

برآورد قابلیت تخریب توده سنگ در روش استخراج تخریب توده‌ای، با استفاده از روش سیستم‌های مهندسی سنگ (RES)

امیر آزاد مهر^۱، سید محمد اسماعیل جلالی^۲

۱- دانشجوی دکترای استخراج معدن، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود

۲- دانشیار، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود

دریافت دست‌نوشته: ۱۳۹۶/۰۷/۱۳؛ پذیرش دست‌نوشته: ۱۳۹۶/۰۷/۱۹

شناسه دیجیتال (DOI): 10.22044/TUSE.2017.6281.1325

واژگان کلیدی	چکیده
تخریب توده‌ای قابلیت تخریب سیستم‌های مهندسی سنگ ماتریس اندرکنش	پیش‌بینی قابلیت تخریب توده سنگ، یکی از عوامل مهم در موفقیت روش تخریب توده‌ای است. مقاومت ماده سنگ و ویژگی‌های مقاومتی و هندسی ناپیوستگی‌ها از ویژگی‌های طبیعی مؤثر بر قابلیت تخریب توده سنگ هستند. علاوه بر این، عوامل محیطی، هندسی و عملیاتی نیز تأثیر قابل توجهی بر قابلیت تخریب توده سنگ دارند. بررسی کارهای انجام‌شده نشان می‌دهد که روش‌های موجود کلیه عوامل مؤثر در روند تخریب را در نظر نگرفته‌اند. در مقابل با کاربرد روش‌های سیستمی نظیر روش سیستم‌های مهندسی سنگ (RES) می‌توان تأثیر تعداد بیشتری از عوامل مؤثر را در نظر گرفت. این مطالعه کاربرد روش RES را برای تعیین قابلیت تخریب توده سنگ ارائه می‌کند. به منظور اعتبارسنجی روش ارائه شده، نتایج حاصل از روش‌های تجربی و روش RES در سه معدن التنینت (Elteniente)، کمث (Kemes) و آیرون کپ (Ironcap) مقایسه شده است. در این تحقیق، در گام اول قابلیت تخریب معادن التنینت، کمث، آیرون کپ، با استفاده از روش‌های تجربی لابسچر، نمودار پایداری توسعه‌یافته‌ی ماتیوس و روش‌های استوارت و فورسیت بررسی شده و در گام بعد پس از پیاده‌سازی سیستم مهندسی سنگ، مهمترین عوامل تأثیرگذار بر سیستم شناسایی و شاخص قابلیت تخریب برای این معادن محاسبه و نتایج آن با نتایج روش‌های تجربی مقایسه شده است. بررسی نتایج نشان می‌دهد، عوامل ژئومکانیکی بالاترین سهم اثرگذاری و عوامل هندسی بالاترین سهم اثرپذیری را در سیستم دارا هستند. همچنین عوامل ژئومکانیکی و محیطی به ترتیب بالاترین و کمترین اندرکنش با سیستم را دارند. گرچه شعاع هیدرولیکی محاسبه‌شده در روش‌های تجربی با یکدیگر اختلاف دارد ولی روند یکسانی را دنبال می‌کنند و همچنین همخوانی خوبی بین نتایج روش سیستم‌های مهندسی سنگ و روش‌های تجربی وجود دارد.

۱- مقدمه

زیر توده معدنی ایجاد شود. پس از ایجاد زیر برش در صورتی که در اثر فقدان نگهداری در زیر ستون ماده معدنی برجا، توسعه ترک و سقوط سنگ اتفاق افتد، تخریب محقق می‌شود. قابلیت تخریب یک توده سنگ تابعی از ویژگی‌های طبیعی آن، عوامل محیطی و عوامل عملیاتی است که به‌طور مستقیم بر اثر معدنکاری زیرزمینی در کانسنگ و سنگ‌های اطراف آن به وجود می‌آید (Mawdesley, 2002). ارزیابی قابلیت تخریب توده سنگ یکی از مهم‌ترین مسائل در طراحی روش‌های استخراج تخریبی است (Lorig, et al.,

روش تخریب توده‌ای یکی از روش‌های استخراج زیرزمینی است که از مزایای؛ تولید بالا، هزینه استخراج پایین و قابلیت اتوماسیون بالا برخوردار است. از آنجا که این روش مبتنی بر تخریب ماده معدنی و تخلیه ماده معدنی تخریب شده از داخل فضاهاى استخراجی است، قابلیت تخریب ماده معدنی و سنگ‌های فراگیر آن حائز اهمیت فراوان است. قابلیت تخریب یا تخریب‌پذیری عبارت است از قابلیت بازشدگی توده سنگ برجا (گسترش ناپیوستگی‌ها)، زمانی که زیر برش در

* شاهرود؛ بلوار دانشگاه؛ دانشگاه صنعتی شاهرود؛ دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک؛ طبقه دوم؛ کدپستی: ۳۶۱۹۹۵۱۶۱؛ شماره‌ی تلفن:

۰۲۳-۳۲۲۲۱۵۳۵؛ رایانامه: a.azadmehr@gmail.com

مهندسی سنگ انجام داده‌اند. محمدخانی (Mohammad khani, 2014) برای تعیین شعاع هیدرولیکی مناسب برای تخریب در معادن نورث پارکس با در نظر گرفتن ۸ عامل مؤثر در تخریب از روش سیستم‌های مهندسی سنگ استفاده کرده است.

هدف از این تحقیق شناسایی و تعیین مهمترین عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب و برآورد قابلیت تخریب برای سه معدن التینیت، کمث و آبرون کپ با استفاده از روش سیستم‌های مهندسی سنگ و رده‌بندی آن است. به این منظور پس از معرفی روش‌های شناخته‌شده تجربی پیش‌بینی قابلیت تخریب، شعاع هیدرولیکی لازم برای تخریب، در معادن التینیت، کمث و آبرون کپ با کاربرد روش‌های تجربی منتخب انجام شده است. در گام بعد عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب تعیین و پیاده‌سازی داده‌ها در سیستم مهندسی سنگ RES انجام و قابلیت تخریب آن معادن بررسی شده است. در نهایت نتایج قابلیت تخریب محاسبه شده به روش RES با نتایج روش‌های تجربی مقایسه، اعتبار آن بررسی و رده بندی محدوده‌های قابلیت تخریب بر اساس دست آوردهای روش RES انجام شده است.

۲- پیشینه مطالعات

در دو دهه گذشته روش‌های متعدد تجربی، روش‌های تحلیلی و روش‌های عددی برای بررسی و پیش‌بینی قابلیت تخریب توده سنگ توسعه داده شده است.

روش کینگ (King) اولین روش تجربی پیش‌بینی قابلیت تخریب است که در سال ۱۹۴۵ بر پایه اطلاعات معادن کلایمکس (Climax) ارائه شده است. در این روش قابلیت تخریب توده سنگ بر مبنای نوع سنگ، فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها و کانی‌شناسی آن برآورد شده است (Mahtab, et al., 1977).

روش شاخص قابلیت تخریب (Caveability Index)، به‌صورت رابطه‌ای کمی بین RQD و سهولت تخریب بر مبنای تجربه‌های قبلی تخریب در معادن کلایمکس و یوراد (Urad) (۱۹۶۹)، توسعه داده شده است. عواملی مانند RQD و میزان خرج مصرفی (برای انفجار ثانویه بلوک‌های بزرگ)، برای تعریف شاخص قابلیت تخریب مورد استفاده قرار گرفته‌اند (McMahon, et al., 1969).

در صورتی که قابلیت تخریب کان‌سنگ به‌درستی ارزیابی نشود، اقداماتی با هزینه‌های بالا و وقت‌گیر، برای شروع یا حفظ تخریب به بهره‌بردار معدن تحمیل خواهد شد. اهمیت این موضوع با توجه به افزایش قابل توجه به‌کارگیری روش‌های تخریبی در توده سنگ‌های مقاوم‌تر در حال افزایش است (VAN AS, et al., 2000).

از لحاظ تاریخی، تجربه، مهم‌ترین روش در تشخیص قابلیت تخریب توده سنگ بوده است (Hudson, 1992). برای یک برآورد قابل اطمینان از قابلیت تخریب توده سنگ نیاز به شناسایی عوامل اثرگذار بر آغاز و انتشار تخریب در توده سنگ است. چالش عمده موجود در توسعه‌ی روش‌های موجود برای پیش‌بینی قابلیت تخریب، در نظر گرفتن توأمان مقادیر مربوط به ویژگی‌های ژئومکانیکی توده سنگ، عوامل محیطی، ویژگی‌های هندسی و عوامل عملیاتی با یک وسیله ساده و در عین حال کارآمد است. روش‌های موجود تنها برخی از عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب را در نظر گرفته و سپس به تفصیل به حل مساله می‌پردازند. در مقام مقایسه، روش‌های سیستمی نظیر RES نه تنها لیست کاملی از عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب را در نظر می‌گیرند بلکه اندرکنش بین عامل‌ها را نیز در نظر می‌گیرند.

RES یکی از روش‌های سیستمی قدرتمند است که اولین بار توسط هادسون در سال ۱۹۹۲ به‌عنوان ابزاری برای بررسی اثرات متقابل عوامل مؤثر در سیستم، برای حل مسائل پیچیده مهندسی توسعه داده شد (Hudson, 1992). کاربردهای متعددی از روش سیستم‌های مهندسی سنگ در علوم مختلف گزارش شده است. مازاکولا و هادسون (Mazzoccola, et al., 1996)، علی و حسن (Ali, et al., 2002)، روزاس (Rozos, et al., 2008)، زارع نقده‌ای و همکاران (Zare Naghadehi, et al., 2011) و خالوکاکی و همکاران (Zare Naghadehi, et al., 2012)، از روش سیستم مهندسی سنگ در بررسی پایداری شیب استفاده کرده‌اند. بناردوس و همکاران (Benardos, et al., 2004)، کیم (Kim, 2004) و شین (Shin, et al., 2009) بررسی عملکرد و پایداری تونل را با استفاده از سیستم‌های مهندسی سنگ انجام داده‌اند. رفیعی و همکاران (Rafie, et al., 2014)، تعیین و ارزیابی عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب را با استفاده از روش احتمالاتی سیستم‌های

ماتیوس، ترومن (*Trueman*) در سال ۲۰۰۰، داده‌های مربوط به پایداری، گسیختگی‌های فرعی و اصلی مناطق مورد مطالعه را جمع‌آوری و کاربرد روش ماتیوس را در دامنه وسیعی از خصوصیات توده سنگ توسعه داد. نمودار تعمیم‌یافته‌ی لگاریتمی ماتیوس شامل داده‌های جدید و نواحی پایدار ترسیم شده به روش آماری است (*Trueman, et al., 2000*).

مطالعات عددی متعددی برای بررسی قابلیت تخریب توده سنگ انجام شده است. پال (*Palma*) و اگاروال (*Agarwal*) (*Palma, et al., 1973*)، اولین مدل اجزای محدود الاستیک دوبعدی را برای مطالعه قابلیت تخریب معدن التینیت توسعه داده‌اند. این محققین تأکید کرده‌اند که تاثیر شبکه شکستگی‌های توده سنگ برجا و جهت تنش اصلی در ارتباط با جهت زیر برش را باید بر روی قابلیت تخریب، جدی گرفت. در این شبیه‌سازی فرض شده است که تخریب فقط در اثر شکست کششی اتفاق می‌افتد (*Sainsbury, et al., 2011*).

در خلال کاربرد شبیه‌سازی دوبعدی اجزای محدود در معدن گریس (*Grace Mine*)، در پنسیلوانیای (*Pennsylvania*) آمریکا، بارلا (*Barla*) (۱۹۸۰) برای نشان دادن تغییر و تبدیل سنگ‌های برجا به یک حالت به طور کامل ضعیف و خرد شده در روند تخریب، یک مدل مواد نرم شونده را معرفی نمود. استفاده از این مدل مواد نشان داد که تخریب تنها در اثر سازوکار کششی اتفاق نمی‌افتد و تنش‌های فشاری نیز در این روند تاثیر دارند. کار گزارش شده توسط بارلا و بوشکوف (*Boshkov*) مفهوم دقیق‌تری از تغییر در مقاومت و چگالی در روند تخریب فراهم کرده و اهمیت توانایی نشان دادن روند مرحله‌به‌مرحله تخریب در مدل عددی را نشان داده است (*Barla, et al., 1980*).

