

مدل سازی عددی اثر آتش سوزی بر پوشش بتنی تونل با استفاده از روش اجزاء ...

سید امیررضا صفوی، مهدی حسینی، هانیه خلیلی

جانمایی هیدروسیکلون در مدار آسیاکنی خطوط فرآوری شماره ۵، ۶ و ۷ مجتمع ...

حسن هاشمی، محمدرضا صمدزاده یزدی، مجتبی قربانزاد، محمد قرداغی

مدل سازی تأثیر کاربرد هم زمان ماشین اره زنجیری و سیم برش الماسه بر روی ...

عباس عمو، مجید عطایی پور، ستار مهدوری

تحلیل عددی تأثیر اختلاف فاز امواج دوسویه زمین لرزه بر رفتار روانگرایی ...

غلامحسین رنجبر، محمود ساری خانی خرمی

مدل سازی و تحلیل سیستم های درزه با رویکرد ترکیبی و چند مرحله ای خوشه ...

سهیل زارع مطلق، سید امیراسعد فاطمی، محمدجواد آذین فر

طراحی احتمالاتی محدوده نهایی روباز با سطوح مختلف ریسک پذیری مدیریتی ...

یوسف میرزائیان، جواد غلام نژاد، عباس آگاه



روش‌های تحلیلی و عددی در مهندسی معدن

این نشریه در پایگاه بین‌المللی اسکوپوس (*Scopus*) به نشانی www.scopus.com، پایگاه استنادی علوم جهان اسلام (*ISC*) به نشانی www.isc.gov.ir، پایگاه نمایه‌سازی مجلات با دسترسی آزاد (*DOAJ*) به نشانی www.doaj.org، «ایران ژورنال» نظام نمایه‌سازی مرکز منطقه‌ای اطلاع‌رسانی علوم و فناوری (*RICeST*) به نشانی www.ricest.ac.ir و بانک اطلاعات نشریات کشور (*magiran*) به نشانی www.magiran.com نمایه می‌شود.



Islamic World Science Citation Center



Directory of Open Access Journals



Regional Information Center for Science and Technology RICeST



سال پانزدهم، شماره ۴۴

پاییز ۱۴۰۴

نشریه روش‌های تحلیلی و عددی در مهندسی معدن

(فصلنامه علمی)

صاحب‌امتیاز و ناشر: دانشگاه یزد- دانشکده مهندسی معدن و متالورژی

مدیرمسئول: دکتر علیرضا یاراحمدی بافقی

سرمدبیر: دکتر محمد فاتحی مرجی

مدیر داخلی: دکتر منوچهر صانعی

کارشناس: مهدیه دهقان هراتی

هیات تحریریه:

دکتر عبدالحمید انصاری (دانشیار- مهندسی معدن، ژئوفیزیک- دانشگاه یزد)
دکتر راحب باقرپور (استاد- مهندسی معدن، استخراج- دانشگاه صنعتی اصفهان)
دکتر احمد خدادادی (استاد- مهندسی معدن، فراوری مواد معدنی- دانشگاه تربیت مدرس)
دکتر رضا دهقان (دانشیار- مهندسی معدن، فراوری مواد معدنی- دانشگاه یزد)
دکتر رضا رحمان نژاد (استاد- مهندسی معدن، مکانیک سنگ- دانشگاه شهید باهنر کرمان)
دکتر حجت اله رنجبر (استاد- زمین‌شناسی اقتصادی- دانشگاه شهید باهنر کرمان)
دکتر جواد غلام نژاد (استاد- مهندسی معدن، استخراج- دانشگاه یزد)
دکتر محمد فاتحی مرجی (استاد- مهندسی معدن، مکانیک سنگ- دانشگاه یزد)
دکتر ابوالقاسم کامکار روحانی (استاد- مهندسی معدن، اکتشاف- دانشگاه صنعتی شاهرود)
دکتر احمدرضا مختاری (دانشیار- مهندسی معدن، اکتشاف- دانشگاه صنعتی اصفهان)
دکتر علیرضا یاراحمدی بافقی (دانشیار- مهندسی معدن، ژئومکانیک- دانشگاه یزد)

هیات تحریریه بین‌المللی:

دکتر سلال کاریوز (استاد- مهندسی معدن، مکانیک سنگ- دانشگاه صنعتی خاورمیانه، آنکارا، ترکیه)
دکتر تیری وردل (استاد- مهندسی معدن، ژئومکانیک- موسسه ملی پلی تکنیک لورین (INPL)، نانسی، فرانسه)

ویراستاری: دکتر منوچهر صانعی - مهدیه دهقان هراتی

حامیان:

شرکت سنگ‌آهن مرکزی ایران- بافق

پژوهشکده فناوری‌های معدنکاری دانشگاه یزد

انجمن مهندسی معدن ایران

نشانی: یزد- صفائیه- خیابان پژوهش- دانشگاه یزد- دانشکده مهندسی معدن و متالورژی- صندوق پستی: ۷۴۱-۸۹۱۹۵ -

تلفن: ۰۳۵-۳۸۲۰۰۱۳۱-۰۳۵-۳۸۲۰۰۱۳۱: دورنگار:

تارنما: www.anm.yazd.ac.ir

رایانامه: mm-journal@journals.yazd.ac.ir

دارای درجه علمی-پژوهشی به شماره ۳/۱۸/۱۸۹۵۸۴ مورخ ۱۳۹۳/۱۰/۱۵ از وزارت علوم، تحقیقات و فناوری
از شماره ۳ (بهار و تابستان ۱۳۹۱)

اهداف و محورهای فعالیت نشریه

شناخت، تبیین و توسعه روش‌های تحلیلی و عددی در مهندسی معدن و مهندسی‌های مرتبط با حوزه‌های اکتشاف، استخراج و فراوری مواد معدنی، مکانیک سنگ، سدسازی، تونل‌سازی، محیط‌زیست و فناوری‌های معدن کاری اصلی‌ترین هدف این نشریه است. لذا مقالاتی که شامل ارائه روش‌های تجربی – تحلیلی، روش‌های نوین تحلیلی، شبیه‌سازی، توسعه روش‌های عددی و یا مدل‌های ترکیبی تحلیلی – عددی و کاربرد آن‌ها در حل مسائل مهندسی‌های فوق باشد، موردتوجه قرار می‌گیرد. از دیگر عناوین موردنظر می‌توان به تحلیل‌های برگشتی، روش‌های چند مقیاسی، مدل‌های ریاضی، روش‌های آماری، روش‌های زمین‌آماري، روش‌های هوشمند (الگوریتم ژنتیک، شبکه‌های عصبی و...) و ترکیبی از آن‌ها که اغلب روش‌های رایانه‌ای عنوان می‌گیرند، اشاره نمود.

لذا کلیه محققان در زمینه‌های مرتبط با مهندسی معدن و علوم وابسته مثل زمین‌شناسی، ژئوفیزیک، ژئوشیمی، هیدروژئولوژی، طراحی معادن سطحی و زیرزمینی، عملیات اصلی معدن کاری، سرویس‌های معدنکاری، خردایش، جداسازی، لیچینگ و بیولیچینگ، بازسازی و محیط‌زیست معدن، مکانیک خاک و مکانیک سنگ، مهندسی عمران، مهندسی سد، تونل و فضاهاى زیرزمینی، مهندسی نفت و گاز و ذخایر هیدروکربوری و مهندسی فناوری‌ها و ماشین‌آلات معدنی از جمله مخاطبین نشریه محسوب می‌شوند.

راهنمای نگارش مقالات

- نشریه علمی-پژوهشی **روش‌های تحلیلی و عددی در مهندسی معدن** مقالاتی را چاپ می‌نماید که ارائه‌دهنده نتایج پژوهش‌های بنیادی و کاربردی در راستای اهداف این نشریه باشد.
- دریافت مقالات تنها از طریق تارنمای نشریه امکان‌پذیر است. نویسندگان مسئول باید به همراه مقاله، فرم تکمیل‌شده تعهدنامه توسط همه نویسندگان را اسکن نموده در سایت بارگذاری نماید. نشریه از بررسی مقالاتی که فرم تعهدنامه تکمیل‌شده نداشته باشد، معذور است.
- مسئولیت محتوا و اصالت مقاله به عهده نویسنده یا نویسندگان مقاله است.

نحوه تدوین مقاله:

- هر مقاله باید شامل عنوان (به دو زبان)، نویسندگان و مشخصات (به دو زبان)، چکیده (به دو زبان) و کلمات کلیدی (به دو زبان)، مقدمه، مواد و روش‌ها، نتایج و بحث، نتیجه‌گیری، تشکر و قدردانی (در صورت نیاز) و مراجع باشد.
 - مقالات ارسالی باید به صورت یک ستونی تنظیم شود.
 - قلم مورد استفاده در تمام متن *B Nazanin* است.
 - فاصله سطرها به صورت *single* باشد.
 - عنوان پارسی مقاله باید با قلم ۱۶ پرننگ نوشته شود.
 - اسامی نویسندگان با قلم ۱۲ پرننگ و توضیحات آن‌ها با قلم ۹ پرننگ نوشته شود.
 - چکیده پارسی و کلمات کلیدی با قلم ۱۰ پرننگ نوشته شود.
 - عناوین اصلی متن با قلم ۱۲ پرننگ و عناوین فرعی با قلم ۱۱ پرننگ نوشته شود.
 - بدنه اصلی مقاله با قلم ۱۲ نوشته شود.
 - شکل‌ها و جدول‌ها تا جایی که ممکن است به صورت پارسی باشد، چه توضیحات، چه اعداد.
 - توضیحات شکل‌ها و جدول‌ها با قلم ۱۰ پرننگ نوشته شود.
 - جدول‌ها با قلم ۱۱ تنظیم شود.
 - در صورت استفاده از علائم، اصطلاحات و کلمات انگلیسی در متن، قلم آن باید یک شماره کمتر از متن اصلی و نوع قلم مورد استفاده *Times New Roman* باشد.
 - مراجع و منابع در متن به صورت شماره و ترتیبی آورده شود.
 - با توجه به چاپ سیاه و سفید مقالات تا جایی که امکان دارد، تصاویر در این راستا تهیه شود.
 - روابط موجود در متن با استفاده از *Microsoft Equation 3* نوشته شود.
 - چکیده پارسی باید دارای کمینه ۱۵۰ و بیشینه ۲۵۰ کلمه باشد و در یک پاراگراف تنظیم شود.
 - **چکیده انگلیسی باید به صورت چکیده بلند تنظیم شود.** راهنمای تنظیم در تارنمای نشریه موجود است.
 - نویسندگان لازم است مقاله خود را بدون هرگونه *section* و در یک ستون تهیه کنند. تمامی تصاویر و جداول را در جای خود قرار داده و بابت تعداد صفحات هیچ‌گونه محدودیتی در ابتدا برای خود قائل نباشند.
- توجه: در صورت عدم رعایت موارد مورد نظر در ساختار مقاله، مقاله‌ی ارسالی به نویسنده برگردانده خواهد شد.

نحوه‌ی صحیح مرجع نویسی

با توجه به مصوبه هیات تحریریه نشریه روش‌های تحلیلی و عددی در مهندسی معدن، لازم است تا همه مراجع مورداستفاده در متن مقالات در بخش مراجع به صورت انگلیسی آورده شود؛ بنابراین نویسندگان باید به صورت زیر برگردان مراجع را در مقاله وارد کنند.

مرجع دهی در مقالات باید به صورت ترتیبی و شمارشی باشد و در بخش مراجع باید از استاندارد APA استفاده شود. جهت سهولت، استفاده از گوگل اسکالر و همچنین نرم‌افزار *EndNote* توصیه می‌شود.

مراجع پارسی:

محمدی، م. و توکلی، ح. (۱۳۹۱). بررسی کارایی معیار هوک و براون در پیش‌بینی تنش‌های روی صفحه شکست. روش‌های تحلیلی و عددی در مهندسی معدن، ۲(۴)، ۷۱-۷۸.

برگردان به انگلیسی:

Mohammadi, M. and H. Tavakoli (2013). "Efficiency Investigation of Hoek – Brown Criterion in Prediction of Stresses on Failure Plane." *Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering* 2(4): 71-78 [In Persian].

کتاب انگلیسی:

Brown, E. T. (2007). *Block Caving Geomechanics: International Caving Study 1997-2004*. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, the University of Queensland.

مقاله نشریات انگلیسی:

Laubscher, D. H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *JS Afr. Inst. Metall*, 90(10), 267-273.

مقاله کنفرانس انگلیسی:

Kendorski, F. S., Cummings, R. A., Bieniawski, Z. T., & Skinner, E. H. (1983, January). Rock mass classification for block caving mine drift support. In 5th ISRM Congress. International Society for Rock Mechanics.

توجه: در صورت عدم رعایت موارد موردنظر در ساختار مقاله، مقاله‌ی ارسالی به نویسندگان برگردانده خواهد شد.

"فرم تعهدنامه اخلاقی نویسندگان"

سر دبیر محترم نشریه علمی روش‌های تحلیلی و عددی در مهندسی معدن

با سلام و احترام ضمن ارسال مقاله‌ای با عنوان کامل بدینوسیله نویسندگان درخواست بررسی دست‌نوشته خود را برای چاپ در آن نشریه دارند. نویسندگان با امضا این فرم، متعهد می‌شوند که:

- ۱- مقاله به‌طور هم‌زمان برای نشریات دیگر ارسال نشده است.
- ۲- اسامی نویسندگان و ترتیب اسامی پس از ارسال مقاله تغییر نخواهد کرد.
- ۳- اصول اخلاقی پژوهش رعایت شده و موارد آن در مقاله درج گردیده است.
- ۴- همه نویسندگان در مورد ارسال مقاله به نشریه آگاهی دارند و نسخه نهایی را ملاحظه و تأیید کرده‌اند.
- ۵- احتمال هیچ‌گونه تعارض منافع (*Conflicts of Interest*) در مقاله ارسالی وجود ندارد.
- ۶- تمامی نهادها و مؤسساتی که هر یک به‌گونه‌ای حمایت مالی و معنوی برای انجام تحقیق و نوشتن مقاله توسط آنها مورد استفاده قرار گرفته است. با کسب مجوز در مقاله مورد اشاره واقع شده‌اند.
- ۷- در جریان اجرای این تحقیق و تهیه مقاله کلیه قوانین کشوری و اصول اخلاق حرفه‌ای مرتبط با موضوع تحقیق از جمله حقوق آزمودنی‌ها، سازمان‌ها و نهادها و نیز مؤلفین و مصنفین رعایت شده است.
- ۸- نویسندگان تأیید می‌نمایند در ایده طراحی، اجرا تجزیه و تحلیل و تألیف مقاله با یکدیگر همکاری داشته‌اند و اعلام می‌دارند که دست‌نوشته حاضر برداشت مستقیم از نوشته‌های چاپ‌شده یا در حال چاپ نمی‌باشد. ضمناً این مقاله به زبان فارسی با زبان‌های دیگر در داخل یا خارج به چاپ نرسیده است و یا تحت بررسی برای چاپ نمی‌باشد.

مشخصات تمامی نویسندگان به ترتیب مندرج در متن مقاله:

ردیف	نام و نام خانوادگی	ایمیل	شماره تماس	رتبه علمی و موسسه محل فعالیت	امضاء
۱					
۲					
۳					

امضاء این فرم توسط تمامی نویسندگان محترم مقاله الزامی است. این فرم لازم است بعد از امضاء همه نویسندگان، اسکن شود و به همراه فایل مقاله بارگذاری گردد.

نام و نام خانوادگی نویسنده مسئول مقاله:

امضاء و تاریخ

سخن نخست

«باسمه تعالی»

نسخه پاییز سال ۱۴۰۴ به حول و قوه‌ی الهی و با تلاش هیات تحریریه و کارشناسان و از طرفی نویسندگان محترم و شما خوانندگان و حامیان نشریه، از طرفی حامیان همیشگی نشریه شرکت سنگ‌آهن مرکزی ایران و انجمن مهندسی معدن ایران در ایامی که استکبار جهانی مردم مظلوم فلسطین را گلوله‌باران می‌کرد، به چاپ رسید.

در خصوص رویدادهای علمی در حوزه مهندسی معدن می‌توان به چهاردهمین کنفرانس ملی مهندسی معدن ایران مرجعیت علمی انجمن مهندسی معدن ایران در بهمن‌ماه ۱۴۰۴ اشاره نمود که قرار است در دانشگاه صنعتی تبریز اتفاق بیافتد. از طرفی با یک جستجوی ساده متوجه می‌شویم ده‌ها همایش و کنفرانس غیر معتبر بدون پشتوانه دانشگاهی و تنها با دو هدف کسب درآمد و یا تبلیغات شرکت‌های معدنی برگزار و یا در حال برگزاری است. جدای از اینکه همه‌ی محققین این حوزه می‌دانند و مقالات ارزشمند خود را با ارسال به این همایش‌ها، بی‌ارزش نمی‌کنند خروجی این نوع همایش‌های به‌ظاهر علمی و پرطمطراق به‌جز از بین بردن ماهیت علم و مهندسی و از طرفی بی‌ارزش کردن مقالات همایش‌های ارزشمند علمی نخواهد بود. لذا جا دارد تا انجمن مهندسی معدن ایران با ترویج همایش‌های علمی ارزشمند و حمایت از همایش‌هایی که سالیانی است برگزار نشده است (کنفرانس معادن روباز، کنفرانس ملی مدلسازی در مهندسی معدن و...) نیاز جامعه علمی را برآورده سازد.

پیگیری‌های مسئولین نشریه و دانشگاه یزد در اعتباربخشی بیشتر به این نشریه در جهت آی اس آی شدن آن ادامه دارد و به یاری خداوند باری تعالی گام‌های خوبی برداشته شده است.

در انتها از کلیه اساتید، دانشجویان، مهندسیین و کارشناسان علوم زمین و معدنکاری خواهشمندیم تا انتقادهای سازنده خود را به هر طریق ممکن برای ما ارسال کنند و مطمئن باشند که راهگشای ما خواهد بود.

فهرست مطالب

- ۱ مدل‌سازی عددی اثر آتش‌سوزی بر پوشش بتنی تونل با استفاده از روش اجزاء محدود
سید امیر رضا صفوی؛ مهدی حسینی؛ هانیه خلیلی
- ۱۳ جانمایی هیدروسیکلون در مدار آسیاکنی خطوط فرآوری شماره ۵، ۶ و ۷ مجتمع گل‌گهر با استفاده از
مدل‌سازی و شبیه‌سازی با نرم‌افزار یوسیم‌پک
حسن هاشمی؛ محمدرضا صمدزاده یزدی؛ مجتبی قربانزاد؛ محمد قره داغی
- ۲۷ مدل‌سازی تأثیر کاربرد هم‌زمان ماشین اره‌زنجیری و سیم‌برش الماسه بر روی بهره‌وری معادن سنگ
ساختمانی با رویکرد شبیه‌سازی رویداد گسسته
عباس عمو؛ مجید عطایی پور؛ ستار مهدوری
- ۳۷ تحلیل عددی تأثیر اختلاف‌فاز امواج دوسویه زمین‌لرزه بر رفتار روانگرایی خاک‌های دانه‌ای
غلامحسین رنجبر؛ محمود ساری خانی خرمی
- ۴۹ مدل‌سازی و تحلیل سیستم‌های درزه با رویکرد ترکیبی و چندمرحله‌ای خوشه‌بندی: مطالعه موردی
توده گرانیتی لوچو زاهدان
سهیل زارع مطلق؛ سید امیراسعد فاطمی؛ محمدجواد آذین فر
- ۶۵ طراحی احتمالاتی محدوده نهایی روباز با سطوح مختلف ریسک‌پذیری مدیریتی در شرایط عدم قطعیت
عیار و قیمت ماده معدنی (مطالعه موردی: معدن مس عینک افغانستان)
یوسف میرزائیان؛ جواد غلام نژاد؛ عباس آگاه



مقاله پژوهشی

مدل‌سازی عددی اثر آتش‌سوزی بر پوشش بتنی تونل با استفاده از روش اجزاء محدود

سید امیررضا صفوی^۱، مهدی حسینی^{۱*}، هانیه خلیلی^۱

۱- گروه مهندسی معدن، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه بین‌المللی امام خمینی (ره)، قزوین، ایران

(دریافت: خرداد ۱۴۰۲، پذیرش: تیر ۱۴۰۳)

چکیده

حین آتش‌سوزی دمای تونل در مدت کوتاهی به حدود ۱۳۰۰ درجه سانتی‌گراد رسیده که منجر به تغییرات زیاد عملکرد در اجزای سازه‌ای و غیر سازه‌ای تونل‌ها شده و در نتیجه پایداری تونل را به خطر می‌اندازد. در این پژوهش سعی شد تا با کمک‌گیری از تحلیل عددی به روش اجزاء محدود در نرم‌افزار اباکوس، نحوه رفتار پوشش بتنی تونل در هنگام قرارگیری در شرایط آتش‌سوزی بررسی گردد. پژوهش حاضر پوشش بتنی تونل را تحت تأثیر آتش‌سوزی قرار داده و دمای آن را به حدود ۱۳۰۰ درجه سانتی‌گراد رسانده و رفتار آن را در دمای مذکور بررسی کرده است. سپس با توجه به توصیه آیین‌نامه‌ها در استفاده از بتن‌های الیافی برای کاهش اثرات ناشی از آتش‌سوزی، بتن الیافی از نوع بتن الیاف فولادی، بتن الیاف شیشه و بتن الیاف پلی‌پروپیلن در شرایط آتش‌سوزی مدل‌سازی شده است. با توجه به اثر آتش‌سوزی بر روی تغییر شکل ناشی از کاهش مقاومت کششی بتن، تمرکز پژوهش حاضر بر روی تأثیر آتش‌سوزی بر تنش حرارتی درونی بتن و در نتیجه تغییر شکل دائمی بتن و آسیب ناشی از آن بوده و رفتار آن در چنین شرایطی با رفتار همان بتن در شرایط غیر آتش‌سوزی مقایسه گردیده است. نتایج این پژوهش نشان داد که بهترین عملکرد در مقابل آتش‌سوزی را بتن الیاف فولادی از خود نشان داد. تغییر شکل بتن الیاف فولادی نسبت به بتن فاقد الیاف ۷۵ درصد کاهش یافت. تغییر شکل بتن الیاف پلی‌پروپیلن نسبت به بتن فاقد الیاف کاهش ۱۵ درصدی داشت. تغییر شکل بتن الیاف شیشه نسبت به بتن فاقد الیاف کاهش ۱۰ درصدی نشان داد.

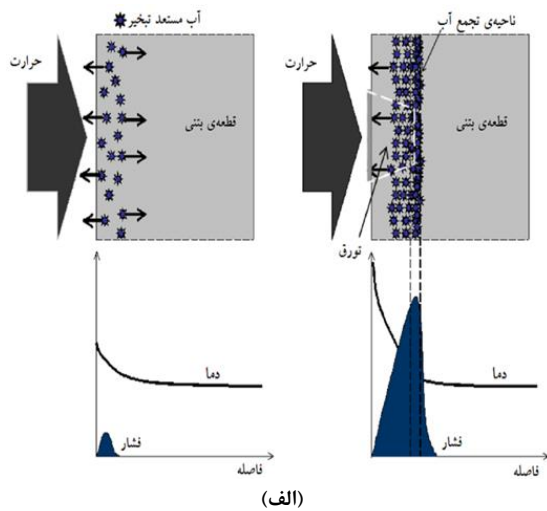
کلمات کلیدی

نرم‌افزار Abaqus، آتش‌سوزی، بتن معمولی، بتن الیافی

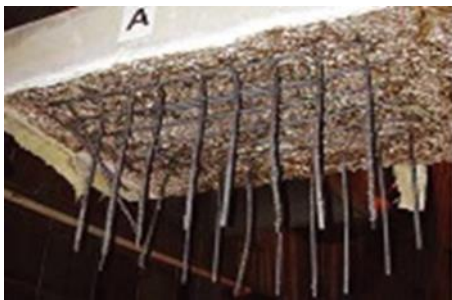
*عهده‌دار مکاتبات: meh_hosseini18@yahoo.com

۱- مقدمه

بخار آب گردد. با شکل‌گیری لایه‌های اشباع از بخار آب یا مخلوطی از بخار آب و آب و به تدریج با هجوم بخار آب از قسمت‌های گرم‌تر بتن، فشار حفره‌ای در این ناحیه از بتن شروع به شکل‌گیری و توسعه می‌کند و به تبع آن تنش‌های کششی در آن قسمت از بتن شکل می‌گیرد. تا جایی که با افزایش میزان حرارت و نفوذ بخار آب در بتن، فشار حفره‌ای و تنش‌های کششی در ناحیه تجمع آب و بخار آب، از حد مقاومت کششی بتن فراتر رفته و منجر به جدا شدن آن قسمت از بتن از قطعه بتنی می‌گردد. شکل ۱ (الف)، نحوه توسعه فشار حفره‌ای، تنش‌های کششی ناشی از افزایش دمای حریق و شکل ۱ (ب) پدیده تورق یا جداسازی بتن را به نمایش می‌گذارد [۳].



(الف)



(ب)

شکل ۱: تورق در بتن [۳].

با توجه به گستره آتش‌سوزی در سازه‌ها، راهنمایی‌ها و دستورالعمل‌هایی جهت به حداقل رساندن آسیب‌های ناشی از حریق علی‌الخصوص تورق بتن ارائه شده است. دستورالعمل‌ها اضافه کردن الیاف را به عنوان پیشنهادی جهت بهبود رفتاری این قطعات پیشنهاد کرده‌اند. الیاف در صورتی که به صورت یکنواخت در مخلوط بتنی قرار گیرد، نقش فعالی را در افزایش مقاومت قطعات بتنی سازه‌های

به دلیل تأثیر عظیم تونل‌ها در اقتصاد کشورها وقوع آتش‌سوزی در این سازه‌ها منجر به چالش‌های زیرساختی عظیمی شده که در نتیجه خسارت‌های اقتصادی و جانی فراوان را به دنبال دارد. نرخ افزایش حرارت بالا و میزان رطوبت اولیه زیاد در تونل نسبت به سایر سازه‌ها ریسک ریزش پوشش بتنی را به‌طور چشمگیری افزایش می‌دهد. خواص مکانیکی بتن نظیر مدول الاستیسیته، ضریب پواسون و همچنین خواص حرارتی مانند هدایت حرارتی، ظرفیت گرمایی، ضریب انبساط حرارتی با افزایش دما کاهش می‌یابند. کاهش خواص مکانیکی در دمای بالا منجر به کاهش مقاومت فشاری و کششی بتن شده که در نتیجه تورق بتن را به دنبال دارد [۱]. برای شناخت پدیده تورق در پوشش بتنی که در اثر آتش‌سوزی اتفاق می‌افتد تجهیزات رفتارسنجی در تونل‌های سراسر دنیا نصب شده‌اند [۲].

در حالت کلی، در بتن دو فاز از مواد مشهود است که فاز جامد آن شامل ترکیبی از سیمان و دیگر مصالح سنگی و افزودنی‌هاست و فاز مایع آن شامل آبی است که در حفرات بتن وجود دارد. با اعمال حریق بر قطعات بتنی علاوه بر واکنش‌هایی که در فاز جامد بتن رخ می‌دهد، در فاز مایع بتن نیز تغییراتی رخ داده و به تدریج فاز گاز در بتن که شامل بخار آب موجود در حفرات است، شکل می‌گیرد. در ساخت قطعات بتنی تونل‌ها عمدتاً از بتن با مقاومت فشاری زیاد استفاده می‌گردد که افزایش مقاومت فشاری بتن کاهش نفوذپذیری و تخلخل بتن را به دنبال دارد. با کاهش نفوذپذیری بتن، فضای عبوری برای سیال آب و بخار آب در بتن کاهش یافته و بتن تحت تأثیر بیشتری از حریق قرار می‌گیرد. معمولاً شروع تبدیل آب موجود در حفره‌های بتن به بخار آب، از دمای ۱۰۰ درجه سانتی‌گراد شروع شده و به تدریج و با گذر از دمای ۱۵۰ درجه سانتی‌گراد، تمام آب موجود در حفره‌های آن قسمت از بتن، تبدیل به بخار آب شده و شروع به جریان در قسمت‌های داخلی سردتر بتن کرده و در آنجا تجمع می‌کند. با ادامه یافتن حریق و افزایش دما در بتن، نرخ شکل‌گیری و تبدیل آب به بخار آب و در ادامه، مهاجرت بخار آب به لایه‌های داخلی افزایش می‌یابد؛ تا جایی که ذرات بخار آب، قسمتی از درجه‌های نفوذ بتن را به تسخیر خود درآورده و با اشباع کردن حفرات در آن قسمت از بتن سدهایی ایجاد می‌کنند که مانع از عبور بیشتر

شبیه سازی قدرتمند مهندسی است؛ که بر پایه روش اجزای محدود بنا نهاده شده و می تواند مسائلی با طیف گسترده از یک تحلیل خطی نسبتاً ساده تا تحلیل های غیرخطی بسیار پیچیده را حل کند. آباکوس شامل کتابخانه گسترده ای از المان هاست که می تواند هر نوع هندسه ای را به صورت مجازی مدل سازی کند. همچنین این برنامه شامل لیست گسترده ای از مدل های رفتار ماده است که می تواند رفتار اغلب مصالح مهندسی مانند فلزات، لاستیک، پلیمرها، کامپوزیت ها، بتن مسلح، فوم های شکننده و حتی مصالح ژئوتکنیکی مثل خاک و سنگ را نیز شبیه سازی کند.

