

ارزیابی تحلیلی و تطبیقی روش‌های تجربی تحلیل پایداری کارگاه‌های استخراج باز با نگاه ویژه به ملاحظات هندسی کارگاه

مقاله پژوهشی

حسن محمدی^۱؛ محمد فاتحی مرجی^{۲*}؛ سید محمد اسماعیل جلالی^۳؛ علی دباغ^۴

۱- دانشجوی دکتری؛ دانشکده مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه یزد، hmohammadi7@gmail.com

۲- استاد؛ دانشکده مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه یزد، mfatehi @ yazd.ac.ir

۳- استاد؛ گروه استخراج معدن، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود، Jalalime@shahroodut.ac.ir

۴- استادیار؛ دانشکده مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه یزد، adabagh @ yazd.ac.ir

دریافت دست‌نوشته: ۱۴۰۱/۱۲/۲۷؛ پذیرش دست‌نوشته: ۱۴۰۲/۰۶/۰۴

شماره صفحات: ۱۱۱ تا ۱۲۸

شناسه دیجیتال (DOI): 10.22044/TUSE.2023.12860.1475

واژگان کلیدی	چکیده
روش‌های تجربی هندسه کارگاه تحلیل پایداری کارگاه‌های استخراج باز	روش‌های تجربی تحلیل پایداری کارگاه‌های استخراج باز بر پایه تاثیر عوامل ژئومکانیکی و ژئومتری، بنیان گذاشته شده‌اند. تقریباً در همه روش‌های تجربی، هندسه کارگاه با شاخص شعاع هیدرولیکی بیان شده و در تمامی نمودارهای تجربی پایداری، در یک محور، شعاع هیدرولیکی و در محور دیگر سایر عوامل موثر، مانند ویژگی‌های ژئومکانیکی، عوامل محیطی و ... با عناوین مختلف، قابل مشاهده است. علاوه بر شعاع هیدرولیکی شاخص دیگری به نام ضریب شعاع، با هدف رفع کاستی‌های شعاع هیدرولیکی تعریف شده که این موضوع حاکی از نقش و اهمیت قابل توجه هندسه کارگاه در تحلیل پایداری آن است. هر دو شاخص دو پارامتری بوده و از میان ویژگی‌های هندسی متعدد کارگاه استخراج، شعاع هیدرولیکی تنها مساحت و محیط و شاخص ضریب شعاع، تنها اندازه شعاع و زاویه جانمایی شعاع بر روی سطح مورد مطالعه را منظور می‌نمایند. این شاخص‌ها دارای نواقصی از جمله، عدم کارایی برای هندسه‌های نامنظم، کم بودن میزان همبستگی با پایداری، دو بعدی بودن، دامنه کم تاثیر نسبت ابعادی، چشم‌پوشی از اعوجاج در بعد سوم، عدم ملاحظه وجود پایه در کارگاه، عدم ملاحظه انباشتگی کارگاه و پاسخ‌گو نبودن در نسبت‌های ابعادی بزرگ هستند. بر این اساس هیچ یک از دو شاخص مذکور در حد لزوم و کفایت نمی‌توانند نماینده مناسبی از هندسه کارگاه باشند. برای دست یابی به روابط تجربی کامل‌تر و دقیق‌تر، ضروری است شاخص‌های هندسی‌ای که در برگیرنده تعداد بیشتری از ویژگی‌های کارگاه استخراج باشند را تدوین کرد.

۱- مقدمه
روش‌های تحلیلی، روش‌های عددی، روش‌های مدل‌سازی فیزیکی و روش‌های تجربی، برای تحلیل پایداری فضاهای استخراج زیرزمینی وجود دارد. در این میان روش تجربی به دلیل تطابق قابل ملاحظه با واقعیت، سادگی کاربرد، اتکا به نتایج موارد تجربه شده به‌ویژه برای برآورد اولیه پایداری کارگاه‌های استخراج، روشی متعارف و اطمینان بخش به‌شمار

از منظر پایداری هرگاه یک ماده معدنی و کمر بالای آن مقاوم باشد، ممکن است به‌توان روش‌های استخراج کارگاه‌های باز را برای استخراج ماده معدنی انتخاب نمود. در این شرایط موضوع پایداری فضاهای استخراجی در صدر ملاحظات فنی معدن کاری قرار می‌گیرد. به‌طور کلی روش‌های مختلفی مانند

می‌رود.

کشف شده جدید نیز که نتیجه این پژوهش است به آن اضافه شده است. در نهایت تعیین اعتبار این دو شاخص برای نمایندگی هندسه کارگاه در روش‌های تجربی انجام شده است.

۲- بررسی پیشینه مطالعات

روش‌های تجربی متعددی به منظور تحلیل پایداری سقف و دیواره‌های فضاهای زیرزمینی وجود دارد. با توجه به این‌که همواره تخریب و پایداری مکمل هم هستند، هرگز نمی‌توان این دو موضوع را جدا از هم دانست. با این حال، اگرچه موضوع این پژوهش، پایداری است اما به روش‌های مبتنی بر تخریب هم اشاره مختصری خواهد شد. از مهمترین روش‌های تجربی موجود برای بررسی آستانه تخریب یا پایداری دیواره‌ها و سقف فضاهای زیرزمینی، می‌توان به روش کینگ (*king*)، شاخص قابلیت تخریب (*Cavability Index*)، حداقل عرض زیربرش (*minimum span UnderCut*)، نمودار تخریب لابسچر (*Laubscher's Cavig Chart*)، نمودار پایداری ماتیوس، نمودار توسعه یافته ماتیوس، نمودار پاتوین، نمودار نیکسون و نمودار استوارت و فورسیت اشاره کرد. برخی از این روش‌ها عمدتاً بر تخریب‌پذیری کارگاه و برخی دیگر بر پایداری فضاهای زیرزمینی تمرکز دارند.

۱-۲- روش‌های تجربی برآورد تخریب‌پذیری

روش کینگ، اولین روش تجربی پیش‌بینی تخریب است که در سال ۱۹۴۵ برای معادن کلایمکس (*Climax*) ارائه شده است. در این روش میزان تخریب‌پذیری توده‌سنگ بر مبنای نوع سنگ، فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها و سنگ‌شناسی آن برآورد شده است. این روش به دلیل این‌که بسیاری از خصوصیات ژئومکانیکی ناپیوستگی‌ها و سایر عوامل موثر بر قابلیت تخریب توده‌سنگ را در نظر نگرفته است، چندان قابل اتکا نیست (*Mahtab & Dixon, 1977*).

در روش شاخص قابلیت تخریب، رابطه کمی بین *RQD* و سهولت تخریب بر مبنای تجربه‌های قبلی تخریب در معادن کلایمکس و یوراد (*Urad*) توسعه داده شده است. در این روش عواملی مانند *RQD* و عامل ساییدگی (برای انفجار ثانویه)، برای تعریف شاخص قابلیت تخریب مورد استفاده قرار گرفته‌اند. (*McMahon & Kendrick, 1969*)؛ این روش برای کاربردهای محلی و فقط با در نظر گرفتن *RQD* مورد استفاده قرار گرفته، از این رو

عوامل مختلفی بر پایداری کارگاه‌های استخراج و فضاهای زیرزمینی تاثیر گذار هستند که به دو دسته طبیعی (وابسته به محیط احداث کارگاه) و غیر طبیعی (مانند عوامل عملیاتی، هندسه کارگاه و...) قابل تقسیم هستند. به هر حال هنگام تحلیل پایداری، فقط عوامل غیرطبیعی به‌ویژه هندسه کارگاه، قابل کنترل و در اختیار طراح است. بررسی روش‌های تجربی تحلیل پایداری موجود نشان می‌دهد که موضوع هندسه کارگاه تقریباً در همه روش‌های تجربی از جمله روش‌هایی نظیر نمودارهای پایداری ماتیوس (*Mathews' Stability Graph*)، پاتوین (*Potvin*)، نیکسون (*Nickson*)، استوارت و فورسیت (*Stewart & Forsyth*) به‌طور ویژه مورد توجه قرار گرفته و با شاخصی به نام شعاع هیدرولیکی تعریف شده است. در تمامی این نمودارها، در یک محور، شعاع هیدرولیکی و در محور دیگر سایر عوامل موثر مانند ویژگی‌های ژئومکانیکی، عوامل محیطی و ... با عناوین مختلف، قابل مشاهده است. همچنین با هدف بهبود کاستی‌های شعاع هیدرولیکی سعی شده است از شاخص دیگری به نام ضریب شعاع نیز در تحلیل پایداری تجربی استفاده شود که این موضوع حاکی از نقش و اهمیت قابل توجه تاثیر هندسه کارگاه بر پایداری کارگاه است.

تاکنون عمده پژوهش‌های انجام شده در روش‌های تجربی پایداری، بر روی اصلاح مدل اولیه ماتیوس متمرکز بوده که از آن جمله می‌توان به کارهای پاتوین، نیکسون، استوارت و فورسیت، سوریننی (*Suorinen*)، ترومن (*Trueman*) و مادسلی (*Mawdesley*) اشاره کرد. هر چند هندسه کارگاه با شاخص شعاع هیدرولیکی (*HR*) و ضریب شعاع (*RF*) معرفی شده است ولی تاکنون در تمام نمودارهای پایداری صرفاً *HR* مورد استفاده قرار گرفته است.

در این پژوهش با یک نگاه تحلیلی و تطبیقی به موضوع اعتبارسنجی دو پارامتر *HR* و *RF* برای بیان تاثیر هندسه کارگاه بر روی پایداری آن پرداخته است. بنابراین در ابتدا، تمام روش‌های تجربی تحلیل پایداری و اصلاحات انجام شده بر روی آن‌ها با هدف دستیابی به آخرین یافته‌ها بررسی شده، سپس با نگرش ویژه به ملاحظات هندسی کارگاه، نقاط قوت و ضعف هر یک مطالعه، و کاستی‌های موجود که قبلاً توسط محققین این حوزه شناسایی شده بود گردآوری شد و اشکالات

و عدم تایید تعدادی از مطالعات موردی، شک و تردید را در مورد صحت مناطق تخریب و پایداری در بخش تخریب‌شونده و پایدار نمودار لابسچر 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 نیز دشوار است (Mawdesley, 2002).