در اوایل دهه ۱۹۹۰، رچ (*Rech*) و لوریگ (*Iorig*) (*Rech, et al., 1992*)، تحلیل تفاضل محدود دوبعدی را با کد عددی *FLAC* برای معدن هندرسون (*Henderson*) در کلرادو انجام دادند. این اولین تلاش برای مرتبط کردن برنامه و تناژ تولیدی با شبیه‌سازی پیشروی تخریب است. همچنین، طی مطالعه بین‌المللی تخریب (*International Caving study: ICS*)، تاثیر عمق، تنش، ساختارهای عمده‌ی زمین‌شناسی، مقاومت توده‌سنگ

ماتیوس (*Mathews*) و همکاران در سال ۱۹۸۰ نمودار پایداری را برای طراحی کارگاه‌های باز (*Open stoping*) و عمق کمتر از ۱۰۰۰ متر ارائه کرده‌اند. طراحی در روش ماتیوس بر اساس برآیندی از دو عامل عدد پایداری (*Stability Number*) (*N*) و ضریب شکل (*Shape factor*) یا شعاع هیدرولیکی (*Hydraulic radius*) (*S*) انجام می‌شود. در روش نمودار پایداری ماتیوس، از سیستم رده‌بندی Q' (عدد اصلاح‌شده‌ی کیفیت توده سنگ) برای برآورد کیفیت توده سنگ استفاده می‌شود. عدد پایداری از حاصل ضرب Q' در ضرایب تعدیل برای تنش‌های القایی، جهت ناپیوستگی‌ها و جهت جبهه کار به دست می‌آید (*Mathews, et al., 1980*).

پاتوین (*Potvin*) در سال ۱۹۸۸ یک نسخه اصلاح‌شده از نمودار پایداری ماتیوس را ارائه داد. نمودار پاتوین، شامل دو ناحیه‌ی پایدار و تخریبی و یک ناحیه‌ی گذار است. این نمودار بر اساس بررسی ۱۷۵ مورد مطالعاتی بنا نهاده شده و صرفاً برای یک برآورد سرانگشتی مناسب است. نتایج حاصل از نمودار پایداری پاتوین در شرایطی که شعاع هیدرولیکی کوچک باشد، نسبت به نتایج حاصل از نمودار پایداری ماتیوس برای پیش‌بینی قابلیت تخریب محافظه‌کارانه‌تر است (*Mawdesley, et al., 2001*).

لابسچر (*Laubscher*) در سال ۱۹۹۰، به منظور توسعه روشی تجربی برای پیش‌بینی قابلیت تخریب، یک سیستم رده‌بندی به نام امتیاز معدنکاری توده سنگ (*MRMR*) ارائه کرد. او بر مبنای داده‌های موجود از معادن مختلف نموداری شامل دو خط مرزی ترسیم نمود که نمودار را به سه محدوده‌ی پایدار، انتقالی و تخریب تقسیم می‌کند. با رسم کردن مقدار *MRMR* در مقابل شعاع هیدرولیکی که وابسته به ابعاد و شکل زیر برش است، پیش‌بینی قابلیت تخریب ممکن می‌شود (*Laubscher, 1990*).

استوارت (*Stewart*) و فورسیت (*Forsyht*) در سال ۱۹۹۵ در راستای اصلاح نمودار پایداری ماتیوس، یک نمودار پایداری ارائه نمودند. در نمودار پایداری استوارت و فورسیت ناحیه تخریب‌پذیر با دقت بیشتری نسبت به نمودار پایداری ماتیوس ترسیم شده است (*Stewart, et al., 1995*).

با افزایش مطالعات موردی در کاربرد نمودار پایداری

(Trueman, et al., 2003).

اکثر روش‌های عددی توصیف شده توده‌سنگ را ایزوتروپ در نظر گرفته‌اند، در حالی که در واقع رشد تخریب توسط مجموعه‌ای از ناپیوستگی‌ها کنترل می‌شود. ویازمنسکی (Vyazmensky) از یک کد ترکیبی اجزای محدود- اجزای مجزا با نام تجاری *ELFEN* استفاده کرد تا شکستگی‌های فیزیکی که به تدریج به بلوک‌های مجزا تبدیل می‌شوند را داخل مش‌بندی اجزای محدود پیوسته وارد کند (Vyazmensky, et al., 2007). به علت پیچیدگی تنظیم مدل و حجم بالای محاسبات برای مسایل در مقیاس معدنی، این مدل ترکیبی هنوز به صورت دو بعدی استفاده می‌شود (Barla, et al., 1980).

۳- روش‌های تجربی بررسی قابلیت تخریب

مهم‌ترین روش‌های تجربی موجود برای بررسی قابلیت تخریب روش کینگ، شاخص قابلیت تخریب، حداقل عرض زیربرش (*Undercut minimum span*)، نمودار تخریب لابسچر (*Laubscher's caving chart*)، نمودار پایداری ماتیسوس (*Mathews' stability graph*)، نمودار توسعه‌یافته ماتیسوس (*Extended Mathews stability graph*)، نمودار پاتوین (*Potvin chart*) و نمودار پایداری استوارت و فورسیت (*Stewart and Frosyth stability graph*) است. در این تحقیق روش‌های لابسچر، نمودار توسعه یافته ماتیسوس و نمودار پایداری استوارت و فورسیت برای پیاده‌سازی داده‌ها انتخاب شده است.

۳-۱- روش نمودار تخریب لابسچر

در روش نمودار تخریب لابسچر، برای تعیین قابلیت تخریب توده سنگ از شعاع هیدرولیکی استفاده می‌شود. هر چه امتیاز معدنکاری توده سنگ بیشتر و شعاع هیدرولیکی مقدار کمتری داشته باشد، توده سنگ پایدارتر بوده و قابلیت تخریب کمتری دارد. در شکل ۱ نمودار تخریب لابسچر نشان داده شده است. درمعدن زیادی از این نمودار برای برآورد قابلیت تخریب استفاده شده است. تعدادی از این معادن سازگاری خوبی را بین مدل پیش‌بینی‌شده و ابعاد واقعی زیربرش گزارش داده‌اند. با این حال لوریگ، ون‌اس (*Van As*) و جفری (*Jeffrey*) (Jeffrey, et al., 2000)، اسکوبار (*Escobar*) و فیش ویک (*Fish Wick*)

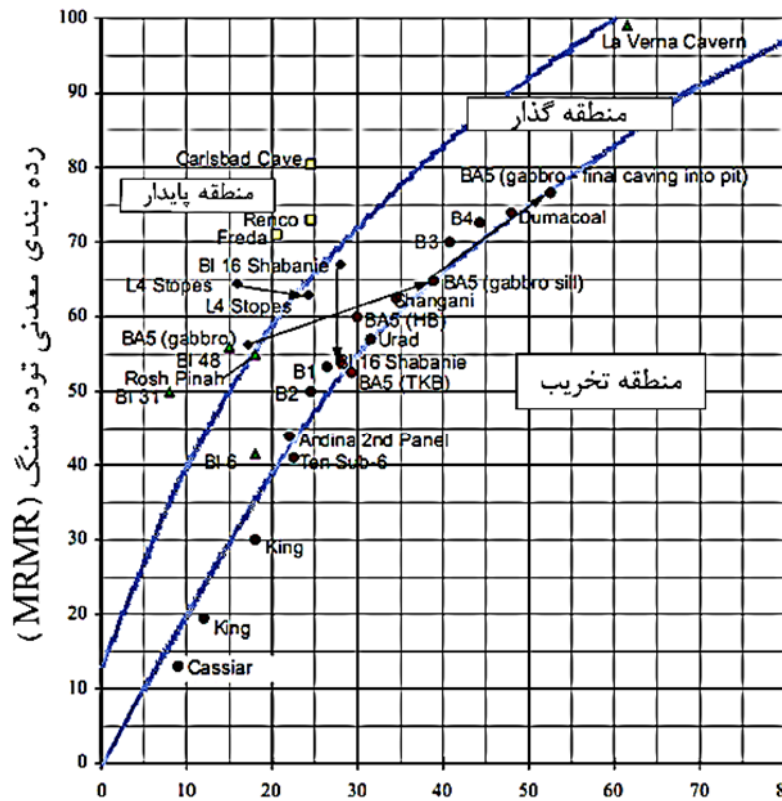
و آب زیرزمینی، بر قابلیت تخریب از طریق یک تحلیل حساسیت با کد دو بعدی اجزای محدود *Phase2*، مورد توجه قرار گرفته است (Karzulovic, et al., 2003). لوریگ (۱۹۹۵) مدل‌های اجزای مجزای دو بعدی را با ارایه کد *PFC* برای درک دقیق‌تر از شکست در توده‌سنگ برجا و پیش‌بینی بهتر شکل منطقه تخریب، توسعه داد. در پروژه تکنولوژی معدن‌کاری‌های بزرگ مقیاس، (*Mass Mining Technology: MMT*)، مدل‌سازی توده-سنگ مصنوعی، (*Synthetic Rock Mass: SRM*)، برای بررسی دقیق تاثیر ناپیوستگی‌های توده‌سنگ گسترش داده شده است. در روش *SRM* از *PFC^{3D}* برای نشان دادن شبکه شکستگی گسسته در پیکره‌ی سنگ بکر استفاده می‌شود. در *SRM* می‌توان به طور صریح پل‌هایی از سنگ بکر بین شکستگی‌ها را مدل نمود (Barla, et al., 1980).

پیرس (*Pierce*) و لوریگ یک روش بهبود یافته را در مطالعه بین‌المللی تخریب (*International Caving Study: ICS*) توسعه داده‌اند که در آن پیشروی متوالی زیربرش با عرض ثابت شبیه‌سازی شده است. در این مطالعات، افزایش شعاع هیدرولیکی طی عملیات شروع تخریب مدل شده است. روند استخراج، به وسیله کاهش تنش ثابت در سطح زیربرش در مدل شبیه‌سازی شده است. با این روش شعاع هیدرولیکی بحرانی بر مبنای تنش‌های سه‌بعدی حقیقی توزیع شده در اطراف زیربرش، تعیین می‌شود (Lorig, et al., 1995).

براون (Brown, 2003)، برای ارایه بهتر شکل سه‌بعدی زیربرش و منطقه تنش اطراف زیربرش، یک شبیه‌سازی از رشد تخریب، با نرم‌افزار *FLAC* انجام داد. در این رویکرد اگر چه هندسه سه‌بعدی و تانسور تنش به صورت صحیحی ارایه نشده بود، ولی براون توانست شعاع هیدرولیکی لازم برای شروع تخریب را پیش‌بینی کند که به نتایج نمودار لابسچر نزدیک و قابل مقایسه بود (Sainsbury, et al., 2011). این شبیه‌سازی‌ها نشان داده است رشد تخریب به تدریج سنگ در منحنی تنش- کرنش توده سنگ وابسته است. به عنوان مثال هر چه مواد تردتر باشند، ارتفاع تخریب بیشتر افزایش می‌یابد. روش‌های پیوسته‌ای که مدل‌های کرنش نرم‌شونده را استفاده می‌کنند به علت حساسیت بالا به اندازه مش‌بندی و رفتار مواد پس از نقطه اوج قابل اعتماد نیستند

مقاوم با $MRMR$ بالاتر از ۵۰، قابل اطمینان نیست (Sainsbury, et al., 2011). فقدان دستورالعمل‌های قابل فهم و روشن در استفاده از ضرایب تعدیل معدنی در تعیین مقدار $MRMR$ به‌نوبه خود بر روی قابلیت اطمینان محاسبات $MRMR$ تاثیرگذار است (Mawdesley, 2002).