گستره آتش سوزی در سازه ها و عدم ارائه تئوری های مناسب رفتارسنجی مقاومتی بتن هنگام مواجهه با آتش سوزی و تورق ناشی از آن، موجب گسترش مطالعات قابل ملاحظه ای در زمینه اثر حریق بر پوشش بتنی تونل گردیده است. یان و همکاران (۲۰۱۶) اثر آتش سوزی را بر درزه های پوشش سگمنتی تونل بررسی کردند نتایج نشان داد عملکرد سگمنت های بتنی در برابر آتش بهتر از بتن دارای الیاف فولادی است [۵]. کاندینا (۲۰۰۷) اثر آتش سوزی بر روی قطعه کوچک شده لاینینگ بتنی تونل را مورد بررسی قرار داد [۶]. یاسودا و همکاران (۲۰۰۴) اثر آتش سوزی را بر قطعات لاینینگ بتنی تونل در ابعاد واقعی بررسی کرد [۷]. پاپانیکیولاو و کپوس (۲۰۱۴) به کمک مدل عددی مبتنی بر نرم افزار اجزای محدود آباکوس، اثر حریق را بر پوشش بتنی غیرمسلح تونل بررسی کردند نتایج مدل سازی نشان داد که پس از آتش سوزی، بخش کوچکی از پوشش بتنی بدون ترک باقی مانده است [۸].

افخمی و دهقانی (۲۰۱۹) با معرفی یک مدل جدید مبتنی بر نرم افزار اجزای محدود آباکوس و اعمال انواع منحنی های حریق بر لاینینگ بتنی تونل، اثر اضافه کردن الیاف پلی پروپیلن بر مخلوط بتنی را بررسی کردند نتایج نشان داد اضافه کردن ۲ کیلوگرم پلی پروپیلن در هر مترمکعب بتن باعث کاهش ۷۰ درصدی حداکثر فشار حفره ای شد [۳]. سلین راویکومار و تاندامورسی (۲۰۱۳) به کمک مدل آزمایشگاهی اثر اضافه کردن الیاف شیشه به بتن در برابر حریق را بررسی کرده اند. این پژوهشگران مشاهده کردند مقاومت در برابر آتش بتن حاوی الیاف شیشه بیشتر از بتن معمولی است [۴]. لو و انسون (۲۰۰۶) اثر افزودن الیاف فولادی بر مقاومت فشاری بتن تحت تأثیر حریق را بررسی کردند محققین در این پژوهش ملاحظه کردند بتن

تونل ها بازی می کند. سه نوع الیاف پلی پروپیلن، الیاف شیشه و الیاف فولادی از جمله الیاف های پر کاربرد در صنعت تونل سازی می باشند. اضافه کردن الیاف پلی پروپیلن به بهبود رفتار در برابر حریق بتن کمک قابل توجهی خواهد کرد. الیاف پلی پروپیلن در دمای ۵۰ درجه سانتی گراد خواص مکانیکی خود را از دست داده و در دمای ۱۶۵ درجه سانتی گراد ذوب می شود. دمای ذوب پایین الیاف پلی پروپیلن سبب افزایش منافذ داخلی بتن شده و در نتیجه باعث کاهش فشار منفذی و در نتیجه جلوگیری از تورق بتن می شود [۲]. افزودن الیاف فولادی به بتن، مقاومت فشاری آن را در دمای محیط افزایش می دهد. پس از آتش سوزی مقاومت فشاری باقیمانده بتن به خاطر افزودن الیاف، کاهش می یابد اما انرژی شکست پس از آتش سوزی به طور قابل توجهی بیشتر از مقدار آن، قبل از گرم شدن است. الیاف فولادی، مقاومت کششی را افزایش می دهد که می تواند به کاهش ریسک تورق بتن کمک کند [۱]. الیاف شیشه با عبور دادن بخار آب از درون خود سبب افزایش مقاومت بتن در برابر آتش سوزی می شوند. الیاف شیشه با ترفند به دام انداختن حباب های هوا در بین ترکیبات خود، سبب افزایش خاصیت هدایت حرارتی شده و در نتیجه کاهش فشار منفذی و جلوگیری از تورق بتن را به دنبال دارد [۴]. پیشرفت های قابل توجه در روش های عددی و در دسترس بودن رایانه های قدرتمند موجب شده تا استفاده از نرم افزارهایی که بر پایه روش های عددی مختلف به مدل سازی و تحلیل مسائل مهندسی می پردازند، به طور چشمگیری افزایش یابد. همچنین با توجه به امکانات گسترده مورد نیاز و زمان بر بودن مدل های با مقیاس واقعی در مطالعات آزمایشگاهی، می توان بخشی از این مطالعات را با روش های عددی جایگزین نمود. از سوی دیگر، ناتوانی روش حل دقیق در تحلیل مدل های با هندسه پیچیده یا حل مسائل با شرایط مرزی پیچیده مناسب ترین علت استفاده از روش عددی است.

روش اجزاء محدود یا روش المان محدود که به اختصار FEM نامیده می شود، رایج ترین روش عددی برای حل مسائل مهندسی است. از جمله مزیت های این روش می توان علاوه بر کم هزینه بودن نسبت به روش های آزمایشگاهی، امکان اعمال شرایط مرزی به صورت دقیق و مناسب برای حل مسائل مختلف با آرایش های متنوع المان سازه ای، خواص مصالح گوناگون و سرعت انجام تحلیل و داشتن دقت بسیار بالا در انجام تحلیل را دارد. آباکوس مجموعه ای از برنامه های

متر حفاری شده است. متغیرهای ورودی به مدل شامل مؤلفه‌های تنش، نسبت پوآسون، مدول یانگ، ضریب انتقال حرارت، ضریب انبساط حرارتی و ظرفیت گرمایی ویژه و خواص پلاستیسیته بتن است.

برای مدل‌سازی زمین اطراف سازه تونل، مصالح آن از جنس سنگ‌آهک در نظر گرفته شده است. خواص مکانیکی و حرارتی آن در جدول ۱ ارائه شده است.

جدول ۱: خواص سنگ‌آهک [۱۰]

۲۲۸	مقاومت فشاری (MPa)
۸۳۰	ظرفیت گرمایی ویژه (J/Kg.K)
۳	ضریب انتقال حرارت (W/m.K)
۲۷۰۰	چگالی (Kg/m ³)
۱,۲۲*۱۰ ^{-۵}	ضریب انبساط حرارتی (°C)

مشخصات مکانیکی و حرارتی لاینینگ بتنی بدون ییاف و بتن‌های ییافی در جدول ۲ آمده است.

جدول ۲: خواص انواع بتن [۱۱]

نوع بتن	مقاومت فشاری (MPa)	ظرفیت گرمایی ویژه (J/KgK)	ضریب انتقال حرارت (W/mK)	چگالی (Kg/m ³)	ضریب انبساط حرارتی (°C)
بتن فاقد ییاف	۵۶۶	۸۳۲,۴	۲,۸۳	۲۵۷۰	1 × 10 ⁻⁵
بتن ییاف فولادی	۶۲	۸۳۱,۵	۲,۹۷	۲۵۶۰	7 × 10 ⁻⁶
بتن ییاف پلی‌پروپیلن	۵۶,۴	۸۳۲	۲,۷۶	۲۵۸۰	9 × 10 ⁻⁶
بتن ییاف شیشه	۵۶,۶	۸۳۲,۴	۲,۶۷	۲۵۶۰	1.15 × 10 ⁻⁵

مدل موردنیاز است که شامل متغیر پلاستیسیته، منحنی تنش-کرنش فشاری و کششی تک‌محوره بتن و متغیرهای آسیب در کشش و فشار می‌شود. در ادامه به تعریف هر کدام از پارامترها پرداخته می‌شود.

متغیرهای پلاستیسیته: این دسته متغیرها شامل تابع جریان پلاستیک^۱، تابع تسلیم^۲ و ویسکوزیته^۳ است.

تابع جریان پلاستیک: تابع پتانسیل جریان مورد استفاده تابع هیپربولیک دراکر-پراگر است. این تابع در فضای فشار هیدرواستاتیک-تنش انحرافی، تعریف می‌شود. ضابطه کلی این تابع به صورت رابطه (۲) تعریف می‌گردد:

$$G = \sqrt{(\varepsilon \sigma_{r\theta} \tan \psi)^2 + q^2} - p \tan \psi \quad (2)$$

که متغیرهای مورد استفاده در رابطه (۲) به صورت زیر تعریف می‌گردند:

p: فشار هیدرواستاتیک

q: تنش انحرافی میسر که از رابطه (۳) محاسبه می‌گردد:

دارای ییاف فولادی مقاومت بالاتری در برابر آتش نسبت به بتن بدون ییاف دارد [۹].

پژوهش حاضر، با توجه به کمبود تعداد مدل‌سازی‌های عددی صورت گرفته درباره اثر حریق بر روی پوشش بتن ییافی تونل از یکسو و از سوی دیگر نبود پژوهشی جامع در مقایسه سه نوع بتن ییافی رایج در صنعت تونل‌سازی، به مدل‌سازی عددی اثر حریق بر روی پوشش بتن ییاف فولادی و بتن ییاف پلی‌پروپیلن و بتن ییاف شیشه پرداخته و نتایج حاصل از مدل‌سازی بر روی سه نوع بتن را مقایسه کرده است.

۲- مدل‌سازی عددی اثر حریق بر پوشش بتنی

در این پژوهش، به کمک نرم‌افزار آباکوس، تونلی با عرض دهانه ۵ متر و طول ۱۰ متر با ضخامت پوشش بتنی ۵۰ سانتیمتر درون زمینی از جنس آهک با ابعاد ۷۰ متر در ۷۰

همچنین جهت محاسبه مدول یانگ در همه انواع بتن از رابطه (۱) استفاده شده است [۱۲].

$$E = 4700 \sqrt{f_c} \quad (1)$$

که در آن E مدول الاستیسیته برحسب مگا پاسکال و f_c مقاومت فشاری بتن برحسب مگا پاسکال است.

در پژوهش حاضر برای رفتار سنجی بتن، از مدل رفتاری پلاستیسیته بتن آسیب‌دیده^۱ در کتابخانه مصالح از پیش تعریف شده نرم‌افزار آباکوس استفاده شده است. مدل پلاستیسیته بتن آسیب‌دیده تنها مدلی است که قابلیت استفاده در تحلیل استاتیکی و دینامیکی را دارا بوده و از آن در شرایطی که بتن تحت بارگذاری‌های مختلف قرار دارد، استفاده می‌شود. مدل پلاستیسیته بتن آسیب‌دیده تعمیم یافته معیار شکست دراکر-پراگر است. در این مدل با استفاده از مفاهیم الاستیک آسیب‌دیده ایزوتروپیک و پلاستیک کششی و فشاری، رفتار غیرخطی بتن بیان می‌گردد [۱۳]. به‌طور کلی سه دسته متغیر برای تعریف این

تابع تسلیم: ضابطه تابع تسلیم مدل گسیختگی بتن به خدمت گرفته شده در این تحقیق همان رابطه پیشنهادی لی و فنوس بود که به صورت رابطه (۴) ارائه می گردد. سطح تسلیم حاصله شبیه سطح تسلیم ویلیام-وارنک خواهد بود [۱۳]:

$$F = \frac{1}{1-\alpha} [q - 3\alpha p + \beta(\varepsilon^{pl}) \cdot (\hat{\sigma}_{max}) - \gamma \cdot (-\hat{\sigma}_{max})] - \sigma_c(\varepsilon^{pl}) = 0 \quad (4)$$

در رابطه (۴) مقدار α ، β و γ از روابط (۵) الی (۷) تعیین می شوند:

$$\alpha = \frac{(\sigma_{bo}/\sigma_{co}) - 1}{2(\sigma_{bo}/\sigma_{co}) - 1} \quad (5)$$

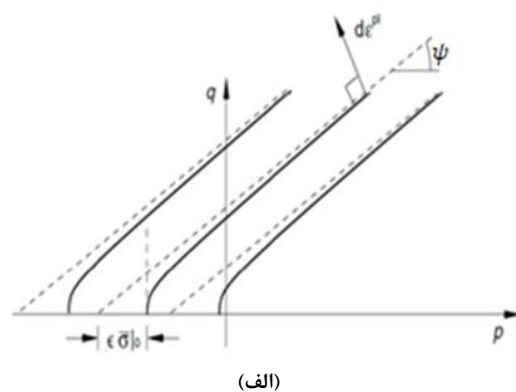
$$\beta = \frac{\sigma_c(\varepsilon_c^{pl})}{\sigma_t(\varepsilon_t^{pl})} (1 - \alpha) - (1 + \alpha) \quad (6)$$

$$\gamma = \frac{3(1 - K_c)}{2K_c - 1} \quad (7)$$

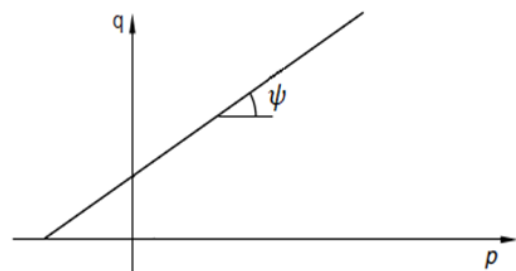
که پارامترهای روابط (۵) الی (۷) عبارتند از: $(\frac{\sigma_{bo}}{\sigma_{co}})$: نسبت تنش فشاری حداکثر دوماحوره به یک محوره مقدار این پارامتر بین ۱ تا ۱/۲۷ متغیر است. هر چه این مقدار بیشتر باشد نمونه رفتار سخت تری را از خود نشان خواهد داد. مقدار این پارامتر مطابق پیشنهاد راهنمای نرم افزار برابر ۱/۱۶ در نظر گرفته شده است [۱۳]. نسبت ثابت دوم تانسور تنش روی نصف النهار کششی به مقدار همین پارامتر روی نصف النهار فشاری (K_c): مقدار این پارامتر می تواند بین ۰/۵ تا ۱ باشد. این پارامتر شکل مقطع عرضی سطح تسلیم را تعیین می کند. اگر مقدار این پارامتر برابر ۱ در نظر گرفته شود، شکل مقطع عرضی سطح تسلیم شبیه معیار دراگر-پراگر خواهد شد. برای بتن با مقاومت ۵۰ تا ۶۰ مگا پاسکال بهتر است این پارامتر ۰/۶۶۷ در نظر گرفته شود [۱۳]. ویسکوزیته (μ) حل المان محدود با تئوری پلاستیسیته مبتنی بر قسمت قبل دارای پتانسیل زیادی برای واگرایی زودرس است. برای حل این مشکل دووات و لیونز پیشنهاد کردند بتن به صورت یک ماده ویسکوپلاستیک^۵ باعث می شود که یک زمان آرامش در به دست آوردن معادلات در هر مرحله وجود داشته باشد که حساسیت حل نسبت به سطح تسلیم را کاهش می دهد. زمان آرامش از طریق اعمال ویسکوزیته در مسئله به وجود می آید

$$q = \sqrt{\frac{3}{2}} S \cdot S \quad (3)$$

منظور از S بردار تنش انحرافی اصلی است [۱۳]. زاویه اتساع (ψ): این زاویه بین تنش انحرافی میسر و فشار هیدرواستاتیک در تنش محصورشدگی بالا تحت عنوان زاویه اتساع نام برده می شود. این زاویه میزان تغییر حجم بعد از تسلیم را تعیین می کند. توصیه شده است که مقدار این زاویه بین ۲۷ تا ۴۲ در نظر گرفته شود. در تحقیق پیشرو مقدار ۳۰ درجه در نظر گرفته شده است [۱۳]. خروج از مرکزیت (E): تابع جریان پلاستیک در ابتدا محور هیدرواستاتیک را با زاویه ۹۰ درجه قطع می کند و در ادامه شیب آن شروع به کاهش کرده تا به مقدار ψ برسد (شکل ۲-ب) بنابراین در قسمت اول این تابع به یک منحنی تبدیل خواهد شد. مشتق دوم این منحنی توسط پارامتر ε تعیین می شود. بدیهی است که اگر مقدار این پارامتر صفر در نظر گرفته شود، منحنی تبدیل به یک خط خواهد شد (شکل ۲-ب). تغییر مقدار این پارامتر تأثیر چندانی روی پاسخ کلی ندارد ولی اگر بسیار کوچک در نظر گرفت شود، باعث واگرایی حل در مراحل اولیه خواهد شد. مقدار ε در این تحقیق ۰/۱ در نظر گرفته شده است [۱۳].



(الف)



(ب)

شکل ۲: تابع پتانسیل جریان هیپربولیک در صفحه تنش های نصف النهاری-الف) با خروج از مرکزیت ب) بدون خروج از مرکزیت [۱۳].

در روابط (۱۱) و (۱۲)، f_c مقاومت فشاری ۲۸ روزه نمونه استوانه‌ای بتن، f_t مقاومت کششی بتن برحسب مگا پاسکال و σ_{ti} تنش کششی ترک‌خوردگی بتن برحسب مگا پاسکال و ε_{ti} کرنش کششی متناظر تنش کششی است. واحد تمامی این پارامترها برحسب مگا پاسکال است.

ج یکی از موارد تأثیرگذار در رفتار کلی سازه‌ها شیب باربرداری است. معمولاً شیب باربرداری برابر با همان مدول الاستیسیته اولیه در نظر گرفته می‌شود. این فرض برای موادی مانند فولاد صحیح است، اما برای بتن به دلیل آسیب‌های وارده بر اثر ترک‌خوردگی و خوردشدگی، این شیب از مقدار اولیه کمتر خواهد بود. این ویژگی به‌وسیله معرفی پارامترهای d_c و d_t به‌عنوان آسیب‌های کششی و فشاری اعمال می‌گردد. سختی باربرداری در فشار از ضرب $(1 - d_c)$ و در کشش از ضرب $(1 - d_t)$ در مدول الاستیسیته اولیه به دست می‌آید.

$$\tilde{\varepsilon}_c^{pl} = \tilde{\varepsilon}_c^{in} - \frac{d_c}{(1 - d_c)} \frac{\sigma_c}{E_0} \quad (13)$$

$$\tilde{\varepsilon}_t^{pl} = \tilde{\varepsilon}_t^{ck} - \frac{d_t}{(1 - d_t)} \frac{\sigma_t}{E_0} \quad (14)$$

منظور از $\tilde{\varepsilon}_t^{pl}$ و $\tilde{\varepsilon}_t^{el}$ به ترتیب کرنش‌های برگشت‌ناپذیر و برگشت‌پذیر بتن تحت کشش و $\tilde{\varepsilon}_c^{pl}$ و $\tilde{\varepsilon}_c^{el}$ تحت فشار می‌باشند. باید توجه داشت که قبل از ایجاد یک فضای زیرزمینی در یک نقطه مشخص، برآیند نیروهای وارد بر آن نقطه، صفر و نقطه مفروض دارای تعادل است. اما هنگامی که یک سازه زیرزمینی حفر می‌گردد وضعیت تنش‌ها تغییر کرده و یک بی‌نظمی در رفتار مکانیکی ناحیه ایجاد می‌گردد. متداول‌ترین روش جهت محاسبه میزان تنش ایجادشده، تئوری ترازقی است که بر اساس ارتفاع تونل مقدار بار زمین را پیشنهاد کرده است. رابطه ترازقی بار عمودی وارده را از طریق رابطه (۱۵) محاسبه می‌کند. رابطه ترازقی بار افقی را نیز به‌صورت ضریبی از بار عمودی در نظر گرفته و از رابطه (۱۶) به دست می‌آید.

$$\sigma_v = \gamma h \quad (15)$$

$$\sigma_h = k \sigma_v \quad (16)$$

که در آن σ_v تنش قائم، σ_h تنش افقی، γ وزن مخصوص زمین، ۲۷۰۰ کیلو نیوتن بر مترمکعب، h ارتفاع

که در نتیجه مشکلات همگرایی تا حدی بهبود می‌یابد. این زمان آرامش باید به حدی کوچک باشد که بر پاسخ کلی سازه تأثیر زیادی نگذاشته و اثرات آن قابل صرف‌نظر کردن باشد. در این تحقیق مقدار مذکور ۰/۱۰۰۰۱ در نظر گرفته شده است. پارامترهای مورداستفاده برای رفتار پلاستیسیته آسیب‌دیده بتن در جدول ۳ خلاصه شده است [۱۳].

جدول ۳: خواص بتن پلاستیسیته آسیب‌دیده [۱۴]

ψ	ε	$\frac{\sigma_{bo}}{\sigma_{co}}$	K_c	μ
۳۰	۰/۱	۱/۱۶	۰/۶۶۷	۰/۰۰۰۱

ب) رفتار تنش-کرنش فشاری بتن بر اساس رابطه معرفی‌شده توسط پوپوویچ است. در این رابطه، منحنی تنش-کرنش برحسب مقاومت فشاری ۲۸ روزه بتن (f_c) برحسب مگا پاسکال، کرنش نظیر تنش حداکثر (ε_0) و مدول الاستیسیته بتن برحسب مگا پاسکال تعیین می‌گردد. این رابطه به‌صورت رابطه (۸) بیان می‌شود [۱۵].

$$\sigma_c = \left(\frac{\varepsilon_c}{\varepsilon_0} \right) f_c \frac{n}{n-1 - \left(\frac{\varepsilon_c}{\varepsilon_0} \right) nk} \quad (8)$$

در رابطه (۸) مقدار ε_0 برای بتن‌های مختلف از ۰/۰۰۲ تا ۰/۰۰۳ متغیر است که در این پژوهش برای بتن با مقاومت حدود ۵۰ تا ۶۰ مگا پاسکال، مقدار ۰/۰۰۲ استفاده شده است. متغیر n را می‌توان به‌عنوان تابعی تقریبی از مقاومت فشاری بتن تعریف نمود که از رابطه (۹) محاسبه می‌گردد. متغیر k نیز به‌عنوان متغیر مدل در نظر گرفته می‌شود و به کمک رابطه (۱۰) محاسبه می‌شود [۱۶].

$$n = 0/80 + \frac{f_c}{17} \quad (9)$$

در رابطه (۹)، f_c برحسب مگا پاسکال است.

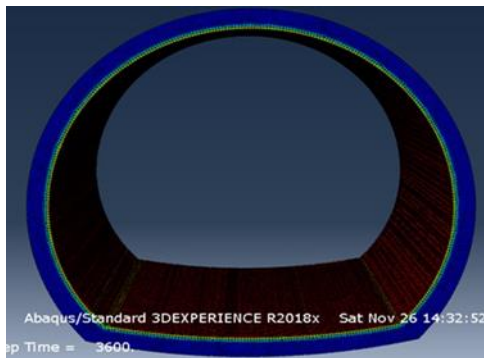
$$K = \begin{cases} 1 & \text{for } 0 < \varepsilon_c < \varepsilon_0 \\ 0.67 + \frac{f_c}{62} \geq 1 & \text{for } \varepsilon_c > \varepsilon_0 \end{cases} \quad (10)$$

رفتار تنش-کرنش کششی بتن برحسب آزمایش و چپو محاسبه شده است [۱۵].

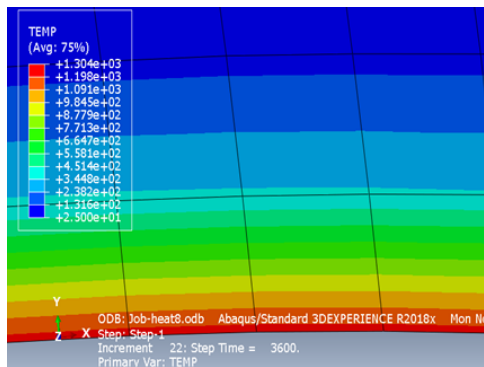
$$\sigma_{ti} = \frac{\tilde{f}_t}{1 + \sqrt{200\varepsilon_{ti}}} \quad (11)$$

$$\tilde{f}_t = 0.33 \sqrt{f_c} \quad (12)$$

حلگرهای موجود اباکوس، حلگر استاتیکی^۸ انتخاب می شود. همچنین مطابق شکل (۵-الف)، از حرکت جناحین پوشش بتنی و زمین در سه جهت و همچنین در جهت لنگر ناشی از آنها، جلوگیری به عمل آمده است. تماس بین پوشش بتنی تونل و سنگ بستر از نوع Tie انتخاب شده تا از حرکات اضافی پوشش بتنی جلوگیری گردد. مشها از نوع Sweep تعریف شده است. همچنین جهت نیل به مقصود مطلوب، سایز مشهای پوشش بتنی در تحلیل استاتیکی ۱ متر و سایز مشهای سنگ ۵ متر انتخاب شده اند. همچنین در تحلیل انتقال حرارت از مشهای ۰/۰۵ متری در پوشش بتنی و مشهای ۵ متری در سنگ استفاده شده است (شکل ۵-ب)).

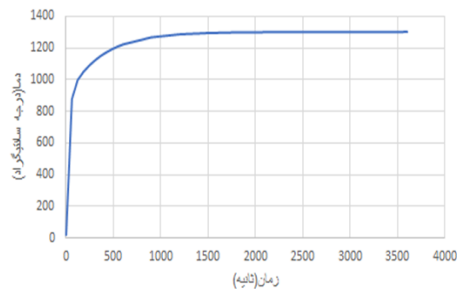


(الف)



(ب)

تغییر دما



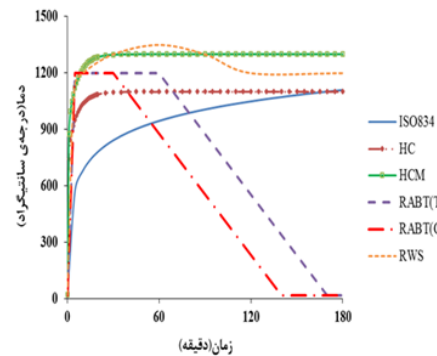
(ج)

شکل ۴: (الف) و (ب) و (ج): دمای پوشش بتنی تونل در اثر حرارت اعمالی.

روباره خاک ۳۰ متر است. k نسبت بار عمودی به بار قائم است که در این پایان نامه ۰/۵ در نظر گرفته شده است. در این پژوهش جهت اعمال آتش سوزی، بدین صورت عمل شده است که ابتدا از بین حلگرهای موجود، حلگر Heat Transfer انتخاب شده و نتایج حاصل از آن به عنوان ورودی ثانویه جهت تحلیل بعدی استفاده می شود. در گام دوم جهت بررسی اثرات مکانیکی آتش سوزی از بین حلگرهای موجود اباکوس، حلگر General, Static انتخاب می شود. مدت زمان حل جهت هر دو حلگر، بر اساس منحنی های حریق، ۳۶۰۰ ثانیه معادل ۱ ساعت در نظر گرفته شده است. بار گرمایی ناشی از آتش سوزی نیز به صورت دما به سطح داخلی اعمال گردیده است (شکل ۳ و ۴ (الف)-(ب)-(ج)). با توجه به حضور گسترده مواد هیدروکربنی مانند نفت و مشتقات آن در تونلها، شکل ۳، منحنی حریق هیدروکربنی اصلاح شده (HCM) مطابق رابطه (۱۷)، در نظر گرفته شده است [۳].

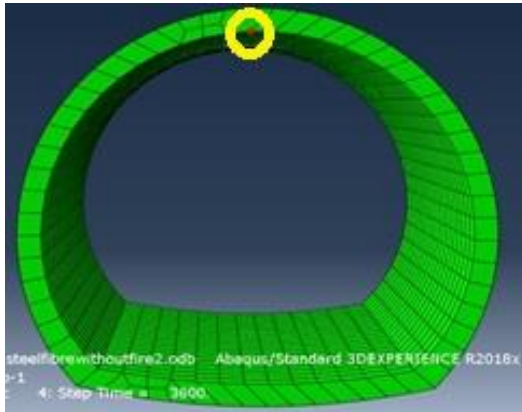
$$T = 20 + 1280 * (1 - 0/325 * e^{-0/167 * t} - 0/675 * e^{-2/5 * t}) \quad (17)$$

در رابطه (۱۷)، T دمای ناشی از حریق برحسب درجه سانتیگراد که در طول یک ساعت به ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد رسیده و t مدت زمان آتش سوزی برحسب دقیقه است؛ که با توجه به حوادث اخیر زمان کل مدل سازی ۶۰ دقیقه معادل ۳۶۰۰ ثانیه در نظر گرفته شده است. در واقع برای بررسی آتش سوزی بر پوشش بتنی یک تحلیل ترمومکانیکی انجام شده است.



شکل ۳: انواع منحنی های حریق [۳].

پوشش نگهداری تونل در دو مرحله مورد تحلیل قرار گرفته است. بدین صورت که در مرحله اول جهت اعمال آتش سوزی، از بین حلگرهای موجود، حلگر انتقال حرارت^۷ انتخاب شده و سپس در مرحله آخر نتایج حاصل از آن به عنوان ورودی ثانویه جهت تحلیل بعدی استفاده می شود. در گام دوم جهت بررسی اثرات مکانیکی آتش سوزی از بین

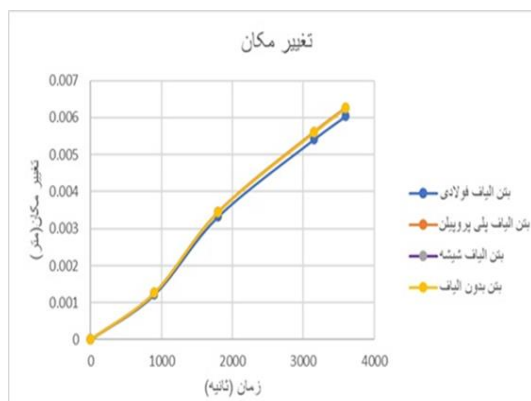


شکل ۶: نقطه انتخابی در مرکز پوشش بتنی تونل.

