱	۳	۳
۰	۱	P ₃	۰	۲	۱	۲	۰	۲	۳	۴	۲	۲	۴
۰	۲	۰	P ₄	۱	۰	۰	۰	۳	۳	۳	۱	۲	۳
۰	۳	۱	۰	P ₅	۱	۲	۳	۳	۴	۲	۱	۱	۲
۰	۲	۱	۰	۱	P ₆	۰	۱	۴	۲	۳	۲	۱	۲
۰	۱	۱	۰	۲	۲	P ₇	۴	۱	۴	۳	۱	۲	۳
۰	۱	۰	۰	۳	۱	۳	P ₈	۱	۳	۳	۰	۰	۳
۱	۲	۰	۰	۱	۲	۲	۳	P ₉	۴	۳	۱	۰	۲
۰	۳	۰	۱	۲	۳	۱	۰	۱	P ₁₀	۳	۲	۱	۳
۰	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₁	۱	۱	۱	۴
۰	۴	۱	۰	۳	۲	۱	۰	۱	۱	۴	P ₁₂	۳	۳
۰	۰	۱	۰	۱	۱	۰	۰	۰	۱	۲	۰	P ₁₃	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₄

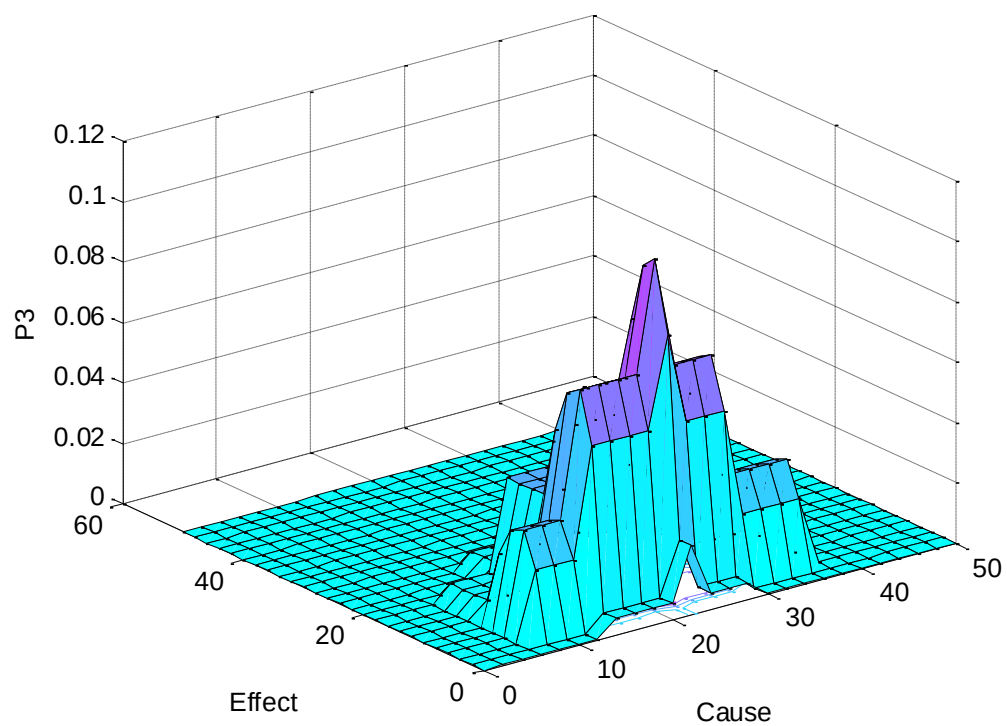
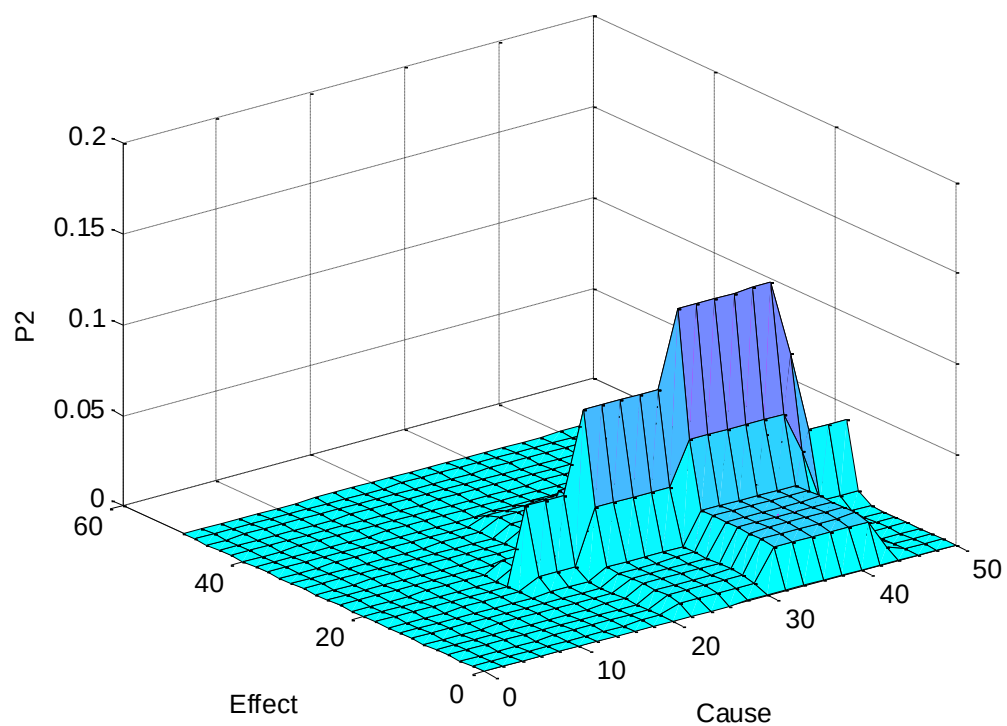
کارشناس شماره ۹													
P ₁	۱	۰	۱	۱	۲	۳	۰	۱	۱	۳	۱	۲	۳
۱	P ₂	۳	۳	۴	۳	۳	۲	۱	۳	۴	۰	۴	۲
۰	۱	P ₃	۰	۱	۲	۱	۰	۱	۳	۴	۲	۲	۲
۰	۲	۰	P ₄	۰	۱	۱	۱	۱	۲	۴	۱	۳	۴
۰	۲	۲	۰	P ₅	۲	۳	۲	۴	۲	۳	۰	۰	۲
۰	۳	۱	۰	۱	P ₆	۱	۲	۲	۴	۳	۱	۱	۲
۰	۱	۱	۰	۲	۲	P ₇	۴	۱	۴	۴	۲	۱	۳
۰	۰	۰	۰	۳	۰	۴	P ₈	۲	۲	۳	۰	۰	۳
۱	۲	۰	۰	۲	۰	۳	۳	P ₉	۳	۲	۱	۱	۲
۰	۰	۰	۰	۲	۲	۰	۰	۰	P ₁₀	۳	۲	۱	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₁	۱	۱	۱	۴
۰	۴	۱	۰	۴	۲	۱	۰	۰	۳	۴	P ₁₂	۳	۳
۰	۱	۰	۰	۱	۰	۰	۰	۰	۱	۲	۰	P ₁₃	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₄