(Sainsbury, et al., 2011)، تفاوت‌های قابل توجهی را بین مدل واقعی ابعاد زیربرش و آنچه توسط نمودار لابسچر پیش بینی شده، به‌خصوص در دامنه توده سنگ‌های با مقاومت بیشتر، گزارش داده‌اند. به‌بیان دیگر، موقعیت مرزها در نمودار تخریب لابسچر برای تخمین قابلیت تخریب توده سنگ‌های



شعاع هیدرولیکی (متر)

شکل ۱- ارتباط بین رده بندی لابسچر، شعاع هیدرولیکی و قابلیت تخریب

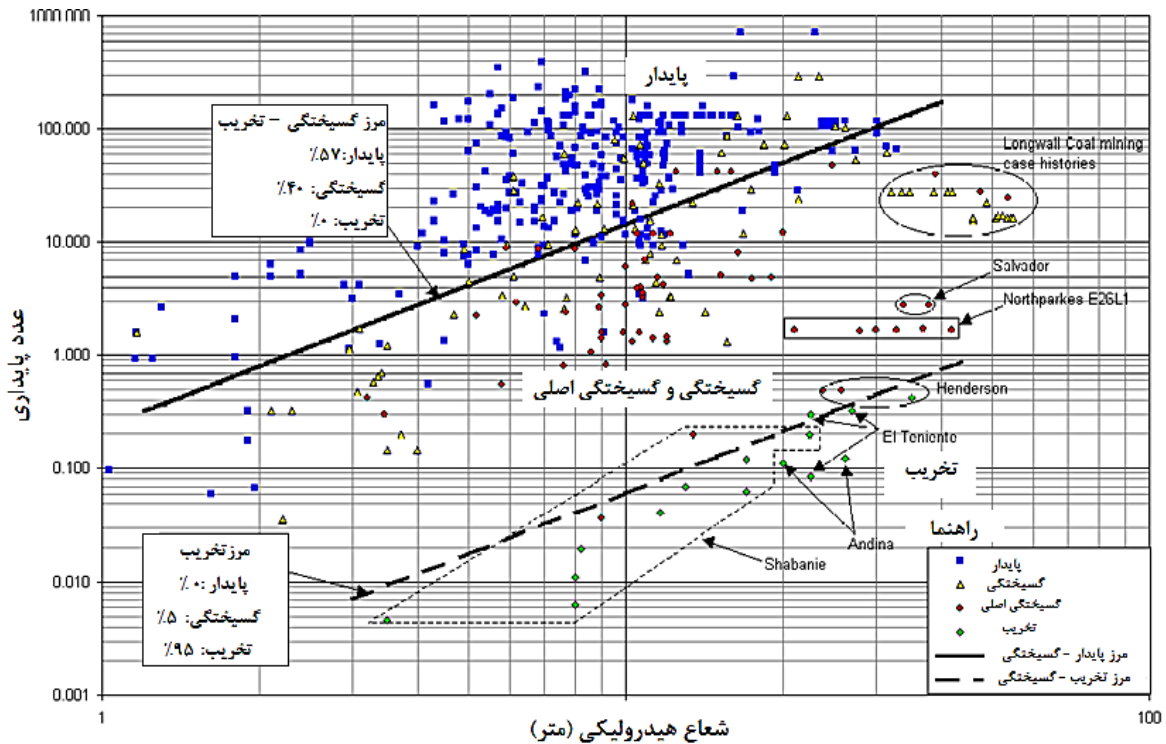
داده است (Trueman, et al., 2000).

در نمودار پایداری توسعه یافته ماتپوس مطابق شکل ۲، با استفاده از رگرسیون آماری اطلاعات معادن تخریب توده‌ای، خطوط حدی احتمالاتی تخریب ۹۵ درصد و صفر درصد ترسیم شده است. روش ماتپوس دستورالعمل‌های دقیق تری نسبت به لابسچر برای تعیین ضرایب تعدیل ارائه کرده است. این کار باعث کاهش ذهنیت گزایی موجود در تجربه‌های شخصی شده است (Mawdesley, 2002).

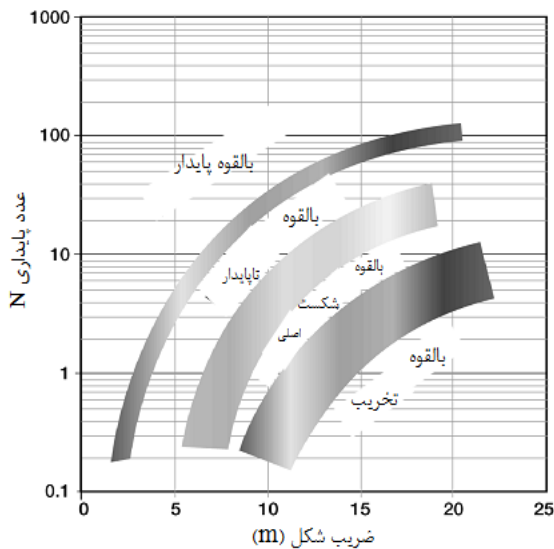
۲-۳- روش نمودار پایداری توسعه یافته ماتپوس
ماتپوس بر پایه تجزیه و تحلیل بیش از ۳۵۰ مطالعه موردی از معادن زیرزمینی کانادا، نموداری شامل سه ناحیه پایدار، بالقوه ناپایدار و ناحیه بالقوه تخریبی ارائه داده است (Suorineni, et al., 2000).

ترومن با افزایش مطالعات موردی در کاربرد نمودار پایداری ماتپوس داده‌های مربوط به پایداری، گسیختگی‌های فرعی و اصلی مناطق مورد مطالعه را جمع‌آوری و روش ماتپوس را در دامنه وسیعی از خصوصیات توده سنگ تعمیم

برآورد قابلیت تخریب توده‌سنگ در روش استخراج تخریب توده‌ای، با استفاده از روش سیستم‌های ...: ص ۵۷-۷۸



شکل ۲- نمودار تعمیم‌یافته‌ی پایداری ماتیوس با استفاده از رگرسیون آماری (Mawdesley, et al., 2001)



شکل ۳- نمودار اصلاح‌شده‌ی پایداری ماتیوس توسط استوارت و فورسیت (Stewart, et al., 1995)

۳-۳- نمودار پایداری استوارت و فورسیت

نمودار پایداری استوارت و فورسیت، مطابق شکل ۳، شامل چهار ناحیه‌ی احتمالاً پایدار، احتمالاً ناپایدار، دارای احتمال وقوع شکست بزرگ و احتمالاً تخریبی و سه ناحیه‌ی گذار است. استوارت و فورسیت با استفاده از تحلیل برگشتی بر روی داده‌های بعضی از معادن تخریب توده‌ای و پهنه‌ای، ناحیه‌ی تخریب را در نمودار، با قابلیت اطمینان بیش‌تر ترسیم کرده‌اند (Mawdesley, et al., 2001).

در عمل برای قضاوت در مورد قابلیت تخریب یک توده سنگ با احداث یک زیربرش مشخص، بهتر است با استفاده از تمامی روش‌های تجربی پیش‌گفته اقدام به برآورد قابلیت تخریب نمود و سپس از طریق قضاوت مهندسی و مقایسه نتایج به‌دست‌آمده با موارد مشابه در مورد قابلیت تخریب توده سنگ تصمیم‌گیری نمود.

۴- برآورد قابلیت تخریب بر اساس مطالعات

موردی

معادن التنینت، کمث و آبرون کپ به دلیل تفاوت در ساختار زمین شناسی و ویژگی‌های توده سنگ و در نتیجه تفاوت در قابلیت تخریب آنها به عنوان مطالعات موردی انتخاب شده‌اند. در این بخش معادن مذکور به طور اختصار معرفی شده‌اند. همچنین اطلاعات مورد نیاز برای بررسی قابلیت تخریب این معادن در جدول‌های ۱ و ۲ آورده شده است.

معادن التنینت: التنینت بزرگ‌ترین کانسار پورفیری مولیبیدن-مس شناخته شده‌ی دنیا در ۷۰ کیلومتری جنوب شرقی سانتیاگو در شیلی قرار دارد. عمق واقعی کانی‌سازی مس در کانسار التنینت ناشناخته است و گسترش آن تا عمق بیش از ۱۳۰۰ متر اثبات شده است. خطوط کنتور مس با عیار بالای ۰/۵ درصد، در تراز ۲۲۸۰ کانسار، نشان دهنده شکل گلابی مانند کانسار با ۲/۸ کیلومتر طول و عرض حدود ۱/۹ کیلومتر است. کل ذخیره مس با عیار بالاتر از ۰/۸۲ درصد، بیش از ۷۴ هزار میلیون تن برآورد شده است. میزان تولید روزانه معدن ۱۴۰ هزار تن است. به علت گسترش زیاد، کانسار التنینت در بخش‌های متعددی به روش‌های تخریب توده‌ای و یا تخریب پهنه‌ای استخراج می‌شود. سطح فعال زیربرش در بخش کانسار اولیه (*Primary copper Ore*) حدود ۲۰ هزار متر مربع است (*Brazovic, 2010*).

معادن کمث: معدن کمث یک کانسار پورفیری حاوی کانی‌های مس، طلا و نقره، در منطقه‌ای کوهستانی در شمال مرکزی ایالت بریتیش کلمبیا (*British Columbia*) کانادا و در حدود ۲۵۰ کیلومتری شمال شهر اسمیترز (*Smithers*) است. محدوده‌ی کانی دار در عمق ۲۰۰ تا ۵۵۰ متری از سطح زمین قرار دارد. سطح افقی کانسار در تراز زیربرش بهینه با استفاده از نرم افزار *PCBC* در عمق ۵۵۰ متری به دست آمده است و ابعاد تقریبی آن، ۵۵۰ متر در امتداد شرقی-غربی و ۹۰ تا ۳۰۰ متر در امتداد شمالی-جنوبی برآورد شده است. کانسار شامل یک محدوده‌ی کم عیار در عمق ۱۵۰ متر در بخش غربی و یک محدوده‌ی با عیار بالاتر در عمق ۳۰۰ تا ۵۵۰ متر در بخش شرقی است. تولید سالیانه این معدن حدود ۹ میلیون تن خواهد بود (*Witte, et al., 2013*).

معادن آبرون کپ: این معدن در کوه‌های ساحلی شمال غربی ایالت بریتیش کلمبیا واقع شده و شامل کانی‌های مس، نقره، طلا و مولیبیدنوم پورفیری است. ذخیره زمین شناسی این کانسار ۳۶۲ میلیون تن کانه و مقدار ذخیره قابل استحصال به روش زیرزمینی، حدود ۱۹۳ میلیون تن کانی با عیار متوسط ۵/۳ گرم بر تن طلا، ۴/۵ گرم بر تن نقره، ۰/۲ درصد مس و ۳۷۷ پی پی‌ام مولیبیدنوم است. طراحی زیربرش بهینه و اقتصادی، با نرم افزار *PCBC* انجام و زیربرش بهینه در عمق ۴۰۰ متر و در سطحی با عرض ۵۴۵ متر در امتداد شمالی-جنوبی و طول ۵۷۰ متر در امتداد شرقی-غربی به دست آمده است. تولید سالیانه این معدن ۱۵ میلیون تن است که به ایجاد ۱۲۰ نقطه تخلیه جدید در هر سال نیاز دارد (*Smolik, 2012*).

با توجه به موضوعات پیش‌گفته، در این بخش بررسی قابلیت تخریب معادن التنینت، کمث و آبرون کپ با سه روش نمودار تخریب لابسچر، نمودار پایداری ماتیوس و نمودار پایداری استوارت و فورسیت انجام شده است. اطلاعات مورد نیاز معادن، با بررسی مقالات منتشر شده و گزارش‌های موجود (*Brazovic, 2010*), (*Smolik, 2012*), (*Witte, et al., 2013*) به دست آمده است. خلاصه اطلاعات معادن و محاسبات لازم برای محاسبه امتیاز معدنکاری توده سنگ (*MRMR1990*) در روش لابسچر، در جدول ۱ ارائه شده است. با توجه به جدول ۱، مقادیر امتیاز معدنکاری توده سنگ برای معادن التنینت، کمث و آبرون کپ به ترتیب ۶۴، ۴۹ و ۵۱ به دست آمده است.