۳-۱-۱- مدل‌سازی پوشش بتنی بدون در نظرگیری اثر آتش‌سوزی

۳-۱-۱-۱- تغییر شکل پوشش بتنی

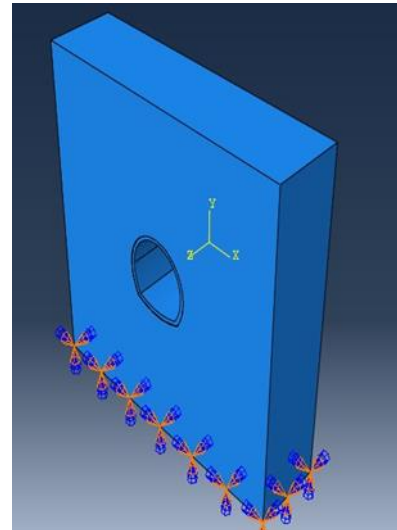
عملکرد بتن بدون الیاف و بتن الیافی بدون در نظرگیری شرایط آتش‌سوزی بسیار مشابه هم است. بررسی دقیق‌تر شکل ۷ نشان‌دهنده عملکرد مناسب پوشش بتنی، هنگام استفاده از بتن الیاف فولادی است.



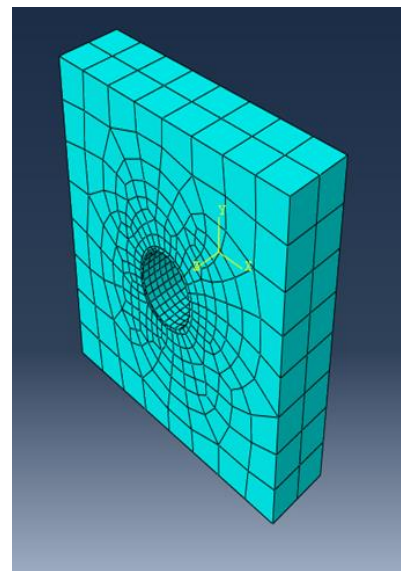
شکل ۷: تغییر شکل در انواع بتن بدون در نظرگیری آتش‌سوزی در نقطه مرکزی پوشش بتنی.

۳-۱-۲- آسیب لاینینگ بتنی

با توجه به تغییر شکل‌های پوشش بتنی (شکل ۷) می‌توان حدس زد که پوشش بتنی تونل به دلیل مدول الاستیسیته بالا، از حالت الاستیک به حالت پلاستیک وارد نشده باشد. با بررسی آسیب وارده بر پوشش بتنی (شکل ۸)، این گمان به‌یقین تبدیل شده و پوشش بتنی دچار آسیب نشده است.



(الف)



(ب)

شکل ۵: (الف) و (ب): نمایی از مدل ساخته‌شده.

۳- نتایج

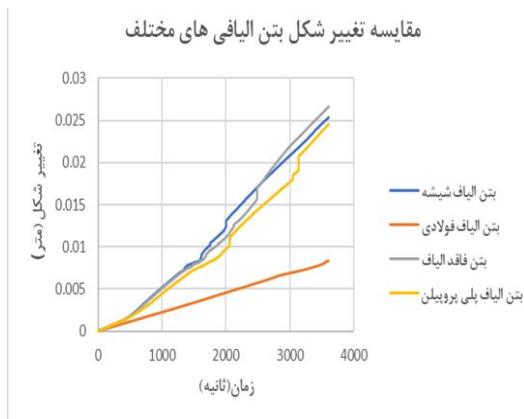
با توجه به اینکه آتش‌سوزی بر روی سنگ‌های اطراف اثری نداشت در این پژوهش فقط اثر آتش‌سوزی روی پوشش بتنی ارائه شده است. با توجه به اهمیت سقف تونل و وارد آمدن بیشینه تغییر شکل در آن قسمت از تونل، نتایج تحلیل در نقطه‌ای واقع در قسمت مرکزی سقف پوشش بتنی تونل بررسی شده است (شکل ۶). نتایج در دو مرحله بررسی شده‌اند. در مرحله اول، پوشش بتنی تونل بدون در نظر گرفتن اثر آتش‌سوزی بررسی گردیده است. سپس در مرحله دوم اثر آتش‌سوزی نیز بر پوشش بتنی تونل اعمال گردیده است.



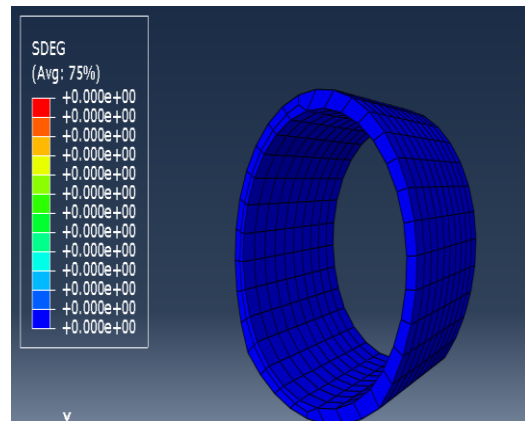
شکل ۹: نتایج حاصل از تحلیل تنش حرارتی در بتن های مختلف در نقطه مذکور، حین آتش سوزی.

۳-۲-۲- میزان تغییر شکل پوشش بتنی

آتش سوزی تأثیر منفی بر بتن گذاشته و باعث تشدید تغییر شکل پوشش بتنی می گردد (شکل ۱۰). با بررسی دقیق شکل ۱۰ می توان نتیجه گرفت که بتن الیاف فولادی کمترین تغییر شکل در حدود ۷ میلی متر را تجربه کرده است. این مزیت بتن الیاف فولادی به دو دلیل برخورداری از مدول الاستیسیته بالا و همچنین ضریب انبساط حرارتی کمتر آن حاصل شده است. همچنین مشاهده می شود که حضور الیاف پلی پروپیلن و الیاف شیشه در بتن کاهش تغییر شکل بتن را نسبت به بتن فاقد الیاف به دنبال داشته است؛ اما به دلیل نزدیکی مقدار مدول الاستیسیته بتن های الیاف شیشه و الیاف پلی پروپیلن به بتن فاقد الیاف، تفاوت تغییر شکل ها بسیار کم است.



شکل ۱۰: نتایج حاصل از تحلیل تغییر شکل در بتن های مختلف در نقطه مذکور، حین آتش سوزی.



شکل ۸: آسیب پوشش بتنی در پایان تحلیل بدون نظرگیری آتش سوزی.

۳-۲- مدل سازی به همراه در نظرگیری آتش سوزی

در این مرحله تمامی شرایط اعمالی بر پوشش بتنی تونل کاملاً مشابه مرحله اول بوده و فقط بار آتش سوزی بر آن اعمال گردیده است. گرمای وارده بر پوشش بتنی تونل از جنس بتن های مختلف، به صورت یکسان و مطابق شکل ۴ در نظر گرفته شده است. سپس نتایج آن به صورت داده های اولیه دمایی وارد تحلیل مکانیکی پوشش بتنی شده و تنش حرارتی ایجاد شده ناشی از آتش سوزی و میزان ریزش پوشش بتنی و آسیب ایجاد شده هنگام ریزش سقف پوشش بتنی تونل مورد بررسی قرار گرفته است.

۳-۲-۱- تنش حرارتی در پوشش بتنی

با آتش گرفتن پوشش نگهداری تونل، بتن دچار تنش درونی حرارتی شده و این تنش درونی حرارتی آسیب های بعدی را نظیر تغییر شکل دائمی و آسیب پلاستیک را به دنبال دارد. با توجه به شکل ۹ می توان دریافت که بتن الیاف فولادی بیشترین تنش درونی حرارتی را تجربه کرده است. این اتفاق به دلیل تغییر شکل دائمی ایجاد شده در بتن الیاف فولادی است (شکل ۱۰). بتن الیاف فولادی به دلیل تجربه تغییر شکل دائمی کمتر و در نتیجه آزادسازی کمتر تنش درونی، دچار تنش درونی حرارتی بیشتری گردیده است. بتن الیاف پلی پروپیلن به دلیل تحمل تغییر شکل بیشتر نسبت به بتن الیاف فولادی، تنش درونی حرارتی کمتر را تجربه کرده است. سپس به دلیل مشابه، بتن الیاف شیشه تنش درونی حرارتی کمتر را متحمل شده است. بتن فاقد الیاف به دلیل بیشینه تغییر شکل و آزادسازی بیشتر تنش، تنش درونی حرارتی کمتری را تحمل کرده است.

۳-۲-۳- میزان آسیب لاینینگ بتنی

- آتش‌سوزی تأثیر منفی بر روی بتن داشته و سبب ریزش آن می‌گردد.
- حضور الیاف فولادی تأثیر به سزایی در بتن داشته و کاهش آسیب ناشی از آتش‌سوزی را به دنبال دارد.
- حضور الیاف فولادی در کاهش تغییر شکل پوشش بتنی تونل تأثیر مناسبی دارد.

هنگام مواجهه با آتش‌سوزی، پوشش بتن الیاف فولادی کمتر از سایر نمونه‌ها تحت تأثیر است. تغییر شکل بتن الیاف فولادی نسبت به بتن فاقد الیاف ۷۵ درصد کاهش یافت. آسیب و همچنین تغییر شکل پوشش بتن الیاف پلی‌پروپیلن بیشتر از پوشش بتن الیاف شیشه‌ای داشته و عملکرد مناسبی را نشان نمی‌دهد. پوشش بتن الیاف شیشه‌ای عملکرد بهتری نسبت به بتن الیاف پلی‌پروپیلن از خود نشان می‌دهد. تغییر شکل بتن الیاف شیشه‌ای نسبت به بتن فاقد الیاف کاهش ۱۰ درصدی نشان داد. تغییر شکل بتن الیاف پلی‌پروپیلن نیز نسبت به بتن فاقد الیاف کاهش ۱۵ درصدی داشت.

مراجع

- [1] Figueiredo, F. P., Huang, S. S., Angelakopoulos, H., Pilakoutas, K., & Burgess, I. (2019). Effects of recycled steel and polymer fibres on explosive fire spalling of concrete. *Fire Technology*, 55(5), 1495-1516.
- [2] Maraveas, C., & Vrakas, A. A. (2014). Design of concrete tunnel linings for fire safety. *Structural Engineering International*, 24(3), 319-329.
- [3] Afkhami, V. R., & Dehghani, E. (2019). Evaluate Polypropylene Fiber Effect on Concrete Segments of Tunnel under Fire. *Journal of Transportation Infrastructure Engineering*, 4(4), 89-111 [in persian].
- [4] Ravikumar, C. S., & Thandavamoorthy, T. S. (2013). Glass fibre concrete: Investigation on Strength and Fire Resistant properties. *IOSR Journal of Mechanical and Civil Engineering*, 9(3), 2320-334.
- [5] Yan, Z. G., Zhu, H. H. and Ju, J. W. 2013. "Behavior of reinforced concrete and steel fiber reinforced concrete shield TBM tunnel linings exposed to high temperatures". *Constr. Build. Mater.*, 38: 610-618.
- [6] Kaundinya, I. 2007. "Protection of road tunnel linings in cases of fire". *Proceedings of the FEHRL/FERSI/ECTRI Young Researchers Seminar*, Brno, Czech Republic, pp. 1-9.
- [7] Yasuda, F., Ono, K. and Otsuka, T. 2004. "Fire protection for TBM shield tunnel lining". *Tunn. Underg. Sp. Tech.*, 19(4-5): 317.

تشدید تغییر شکل پوشش بتنی سبب ایجاد و گسترش آسیب پوشش بتنی تونل می‌گردد. با بررسی شکل ۱۱ مشاهده می‌شود که بتن فاقد الیاف به دلیل تحمل تغییر شکل زیاد، زودتر از سایر انواع بتن‌ها دچار آسیب گردیده است. پس از آن، بتن الیاف شیشه‌ای دچار بیشینه آسیب گردیده است. از سوی دیگر، کمترین آسیب را بتن الیاف فولادی طی آتش‌سوزی تجربه کرده است. به دلیل تغییر شکل کمتر بتن الیاف فولادی در برابر آتش‌سوزی، این بتن آسیب کمتری را تجربه کرده است.



شکل ۱۱: نتایج حاصل از تحلیل آسیب در بتن‌های مختلف در نقطه مذکور، حین آتش‌سوزی.

۴- نتیجه‌گیری

آتش‌سوزی در تونل دارای ویژگی‌هایی نظیر دمای بسیار زیاد، انتقال سریع حرارت، مدت‌زمان طولانی و نرخ غیریکنواخت افزایش دما است. در کنار زوال خواص مکانیکی بتن در تماس با حرارت بالا، تغییر شکل شدید بتن عمده‌ترین نگرانی در مورد ایمنی پوشش بتنی تونل هنگام مواجهه با پدیده آتش‌سوزی است. در این پژوهش، پوشش بتنی تونل به کمک نرم‌افزار اباکوس در مواجهه با آتش‌سوزی به صورت سه‌بعدی مدل گردید. پوشش بتنی تونل در دو حالت مورد بررسی قرار گرفت. حالت اول پوشش تونل از جنس بتن بدون الیاف و پوشش تونل از جنس‌های بتن الیاف فولادی، بتن الیاف پلی‌پروپیلن و بتن الیاف شیشه‌ای بدون اعمال بار آتش‌سوزی مدل‌سازی گردید. سپس در حالت دوم آتش‌سوزی نیز بر شرایط مدل افزون گردید. نتایج مدل‌سازی‌ها نشان می‌دهد:

- [13] ABAQUS Inc., ABAQUS/Theory User manual, Version 6.11, .2011
- [14] Díaz, R., Wang, H., Mang, H., Yuan, Y., & Pichler, B. (2018). Numerical analysis of a moderate fire inside a segment of a subway station. *applied sciences*, 8(11), 2116.
- [15] Haj Seiyed Taghia, S. A., Darvishvand, H. R., & Ebrahimi, M. (2021). Utilizing the Modified Popovics Model in study of effect of water to cement ratio, size and shape of aggregate in concrete behavior. *International Journal of Engineering*, 34(2), 393-402.
- [16] Vecchio, F. J., & Collins, M. P. (1986). The modified compression-field theory for reinforced concrete elements subjected to shear. *ACI J.*, 83(2), 219-231.
- [8] Papanikolaou, V. K., & Kappos, A. J. (2014). Practical nonlinear analysis of unreinforced concrete tunnel linings. *Tunnelling and underground space technology*, 40, 127-140.
- [9] Lau, A., & Anson, M. (2006). Effect of high temperatures on high performance steel fibre reinforced concrete. *Cement and concrete research*, 36(9), 1698-1707.
- [10] Shen, Y., Yang, Y., Yang, G., Hou, X., Ye, W., You, Z., & Xi, J. (2018). Damage characteristics and thermo-physical properties changes of limestone and sandstone during thermal treatment from- 30 C to 1000 C. *Heat and Mass Transfer*, 54, 3389-3407.
- [11] Nagy, B., Nehme, S. G., & Szagri, D. (2015). Thermal properties and modeling of fiber reinforced concretes. *Energy Procedia*, 78, 2742-2747.
- [12] ACI Committee 318, Building Code Requirements for Structural Concrete (ACI31808) and Commentary, USA,2008.

⁵ Viscoplastic

⁶ Step

⁷ Heat Transfer

⁸ Static,General

¹ Concrete Damaged Plastiity

² Plastic flow

³ Yield function

⁴ Viscosity



مقاله پژوهشی

جانمایی هیدروسیکلون در مدار آسیاکنی خطوط فرآوری شماره ۵، ۶ و ۷ مجتمع گل‌گهر با استفاده از مدل‌سازی و شبیه‌سازی با نرم‌افزار یوسیم‌پک

حسن هاشمی^۱، محمدرضا صمدزاده یزدی^{۱*}، مجتبی قربانزاد^۲، محمد قرداگی^۳

۱- دانشکده مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه یزد، یزد، ایران

۲- پژوهشگر ارشد فرآوری مدیریت مرکز تحقیقات گل‌گهر سیرجان، شرکت معدنی و صنعتی گل‌گهر سیرجان، ایران

۳- ارشد فرآیند مدیریت امور فرآوری گل‌گهر سیرجان، شرکت معدنی و صنعتی گل‌گهر سیرجان، ایران

(دریافت: آبان ۱۴۰۲، پذیرش: تیر ۱۴۰۳)

چکیده

مدل‌سازی و شبیه‌سازی در طراحی، توسعه و بهینه‌سازی مدارهای فرآوری و پیش‌بینی رفتار و عملکرد کارخانه، نقش مهمی دارد. خط ۵، ۶ و ۷ مجتمع گل‌گهر از نظر فرآیندی با یکدیگر مشابه هستند و از معدن شماره سه این شرکت خوراک‌دهی می‌شوند. با توجه به این‌که خوراک ورودی به این خطوط دارای مقدار قابل توجهی نرمة است، جانمایی صحیح هیدروسیکلون مهم می‌شود. هدف اصلی این تحقیق، دستیابی به چیدمان بهینه مدار آسیای گلوله‌ای، جداکننده مغناطیسی شدت متوسط و هیدروسیکلون در مدار آسیاکنی این خطوط است. دو گزینه قرار دادن هیدروسیکلون ابتدا و انتها مدار آسیاکنی مورد ارزیابی قرار گرفت. شبیه‌سازی نحوه اثر جانمایی هیدروسیکلون بر عملکرد مدار آسیاکنی با استفاده از نرم‌افزار یوسیم‌پک بررسی شد. ابتدا پارامترهای لازم جهت شبیه‌سازی این مدار از قبیل تابع شکست، تابع انتخاب، زمان ماند و پارامترهای هندسی تجهیزات مختلف جمع‌آوری شده و سپس دو حالت مدار فعلی (آسیا-جداکننده‌های مغناطیسی-هیدروسیکلون) و پیشنهادی (هیدروسیکلون-آسیا-جداکننده‌های مغناطیسی) شبیه‌سازی شد. نتایج به‌دست آمده از شبیه‌سازی نشان داد که برای حالت فعلی، سه هیدروسیکلون با فشار عملیاتی ۱۱۲ کیلو پاسکال و با قطر دهانه ورودی، سرریز و ته‌ریز به ترتیب ۲۶۰، ۱۶۰ و ۱۳۰ میلی‌متر موردنیاز بوده و d_{80} خوراک، سرریز و ته‌ریز به ترتیب ۲۴۳/۵۲، ۱۰۲ و ۳۲۱/۸۶ میکرون است. در حالت پیشنهادی، سه هیدروسیکلون با فشار عملیاتی ۱۳۴ کیلو پاسکال و قطر دهانه ورودی، سرریز و ته‌ریز هیدروسیکلون به ترتیب ۲۲۵، ۲۹۷ و ۸۲/۵ میلی‌متر موردنیاز است. d_{80} خوراک، سرریز و ته‌ریز به ترتیب ۵۷۴/۲۵، ۱۰۴ و ۱۲۲۹/۰۱ میکرون به دست آمد. در مدار آسیاکنی پیشنهادی نسبت به فعلی به دلیل راه‌یابی ذرات نرمة خوراک ورودی به جریان سرریز هیدروسیکلون، تناژ و d_{80} خوراک ورودی به آسیاگلوله‌ای به ترتیب ۲۱/۶۹ درصد کاهش و ۱۵۹/۰۳ درصد افزایش، به دلیل بهبود خردایش، تناژ و d_{80} جریان بار برگشتی و d_{80} جریان خروجی از آسیا به ترتیب ۳۷/۷۱ درصد، ۴/۴۳ درصد و ۸ درصد کاهش یافت. استفاده از حالت پیشنهادی نسبت به فعلی، سبب افزایش ۲۱/۶۹ درصد ظرفیت مدار و افزایش ۱۷۲/۹۸ درصد نسبت خردایش آسیاگلوله‌ای می‌شود. از این‌رو کارایی مدار در حالت پیشنهادی نسبت به فعلی از عملکرد بالاتری برخوردار است.

کلمات کلیدی

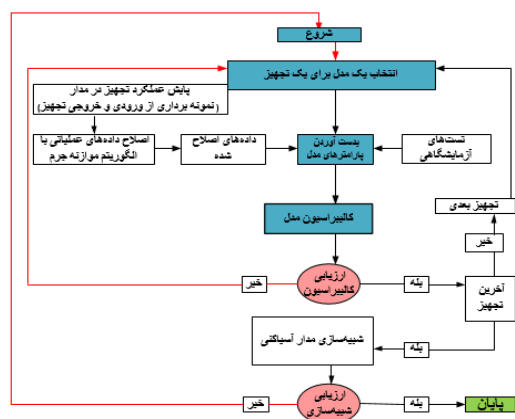
شبیه‌سازی، مدار آسیاکنی، جانمایی هیدروسیکلون، نرم‌افزار یوسیم‌پک

*عهده‌دار مکاتبات: samadzadehyazdi@yazd.ac.ir

DOI: 10.22034/ANM.2024.20840.1613

۱- مقدمه

کمی را اشغال کرده و راندمان جدایش مطلوبی دارند. این تجهیزات با استفاده از نیروی گریز از مرکز در محیط سیال، ذرات را بر اساس اندازه طبقه‌بندی می‌کنند. در زمینه مدل‌سازی هیدروسیکلون از نیم‌قرن گذشته فعالیت‌های متعددی صورت گرفته است. یکی از مدل‌های کاربردی مورد استفاده در شبیه‌سازی هیدروسیکلون، روابط تجربی و شناخته‌شده پلیت است. مدل پلیت عملیات طبقه‌بندی در هیدروسیکلون را با استفاده از ۴ مدل توصیف می‌کند. شاخص‌های اصلی عملکرد هیدروسیکلون در این مدل، شامل حد جدایش تصحیح‌شده، تقسیم جریان بین سرریز و ته‌ریز، دقت جدایش و افت فشار است [۱۰-۱۲]. نرم‌افزار یوسیم‌پک به‌عنوان یک نرم‌افزار توانمند، با استفاده از مدل‌های ریاضی و تجربی ارائه‌شده، به‌صورت مستقیم و معکوس فرآیندهای یک کارخانه فرآوری را شبیه‌سازی می‌کند [۱۳-۱۴]. جهت شبیه‌سازی هر تجهیز، مدل‌های متفاوتی وجود دارد که این مدل‌ها شامل طیفی از مدل‌های کاملاً تجربی تا مدل‌های پدیده‌شناختی می‌باشند. هرکدام از این مدل‌ها توانایی درون‌یابی و برون‌یابی متفاوتی در تخمین نتایج دارند [۱۴-۱۳]. برای شبیه‌سازی تجهیزات و مدارهای فرآوری، در اولین مرحله، از روش موازنه‌جرم استفاده می‌شود تا داده‌های عملیاتی بر هم منطبق شوند [۱۳-۱۴]. مرحله بعدی شبیه‌سازی مدار کارخانه و کالیبره کردن مدل‌های تجهیزات است. مرحله نهایی نیز تغییر برخی از موارد نظیر تغییر مشخصات هندسی تجهیزات و یا افزودن تجهیز جدید به مدار، تغییر خصوصیت محصولات و مشاهده توان تجهیزات و دیگر نتایج حاصل از شبیه‌سازی با اعمال این تغییرات خواهد بود (در شکل ۱ روند شبیه‌سازی یک کارخانه فرآوری با نرم‌افزار یوسیم‌پک نشان داده شده است) [۱۳-۱۴].



شکل ۱: روند شبیه‌سازی یک کارخانه فرآوری با نرم‌افزار یوسیم‌پک [۱۳-۱۴].

با پیشرفت علم، نیاز به انجام آزمایش‌های پرهزینه و زمان‌بر، جهت مطالعه مدارهای کانده‌آرایی کاهش یافته است. به‌منظور درک بهتر فرآیندها و به‌کارگیری قوانین فیزیکی پایه در تحلیل و پیش‌بینی فرآیندها، مدل‌های ریاضی بیش‌ازپیش توسعه یافته‌اند. شبیه‌سازی و مدل‌سازی ابزار مناسبی برای طراحی، تحلیل، بهینه‌سازی و کنترل واحدهای عملیاتی فرآوری مواد معدنی است. هدف اصلی همه روش‌های شبیه‌سازی، انتخاب بهترین روش و تجهیزات با بیشترین درجه اطمینان و کمترین هزینه است. شبیه‌سازی روشی سریع، ارزان‌قیمت و دقیق‌تر از روش‌های آزمایشگاهی است و بنابراین برای بهینه‌سازی کارایی مدارهای فرآوری به کار گرفته می‌شود. پیشرفت اخیر در زمینه سخت‌افزار و نرم افزارهای رایانه‌ای، موجب شده است که متخصصان شیوه‌های جدید را برای مسائل شبیه‌سازی توسعه دهند؛ بنابراین، یکی کردن الگوریتم‌های بهینه‌سازی با الگوریتم‌های شبیه‌سازی امکان‌پذیر شده است [۱-۳].

مدل‌سازی آسیاهای گلوله‌ای با سه پدیده توصیف می‌شود. الف) توصیف انتقال مواد در آسیا گلوله‌ای که تحت عنوان توزیع زمان ماند مواد مورد بحث قرار می‌گیرد. زمان ماند ذرات در داخل آسیا با ترکیب دو حالت ایده‌آل جریان با الگوی اختلاط پیستونی و مخلوط کننده کامل، قابل تشریح است. دبی ورودی به آسیا، تأثیرگذارترین عامل بر زمان ماند مواد در داخل آسیا است [۴-۷]. ب) توزیع اندازه ذرات حاصل از شکست سنگ که تحت عنوان تابع شکست مورد بحث قرار می‌گیرد. تابع شکست توزیع ابعادی محصول را تشریح کرده و رفتار ذرات را در پاسخ به تنش‌های مکانیکی منعکس می‌کند و مستقل از عملکرد شرایط آسیا و وابسته به ماده معدنی در نظر گرفته می‌شود [۴-۵]. ج) تابع انتخاب سینتیک (نرخ) شکست در آسیا را نشان داده و تابعی از عملکرد شرایط آسیا است. تابع انتخاب به محیط و سطح انرژی خردایش بستگی دارد [۸-۹]. با ترکیب سه مفهوم تابع شکست، تابع انتخاب و توزیع زمان ماند، فرآیند خردایش در آسیاهای گلوله‌ای به زبان ریاضی قابل توصیف است [۸-۹]. هیدروسیکلون یکی از کارآمدترین تجهیزات طبقه‌بندی است که کاربرد بسیار وسیعی در کارخانه‌های فرآوری مواد معدنی، صنایع شیمیایی، پتروشیمی و بسیاری از صنایع دیگر پیدا کرده است. هیدروسیکلون‌ها با داشتن ظرفیت بالا، حجم

با توجه به نوسان خصوصیات خوراک ورودی به مدار و میزان نرمه قابل توجه موجود در خوراک مدار آسیاکنی، کارایی این مدار مجدداً مورد بررسی قرار گرفت. به طور میانگین، ۲۰ تا ۳۰ درصد از خوراک ورودی آسیا، اندازه ذرات کمتر از ۱۰۰ میکرون دارند. نرمه‌های موجود در خوراک آسیا، عمدتاً در مراحل خردایش در مدار سنگ شکنی و به خصوص در پیش‌خردایش با آسیا غلطکی فشار بالا، ایجاد می‌شوند. همچنین باهدف افزایش ظرفیت کارخانه و تولید خوراک با دانه‌بندی مناسب به منظور افزایش کارایی تجهیزات در پایین دست (مدار پرعبارسازی مغناطیسی و سولفورزدایی)، چیدمان فعلی مدار آسیاکنی بررسی شده و علاوه بر این، مدار جدیدی با جانمایی هیدروسیکلون قبل از آسیا طراحی و تحلیل شد. در این تحقیق جهت بررسی این مهم، ابتدا مدار فعلی (آسیا-جداکننده‌های مغناطیسی-هیدروسیکلون) توسط نرم‌افزار یوسیم‌پک مدل‌سازی و شبیه‌سازی شده و مورد تحلیل قرار گرفت. سپس مدار فرآوری دیگری با جانمایی هیدروسیکلون قبل از آسیا (مدار پیشنهادی)، طراحی و شبیه‌سازی شده و خصوصیات جریان‌های این مدار پیش‌بینی شدند. در این تحقیق تلاش شد تا جایی که امکان تحصیل داده‌های لازم برای مدل‌ها وجود دارد، از مدل‌های با ساختار معنادار فیزیکی (پدیده شناختی: مدل‌های سطوح بالاتر یوسیم‌پک) استفاده شود. در نهایت، عملکرد مدار فرآوری فعلی با مدار فرآوری جدید مورد مقایسه قرار گرفت.