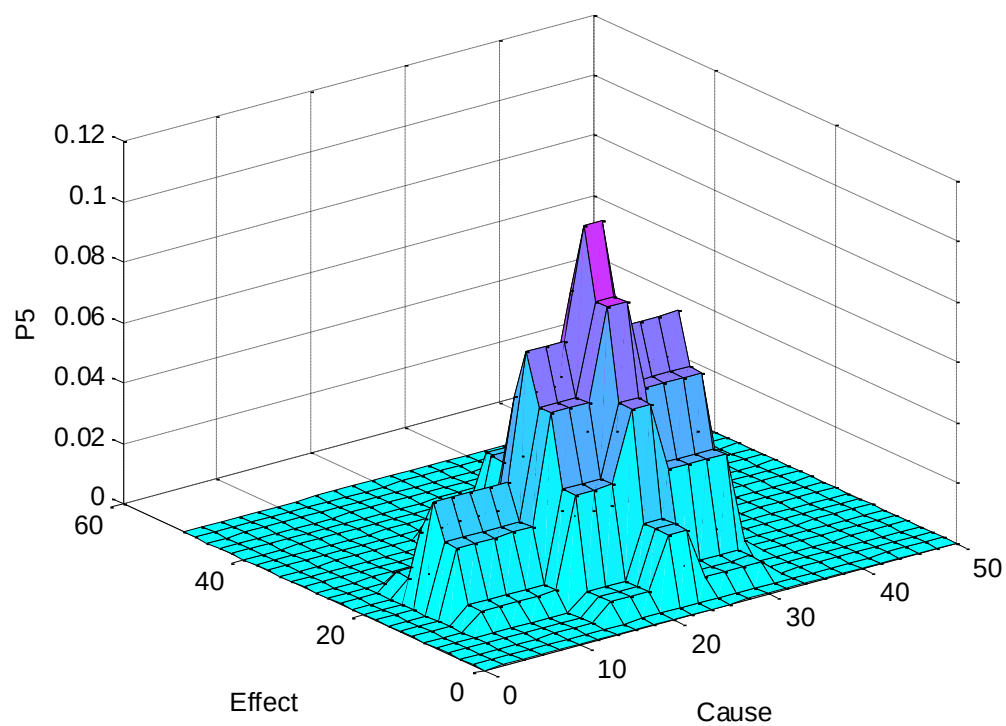
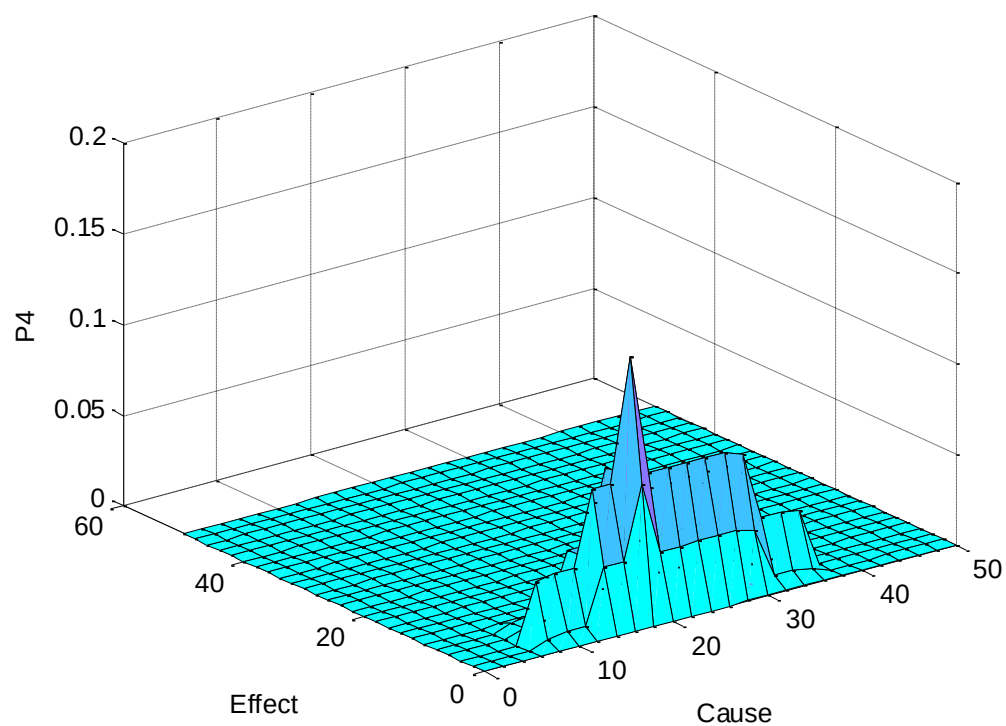
کارشناس شماره ۱۰													
P ₁	۲	۱	۱	۱	۲	۳	۰	۰	۱	۴	۲	۲	۳
۰	P ₂	۳	۴	۴	۳	۴	۲	۲	۳	۳	۲	۳	۳
۲	۳	P ₃	۰	۱	۲	۱	۰	۱	۲	۴	۲	۱	۳
۰	۱	۱	P ₄	۱	۰	۰	۰	۳	۲	۳	۱	۳	۴
۰	۱	۰	۰	P ₅	۲	۳	۳	۴	۳	۲	۰	۱	۲
۰	۱	۰	۰	۰	P ₆	۱	۲	۲	۳	۳	۱	۱	۲
۰	۱	۱	۰	۲	۳	P ₇	۳	۰	۳	۳	۲	۱	۳
۰	۰	۰	۰	۳	۰	۴	P ₈	۲	۲	۳	۱	۰	۳
۱	۳	۰	۰	۰	۱	۱	۳	P ₉	۳	۲	۱	۱	۲
۰	۲	۱	۰	۲	۲	۰	۰	۰	P ₁₀	۳	۳	۱	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₁	۱	۰	۰	۴
۰	۴	۰	۱	۱	۲	۰	۰	۰	۱	۴	P ₁₂	۳	۳
۰	۰	۰	۱	۰	۰	۱	۰	۱	۱	۳	۰	P ₁₃	۴
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	P ₁₄

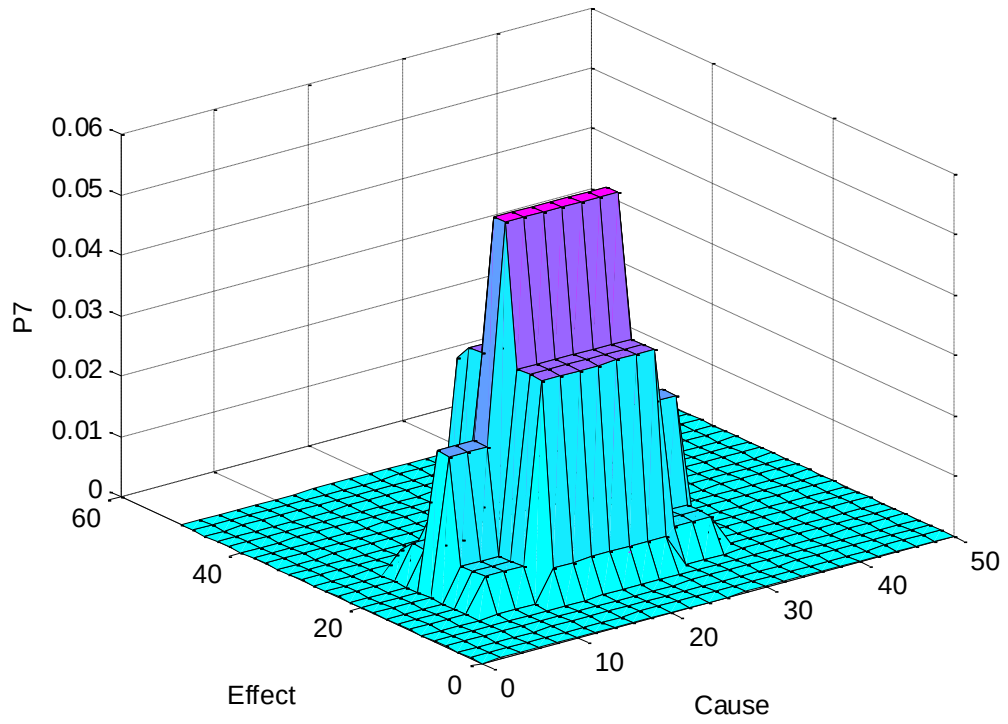
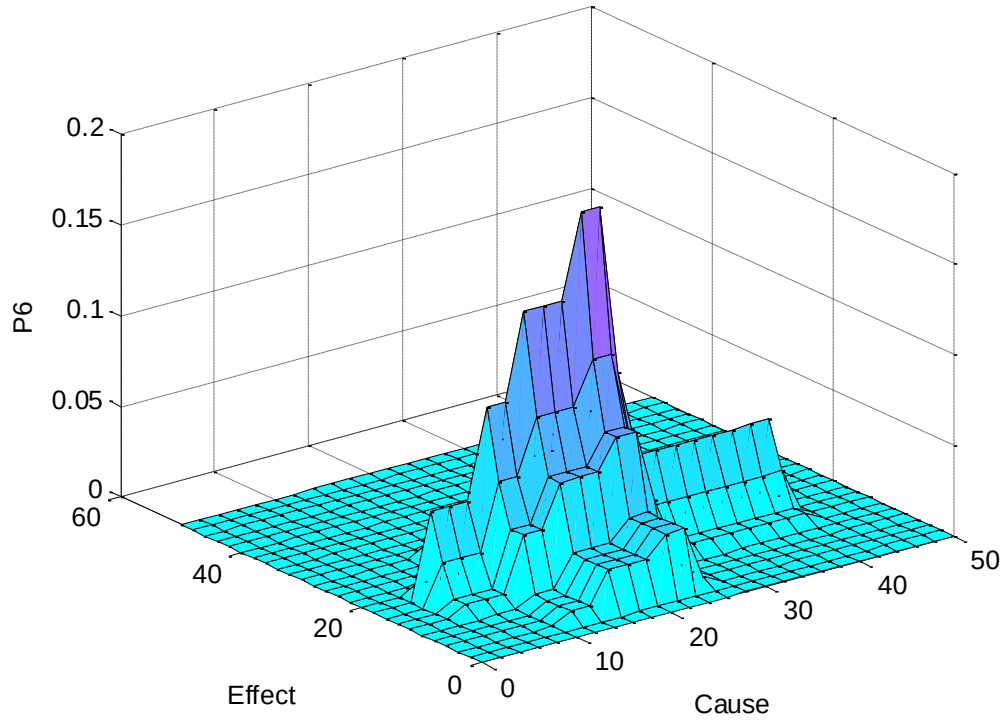
پیوست ب