آزادمهر و همکاران (۲۰۱۷ و ۲۰۱۹)، همچنین رفیعی و همکاران (۲۰۱۴) تحقیقاتی در مورد ارزیابی تخریب‌پذیری کارگاه‌های استخراجی تخریب بلوکی انجام داده‌اند، هرچند ممکن است این یافته‌ها راه‌کارهایی برای ارزیابی پایداری کارگاه نیز ارائه دهند ولی آن‌چه مسلم است از یافته‌های این تحقیقات مستقیماً نمی‌توان برای تحلیل پایداری کارگاه‌های باز استفاده کرد.

۲-۲- روش‌های تجربی برآورد پایداری

روش تجربی تحلیل پایداری، توسط ماتیوس بنیان گذاشته شد و با تکامل پایگاه‌های اطلاعاتی و دسترسی به اطلاعات بیشتر توسط مادسلی، پاتونین، نیکسون، استوارت، فورسیت و ... اصلاح شده است.

۲-۲-۱- روش نمودار پایداری ماتیوس

نمودار پایداری ماتیوس برای طراحی کارگاه‌های استخراج باز (*Open stoping*) در عمق کمتر از ۱۰۰۰ متر ارائه شده است. طراحی در روش ماتیوس مطابق شکل ۱، بر اساس برآیندی از دو پارامتر عدد پایداری (N) و ضریب شکل یا شعاع هیدرولیکی (HR) انجام می‌شود. عدد پایداری نشان‌دهنده توانایی توده‌سنگ در حفظ پایداری تحت تنش‌های موجود است و ضریب شکل یا شعاع هیدرولیکی برای اعمال اثر هندسه کارگاه، استفاده می‌شود. نمودار پایداری ماتیوس، به سه ناحیه‌ی پایدار، احتمالاً ناپایدار و تخریبی و نیز دو ناحیه‌ی گذار تقسیم می‌شود. در روش نمودار پایداری ماتیوس، از سیستم طبقه‌بندی Q' برای برآورد کیفیت توده‌سنگ استفاده می‌شود. مقدار Q' از رابطه ۱ قابل محاسبه است.

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \quad (1)$$

که در آن:

RQD : شاخص کیفیت توده‌سنگ

J_n : عدد دسته درزه در سیستم طبقه‌بندی Q

J_r : عدد زبری درزه در سیستم طبقه‌بندی Q

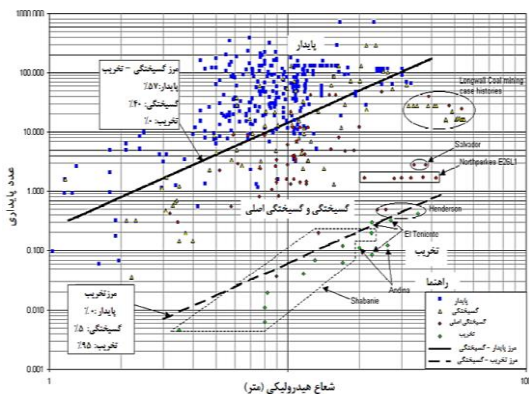
نتایج حاصله چندان قابل اتکا نبوده و قابلیت تعمیم این روش به سایر معادن با شرایط متفاوت توده‌سنگ وجود ندارد (Mawdesley, 2002).

روش حداقل عرض زیربرش، برای بررسی فرآیند آغاز تخریب سقف، ارائه شده است. در این روش برای اولین بار عامل هندسه کارگاه در تخریب‌پذیری آن مورد استفاده قرار گرفته است. انواع مختلف توده‌سنگ، تمایل طبیعی به تشکیل سقف قوسی شکل دارند و دهانه قوس تشکیل شده به مقاومت سنگ و تنش‌های القایی وابسته است (Vera, 1981).

لابسچر روشی را برای تخمین عرض زیربرش مورد نیاز برای تخریب پیوسته در شرایط مقاومت متغیر توده‌سنگ برای جلوگیری از تشکیل سقف قوسی شکل پیشنهاد داده است. به‌طور کلی اگر عرض زیربرش به حد کافی بزرگ باشد، در هر نوع توده‌سنگی با هر مقاومت و مشخصات مکانیکی، تخریب امکان‌پذیر خواهد بود. در حالت متعارف و معمول، دو عامل درجه شکستگی‌های توده سنگ و امتیاز درزه، تعیین می‌کند که آیا توده‌سنگ تخریب می‌شود یا پایدار می‌ماند (Laubscher, 2000). در این راستا لابسچر یک سیستم طبقه‌بندی به‌نام امتیاز معدن کاری توده‌سنگ ($MRMR$) ارائه کرده است. امتیاز معدن کاری توده‌سنگ از ضرب RMR در عامل‌های تعدیل به‌دست می‌آید. لوریگ ($Lorig$) (۱۹۹۵)، ون‌اس ($Van As$) و جفری ($Jeffrey$) (۲۰۰۰)، اسکوبار ($Scobar$) و فیش‌ویک ($Fish Wicke$) (۲۰۰۰)، تفاوت‌های قابل توجهی را بین مدل واقعی ابعاد زیربرش و آنچه توسط نمودار لابسچر پیش‌بینی شده بود، گزارش داده‌اند. همچنین در توده‌سنگ‌های با مقاومت بیشتر، به علت کم بودن مطالعات موردی، تخمین‌های نادرست توسط نمودار لابسچر گزارش شده است. به‌بیان دیگر، موقعیت مرزها در نمودار تخریب لابسچر برای تخمین قابلیت تخریب یا پایداری توده‌سنگ‌های مقاوم با $MRMR$ بالاتر از ۵۰ قابل اطمینان نیست (Sainsbury & Pierce, 2011; Trueman & Mawdesley, 2003).

علاوه بر این موارد، فقدان دستورالعمل‌های قابل فهم و روشن در استفاده از تعدیلات معدنی در تعیین مقدار $MRMR$ به‌نوبه خود بر روی قابلیت اطمینان محاسبات $MRMR$ تاثیرگذار است. در نمودار تخریب لابسچر تعداد محدودی از مطالعات موردی، سه ناحیه پایداری مجزا را مشخص می‌کنند

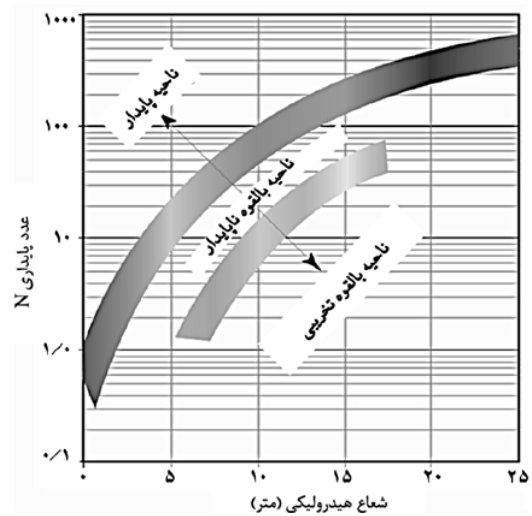
ماتیوس شامل داده‌های جدید و نواحی پایدار ترسیم شده به-روش آماری است. این نمودار بر اساس پایگاه داده‌ای متشکل از ۴۰۰ نمونه از معدن چارلوت (Charlotte) و سایر معادن استرالیا توسط مادسلی تعمیم داده شده است به طوری که هم اکنون شامل تجربیات کارگاه‌های باز برای طیف وسیعی از سطوح هندسی و وضعیت توده سنگ است (شکل ۲) (Mawdesley, et al., 2001).



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

نمودار توسعه یافته ماتیوس یک نمودار لگاریتمی-لگاریتمی با منطقه پایدار و نواحی شکست اصلی خطی، به جای قالب لگاریتمی-خطی با مرزهای پایداری منحنی است. توسعه پایگاه داده، مجموعه‌ای از داده‌های گسترده را بوجود آورده که می‌توان روش‌های آماری را بر روی آنها اعمال کرد. رگرسیون منطقی برای بهینه کردن جانمایی نواحی پایدار و تولید خطوط هم احتمال برای پیش‌گویی سطوح پایدار و نواحی با شکست جزئی و یا عمده استفاده شد. مزیت رگرسیون منطقی در توانایی آن برای به حداقل رساندن عدم قطعیت‌های منعکس شده در روش، از طریق استفاده از برآورد حداکثر درست‌نمایی نهفته است. استفاده از آمار، عامل ذهنی، درجه قابلیت اطمینان و عدم دقت ذاتی را در روش ماتیوس تغییر نمی‌دهد. آمار می‌تواند برای در نظر گرفتن برخی از تغییرات ذاتی در داده‌ها استفاده شود، اما استفاده از رگرسیون آماری نباید به عنوان افزودن سطح بیشتری از دقت به روش نمودار پایداری ماتیوس اشتباه گرفته شود. رگرسیون احتمالاتی باید به عنوان ابزاری عینی برای محاسبه مرزهای نواحی و خطوط هم احتمال برای داده‌های پایدار موجود در نظر گرفته شود. از طریق رگرسیون منطقی خطرات مرتبط با

عدد هوازدگی درزه در سیستم طبقه‌بندی Q



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

عدد پایداری مطابق رابطه ۲، از حاصل ضرب Q' در ضرایب تعدیل برای تنش‌های القایی، جهت ناپیوستگی و جهت جبهه کار به دست می‌آید.

$$N = Q' \times A \times B \times C \quad (2)$$

که در آن:

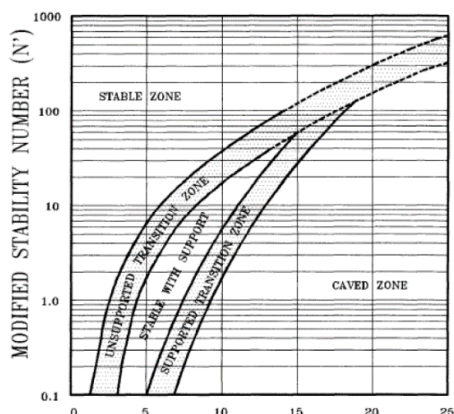
- A: ضریب تعدیل تنش برابر با نسبت مقاومت سنگ بکر به تنش فشاری القایی در خط مرکزی جبهه کار
- B: ضریب تعدیل جهت‌داری درزه برابر با زاویه‌ی اختلاف نسبی شیب جبهه کار و دسته درزه‌ی بحرانی
- C: ضریب تعدیل جهت‌داری جبهه کار برابر با شیب سطح استخراجی و تأثیر آن بر پایداری جبهه کار است.