امتیازات معدنکاری، مطابق شکل ۴ بر روی نمودار لابسچر پیاده‌سازی شده است. همان‌طور که در شکل ۴ مشاهده می‌شود مقادیر شعاع هیدرولیکی لازم برای تخریب در معادن آبرون کپ، کمث و التنینت به ترتیب ۲۶، ۲۸ و ۳۶/۵ متر به دست آمده است.

اطلاعات لازم برای محاسبه عدد پایداری و امتیازهای اختصاص داده شده به هر عامل در جدول ۲ ارائه شده است. در جدول ۲، ضرایب *A*، *B* و *C* به ترتیب، ضریب تعدیل تنش، ضریب تعدیل جهت‌داری درزه و ضریب تعدیل جهت‌داری جبهه کار هستند که از حاصلضرب آن‌ها در مقدار *Q*، عدد پایداری توده سنگ به دست می‌آید.

مطابق جدول ۲، مقادیر عدد پایداری برای معادن

برآورد قابلیت تخریب توده‌سنگ در روش استخراج تخریب توده‌ای، با استفاده از روش سیستم‌های ...: ص ۵۷-۷۸

پایاده سازی شده است.
مطابق شکل ۵ در نمودار توسعه‌یافته ماتیوس، مقادیر شعاع هیدرولیکی معادن آبرون کپ، کمث و التینت به ترتیب ۴۷، ۵۱ و ۵۹ به‌دست آمده است.

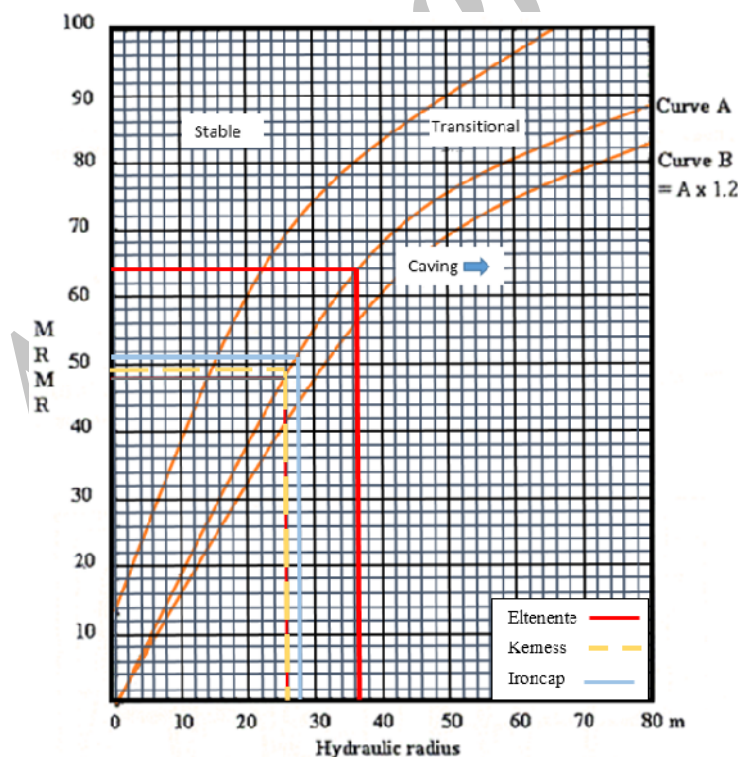
آبرون کپ، کمث و التینت به ترتیب ۱/۳۱، ۱/۰۶ و ۱/۶ به‌دست آمده است. به منظور تعیین شعاع هیدرولیکی لازم برای تخریب، مقادیر عدد پایداری به دست آمده بر روی نمودارهای توسعه‌یافته ماتیوس و نمودار استوارت و فورسیت

جدول ۱- محاسبه MRMR برای معادن التینت، کمث و آبرون کپ

ردیف	توصیف	التینت		کمث		آبرون کپ	
		مقدار	امتیاز	مقدار	امتیاز	مقدار	امتیاز
۱	مقاومت تراکمی سنگ بکر (MPa)	۱۱۶	۱۳	۱۰۶	۱۱	۱۰۲	۱۰
۲	RQD (%)	۱۰۰	۱۵	۹۸	۱۴	۹۳	۱۳
۳	فراوانی ناپیوستگی	۰/۴۷ بر متر	۳۱	۴/۳ بر متر	۱۷	۱/۶ بر متر	۲۳
۴	توصیف ناپیوستگی در مقیاس بزرگ	مستقیم، مرطوب	%۷۰	منحنی، تنش بالا	%۷۰	مستقیم، مرطوب	%۷۰
۵	توصیف ناپیوستگی در مقیاس کوچک	موج‌دار زبر، مرطوب	%۷۵	موج‌دار زبر، مرطوب	%۷۵	موج‌دار زبر، مرطوب	%۷۵
۶	هوازدهی دیواره ناپیوستگی	بدون هوازدهی	%۱۰۰	بدون هوازدهی	%۱۰۰	بدون هوازدهی	%۱۰۰
۷	پرشدهی ناپیوستگی	نرم	%۹۰	نرم	%۹۰	نسبتاً سخت	%۱۰۰
۸	امتیاز شرایط ناپیوستگی	$۴۰ \times ۰/۷ \times ۰/۷۵ \times ۰/۹ = ۱۹$		$۴۰ \times ۰/۷ \times ۰/۷۵ \times ۰/۹ = ۱۹$		$۴۰ \times ۰/۷ \times ۰/۷۵ = ۲۱$	
۹	RMR _L (Laubscher's RMR, 1990)	۷۵		۶۱		۶۷	
ضرایب تعدیل							
۱۰	هوازدهی	بدون هوازدهی	%۱۰۰	بدون هوازدهی	%۱۰۰	بدون هوازدهی	%۱۰۰
۱۱	جهت‌داری ناپیوستگی‌ها	سه دسته ناپیوستگی با ناپیوستگی‌های اتفاقی، دودسته با شیب زیاد	%۸۵	سه دسته ناپیوستگی، دودسته با شیب زیاد	%۸۰	سه دسته ناپیوستگی، دودسته با شیب زیاد	%۸۰
۱۲	تنش القایی معدنکاری	شرایط محصورشدگی متوسط	%۱۰۰	شرایط محصورشدگی متوسط	%۱۰۰	تفاوت تنش در سقف تخریب	%۹۵
۱۳	انفجار	ندارد	%۱۰۰	ندارد	%۱۰۰	ندارد	%۱۰۰
۱۴	MRMR	۶۴		۴۹		۵۱	

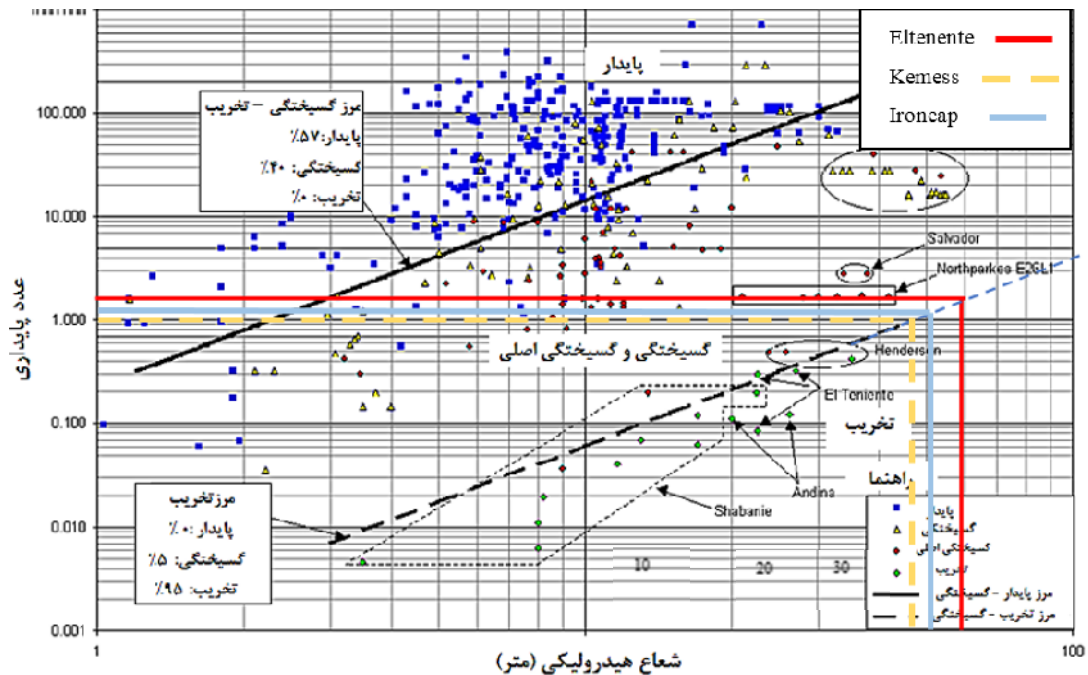
جدول ۲- محاسبه Q' و عدد پایداری برای معادن التینیت، کمت و آبرون کپ

ردیف	التینیت		کمت		آبرون کپ	
	توصیف عامل	امتیاز	توصیف عامل	امتیاز	توصیف عامل	امتیاز
۱	RQD	توده سنگ با کیفیت	۱۰۰	توده سنگ با کیفیت	۹۸	توده سنگ با کیفیت
۲	J _n	حداقل سه سته ناپیوستگی به علاوه ناپیوستگی‌های اتفاقی	۱۲	حداقل سه سته ناپیوستگی به علاوه ناپیوستگی‌های اتفاقی	۱۲	حداقل سه سته ناپیوستگی به علاوه ناپیوستگی‌های اتفاقی
۳	-	RQD/J _n	۸٫۳۳	RQD/J _n	۷٫۷۵	RQD/J _n
۴	J _r	لغزنده تا موجی صاف	۱٫۵	موجی، زبر و بی‌قاعده	۳	لغزنده تا موجی صاف
۵	J _a	غیر هوازده با پرشدگی	۲	غیر هوازده با پرشدگی	۲	پرشدگی غیر تراو در
۶	-	J _r /J _a	۰٫۷۵	J _r /J _a	۱٫۵	J _r /J _a
۷	Q'	(RQD/J _n)×(J _r /J _a)	۱۶٫۶	(RQD/J _n)×(J _r /J _a)	۱۲٫۲۵	(RQD/J _n)×(J _r /J _a)
۸	A	$\sigma_c/\sigma_1 = 3$	۰٫۲۵	$\sigma_c/\sigma_1 = 1,375$	۰٫۱	$\sigma_c/\sigma_1 = 1,0$
۹	B	شیب حدود ۹۰ درجه	۱	شیب حدود ۸۰ درجه	۰٫۸۷	شیب ۷۵ درجه
۱۰	C	افقی	۱	افقی	۱	افقی
۱۱	عدد پایداری	N=Q'×A×B×C	۱٫۶	N=Q'×A×B×C	۱٫۰۶	N=Q'×A×B×C



شکل ۴- برآورد شعاع هیدرولیکی برای معادن التینیت، کمت و آبرون کپ به روش لابسچر

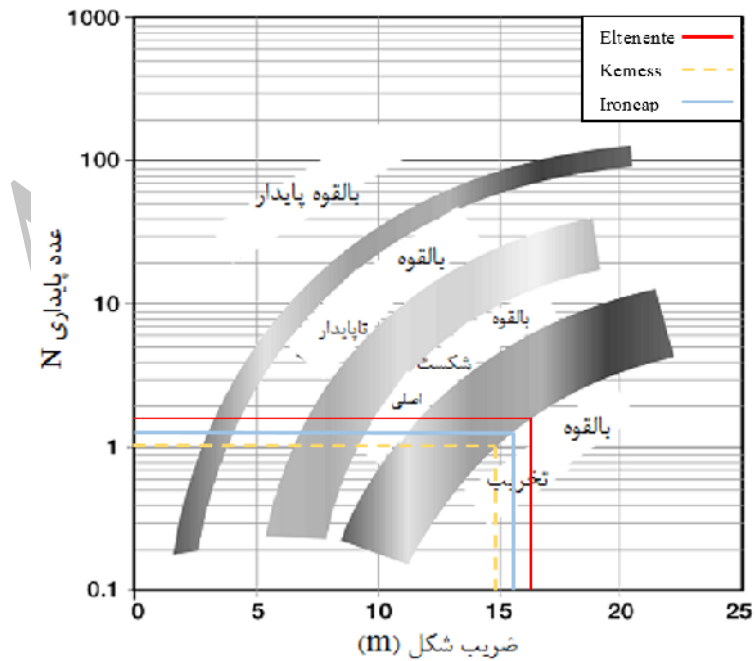
برآورد قابلیت تخریب توده‌سنگ در روش استخراج تخریب توده‌ای، با استفاده از روش سیستم‌های ...: ص ۵۷-۷۸



شکل ۵- بررسی قابلیت تخریب معادن با استفاده از نمودار تعمیم یافته مانیوس

دست آمده که بیانگر قابلیت تخریب بیشتر در معدن کمث است.