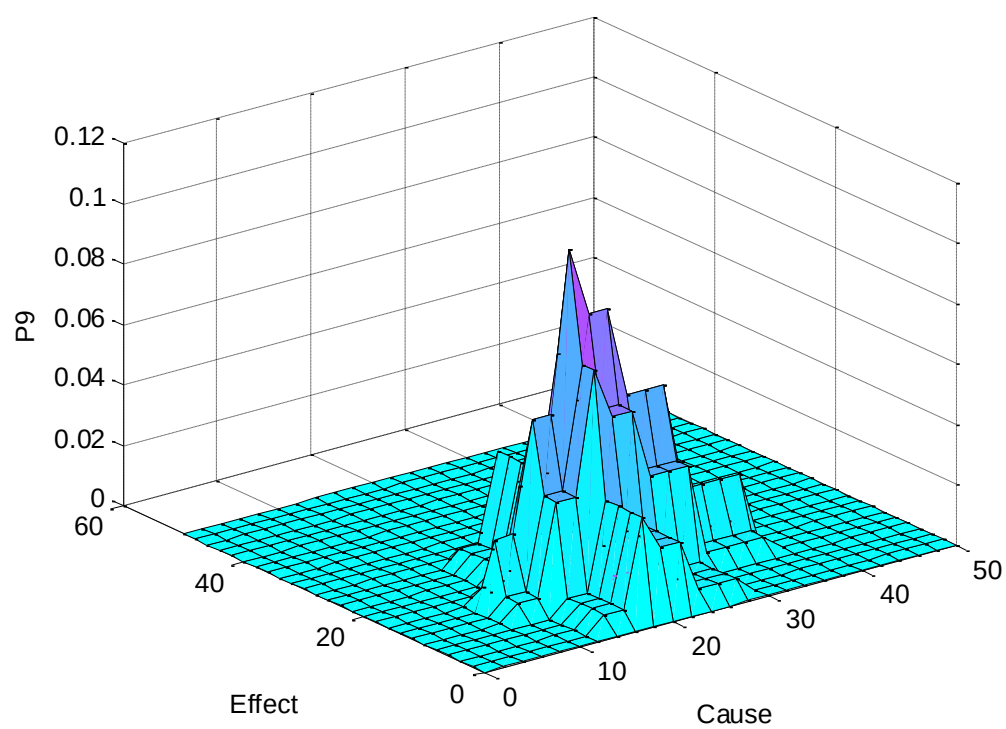
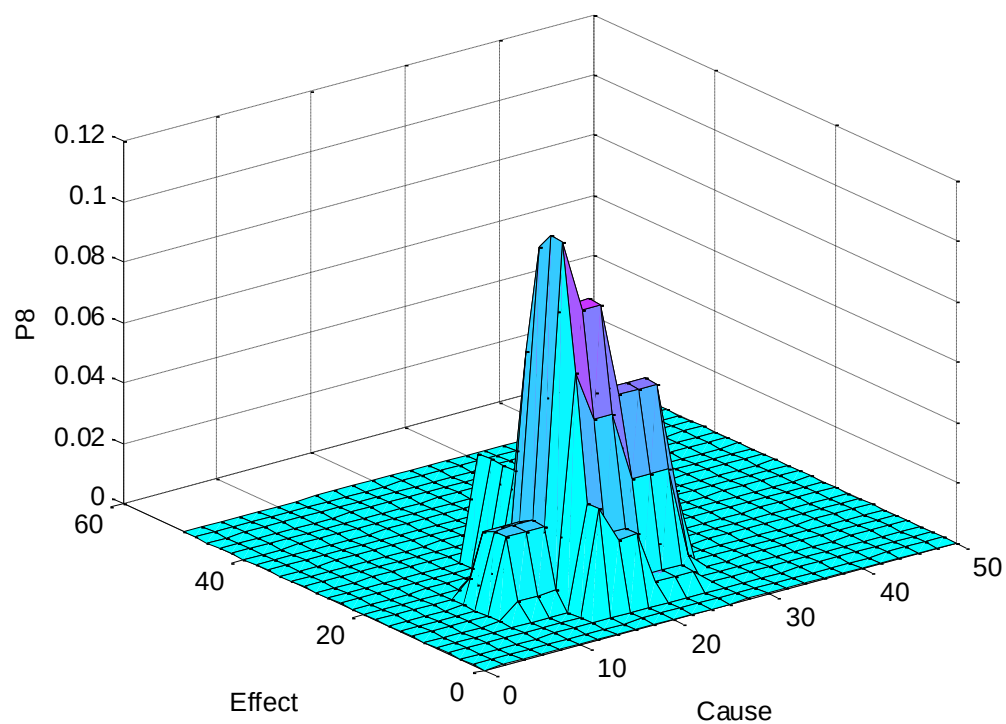
نمودار علت - اثر فازی پارامترها

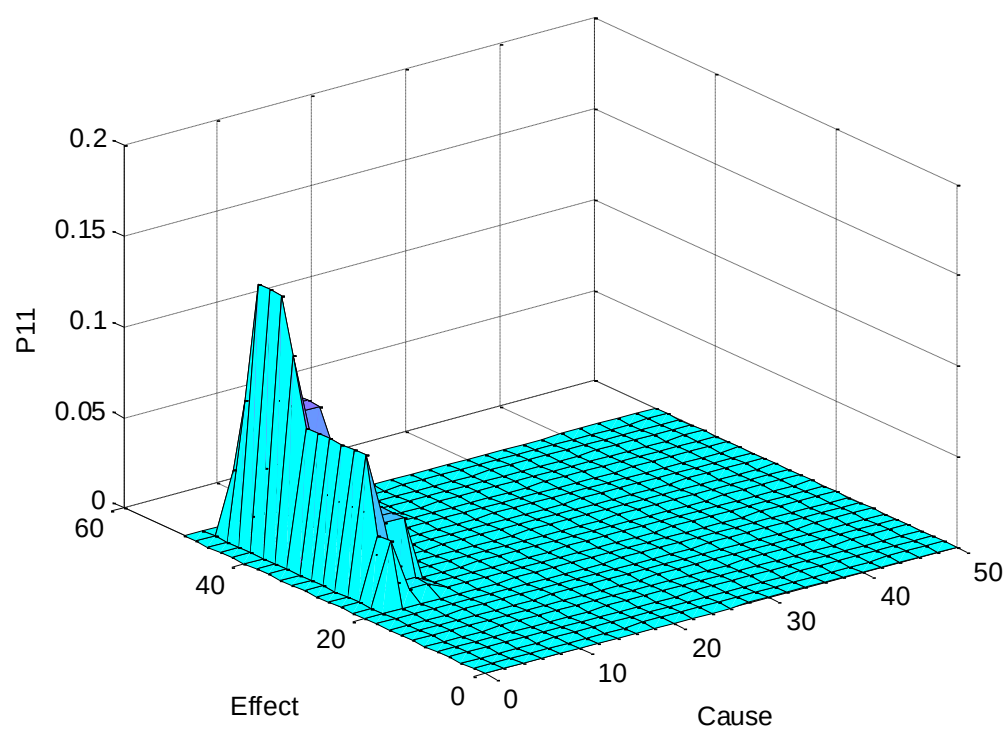
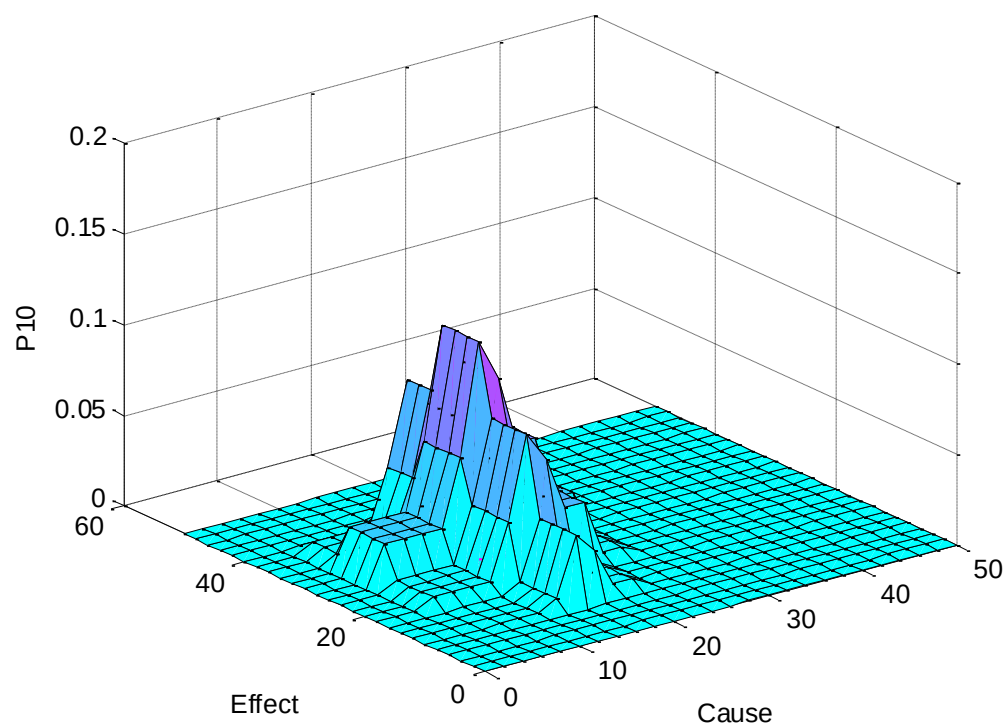