نمودار پایداری ماتیوس بر پایه تجزیه و تحلیل بیش از ۲۶ مطالعه موردی از سه معدن از معادن زیرزمینی کانادا و ۲۹ مورد از اطلاعات بازیابی شده از منابع استوار است و در برگزیده عوامل اصلی موثر بر طراحی کارگاه‌های باز است (Suorineni et al., 2000).

۲-۲-۲- روش نمودار توسعه یافته ماتیوس (مادسلی)

با افزایش مطالعات موردی در کاربرد نمودار پایداری ماتیوس، ترومن داده‌های مربوط به پایداری، گسیختگی‌های فرعی و اصلی مناطق مورد مطالعه را جمع‌آوری و روش ماتیوس را در دامنه وسیعی از خصوصیات توده سنگ، توسعه داده است (Trueman, et al., 2001). نمودار تعمیم یافته‌ی لگاریتمی

اولیه مقایسه کرد. نیکسون در نتیجه این مقایسه که در شکل ۴، نشان داده شده است یک نمودار پایداری اصلاح شده مجدد، شامل یک ناحیه پایدار با نگهداری و یک ناحیه انتقالی پیشنهاد کرد (Shacker, 2019).



شکل ۴- نمودار پایداری نیکسون (Nickson, 1992)

۵-۲-۲-۲- روش نمودار پایداری استوارت و فورسیت
نمودار پایداری استوارت و فورسیت نیز در راستای اصلاح نمودار پایداری ماتیوس ارایه شده است. مطابق شکل ۵، در نمودار پایداری استوارت و فورسیت، چهار ناحیه پایدار، احتمالاً ناپایدار، دارای احتمال وقوع شکست بزرگ و احتمالاً تخریبی و سه ناحیه‌ی گذار وجود دارد. در نمودار پایداری استوارت و فورسیت، ناحیه‌ی احتمالاً تخریبی بر مبنای نمودار تخریب لابسچر تقریب زده شده بود، اما از آنجاکه داده‌ای برای اعتبارسنجی مکان قرارگیری خط تخریب وجود نداشت، استوارت و فورسیت با استفاده از آنالیز برگشتی نمونه‌هایی از معادن تخریب بلوکی و پهنه‌ای، ناحیه‌ی تخریب را در نمودار، با قابلیت اطمینان بیش‌تر ترسیم کردند (Mawdesley, et al., 2001)

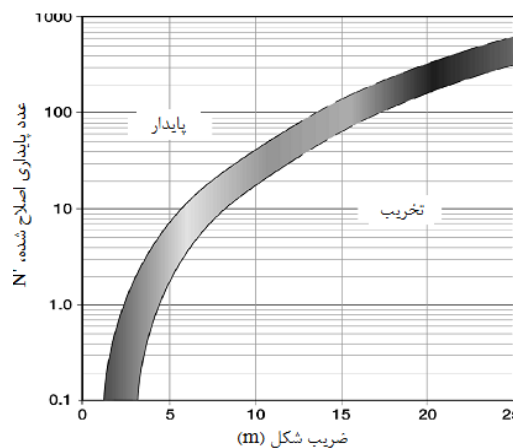
سوریننی (۲۰۱۰) با بررسی نمودارهای پایداری، عوامل متعددی را در ایجاد نواحی نمودارهای پایداری شناسایی کرد. تعدادی از این محدودیت‌ها عبارتند از:

- عدم ملاحظه زمان پایداری
- چشم پوشی از تاثیر آتش‌کاری‌های ضعیف
- ساده‌سازی هندسه کارگاه‌های نامنظم و پیچیده
- کم اهمیت دانستن تاثیر شکستگی‌های کم‌پایین
- عدم ملاحظه تاثیر گسل‌ها
- ذهنیت‌گرایی در تعریف زون‌ها

استفاده از این تکنیک می‌تواند کمی سازی شود و اهمیت آماری مناطق پایدار مشخص شود. باید توجه داشت که هم روش ماتیوس و هم روش‌های توسعه یافته آن به داده‌هایی تکیه می‌کنند که دقیق نیستند. توانایی روش ماتیوس توسعه یافته، در نمایش مرزهای منطقه پایداری معین شده آماری و خطوط هم احتمال نهفته است. در این روش می‌توان عدم قطعیت‌های ذاتی در تکنیک طراحی را در محدوده وسیع‌تری از هندسه‌های سطوح کارگاه و شرایط توده سنگ نسبت به روش‌های دیگر اندازه‌گیری کرد. توسعه روش ماتیوس توسط مادلسی باعث شد که این روش به ابزاری قدرتمند برای ارزیابی ریسک و بهینه‌سازی طراحی کارگاه‌های باز تبدیل شود.

۳-۲-۲- روش نمودار پایداری پاتوین

نمودار پاتوین در واقع یک نسخه اصلاح شده از نمودار پایداری ماتیوس است. بر اساس شکل ۳، نمودار پاتوین، شامل دو ناحیه‌ی پایدار و تخریبی و یک ناحیه‌ی گذار است. این نمودار بر اساس بررسی ۱۷۵ مورد مطالعاتی بنا نهاده شده است. نتایج حاصل از نمودار پایداری پاتوین در شرایطی که شعاع هیدرولیکی کوچک باشد، نسبت به نتایج حاصل از نمودار پایداری ماتیوس محافظه‌کارانه‌تر است (Mawdesley, et al., 2001)



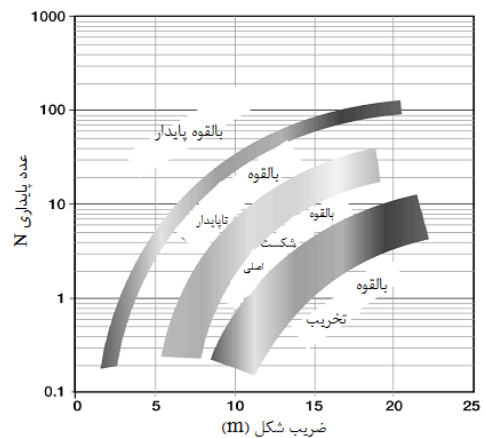
شکل ۳- نمودار تعمیم یافته‌ی پایداری ماتیوس با استفاده از رگرسیون آماری (Mawdesley, et al., 2001)

۴-۲-۲- روش نمودار پایداری نیکسون

نیکسون (۱۹۹۲) یک پایگاه داده با ۵۹ مورد مطالعاتی از ۱۳ معدن را گردآوری کرد و این پایگاه داده را با نمودار پایداری

برای بهبود پارامترهای اثر گذار بر پایداری کارگاه‌های استخراج باز، مشتمل بر عوامل ژئومکانیکی و ژئومتری انجام شده که در **جدول ۱**، تاریخچه اصلاحات صورت گرفته ارایه شده است. تنوع و تعدد تحقیقات انجام شده نشان می‌دهد که روش‌های تجربی تحلیل پایداری در کانون توجه محققین و مورد استقبال آنها بوده است. در برخی از تحقیقات، اصلاحات انجام شده منجر به ارایه نمودار تجربی جدید شده است، اما عمده پژوهش‌ها بر اصلاح و واسنجی مدل‌های ارایه شده قبلی متمرکز بوده و برخی نیز بر توسعه و کاربرد کردن آنها استوار بوده است. از جمله در آخرین پژوهش‌ها، مرتضوی (۲۰۲۱) با وارد کردن همه موردهای مطالعاتی و حذف عوامل نامطمئن در تعیین عدد پایداری، نمودار پایداری جدیدی معرفی نموده است، همچنین سوریننی و مادنوا (Madenova) (۲۰۲۲) یک نمودار پایداری کیفی را برای تحلیل پایداری کارگاه‌های باز ارایه نموده‌اند.