در شکل ۶، اعداد پایداری بر روی نمودار استوارت و فورسیت ترسیم و شعاع هیدرولیکی لازم برای تخریب معادن التنینت، کمث و آیرون کپ به ترتیب ۱۶٫۵، ۱۵٫۵ و ۱۴٫۷ به



شکل ۶- بررسی قابلیت تخریب معادن با استفاده از نمودار استوارت و فورسیت

حل عددی و روش صریح (*Explicit*) که از میان روش‌های نامبرده شده روش نیمه عددی خبره یا *ESQ* دارای عمومیت کاربرد بیشتری است. این روش مطابق جدول ۳، شامل ۵ سطح کدگذاری از صفر تا ۴ است. برای مثال، امتیاز ۴ زمانی به اندرکنش بین دو پارامتر اختصاص داده می‌شود که بنا به نظر کارشناسان وابستگی و رابطه‌ی زیادی بین دو پارامتر وجود داشته باشد.

بعد از کدگذاری ماتریس اندرکنش، مطابق شکل ۷، اثرگذاری عامل *Pi* بر روی سیستم، «علت» از مجموع مقادیر کدها در ردیفی که از آن عامل می‌گذرد به دست می‌آید. اثر سیستم بر روی عامل *Pi*، از مجموع مقادیر ستونی که از آن عامل می‌گذرد به دست می‌آید. این مقادیر را مشابه شکل ۷، بر روی محور مختصات به ترتیب با *C* و *E* می‌توان نشان داد. با این روش امکان شناسایی عوامل غالب در طراحی و شدت اندرکنش هر یک بر رفتار سیستم مشخص می‌شود (*Hudson, 1992*). موقعیت هر نقطه در فضای (*E* و *C*) وضعیت اندرکنش آن عامل را مشخص می‌کند. بدیهی است، هرچه مقدار عددی حاصل جمع مقادیر (*C+E*) برای یک عامل بیشتر باشد، شدت اندرکنش آن با کل سیستم بیشتر بوده و هرچه مقدار عددی تفاضلی (*C-E*) بیشتر باشد میزان غلبه‌ی آن عامل بر سیستم کمتر است. مقدار منفی برای (*C-E*) نشان‌دهنده غلبه سیستم بر عامل موردنظر است.

جدول ۳- مفهوم امتیازها در روش نیمه عددی خبره

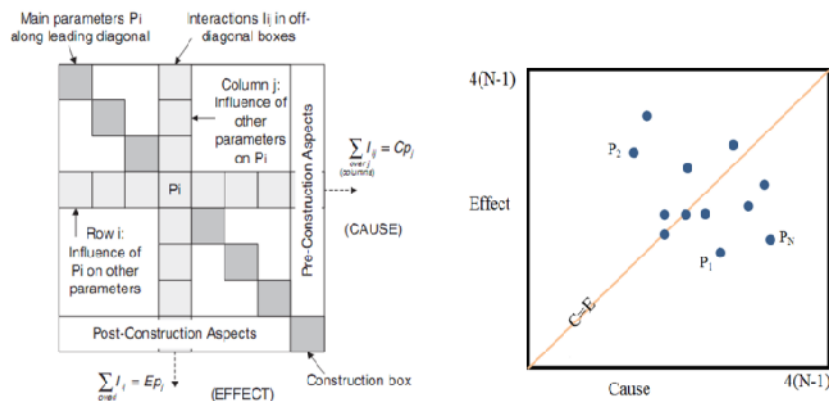
مقدار امتیاز (کد)	مفهوم امتیاز
صفر	بدون اندرکنش
۱	اندرکنش ضعیف
۲	اندرکنش متوسط
۳	اندرکنش زیاد
۴	اندرکنش خیلی زیاد

بررسی هر سه نمودار لابسچر، توسعه یافته‌ی ماتریس و استوارت و فورسیت نشان می‌دهد که معدن التینت دارای کمترین قابلیت تخریب و معدن کمث دارای بالاترین قابلیت تخریب است. همان‌طور که پیش‌تر نیز اشاره شد، مقادیر شعاع هیدرولیکی به‌دست‌آمده در روش نمودار توسعه‌یافته ماتریس نسبت به شعاع هیدرولیکی در نمودار لابسچر و نمودار استوارت محافظه‌کارانه‌تر است. البته با توجه به این که سطح مقطع زیربرش عملیاتی در هر سه معدن، از مقادیر به‌دست‌آمده بیشتر است، بنابراین معادن مذکور با فاصله اطمینان زیاد در محدوده‌ی تخریب‌پذیر قرار می‌گیرند.

۵- رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ (RES)

به‌منظور طراحی یک پروژه مهندسی سنگ برای اهداف معدنی و یا عمرانی، حصول اطمینان از این که همه متغیرهای موردنیاز و مؤثر در یک سیستم در نظر گرفته‌شده و اثرات متقابل بین این متغیرها به‌درستی درک شده است، یک جنبه مهم از مدل‌سازی و طراحی مهندسی سنگ است؛ اما این مهم بدون استفاده از یک روش راهنما ممکن نیست. هادسون در سال ۱۹۹۲ روش سیستم‌های مهندسی سنگ را به‌عنوان ابزاری برای بررسی اثرات متقابل عوامل مؤثر در سیستم توسعه داد. استفاده از رویکرد سیستم‌های مهندسی سنگ زمانی ضروری است که مسائلی با پیچیدگی زیاد مطرح باشد، طوری که با کاربرد روش‌های مرسوم به‌تنهایی و به‌سادگی حل آن‌ها ممکن نباشد (*Hudson, 1992*). در این رویکرد از یک ماتریس به‌منظور بررسی تأثیر تمامی اندرکنش‌ها استفاده می‌شود. در این ماتریس عوامل اصلی مساله در امتداد قطر اصلی قرارگرفته و اندرکنش‌های همه‌ی این عوامل در درایه‌های دیگر قرار دارند. سپس برای مشخص شدن تأثیرات و کمی‌سازی آن‌ها، اندرکنش‌ها با استفاده از اعداد مشخصی کدگذاری می‌شوند و با انجام محاسباتی بر روی ستون‌ها و سطرها می‌توان نتیجه را مشخص نمود.

پنج روش مختلف برای کدگذاری ماتریس اندرکنش وجود دارد (*Hudson, 2013*). این روش‌ها عبارت‌اند از: روش دوتایی، نیمه عددی خبره، شیب نمودار عوامل، روش



شکل ۷- نحوه محاسبه علت و اثر هر عامل و نحوه شکل‌گیری محورهای علت و اثر در ماتریس اندرکنش (Hudson, 1992)

نقاط تخلیه و نحوه اجرای زیربرش از عوامل عملیاتی مؤثر بر قابلیت تخریب هستند.

پس از بررسی مطالعات انجام‌شده، ۱۹ عامل به عنوان عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب انتخاب و ماتریس اندرکنش عوامل مؤثر تشکیل شده است. عناوین عوامل منتخب در ذیل جدول ۴ لیست شده است. ماتریس اندرکنش توسط تعدادی از خبرگان در حوزه تخریب توده‌ای و مکانیک سنگ، کدگذاری و مقادیر میانگین نظر متخصصین به همراه علت و اثر هر یک از پارامترها در جدول ۴، درج شده است.

در شکل ۸، هیستوگرام شدت اثرگذاری، شدت اثرپذیری و اندرکنش عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب، ترسیم شده است. همان‌طور که در شکل ۸ مشاهده می‌شود، میدان تنش‌های برجا، فراوانی ناپیوستگی‌ها و بازشدگی ناپیوستگی، اثرگذارترین عوامل و شعاع هیدرولیکی، ارتفاع زیربرش و قابلیت تخریب بیشترین اثرپذیری از سیستم را دارند. همچنین شعاع هیدرولیکی، ارتفاع زیربرش و قابلیت تخریب بیشترین اندرکنش را در سیستم دارا هستند.

در میان عوامل ژئومکانیکی، عوامل مقاومتی سنگ بکر شامل مقاومت تراکمی تک محوره و مدول الاستیسیته کمترین اثرپذیری از سیستم را دارند؛ اما عوامل ژئومکانیکی و عوامل محیطی، عوامل غالب بر سیستم هستند و برعکس عوامل هندسی و عوامل عملیاتی بیشتر از سیستم تأثیر می‌پذیرند و سیستم بر آنها غالب است. همچنین مشاهده می‌شود که میانگین اندرکنش در گروه عوامل هندسی و عملیاتی نسبت به سایر گروه‌ها بیشتر است، بنابراین نقش مهمی در قابلیت تخریب توده‌سنگ دارا هستند.

۵-۱- کاربرد روش سیستم‌های مهندسی سنگ (RES) در قابلیت تخریب

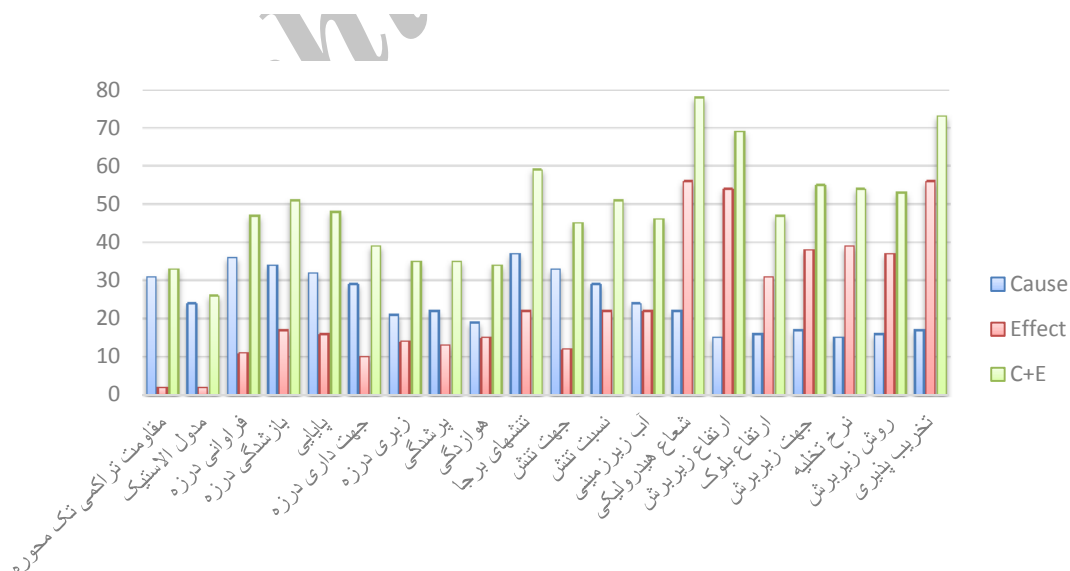
با بررسی مطالعات انجام‌شده بر روی قابلیت تخریب می‌توان پارامترهای مؤثر بر قابلیت تخریب توده سنگ را به چهار بخش مشتمل بر عوامل ژئومکانیکی، عوامل محیطی، عوامل هندسی و عوامل عملیاتی تقسیم کرد.