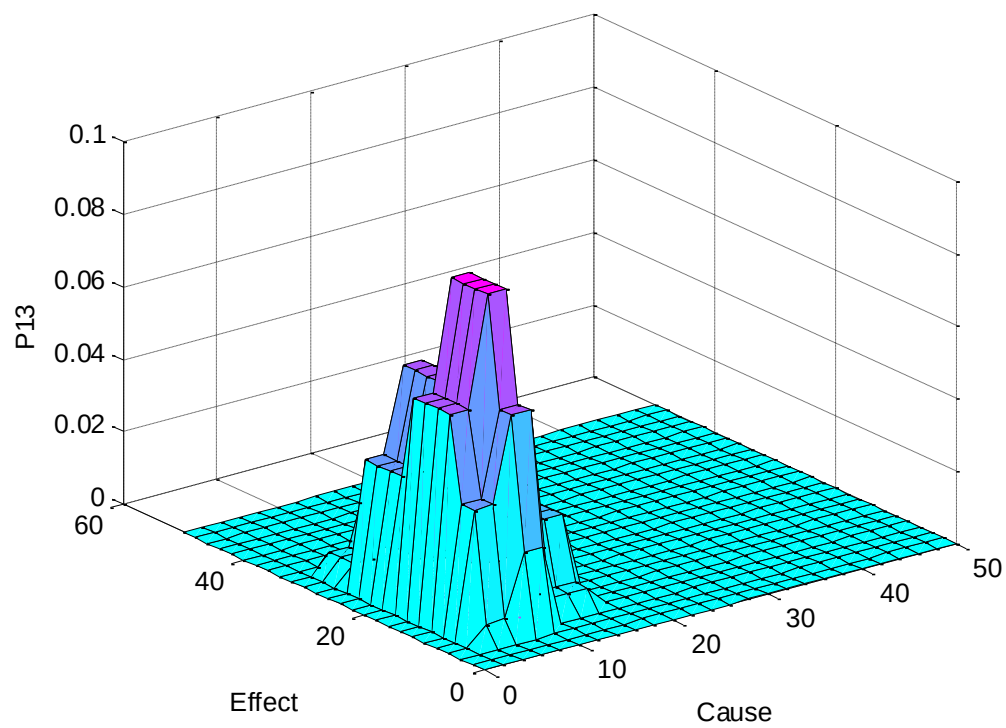
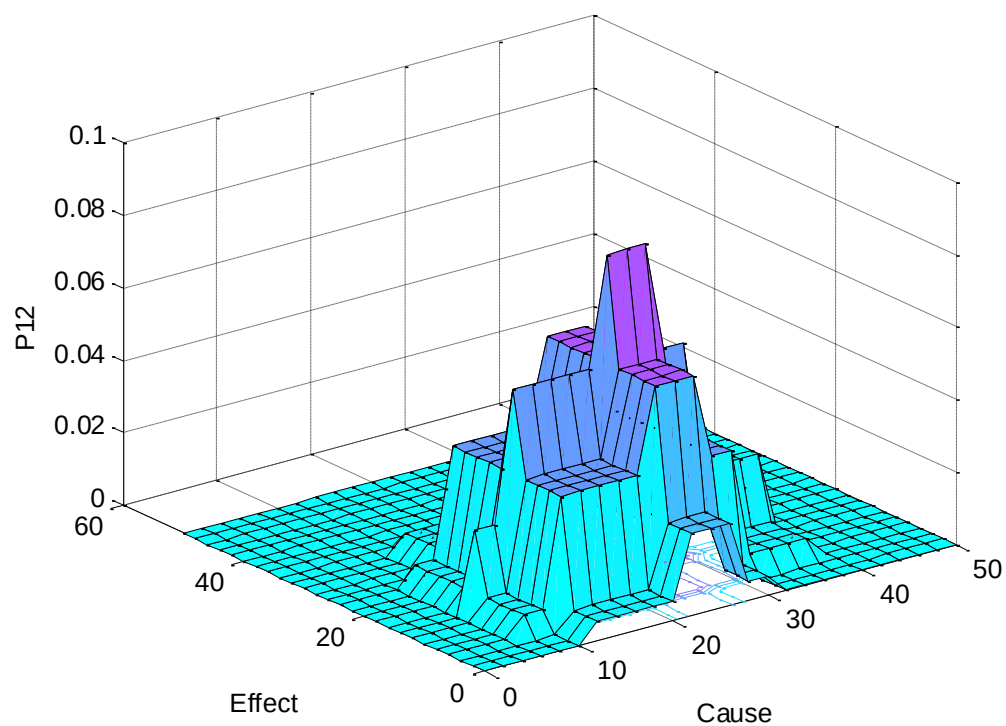






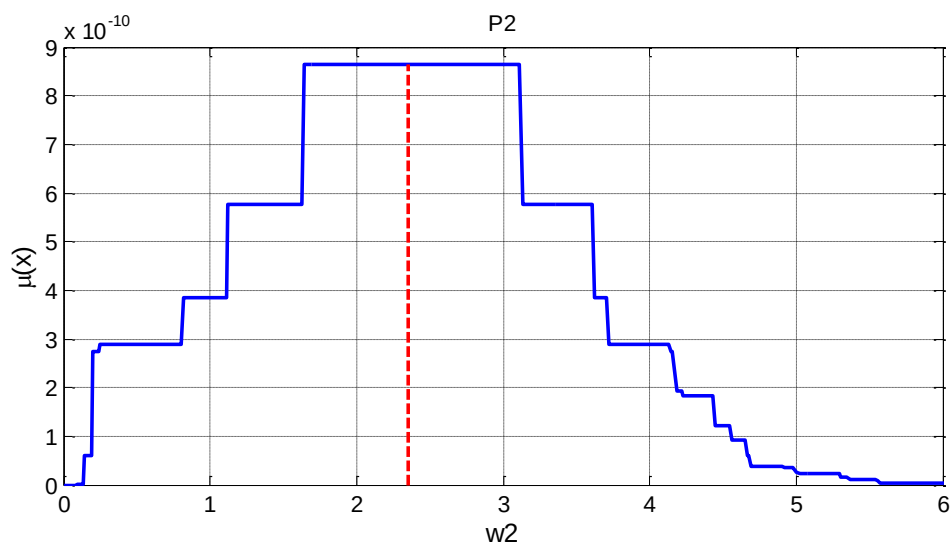
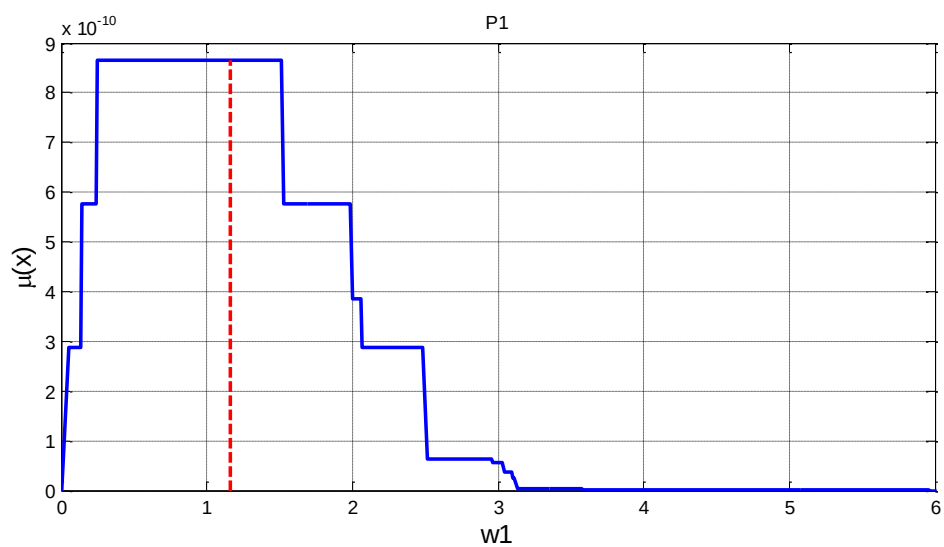