• عدم ملاحظه بخش‌های پر شده کارگاه‌ها



شکل ۵- نمودار پایداری استوارت و فورسیت (Stewart & Forsyth, 1995)

علاوه بر موارد بیان شده، تحقیقات متعدد دیگری نیز

جدول ۱- تاریخچه اصلاحات انجام شده در مورد روش‌های تجربی تحلیل پایداری

موضوع	محقق/محقق	سال	ردیف
معرفی نمودار پایداری	Mathews et al	۱۹۸۱	۱
واسنجی نمودار ماتپوس	Potvin	۱۹۸۸	۲
نگهداری با کابل مهاری	Potvin & Milne	۱۹۹۲	۳
توصیف آماری نواحی پایدار و نا پایدار	Nickson	۱۹۹۲	۴
باز تعریف نواحی گذار	Stewart & Forsyth	۱۹۹۵	۵
اصلاح ضریب نقل	Hadjigeorgiou, Leclair & Potvin	۱۹۹۵	۶
توصیف آماری نواحی پایدار و نا پایدار	Hadjigeorgiou et al	۱۹۹۵	۷
معرفی ضریب شعاع (RF)	Milne, Pakalnis & Lunder	۱۹۹۶	۸
اصلاح ضریب نقل برای کمر پایین	Clark & Pakalnis	۱۹۹۷	۹
تحلیل آماری جامع در پایداری فضاها زیرزمینی	Suorinen	۱۹۹۸	۱۰
پیشنهاد شاخص‌های حجمی	Germain & Hadjigeorgiou	۱۹۹۸	۱۱
تحلیل آماری نمودار پایداری	Suorinen	۱۹۹۸	۱۲
معرفی ضریب گسل	Suorinen et al	۱۹۹۹	۱۳
اصلاح ضریب تنش	Diederichs & Kaiser	۱۹۹۹	۱۴
اصلاح زون‌های نمودار با استفاده از اطلاعات معادن استرالیا	Trueman et al, Mawdesley et al	۲۰۰۱	۱۵
تحلیل آماری با استفاده از رگرسیون منطقی	Trueman & Mawdesley	۲۰۰۳	۱۶
نمودارهای پایداری وابسته به زمان	Suorinen, Henning & Kaiser	۲۰۰۱	۱۷
مدل‌سازی عددی به منظور اعتبار سنجی ضریب B در روش‌های تجربی	Bewick & Kaiser	۲۰۰۹	۱۸
اصلاح ضریب تنش	Mitri, Hughes, & Zhang	۲۰۱۱	۱۹
بهبود عدد پایداری	Suorinen	۲۰۱۲	۲۰
توسعه نمودار ماتپوس	Mathews, Trueman & White	۲۰۱۳	۲۱
یک‌پارچه کردن نمودار پایداری ماتپوس	Mortazavi	۲۰۲۱	۲۲
ارایه نمودار پایداری کیفی برای کارگاه باز	Suorinen & Madenova	۲۰۲۲	۲۳

۳- ارزیابی روش‌های تحلیل پایداری تجربی

موجود

درحالی‌که ثابت شده نمودارهای پایداری برای تعیین ابعاد کارگاه‌های باز مفید است، در واقع پایداری کارگاه، به ویژگی‌های توده سنگ محلی که معدن در آن واقع شده است بستگی دارد و ممکن است شناسایی آن ویژگی‌ها در مرحله طراحی دشوار باشد. چنانچه شرایط نامطلوبی وجود داشته باشد که در مرحله طراحی شناسایی نشده باشد، این کاستی اطلاعات باعث می‌شود در کارگاهی با طراحی پایداری محافظه‌کارانه، شکست رخ دهد (Shacker, 2019).

روش نمودار توسعه‌یافته ماتیوس دستورالعمل‌های دقیق‌تری نسبت به نمودار لابسچر برای تعیین ضرایب تعدیل ارائه کرده است ولی خطوط مرزی که گسیختگی اصلی را از ناحیه تخریب پیوسته جدا می‌کند به‌طور دقیق تعیین نشده است.

نمودار پاتوین، شامل دو ناحیه‌ی پایدار و تخریبی و یک ناحیه‌ی انتقالی است و صرفاً برای برآوردهای اولیه شعاع هیدرولیکی لازم برای پایدار ماندن یا شروع تخریب، مناسب است.

نمودار پایداری استوارت و فورسیت نیز در راستای اصلاح نمودار پایداری ماتیوس ارائه شده است. در این روش، ناحیه‌ی تخریب، با قابلیت اطمینان بیش‌تری نسبت به نمودار ماتیوس و لابسچر رسم شده است.

به‌طور کلی روش‌های نمودار لابسچر و نمودار توسعه‌یافته ماتیوس نسبت به سایر روش‌ها، دارای دامنه کاربرد بیشتری هستند. از آنجاکه روش توسعه یافته ماتیوس برای طراحی کارگاه‌های باز توسعه داده شده است، علی‌رغم شفافیت بیشتر نسبت به روش لابسچر در استفاده از ضرایب تعدیل، برای بررسی موضوع تخریب کمتر استفاده شده است. در عین حال، روش نمودار لابسچر در خصوص توده‌سنگ‌های با مقاومت بالا، تخمین‌های نادرستی از تخریب‌پذیری ارائه می‌دهد.

روش نمودار استوارت و فورسیت نیز گرچه با استفاده از آنالیز برگشتی و استفاده از داده‌های معادن تخریب توده‌ای، تخمین مناسبی در ناحیه تخریب‌پذیر انجام می‌دهد، اما به علت عدم وجود مرزهای مشخص بین نواحی چهارگانه در این نمودار، نسبت به روش‌های نمودار لابسچر و نمودار

توسعه یافته ماتیوس، کمتر مورد استفاده قرار گرفته است. روش نمودار لابسچر بر اساس تخریب تدوین شده است. کاربرد این نمودار برای تخمین پایداری، تخمین‌های محافظه-کارانه‌ای را ارائه می‌دهد. این در حالی است که سایر نمودارهای مانند ماتیوس، توسعه یافته ماتیوس، پاتوین، نیکسون، استوارت و فورسیت بر اساس پایداری تدوین شده‌اند و در تخمین پایداری سقف و دیواره، اعداد واقع‌گرایانه‌تری را به دست می‌دهند. در عین حال، روش استوارت و فورسیت نسبت به روش توسعه یافته ماتیوس بسیار محافظه‌کارانه است. طراحی‌های انجام شده با استفاده از این روش، حاشیه اطمینان بسیار بالایی دارد که این سطح از ضریب اطمینان در کارهای معدنی مورد نیاز نیست.

در عمل برای قضاوت در مورد پایداری، باید با استفاده از تمامی روش‌های تجربی پیش‌گفته، به برآورد قابلیت پایداری اقدام نمود و سپس از طریق قضاوت مهندسی، تحلیل عددی و مقایسه نتایج به‌دست آمده با موارد مشابه، تصمیم‌گیری کرد.

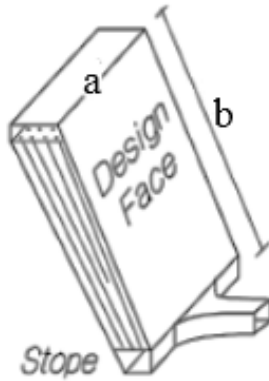
۴- کاستی‌های شاخص‌های هندسی

کارگاه‌های استخراج باز

ابعاد کارگاه معمولاً بر اساس ویژگی‌های متغیر توده سنگ، تنش‌های موضعی، ابعاد کنسار، روش استخراج و سایر عوامل، برای حداکثر ابعادی که کارگاه توانایی پایداری دارد، طراحی می‌شود. بسته به بعد طراحی شده، از معیارهای مختلفی برای نمایش هندسه کارگاه استفاده می‌شود (Shacker, 2019). بررسی‌های انجام شده نشان می‌دهد که در تمامی روش‌های تجربی تحلیل پایداری، اثر هندسه کارگاه با شاخص‌هایی مانند ضریب شکل و یا شعاع هیدرولیکی به صورت یک محور مجزا در مقابل سایر عوامل موثر دیگر وارد شده است و این بدان معنی است که هندسه کارگاه دارای اهمیت است. با وجود این، در روش‌های تجربی تحلیل پایداری به این موضوع به اندازه‌ی لازم و کافی پرداخته نشده و وزن متناسب با آن منظور نشده است.

برای توصیف ماهیت سطوح بدون نگهداری در فضاهای زیرزمینی دو شاخص وجود دارد، یکی شعاع هیدرولیکی با نماد HR که در نمودارهای پایداری استفاده می‌شود و شاخص دیگر ضریب شعاع با نماد RF ، که قابلیت انعطاف بیشتری دارد

(Pakalnis, 1997). برای آشنایی با روش محاسبه شعاع هیدرولیکی شکل ۶، نشان داده شده است.



شکل ۶- نمایش ابعاد کارگاه برای برآورد شعاع هیدرولیکی در یک کارگاه مستطیل شکل

برای کارگاهی با سطح دیواره‌ی مستطیل شکل به طول a و ارتفاع b شعاع هیدرولیکی از رابطه ۳ قابل محاسبه است.

$$HR = \frac{\text{area}}{\text{perimeter}} = \frac{a \times b}{2a + 2b} \quad (3)$$

میلینی (۱۹۹۷) رابطه ۳ را به شکل رابطه ۴ اصلاح نمود. این اصلاح با هدف بهتر نشان دادن تاثیر مرزها روی شعاع هیدرولیکی صورت گرفت.

$$HR = \frac{2}{\left(\frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b} + \frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b} \right)} \quad (4)$$

با وجود استفاده گسترده از شعاع هیدرولیکی، محدودیت‌هایی در توانایی آن برای نمایش هندسه‌های مختلف وجود دارد. شعاع هیدرولیکی بنا به دلایل ذیل نمی‌تواند به تنهایی شاخص مناسبی برای بیان تاثیر هندسه کارگاه بر پایداری کارگاه باشد:

الف- شعاع هیدرولیکی ماهیت دو بعدی دارد و نقش بعد سوم در آن دیده نشده است. حال آن‌که مشاهدات عینی و مطالعات تجربی در معادن دارای کارگاه‌های باز نشان می‌دهد که ابعاد کارگاه‌های استخراج در هر سه بعد می‌تواند بر پایداری آن‌ها تاثیر داشته باشد. تاثیر بعد سوم، بر تخریب‌پذیری به شکل اثر ارتفاع زیربرش بر تخریب به اثبات رسیده است. از آنجا که موضوع تخریب و پایداری مکمل هم هستند اثر بعد سوم بر

و می‌تواند مشکل هندسه‌های پیچیده را تا اندازه‌ای حل کند (Andrews & Barsanti, 2008). به دلیل وجود نقایصی در شعاع هیدرولیکی برای بیان اثر هندسه کارگاه بر پایداری، برای اولین بار هندسه کارگاه، توسط میلنی و همکاران (۱۹۹۷) با معرفی ضریب شعاع مورد توجه قرار گرفت. سپس گرمین و همکاران (۱۹۹۸) با پیشنهاد اندیس‌های حجمی این موضوع را دنبال نمودند. همچنین هنینگ و میتری (۲۰۰۶) اثر هندسه کمر بالای کارگاه استخراج را مورد مطالعه قرار دادند. سوریننی (۲۰۱۲) در تحقیقی با موضوع بازنگری اساسی در نمودارهای تحلیل پایداری، ساده‌سازی هندسه‌های پیچیده را یکی از اشکالات روش‌های تجربی تحلیل پایداری بیان کرد. شیکر (۲۰۱۹) در تحقیقی به کاستی‌های شعاع هیدرولیکی و ضریب شعاع اشاره نموده است. به‌رحال تا کنون تنها دو شاخص HR و RF برای نمایندگی هندسه کارگاه وجود دارد که RF به‌منظور پوشش بعضی از اشکالات HR ارایه شده است. با توجه به وجود مشکلات و نارسایی‌های موجود و نیز اهمیت قابل ملاحظه‌ی تاثیر هندسه کارگاه در پایداری آن، انجام پژوهش در خصوص کاستی‌های روش‌های تجربی تحلیل پایداری کارگاه‌های باز، از منظر ملاحظات هندسی ضروری است.