عوامل ژئومکانیکی شامل ویژگی‌های ژئومکانیکی سنگ بکر و ویژگی‌های ناپیوستگی‌ها به‌عنوان اصلی‌ترین عوامل مؤثر بر تخریب در سیستم توده سنگ به شمار می‌روند. از میان عوامل ژئومکانیکی توده سنگ می‌توان به مقاومت تراکمی تک‌محوره، مدول الاستیک، فراوانی ناپیوستگی‌ها، بازشدگی ناپیوستگی، پایایی ناپیوستگی، جهت‌داری، زبری، پرشدگی و هوازدگی سطح ناپیوستگی‌ها اشاره کرد. اگرچه قابلیت تخریب توده سنگ تا حد زیادی تابعی از ویژگی‌های ژئومکانیکی و طبیعی سنگ است، ولی به‌طور قابل‌توجهی از عوامل محیطی نیز تأثیر می‌پذیرد. مهم‌ترین عوامل محیطی مؤثر در تخریب، آب‌های زیرزمینی و میدان تنش‌های برجا هستند. عوامل هندسی نظیر هندسه زیربرش (شعاع هیدرولیکی)، ارتفاع زیربرش و ارتفاع بلوک با تغییر دادن عوامل القایی که در قابلیت تخریب مؤثر هستند، باعث تغییر تنش‌های القایی در فضای پشت تخریب و انتشار تخریب می‌شوند. عوامل عملیاتی نیز از نظر فنی و اقتصادی بر روی قابلیت تخریب تأثیر می‌گذارند. جهت و سرعت آماده‌سازی زیربرش، نرخ تخلیه مناسب مواد خردشده از طریق

جدول ۴- ماتریس اندرکنش عوامل اثرگذار بر قابلیت تخریب

Cause	Cause																			
	P1	P2	P3	P4	P5	P6	P7	P8	P9	P10	P11	P12	P13	P14	P15	P16	P17	P18	P19	P20
عوامل ژئوتکنیکی	۱	۲	۲	۲	۰	۲	۰	۱	۱	۱	۲	۱	۳	۳	۳	۱	۲	۲	۲	۳۱
محیطی	۱	۲	۱	۱	۰	۱	۰	۱	۲	۱	۳	۰	۲	۲	۱	۱	۱	۲	۲	۲۴
هندسی	۰	۰	P3	۲	۲	۱	۱	۱	۳	۲	۱	۲	۴	۴	۲	۲	۲	۲	۴	۳۶
عملیاتی	۰	۰	۰	P4	۳	۱	۲	۳	۳	۲	۱	۱	۳	۴	۳	۱	۱	۲	۱	۳۴
سیستم	۰	۰	۱	۲	P5	۰	۲	۱	۱	۱	۱	۱	۳	۴	۴	۱	۲	۳	۱	۳۲
	۰	۰	۱	۱	۱	P6	۰	۱	۱	۲	۲	۱	۱	۲	۳	۲	۴	۱	۲	۲۹
	۰	۰	۱	۰	۱	۰	P7	۱	۱	۱	۰	۱	۱	۲	۲	۱	۱	۱	۲	۲۱
	۱	۰	۰	۱	۰	۰	P8	۲	۲	۱	۱	۲	۲	۲	۲	۱	۱	۲	۱	۲۲
	۰	۰	۰	۱	۰	۰	P9	۱	۱	۱	۲	۲	۲	۲	۲	۱	۱	۱	۲	۱۹
	۰	۰	۲	۲	۳	۳	۱	۱	P10	۰	۴	۲	۴	۲	۱	۲	۲	۳	۳	۳۷
	۰	۰	۱	۲	۲	۳	۱	۱	۰	P11	۱	۱	۴	۲	۱	۴	۲	۳	۴	۳۳
	۰	۰	۱	۲	۱	۲	۱	۱	۰	۰	P12	۱	۳	۲	۱	۴	۲	۲	۴	۲۹
	۰	۱	۰	۱	۰	۰	۱	۲	۲	۱	۲	P13	۲	۲	۱	۳	۲	۲	۲	۲۴
	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۲	۰	۱	۱	P14	۳	۲	۳	۳	۳	۴	۲۲
	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۱	۱	۲	P15	۱	۲	۲	۲	۳	۱۵
	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۱	۰	۲	۳	P16	۲	۳	۲	۲	۱۶
	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۱	۰	۳	۲	۲	P17	۲	۲	۴	۱۷
	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۱	۰	۲	۳	۳	۰	P18	۲	۳	۱۵
	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۳	۳	۳	۲	۳	P19	۲	۱۶
	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۳	۴	۳	۳	۲	P20	۲	۱۷
Effect	۲	۲	۱۱	۱۷	۱۶	۱۰	۱۴	۱۳	۱۵	۲۲	۱۲	۲۲	۲۲	۵۶	۵۴	۳۱	۳۸	۳۹	۳۷	۵۶

P1: مقاومت تراکمی تک‌محوره، P2: نسبت مدولی، P3: فراوانی ناپیوستگی، P4: بازشدگی ناپیوستگی، P5: پایایی ناپیوستگی، P6: جهت داری ناپیوستگی، P7: زبری ناپیوستگی، P8: پرشدگی ناپیوستگی، P9: هوازدگی، P10: تنش‌های برجا، P11: جهت تنش‌ها، P12: نسبت تنش‌ها، P13: آب زیرزمینی، P14: شعاع هیدرولیکی، P15: ارتفاع زیربرش، P16: ارتفاع بلوک، P17: شرایط زیربرش، P18: سرعت تخلیه، P19: نحوه اجرای زیربرش، P20: پتانسیل تخریب.



شکل ۸- نمودار شدت اثر گذاری عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب

برآورد قابلیت تخریب توده‌سنگ در روش استخراج تخریب توده‌ای، با استفاده از روش سیستم‌های ...: ص ۵۷-۷۸

به منظور تعیین اندیس قابلیت تخریب، نیاز به رده-بندی و امتیازدهی عوامل مؤثر بر تخریب است. رده بندی عوامل مؤثر بر تخریب در جدول ۵، در پنج رده و بر اساس سیستم‌های رده‌بندی موجود و بررسی مطالعات پیشین و همچنین نظرسنجی از متخصصین انجام شده است.

جدول ۵- رده‌بندی عوامل مؤثر بر قابلیت تخریب

ردیف	عوامل	واحد	رده‌بندی				
			۰	۱	۲	۳	۴
۱	مقاومت تراکمی	مگا پاسکال	۱۵۰ <	۱۰۰ تا ۱۵۰	۷۰ تا ۱۰۰	۴۰ تا ۷۰	<۴۰
۲	نسبت مدولی	-	۵۰۰ <	۴۰۰ تا ۵۰۰	۳۰۰ تا ۴۰۰	۲۰۰ تا ۳۰۰	<۲۰۰
۳	فراوانی ناپیوستگی‌ها	بر متر	>۱	۱ تا ۳	۳ تا ۵	۵ تا ۸	<۸
۴	بازشدگی	میلی‌متر	بدون بازشدگی	<۱	۱ تا ۳	۳ تا ۵	>۵
۵	پایایی	متر	>۱	۱ تا ۳	۳ تا ۱۰	۱۰ تا ۲۰	>۲۰
۶	جهت‌داری ناپیوستگی	-	بسیار نامطلوب	نامطلوب	متوسط	مطلوب	بسیار مطلوب
۷	زبری ناپیوستگی	-	بسیار زبر	زبر	به طور نسبی زبر	صاف	صیقلی
۸	پرشدگی	میلی‌متر	بدون پرشدگی	پرشدگی بسیار سخت	پرشدگی سخت < ۵ میلی‌متر	پرشدگی نرم > ۵ میلی‌متر	پرشدگی نرم و بسیار نرم < ۵ میلی‌متر
۹	هوازگی	-	بدون هوازگی	هوازگی جزئی	به طور نسبی هوازده	هوازده	به شدت هوازده
۱۰	تنش‌های برجا	مگا پاسکال	>۵	۵ تا ۱۰	۱۰ تا ۱۵	۱۵ تا ۲۰	>۲۰
۱۱	جهت تنش‌ها	درجه	عمود بر دسته‌ناپیوستگی	با زاویه ۶۳ تا ۸۰	با زاویه ۴۵ تا ۶۳	با زاویه ۲۰ تا ۴۵	به موازات دسته‌ناپیوستگی
۱۲	نسبت تنش‌ها	-	<۳	۲ تا ۳	۱٫۵ تا ۲	۱ تا ۱٫۵	<۱
۱۳	آب زیرزمینی	-	خشک	مرطوب	خیس	در حال چکیدن	دارای جریان
۱۴	شعاع هیدرولیکی	متر	>۱۵	۱۵ تا ۳۰	۳۰ تا ۴۵	۴۵ تا ۶۰	>۶۰
۱۵	ارتفاع زیربرش	متر	>۴	۴ تا ۸	۸ تا ۱۲	۱۲ تا ۱۶	>۱۶
۱۶	ارتفاع بلوک	متر	>۱۰۰	۱۰۰ تا ۱۵۰	۱۵۰ تا ۲۰۰	۲۰۰ تا ۲۵۰	>۲۵۰
۱۷	شرایط زیربرش	-	بسیار نامطلوب	نامطلوب	متوسط	مطلوب	بسیار مطلوب
۱۸	سرعت تخلیه ^۱	میلی‌متر بر روز	کمتر از ۱۰۰	۱۰۰ تا ۱۵۰	۱۵۰ تا ۲۵۰	۲۵۰ تا ۳۵۰	بالای ۳۵۰ میلی‌متر
۱۹	نحوه اجرای زیربرش ^۲	-	پیش‌زبری	زیربرش پیشرو	پس‌زبری		

۱- سرعت تخلیه بسیار کند باعث پرشدن فضای تخریب و در نتیجه مانع از گسترش مناسب تخریب می‌شود.
۲- با توجه به اهمیت، کاربر می‌تواند امتیاز بیشتر یا کمتر را منظور کند.

قابلیت تخریب معادن التینیت، آبرون کپ و کمث به ترتیب ارقام ۵۰، ۵۷،۵ و ۶۴ به دست آمده است. همان‌طور که مشاهده می‌شود معدن التینیت دارای کمترین قابلیت تخریب و معدن کمث دارای بالاترین قابلیت تخریب است که با نتایج روش‌های تجربی همخوانی خوبی دارد. لازم به ذکر است مقادیر اندیس قابلیت تخریب فوق، برای سطح زیربرش عملیاتی معادن مذکور محاسبه شده است. در صورتی که در ردیف ۱۴ جدول ۸، شعاع هیدرولیکی محاسبه شده در روش لایسچر برای معادن مورد مطالعه منظور شود، اندیس قابلیت تخریب معادن التینیت، آبرون کپ و کمث به ترتیب ۴۵، ۵۳،۶ و ۵۹ به دست می‌آید.