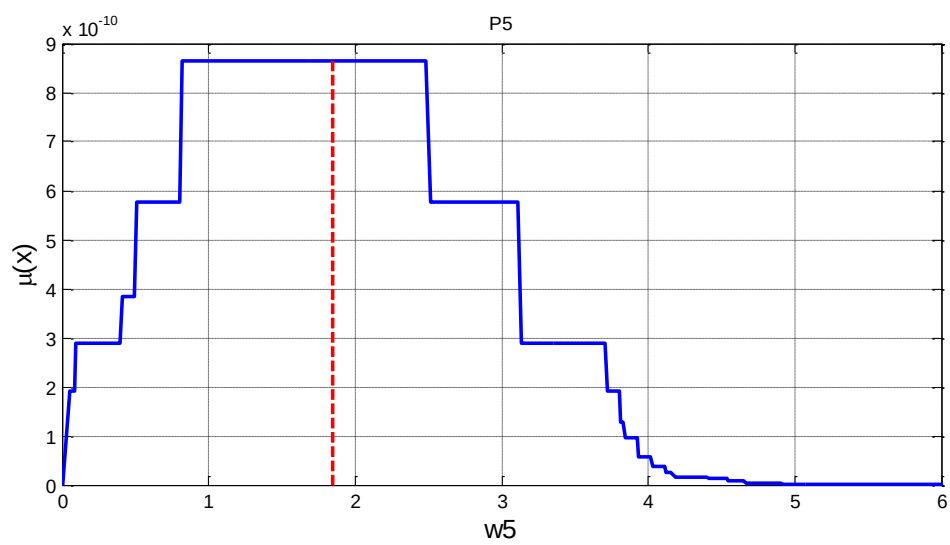
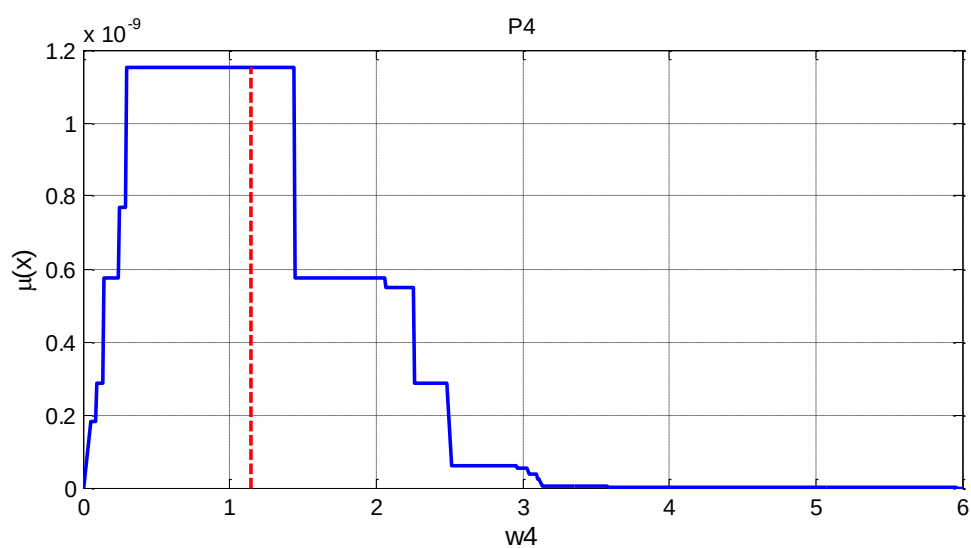
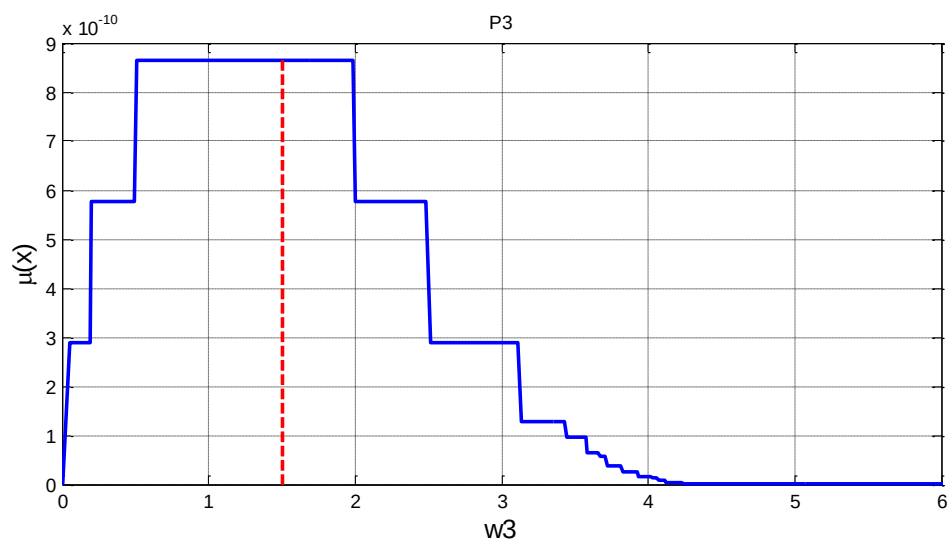


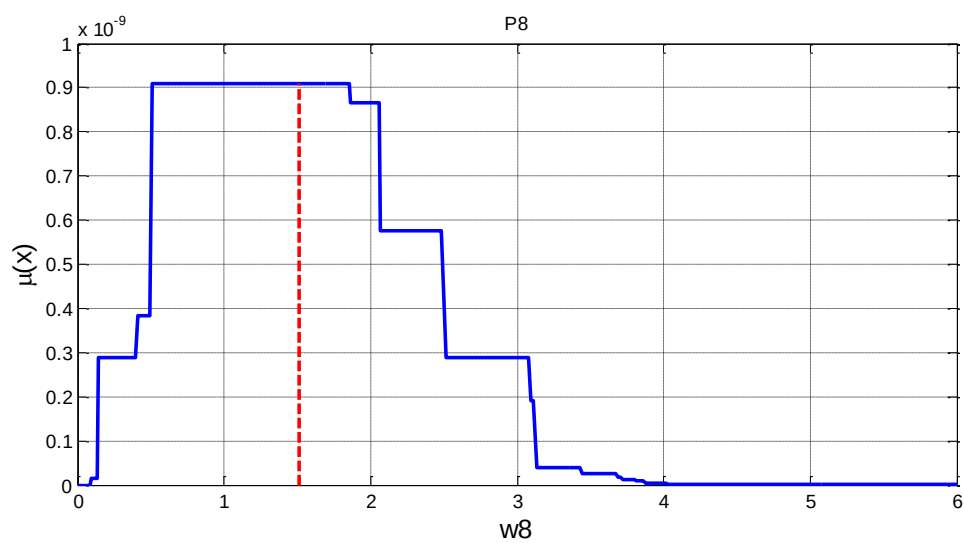
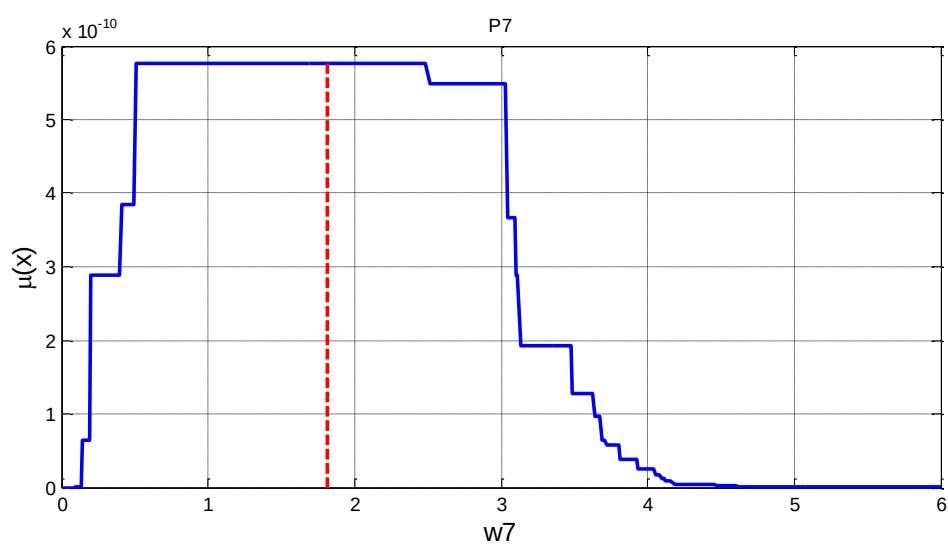
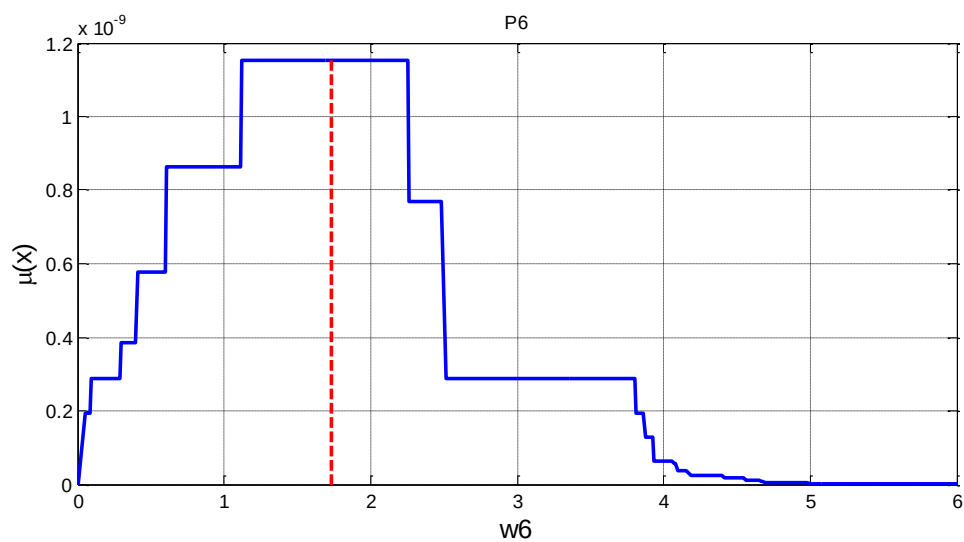