۱-۴- کاستی‌های شعاع هیدرولیکی در بیان هندسه کارگاه

عموماً هندسه دیوار کمر بالای کارگاه با شعاع هیدرولیکی سطح دیواره نشان داده می‌شود. کاربرد شاخص شعاع هیدرولیکی از مکانیک سیالات به عاریت گرفته شده و توسط لایسجر (۱۹۷۷) برای معدن‌کاری معرفی شد. شعاع هیدرولیکی در واقع برای نشان دادن فاصله متوسط مرکز هندسه تا مرزهای سطوح هندسی استفاده می‌شود. شعاع هیدرولیکی با تقسیم مساحت بر محیط سطح دیواره کارگاه محاسبه می‌شود. تجربیات استفاده از شعاع هیدرولیکی نشان می‌دهد که شعاع هیدرولیکی در توصیف سطح کارگاه با هندسه‌های پیچیده، کارایی کافی ندارد (Germain & Hadjigeorgiou, 1996; Milne & Pakalnis, 1997). شاخص شعاع هیدرولیکی برای سطوح دو بعدی مستطیل شکل مناسب بوده و در شرایط هندسه‌های کارگاهی پیچیده مانند زمانی که پایه‌های نامنظم در کارگاه وجود داشته باشد، این شاخص نمی‌تواند به‌سادگی محاسبه شود (Milne &

ب- حالت‌هایی وجود دارد که دو کارگاه با مساحت و هندسه‌های مختلف، شعاع هیدرولیکی برابر دارند، انتظار می‌رود دو کارگاه پیش‌گفته از لحاظ پایداری وضعیت مشابه‌ای نسبت به هم داشته باشند. اما شعاع هیدرولیکی در توصیف سطوح کارگاه با هندسه‌های پیچیده و مستطیل شکل عمودی و افقی کارآیی کافی ندارد (Suorineni, 2010; Milne et al., 1996). به‌عنوان مثال در کارگاهی با ارتفاع ۱۵ متر و طول امتدادی ۳۰ متر، در مقابل کارگاهی با ارتفاع ۲۰ متر و طول امتدادی ۲۰ متر که هر دو دارای شعاع هیدرولیکی ۵ متر هستند. تنش‌های القایی در دو کارگاه با کوتاه‌تر شدن و افقی‌تر شدن سطح کارگاه در وضعیت مطلوب‌تری قرار می‌گیرد. سطوح مستطیلی در جهت‌های مختلف با مقادیر شعاع هیدرولیکی یکسان، می‌توانند از لحاظ پایداری متفاوت باشند. به دلیل وجود این کاستی شاخصی بنام نسبت ابعادی (*Aspect Ratio*) معرفی شده است. که این شاخص از تقسیم طول امتدادی کارگاه بر ارتفاع کارگاه به‌دست می‌آید. در دو کارگاه پیش‌گفته این نسبت به ترتیب برابر با مقادیر ۲ و ۱ در محاسبه شده است. کارگاه بلندتر با نسبت ابعادی برابر با ۱ در معرض تنش‌های القایی نامطلوب‌تری در مقایسه با کارگاه کوتاه‌تر با نسبت ابعادی ۲ قرار دارد (Henning & Mitri, 2006). در شکل ۸، پایداری کارگاه‌های الف و ب علی‌رغم شعاع هیدرولیکی برابر با هم متفاوت است. به‌آسانی می‌توان گفت که پایداری کارگاه الف مطلوب‌تر از کارگاه ب است.



$$HR = \frac{450}{90} = 5 \text{ برای شکل الف}$$

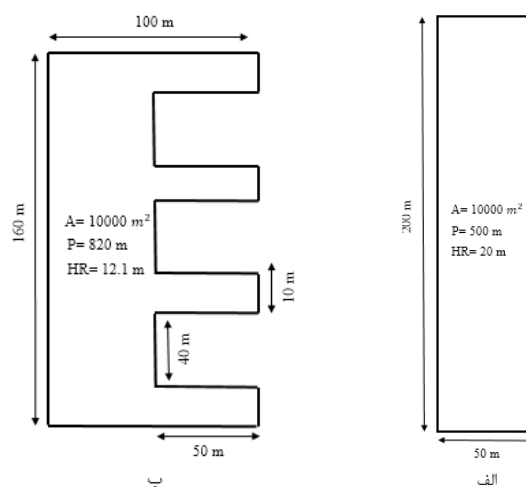


$$HR = \frac{400}{80} = 5 \text{ برای شکل ب}$$

شکل ۸- کارگاه‌هایی با شعاع هیدرولیکی برابر اما پایداری متفاوت

پایداری نیز از این منظر می‌تواند قابل بررسی باشد. ب- تحقیقات، مطالعات و تجربیات موجود اثبات نموده است که با کاهش مقدار شعاع هیدرولیکی، کارگاه پایدارتر و با افزایش مقدار شعاع هیدرولیکی، از پایداری کارگاه کاسته خواهد شد. در برخی از موارد با پیچیده شدن هندسه کارگاه‌های استخراج در دو کارگاه با مساحت یکسان، تغییرات قابل توجهی در مقادیر شعاع هیدرولیکی آن‌ها ایجاد می‌شود، حال آن‌که بر خلاف انتظارات، در پایداری آن‌ها تفاوت قابل ملاحظه‌ای ایجاد نخواهد شد. این حقیقت بیانگر این است که ارتباط بین موضوع پایداری و شعاع هیدرولیکی، یک ارتباط تنگاتنگ با ضریب همبستگی بالا نیست.

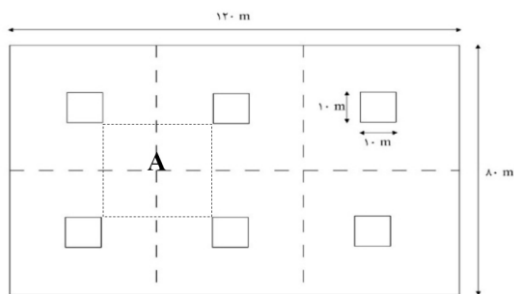
در شکل ۷، شعاع هیدرولیکی در شکل‌های الف و ب با هم بسیار متفاوت بوده ولی پایداری آن‌ها نسبت به هم با توجه به عرض برابر تفاوت چندانی ندارد. در تصویر الف، شعاع هیدرولیکی طبق رابطه ۵، ۲۰ متر و در تصویر ب، شعاع هیدرولیکی طبق رابطه ۶، برابر با ۱۲/۲ متر است. به عبارت دیگر کارگاه متناظر با تصویر ب، بسیار پایدارتر از کارگاه متناظر با تصویر الف، برآورد می‌شود.



شکل ۷- تفاوت شعاع هیدرولیکی در دو شکل با هندسه‌های متفاوت و مساحت یکسان

$$HR = \frac{200 \times 50}{(200 + 50) \times 2} = \frac{10000}{500} = 20 \quad (5)$$

$$HR = \frac{(160 \times 50) + [(50 \times 10) \times 4]}{160 + (100 \times 2) + (10 \times 4) + (50 \times 6) + (40 \times 3)} = \frac{10000}{820} = 12.2 \quad (6)$$



شکل ۱۰- محاسبه شعاع هیدرولیکی با در نظر گرفتن کل پهنه و پایه‌های باقی‌مانده

ولی چنانچه یک پایه و حوزه تاثیر آن در نظر گرفته شود مقدار شعاع هیدرولیکی طبق رابطه ۸، برابر با ۱۲/۵ متر به‌دست خواهد آمد.

$$HR = \frac{(40 \times 40) - (10 \times 10)}{(40 \times 4) - (10 \times 4)} = \frac{1500}{120} = 12.5 \quad (8)$$

همچنین اگر مطابق محدوده مشخص شده با حرف A در شکل ۱۱، تنها فضای محدود به پایه‌ها، برای برآورد شعاع هیدرولیکی منظور شود، شعاع هیدرولیکی برابر با ۷/۵ متر در رابطه ۹ به‌دست خواهد آمد.

$$HR = \frac{30 \times 30}{30 \times 4} = \frac{900}{120} = 7.5 \quad (9)$$

ث- محدودیت دیگر قابل ذکر برای شعاع هیدرولیکی، عدم کارایی آن برای هندسه‌های نامنظم است. معمولاً شعاع هیدرولیکی در هندسه‌های نامنظم، برای بزرگترین مستطیلی که به‌تواند بدون برخورد با مرز کارگاه شکل بگیرد، محاسبه می‌شود. در صورت وجود شکلی با هندسه‌ی بیش از چهار وجه، به‌طور کلی بزرگترین HR برای یک شکل چهار وجهی محاسبه می‌شود. به‌عنوان مثال شعاع هیدرولیکی بخشی از کارگاه در شکل ۱۱ که بزرگترین مستطیل در آن محاط شده است برابر با ۵/۱ متر است. برای اشکال هندسی نامنظم روش پذیرفته شده محاسبه چند شعاع هیدرولیکی برای هندسه‌های تقریبی مختلف و در نهایت استفاده از بزرگترین مقدار است (Milne, 1997). در شکل ۱۱، سطح یک کارگاه با هندسه نامنظم نشان داده شده است، که در آن می‌توان دو کارگاه چهار وجهی و شش وجهی که هندسه‌های نزدیک به هم دارند را در نظر گرفت و سپس از بین شعاع هیدرولیکی‌های محاسبه شده، بزرگترین مقدار را مبنا قرار داد.