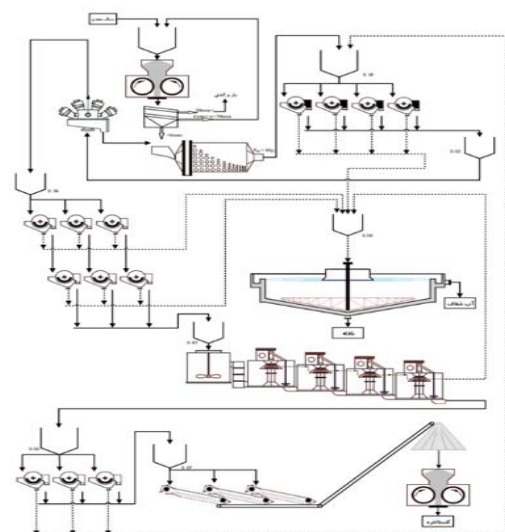
۲- مواد و روش‌ها

۲-۱- تهیه نمونه

اولین قدم برای شبیه‌سازی یک مدار فرآوری، نمونه‌برداری دقیق از مدار و آنالیز صحیح آن‌ها است [۲۰]. نمونه‌برداری باید معرف و در نقاط معین و در حالت پایدار مدار انجام شود. در این تحقیق به منظور بررسی عملکرد تجهیزات و به دست آوردن پارامترهای مدل، شش مرحله نمونه‌گیری در حالت پایدار مدار و در هر مرحله به مدت ۲ ساعت بافاصله زمانی تقریبی ۲۰ دقیقه بین جزء نمونه‌ها صورت گرفت. در نمونه‌برداری، شکل هندسی نمونه‌گیر بایستی به گونه‌ای باشد که علاوه بر سهولت نمونه‌گیری، جریان مواد را پوشش داده و نمونه تهیه‌شده خصوصیات جریان مورد نظر را داشته باشد. در این تحقیق از

مجتمع معدنی و صنعتی گل‌گهر واقع در استان کرمان و در ۵۰ کیلومتری جنوب غربی شهرستان سیرجان قرار دارد. در این منطقه تاکنون ۶ آنومالی به ثبت رسیده است. این شرکت با حدود ۱/۲ میلیارد تن ذخیره سنگ‌آهن (عمدتاً مگنتیت و هماتیت) و تولید سالانه بیش از ۱۵ میلیون تن کنسانتره، یکی از بزرگ‌ترین معادن و درعین حال تولیدکنندگان سنگ‌آهن موردنیاز صنایع فولاد ایران محسوب می‌شود. این مجتمع دارای کارخانه‌های فرآوری از جمله گلفا، تغلیظ، پلیکام، بازیابی غبار، بازیابی هماتیت و کارخانه گندله‌سازی شماره ۱ و ۲ است. کارخانه گلفا شرکت معدنی و صنعتی گل‌گهر متشکل از سه خط تولید کنسانتره مگنتیتی ۵، ۶ و ۷ است. این خطوط بر مبنای خوراک‌دهی از معدن شماره سه این شرکت طراحی شده‌اند و کنسانتره تولیدی این خطوط خوراک کارخانه گندله‌سازی شماره ۲ این شرکت را تأمین می‌کند. این خطوط از نظر فرآیندی با یکدیگر مشابه هستند [۱۸].

فرآیند فرآوری سنگ‌آهن در این خطوط شامل مراحل پیش‌خردایش و خردایش با آسیای غلطکی فشار بالا و آسیای گلوله‌ای، جدایش فیزیکی و ابعادی توسط هیدروسیکلون، پرعبارسازی مغناطیسی توسط جداکننده‌های مغناطیسی شدت متوسط و پایین و همچنین سولفورزدایی با سلول‌های فلوتاسیون است. عملیات آبیگری از کنسانتره مگنتیت در این خطوط، توسط فیلتر نواری خلأ و آبیگری از باطله، توسط تیکنر انجام می‌شود. در نهایت افزایش سطح ویژه کنسانتره مگنتیت، توسط آسیای غلطکی فشار بالا صورت می‌گیرد (شکل ۲) [۱۹-۱۸].



شکل ۲: فلوشیت خطوط تولید ۵،۶ و ۷ شرکت معدنی و صنعتی گل‌گهر [۱۸].

در مواردی که انجام تجزیه و تحلیل‌های ابعادی بر روی نمونه، مشکل و یا به عبارتی غیرممکن است، از روش‌های محاسبات برگشتی برای تعیین تابع توزیع شکست استفاده می‌شود. محاسبات برگشتی داده‌های آسیاکنی نیازمند استفاده از یک مدل قوی برای تابع توزیع شکست با پارامترهای محدود شده برای کاهش تعداد متغیرهای نامعلوم برای تخمین است. مطالعاتی بر روی توصیف ریاضی تابع شکست انجام شده است [۱۵]، رابطه (۲) به نام معادله استاندارد آستین شناخته شده به صورت زیر است:

$$B_{ij} = \phi_j \left(\frac{dp_i}{dp_1} \right)^\gamma + (1 - \phi_j) \left(\frac{dp_i}{dp_1} \right)^\beta \quad (2)$$

در این رابطه B_{ij} تابع شکست جمعی، dp_i حد پایین فراکسیون ابعادی، dp_1 حد پایین بالاترین محدوده ابعادی، ϕ_j ، γ و β پارامترهای مدل آستین هستند. ϕ_j پارامتر شکست است که تابعی از اندازه ذراتی است که در آسیا خردایش می‌شوند و از طریق رابطه (۳) تعیین می‌شود:

$$\phi_i = \phi_1 \left(\frac{x_i}{x_1} \right)^{-\delta} \quad (3)$$

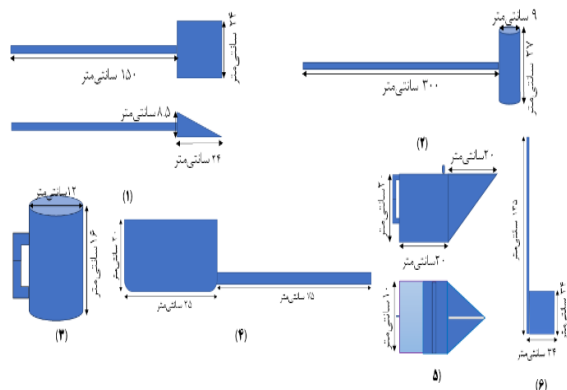
پارامترهای این مدل دارای بازه فیزیکی معنی‌داری هستند که این محدوده‌ها مطابق با جدول ۱ است.

جدول ۱: بازه پارامترهای مدل تابع شکست آستین

پارامترهای مدل تابع شکست	محدوده پارامتر
ϕ	۰٫۵-۱
γ	۰٫۵-۱٫۵
β	۲٫۵-۵

در این تحقیق جهت انجام آزمایش تابع شکست، ۲۰۰ کیلوگرم نمونه از خوراک خشک ورودی به آسیای گلوله‌ای تهیه شد. پس از همگن‌سازی، نمونه تک‌اندازه از بخش‌های ابعادی ۱۶۰۰۰، ۱۱۲۰۰، ۸۰۰۰، ۵۶۰۰ و ۴۰۰۰ میکرون (تقریباً از هر دامنه ابعادی ۵ تا ۱۲ کیلوگرم) جداسازی شد. جهت تعیین نرمال و یا غیرنرمال بودن تابع توزیع شکست، تابع شکست هر ۵ دامنه ابعادی فوق تعیین گردید. ابتدا ۳ کیلوگرم از نمونه تک سایز ۱۶۰۰۰ میکرون مورد خردایش قرار گرفت، آزمایش تا عبور مقدار تقریبی ۵۰ درصد از اندازه اولیه ادامه یافت. سپس همین روند برای ۴ فراکسیون ابعادی دیگر هم صورت گرفت. با استفاده از محاسبات بازگشتی با

نمونه‌گیرهای طراحی شده توسط شرکت Metso، (شکل ۳) استفاده شد. در حین فرآیند نمونه‌گیری، تغییرات عملیاتی مانند فشار عملیاتی هیدروسیکلون، توان آسیا و دبی جریان‌ها ثبت شدند. مقدار کلی نمونه‌برداری بایستی با ابعاد بزرگ‌ترین ذرات نمونه متناسب باشد. در این تحقیق به‌طور تقریبی از هر جریان ۵۰ کیلوگرم نمونه خشک گرفته شد.



شکل ۳: نمونه‌گیرهای مورد استفاده برای نمونه‌گیری از: (۱) خوراک ورودی به مدار، (۲) خروجی از آسیا، (۳) خوراک هیدروسیکلون و خوراک و کنسانتره جداکننده‌های مغناطیسی، (۴) باطله جداکننده‌های مغناطیسی، (۵) ته‌ریز هیدروسیکلون و (۶) سرریز هیدروسیکلون.

۲-۲- شبیه‌سازی آسیا گلوله‌ای

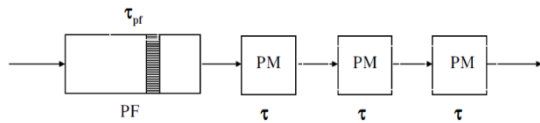
۲-۲-۱- اندازه‌گیری تابع شکست

تابع شکست، به توصیفی از توزیع ذرات با اندازه‌های مختلف حاصل از شکستن یک ذره اطلاق می‌شود [۲۱، ۸]. کلی و اسپاتیسو تابع توزیع شکست را به صورت میانگین توزیع ابعادی که از شکست یک ذره واحد ایجاد شده به صورت رابطه زیر تعریف کردند [۸-۹].

$$b_{ij} = B_{i-1,j} - B_{ij} \quad (1)$$

که در آن b_{ij} : تابع توزیع شکست سنگ و B_{ij} : تابع توزیع شکست جمعی می‌باشند. هرگاه مقدار تابع شکست مستقل از اندازه اولیه باشد، آن را نرمال گویند. برای انجام این آزمایش، بایستی تمامی ذرات در یک دامنه ابعادی مشخص (روی یک سرنند) باشند. در عمل، دانه‌بندی که مقدار ۹۶ تا ۹۸ درصد مواد بر روی سرنند اول باشد، ایده‌آل فرض می‌شود. فرآیند خردایش تا زمانی که فقط ۴۰ تا ۶۰ درصد مواد اولیه بر روی سرنند اول باقی بماند، ادامه دارد [۹-۸].

مخلوط کننده کامل با زمان‌های ماند برابر تشکیل شده است (شکل ۴) [۱۷-۱۵].



شکل ۴: نحوه ترکیب ظروف ایده‌آل در مدل n مخلوط کننده کامل [۶].

معادله توزیع زمان ماند در مدل n مخلوط کننده کامل به صورت رابطه زیر است.

$$RTD = \frac{n^n (t - \tau_{pf})^{n-1} \exp\left(\frac{-n(t - \tau_{pf})}{\tau_{\Sigma}}\right)}{(\tau_{\Sigma})^n (n-1)!} \quad (۶)$$

که در آن τ_{pf} زمان ماند متوسط در ظرف پیستونی، n تعداد ظروف مخلوط کننده کامل، τ زمان ماند متوسط در ظروف مخلوط کننده و t زمان می‌باشند.

در این تحقیق برای انجام آزمایش زمان ماند مواد در آسیا گلوله‌ای از ردیاب سود (NaOH) استفاده شد. بدین منظور ۱۲۰ کیلوگرم سود به صورت محلول به عنوان ردیاب به ورودی آسیای گلوله‌ای افزوده شد (شکل ۵). تغییرات pH در ورودی (ته‌ریز هیدروسیکلون) و خروجی آسیا در مدت زمان ۳۷ دقیقه اندازه‌گیری شد.



شکل ۵: آماده‌سازی ردیاب.

۲-۲-۴- سازگارسازی (اصلاح) داده‌ها با استفاده از الگوریتم موازنه جرم در نرم‌افزار یوسیم‌پک

در کارخانه‌های فرآوری مواد معدنی، کنترل عملیات فرآوری جهت دستیابی به شرایط عملیاتی بهتر، بهبود وضعیت کارخانه و ارتقاء سطح بهره‌وری، تنها از طریق ارزیابی

نرم‌افزار یوسیم‌پک مقدار δ مگنتیت ۰/۱۱۳ و δ سایر کانی‌ها ۰/۱۱۲ محاسبه شد.

۲-۲-۲- اندازه‌گیری تابع انتخاب

تابع انتخاب شاخص سینتیک فرآیند آسیا شدن مواد است و به عوامل مختلفی مانند قطر آسیا، اندازه و جنس گلوله‌ها وابسته است [۸]. ناپدید شدن مواد از یک طبقه سرندی در رابطه با آسیاهای گلوله‌ای در اغلب موارد از سینتیک مرتبه اول پیروی می‌کند [۹-۸]. در این تحقیق از مدل ارائه‌شده در نرم‌افزار یوسیم‌پک (رابطه ۴) استفاده شده است. جهت بهبود شبیه‌سازی و افزایش انطباق بین پارامترهای مدل آسیای گلوله‌ای، پارامترهای این مدل از طریق محاسبات برگشتی توسط نرم‌افزار محاسبه می‌شوند.

$$S_i = S_1 e^{\alpha_1 \ln \frac{d_i}{d_1} + \alpha_2 \left(\frac{d_i}{d_1}\right)^2} \quad (۴)$$

که در آن d_i میانگین هندسی اندازه ذرات در کلاس ابعادی d_i اندازه ذرات مرجع، S_i تابع انتخاب ویژه - انرژی در ابعاد d_i و α_1 و α_2 پارامترهای مدل هستند. دیدگاه سینتیک و دیدگاه انرژی لازم برای خردایش با استفاده از رابطه (۵) با یکدیگر مرتبط می‌شوند [۸، ۹].

$$S_i = S_1^E \frac{P}{H} \quad (۵)$$

که در آن P انرژی موجود برای خردایش، H جرم کلی موجود در آسیا و S_1^E پارامتر نرمال شده تابع انتخاب هستند [۴].

۲-۲-۳- اندازه‌گیری زمان ماند

میزان خرد شدن هر ذره به مدت اقامت آن ذره در داخل آسیا بستگی دارد. تابع چگالی احتمالی که توزیع زمان ماند را توصیف می‌کند، توزیع زمان ماند یا RTD نامیده می‌شود. این نوع توزیع معمولاً با انجام آزمایش مشخص می‌شود [۱۷-۱۵]. در این نوع آزمایش نشانه‌ای در ورودی سیستم اضافه و غلظت آن را در زمان‌های مختلف اندازه‌گیری می‌کنند تا با استفاده از مدل‌های ریاضی، زمان ماند متوسط محاسبه می‌شود. دو مدل که کاربرد بیشتری برای آسیاهای صنعتی دارند عبارتند از مدل ولر و مدل n مخلوط کننده کامل که هر یک ترکیبی سری از راکتورهای ایده‌آل هستند. مدل n مخلوط کننده کامل از یک ظرف با جریان پیستونی و n

$$R_i = R_f + (1 - R_f) \times \left[1 - e^{-0.693 \times \left(\frac{x_i}{d50_c} \right)^m} \right] \quad (7)$$

که در آن R_i بازیابی ذرات جامد به تهریز، R_f بازیابی آب به تهریز، $d50_c$ حد جدایش تصحیح شده و m دقت جدایش هستند. سه پارامتر m R_f و $d50_c$ شاخص‌های عملکرد طبقه‌بندی هستند که با استفاده از برازش می‌توان آن‌ها را به دست آورد. حد جدایش تصحیح شده به صورت رابطه (۸) با متغیرهای هندسی هیدروسیکلون مربوط می‌شود [۱۰-۱۱].

$$d50_c = F_1 \frac{50.5 D_C^{0.46} D_0^{1.21} e^{(0.063\phi)}}{D_u^{0.71} h^{0.38} Q^{0.45} (\rho_s - \rho_p)^{0.5}} \quad (8)$$

که در آن D_C قطر هیدروسیکلون (سانتی‌متر)، D قطر ورودی هیدروسیکلون (سانتی‌متر)، D_u قطر تهریز هیدروسیکلون (سانتی‌متر)، D_o قطر سرریز هیدروسیکلون (سانتی‌متر)، h ارتفاع آزاد پیداکنده گرداب (سانتی‌متر)، Q دبی حجمی خوراک (لیتر بر دقیقه)، ϕ کسر حجمی جامد خوراک (%)، ρ_s دانسته جامد (gr/cm^3)، ρ_p دانسته پالپ (gr/cm^3)، F_1 ضریب کالیبراسیون حد جدایش می‌باشند [۱۰-۱۱].

تقسیم جریان، نسبت دبی حجمی تهریز به نسبت دبی حجمی سرریز است و از رابطه (۹) قابل محاسبه است:

$$S = F_2 \times \frac{1.9 \left(\frac{D_u}{D_o} \right)^{3.31} h^{0.54} (D_u^2 + D_o^2)^{6.36} e^{(0.0054\phi)}}{H^{0.24} D_C^{1.11}} \quad (9)$$

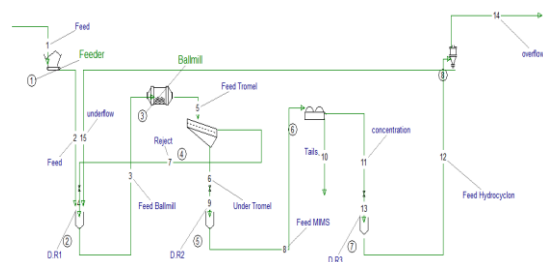
که در آن، H افت فشار در طول هیدروسیکلون، F_2 ضریب کالیبراسیون تقسیم جریان می‌باشند. دقت جدایش، نشان‌دهنده مطلوب بودن و یا چگونگی عملکرد هیدروسیکلون در جدایش ذرات است [۱۰-۱۲]. این پارامتر با استفاده از رابطه (۱۰) قابل محاسبه است.

$$m = F_3 \times 1.94 \exp \left(-1.58 \frac{S}{S+1} \right) \left(\frac{D_C^2 h}{Q} \right)^{0.15} \quad (10)$$

که در آن F_3 ضریب کالیبراسیون دقت جدایش است. افت فشار (P) برحسب kPa ، پارامتر دیگری است که برای طراحی سیستم انتقال با یک ظرفیت معین و همچنین برای محاسبه تقسیم جریان لازم است. این پارامتر با استفاده از رابطه (۱۱) قابل محاسبه است [۱۰-۱۲].

عملکرد دستگاه‌ها و آگاهی از نحوه توزیع مواد در قسمت‌های مختلف مدار امکان‌پذیر است. بدین منظور اطلاعاتی نظیر عیار کانی یا فلز، دبی، درصد جامد و غیره جمع‌آوری می‌شوند، سپس پارامترهای مربوط به جریان‌های نمونه‌برداری نشده محاسبه شده و پارامترهای اندازه‌گیری شده که دارای خطا هستند [۱۳-۱۴] تصحیح می‌شوند. این روش، یک روش محاسباتی است که اندازه‌گیری‌ها را با مدل فیزیکی فرآیند سازگار می‌کند؛ به عبارت دیگر، سازگاری داده‌ها باعث کاربرد شروط مدل فرآیند و دستیابی به تخمین متغیرهای فرآیند، با تعدیل اندازه‌گیری‌های فرآیند می‌شود. از این رو در این تحقیق برای تعدیل خطاهای احتمالی نمونه‌برداری و آنالیز داده‌ها، از الگوریتم موازنه جرم توسعه داده شده در نرم‌افزار BILCO3.1 (توسط BRGM توسعه داده شده است) موجود در نرم‌افزار یوسیم‌پک استفاده شد [۱۳-۱۴].

در شکل ۶ فلوشیت مدار آسیاکنی خط ۵، ۶ و ۷ گل‌گهر در نرم‌افزار یوسیم‌پک نشان داده شده است. امکان نمونه‌گیری از تمامی نقاط میسر نبود. برای مثال جریان خوراک ورودی به آسیا ترکیبی از خوراک ورودی به مدار، جریان بار برگشتی و جریان تهریز هیدروسیکلون است که در ورودی به آسیا امکان نمونه‌گیری ندارد. سعی بر آن شد از نقاطی که امکان نمونه‌گیری صحیح وجود دارد نمونه‌گیری شده و مشخصات جریان‌های مجهول توسط نرم‌افزار به صورت معکوس محاسبه شوند.



شکل ۶: فلوشیت مدار آسیاکنی خط ۶ گل‌گهر در نرم‌افزار یوسیم‌پک.

۲-۳- شبیه‌سازی هیدروسیکلون

پلیت در سال ۱۹۷۶ میلادی، مدلی را برای عملکرد هیدروسیکلون‌ها، بر اساس داده‌های آزمایشگاهی گسترده‌ای ارائه داد. مدل پلیت در شکل کنونی خود توسط فلینتوف ۱۹۷۸ و همکاران اصلاح شده است و به صورت رابطه زیر ارائه شده است [۱۰-۱۱].

جدول ۲: تابع شکست تجمعی روش اصلاح شده H&F

طبقه سرندي	۱۶۰۰۰	۱۱۲۰۰	۸۰۰۰	۵۶۰۰	۴۰۰۰
۱۶۰۰۰	۰	۰	۰	۰	۰
۱۱۲۰۰	۰,۵۹	۰	۰	۰	۰
۸۰۰۰	۰,۱۲	۰,۵۳	۰	۰	۰
۵۶۰۰	۰,۰۵	۰,۱۵	۰,۴۲	۰	۰
۴۰۰۰	۰,۰۴	۰,۰۷	۰,۱۸	۰,۳۵	۰

جدول ۳: ضرایب محاسبات برگشتی روش اصلاح شده H&F

تک اندازه شده (میکرون)	ضرایب محاسبه شده برادبنت و کلکات		
	φ	α	β
۱۶۰۰۰	۰,۳۹	۰,۴۹	۵,۰۰
۱۱۲۰۰	۰,۳۲	۰,۳۸	۵,۰۰
۸۰۰۰	۰,۴۴	۰,۴۶	۴,۶۷
۵۶۰۰	۰,۵۹	۰,۶۱	۴,۲۴
۴۰۰۰	۰,۶۲	۰,۷۱	۵,۰۰

۳-۱-۲-۲- تابع انتخاب

با توجه به روشی که در بخش ۲-۲-۲ تشریح شد مقدار پارامترهای تابع انتخاب محاسبه شد. در جدول ۴ مقادیر پارامترهای مدل دو پارامتری و در جدول ۵ تابع انتخاب محاسبه شده توسط نرم‌افزار یوسیم‌پک آورده شده است. S_1^E مگنتیت ۰,۶۹ و S_1^E سایر کانی‌ها ۰,۸ محاسبه شد. میزان اختلاف بین مقادیر پارامترهای نرمال شده تابع انتخاب مگنتیت و سایر ذرات، به تفاوت اندیس کار کانی مگنتیت و دیگر ذرات نسبت داده شده است.

جدول ۴: مقادیر پارامترهای مدل دو پارامتری تابع انتخاب

	مقدار پارامتر	
	مگنتیت	دیگر ذرات
α_1 (بدون بعد)	۰,۷۲۲	۰,۴۶۳
α_2 (بدون بعد)	-۰,۲۱۵	-۰,۱۸۲

جدول ۵: تابع انتخاب محاسبه شده توسط نرم‌افزار یوسیم‌پک

در مقیاس صنعتی

اندازه ذرات (میکرون)	مگنتیت	سایر ذرات
۱۶۰۰۰	۰,۸۵	۰,۶۸
۱۱۲۰۰	۰,۹۷	۰,۷۹
۸۰۰۰	۱,۰۹	۰,۹۲
۵۶۰۰	۱,۱۶	۱,۰۲
۴۰۰۰	۱,۱۶	۱,۰۸

$$P = F_4 \times \frac{1.88Q^{1.78} \exp(0.0055\Phi)}{D_c^{0.37} D_i^{0.94} h^{0.28} (D_i^2 + D_o^2)^{.87}} \quad (11)$$

که در آن F_4 ضریب کالیبراسیون افت فشار است. بازیابی آب به ته‌ریز (R_f) با استفاده از رابطه (۱۲) بیان می‌شود:

$$R_f = \frac{\left(\frac{s}{1+s}\right) - \left(\frac{R_s Q}{100}\right)}{1 - \left(\frac{Q}{100}\right)} \quad (12)$$

که در آن R_s جامد خوراک راه‌یافته به ته‌ریز است.

۳- نتایج و بحث

۳-۱- شبیه‌سازی مدار فعلی (آسیا گلوله‌ای - جداکننده‌های مغناطیسی - هیدروسیکلون)

برای شبیه‌سازی مدار آسیاکنی فعلی با نرم‌افزار یوسیم‌پک، پارامترهایی از قبیل مشخصات هندسی تجهیزات مدار، تابع شکست، تابع انتخاب، توزیع زمان ماند، توزیع عیار مگنتیت و دیگر کانی‌ها در بخش‌های ابعادی مختلف جریان‌های مدار، توزیع دانه‌بندی، تناژ جامد و آب‌های اضافه‌شده به مدار و غیره موردنیاز است. با انتخاب مدل‌های مناسب، کالیبراسیون مدل تجهیزات مختلف، برای یکسان شدن پارامترهای مدار شبیه‌سازی و عملیاتی انجام شد. برای اعتبارسنجی مدل در ابتدا با پایین‌ترین مدل‌های موجود در نرم‌افزار (مدل‌های سطح صفر) برای هر تجهیز و با استفاده از الگوریتم موازنه جرم، سازگارسازی داده‌ها انجام و سپس برای هر کدام از تجهیزات آسیای گلوله‌ای، جداکننده‌های مغناطیسی شدت متوسط و هیدروسیکلون به ترتیب از بالاترین مدل‌های موجود (3) Ballmill، (0) Separator و (1) Hydrocyclon در نرم‌افزار یوسیم‌پک استفاده شد. مدل (3) Ballmill مدل آسیاکنی پیوسته است که پارامترهای آن در بخش ۱-۲ بیان و مدل (1) Hydrocyclon مدل تجربی پلیت است که پارامترهای آن در بخش ۲-۲ بیان شد، مدل (0) Separator برای شبیه‌سازی جداکننده‌های مغناطیسی شدت پایین و شدت متوسط استفاده می‌شود و بازیابی هر نوع ذره در یک جریان مشخصی تعیین کند.

۳-۱-۱- تابع شکست

مقادیر تابع شکست محاسبه شده (با توجه به روشی که در بخش ۲-۲-۱ تشریح شد)، در جدول ۲ و ضرایب محاسبات برگشتی در جدول ۳ آورده شده است.

۳-۱-۳- اندازه‌گیری زمان ماند

زمان ماند با توجه به روشی که در بخش ۲-۲-۳ تشریح شد اندازه‌گیری شد. در شکل ۷ و جدول ۶ به ترتیب تغییرات pH در خروجی آسیا نسبت به زمان و پارامترهای محاسبه‌شده رابطه (۶) نشان داده شده است.

جدول ۶: نتایج تعیین زمان ماند مواد بر اساس برازش با مدل N مخلوط کننده کامل با نرم افزار KMPCsim

مقدار	پارامترهای مدل
.	زمان مربوط به ظرف جریان پیستونی (T_{pf}) (دقیقه)
۵	تعداد ظروف مخلوط کننده کامل (n)
۸,۲۰۴	زمان ظروف مخلوط کننده کامل (τ) (دقیقه)
۸,۲۰۴	متوسط زمان ماند (τ_{ave}) (دقیقه)
۰,۲	واریانس نسبی
۰,۳۶۹	خطای نسبی مربوط به سطح زیر منحنی ($R.E.E$)
۲,۱۴	مجموع مربعات خطای مدل ($S.E.E$)
بسته	نوع مدار

جدول ۷: تناژ جامد اندازه‌گیری و اصلاح شده

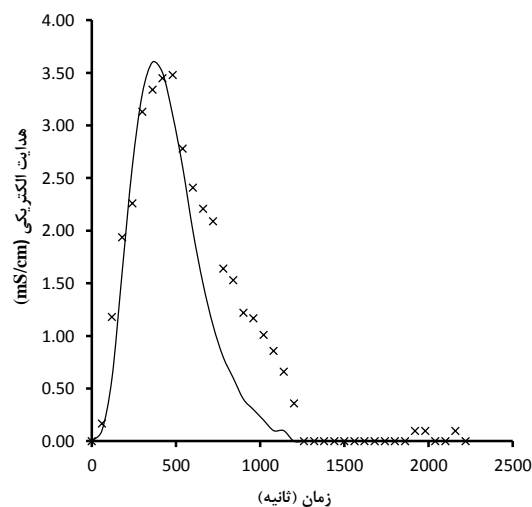
جریان	تناژ جامد (تن بر ساعت)	
	اصلاح شده	اندازه‌گیری شده
۱ و ۲	۴۶۱,۴۲	۴۵۹
۳	۱۲۶۱,۴۱	۱۱۶۳,۵
۵	۱۲۶۱,۴۱	۱۱۶۳,۵
۶	۱۲۴۶,۵۵	۱۱۵۰
۷	۱۴,۹۳	۱۳,۵
۸	۱۲۴۶,۵۵	۱۱۵۰
۱۰	۷۲,۴۸	۶۶,۸
۱۱	۱۱۷۴,۰۷	۱۰۸۳,۲
۱۲	۱۱۷۴,۰۷	۱۰۸۳,۲
۱۴	۳۸۸,۹۵	۳۹۲,۲
۱۵	۷۸۵,۱۲	۶۹۱

جدول ۸: دبی آب در جریان‌های مختلف اندازه‌گیری و اصلاح شده

جریان	دبی آب (مترمکعب بر ساعت)	
	اصلاح شده	اندازه‌گیری شده
۱ و ۲	۲۴,۰۰	۲۳,۹۹
۳	۲۵۹,۸۳	۲۵۹,۰۵
۵	۲۵۹,۸۳	۲۵۹,۰۵
۶	۲۵۸,۱۴	۲۵۶,۰۴
۷	۱,۶۹	۲,۳۰
۸	۶۸۱,۳۱	۷۵۶,۸۱
۱۰	۳۲۸,۶۸	۳۲۰,۵۲
۱۱	۳۶۶,۴۱	۳۹۰,۱۴
۱۲	۷۰۹,۸۶	۷۲۷,۸۶
۱۴	۵۴۳,۰۴	۵۲۸,۰۳
۱۵	۱۶۶,۸۲	۱۷۱,۵۶

جدول ۹: درصد جامد در جریان‌های مختلف اندازه‌گیری و اصلاح شده

جریان	درصد جامد (%)	
	اصلاح شده	اندازه‌گیری شده
۱ و ۲	۹۵,۰۳	۹۵,۰۳
۳	۸۲,۹۵	۸۱,۷۹
۵	۸۲,۹۵	۸۱,۷۹
۶	۸۲,۸۴	۸۱,۷۹
۷	۸۹,۸۳	۸۵,۴۷
۸	۶۲,۴۶	۶۰,۳۱
۱۰	۱۵,۸۹	۱۷,۲۵
۱۱	۷۶,۲۴	۷۳,۵۲
۱۲	۶۰,۸۱	۵۹,۸۱
۱۴	۴۱,۷۳	۴۲,۶۲



× داده‌های واقعی — مدل برازش شده

شکل ۷: نمودار تعیین زمان ماند مواد بر اساس برازش با مدل N مخلوط کننده کامل.