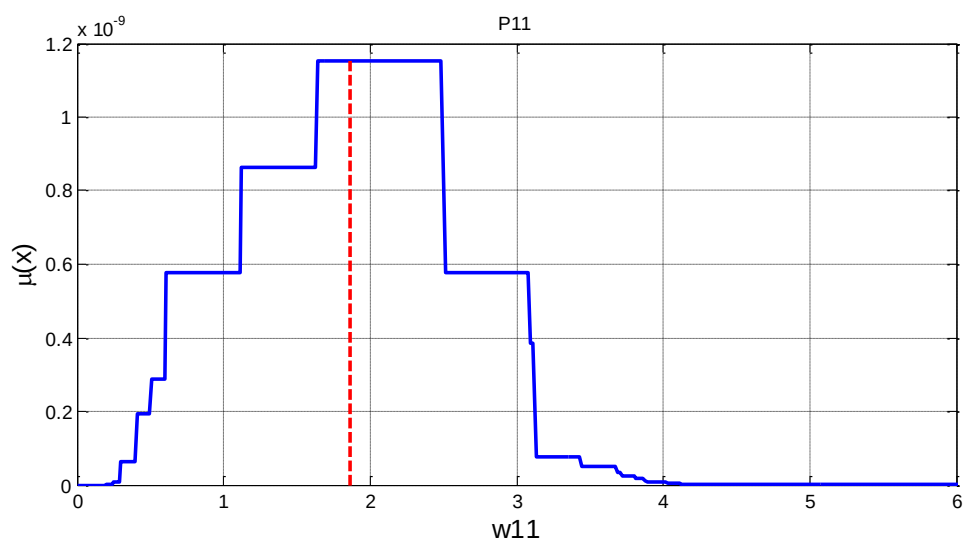
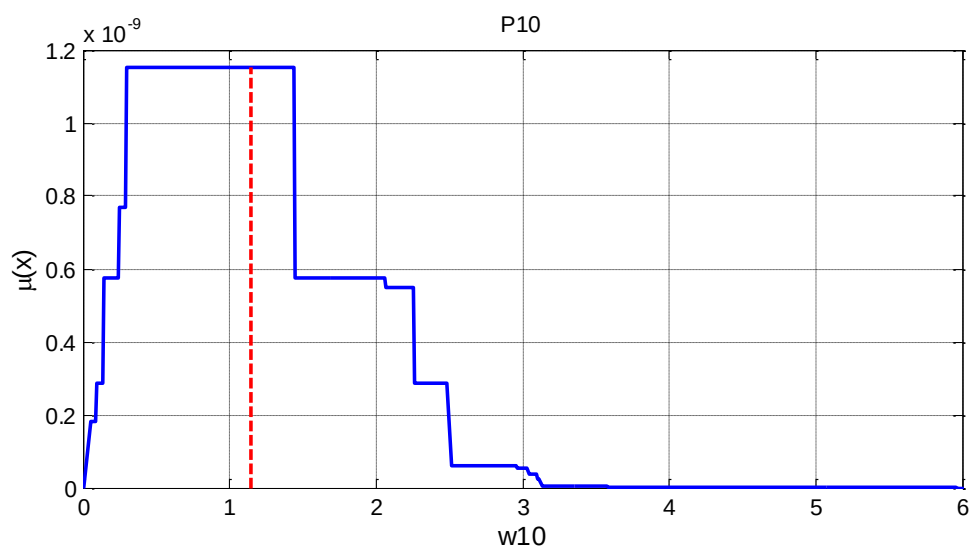
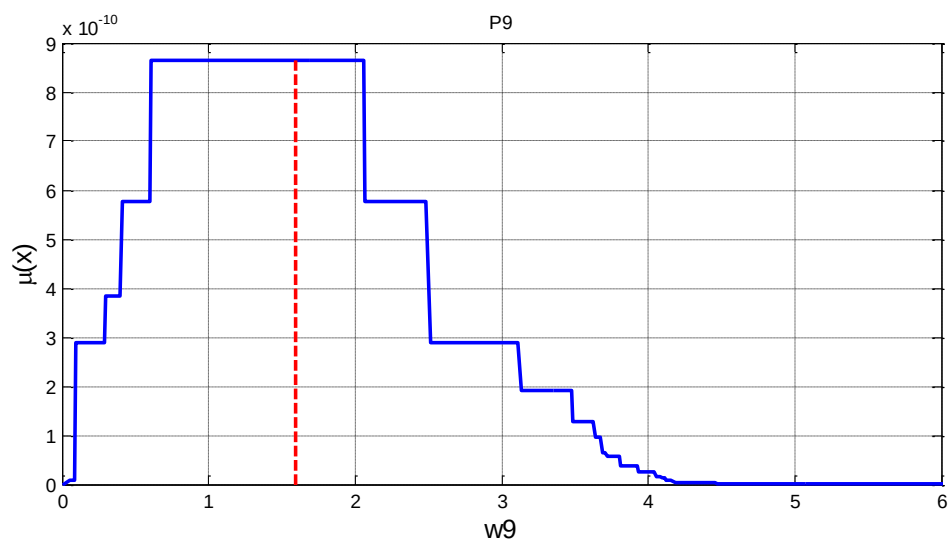
پیوست ج

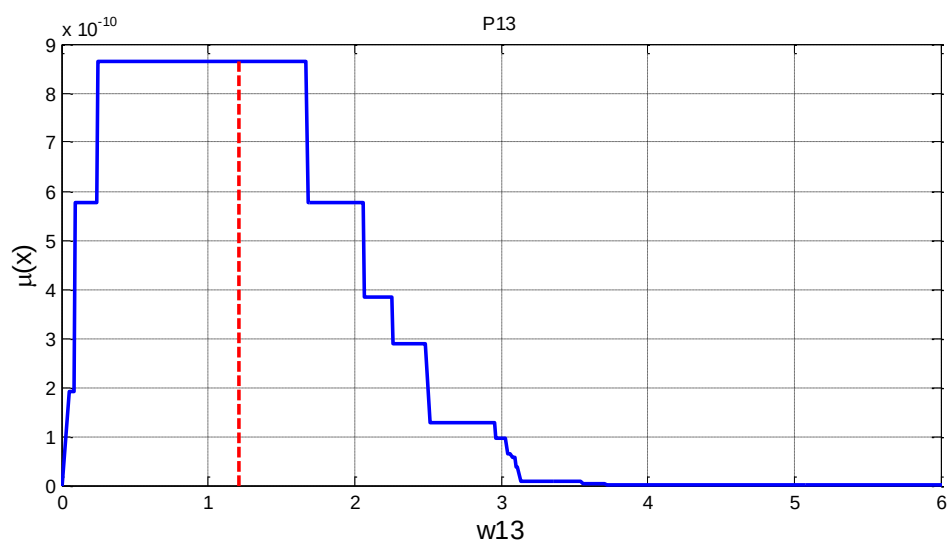
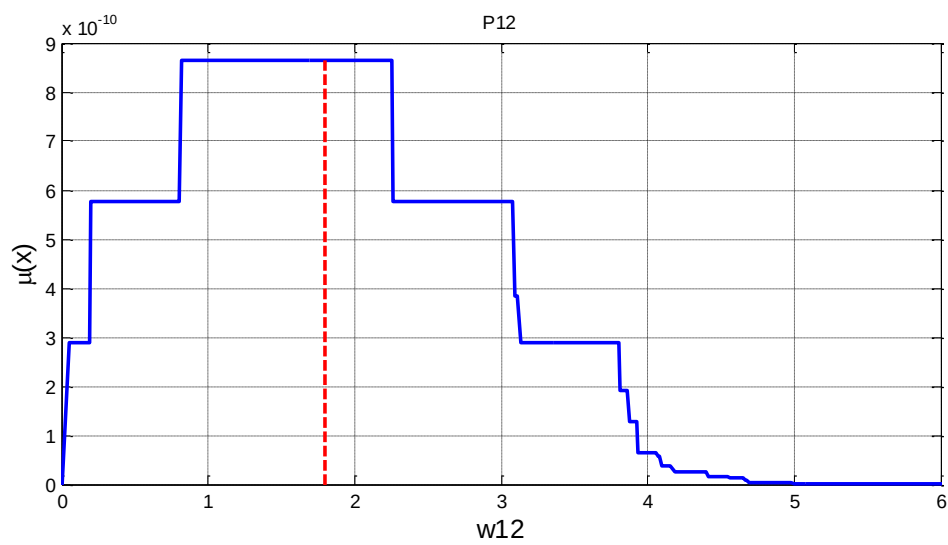
مقادیر فازی و غیر فازی وزن تأثیر پارامترهای