از آنجا که رده‌بندی عامل جهت‌داری درزه در جدول ۵ به صورت کیفی انجام شده است، لذا ارزیابی کیفیت جهت-داری درزه در معادن توده‌ای در جدول ۶ ارایه شده است. همچنین در جدول ۷، توصیف شرایط زیربرش در معادن تخریب توده‌ای، به منظور تعیین ارزش عامل شرایط زیربرش در جدول ۵ ارایه شده است. بر اساس ویژگی‌های توده‌سنگ و داده‌های معادن مورد مطالعه و بر مبنای جدول ۵، امتیاز همه عوامل موثر به تفکیک برای هر یک از معادن مورد مطالعه تعیین شده است. سپس مقادیر امتیاز تعیین شده در جدول ۸، برای محاسبه اندیس قابلیت تخریب معادن مذکور در جدول ۹ استفاده شده است. پس از محاسبه اندیس قابلیت تخریب مطابق جدول ۹، اندیس

جدول ۶- ارزیابی کیفیت جهت‌داری درزه در معادن توده‌ای

بسیار نامطلوب	نامطلوب	متوسط	مطلوب	بسیار مطلوب
دو دسته درزه یا کمتر	دو دسته درزه	حداقل سه دسته درزه	حداقل سه دسته درزه	حداقل سه دسته درزه
با شیب ۶۰ تا ۹۰ درجه	یک دسته درزه نسبتاً قائم	شیب ۱۰ تا ۳۰ درجه	یک دسته درزه با شیب ۱۰ تا ۳۰ درجه	یک دسته درزه با شیب ۰ تا ۱۰ درجه
دسته درزه دیگر با شیب ۳۰ تا ۶۰ درجه	(جهت شیب مخالف جهت زیربرش)	(جهت شیب موافق جهت زیربرش)	دو دسته درزه با امتداد متقاطع و شیب بالای ۶۰ درجه	دو دسته درزه با امتداد متقاطع و شیب بالای ۶۰ درجه

جدول ۷- ارزیابی شرایط زیربرش در معادن توده‌ای

بسیار نامطلوب	نامطلوب	متوسط	مطلوب	بسیار مطلوب
زیربری در جهت مخالف تنش اصلی حداکثر، از سمت سنگ‌های سخت به سمت سنگ‌های نرم با پیشانی نامنظم	زیربری در جهت مخالف تنش اصلی حداکثر، از سمت سنگ‌های سخت به سمت سنگ‌های نرم با پیشانی منظم	زیربری بدون توجه به جهت تنش اصلی حداکثر و از سمت سنگ‌های ضعیف به سمت سنگ‌های سخت و یا از سمت بلوک‌های قبلی استخراج شده	زیربری در جهت تنش اصلی حداکثر و از سمت سنگ‌های ضعیف به سمت سنگ‌های سخت	زیربری در جهت تنش اصلی حداکثر و از سمت سنگ‌های ضعیف به سمت سنگ‌های سخت و یا از سمت بلوک‌های قبلی استخراج شده

برآورد قابلیت تخریب توده‌سنگ در روش استخراج تخریب توده‌ای، با استفاده از روش سیستم‌های ...: ص ۵۷-۷۸

جدول ۸- امتیاز عوامل در مطالعات موردی برای محاسبه اندیس تخریب

ردیف	عوامل	واحد	التیننت		کمث		آیرون کپ	
			مقدار	امتیاز	مقدار	امتیاز	مقدار	امتیاز
۱	مقاومت تراکمی	مگاپاسکال	۱۱۶	۱	۱۰۶	۱	۱۰۰	۲
۲	نسبت مدولی	-	۴۳۱	۱	۲۹۳	۳	۳۴۰	۲
۳	فراوانی ناپیوستگی‌ها	بر متر	۰٫۴۷	۰	۴٫۳	۲	۱٫۶	۱
۴	بازشدگی ناپیوستگی	میلی‌متر	۳-۱	۱	۵-۱	۲	۵-۳	۲
۵	پایایی ناپیوستگی	متر	۳-۱	۱	شبه پیوسته	۳	۳-۲	۱
۶	جهت‌داری ناپیوستگی	-	مطلوب	۳	مطلوب	۳	متوسط یا مطلوب	۲
۷	زبری ناپیوستگی	-	به طور نسبی زبر	۲	به طور نسبی زبر	۲	صاف	۳
۸	پرشدهی ناپیوستگی	میلی‌متر	کوارتز	۱	مواد نرم	۲	ندارد	۳
۹	هوازدهی ناپیوستگی	-	ندارد	۰	ندارد	۰	ندارد	۰
۱۰	تنش‌های برجا	مگاپاسکال	۳۲٫۶	۴	۲۰	۳	۱۴	۲
۱۱	جهت تنش‌ها	درجه	به موازات	۴	با زاویه کم	۳	به موازات	۴
۱۲	نسبت تنش‌ها	-	۲٫۹۶	۱	۴-۲	۱	۴-۲ برابر	۱
۱۳	آب زیرزمینی	-	به طور کامل خشک	۰	۱۳ لیتر بر ثانیه، خیس	۲	مرطوب	۱
۱۴	شعاع هیدرولیکی	متر	۶۰	۳	۱۰۰	۴	۱۰۰	۴
۱۵	ارتفاع زیربرش	متر	۸	۱	۱۸	۴	۱۰	۲
۱۶	ارتفاع بلوک	متر	۵۰۰	۴	۵۰۰-۳۵۰	۴	۴۰۰	۴
۱۷	شرایط زیربرش	-	مطلوب	۳	مطلوب	۳	مطلوب	۳
۱۸	سرعت تخلیه	میلی‌متر بر روز	۲۵۰ تا ۲۰۰	۲	۲۰۰ تا ۱۰۰	۱	۱۱۰	۱
۱۹	نحوه اجرای زیربرش	-	پیش زیربرش	۱	پیش زیربرش	۱	پیشرو	۲

جدول ۹- محاسبه اندیس قابلیت تخریب

شاخص‌ها	P_i	P_1	P_2	P_3	P_4	P_5	P_6	P_7	P_8	P_9	P_{10}	P_{11}	P_{12}	P_{13}	P_{14}	P_{15}	P_{16}	P_{17}	P_{18}	P_{19}	P_{20}
سهام عامل (%)	$\frac{(C+E)_i}{\sum_{i=1}^n (C+E)_i} \times 100$	۳/۳۷	۲/۶۶	۴/۸۱	۵/۲۱	۴/۹۱	۳/۹۹	۳/۵۸	۳/۵۸	۳/۴۸	۶/۰۳	۴/۶۰	۵/۲۱	۴/۷	۷/۹۸	۷/۰۶	۴/۸۱	۵/۶۲	۵/۵۲	۵/۴۲	۷/۴۸
سهام نرمال عامل	$\frac{1}{MP_{ij}} \times \frac{(C+E)_i}{\sum_{i=1}^n (C+E)_i} \times 100$	۰/۸۴	۰/۶۶	۱/۲۰	۱/۳۰	۱/۲۳	۱	۰/۸۹	۰/۸۹	۰/۸۷	۱/۵۱	۱/۱۵	۱/۳۰	۱/۱۸	۱/۹۹	۱/۷۶	۱/۲۰	۱/۴۱	۱/۳۸	۱/۳۵	۱/۸۷
امتیاز p_{ij} بر اساس جدول ۶	p_{ij}	۱	۱	۰	۱	۱	۳	۲	۱	۰	۴	۴	۱	۰	۳	۱	۴	۳	۲	۱	۴
سهام عامل در شاخص تخریب معدن التینیت	$a_i \times p_{ij}$	۰/۸۴	۰/۶۶	۰	۱/۳۰	۱/۲۳	۳	۱/۷۸	۰/۸۹	۰	۶/۰۴	۴/۶	۱/۳۰	۰	۵/۹۷	۱/۷۶	۴/۸۰	۴/۲۳	۲/۷۶	۱/۳۵	۷/۴۸
شاخص تخریب معدن التینیت	$CI_j = \sum_{i=1}^n a_i \times p_{ij}$	۴۹/۹۹																			
امتیاز p_{ij} بر اساس جدول ۶	p_{ij}	۲	۲	۱	۲	۱	۲	۳	۳	۰	۲	۴	۱	۱	۴	۲	۴	۳	۱	۲	۴
سهام عامل در شاخص تخریب معدن آبرون کپ	$a_i \times p_{ij}$	۶۸/۱	۱/۳۲	۱/۲	۲/۶	۱/۲۳	۲	۲/۶۷	۲/۶۷	۰	۳/۰۲	۴/۶۰	۱/۳	۱/۱۸	۷/۹۸	۳/۵۲	۴/۸	۴/۲۳	۱/۳۸	۲/۷	۷/۴۸
شاخص تخریب معدن آبرون کپ	$CI_j = \sum_{i=1}^n a_i \times p_{ij}$	۵۷/۵۶																			
امتیاز p_{ij} بر اساس جدول ۶	p_{ij}	۱	۳	۲	۲	۳	۳	۲	۲	۰	۳	۳	۱	۲	۴	۴	۴	۳	۱	۱	۴
سهام عامل در شاخص تخریب معدن کمت	$a_i \times p_{ij}$	۰/۸۴	۱/۹۸	۲/۴۰	۲/۶۰	۳/۶۹	۳	۱/۷۸	۱/۷۸	۰	۴/۵۳	۳/۴۵	۱/۳۰	۲/۳۶	۷/۹۸	۷/۰۴	۴/۸۰	۴/۲۳	۱/۳۸	۱/۳۵	۷/۴۸
شاخص تخریب معدن کمت	$CI_j = \sum_{i=1}^n a_i \times p_{ij}$	۶۳/۹۷																			

پارامترهای نرخ تخلیه و ارتفاع زیربرش از گروه عوامل هندسی و عملیاتی است. میانگین سهم اثر گذاری به ازای هر عامل در ستون چهارم جدول ۱۰ ارائه شده است. عوامل محیطی با میانگین ۶/۲۸ دارای بالاترین میانگین اثرگذاری عوامل هر گروه هستند.

مطابق جدول ۱۰، عوامل ژئومکانیکی با حدود ۵۳ درصد سهم، بالاترین سهم اثرگذاری بر سیستم و همچنین بالاترین سهم اندرکنش را در سیستم دارا هستند. بالاترین سهم شدت اثرگذاری مربوط به پارامتر تنش‌های بر جا از گروه عوامل محیطی و پایین ترین سهم شدت اثرگذاری مربوط به

جدول ۱۰- سهم اثرگذاری، اثرپذیری و اندرکنش گروه‌ها

گروه	شدت اثرگذاری بر سیستم (%)				شدت اثرپذیری از سیستم (%)				شدت اندرکنش با سیستم (%)			
	رکاب	رکاب	رکاب	رکاب	رکاب	رکاب	رکاب	رکاب	رکاب	رکاب	رکاب	رکاب
عوامل ژئومکانیکی	(P3)	(P9)	۷,۳۶	۳,۸۸	(P2)	(P4)	۲,۴۵	۲,۲۷	(P2)	(P4)	۳,۹۵	۳۵,۵۹
عوامل محیطی	(P10)	(P13)	۷,۵۶	۴,۹۰	(P11)	(P10)	۱۵,۹۵	۳,۹۸	(P11)	(P10)	۵,۱۳	۲۰,۵۴
عوامل هندسی	(P14)	(P15)	۴,۴۹	۳,۰۶	(P16)	(P14)	۲۸,۸۳	۹,۶۱	(P16)	(P14)	۶,۶۲	۱۹,۸۵
عوامل عملیاتی	(P17)	(P18)	۳,۴۷	۳,۰۶	(P19)	(P18)	۲۳,۲۱	۷,۷۷	(P19)	(P17)	۵,۵۲	۱۶,۵۶

عوامل ژئومکانیکی و محیطی در حالت کلی غیر قابل کنترل بوده و تنها در موارد خاص با در نظر گرفتن تمهیدات ویژه، نظیر شکست هیدرولیکی و ایجاد برش‌های عمودی در مرزهای کانسار می‌توان تغییرات محدود در بعضی از عوامل این دو گروه اعمال کرد؛ بنابراین به منظور افزایش قابلیت تخریب تمرکز طراحان معدن باید بر روی عوامل هندسی و عملیاتی باشد. در مواردی که نیاز به افزایش پتانسیل قابلیت تخریب باشد با تغییر در طراحی و برنامه تولید و به طور کلی ایجاد تغییرات در عوامل هندسی و عملیاتی امکان تغییر در قابلیت تخریب توده‌سنگ وجود دارد. همانطور که مشاهده می‌شود بالاترین میانگین سهم اندرکنش هر عامل با مقادیر ۶/۶۲ و ۵,۵۲ به ترتیب مربوط به گروه‌های عوامل هندسی و عملیاتی است؛ بنابراین با اعمال تغییرات کم در

در رابطه با شدت اثرپذیری، عوامل هندسی با سهم کل حدود ۲۹ درصد بالاترین سهم اثرپذیری و پس از آن عوامل عملیاتی، ژئومکانیکی و محیطی به ترتیب با سهم‌های ۲۳، ۲۰ و ۱۶ درصد در رده‌های بعدی قرار می‌گیرند. پارامتر شعاع هیدرولیکی با سهم ۱۱/۴۵ درصد بالاترین سهم را در گروه عوامل هندسی و پارامتر مدول الاستیسیته با سهم ۰/۴۱ درصد کمترین اثرپذیری را از سیستم دارا هستند. مطابق جدول ۱۰ عوامل هندسی دارای بالاترین سهم میانگین اثرپذیری نیز هستند. همان طور که در چهار ستون انتهایی جدول ۱۰ مشاهده می‌شود عوامل ژئومکانیکی با ۳۵/۵۹ درصد سهم، دارای بالاترین سهم اندرکنش با سیستم هستند و عوامل محیطی با سهم کل ۱۶/۵۶ کمترین اندرکنش با سیستم را دارند.