۳-۱-۴- سازگاری و اصلاح داده‌ها

با توجه به روشی که در بخش ۲-۲-۴ تشریح شد مشخصات جریان‌های مختلف مدار موازنه شد. مقادیر موازنه جرم در جداول ۶، ۷ و ۸ نشان داده شده است.

۳-۱-۵- پارامترهای مدل پلیت

در جدول ۱۱ پارامترهای محاسباتی مدل پلیت با توجه به روندی که در بخش ۲-۲-۵ تشریح شد، آورده شده است.

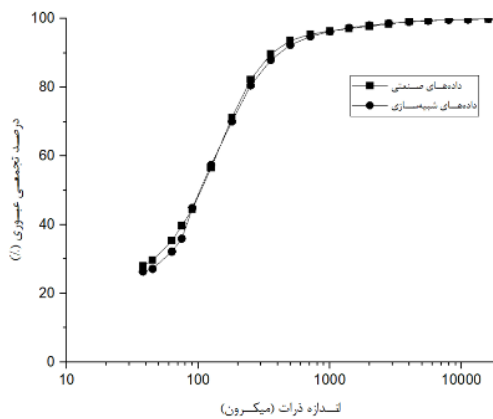
۳-۱-۶- اعتبارسنجی مدل آسیا گلوله‌ای

جهت بررسی اعتبار مدل آسیا گلوله‌ای، توانکشی، d_{80} و منحنی‌های توزیع ابعادی جریان‌های ورودی و خروجی آسیا گلوله‌ای با مقدار داده‌های صنعتی آن مقایسه شد. نتایج مقایسه جریان‌های اطراف آسیا گلوله‌ای با مقدار شبیه‌سازی شده در شکل ۸ و در جدول ۱۰ نشان داده شده است. همان‌طور که نتایج نشان می‌دهد داده‌های شبیه‌سازی

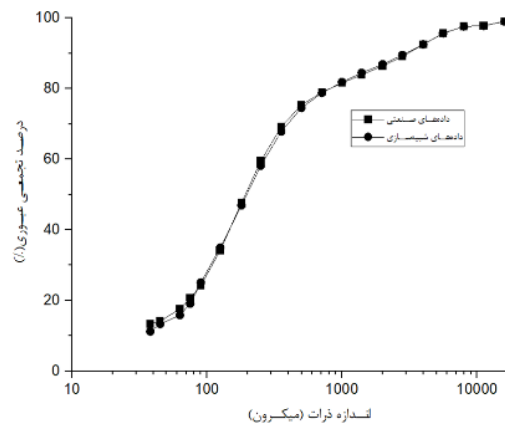
بر داده‌های صنعتی منطبق هستند بنابراین کالیبراسیون مدل (3) Ballmill در مدار آسیاکنی از دقت بالایی برخوردار است.

جدول ۱۰: مقایسه مقادیر d_{80} ، تناژ و توانکشی آسیای گلوله‌ای با مقدار شبیه‌سازی

پارامتر	مدار صنعتی	مدار شبیه‌سازی
d_{80} جریان ورودی به آسیا (μ)	۸۰۶۴۴	۸۲۵۶۷
d_{80} جریان خروجی به آسیا (μ)	۲۴۴	۲۵۰
توانکشی آسیا گلوله‌ای (W)	۴۵۱۷	۴۶۰۰



(ب)



(الف)

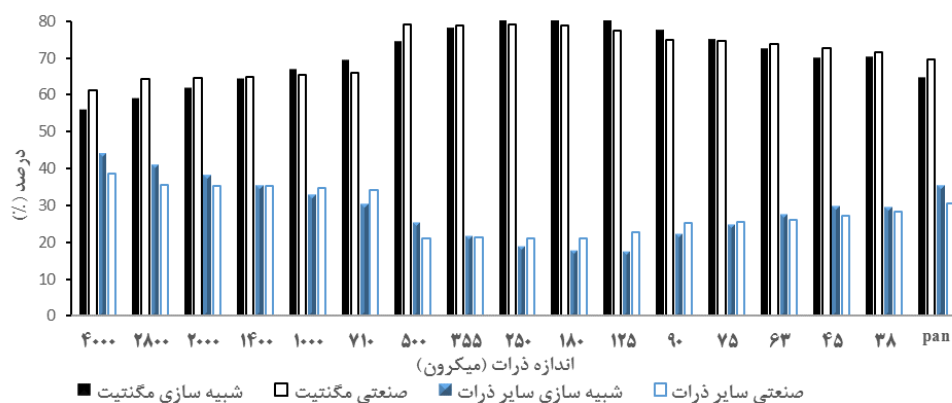
شکل ۸: الف) مقایسه توزیع ابعادی جریان خوراک آسیا گلوله‌ای در شرایط عملیاتی و شبیه‌سازی، ب) مقایسه توزیع ابعادی جریان خروجی آسیا گلوله‌ای با مقدار شبیه‌سازی.

۳-۱-۷- اعتبارسنجی مدل جداکننده‌های مغناطیسی شدت متوسط

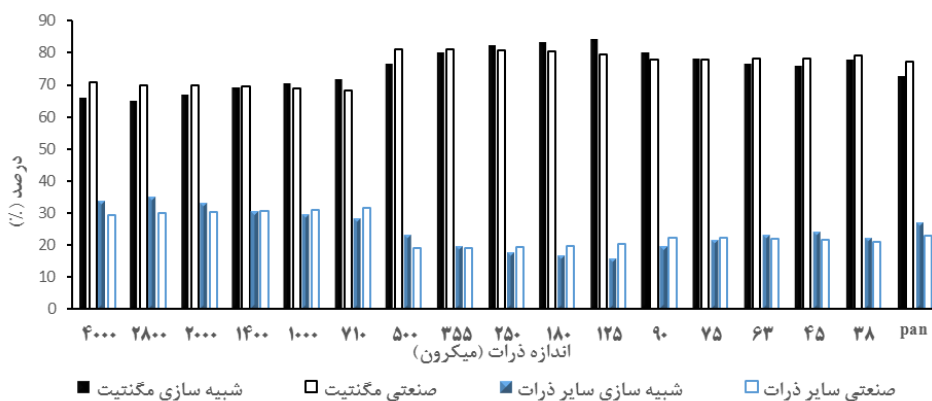
برای بررسی اعتبار مدل جداکننده‌های مغناطیسی مقادیر توزیع عیار مگنتیت و دیگر ذرات در فراقسیون‌های ابعادی مختلف جریان‌های خوراک، کنسانتره و باطله مدار آسیاکنی با مقدار داده‌های صنعتی آن مقایسه شد. نتایج مقایسه جریان‌های اطراف جداکننده مغناطیسی با مقدار شبیه‌سازی در شکل ۹ نشان داده شده است. همان‌طور که نتایج نشان می‌دهد در این بخش نیز داده‌های شبیه‌سازی بر داده‌های صنعتی منطبق هستند بنابراین کالیبراسیون مدل (0) Separator در مدار آسیاکنی از دقت بالایی برخوردار است.

جدول ۱۱: پارامترهای مدل پلیت در کالیبراسیون مدل هیدروسیکلون مدار فعلی

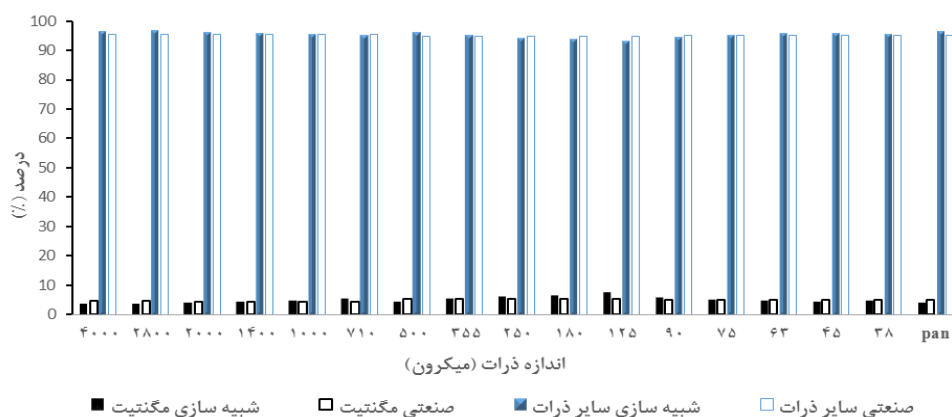
مقدار	پارامتر
۶۶	قطر داخلی هیدروسیکلون (cm)
۲۶	قطر ورودی هیدروسیکلون (cm)
۱۶	قطر سرریز هیدروسیکلون (cm)
۱۳	قطر ته‌ریز هیدروسیکلون (cm)
۱۴۷٫۲۵	ارتفاع آزاد گرداب هیدروسیکلون (cm)
۲۶٫۱۸	درصد جامد حجمی بار ورودی (%)
۱۶۳۷۱٫۶۶	دبی حجمی بار ورودی (Lit/min)
۸۰٫۹۲	حد جدایش تصحیح شده (μ)
۱۱۲٫۳۹	افت فشار (kpa)
۲۲	بازیابی آب به ته‌ریز (%)
۰٫۵۲	تقسیم حجمی جریان
۱٫۰۹	کیفیت جدایش



شکل ۹: مقایسه عیار مگنتیت و دیگر کانی‌ها، در توزیع ابعادی جریان خوراک جداکننده‌های مغناطیسی با مقدار شبیه‌سازی.



شکل ۱۰: مقایسه عیار مگنتیت و دیگر کانی‌ها، در توزیع ابعادی جریان کنسانتره جداکننده‌های مغناطیسی با مقدار شبیه‌سازی.



شکل ۱۱: مقایسه عیار مگنتیت و دیگر کانی‌ها، در توزیع ابعادی جریان باطله جداکننده‌های مغناطیسی با مقدار شبیه‌سازی.

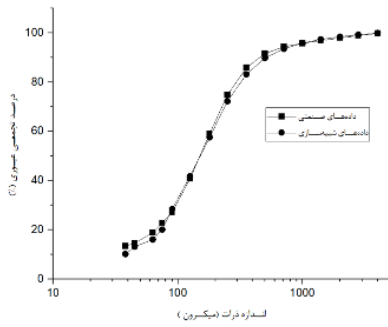
۳-۱-۸- اعتبارسنجی مدل هیدروسیکلون

برای بررسی اعتبار مدل هیدروسیکلون، توزیع ابعادی جریان‌های اطراف هیدروسیکلون با مقدار داده‌های صنعتی مقایسه شدند. توزیع دانه‌بندی و نتایج مقایسه جریان‌های اطراف هیدروسیکلون در شکل ۱۳ نشان داده شده است. همان‌طور که نتایج نشان می‌دهد، در این بخش نیز داده‌های شبیه‌سازی بر داده‌های صنعتی منطبق هستند؛ بنابراین

کالیبراسیون مدل Hydrocyclon (1) در این مدار آسیاکنی از اعتبار برخوردار است.

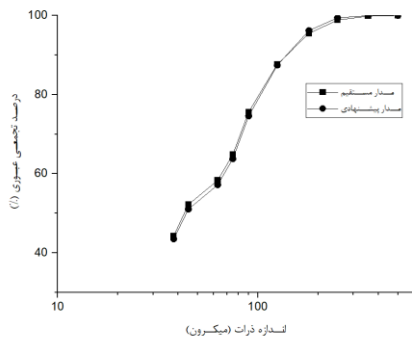
۳-۲- شبیه‌سازی مدار پیشنهادی (هیدروسیکلون - آسیا گلوله‌ای - جداکننده‌های مغناطیسی)

در این مدار پس از تغییر فلوشیت مدار آسیاکنی فعلی و جابجایی هیدروسیکلون به اول مدار، فلوشیت مدار پیشنهادی ۱۲ رسم شد، برای شبیه‌سازی اولیه، به

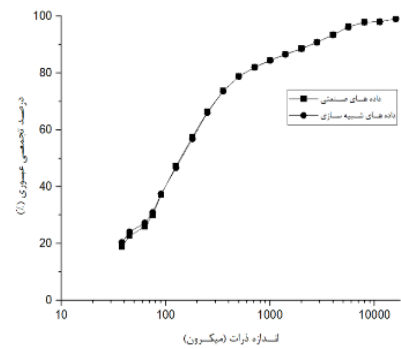


ع

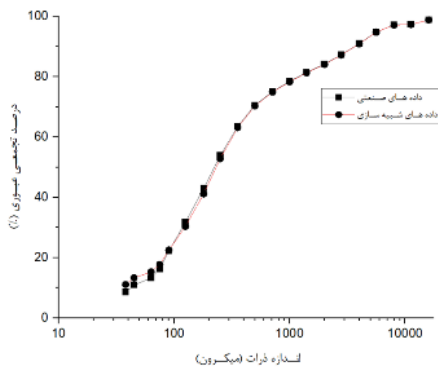
شکل ۱۳: الف) مقایسه توزیع ابعادی جریان خوراک هیدروسیکلون با مقدار شبیه‌سازی، ب) مقایسه توزیع ابعادی جریان سرریز هیدروسیکلون با مقدار شبیه‌سازی، ج) مقایسه توزیع ابعادی جریان ته‌ریز هیدروسیکلون با مقدار شبیه‌سازی.



الف)

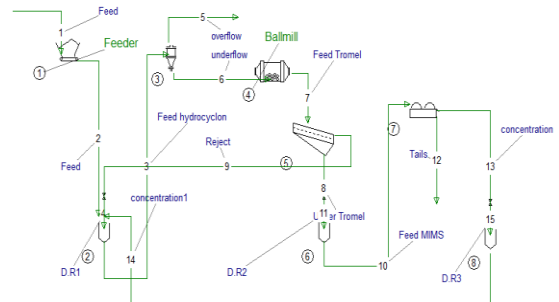


ب)

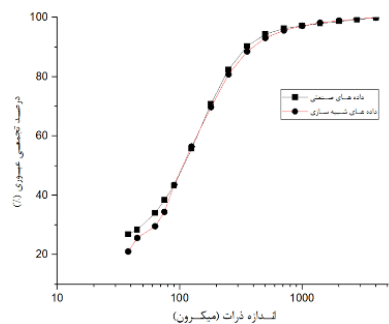


ج)

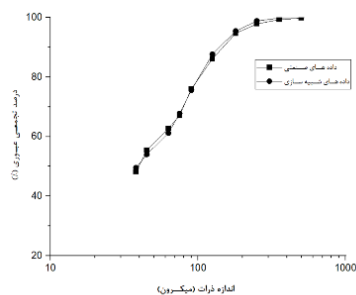
هیدروسیکلون مدل سطح صفر داده شد. از آنجا که چنین مداری در واقعیت وجود نداشت، برای اعتبارسنجی، یک مدار ایده‌آل با هیدروسیکلون مدل سطح صفر طراحی شد و داده‌های این مدار ایده‌آل مقادیر داده‌های صنعتی فرض شدند. سپس مدل به بالاترین مدل موجود در نرم‌افزار (1) Hydrocyclon ارتقاء یافته و طراحی هیدروسیکلون انجام شد. همان‌طور که نتایج شبیه‌سازی نشان می‌دهد، در شکل ۱۴-الف توزیع ابعادی جریان سرریز هیدروسیکلون در مدار فعلی و پیشنهادی بر یکدیگر منطبق هستند، در نتیجه هدف طراحی هیدروسیکلون با توزیع دانه‌بندی یکسان سرریز هیدروسیکلون در مدار پیشنهادی محقق شده است و همچنین انطباق داده‌های شبیه‌سازی و صنعتی (فایل شاهد) در جریان‌های اطراف هیدروسیکلون در شکل ۱۴-ب، ج و د نشان‌دهنده دقت بالای شبیه‌سازی در این مدار است.



شکل ۱۴: فلوشیت مدار آسیابکنی پیشنهادی خط ۶ گل‌گهر در نرم‌افزار یوسم‌پک.

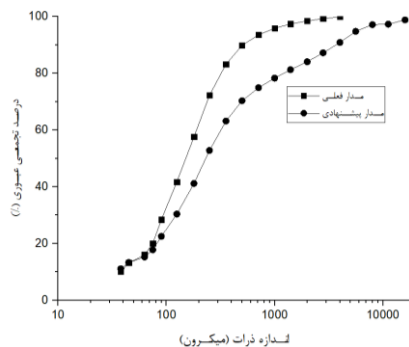


الف)

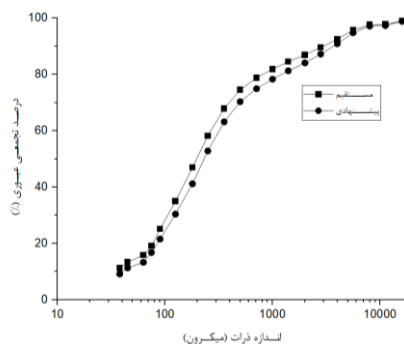


ب)

افزایش ۲۱/۶۹ درصد ظرفیت آسیای گلوله‌ای و در نتیجه افزایش ظرفیت کلی مدار آسیاکنی شده است.



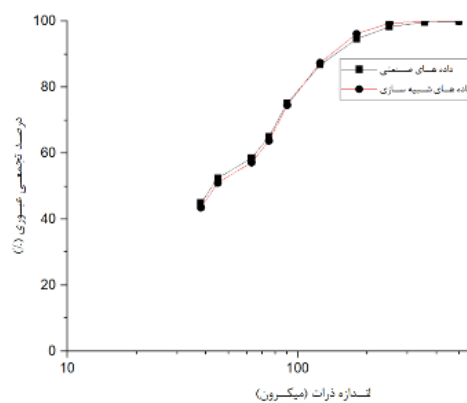
شکل ۱۵: مقایسه مقدار شبیه‌سازی توزیع ابعادی جریان تهریز هیدروسیکلون در مدار آسیاکنی فعلی و پیشنهادی.



شکل ۱۶: مقایسه مقدار شبیه‌سازی توزیع ابعادی جریان خوراک آسیای گلوله‌ای در مدار آسیاکنی فعلی و پیشنهادی.

جدول ۱۲: مقایسه مقدار شبیه‌سازی d_{80} و تناژ جریان‌های مختلف در مدار فعلی و پیشنهادی

عنوان	فعلی	پیشنهادی
تناژ ورودی مدار (تن بر ساعت)	۴۶۱	۴۶۱
تناژ جریان خوراک آسیا (تن بر ساعت)	۱۲۶۸	۹۹۳
تناژ جریان برگشتی (تن بر ساعت)	۱۴/۹۳	۹/۳۰
d_{80} جریان سرریز هیدروسیکلون (میکرون)	۱۰۲/۱۲	۱۰۴/۲۹
d_{80} جریان تهریز هیدروسیکلون (میکرون)	۳۲۴/۴۸	۱۲۲۹/۰۱
d_{80} جریان خروجی از آسیا (میکرون)	۲۵۰	۲۳۰/۱۸
d_{80} جریان خوراک ورودی به آسیا (میکرون)	۷۷۱/۶۷	۱۲۲۹/۰۱
d_{80} جریان برگشتی (میکرون)	۱۳۵۷۷/۰۴	۱۲۹۷۵/۴۲
d_{80} جریان خوراک جداکننده مغناطیسی (میکرون)	۲۳۸/۷	۲۲۹
نسبت خردایش	۳/۰۹	۵/۳۴



(د)

شکل ۱۴: الف) مقایسه مقدار شبیه‌سازی توزیع ابعادی جریان سرریز هیدروسیکلون در مدار آسیاکنی فعلی و پیشنهادی، ب) مقایسه توزیع ابعادی جریان خوراک هیدروسیکلون صنعتی با مقدار شبیه‌سازی، ج) مقایسه توزیع ابعادی جریان تهریز هیدروسیکلون صنعتی با مقدار شبیه‌سازی، د) مقایسه توزیع ابعادی جریان سرریز هیدروسیکلون صنعتی با مقدار شبیه‌سازی.

۳-۳- مقایسه شبیه‌سازی مدار آسیاکنی در دو حالت فعلی و پیشنهادی

همان‌طور که در بخش قبل به آن اشاره شد، توزیع دانه‌بندی سرریز هیدروسیکلون در هر دو حالت مدار آسیاکنی فعلی و پیشنهادی به دلیل محدودیت قرار دادن برای این جریان، بر یکدیگر منطبق هستند (شکل ۱۴-الف) و d_{80} تقریبی ۱۰۰ میکرون دارند. نتایج مقایسه توزیع ابعادی ذرات تهریز هیدروسیکلون و خوراک آسیای گلوله‌ای در شکل‌های ۱۵ و ۱۶ و مقایسه d_{80} و دبی جریان‌های مختلف مدار فعلی و پیشنهادی در جدول ۱۲ نشان داده شده است. همان‌طور که نتایج در شکل‌های ۱۵ و ۱۶ نشان می‌دهد، در مدار پیشنهادی به دلیل حذف نرمه توزیع دانه‌بندی تهریز هیدروسیکلون و خوراک آسیای گلوله‌ای نسبت به مدار فعلی وسیع‌تر است، همچنین نتایج در جدول ۱۲ نشان می‌دهد که کاهش نرمه خوراک ورودی به آسیای گلوله‌ای، سبب کاهش ۲۱/۶۹ درصد تناژ و افزایش ۱۵۹/۰۳ درصد d_{80} خوراک ورودی آسیای گلوله‌ای شده است. کاهش تناژ و افزایش d_{80} خوراک آسیای گلوله‌ای سبب افزایش قدرت ضربه بار خردکننده و افزایش زمان ماند در آسیای گلوله‌ای شده و بهبود فرآیند خردایش در آسیای گلوله‌ای منجر به کاهش ۸ درصد d_{80} جریان خروجی، افزایش ۱۷۲/۹۸ درصد نسبت خردایش کلی آسیای گلوله‌ای، کاهش ۳۷/۷۱ درصد تناژ و ۴/۴۳ درصد d_{80} جریان بار برگشتی و

۴- نتیجه‌گیری

در این تحقیق مدار آسیاکنی خط ۶ گل‌گهر با استفاده از نرم‌افزار یوسیم‌پک به صورت مستقیم و غیرمستقیم شبیه‌سازی شد. هدف از این شبیه‌سازی دست‌یابی به چیدمان بهینه از تجهیزات مدار آسیاکنی در راستای افزایش ظرفیت کارخانه و تولید خوراک با d_{80} مناسب‌تر در راستای افزایش کارایی تجهیزات مدار پرعیارسازی مغناطیسی و سولفورزایی در پایین دست است.

نتایج شبیه‌سازی مدار آسیاکنی فعلی نشان می‌دهد که کالیبراسیون مدل تجهیزات از دقت بالایی برخوردار است. نتایج شبیه‌سازی نشان می‌دهد که سرریز هیدروسیکلون مدار فعلی و پیشنهادی بر هم منطبق است و هدف اصلی طراحی هیدروسیکلون با d_{80} و توزیع دانه‌بندی سرریز مشابه، محقق شده است، همچنین تطبیق داده‌های واقعی و شبیه‌سازی هیدروسیکلون در مدار پیشنهادی نشان می‌دهد طراحی هیدروسیکلون از دقت بالایی برخوردار است. با توجه به نتایج مقایسه مدار آسیاکنی فعلی و پیشنهادی، در مدار پیشنهادی به دلیل حذف ذرات نرمه خوراک ورودی به آسیا سبب کاهش ۲۱/۶۹ درصد وزن و افزایش ۱۵۹/۰۳ درصدی d_{80} خوراک ورودی به آسیا گلوله‌ای می‌شود. همچنین نسبت خردایش آسیا گلوله‌ای در مدار پیشنهادی نسبت به مدار فعلی ۱۷۲/۹۸ درصد افزایش می‌یابد. با توجه به نتایج مقایسه مدار آسیاکنی فعلی و پیشنهادی، افزایش نسبت خردایش در مدار پیشنهادی سبب کاهش ۲۱/۶۸ درصد تناژ و ۴/۴۳ درصدی d_{80} جریان برگشتی، کاهش ۸ درصدی d_{80} جریان خروجی از آسیا و کاهش ۴/۰۶ درصدی d_{80} خوراک جداکننده‌های مغناطیسی شدت متوسط در مدار پیشنهادی نسبت به مدار فعلی می‌شود.

با توجه به نتایج شبیه‌سازی، دانه‌بندی ذرات خوراک در ابتدای مدار، سبب کاهش میزان نرمه خوراک آسیا گلوله‌ای، کاهش باردرگردش و افزایش نسبت خردایش می‌شود. کاهش میزان باردرگردش و تناژ ورودی به آسیا و جداکننده‌های مغناطیسی علاوه بر جلوگیری از ایجاد باردهی اضافی بر روی جداکننده‌های مغناطیسی، سبب قابلیت افزایش ظرفیت خوراک ورودی به مدار می‌شود، از این رو کارایی مدار آسیاکنی پیشنهادی از مدار آسیاکنی فعلی از عملکرد بهتری برخوردار است.

۵- تقدیر و تشکر

از حمایت مادی و معنوی مجتمع معدنی گل‌گهر برای انجام این تحقیق قدردانی می‌شود.

مراجع

- [1] Morrison, R. D., and J. M. Richardson. "JKSimMet: A simulator for analysis, optimisation and design of comminution circuits." (2002): 442-460.
- [2] Souza de Oliveira, Pablo, et al. "simulacao em softwares de processamento para obtencao de fluxograma de comunicacao e classificacao da cromita", Revista Foco (Interdisciplinary Studies Journal) 16.6 (2023).
- [3] Bodin, Jérôme, et al. "Linking mineral processing simulation with life cycle assessment (LCA) to forecast potential environmental impacts of small-scale mining technologies development." 15th SGA Biennial Meeting on Life with Ore Deposits on Earth. 2019.
- [4] King, Ronald Peter. Modeling and simulation of mineral processing systems. Elsevier, 2001.
- [5] Basu, Saprativ, et al. "Modeling and simulation of mechanical degradation of iron ore sinter in a complex transfer chute system using the discrete element model and a particle breakage model." *Powder Technology* 417 (2023): 118264.
- [6] Gupta, A., and D. S. Yan. "Mineral Processing Design and Operation, Perth, Australia." (2006).
- [7] Whitworth, Anne J., et al. "Review on advances in mineral processing technologies suitable for critical metal recovery from mining and processing wastes." *Cleaner Engineering and Technology* 7 (2022): 100451.
- [8] Herbst, J. A., and Y. C. Lo. "Microscale comminution studies for ball mill modeling." *Comminution—Theory and Practice Symposium. SME*, 1992.
- [9] Rodriguez, Victor A., et al. "Mechanistic modeling and simulation of a wet planetary ball mill." *Powder Technology* 429 (2023): 118901.
- [10] Plitt, L. R. "A mathematical model of the hydrocyclone classifier." *Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum*, (1976).
- [11] Mohanty, Sunati, and Ajit Swain. "Design and Simulation Analysis of Dewatering Hydrocyclones." *Mining, Metallurgy & Exploration* 39.3 (2022): 1277-1284 .

- [18] Hashemi, Hasan, Evaluation of efficiency and optimization of ballmill and hydrocyclone circuit in line 6 of Golgohar Mining and Industrial Company, MSc thesis, Yazd University, 2022 (in Persian).
- [19] Sehati, Ramin, Mohamad Reza Samadzadeh Yazdi, and Amir Hajizadeh Omran. "Assessment of the effect of iron magnetic concentrate desulfurization by flotation method on the quality of green and cooked pellets: A laboratory and pilot-scale study." *Minerals Engineering* 202 (2023): 108269.
- [20] Barzegar, Hossein, and Mohamad Reza Samadzadeh Yazdi. "Evaluation of green phosphate rock beneficiation by the present processing circuit of Esfordi phosphate plant." *Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering* 12.30 (2022): 15-30.
- [21] Poursaeidi, Majid, et al. "Increasing Efficiency of Initial Grinding Circuit of Share-Babak Copper Complex Concentration Plan." *Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering* 2.4 (2013): 88-92.
- [12] Zhao, Qiang, et al. "Evaluation and improvement of mathematical models for hydrocyclone classifiers part I: Laboratory scale." *Powder Technology* (2023): 118718.
- [13] BRGM, Caspeo. "USIM PAC 3.2 user manual of steady mineral processing simulator (Starting Guide)." (2004): 1-25.
- [14] Hoseini Jirdehi, M., and S. M. Razavian. "Development of Minerals Liberation Spectrum Simulator in Ball Mills." *Journal of Mineral Resources Engineering* 4.2 (2019): 93-105.
- [15] Marchand, J. C., D. Hodouin, and M. D. Everell. "Residence time distribution and mass transport characteristics of large industrial grinding mills." *IFAC Proceedings Volumes* 13.7 (1980): 295-302.
- [16] Vinnett, Luis, et al. "Estimating Residence Time Distributions in Industrial Closed-Circuit Ball Mills." *Minerals* 12.12 (2022): 1574.
- [17] Moraga, Carlos, Willy Kracht, and Julian M. Ortiz. "Process simulation to determine blending and residence time distribution in mineral processing plants." *Minerals Engineering* 187 (2022): 107807



مقاله پژوهشی

مدل‌سازی تأثیر کاربرد هم‌زمان ماشین‌اره‌زنجیری و سیم‌برش الماسه بر روی بهره‌وری معادن سنگ ساختمانی با رویکرد شبیه‌سازی رویداد گسسته

عباس عمو^۱، مجید عطایی پور^۱، ستار مهدوری^{۱*}

۱- دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، ایران

(دریافت: فروردین ۱۴۰۳، پذیرش: دی ۱۴۰۳)

چکیده

سنگ‌های ساختمانی برای تأمین مصالح موردنیاز پروژه‌های عمرانی و صنعتی از جایگاه ویژه‌ای برخوردار هستند. مدیریت فرآیند استخراج و برنامه‌ریزی تولید باهدف افزایش تولید و بهره‌وری نقش کلیدی در بهره‌برداری بهینه از معادن سنگ ساختمانی دارد. معمولاً برای استخراج معادن سنگ ساختمانی از سیم‌برش الماسه و یا ماشین‌اره زنجیری (هاواژ) استفاده می‌شود. در این تحقیق به منظور بررسی تأثیر کاربرد هم‌زمان ماشین‌اره‌زنجیری و سیم‌برش الماسه بر روی بهره‌وری از رویکرد شبیه‌سازی رویداد گسسته استفاده شده است. به این ترتیب که در ابتدا داده‌های زمانی مربوط به نرخ پیشروی هاواژ، متراژ حفاری راسول و سطح برش حاصل از سیم‌برش الماسه در هر شیفت در دو حالت قائم و افقی در معدن شایان جمع‌آوری شد و مناسب‌ترین تابع چگالی احتمال برای هر سری داده تعیین شد. سپس چهار سناریو از حالت‌های مختلف استخراج معدن با استفاده از سیم‌برش الماسه و هاواژ با فرض وجود یک سینه‌کار فعال شبیه‌سازی شده است. در سناریوی اول برای برش هر سه وجه بلوک از سیم‌برش الماسه به تنهایی استفاده شد. در سناریوی دوم در کنار سیم‌برش الماسه، یک ماشین‌اره‌زنجیری برای برش وجه پشت بلوک سنگ به فرآیند استخراج اضافه شد. در سناریوی سوم نیز در کنار سیم‌برش الماسه، یک ماشین‌اره‌زنجیری برای برش وجه کف بلوک سنگ به فرآیند استخراج اضافه شد. در سناریوی چهارم برای برش هر دو وجه پشت و کف بلوک از ماشین‌اره‌زنجیری استفاده شد. بر اساس نتایج حاصل، میزان تولید برای سناریوهای اول تا چهارم، به ترتیب ۳۶، ۹۵، ۵۶/۵ و ۵۰ هزار تن در ۳۰۰ روز کاری به دست آمده است. به این ترتیب سناریوی دوم با بیشترین میزان تولید و حداکثر بهره‌وری به‌عنوان بهترین سناریو برای استخراج معدن شایان پیشنهاد می‌شود.