پیوست د

کدهای نرم افزار متلب مربوط به محاسبات سیستم فازی مهندسی سنگ

محاسبه توابع عضویت برای اعداد فازی ماتریس اندرکنش

```

%pisatrel=zeros(13,41); % 13 cause for har satr , 41 meghdar az sefr
ta 4
%pikol=zeros(14,41,14); % pikol (p1, , p2) tasir p1 bar p2; p1:p2

x=0:0.1:4;
%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%% mosalasi
no=trimf(x,[-1 0 1]);
weak=trimf(x,[0 1 2]);
medium=trimf(x,[1 2 3]);
strong=trimf(x,[2 3 4]);
critical=trimf(x,[3 4 5]);

figure
plot(x,0.05*no);hold on;
plot(x,0.2*weak);
plot(x,0.6*medium);
plot(x,0.1*strong);
plot(x,0.05*critical);

%*****
na=0; % number of NO interaction set 0
nb=5; % number of weak interaction set 1
nc=25; % number of medium interaction set 2
nd=55; % number of strong interaction set 3
nf=15; % number of critical interaction set 4
sn=na+nb+nc+nd+nf;
%
%
another=min(1,
(na/sn)*no+(nb/sn)*weak+(nc/sn)*medium+(nd/sn)*strong+(nf/sn).*critica
l);
%figure
% plot(x,ABCDf)
% hold on
plot(x,another,'r','LineWidth',3)
grid on
title('P8:14','fontsize',14);
%pikol(1,1:41,4)=another(1,1:41); % pikol(p, 1:41, shomareye satr )
%*****
%save('C:\Users\Azita\Desktop\first method\new
result\satr1','pisatrel')

```

محاسبه علت پارامترها

[illegible]

```
x=0:0.1:4;
effect=0:56;
mf1=zeros(1,57);
sotoon=[];

j=14 ; %shomare sotoon marboote ke azash effect mikhaym

for i=1:14
    if i~=j
        sotoon=[sotoon;pikol(i,1:41,j)];
    end
end

pihasatre1=sotoon;

for j1=1:20:41
    j1;
    for j2=1:20:41
        % j2
        for j3=1:20:41
            for j4=1:20:41
                for j5=1:20:41
                    for j6=1:20:41
                        for j7=1:20:41
                            for j8=1:20:41
                                for j9=1:20:41
                                    for j10=1:20:41
                                        for j11=1:20:41
                                            for j12=1:20:41
                                                for j13=1:20:41

%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%

test=x(j1)+x(j2)+x(j3)+x(j4)+x(j5)+x(j6)+x(j7)+x(j8)+x(j9)+x(j10)+x(j11)+x(j12)+x(j13);%+x(j14)+x(j15);
%
prob=min([pihasatre1(1,j1),pihasatre1(2,j2),pihasatre1(3,j3),pihasatre1(4,j4),pihasatre1(5,j5),pihasatre1(6,j6),pihasatre1(7,j7),pihasatre1(8,j8),pihasatre1(9,j9),pihasatre1(10,j10),pihasatre1(11,j11),pihasatre1(12,j12),pihasatre1(13,j13)]);%*pihasatre1(14,j14)*pihasatre1(15,j15);

mf1(test+1)=max(mf1(test+1),prob);

%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%%

end
end
end
end
end
end
end
end
end
end
end
```

```

end
beep
pause(0.5)
beep
%plot(cause,mf2,'. ');
%figure
plot(effect(1:2:end),mf1(1:2:end));
alleffect(j,:)=mf1;

```

محاسبه مجموع علت و اثر برای پارامترها

```

%allCplusE=zeros(14,57);

cpe=0:112;
ce=0:56;

mf=zeros(1,113);

k=14; % number of parameter

ca=allcauses(k,1:2:57); % cause parameter k
ef=alleffect(k,1:2:57); % effect parameter k
xe=0:2:56;

for j1=1:29
    for j2=1:29
        test=xe(j1)+xe(j2);
        prob=min(ca(j1),ef(j2));
        mf(test+1)=max(mf(test+1),prob);
    end
end

plot(cpe(1:2:end),mf(1:2:end));
allCplusE(k,:)=mf(1:2:end);
var=0:2:112;

```

رسم نمودار علت و اثر و مجموع علت و اثر برای تمامی پارامترها

```

y=0:0.1:1;

mf2=zeros(1,57);
figure

for i=1:7

subplot(7,3,3*i-2)
plot(cause(1:2:end),allcauses(i,1:2:end),'LineWidth',2);
hold on
plot(nfC(i)*ones(1,11),y,'--r')
ylabel(['P',int2str(i)], 'fontsize',12,'fontweight','b')
axis([0 55 0 0.24])
set(gca,'YTickLabel',{' ',' ',' ',' '});
end

for i=1:7
subplot(7,3,3*i-1)
plot(cause(1:2:end),alleffect(i,1:2:end),'LineWidth',2);
hold on
plot(nfE(i)*ones(1,11),y,'--r')
axis([0 55 0 0.35])
set(gca,'YTickLabel',{' ',' ',' ',' '});
end

for i=1:7
subplot(7,3,3*i)
plot([0:2:112],allCplusE(i,:), 'LineWidth',2);
hold on
plot(nfCpE(i)*ones(1,11),y,'--r')
axis([0 100 0 0.21])
set(gca,'YTickLabel',{' ',' ',' ',' '});
end

%*****baghie

mf2=zeros(1,57);
figure

for i=8:14
subplot(7,3,3*(i-7)-2)
plot(cause(1:2:end),allcauses(i,1:2:end),'LineWidth',2);
hold on
plot(nfC(i)*ones(1,11),y,'--r')
ylabel(['P',int2str(i)], 'fontsize',12,'fontweight','b')
axis([0 55 0 0.24])
set(gca,'YTickLabel',{' ',' ',' ',' '});
end

for i=8:14
subplot(7,3,3*(i-7)-1)

```

```

        plot(cause(1:2:end),allefect(i,1:2:end),'LineWidth',2);
        hold on
        plot(nfE(i)*ones(1,11),y,'--r')
        axis([0 55 0 0.35])
        set(gca,'YTickLabel',{' ',' ',' ',' '});
    end

    for i=8:14
        subplot(7,3,3*(i-7))
        plot([0:2:112],allCplusE(i,:), 'LineWidth',2);
        hold on
        plot(nfCpE(i)*ones(1,11),y,'--r')
        axis([0 100 0 0.21])
        set(gca,'YTickLabel',{' ',' ',' ',' '});
    end
end

```


رسم هیستوگرام مجموع و تفاضل علت و اثر

```

%allCplusE
nfCmE=[];
tst=cme;
figure

for i=1:14
    nonfuzzCpE=sum(cme.*allCminE(i,:))./sum(allCminE(i,:));
    nfCmE=[nfCmE nonfuzzCpE];
end

for k=1:14;

    tot=[];
    cpe=allCminE(k,:);
    maxp=max(cpe);
    alfa=0.7;
    %tst=var;

    for c=1:length(cpe)
        if cpe(c)>(alfa*maxp)
            tot=[tot;tst(c)];
        end
    end
    hold on
    plot(k*ones(1,length(tot)),tot,'g','LineWidth',3);
    axis([0 15 -45 40])
end

plot(nfCmE,'*')

tot2=[];
ce=allcauses(k,1:2:end);
cee=alleffect(k,1:2:end);
test=0:2:56;