در رابطه با محدودیت پیش گفته نمونه‌های دیگری قابل ذکر است از جمله میلنی (۱۹۹۷) توضیح داده است که شعاع هیدرولیکی برای اشکال هندسی مربع و دایره یکسان است، حتی اگر سطح اضافی مربوط به گوشه‌های یک دهانه مستطیلی منجر به کاهش پایداری شود (شکل ۹).

Circle

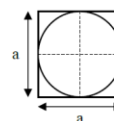
$$HR = \frac{Area}{Perimeter} = \frac{\pi r^2}{2\pi r} = \frac{\pi(0.5a)^2}{2\pi(0.5a)} = 0.25a$$



Square

$$HR = \frac{Area}{Perimeter} = \frac{a^2}{4a} = 0.25a$$

$$HR = \frac{4 \times 0.5}{\frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5a}} = \frac{2 \times 0.5a}{4} = 0.25a$$



شکل ۹- محاسبه شعاع هیدرولیکی برای هندسه‌های مربع و دایره (Shacker, 2019 after milne)

ت- سردرگمی در مورد مبنای محاسبه شعاع هیدرولیکی یکی دیگر از اشکالات است. به‌عنوان مثال مواردی که در داخل کارگاه‌های استخراج پایه‌های نگهدارنده (دایم/موقت) باقی‌گذاشته شود، استفاده از شعاع هیدرولیکی برای بیان اثر هندسه‌ی کارگاه بر پایداری یا تخریب آن پاسخ‌گو نبوده و به‌کارگرفتن نتایج آن ممکن است، باعث بروز اشتباه در برآورد پایداری کارگاه شود. از آنجاکه وقوع چنین شرایطی (باقی‌گذاشتن پایه در کارگاه‌های استخراج) در بسیاری از موارد به ویژه تامین پایداری کارگاه‌های استخراج باز (روش کارگاه و پایه و روش استخراج از طبقات فرعی) و احداث زیر برش در روش‌های استخراجی تخریبی از جمله تخریب بلوکی، بسیار محتمل است، ضروری است این کاستی در روش‌های تجربی ارزیابی پایداری کارگاه‌های استخراج بیش از پیش مورد توجه قرار گیرد.

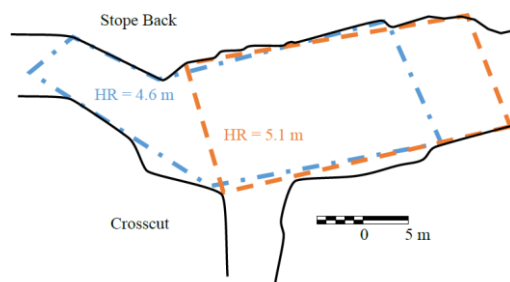
برای تشریح بیشتر کاستی‌های پیش‌گفته در شکل ۱۰، نمایی از یک پهنه با روش استخراج کارگاه و پایه نشان داده شده است. همان‌طور که ملاحظه می‌شود در صورتی که برای برآورد شعاع هیدرولیکی، کل پهنه و پایه‌های باقیمانده با هم در نظر گرفته شوند، شعاع هیدرولیکی طبق رابطه ۷، برابر با ۱۴/۱ متر خواهد شد.

$$HR = \frac{(120 \times 80) - (6 \times 10 \times 10)}{(120 \times 2) + (80 \times 2) + (6 \times 40)} = \frac{9000}{640} = 14.1 \quad (7)$$

هم پاسخ‌گو نیست. در مقادیر کوچک نسبت ابعادی، هم‌زمان با افزایش سطح هندسه کارگاه، شعاع هیدرولیکی نیز با نرخ منطقی افزایش می‌یابد اما با بزرگتر شدن نسبت ابعادی، نرخ افزایش شعاع هیدرولیکی منطقی نبوده و شعاع هیدرولیکی کارآیی خود را برای نمایندگی هندسه کارگاه از دست می‌دهد (شکل ۱۳).

چ- در برآورد شعاع هیدرولیکی به موضوع انباشتگی کارگاه (*Back fill*) در ملاحظات پایداری توجه نمی‌شود، در صورتی که باقی‌نگه‌داشتن بخشی از ماده معدنی در کارگاه در حین استخراج، مشابه روش انبارهای، بر پایداری سطح کمر بالای کارگاه اثر گذار است. با توجه به این‌که در بعضی از روش‌های استخراج از طبقات فرعی، مانند روش میامی، این موضوع عینیت می‌یابد، چاره‌جویی برای رفع این اشکال حایز اهمیت است.

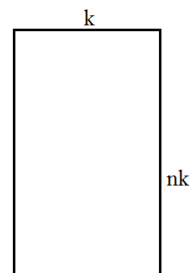
ح- هنگام محاسبه شعاع هیدرولیکی تصویر سطح کارگاه مورد ملاحظه قرار می‌گیرد حال آن‌که مقدار محیط و مساحت واقعی کمر بالای کارگاه با محیط و مساحت تصویر آن متفاوت است، این بدان معنی است که در برآورد شعاع هیدرولیکی از اعوجاج در بعد سوم چشم‌پوشی می‌شود.



شکل ۱۱- محاسبه شعاع هیدرولیکی چندگانه برای کارگاه‌هایی با هندسه نامنظم (Shacker, 2019 after milne)

چگونه فکر کردن به شعاع هیدرولیکی در مثال‌های پیش گفته، هم در مفاهیم و هم در نتیجه ایجاد اختلاف خواهد نمود. بنابراین حتی با فرض درست بودن شعاع هیدرولیکی، برای استفاده مناسب و منطقی از آن باید راه-حل‌هایی یافت.

ج- شعاع هیدرولیکی عمدتاً ناظر بر نسبت ابعادی خاصی از یک مقطع است. با توجه به شکل ۱۲، این نسبت ابعادی در رابطه ۱۰، نشان داده شده است.

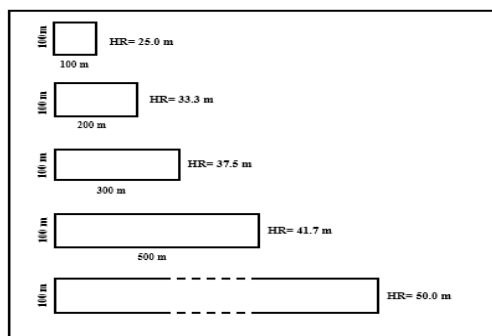
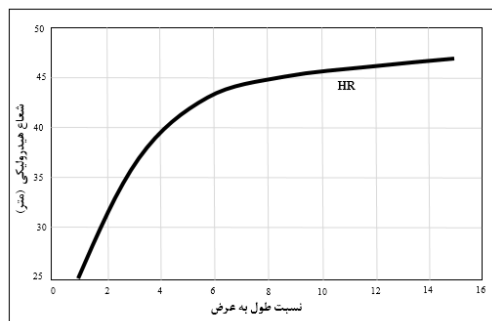


شکل ۱۲- سطحی مستطیلی با عرض k و طول nk

$$HR = \frac{nk^2}{2(n+1)k} \quad (10)$$

$$HR = \frac{nk^2}{2(n+1)k}$$

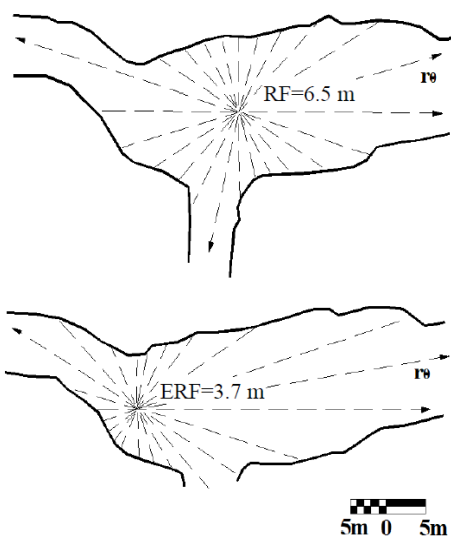
بر اساس این رابطه به ازای $n=1$ (کوچکترین مقدار ممکن) مقدار شعاع هیدرولیکی برابر با $\frac{1}{4}k$ و به ازای مقادیر بزرگ n ، مقدار شعاع هیدرولیکی به سمت $\frac{1}{2}k$ میل می‌کند این بدان معنی است که سهم نسبت ابعادی در برآورد شعاع هیدرولیکی یک مقطع، تنها بین $\frac{1}{2}$ تا $\frac{1}{4}$ متغیر است. یا به عبارت دیگر، قابلیت شعاع هیدرولیکی در حدی نیست که به‌تواند بین دو هندسه مختلف به اندازه کافی تفاوت نشان دهد. از طرفی دیگر شعاع هیدرولیکی در نسبت ابعادی بزرگ



شکل ۱۳- پاسخگو نبودن HR در نسبت‌های ابعادی بزرگ (Mortazavi, 2021 after Milne)

سمت صفر کاهش می‌یابد. میلی (۱۹۹۷) شاخص ضریب شعاع موثر (ERF) را برای محاسبه ضریب شعاع (RF) در تمام نقاط سطح به غیر از مرکز سطح معرفی نموده که بیشینه ضریب شعاع موثر در سطوح با هندسه‌های پیچیده به عنوان ضریب شعاع منظور می‌شود (رابطه ۱۷). در شکل ۱۴، چگونگی محاسبه و تفاوت‌های RF و ERF نشان داده شده است.

$$RF = \text{Max}(ERF) = \frac{R_h}{2} = \frac{0.5}{\frac{1}{n} \sum_{\theta=1}^n \frac{1}{r\theta}} \quad (17)$$



شکل ۱۴- محاسبه RF و ERF برای یک کارگاه با هندسه نامنظم (Shacker, 2019 after milne)

اگرچه ضریب شعاع توانسته کاستی‌های شعاع هیدرولیکی را در توصیف هندسه کارگاه تا حدی پوشش دهد، اما هنوز دارای نواقصی به شرح ذیل است.