کلمات کلیدی

شبیه‌سازی رویداد گسسته، سیم‌برش الماسه، ماشین‌اره‌زنجیری، معدن سنگ ساختمانی شایان، نرم‌افزار Arena.

*عهده‌دار مکاتبات: satar.mahdevari@aut.ac.ir

DOI: 10.22034/ANM.2024.21484.1633

۱- مقدمه

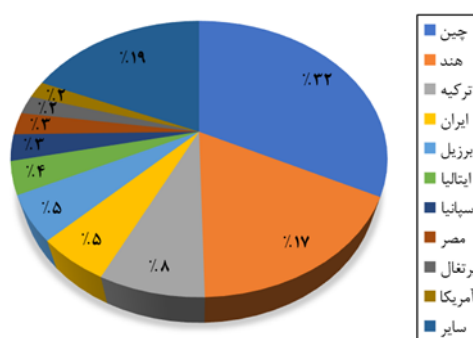
در مطالعات پیشین، نتایج مربوط به قبل و بعد از افزودن ماشین اره‌زنجیری مقایسه شده است. همچنین، در مورد نحوه ترکیب هاواژ و سیم‌برش الماسه مطالعه‌ای انجام نشده است. در صورتی که افزودن هاواژ به معدن نتیجه مثبتی نداشته باشد و یا به صورت صحیح استفاده نشود، باعث اتلاف هزینه و زمان می‌شود. به این ترتیب در این پژوهش برای بررسی تأثیر افزودن هاواژ بر روی بهره‌وری عملیات استخراج معدن، از رویکرد شبیه‌سازی رویداد گسسته برای مقایسه سناریوهای مختلف حاصل از کاربرد هم‌زمان سیم‌برش الماسه و هاواژ استفاده شده است.

۲- شبیه‌سازی

به فرآیند ساختن مدل‌هایی از سیستم واقعی موجود و یا سیستم‌های فرضی آینده و اجرای این مدل‌ها به منظور توضیح رفتار سیستم، بهبود عملکرد سیستم یا طراحی سیستم‌های جدید شبیه‌سازی گفته می‌شود [۹]. شبیه‌سازی، روشی برای برنامه‌ریزی و بهینه‌سازی باهدف تصمیم‌گیری و طراحی سیستم‌های پیچیده است. همچنین با شبیه‌سازی امکان ارزیابی ریسک‌ها، هزینه‌ها و موانع اجرایی سیستم فراهم می‌شود [۱۰]. ارزیابی سیستم‌ها با استفاده از شبیه‌سازی، ایمن‌تر، ارزان‌تر و سریع‌تر است. شبیه‌سازی نه تنها نحوه عملکرد سیستم را به تصویر می‌کشد بلکه با اجرای سناریوهای مختلف، امکان شناسایی بهترین سناریو بدون اجرای فیزیکی آن وجود دارد [۱۱].

شبیه‌سازی به انواع مختلفی از جمله شبیه‌سازی فیزیکی، شبیه‌سازی تعاملی، شبیه‌سازی مداوم، شبیه‌سازی رویداد گسسته و ... تقسیم‌بندی می‌شود. شبیه‌سازی رویداد گسسته تکنیکی است که عملکرد یک سیستم را به عنوان یک توالی گسسته از رویدادها در زمان معین مدل‌سازی می‌کند؛ بنابراین در این رویکرد هر رویداد در یک لحظه خاص از زمان رخ می‌دهد که باعث تغییر حالت سیستم می‌شود. همچنین بین رویدادهای متوالی، هیچ تغییری در نظر گرفته نمی‌شود؛ بنابراین شبیه‌سازی می‌تواند بی‌درنگ از یک رویداد به رویداد بعدی پرش کند [۱۲]. مراحل انجام شبیه‌سازی رویداد گسسته در شکل ۲ نشان داده شده است.

کشور ایران از نظر منابع و ذخایر سنگ ساختمانی و نیز تنوع سنگ‌های تزئینی یکی از کشورهای مهم در این حوزه است (شکل ۱). با توجه به پتانسیل اقتصادی صنعت سنگ‌های ساختمانی، یکی از چالش‌های این صنعت، پایین بودن بهره‌وری و بالا بودن هزینه‌های تولید است [۱]. از طرفی با توجه به افزایش روزافزون ساخت‌وساز، تقاضا برای انواع سنگ‌های ساختمانی رو به افزایش است [۲]؛ بنابراین افزایش بهره‌وری در کنار افزایش تولید معادن سنگ ساختمانی امری اجتناب‌ناپذیر است [۳].



شکل ۱: آمار تولید سنگ‌های ساختمانی در سال ۲۰۲۰ [۱].

در حال حاضر برای استخراج معادن سنگ ساختمانی معمولاً از سیم‌برش الماسه و ماشین اره‌زنجیری (هاواژ) استفاده می‌شود [۴]. در صورت کاربرد هم‌زمان و صحیح سیم‌برش الماسه و ماشین اره‌زنجیری می‌توان به تولید بیشتر و بهره‌وری بالاتری دست یافت. به طور کلی در صورت استفاده هم‌زمان از ماشین اره‌زنجیری در کنار سیم‌برش الماسه، تعداد چال‌های موردنیاز برای استخراج بلوک به طور چشم‌گیری کاهش یافته که کاهش زمان اجرای عملیات و کاهش نیروی کار را به همراه دارد؛ بنابراین مشکلات همپوشانی چال‌ها در معادن سنگ ساختمانی به حداقل می‌رسد که این امر باعث افزایش تولید و کاهش زمان استخراج می‌شود [۵-۷]. در سال ۲۰۰۶ کاپور و همکاران نشان دادند که کاربرد هم‌زمان ماشین اره‌زنجیری و سیم‌برش الماسه در معدن سنگ تراورتن باسارآنلار^۱ ترکیه عملکرد کلی معدن را حدود ۲۰ درصد بهبود داده است [۵]. در سال ۲۰۱۰ نیز مطالعه‌ای در دو معدن کالیک^۲ و کوکابا^۳ در ترکیه انجام شد که بر اساس نتایج آن، با افزودن ماشین اره‌زنجیری، بهره‌وری معدن از ۷-۱۴ درصد به ۶۵-۸۰ درصد افزایش یافته است [۸].

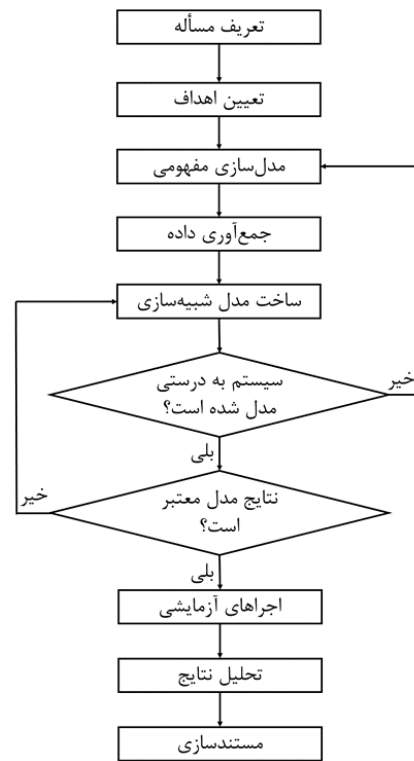
$$A \subset D_f, \quad P_x(A) = \int_{x \in A} f(x) dx \quad (2)$$

$$f(x) = 0, \quad \forall x \notin D_f$$

مطالعه سابقه پژوهش نشان می‌دهد که رویکرد شبیه‌سازی برای بررسی اثر پارامترهای مختلف در معادن یک روش کاربردی و متداول است. برای نمونه در سال ۲۰۱۴ فیورونی و همکاران باهدف دستیابی به تولید موردنیاز با حداقل تعداد کامیون، سیستم ترابری یک معدن طلائی زیرزمینی را شبیه‌سازی کرده‌اند [۱۶]. در سال ۲۰۱۶ مطالعه‌ای دیگر باهدف تعیین تعداد کامیون موردنیاز برای رسیدن به تولید موردنظر در یک معدن که با روش تخریب در طبقات فرعی استخراج می‌شود، انجام شده است [۱۷]. در سال ۲۰۲۰ برناردی و همکاران با استفاده از نرم‌افزار شبیه‌سازی Arena مطالعه‌ای برای مقایسه سیستم‌های سنگ‌شکن داخل پیت^۵ (IPCC) ثابت و نیمه‌متحرک انجام داده‌اند [۱۸]. در سال ۲۰۲۰ نیز مطالعه‌ای باهدف بررسی تأثیر تأخیرهای عملیاتی و عدم قطعیت بر NPV یک سیستم سنگ‌شکن داخل پیت نیمه‌متحرک^۶ (SM-IPCC) انجام شده است [۱۹]. در سال ۲۰۲۰ نیز مطالعه‌ای باهدف تعیین اندازه بهینه بونکرها و به حداقل رساندن تأخیرها در سیستم ترابری یک معدن زیرزمینی از شبیه‌سازی استفاده شده است [۲۰]. در سال ۲۰۲۱ مطالعه‌ای برای تعیین تعداد بهینه کامیون به‌منظور حذف یا به حداقل رساندن بار اضافی حمل شده انجام شده است [۲۱]. با توجه به اینکه تاکنون پژوهشی مبتنی بر شبیه‌سازی در زمینه بهبود بهره‌وری در معادن سنگ ساختمانی انجام نشده است، در این پژوهش تأثیر کاربرد همزمان سیم‌برش الماسه و ماشین اره زنجیری بر بهره‌وری معادن سنگ ساختمانی در سناریوهای مختلف با رویکرد شبیه‌سازی رویداد گسسته مطالعه شده است.

۳- معدن مرمیت شایان

در این پژوهش از داده‌های جمع‌آوری شده در معدن مرمیت شایان استفاده شده است. این معدن در استان فارس و در فاصله ۲۳۰ کیلومتری شمال شرق شیراز قرار دارد. موقعیت جغرافیایی محدوده فعال معدن بین طول‌های جغرافیایی "۵۶،۰۹' ۳۱° ۵۳" و "۲۷،۹۳' ۳۲° ۵۳" و عرض‌های جغرافیایی "۵۹،۹۸' ۲۱° ۳۰" و "۲۲' ۲۰° ۳۰" قرار دارد [۲۲]. شش پله ابتدایی معدن شایان با استفاده از



شکل ۲: مراحل مختلف شبیه‌سازی رویداد گسسته [۱۲].

به‌طورکلی رویدادهای تصادفی در شبیه‌سازی به دو صورت رخ می‌دهند [۱۳]:

- زمان وقوع رویداد ممکن است تصادفی باشد.
- انتقال حالت رویداد ممکن است تصادفی باشد.

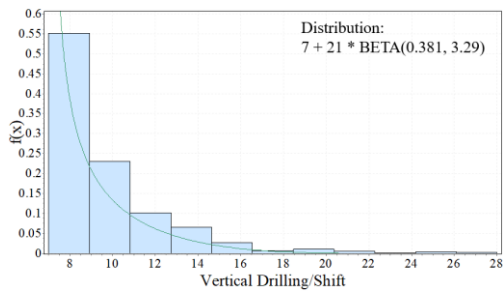
در هر حال ویژگی‌های احتمالی متغیرهای تصادفی با توابع توزیع آن‌ها مشخص می‌شود [۱۳]. در نظریه احتمال، تابع چگالی احتمال^۴ (PDF) یک متغیر تصادفی، تابعی است که مقدار آن در هر نقطه از فضای نمونه، می‌تواند احتمال نسبی آن نقطه در فضای نمونه را مشخص کند. تابع چگالی احتمال متغیر تصادفی گسسته طبق رابطه (۱) تعریف می‌گردد:

$$f(x) = Pr(x), \quad \forall x \in D_f$$

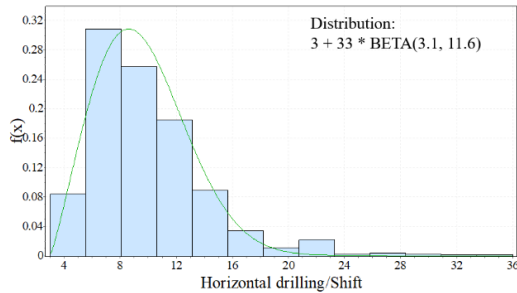
$$f(x) = 0, \quad \forall x \notin D_f \quad (1)$$

مقدار تابع چگالی احتمال در دامنه تعریف (D_f) متغیر تصادفی، احتمال x را نشان می‌دهد، درحالی‌که مقدار f در سایر نقاط روی محور اعداد حقیقی برابر صفر است [۱۴].

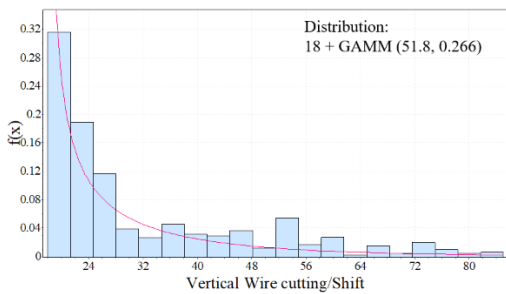
برای متغیر تصادفی پیوسته دامنه تعریف تابع، نامتناهی است و شمارش‌پذیر نیست، لذا یک تابع با مقدار غیرمنفی در بازه $-\infty$ تا $+\infty$ می‌توان تعریف کرد (رابطه ۲)؛ به‌نحوی که در هر زیرمجموعه A از دامنه تعریف (D_f) مقدار احتمال با تابع چگالی احتمال بیان می‌شود و در خارج از دامنه تعریف، مقدار احتمال برابر صفر است [۱۵].



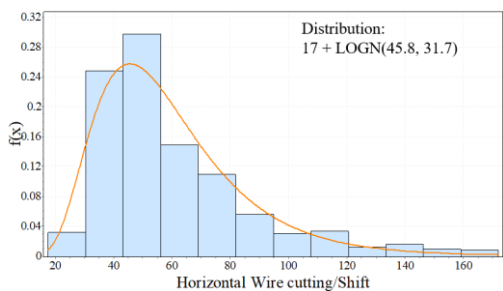
شکل ۴: تابع چگالی احتمال مترائز حفاری قائم.



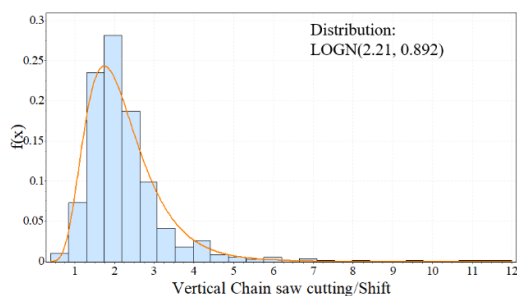
شکل ۵: تابع چگالی احتمال مترائز حفاری افقی.



شکل ۶: تابع چگالی احتمال برش سیم‌برش قائم.

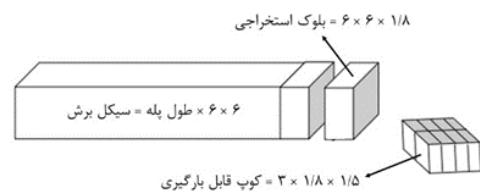


شکل ۷: تابع چگالی احتمال برش سیم‌برش افقی.



شکل ۸: تابع چگالی احتمال پیشروی هاواژ قائم.

سیم‌برش الماسه استخراج شده است. از پله هفتم به بعد، در ابتدا برش اولیه توسط ماشین اره‌زنجیری در وجه پشت بلوک در سراسر طول پله ایجاد می‌شود که به آن سیکل برش اطلاق می‌گردد. سپس توسط دستگاه‌های سیم‌برش به ابعاد $6 \times 6 \times 1.8$ (ارتفاع پله یا بلوک ۶ متر، طول بلوک ۶ متر و عرض آن ۱.۸ متر) به وزن تقریبی ۱۶۲ تن (وزن مخصوص ۲.۵ تن بر مترمکعب) برش داده‌شده و سپس بلوک حاصل حمل شده و هر بلوک در صورت سالم بودن به ۸ قسمت با ابعاد $3 \times 1.8 \times 1.5$ برش داده می‌شود (شکل ۲). در عمل با توجه به ناپیوستگی‌های سنگ، این ابعاد به‌ندرت تولید می‌گردد و بازیابی معدن حدود ۱۰ درصد است [۲۳].



شکل ۳: مراحل برش بلوک سنگ در معدن شایان [۲۳].

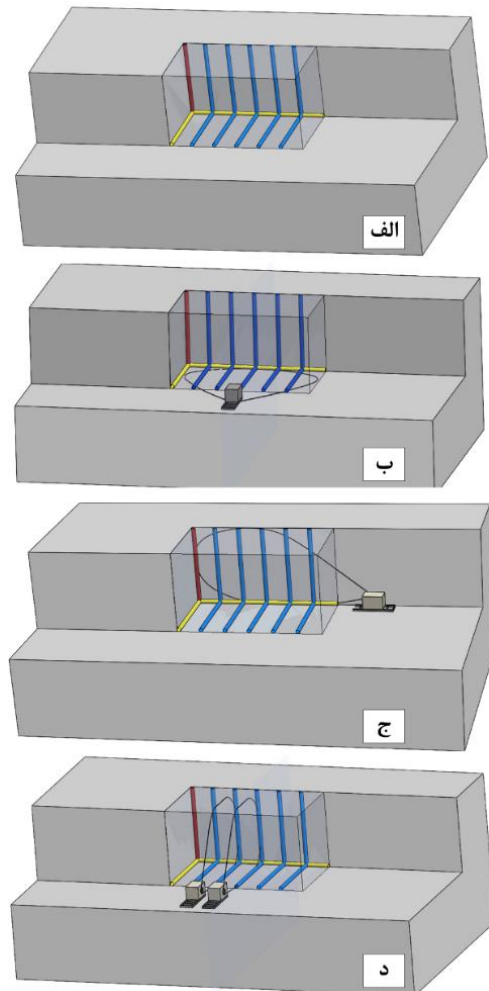
۴- شبیه‌سازی عملیات استخراج

در این پژوهش، بر اساس اطلاعات مربوط به عملیات استخراج در معدن شایان، چهار سناریو برای برش بلوک سنگ با کاربرد هم‌زمان سیم‌برش الماسه و ماشین اره‌زنجیری تعریف شده است که به ترتیب تشریح می‌شوند. ابتدا داده‌های زمانی مربوط به نرخ پیشروی هاواژ، مترائز حفاری راسول و سطح برش حاصل از سیم‌برش الماسه در هر شیفت در دو حالت قائم و افقی در معدن شایان جمع‌آوری شد و مناسب‌ترین تابع چگالی احتمال برای هر سری داده با استفاده از نرم‌افزار EasyFit به‌دست آمده است که به ترتیب در شکل‌های ۴ تا ۸ نشان داده شده است.

چهار سناریوی ممکن برای عملیات استخراج سنگ با استفاده از سیم‌برش الماسه و ماشین اره‌زنجیری بر اساس این توابع در نرم‌افزار Arena شبیه‌سازی شده است. در این پژوهش سیم‌برش الماسه، ماشین اره زنجیری و راسول به‌عنوان منابع تعریف شده‌اند که عملیات مختلف را بر روی نهادها (بلوک‌های سنگ) انجام می‌دهند. در شبیه‌سازی فرض شده است که برای هر چهار سناریو تنها یک سینه‌کار فعال وجود دارد و ماشین‌آلات امکان جابجایی بین دو یا چند سینه‌کار را ندارند. همچنین زمان تمام شبیه‌سازی‌ها ۳۰۰ روز کاری در نظر گرفته شده است.

۴-۱- شبیه سازی سناریوی اول

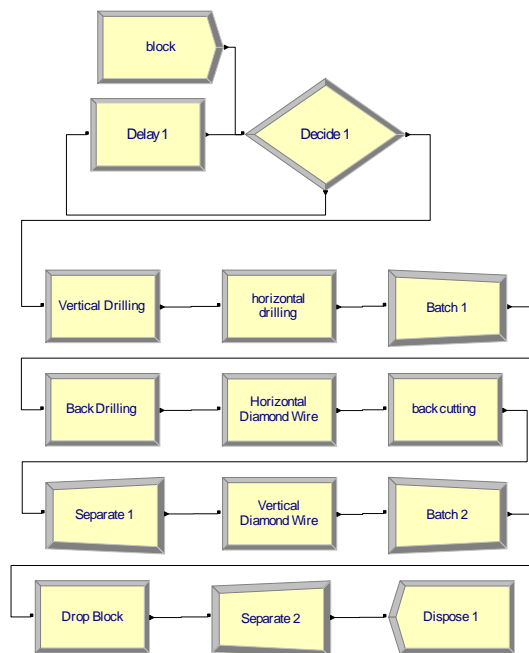
در این سناریو برای برش هر سه وجه بلوک سنگ از سیم برش الماسه استفاده شده است. نمایی از این روش در شکل ۹ نمایش داده شده است. در این سناریو به دلیل انحراف بیشتر چال قائم نسبت به چال افقی در حین حفاری ابتدا چال های قائم حفر شده و سپس چال افقی در وجه پشت بلوک به موازات سینه کار و در آخر چال های افقی عمود بر سینه کار حفر می شوند (شکل ۹- الف). در مرحله بعد کف بلوک (شکل ۹- ب) و پس از آن پشت بلوک (شکل ۹- ج) با سیم برش الماسه بریده شده و در انتها عملیات رشته بری (برش هایی با فاصله ۱/۸ متر برای دستیابی به ابعاد نهایی مورد نظر) (شکل ۹- د) انجام می شود. پس از پایان برش ها، بلوک های واژگون شده حمل می گردد تا سینه کار برای برش جدید آماده شود.



شکل ۹: مراحل برش بلوک سنگ در سناریوی اول.

در شکل ۱۰ مدل سناریوی اول در نرم افزار Arena نشان داده شده است. همان طور که مشاهده می شود، در مدل

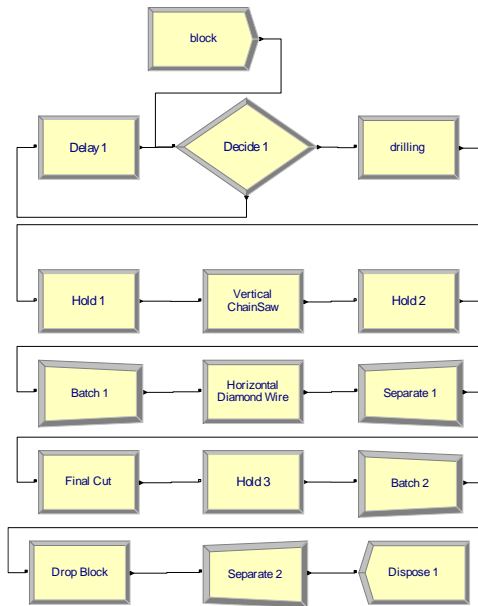
سناریوی اول ابتدا ۲۰۰۰ بلوک (نهاد) توسط ماژول block به فرآیند شبیه سازی وارد می شود. در ادامه توسط ماژول Decide1 آزاد بودن سینه کار بررسی می گردد. اگر بلوک های برش قبلی حمل نشده باشند، توسط ماژول Delay1، تأخیری در حرکت نهادها ایجاد می شود؛ اما اگر سینه کار آزاد شده باشد عملیات حفاری قائم و سپس حفاری افقی آغاز می گردد. عملیات های حفاری در وجه پشت بلوک، برش کف و برش پشت بلوک همزمان بر روی ۶ بلوک انجام می شود. به این منظور توسط ماژول Batch1 هر شش نهاد به یک نهاد نماینده تبدیل می گردد. پس از انجام فعالیت های ذکر شده، نهاد نماینده توسط ماژول Separate1 به شش نهاد مجزا تقسیم می شود. در نهایت برش های قائم به فواصل ۱/۸ متر انجام می شود تا ابعاد نهایی برش حاصل گردد. در هر دوره از عملیات شش بلوک حاصل می شود که این شش بلوک طی یک روز کاری حمل می گردد. به این منظور قبل و بعد از عملیات حمل بلوک، از ماژول های Batch2 و Separate2 استفاده شده است.



شکل ۱۰: مدل سناریوی اول در نرم افزار Arena.

۴-۲- شبیه سازی سناریوی دوم

در این سناریو از ماشین اره زنجیری برای برش وجه پشت بلوک و از سیم برش الماسه برای برش کف و رشته بری (برش های به فاصله ۱/۸ متر برای تبدیل سیکل برش به

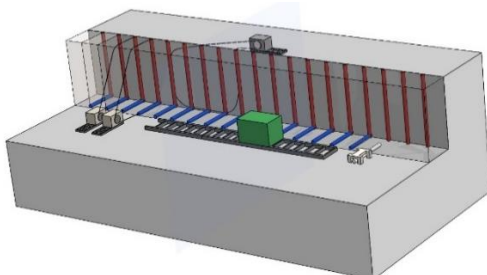


شکل ۱۲: مدل سناریوی دوم در نرم‌افزار Arena.

در این سناریو، برش کف بلوک هم‌زمان برای پنج بلوک انجام شده است که برای این منظور از ماژول‌های Batch1 و Separate1 استفاده شده است. در ماژول Final cut برش‌های نهایی به عرض ۱/۸ متر انجام می‌شود و در نهایت بلوک‌ها حمل می‌گردند. در هر دوره ۵ بلوک حمل می‌شود که برای تحقق این امر از ماژول‌های Batch2 و Separate2 استفاده شده است.

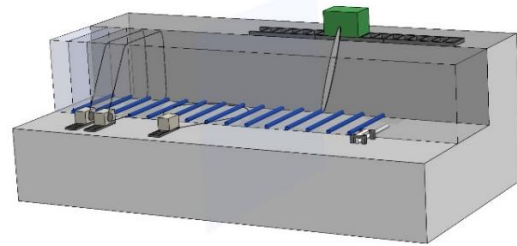
۳-۴- شبیه‌سازی سناریوی سوم

در این سناریو از ماشین اره‌زنجیری برای برش کف بلوک و از سیم‌برش الماسه برای برش پشت بلوک و نیز رشته‌بری استفاده شده است. نمایی از این روش در شکل ۱۳ نشان داده شده است. این روش با حفاری چال‌های قائم آغاز و پس از حفر چند چال قائم، فرآیند حفاری افقی آغاز می‌گردد. در ادامه هاواژ برش کف بلوک را آغاز کرده و زمانی که هاواژ ۹ متر (به‌اندازه پنج چال متوالی) پیشروی کرد، برش پشت بلوک و پس‌از آن برش‌های قائم (رشته‌بری) آغاز می‌گردد و در نهایت بلوک‌ها حمل می‌شوند.



شکل ۱۳: مراحل برش بلوک سنگ در سناریوی سوم.

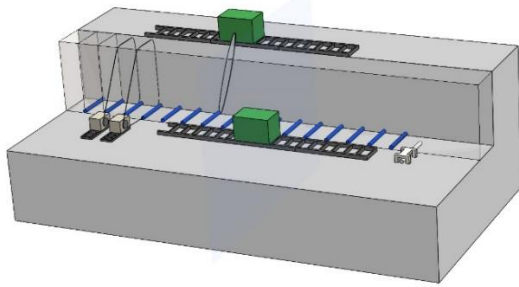
ابعاد نهایی) استفاده شده است. نمایی از این روش در شکل ۱۱ آورده شده است.