```

محاسبه مجموع تمامی علت و اثرها (برای محاسبه شاخص فازی)

```
close all
clc

x=cpe;

proba=allCplusE(1,:);
testa=x;
testb=x;

for k=1:14;

ProbB=allCplusE(k,:);
c=[];

    for i=1:fix(length(testa)/50):(length(testa))
        for j=1:57
            test=testa(i)+testb(j);
            prob=proba(i)*probB(j);
            c=[c; test prob];
        end
    end

    for count=1:length(c)
        ind=find(abs(c(:,1))-c(count,1))<0.001);

        for j=[ind(:,1)]'
            c(count,2)=max([c(j,2),c(count,2)]);

        end
    end

    for count=1:5000
        ind=find(abs(c(:,1))-c(count,1))<0.1);
        if length(ind)>1
            ind(1)=[];
            c(ind,:)=[];
        end
        stop=length(c);
        if count>(stop-1)
            break
        end
    end

c=sortrows(c);
figure
plot(c(:,1),c(:,2))
testa=c(:,1);
proba=c(:,2);

end

nfsigma=sum(c(:,1).*c(:,2))./sum(c(:,2));

hold on
```

```
b=max(c(:,2));  
plot(nfsigma*ones(1,11),[0:b/10:b], '--r')  
  
figure  
az=1./c(2:end,1);  
plot(1./c(2:end,1),c(2:end,2),'.')  
nfsigma34=sum((1./c(2:end,1)).*c(2:end,2))./sum(c(2:end,2));  
hold on  
plot(nfsigma34*ones(1,11),[0:b/10:b], '--r')
```

محاسبه وزن های W_i

```

% allCplusE(14,57) , 14 parameter
%sigmaCE2=[1/sigma , sigma , mu(x)]
% cpe=var;

clc
mpi=4;

NFci=[];
NFci2=[];
alfacut=[];
cpe2=(100/mpi)*cpe;
shakhes=zeros(14,2000,2);
sigmaCE2=sigmaCEnew;
for k=1:14 %parameter k om

ci=[];
for i=1:57
    for j=1:2:length(sigmaCEnew)
        test=cpe2(i)*sigmaCE2(j,1);
        %prob=min(allCplusE(k,i),sigmaCE2(j,3));
        prob=(allCplusE(k,i)*sigmaCE2(j,3));
        ci=[ci;test prob];
        %
        ind=find(ci(:,1)==test);
        %
        for kk=ind
            %
            ci(kk,2)=max(ci(kk,2),ci(j,2));
            %
            ci(j,2)=ci(kk,2);
            %
        end
    end
end
NFci2=[NFci2 ;sum(ci(:,1).*ci(:,2))./sum(ci(:,2))];
for count=1:length(ci)
    ind=find(abs(ci(:,1)-ci(count,1))<0.01);

    for j=[ind(:,1)]'
        ci(count,2)=max([ci(j,2),ci(count,2)]);
        ci(j,2)=ci(count,2);
    end
end

for count=1:5000
    ind=find(abs(ci(:,1)-ci(count,1))<0.01);
    if length(ind)>1
        ind(1)=[];
        ci(ind,:)=[];
    end
    stop=length(ci);
    if count>(stop-1)
        break
    end
end

ci2=sortrows(ci);
nf=sum(ci2(:,1).*ci2(:,2))./sum(ci2(:,2));

```

```

NFci=[NFci ;nf];
shakhes(k,1:length(ci2),1:2)=ci2;

figure
plot(ci2(:,1),ci2(:,2))
xlim([0 6]);
title(['P',num2str(k)])
xlabel(['w',num2str(k)]);
ylabel('\mu(x)')
grid on
hold on
b=max(ci2(:,2));
plot(nf*ones(1,11),[0:b/10:b], '--r')
end

%***** plotting alfa cut
figure
for k=1:13

    alfa=0.7;
    acutP=[];
    b=max(shakhes(k,:,2));
for c=1:1140
    if shakhes(k,c,2)==b
        acutP=[acutP, shakhes(k,c,1)];
    end
end
    plot(k*ones(1,length(acutP)),acutP)
    hold on

end
hold on
plot(NFci(1:13),'*')

```

محاسبه شاخص برای معدن مورد نظر

```
%Ps=[pc pd pf ]; zarayebe marboot be har madan
% shakhes = wi ha marboot br har parameter 14*1140*2 satre aval
khodeshoon
% satre dovom mu(x)
close all
p1=Ps(:,3);
shakhes2=shakhes;

for i=1:14
shakhes2(i,:,1)=shakhes2(i,:,1)*p1(i,1);
shakhes2(i,:,2)=(100000)*shakhes2(i,:,2);
end

a=zeros(500,2);
b=a;

a(:,:)=shakhes2(1,1:500,1:2);

for k=2:13
b(:,:)=shakhes2(k,1:500,1:2);
c=[];
for i=1:fix(length(a)/50):(length(a))
    for j=1:5:500
        test=a(i,1)+b(j,1);
        %prob=min(a(i,2),b(j,2));
        prob=(a(i,2)*b(j,2));
        c=[c;test prob];
    end
end
%*****suprimum
for count=1:length(c)
    ind=find(abs(c(:,1)-c(count,1))<0.03);

    for j=[ind(:,1)]'
        c(count,2)=max([c(j,2),c(count,2)]);
        c(j,2)=c(count,2);
    end
end
% % hazfe tekrari ha*****
for count=1:5000
    ind=find(abs(c(:,1)-c(count,1))<0.01);
    if length(ind)>1
        ind(1)=[];
        c(ind,:)=[];
    end
    stop=length(c);
    if count>(stop-1)
        break
    end
end
%*****

c=sortrows(c);
% figure
```

```
% plot(c(:,1),c(:,2),'.')
% xlim([0 100])
a=c;
end
figure
plot(a(:,1),a(:,2))
xlim([0 100])

nfindex=sum(a(:,1).*a(:,2))./sum(a(:,2))

aa=a;

for k=1:6

for i=2:length(aa)-k
    if aa(i,2)<aa(i-1,2)&& aa(i,2)<aa(i+k,2)
        aa(i,2)=aa(i-1,2);
    end
end
end
figure
plot(aa(:,1),aa(:,2))

hold on
b=max(aa(:,2));
plot(nfindex*ones(1,11),[0:b/10:b], '--r')
```


Abstract

Predictions of rock mass cavability are required in the design of block caves to estimate the undercut size required to achieve continuous caving. A reliable prediction of the undercut dimension for which a block cave will achieve continuous caving is a critical factor in the successful caving of most orebodies. With recent interest in applying caving techniques to stronger rock masses, the reliable prediction of rock mass cavability is becoming increasingly important. The complexity in caving mechanisms of the large block caving mines causes the conventional methods to be unable to analyze and predict this event thoroughly. The major reason for this issue could be addressed to the large number of parameters controlling the cavability of rock mass and also their interactions. To overcome this problem, a well-known systems approach named rock engineering system (RES) has been considered in this research. A conventional expert-base coding method has been used in definition of the interactions in the most previous applications of this approach, which that is not able to explain the interactions correctly. Therefore, in this research, it has been tried to improve the systems approach in some ways, so that it could be used to introduce a new cavability index in block caving mines. For this purpose, as new idea, a general improvement has been made in the RES framework using fuzzy logic. In this manner, two fuzzy methods, fuzzy systems and fuzzy numbers are used to improve the coding of interaction matrix. After that, by using improvement RES the cavability index in block caving mines has been developed. To do so, thirteen parameters which influence cavability of rock mass has been selected and classified them according to the role of each parameter on the cavability. In the next step, by using fuzzy coding method the fuzzy cavability index for block caving mines is presented. Finally, the results of proposed index were compared with the results of Laubscher's caving chart which base on the real data and also with information derived from reports of the Palabora mine. This comparison showed that the proposed index has a good match with the results of Laubscher's caving chart and the cavability status in Palabora mine. In the next step in this study, is to evaluate the effect of selected parameters is evaluated by numerical modeling using PFC^{3D} software. For this reason, a theoretical model of the block caving mine was destroyed and the impact of influence parameters on the output volume from undercut is studied. The results have good match with cause- effect diagram of interaction matrix.

Key Words: Cavability Index, Influence Parameters, Fuzzy Logic, Numerical Modeling



Shahrood University
Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics

PhD thesis

Determination of rock mass cavability index in block caving mines using rock engineering system (RES)

Ramin Rafiee

Supervisors:

Prof. M. Ataei

Prof. R. Kakaie

Advisers:

Dr. S.E. Jalali

Dr. F. Sereshki

July 2015