الف- چنانچه در داخل کارگاه پایه‌هایی باقی بماند و یا در مرحله طراحی جانمایی شود، برای محاسبه فواصل شعاعی (Rθ)، باید فاصله نقطه مبدا تا پیشانی جبهه‌کار، مرز کارگاه و یا لبه جلو پایه‌ها اندازه‌گیری شود. در این حالت فاصله لبه پشتی پایه‌ها تا مرز کارگاه و پیشانی جبهه‌کار از محاسبات خارج خواهد شد (شکل ۱۵). اتکا به مقدار محاسبه شده شعاع تاثیر در کارگاه‌های دارای پایه، موجب برداشت‌های نادرستی از پایداری خواهد شد.

۲-۴- کاستی‌های ضریب شعاع تاثیر (RF) در بیان هندسه کارگاه

شکل دیگر شعاع هیدرولیکی که توسط میلی (۱۹۹۷) پیشنهاد شده است، میانگین هارمونیک (Harmonic Average) است که با نماد R_h نشان داده می‌شود. این شاخص با هدف کاستن از اشکالات شعاع هیدرولیکی ارائه شده است. مقدار R_h دو برابر شعاع هیدرولیکی در رابطه ۱۱ است که بیان کننده فاصله متوسط مرکز سطح از مرزهای آن است.

$$R_h = 2 \times HR \quad (11)$$

با جایگزینی مقدار HR در رابطه ۱۱ مقدار R_h به شرح رابطه ۱۳، محاسبه می‌شود.

$$HR = \frac{2}{\left(\frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b} + \frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b}\right)} = \frac{0.5}{4 \left(\frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b} + \frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b}\right)} \quad (12)$$

$$R_h = 2HR = 2 \times \frac{0.5}{4 \left(\frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b} + \frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b}\right)} = \frac{1}{4 \left(\frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b} + \frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b}\right)} \quad (13)$$

رابطه ۱۳ را می‌توان به شکل رابطه ۱۵ نیز نوشت.

$$R_h = \frac{1}{\frac{1}{4} \left(\frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b} + \frac{1}{0.5a} + \frac{1}{0.5b}\right)} \quad (14)$$

$$R_h = \frac{1}{\frac{1}{n} \sum_{\theta=1}^n \frac{1}{r\theta}} \quad (15)$$

که در آن (n) دفعات اندازه گیری، (Rθ) فاصله مرکز سطح تا مرزهای آن در فواصل زاویه‌ای (θ) است. مسلم است که هرچه فواصل زاویه‌ای کوچکتر در نظر گرفته شود، متوسط هارمونیک نتیجه‌ی مطلوب‌تری خواهد داد.

میلی (۱۹۹۷) شاخص ضریب شعاع (RF) را پیشنهاد داد که مقدار آن نصف شعاع هارمونیک در رابطه ۱۶ است و به عنوان جایگزین شعاع هیدرولیکی (HR) قابل استفاده است. همانند شعاع هارمونیک و شعاع هیدرولیکی، ضریب شعاع نیز از مرکز سطوح هندسی اندازه‌گیری می‌شود.

$$RF = \frac{R_h}{2} = \frac{0.5}{\frac{1}{n} \sum_{\theta=1}^n \frac{1}{r\theta}} \quad (16)$$

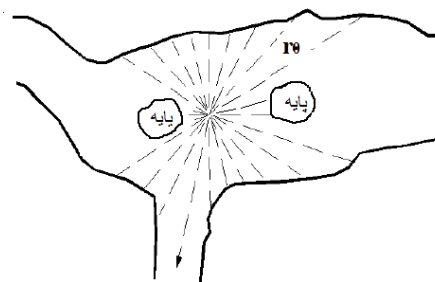
ویژگی RF این است که می‌تواند در هر نقطه‌ای از سطح محاسبه شود، که مقدار آن در مرکز بیشینه و در مرزها به

۵- بحث و نتیجه‌گیری

تاکنون در تحقیقات انجام شده در ارتباط با ارزیابی روش‌های تجربی تحلیل پایداری هم به پارامترهای ژئومکانیکی و هم به پارامترهای ژئومتری توجه شده است اما تمرکز بر روی عوامل ژئومکانیکی بیشتر بوده است. توجه به هندسه کارگاه از آنجا اهمیت می‌یابد که پارامترهای هندسی قابل کنترل بوده و عملاً در هنگام طراحی می‌توان هر کارگاهی را با انتخاب یک شعاع هیدرولیکی مناسب به پایداری رساند. از همین رو پارامترهای ژئومتری از گذشته تا حال مورد توجه بوده و در اکثر روش‌های تجربی تحلیل پایداری مورد ملاحظه قرار گرفته است، این موضوع حاکی از آن است که نقش و تاثیر هندسه کارگاه در تحلیل پایداری یا تخریب فضاهای استخراجی بسیار با اهمیت و تعیین کننده است. بررسی پیشینه مطالعات نشان می‌دهد که در بیان تاثیر هندسه کارگاه بر پایداری آن، کاستی‌هایی وجود دارد، لذا پرداختن به موضوع تاثیر هندسه کارگاه در تحلیل‌های پایداری، با هدف معرفی شاخص‌های دیگری به‌جز شعاع هیدرولیکی و شعاع تاثیر، که همبستگی بیشتری با پایداری کارگاه داشته باشد، می‌تواند باعث بهبود روش‌های تجربی تحلیل پایداری از منظر ملاحظات هندسی گردد. اگر چه در حال حاضر HR در نمودارهای پایداری به عنوان نماینده هندسه کارگاه مورد استفاده قرار گرفته، و سپس به واسطه عدم پاسخ‌گویی آن در برخی شرایط، RF به عنوان جایگزین آن معرفی شده، ولی این دو شاخص به عنوان تنها نمایندگان بیان کننده اثر هندسه کارگاه بر پایداری، همچنان دارای نواقصی هستند که به‌طور خلاصه در

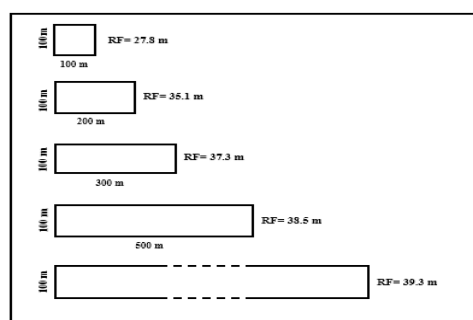
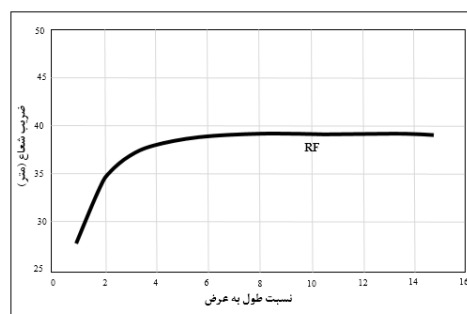
، بیان شده است.

هرچند که RF نسبت به HR در توصیف هندسه‌های نامنظم کارآیی بیشتری دارد اما همچنان در بیان اثر هندسه کارگاه بر پایداری نمی‌تواند شرایط لزوم و کفایت را برآورده نماید. برخی از کاستی‌ها، مانند دو بعدی بودن، چشم‌پوشی از اعوجاج در بعد سوم، عدم ملاحظه پایه و پاسخ‌گو نبودن در نسبت‌های ابعادی بزرگ در هر دو شاخص HR و RF مشترک است. لذا باید شاخص یا شاخص‌های جدیدی تعریف شود که حداقل بخشی از کاستی‌های پیش‌گفته را مرتفع نماید از جمله نسبت ابعادی را در دامنه‌ای گسترده تر، و اعوجاج در بعد سوم و پارامتر بعد سوم را مد نظر قرار دهد. همچنین از



شکل ۱۵- پاسخ‌گو نبودن RF در کارگاه‌های دارای پایه و حذف فواصل شعاعی در پشت پایه‌ها

ب- ضریب شعاع در نسبت‌های ابعادی بزرگ پاسخ‌گو نیست. بدین معنی که با افزایش نسبت ابعادی در مقادیر بالا، ضریب شعاع، تغییر معنی داری نخواهد کرد (شکل ۱۶). استفاده از چنین نتیجه‌ای در تحلیل‌های پایداری قطعاً منجر به ایجاد خطا خواهد شد.



شکل ۱۶- پاسخ‌گو نبودن RF در نسبت‌های ابعادی بزرگ (Mortazavi, 2021 after Milne).

پ- برخی از اشکالات مانند دو بعدی بودن، همبستگی کم هندسه کارگاه با پایداری، چشم‌پوشی از اعوجاج در بعد سوم، عدم ملاحظه انباشتگی کارگاه که پیش از این در بخش کاستی‌های HR گفته شد، نیز در مورد ضریب شعاع قابل ذکر است.