شکل ۱۱: مراحل برش بلوک سنگ در سناریوی دوم.

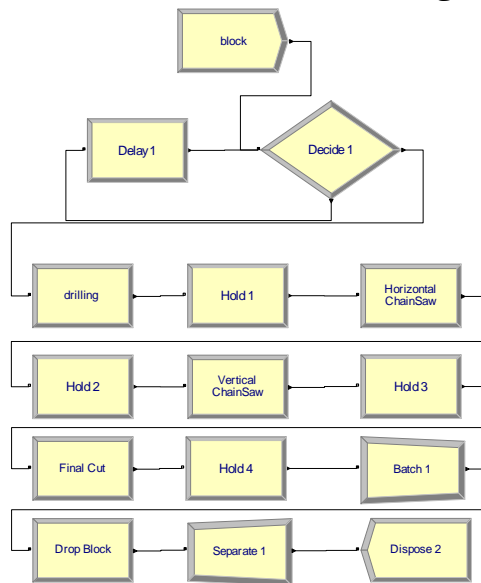
همان‌طور که مشاهده می‌شود، در این سناریو از یک راسول، یک هاواژ قائم، یک سیم‌برش الماسه در حالت افقی و دو سیم‌برش الماسه در حالت قائم استفاده شده است. روند کار به این صورت است که ابتدا به فاصله‌های ۱/۸ متر چال‌های افقی به طول ۶ متر حفر شده و پس‌از آن هاواژ در پله‌ی بالایی قرار گرفته و عملیات برش قائم آغاز می‌گردد، به‌گونه‌ای که سر تیغه هاواژ با انتهای چال‌های حفر شده تقاطع داشته باشد. پس‌از آن که هاواژ به طول ۹ متر (به‌اندازه‌ای که پنج چال افقی را قطع کند) پیشروی کرد، سیم‌برش افقی برش کف بلوک را آغاز کرده و پس‌از آن سیم‌برش‌های قائم رشته‌بری را آغاز می‌کنند و در نهایت بلوک‌ها حمل می‌شوند.

در شکل ۱۲ مدل سناریوی دوم در نرم‌افزار Arena نشان داده شده است. در این مدل، ابتدا ۲۰۰۰ بلوک (نهاد) توسط ماژول block وارد فرآیند شبیه‌سازی می‌شود. در این سناریو طول پله ۴۵ متر در نظر گرفته شده است که برابر با ۲۵ بلوک است. در ماژول Decide1 در صورتی که دوره‌ی اول برش پله باشد، ۲۵ بلوک به ماژول حفاری وارد می‌شود و در غیر این صورت اگر ۱۰ بلوک ابتدایی حاصل از برش قبلی حمل شده باشد و سینه‌کار برای انجام حفاری افقی آزاد باشد، حفاری آغاز می‌گردد. اگر امکان حفاری نباشد، توسط ماژول Delay1 در حرکت نهادها تأخیر ایجاد می‌گردد. لازم به ذکر است که از ماژول Hold1 در تمام فرآیند شبیه‌سازی برای ایجاد فاصله ایمنی بین دو فرآیند استفاده شده است. به‌عنوان مثال ماژول Hold1 فاصله‌ای به‌اندازه ۳ بلوک بین دو عملیات حفاری و برش با ماشین اره‌زنجیری ایجاد می‌کند. پس از حفر چال‌ها، برش وجه پشت بلوک با ماشین اره زنجیری آغاز می‌گردد و سپس برش کف انجام می‌گیرد.



شکل ۱۵: مراحل برش بلوک سنگ در سناریوی چهارم.

در شکل ۱۶ مدل این سناریو در نرم افزار Arena نشان داده شده است. در این مدل نیز سه ماژول ابتدایی و ماژول های Hold کاربرد مشابه با دو سناریوی قبل دارند. در ادامه برش افقی و پس از آن برش قائم با ماشین اره زنجیری در سرتاسر پله انجام می گیرد. پس از آن توسط سیم برش الماسه برش نهایی انجام شده و بلوک هایی با ابعاد $۶ \times ۳ \times ۱,۸$ حاصل می گردد.

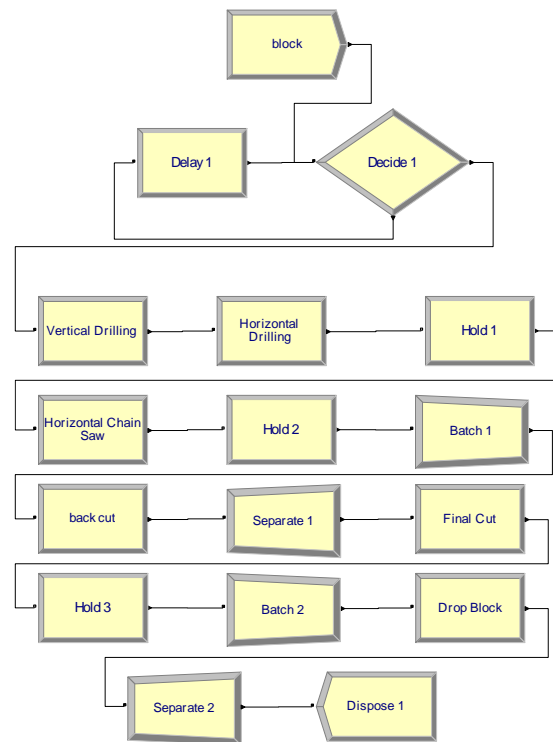


شکل ۱۶: مدل سناریوی چهارم در نرم افزار Arena.

۵- بحث و نتایج

از آنجاکه چهار سینه کار در معدن شایان مشابه سناریوی دوم استخراج می شود؛ بنابراین سناریوی دوم برای اعتبارسنجی نتایج شبیه سازی استفاده شده است. مجموع تناژ استخراجی چهار سینه کار ۳۸۰ هزار تن در سال بوده است؛ یعنی به طور میانگین از هر سینه کار حدود ۹۵ هزار تن سنگ استخراج می شود. همچنین تناژ دقیق استخراجی این سناریو بر اساس نتایج شبیه سازی ۹۴۷۷۰ تن بوده است. تناژ استخراجی واقعی و نتایج شبیه سازی به ازای یک سال استخراج، ۲۳۰ تن تفاوت داشته است. در نتیجه با توجه به

در شکل ۱۴ مدل سناریوی سوم در نرم افزار Arena نمایش داده شده است. در این سناریو، عملکرد سه ماژول ابتدایی و ماژول های Hold همانند سناریوی دوم است، با این تفاوت که ابعاد بلوک در این روش $۶ \times ۳ \times ۱,۸$ است. در ادامه عملیات های حفاری چال های قائم و افقی انجام می شود. پس از آن که حفر ۵ چال ابتدایی خاتمه یافت، ماشین اره زنجیری برش افقی را آغاز می کند. در ادامه، برش وجه پشت برای ۵ بلوک به صورت یک برش واحد انجام می گیرد. به این منظور از ماژول های Batch 1 و Separate 1 استفاده شده است.



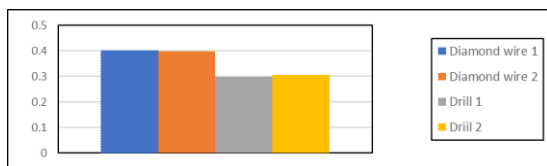
شکل ۱۴: مدل سناریوی سوم در نرم افزار Arena.

۴-۴- شبیه سازی سناریوی چهارم

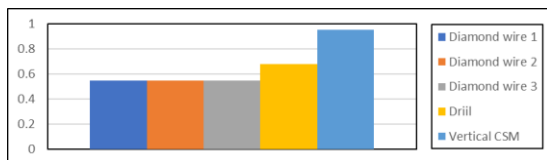
در این سناریو برای برش هر دو وجه کف و پشت بلوک از ماشین اره زنجیری و برای عملیات رشته بری از سیم برش الماسه استفاده شده است. نمایی از این روش در شکل ۱۵ نشان داده شده است. در این روش ابتدا چال های افقی حفر می شود، در ادامه هاواژ افقی برش کف بلوک و پس از آن هاواژ قائم برش پشت بلوک را آغاز می کند و سپس به وسیله سیم برش ها رشته بری انجام می شود. در نهایت بلوک های استخراجی واژگون و حمل می شوند.

۶۵-۸۰ درصد افزایش یافته است. در این پژوهش نیز در سناریوی اول که تنها از سیم‌برش الماسه استفاده شده است مقدار شاخص بهره‌وری سرمایه ۳۷ درصد است؛ در حالی که در سناریوی‌های دوم تا چهارم پس از افزودن هاواژ، بهره‌وری به ۹۲-۶۷ درصد افزایش یافته است.

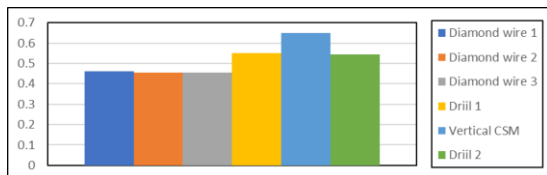
بر اساس نتایج حاصل از کاربرد هم‌زمان ماشین‌آلات در سناریوهای مختلف، مدت‌زمان انتظار ماشین‌آلات برای انجام عملیات پیش‌نیاز متفاوت است. به‌عنوان مثال در سناریوی اول تا زمانی که همه چال‌ها حفر نشده باشد، امکان برش افقی وجود ندارد. در نتیجه نحوه ترتیب عملیات‌های مختلف بر بهره‌وری^۷ ماشین‌آلات تأثیرگذار است. همچنین با افزایش یا کاهش تعداد ماشین‌آلات در شبیه‌سازی‌ها، تعداد بهینه ماشین‌آلات در هر سناریو تعیین شده است. تعداد ماشین‌آلات بهینه و بهره‌وری هر ماشین برای هر سناریو در شکل‌های ۱۷ تا ۲۰ آورده شده است. همان‌طور که مشاهده می‌شود، در صورت افزودن هر یک از ماشین‌آلات، میزان تولید افزایش قابل توجهی خواهد داشت، اما ماشین‌آلات کمتر از این تعداد، تولید را به مقدار زیادی کاهش خواهد داد.



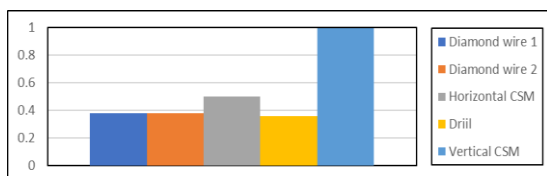
شکل ۱۷: بهره‌وری ماشین‌آلات در سناریوی اول.



شکل ۱۸: بهره‌وری ماشین‌آلات در سناریوی دوم.



شکل ۱۹: بهره‌وری ماشین‌آلات در سناریوی سوم.



شکل ۲۰: بهره‌وری ماشین‌آلات در سناریوی چهارم.

مقدار خطا می‌توان به نتایج شبیه‌سازی برای سایر سناریوها اعتماد کرد. در ادامه نتایج شبیه‌سازی برای هر چهار سناریو آورده شده است.

بر اساس نتایج شبیه‌سازی تعداد بلوک استخراج‌شده در سناریوی اول ۲۲۴ بلوک و در سناریوی دوم ۵۸۵ بلوک با ابعاد $۶ \times ۶ \times ۱/۸$ متر بوده است. همچنین در سناریوی سوم و چهارم به ترتیب ۶۹۸ و ۶۱۷ بلوک با ابعاد $۶ \times ۳ \times ۱/۸$ استخراج شده است. از آنجاکه میانگین وزن مخصوص سنگ معدن شایان ۲/۵ تن بر مترمکعب است، تناژ استخراجی در سناریوهای اول تا چهارم به ترتیب تقریباً معادل ۳۶، ۹۵، ۵۶/۵ و ۵۰ هزار تن بوده است.

روش سیم‌برش الماسه (سناریوی اول)، نیاز به حفر چال در وجه پشت بلوک دارد. حفر این چال تا زمانی که بلوک‌های حاصل از برش قبل حمل نشده باشد، ممکن نیست. این امر باعث کاهش نرخ تولید و بهره‌وری شده است.

از طرف دیگر مساحت سطح برش داده‌شده توسط سیم‌برش الماسه نسبت به هاواژ در زمان مشابه بیشتر است (تقریباً ۳ برابر)؛ اما مهم‌ترین عامل که پس از افزودن هاواژ باعث افزایش تولید شده است، کاهش مترآژ حفاری چال است. علت اصلی کاهش مترآژ حفاری پس از افزودن هاواژ، ضخامت مناسب برش اره هاواژ است (۵ تا ۷ سانتی‌متر) که فضای لازم برای عبور سیم را فراهم می‌کند؛ اما در سناریوی سوم و چهارم پس از برش کف و پشت بلوک، بلوک نشست کرده و همچنان برای عبور دادن سیم، حفر چال‌های افقی نیاز است. در نتیجه، هر چه مقدار حفاری ویژه و سطح برش موردنیاز با هاواژ برای جداسازی بلوک کمتر باشد، میزان تولید بیشتری حاصل خواهد شد. در جدول ۱ مترآژ حفاری ویژه (حفاری لازم به ازای یک مترمکعب استخراج) و سطح برش داده‌شده با هاواژ نسبت به سطح کل برش موردنیاز برای جداسازی بلوک برای سناریوهای دوم تا چهارم ارائه شده است.

جدول ۱: مترآژ حفاری ویژه و نسبت سطح برش با هاواژ

سناریو	نسبت سطح برش با هاواژ (%)	حفاری ویژه (m^3/m)
دوم	۱۸،۷۵	۰،۰۳۷
سوم	۱۵،۷۹	۰،۱۱۱
چهارم	۴۷،۳۷	۰،۰۳۷

طبق مطالعات انجام‌شده در معادن تراورتن ترکیه [۸]، بهره‌وری پس از افزودن یک دستگاه هاواژ از ۷-۱۴ درصد به

سناریوی دوم که از هاواژ برای برش پشت استفاده می شود، ترتیب مراحل استخراج به صورتی است که همزمان تمام ماشین آلات فعال هستند به نحوی که بهره‌وری ماشین آلات نسبت به روش سیم برش الماسه از ۳۷/۵ به ۹۲/۴ افزایش یافته است.

مراجع

- [1] Jalalian, M.H., Bagherpour, R. and Khoshouei, M. (2021). Wastes production in dimension stones industry: resources, factors, and solutions to reduce them. *Environmental Earth Sciences*. 80(17): 560-573.
- [2] Mohammadi, J., Ataei, M., Kakaie, R.K., Mikaeil, R. and Haghshenas, S.S. (2018). Prediction of the production rate of chain saw machine using the multilayer perceptron (MLP) neural network. *Civil Engineering Journal*. 4(7): 1575-1583.
- [3] Mohammadi, J., Ataei, M., Kakaie, R., Mikaeil, R. and Haghshenas, S.S. (2019). Performance evaluation of chain saw machines for dimensional stones using feasibility of neural network models. *Journal of Mining and Environment*. 10(4): 1105-1119.
- [4] Mohammadi, J., Ataei, M., Kakaie, R. and Mikaeil, R. (2018). Predicting the performance of the chain saw machine in the process of cutting dimensional stones (case study: Dehbid and Shayan mines), Proc, second national Conference on Civil Engineering Architecture Emphasizing job creation in the construction (In Persian).
- [5] Copur, H., Balci, C., Bilgin, N., Tumac, D., Feridunoglu, C., Dincer, T. and Serter, A. (2006). Cutting performance of chain saws in quarries and laboratory, Proc, 15th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, MPES, Torino, Italy.
- [6] Copur, H., Balci, C., Bilgin, N., Tumac, D. and Düzyol, İ. (2007). Full-scale linear cutting tests towards performance prediction of chain saw machines, Proc, Aperta.
- [7] Copur, H., Balci, C., Bilgin, N. and Tumac, D. (2008). Laboratory cutting tests for performance prediction of chain saw machines, Proc, 21st World Mining Congress & Expo.
- [8] Sariisik, A. and Sariisik, G. (2010). Efficiency analysis of armed-chained cutting machines in block production in travertine quarries. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 110(8), 473-480.
- [9] Shannon, R., & Johannes, J. D. (1976). Systems simulation: the art and science, IEEE transactions on systems, man, and cybernetics.

در صورتی که شاخصی با عنوان بهره‌وری از سرمایه ماشین آلات تعریف شود؛ می‌توان بهره‌وری سرمایه برای هر سناریو را بر اساس رابطه (۳) به دست آورد.

$$R_T = \frac{\sum C_i R_i}{\sum C_i} \quad (3)$$

که در آن C_i قیمت و R_i درصد بهره‌وری ماشین i می‌باشد. با توجه به قیمت نسبتاً زیاد ماشین هاواژ (۱۲۰ میلیارد ریال)، سیم برش الماسه (۸ میلیارد ریال) و راسول (۱ میلیارد ریال)، بهره‌وری سناریوهای ۱ تا ۴ به ترتیب ۳۷/۵، ۹۲/۴، ۶۳/۶، ۷۳/۸ درصد بوده است.

۶- نتیجه گیری

نرخ تولید ماشین آلات برش در معادن سنگ ساختمانی با در نظر گرفتن هزینه‌های نهایی استخراج یک بلوک، نقش کلیدی در بهره‌وری عملیات استخراج ایفا می‌کند. لذا اتخاذ اقدامات لازم برای افزایش کارایی و بهره‌وری ماشین آلات در صنعت سنگ‌های ساختمانی از اهمیت قابل توجهی برخوردار است. بر اساس نتایج شبیه‌سازی، مهم‌ترین عامل در میزان تولید، مترآژ حفاری بوده است. همچنین حفر چال پشت بلوک، بیشترین تأثیر را بر پیوستگی تولید داشته است؛ زیرا حفر این چال تا زمانی که بلوک‌های حاصل از برش قبلی حمل نشده باشند، امکان‌پذیر نیست. در مجموع نرخ برش هاواژ از سیم برش الماسه کمتر است، اما افزودن هاواژ به عملیات استخراج باعث کاهش مترآژ حفاری و پیوستگی تولید شده است. در نتیجه استفاده همزمان دو ماشین سیم برش الماسه و هاواژ باید به صورتی انجام شود که با کمترین مترآژ حفاری و کمترین سطح برش هاواژ، بلوک استخراج گردد. بر اساس نتایج شبیه‌سازی، بیشترین میزان تولید و بهره‌وری زمانی حاصل شده است که از ماشین اره زنجیری برای برش پشت بلوک و از سیم برش الماسه برای برش سایر وجه‌های بلوک استفاده شده است. در این روش حداقل مترآژ حفاری نیاز است و تنها ۱۸/۷۵ درصد از سطح برش موردنیاز برای جداسازی بلوک توسط هاواژ برش داده شده است؛ بنابراین با افزودن یک هاواژ برای برش وجه پشت بلوک در معدن شایان، میزان تولید ۲۶۰ درصد افزایش داشته است. در حالی که با توجه به ترتیب مراحل استخراج در برش توسط سیم برش الماسه (سناریوی اول)، هنگام انجام یک فعالیت نمی‌توان فعالیت دیگری را انجام داد و این امر بهره‌وری ماشین آلات را به شدت کاهش خواهد داد؛ اما در

conceptual transport methods using discrete event simulation. *Minerals*. 6(3): 65.

[18] Bernardi, L., Kumral, M. and Renaud, M. (2020). Comparison of fixed and mobile in-pit crushing and conveying and truck-shovel systems used in mineral industries through discrete-event simulation. *Simulation Modelling Practice and Theory*, 103, 102100.

[19] Villeneuve, J., Ben-Awuah, E. and Vasquez-Coronado, P. (2020). Hierarchical Mine Planning for a Semi-Mobile In-Pit Crushing and Conveying System Using Discrete-Event Simulation, Proc, 6thUMaTBIC.

[20] Hong, S.Y., Bal, A., Badurdeen, F., Agioutantis, Z. and Hicks, S. (2020). Evaluation of bunker size for continuous/discrete flow systems by applying discrete event simulation: A case study in mining. *Simulation Modelling Practice and Theory*, 105, 102155.

[21] Djro, J. D. V. (2021). Simulation of truck haulage system: a case study. Ph.D. Thesis. University of Mines and Technology. Tarkwa, Ghana.

[22] Masoudi, F. (1400). Presenting practical solutions to optimize the size of stone blocks and waste management of Shayan dimensional stone mine (Fars province) in line with sustainable development. Shahid Beheshti University (In Persian).

[23] Shayan Mine Technical Office. (2022). Report on the amount of consumed items and its ratios in 2022 (In Persian).

[10] de Paula Ferreira, W., Armellini, F. and De Santa-Eulalia, L. A. (2020). Simulation in industry 4.0: A state-of-the-art review. *Computers & Industrial Engineering*, 149, 106868.

[11] Liu, Z., Rexachs, D., Epelde, F. and Luque, E. (2017). A simulation and optimization based method for calibrating agent-based emergency department models under data scarcity. *Computers & Industrial Engineering*, 103, 300-309.

[12] Goldsman, D. and Goldsman, P. (2015). Discrete-event simulation. In *Modeling and Simulation in the Systems Engineering Life Cycle: Core Concepts and Accompanying Lectures*, London: Springer London.

[13] Altiook, T. and Melamed, B. (2010). Simulation modeling and analysis with Arena, Elsevier.

[14] Mittelhammer, R. C. and Mittelhammer, R. C. (1996). *Mathematical statistics for economics and business*, Springer.

[15] Larsen, R.J. and Marx, M.L. (2013). *Introduction to Mathematical Statistics and Its Applications*.

[16] Fioroni, M.M., dos Santos, L.C.A., Franzese, L.A.G., Santana, I.R., Telles, G.D., Seixas, J.C. and Alkmim, G.M. (2014). Logistic evaluation of an underground mine using simulation, Proc, Winter Simulation Conference 2014.

[17] Greberg, J., Salama, A., Gustafson, A. and Skawina, B. (2016). Alternative process flow for underground mining operations: analysis of

⁵ In-Pit Crushing and Conveying

⁶ Semi-Mobile In-Pit Crushing and Conveying

⁷ Utilization

¹ Basaranlar

² Kaklik

³ Kocaba

⁴ Probability density function



مقاله پژوهشی

تحلیل عددی تأثیر اختلاف فاز امواج دوسویه زمین لرزه بر رفتار روانگرایی خاک‌های دانهای

غلامحسین رنجبر^{۱*}، محمود ساری خانی خرمی^۱

۱- گروه معدن، دانشگاه آزاد اسلامی، واحد صفاشهر، صفاشهر، ایران

(دریافت: تیر ۱۴۰۳، پذیرش: دی ۱۴۰۳)

چکیده

تغییر شکل‌های جانبی بزرگ به‌طور گسترده‌ای در محیط‌های روانگرا در طول زلزله‌های شدید مشاهده شده که باعث آسیب به سازه‌های سطحی و همچنین سازه‌های زیرزمینی شده است. انتشار عمودی موج برشی به سمت سطح زمین باعث ایجاد تنش برشی سیکلی و کاهش ضریب مقاومت سیکلی در خاک‌های دانهای شده و احتمال روانگرایی را افزایش می‌دهد. عامل زمین لرزه ذاتاً ماهیت چندسویه دارد که همواره دامنه و جهت آن در حال تغییر است. این ویژگی بارگذاری در زمانی که امواج منتهجه از میان لایه‌های خاک انتشار می‌یابند باعث ایجاد الگوهای پیچیده‌ای از رفتار تنش-کرنش می‌شود. آزمایش‌های آزمایشگاهی و میز لرزان (شتاب ثقلی واحد یا سانتریفیوژی) و روش‌های عددی، روش‌های پیشنهادی جهت مطالعه رفتار روانگرایی خاک تحت تنش برشی سیکلی چندسویه می‌باشند. در این مطالعه شبیه‌سازی عددی سه‌بعدی تفاضل محدود برای ستون ماسه اشباع تحت امواج سیکلی برشی دوسویه با اختلاف فازهای متفاوت انجام و نتایج آن تجزیه و تحلیل شد. مدل عددی با مقایسه نتایج آزمایش میز لرزان سانتریفیوژی منتشر شده توسط سو و همکاران صحت‌سنجی شد. اعتبارسنجی مدل عددی نشان داد که مدل رفتاری P2PSand و روش عددی تفاضل محدود برای شبیه‌سازی پدیده روانگرایی خاک‌های دانهای ایجاد شده به‌وسیله‌ی امواج سیکلی برشی دوسویه مناسب است. تأثیر اختلاف فاز امواج سیکلی برشی دوسویه بر روی رفتار خاک دانهای در مطالعات محققین پیشین کمتر مورد مطالعه قرار گرفته است که نیاز به مطالعات بیشتر است، بنابراین در این تحقیق مورد بررسی قرار گرفت. نتایج این مطالعه نشان داد که میزان نشست و افزایش فشار آب حفره‌ای در ستون ماسه‌ای برای لرزش دوسویه به اختلاف فاز لرزش در دو راستا بستگی دارد و با افزایش اختلاف فاز، مقدار بیشینه نشست و افزایش فشار آب حفره‌ای کاهش می‌یابد و مقدار بیشینه این پارامترها در لرزش دوسویه برای تمام اختلاف‌فازها بیشتر از لرزش تک‌سویه است.

کلمات کلیدی

روانگرایی، زمین لرزه، امواج دوسویه، مدل P2PSand، تفاضل محدود

*عهده‌دار مکاتبات: engineerranjbar@yahoo.com

DOI: 10.22034/ANM.2024.21856.1641

۱- مقدمه

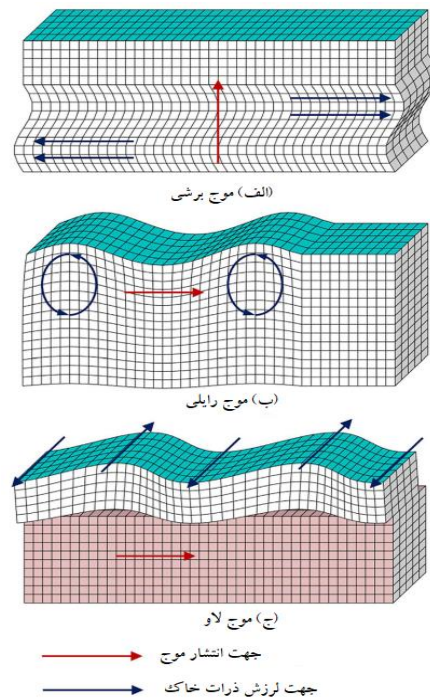
تانگشان، روانگرایی خاک به دلیل موج‌های سطحی را مشخص نمودند [۲]. من در سال ۱۹۹۲ از طریق مدل‌سازی‌های فیزیکی کوچک بر روی میز لرزان، نشان داد که جوشش مقادیری ماسه بر روی سطح زمین در زمین‌لرزه تانگشان به وسیله‌ی موج رایلی ایجاد شده است [۳]. وولف در سال ۱۹۸۵ و سویی در سال ۲۰۰۴ با تحلیل کولپینگ سیال-جامد نشان دادند که موج رایلی نسبت به موج برشی می‌تواند ایجاد حداکثر تنش برشی بزرگ‌تری نماید و یک دلیل مهم روانگرایی در اعماق سطحی زمین است [۴-۵].

جیانگ در سال ۲۰۲۱ پتانسیل روانگرایی مواد دانه‌ای تحت بار موج SH و موج لاو با استفاده از روش المان مجزا (DEM) مقایسه و توصیه کردند که کاهش تنش مؤثر تحت بارگذاری چندجهته به دلیل امواج سطحی با سرعت بیشتری اتفاق می‌افتد [۶]. لی و همکاران در سال ۲۰۲۲ با استفاده از روش عددی المان محدود (FEM) اثبات کردند که کوپل موج برشی-موج رایلی که القاکننده تغییر شکل‌های جانبی است می‌تواند عاملی برای گسترش جانبی بزرگ در تقریباً تراز روانگرایی زمین باشند [۷].

عامل زمین‌لرزه ذاتاً ماهیت چندسویه دارد که همواره دامنه و جهت آن در حال تغییر است. این ویژگی بارگذاری باعث ایجاد الگوهای پیچیده‌ای از رفتار تنش-کرنش در زمانی که امواج منته‌جه از میان لایه‌های خاک انتشار می‌یابند، می‌شود. شکل ۲- نمودار رکوردهای شتاب‌های افقی نسبت به زمان در جهت غربی-شرقی و شمالی-جنوبی و شتاب‌های افقی نسبت به هم برای زمین‌لرزه ۱۹۹۵ کوبه در ایستگاه شین-اوساکا ژاپن نشان می‌دهد که بی‌نظمی‌های بارگذاری و تغییر جهت برشی نمود می‌یابد. اعمال هم‌زمان چنین مؤلفه‌های افقی نسبت به یک مؤلفه به احتمال زیاد همان‌طور که مطالعات آزمایشگاهی از سال ۱۹۷۰ اذعان کرده‌اند، واکنش حجمی را افزایش می‌دهد [۸]. پایک و سید آزمایش میز لرزان تک‌سویه و دوسویه بر روی نمونه‌های ماسه خشک مونتری با چگالی نسبی ۶۰ درصد انجام دادند و معلوم شد که برش دوسویه مقدار نشست را بیش از ۱۰۰ درصد در مقایسه با برش تک‌سویه افزایش می‌دهد. علاوه بر این، فشار آب حفره‌ای محاسبه‌شده مرتبط با مدل مارتین و همکاران پیشنهاد داد که در بارگذاری برشی دوسویه، ضریب تنش سیکی (CSR) موردنیاز شکل‌گیری روانگرایی یا ضریب مقاومت سیکی (CRR) ۱۰-۲۰ درصد کوچک‌تر بود. شکل ۳ نتایج اصلی مطالعات فوق‌الذکر را نشان می‌دهد [۹].