در رده‌بندی اندیس تخریب در جدول ۱۱، اندیس قابلیت تخریب معدن التینیت (۵۰)، در مرز گروه‌های با قابلیت تخریب متوسط و خوب قرار می‌گیرد. برای تعیین دقیق‌تر مرزهای رده‌بندی پیشنهاد شده نیاز است، روش *RES* بر روی اطلاعات معادن متعدد موفق و ناموفق که نیاز به القای تخریب داشته‌اند به‌کاربرده شود و مرزهای رده‌بندی رفته‌رفته تعدیل گردد.

عوامل این دو گروه می‌توان تغییرات قابل توجه‌تری در سیستم مشاهده کرد.

با توجه به این که هر سه معدن مورد مطالعه تخریب پذیر هستند می‌توان یک رده‌بندی مطابق جدول ۱۱، برای اندیس قابلیت تخریب بر اساس *RES* پیشنهاد داد. آناندا (Ananeda, 2008)، به استفاده از القای تخریب در بخش‌هایی از معدن التینیت در ابتدای تخریب اشاره کرده است؛ بنابراین

جدول ۱۱- رده‌بندی اندیس قابلیت تخریب

وضعیت قابلیت تخریب	رده‌بندی	دامنه تغییرات اندیس قابلیت تخریب
به طور کامل تخریب پذیر	خیلی خوب	$CI > 60$
تخریب پذیر	خوب	$50 < CI < 60$
نیاز به تحریک	متوسط	$40 < CI < 50$
به طور نسبی پایدار	بد	$30 < CI < 40$
به طور کامل پایدار	خیلی بد	$CI < 30$

مولفه‌ها با استفاده از مفهوم سیستم‌های مهندسی سنگ، معرفی و کدگذاری آن توسط گروهی از کارشناسان به روش *ESQ* انجام شده است.

پس از محاسبه شدت اثرگذاری و اثرپذیری عوامل موثر، مشخص شد که مقاومت فشاری سنگ بکر، فراوانی درزه‌ها و بازشدگی درزه از گروه پارامترهای ژئومکانیکی، جزو چهار عامل دارای بالاترین اثرگذاری، بر سیستم و در نتیجه قابلیت تخریب هستند. عوامل محیطی، عوامل هندسی و عوامل عملیاتی به ترتیب کنش بر سیستم بعد از عوامل ژئومکانیکی قرار می‌گیرند. عوامل هندسی با سهم کل حدود ۲۹ درصد بالاترین سهم اثرپذیری و پس از آن عوامل عملیاتی، ژئومکانیکی و محیطی در رده‌های بعدی اثرپذیری از سیستم قرار می‌گیرند. عامل تنش‌های برجا، بیشترین اندرکنش را با سیستم دارد. به طور کلی در میان همه عوامل، گروه عوامل هندسی بیشترین اندرکنش را با سیستم دارند. از آنجا که دخالت انسان در تعیین عوامل ژئومکانیکی و محیطی حداقل است و از طرفی سهم شدت اندرکنش، به ازای هر عامل در گروه‌های عوامل هندسی و عملیاتی نسبت

۶- بحث و نتیجه‌گیری

قابلیت تخریب یک توده معدنی یا کانسار یک عامل بحرانی در مطالعات امکان‌سنجی روش‌های تخریبی است. مطالعه‌ی قابلیت تخریب کانسنگ در روش تخریب توده‌ای مستلزم توجه به بازه‌ی گسترده‌ای از عوامل از جمله عوامل ژئومکانیکی، محیطی، عملیاتی و هندسی است؛ اما روش‌های موجود برای مطالعه‌ی قابلیت تخریب، فقط تعداد محدودی از عوامل موثر بر روند تخریب را در نظر گرفته‌اند؛ بنابراین روش سیستم‌های مهندسی سنگ، به عنوان رویکردی با قابلیت تحلیل توأمان همه عوامل موثر به همراه اندرکنش آن‌ها و توانایی بررسی دقیق فرآیندها، برای تعیین شاخصی برای برآورد قابلیت تخریب در روش استخراج تخریب توده-ای، می‌تواند انتخاب شود.

در این تحقیق پس از معرفی روش سیستم‌های مهندسی سنگ، برآورد اولیه معیارها و عوامل مؤثر در قابلیت تخریب انجام و ۱۹ عامل به عنوان عوامل موثر بر قابلیت تخریب معرفی شده است. سپس ماتریس اندرکنش بین

ترتیب برابر با ۶۴ و ۵۷/۵ است و این معادن در رده‌بندی انجام‌شده در این تحقیق به ترتیب در گروه‌های قابلیت تخریب خیلی خوب و خوب قرار می‌گیرند؛ اما معدن التنینت با شاخص قابلیت تخریب حدود ۵۰ در مرز گروه‌های قابلیت تخریب خوب و متوسط جانمایی می‌شود و ممکن است برای تخریب آن نیاز به تحریک باشد. در این شرایط می‌توان با القای تنش و ایجاد شرایط تخریب مصنوعی، قابلیت تخریب توده‌سنگ معدن را افزایش داد.

به سایر گروه‌ها بالاتر است؛ بنابراین در صورت قابلیت تخریب نامناسب بلوک معدنی می‌توان با تغییر یک یا چند عامل از گروه عوامل هندسی و عملیاتی نظیر تغییر در هندسه زیربرش، ارتفاع زیربرش، جهت حفر زیربرش و سرعت تخلیه، قابلیت تخریب بلوک را تغییر داد. با پیاده‌سازی روش توسعه داده شده در این تحقیق برای معادن التنینت، کمث و آبرون‌کپ مشخص گردید که شاخص قابلیت تخریب برای معادن کمث و آبرون‌کپ به

۷- منابع

- Ali, K. M., & Hasan, K. (2002). Rock mass characterization to indicate slope instability in Bandarban: a rock engineering systems approach. *Environ Eng Geosci*, 8(2), 105-119.
- Ananeda, Q. (2008). Lessons Learned in cave mining at El Teniente mine from 1997-2007. *Proceedings of 5th international conference and exhibition on mass mining*. Lulea, Sweden.
- Barla, G., Boshkov, S., & Pariseau, W. (1980). Numerical modeling of block caving at the Grace Mine. Turin, Italy: *Geomechanics applications in underground hard rock mining*.
- Benardos, A. G., & Kaliampakos, D. C. (2004). Modelling TBM performance with artificial neural networks. *Tunneling and Underground Space Technology*, 597-605.
- Brazovic, A. (2010). Characterization of primary copper ore for block caving at El Teniente mine. *PHD Thesis, Australia: Curtin University of Technology*.
- Brown, E. T. (2003). Block Caving Geomechanics. *Australia: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre*.
- Escobar, N., & Fishwick, M. (2000). An underground airblast, CODELCO Chile, Division Salvador. *proceedings of Massmin 2000*. 7, pp. 279-288. The Australian Institute of Mining and Metallurgy.
- Hudson, J. A. (1992). Rock Engineering Systems, Theory and Practice. *Chichester: Ellis Horwood Ltd*.
- Hudson, J. A. (2013). A review of Rock Engineering Systems (RES) applications over the last 20 years, Rock characterization, Modelling and Engineering Design Methods. *London: Taylor and Francis Group*.
- Karzulovic, A., & Flores, H. (2003). Geotechnical guidelines for a transition from open pit to underground mining. *Report to International Caving Study*.
- Kim, T. (2004). Development of a Fuzzy Logic Based Utilization Predictor Model for Hard Rock Tunnel Boring Machines. *PHD Thesis, U.S.A: Colorado School of Mines*.
- Laubscher, D. H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 90(10), 257-273.
- Lorig, L. J., Board, M. P., Potyondy, D. O., & Coetzee, M. J. (1995). Numerical modelling of caving using continuum and micro-mechanical models. *3rd canadian conference on computer application in the mineral industry*. Montreal, Qubec, Canada.

- Mahtab, M. A., & Dixon, J. D. (1977). Influence of rock fractures and block boundary weakening on cavability. *Trans Society of Mining Engineers of the AIME*.
- Mathews, K. E., Hoek, E., Stewart, S. B., & Wyllie, D. C. (1980). Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 metres in hard rock. *Ottawa: Golder Associates Report Canada Centre for Mining and Energy Technology*.
- Mawdesley, C. (2002). Prediction of rock mass cavability in block caving mines. *PHD Thesis, Australia: University of Queensland*.
- Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. (2001). Extending the Mathews stability graph for open-stope design. *Journal of Mining technology 110*, 27-39.
- Mazzoccola, D. F., & Hudson, J. A. (1996). A comprehensive method of rock mass characterization for indicating natural slope instability. *Q J Eng Geol*, 29, 37-56.
- McMahon, B. K., & Kendrick, R. F. (1969). Predicting the Block Caving Behavior of Ore Bodies. *New York: AIME*.
- Mohammad khani, M. (2014). Application of rock engineering systems to block caving. *PHD Thesis, Australia: School of Civil Engineering of the university of Queensland*.
- Palma, R., & Agarwal, R. (1973). A Study of the Caveability of Primary Ore at the El Teniente Mine. *NY: Technical Report from Colombia University*.
- Rafiee, R., Ataei, M., Khalokakaei, R., Jalali, S. E., & Sereshki, F. (2014). Determination and Assessment of Parameters Influencing Rock Mass Caveability in Block Caving Mines Using the Probabilistic Rock Engineering System. *International Journal of Rock Mechanics and Rock Engineering*.
- Rech, W. D., & Lorig, L. (1992). Predictive numerical stress analysis of panel caving at the Henderson Mine. *Proceedings of MassMin* (pp. 55-62). Johannesburg: SAIMM.
- Rozos, D., Pyrgiotis, L., Skias, S., & Tasagratos, P. (2008). An implementation of rock engineering system for ranking the instability potential of natural slopes in Greek territory. An application in Karditsa County. *Landslides*, 5(3), 261-270.
- Sainsbury, D. P., & Pierce, M. E. (2011). A historical review of the development of numerical cave propagation simulations. *2nd International FLAC/DEM Symposium*. Melbourne.
- Shin, H. S., Kwon, Y. C., Jung, Y. S., Bae, G. J., & Kim Y, Y. (2009). Methodology for quantitative hazard assessment for tunnel collapses based on case histories in Korea. *Int J Rock Mech Min Sci*, 46(10), 72-87.
- Smolik, J. (2012). Pre-feasibility Block Cave Mine Design - Iron Cap Deposit. *Vancouver: Seabridge Gold Inc*.
- Stewart, S. V., & Forsyth, W. W. (1995). The Mathews method for open stope design. *CIM Bull*, 45-53.
- Suorineni, F., Kaiser, P., & Tannant, D. (2000). Unifying application of the stability graph for open stope design. *CIM Bulletin*.
- Trueman, R., & Mawdesley, C. (2003). predicting cave initiations. *CIM Bulletin*, 96.

- Trueman, R., Mikula, P., Mawdesley, C., & Harries, N. (2000). Experience in Australia with the application of the Mathews method for open stope design. *CIM Bull.*
- VAN AS, A., & Jeffry, R. G. (2000). Hydraulic fracturing as a cave inducement technique at Northparkes Mines. *MassMin 2000*. Brisbane.
- Vyazmensky, A., Elmo, D., Stead, D., & Rance, J. (2007). Combined finite-discrete element modeling of surface subsidence associated with block caving mining. *Proceedings of 1st Canada -U.S. Rock Mechanics Symposium*, (pp. 467-475). Vancouver.
- Witte, A., Bostwick, C., Skrecky, G., Bent, H., Jakubec, J., Volk, J., & Major, K. (2013). Technical Report for the Kemess Underground Project. *Vancouver: AuRico Gld Inc.*
- Zare Naghadehi, M., & Khalokakaie, R. (2012). The assessment of rock slope instability along the Khosh-Yeylagh main road (Iran) using a systems approach. *Environment Earth Science*, 665-668.
- Zare Naghadehi, M., Jimenez, R., Khalokakaie, R., & Jalali, S. E. (2011). A probabilistic systems methodology to analyze the importance of factors affecting the stability of rock slopes. *Eng Geol*, 118(3), 82-92.