موضوع انباشتگی کارگاه و وجود پایه نیز به‌تواند برآوردی هنگام استفاده سردرگمی ایجاد نشود. داشته باشد، در عین حال، کار با شاخص جدید ساده باشد و

جدول ۲- کاستی‌های شعاع هیدرولیکی و ضریب شعاع در روش‌های تجربی تحلیل پایداری

ردیف	کاستی‌های HR	کاستی‌های RF
۱	حصول نتایج پایداری متفاوت در شعاع‌های هیدرولیکی یکسان	وابستگی شدید ERF به جانمایی نقطه مبنا
۲	سردرگمی در تعیین مبنا در کارگاه‌های دارای پایه	عدم کارآیی برای کارگاه‌های دارای پایه
۳	عدم کارآیی برای بیان تفاوت بین هندسه‌های مختلف حتی هندسه‌های منظم	توان‌مندی بهتر برای هندسه‌های نامنظم و پیچیده
۴	عدم کارآیی در نسبت‌های ابعادی بزرگ	
۵	نگاه دو بعدی و غفلت از بعد سوم کارگاه	
۶	چشم‌پوشی از اعوجاج سطح در بعد سوم	
۷	عدم ملاحظه Back fill بر پایداری کارگاه	
۸	کم بودن میزان همبستگی با پایداری کارگاه	

۶- مراجع

- Andrews, P.G. and Barsanti, B.J. (2008). Results of the Radius Factor Stability Assessment Method for Design and Pillar Extraction at the Conqueror Mine, St Ives Gold Mine. SHIRMS
- Azadmehr, A., Jalali, S. E., Pour Rahimian, Y., (2019). An application of Rock engineering System for assessment of the Rock Mass Fragmentation: A hybrid approach and case study, Rock Mechanics and Rock Engineering
- Azadmehr, A., Jalali, S. E., Pour Rahimian, Y., (2017). Ranking of influencing factors on rock mass fragmentation in block caving, MPES 2017, Lulea, Sweden
- Germain, P and Hadjigeorgiou, J. (1998). Influence of stope geometry on mining performance, Proceedings of 100th Annual General Meeting, CIM, Vancouver, B.C., Canada
- Henning, J.G. and Mitri, H.S. (2006). Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping. Int. J. Rock Mech. Min. 44, pp. 692-703.
- Laubscher, D.H. (1977). Geomechanics classification of jointed rock masses - mining applications. Transactions, Institute of Mining and Metallurgy, Section A, Vol. 86, pp. A1-8
- Laubscher, D. H. (2000). A practical manual on block caving. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, Brisbane.
- McMahon, B. K., & Kendrick, R. F. (1969). Predicting the Block Caving Behavior of Ore Bodies. New York: AIME.
- Milne, D.M., Pakalnis, R.C. and Felderer, M. (1996). Surface geometry assessment for open stope design, Proceedings of North America Rock Mechanics Symposium, Kingston,
- Milne, D.M. (1997) Underground Design and Deformation based on surface geometry. PhD thesis, The University of British Columbia.

- Milne, D.M. and Pakalnis, R. (1997) Theory behind empirical design techniques. Proceedings 12th colloque en controle de terrain, Assoc. Min, Québe
- Mortazavi, A & Osserbay, B. (2021). The Consolidated Mathews Stability Graph for Open Stope Design. School of Mining & Geosciences, Nazarbayev University
- Mahtab, M. A., & Dixon, J. D. (1976). Influence of rock fractures and block boundary weakening on cavability. Trans Soc Min Eng AIME, 260(1), 6-12.
- Mathews, K., Hoek, E., Wyllie, D., & Steward, S. (1981). Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 meters in hard rock mines. CANMET report DSS, Serial No. 0SQ80-00, Vol. 81
- Mawdesley, C.A. (2002). Predicting rock mass cavability in block caving mines, PhD thesis, The University of Queensland, Brisbane, Australia.
- Mawdesley, C. A. Trueman, R. and W. Whiten, (2001). Extending the Mathews stability graph for open-stope design, Trans. Institut. Min. Metallurg. (Section A: Mining Indust.) 110, pp. A27–A39.
- Nickson, S.D. (1992) Cable support guidelines for underground hard rock mine operations. Master's Thesis, University of British Columbia.
- Potvin, Y. (1988). Empirical open stope design in Canada (Doctoral dissertation, University of British Columbia) .
- Potvin, Y., & Hudyma, M. (2000). Open stope mining in Canada. Proceedings of the MassMin2000, Brisbane. Carlton: AusIMM, 661e74.
- 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 Syste. International Journal of Rock Mechanics and Rock Engineering.
- Stewart, S. B. V., & Forsyth, W. W. (1995). The Mathew's method for open stope design. CIM bulletin, 88(992), 45-53 .
- Sainsbury, B. (2012). A model for cave propagation and subsidence assessment in jointed rock masses. University of South Wales
- Suorineni. F.T. (2010). The stability graph after three decades in use: Experiences and the way forward. International Journal of Mining, Reclamation and Environment 24, 307–339
- Suorineni, F T, Tannant, D D and Kaiser, P K, 2001. Likelihood statistic for interpretation of the stability graph for open stope design, International Journal Rock Mechanics and Mineral Science, 36(7):891–906.
- Suorineni. F.T, & Madenova. Y (2022). The qualitative stability graph for open stope design- recent developments. Paper presented at the 56th U.S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, Santa Fe, New Mexico, USA, June 2022 .

- Shacker, D. (2019). Research into the interpretation of deformation measured by extensometers. . M.A.Sc. thesis, University of Saskatchewan, Canada
- Trueman, R., Mikula, P., Mawdesley, C., & Harries, N. (2000). Experience in Australia with the application of the Mathews' method for open stope design. CIM bulletin, 93(1036), 162-167.
- Vera, S. G. (1981). Caving at Climax. In D. Stewart, SME Mining Engineering Handbook, 157-176. New York: Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers.

Analytical and comparative evaluation of experimental methods for stability studies on open stopping with emphasis on Stope geometry considerations

Hassan Mohammadi¹, Mohammad. Fatehi Marji^{*2}, Seyed Mohammad Esmail Jalali³, Ali Dabbagh⁴

1- Ph.D. Student; Dept. of Mining and Metallurgical Engineering, Yazd University, Yazd, hmohammadi7@gmail.com

2- Professor; Dept. of Mining and Metallurgical Engineering, Yazd University, Yazd, mfatehi @ yazd.ac.ir

3- Associate Professor; Faculty of Mining Eng., Petroleum and Geophysics, Shahrood University of Technology, Shahrood, Iran, Jalalime@shahroodut.ac.ir

4- Assistant Professor; Dept. of Mining and Metallurgical Engineering, Yazd University, Yazd, adabbagh @ yazd.ac.ir

Received: 18 Mar 2023; Accepted: 26 Aug 2023

DOI: 10.22044/tuse.2023.12860.1475

Keywords	Extended Abstract
Experimental methods Stope geometry Stability analysis Open Stopes	Summary In general, there are various analytical, numerical, physical and experimental methods for analyzing the stability of underground excavations and spaces. Among them, experimental methods are considered as the most conventional and reliable methods due to their remarkable compatibility with reality, simplicity of application, and reliance on the results of experienced cases, especially for the initial estimation of the stability of mining stopes. The experimental methods of analyzing the stability of open stopping are based on the influence of geomechanical and geometrical factors. In almost all experimental methods, the geometry of the stope is specifically expressed with the hydraulic radius index. Therefore, in the stability graphs, hydraulic radius is on one axis and other effective factors, such as geomechanical characteristics and environmental factors are on the other axis. Due to the insufficient efficiency of the hydraulic radius in the stope geometry, another index called the radius factor was also defined later, which could not solve all of the hydraulic radius defects. Therefore, in this research, with the aim of achieving more accurate and complete experimental methods, the defects and deficiencies of the experimental methods for analyzing the stability of open stopping have been identified based on the geometrical considerations of the stope.

Introduction

As far as the stability of open stopping mines is concerned, the ore and the hanging wall both should be competent rocks. Under these conditions the open stopping mine can be developed safely and from the engineering point of view, the stability issue is of utmost importance for the open spaces. The open stopping method of ore extraction is only feasible for competent rocks when the hanging wall and ore have the proper strength to withstand the overburden weight and stress concentration. The main factors affecting the stability of underground excavations and mine stopes can be divided into natural and artificial factors. The natural factors include environmental and rock behavior whereas the artificial factors include the geometry, safety and design issues of the underground excavation. For the design engineers, the stope geometry is regarded as the main controlling factor of the excavated space which directly affect the stability analysis of the rock structure. The existing experimental stability analyses show that the stope geometry can be regarded as the main issue of stope design in underground mining. For example, Mathews, Potvin, Nixon, Stewart and Forsyth stability charts considering the hydraulic radius of the open stopes are used in practice. Also, radius factor is used to improve some of the deficiencies related to hydraulic radius for some special cases. These two indices (hydraulic radius and radius factor) indicate the importance of the stope geometry in the stability analyses and safety issues of

open stopping mining methods.

Methodology and Approaches

In this research, with analytical and comparative views, the validation of the two indices; hydraulic radius and radius factor in expressing the effect of stope geometry on the stability of underground spaces are investigated. Therefore, at the beginning, all the experimental methods of stability analysis are reviewed and the possible modifications for achieving the latest improvements are considered. Then, emphasizing the geometrical considerations of the stopes, the strengths and weaknesses of each method are analyzed and compared. The lacks of each method are compiled and tabulated. The validity of the hydraulic radius and radius factor representing the geometry factors for stability analyses of the mine stopes are studied based on the newly discovered problems in various mining environments.

Results and Conclusions

In this research, the two main indicators of stope geometry i.e., hydraulic radius and radius factor are considered and used as representative factors to investigate the stability and safety issues of open stope mines. The hydraulic radius considers only the area and perimeter of the stope, and the radius factor consider only the size of the radius and the placement angle of the radius on the studied surface. These indicators may drastically decrease for irregular geometries and have low correlation with the stope stability two-dimensionality. Therefore, they may have low impact range of aspect ratio, ignoring the distortion in the third dimension i.e., they may not consider the effect of pillars and back fills. It is concluded that none of these two mentioned indicators can be a good representative of the stope geometry in some cases. Based on this achievement and in order to gain more complete and accurate experimental relationships for the effects of the two geometric factors, it is necessary to formulate more complete geometric indices that include a larger number of geometric features of the mining stopes.