تغییر شکل‌های جانبی بزرگ به‌طور گسترده‌ای در محیط‌های روانگرا در طول زلزله‌های شدید مشاهده شده که باعث ایجاد پدیده روانگرایی و آسیب به سازه‌های سطحی و همچنین زیرزمینی شده است. در زمین‌لرزه، روانگرایی خاک عموماً به دلیل انتشار امواج لرزه‌ای از حرکت کم‌مرکز تا نزدیک میدان در طول زمین‌لرزه است. همچنین موج‌های سطحی شامل موج رایلی و لاو مخصوصاً در نزدیکی سطح زمین که عمدتاً روانگرایی شکل می‌گیرد، سهم ویژه‌ای در تکانه‌های شدید زمین دارند. هرچند که این امواج به‌ندرت در تحلیل تغییر شکل‌های روانگرایی (حین و بعد) در نظر گرفته شده است [۱].

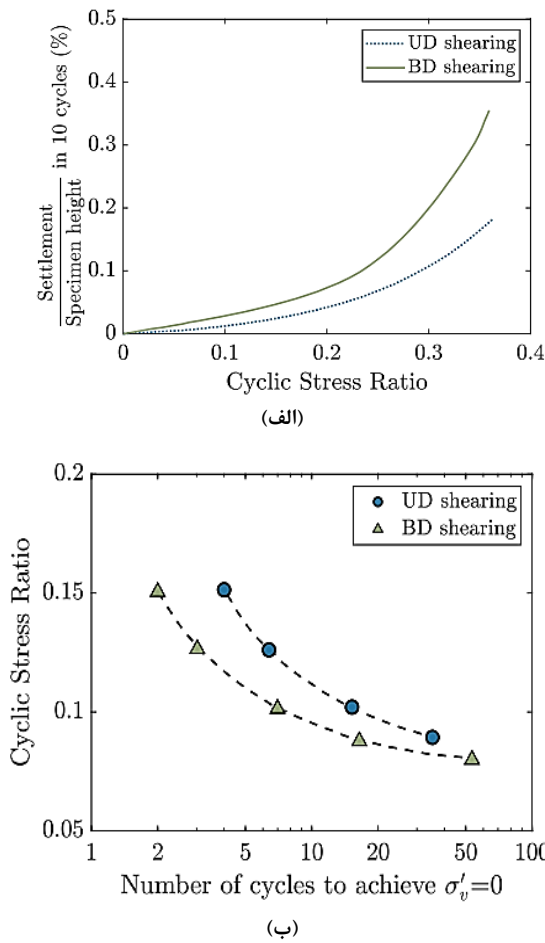
شکل ۱ خصوصیات موج‌های سطحی و برشی را با جزئیات نشان می‌دهد که موج‌های سطحی تنش‌های برشی قابل توجهی در اعماق کم ایجاد می‌کنند و بالقوه منجر به روانگرایی خاک می‌شوند. علاوه بر این، موج‌های سطحی باعث القای حرکات دینامیکی نامتقارن زمین و ایجاد کرنش‌های ناهموار درون خاک می‌شوند [۱].



شکل ۱: چندین نوع از امواج زمین‌لرزه [۱].

در مطالعات موجود بر اهمیت موج‌های سطحی در ایجاد روانگرایی خاک، تأکید شده است. فنگ و همکاران در سال ۱۹۷۹ با بررسی‌های میدانی و نقشه‌های هوایی از زمین‌لرزه

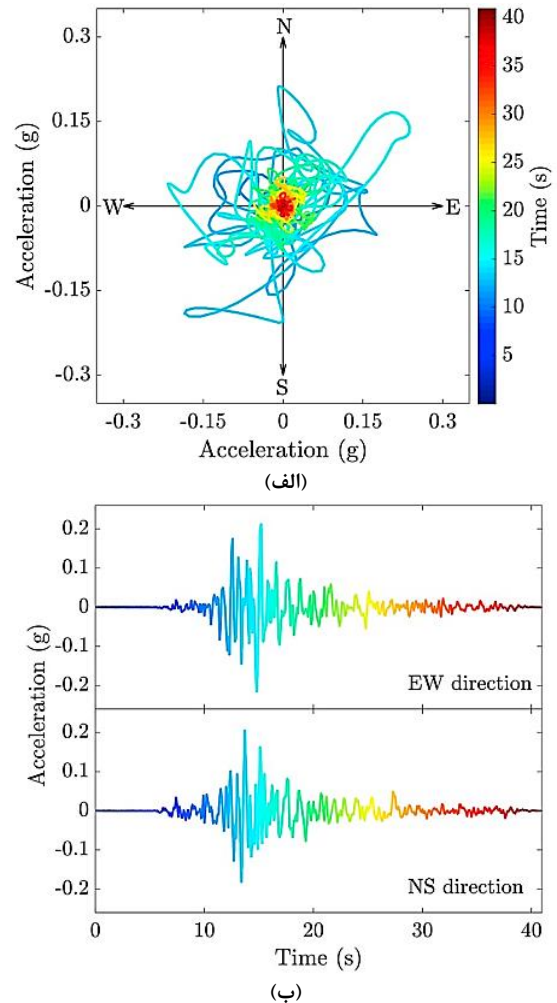
نیست و توسعه کرنش‌های برشی بزرگ برای مقادیر کمتر از ۰٫۷ مشاهده شد [۱۱].



شکل ۳: نتایج آزمایش میز لرزان تک‌سویه و دوسویه بر روی نمونه‌های ماسه خشک مونتری الف- نشست و ب- ضریب تنش سیکلی [۹].

سو و لی واکنش لایه ضعیف ماسه‌ای واقع در تراز اشباع زمین را بر اساس آزمایش‌های سانتریفیوژی تحت بارگذاری‌های برشی دوسویه و تک‌سویه بررسی کردند. با استفاده از شکل موج نوع سینوسی به‌عنوان بارگذاری اعمالی مدل سانتریفیوژی، آن‌ها مشاهده کردند که اضافه فشار آب حفره‌ای و نشست پسالرزه‌ای به ترتیب به مقدار ۲۰ و ۱۰ درصد افزایش می‌یابد [۱۲].

هاشمی‌نژاد و بهادری در سال ۲۰۱۹ با استفاده از روش عددی تفاضل محدود و نرم‌افزار FLAC3D به شبیه‌سازی پدیده روانگرایی با استفاده از مدل رفتاری Finn پرداختند. در این مطالعه، تأثیر پارامترهای زاویه اصطکاک و چگالی نسبی خاک روانگرا بر روی مقاومت روانگرایی خاک دانه‌ای مورد بررسی قرار گرفت [۱۳].



شکل ۲: رکوردهای شتاب‌نگاشت زمین‌لرزه کوبه سال ۱۹۹۵ در ایستگاه شین-اوساکا: الف- تاریخچه شتاب‌های افقی و ب- شتاب‌های افقی نسبت به هم (داده‌های پایگاه اطلاعات حرکات شدید پیتر) [۸].

آزمایش‌های برشی سیکلی ساده دوسویه با استفاده از نمونه‌های ماسه رودخانه فوجی تحت شرایط زهکشی‌نشده توسط ایشیهارا و یامازاکی انجام و گزارش شد که مقادیر CRR محاسبه‌شده نسبت به آزمایش‌های برش تک‌سویه، ۳۰ درصد کمتر می‌باشند [۱۰]. کامرر مجموعه‌ای از آزمایش‌های برشی سیکلی ساده دوسویه بر روی نمونه‌های ماسه مونتری با استفاده از چندین نوع الگوی بارگذاری تکمیل کرد. تحلیل نتایج معلوم کرد که کاهش ۱۰-۲۰ درصد مقادیر CRR مشخص‌شده توسط سید و همکاران می‌تواند تخمین بیش‌ازحدی از مقاومت روانگرایی تحت بارگذاری برشی دوسویه ارائه دهد. علاوه بر این، مشخص شد که ضریب اضافه فشار آب حفره‌ای نزدیک یا برابر یک لزوم دستیابی به رفتار شبیه روانگرایی در طول بارگذاری دوسویه

گرفت؛ که یک طرح ادغام زمانی صریح جهت شبیه‌سازی واکنش دینامیکی محیط پیوسته سه‌بعدی استفاده می‌کند. در این برنامه نرم‌افزاری، محیط پیوسته به‌وسیله‌ی محدوده معادل مجزا جایگزین می‌شود که نیروها و جابجایی‌های مشتمل در تحلیل، در گره‌های شبکه سه‌بعدی متمرکز شده و برای نشان دادن محدوده مورد استفاده قرار می‌گیرند. هر شبکه سه‌بعدی به‌وسیله تعدادی ناحیه یا المان با نرخ کرنش ثابت و شکل شش‌وجهی به‌هم‌پیوسته که رأس‌های آن‌ها منطبق با رأس‌های ناحیه‌های مجاور می‌باشند، تشکیل می‌شود. اندرکنش جفت سیال حفره‌ای- جامد در این برنامه مطابق با روابط جفت‌سازی در مکانیک محیط متخلخل است که به‌خوبی توسط بایوت ارزیابی و اثبات شده و توسط دتورنی و چنگ توسعه یافته است. روش عددی برای روابط جفت‌سازی در محیط‌های کاملاً اشباع متکی بر یک معادله متداوم سیال که جریان سیال را با تغییرات در فشار حفره‌ای و کرنش حجمی مرتبط می‌کند، است. حل این معادله نیاز به یک سری از گام‌های محاسباتی حلقه‌ای مشتمل بر حلقه‌های جریان سیال همراه با حلقه‌های مکانیکی جهت حفظ حالت تعادل است. حلقه‌های محاسباتی جریان سیال و مکانیکی، تغییرات به ترتیب در فشار حفره‌ای و کرنش حجمی به دلیل تعادل تنش مؤثر القاشده به‌وسیله حلقه‌های جریان سیال را محاسبه می‌کند. مدل رفتاری سیال همگن در این مطالعه برای شبیه‌سازی واکنش مکانیکی سیال حفره‌ای مورد استفاده قرار گرفت [۱۶].

آدیناتا یک مطالعه صحت‌سنجی دقیق بر روی اعتبار این پلتفرم عددی برای شبیه‌سازی انتشار امواج و اندرکنش سیال حفره‌ای-جامد انجام داد. ارزیابی نکات مهم شامل اندازه المان و مقدار گام زمانی مناسب، پارامترهای میرایی رایلی و شرایط مرزی مطلوب برای شبیه‌سازی چنین مسائلی به‌وسیله‌ی مقایسه‌ی این برنامه رایانه‌ای با تعدادی از راه‌حل‌های شکل بسته برای مسائل انتشار امواج تک‌بعدی الاستیک در میان محیط تک و دو فاز، انجام و نتیجه شد که برای انتشار تک‌بعدی امواج برشی در المان‌های مکعبی هشت‌گره‌ای، اندازه المان بایستی تقریباً کمتر از یک‌دهم کوچک‌ترین طول موج (λ_{min}) در محیط مورد نظر باشد. که؛ کهاستفاده از رابطه ۱ به‌صورت نسبت حداقل سرعت انتشار موج (U_{min}) در محیط به حداکثر بسامد لرزه‌ای (f_{max}) تخمین زده می‌شود.

ریس و همکاران در سال ۲۰۱۹ تأثیر لرزش برشی دوسویه بر روی پتانسیل روانگرایی خاک دانه‌ای انباشته شده را مورد مطالعه قرار دادند و نتایج را با امواج تک‌سویه مقایسه کردند [۱۴].

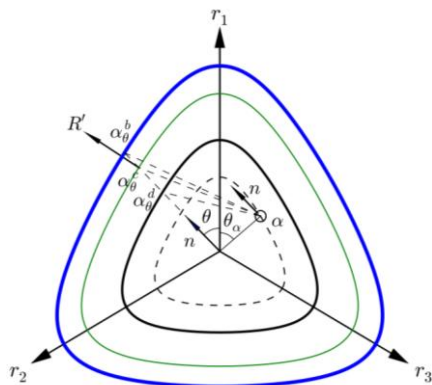
جنگ و همکاران در سال ۲۰۲۳ با استفاده از نتایج آزمایش‌های سه‌محوره بر روی نمونه‌های خاک بستر دریا، روشی جدید جهت طبقه‌بندی روانگرایی پیشنهاد دادند. آن‌ها با استفاده از روش عددی اجزا محدود و به‌کارگیری نرم‌افزار آباکوس به شبیه‌سازی رفتار شمع فونداسیون توربین بادی واقع در خاک روانگرا تحت امواج لرزه‌ای مختلف پرداختند؛ و در آخر، روانگرایی خاک اطراف شمع فونداسیون تحت سناریوهای مختلف لرزش با استفاده از این روش طبقه‌بندی مورد ارزیابی قرار گرفت [۱۵].

در این مطالعه شبیه‌سازی عددی سه‌بعدی تفاضل محدود برای ستون ماسه اشباع تحت امواج سیکنی برشی دوسویه با اختلاف فازهای متفاوت انجام و نتایج آن تجزیه و تحلیل شد. مدل عددی با مقایسه نتایج آزمایش میز لرزان سانتریفیوژی منتشر شده توسط سو و همکاران صحت‌سنجی شد. اعتبارسنجی مدل عددی نشان داد که مدل رفتاری و روش عددی انتخابی برای شبیه‌سازی پدیده روانگرایی خاک‌های دانه‌ای ایجاد شده به‌وسیله‌ی امواج سیکنی برشی دوسویه مناسب است. با توجه به اینکه تأثیر اختلاف فاز امواج سیکنی برشی دوسویه بر روی رفتار خاک دانه‌ای در مطالعات محققین پیشین کمتر مورد مطالعه قرار گرفته بود، نیاز به مطالعات بیشتر وجود دارد که در این مطالعه پارامتر اختلاف فاز امواج سیکنی برشی دوسویه بر روی مقدار نشست و افزایش فشار آب حفره‌ای در خاک دانه‌ای مورد بررسی قرار گرفت. نتایج این مطالعه نشان داد که میزان نشست و افزایش فشار آب حفره‌ای در ستون ماسه‌ای برای لرزش دوسویه به اختلاف فاز لرزش در دو راستا بستگی دارد و با افزایش اختلاف فاز مقدار بیشینه نشست و اضافه‌فشار آب حفره‌ای کاهش می‌یابد و مقدار بیشینه این پارامترها در لرزش دوسویه بیشتر از لرزش تک‌سویه است.

۲- چهارچوب روش عددی

این بخش روش محاسباتی مورد استفاده در همه شبیه‌سازی‌های موجود در این مقاله را همراه با تشریح جزئیات مدل رفتاری معرفی می‌کند. شبیه‌سازی‌های عددی در نرم‌افزار رایانه‌ای تفاضل محدود FLAC3Dv9 انجام

مدول الاستیک وابسته به چگالی نسبی و همچنین تنش است، خط حالت بحرانی به صورت یک تابع دو یا سه پارامتری از نظر چگالی نسبی بیان می‌شود، یک رابطه نمایی جهت تعریف سطوح اتساع و مرزی از نظر شاخص اتساع بیان می‌شود، مدول پلاستیک یک تابع خطی از چگالی نسبی است که از فاکتورگیری توابع f_1 و f_2 به ترتیب مربوط به کرنش پلاستیک برشی تجمعی و چگالی نسبی محاسبه می‌شود، روابط اتساع بازنگری شد و کاهش تدریجی در مدول برشی الاستیک معرفی می‌شود. با توجه به شکل ۴ تعداد بیش از دو سطح در این مدل رفتاری استفاده می‌شود، ولی دو سطح مورد استفاده در نام این مدل مربوط به سطح مرزی و سطح تسلیم در نسخه اصلی مدل‌های رفتاری MD97 و DM04 است. این مدل رفتاری در کد نرم‌افزار ژئوتکنیکی تجاری موجود FLAC3D مبتنی بر چهارچوب روش عددی تفاضل محدود سه‌بعدی پیاده‌سازی شده است. این مدل رفتاری فرمولاسیون سه‌بعدی عمومی را حفظ می‌کند. پارامترهای پیش‌فرض (کالیبره شده در داخل نرم‌افزار) این مدل رفتاری به ماسه میدان مقاومت سیکلی استاندارد (SCRIF) اعمال می‌شود که با جدول مقاومت سیکلی روش شبه‌تجربی سازگار است. هرچند که مدل رفتاری به کاربر مجوز اختصاص پارامترهای سفارشی به‌جای مقادیر پیش‌فرض مطابق با این پارامترها را می‌دهد. فرمولاسیون، صحت‌سنجی و کاربردهای عملیاتی این مدل رفتاری توسط چنگ و دتورنی در سال ۲۰۲۱ منتشر شد [۱۸].



شکل ۴: شماتیک سطوح در صفحه π با شکل یکسان اما با اندازه‌های مختلف (از بیرونی‌ترین سطح به سمت داخلی‌ترین سطح): سطح مرزی، سطح حالت بحرانی، سطح اتساع، سطح حداکثر ضریب تنش برگشتی. دایره کوچک بر روی سطح حداکثر ضریب تنش برگشتی، سطح تسلیم است [۱۸].

$$\lambda_{\min} = \frac{v_{\min}}{f_{\max}} \quad (1)$$

از جهت دیگر، گام زمانی محاسباتی باید مانع از رسیدن موج در دو گره متوالی به صورت هم‌زمان برای سریع‌ترین انتشار شود که در غیر این صورت یک خصلت بنیادی انتشار موج را نقض کرده و منجر به ناپایداری عددی می‌شود. گام زمانی مناسب را می‌توان در ابتدا به صورت نسبت اندازه کوچک‌ترین المان به حداکثر سرعت موج تخمین زد. هرچند که این تخمین بایستی با یک ضریب ۵ تا ۱۰ کاهش یابد تا از ناپایداری‌های عددی ممکن ایجادشده با طرح ادغام زمانی صریح در روش محاسباتی جلوگیری نماید. همان‌طور که توسط کوک توصیه شده است، ضرایب میرایی رایلی باید طوری انتخاب شود که محدوده فرکانسی بین اولین و سومین مود فرکانس محیط را پوشش دهد. نهایتاً برای مدل‌سازی ترازهای زمین با کف صلب که انتشار موج تک‌بعدی مورد انتظار است، شرایط مرزی اعمالی شامل ثابت نگه‌داشتن جابجایی‌های عمودی در کف محدوده و بستن گره‌های اطراف در هر تراز است [۱۷].

۳- مدل رفتار روانگرایی ماسه تحت بار زمین لرزه

استفاده از مدل‌های رفتاری غیرخطی چندبعدی جهت شبیه‌سازی پدیده روانگرایی در خاک‌های دانه‌ای مثل ماسه در زمینه مهندسی ژئوتکنیک زمین لرزه در حال افزایش است. پرکاربردترین مدل‌های رفتاری در این زمینه که اخیراً در تحقیقات محققین مورد استفاده قرار گرفته است، مدل‌های رفتار پلاستیسیته دوسطحی ماسه شامل مدل PM4Sand، CycLiq، NTUASand، UBCSand، MD97، DM04 و P2PSand می‌باشند [۱۸].

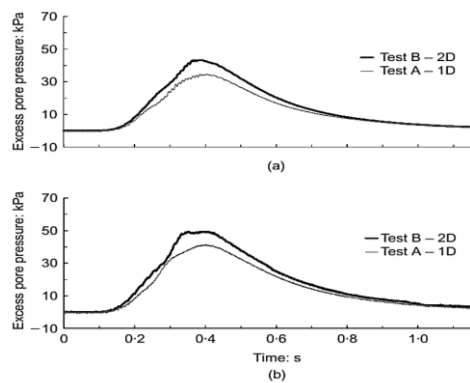
مدل رفتاری P2PSand (پلاستیک دوسطحی عملی برای ماسه) در سال ۲۰۲۱ توسط چنگ و دتورنی معرفی شد. این مدل بر اساس تجدید فرمولاسیون مدل DM04 از نظر اطلاعات آزمایش برجایی چگالی نسبی است. مزیت‌های این مدل مبنای محکم تئوری و نظری و خلاصه مدل اصلی DM04 است که کیفیت‌های اجرام‌محور مدل‌های رفتاری UBCSand و PM4Sand را شامل است. مدل رفتاری DM04 از نظر نسبت پوکی بیان می‌شود در صورتی که مدل P2PSand کلاً از نظر چگالی نسبی فرمول‌سازی مجدد شد. تغییرات زیر در فرمولاسیون جدید پیاده‌سازی شد:

۴- صحت‌سنجی روش عددی با روش و نتایج آزمایش سانتریفیوژی سو و همکاران

در این مطالعه از نتایج آزمایش میز لرزان سو و همکارانش جهت صحت‌سنجی شبیه‌سازی عددی انجام‌شده استفاده شد که در این قسمت روش و نتایج این آزمایش میز لرزان تشریح شده است.

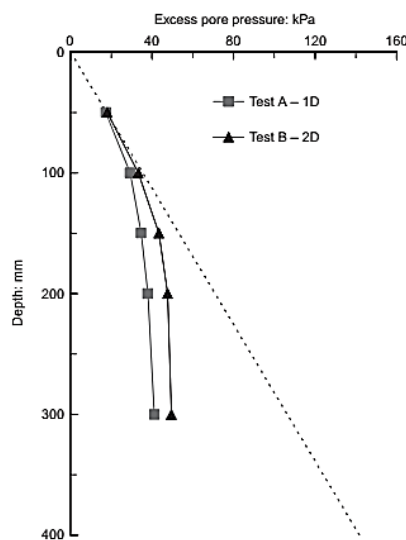
آزمایش‌ها بر روی لرزاننده هیدرولیکی دومحوره نصب‌شده در سانتریفیوژ HKUST انجام شدند. برای حداقل نمودن تأثیرات مرزی ظرف آزمایش بر روی واکنش مدل، یک جعبه لمینار گرد استفاده شد. ماسه توپورا به‌عنوان مواد مورد آزمایش انتخاب شد. اندازه میانگین ذرات (D50) برابر ۰/۱۷ میلی‌متر با ضریب یکنواختی (Cu) برابر با ۱/۷ و نسبت پوکی حداقل (e_{min}) و حداکثر (e_{max}) به ترتیب برابر با ۰/۵۹۷ و ۰/۹۷۷ است. نمونه با استفاده از روش آبریزش هوا تهیه شد و سپس در شرایط خلأسازی با آب بدون هوا اشباع شد. قطر مدل ۶۰۰ میلی‌متر و ارتفاع آن ۴۰۰ میلی‌متر در حالت اشباع است. چگالی نسبی نمونه ۴۰ درصد و وزن واحد غوطه‌وری آن ۸/۸۶ کیلونیوتن بر مترمکعب است. برای رفتارنگاری کمیت‌های فیزیکی در حین و بعد از لرزش، مبدل‌هایی شامل شتاب‌سنج‌های مینیاتوری، مبدل‌های فشار آب حفره‌ای و سنسورهای الکترومکانیکی (LVDT) نصب‌شده در داخل و بر روی مرزهای مدل مورد استفاده قرار گرفت.

آزمایش‌های تحت شتاب سانتریفیوژی ۴۰g انجام شدند. شتاب ورودی هدف در کف نمونه شکل موج سینوسی اصلاح‌شده به‌وسیله پنجره هانینگ که با نام تابع هان نیز نامیده می‌شود، با یک فرکانس اصلاح‌نشده ۵۰ هرتز و مدت‌زمان ۰/۶ ثانیه است. دو آزمایش شامل آزمایش A (لرزش تک‌سویه) که اعمال موج ورودی در یک جهت و آزمایش B (لرزش دوسویه) که اعمال موج ورودی در دو جهت با اختلاف فاز ۹۰ درجه نسبت به هم بر کف مدل است. شتاب بیشینه موج ورودی در آزمایش A برابر با ۴/۴g و برای آزمایش B برابر با ۴/۴g در یک جهت و در جهت دیگر برابر با ۴g است. شکل ۵- نمودار اضافه فشار آب حفره‌ای نسبت به زمان در اعماق ۱۵۰ و ۳۰۰ میلی‌متر در آزمایش‌های A و B را نشان می‌دهد. مطابق به این نمودارها، در آزمایش B اضافه فشار آب حفره‌ای با نموبالاتری نسبت به آزمایش A افزایش و به بیشینه مقدار آن می‌رسد [۱۲].



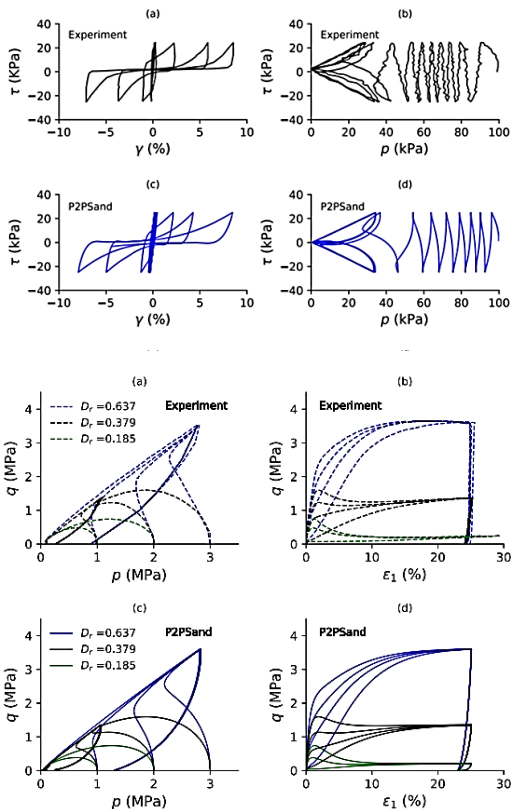
شکل ۵: تأثیر الگوی لرزش بر روی واکنش اضافه فشار آب حفره‌ای (اندازه‌گیری شده): الف- عمق ۱۵۰ میلی‌متر، ب- عمق ۳۰۰ میلی‌متر [۱۲].

شکل ۶ نمودار اضافه فشار آب حفره‌ای بیشینه برای این دو آزمایش را نشان می‌دهد. در آزمایش B فشار آب حفره‌ای حداکثر در عمق ۳۰۰ میلی‌متر حدود ۲۰ درصد بیشتر از آزمایش A است. اختلاف درصدی اضافه فشار آب حفره‌ای بین لرزش تک‌سویه و دوسویه در اعماق ۲۰۰ و ۱۵۰ میلی‌متر مشابه است، اما این اختلاف در عمق ۱۰۰ میلی‌متری حدود ۱۰ درصد کاهش می‌یابد. خط نقطه‌چین در این نمودار تنش عمودی مؤثر اولیه است. در شکل ۷ مقادیر سانتریفیوژی نشست نشان داده شده است که مقادیر نشست نهایی سطح زمین برای لرزش تک‌سویه و دوسویه به ترتیب برابر با ۸/۱۴ و ۹/۱ میلی‌متر و این مقادیر برای محاسبه مقدار نشست در نمونه با ابعاد واقعی در ۴۰ ضرب می‌شود.



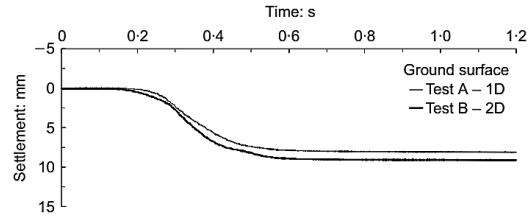
شکل ۶: نمودار اضافه فشار آب حفره‌ای بیشینه برای دو آزمایش A و B نسبت به عمق [۱۲].

شده است. ماسه توپورا ژاپنی ماسه ریزدانه کوارتزیتی یکنواخت شامل ذرات نیمه گرد و نیمه زاویه دار شامل ۷۵ درصد کوارتز، ۲۲ درصد فلدسپار و ۳ درصد مگنتیت است. نتایج مدل سازی عددی ژائوچنگ و همکاران نشان داد که مدل رفتاری P2PSand توانایی عالی جهت شبیه سازی رفتار روانگرایی ماسه فوق الذکر دارد. انطباق نتایج آزمایشگاهی و عددی با مدل رفتاری P2PSand برای آزمایش های فشاری سه محوره زهکشی شده و زهکشی نشده بر روی نمونه های تحکیم یافته ایزوتروپیک در شکل ۹ نشان داده شده است.



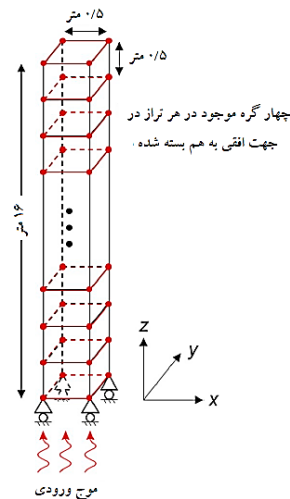
شکل ۹: نتایج صحت سنجی مدل رفتاری P2PSand با نتایج آزمایشگاهی توسط ژائوچنگ [۱۸].

هدایت هیدرولیکی مورد استفاده در این شبیه سازی با دو ضریب در نظر گرفته شد که یکی ضریب مقیاس استاندارد جهت آزمایش سانتریفیوژی و دیگری ضریب مقیاس اضافی برای محاسبه پدیده تحریک است. ضریب مقیاس تحریک که مطابق با رویکرد مورد استفاده توسط سو و همکاران است جهت شبیه سازی افزایش هدایت هیدرولیکی خاک روانگرا در آزمایشات سانتریفیوژی در نظر گرفته می شود. این ضریب به طور گسترده ای در تحقیقات محققین متمرکز بر خاک های روانگرا مورد استفاده قرار گرفته است [۱۷]. موج ورودی به



شکل ۷: نمودار نشست سطح زمین در دو آزمایش A و B که نشست نهایی سطح زمین در آزمایش B برابر با ۹٫۱ میلی متر و در آزمایش A برابر با ۸٫۱۴ میلی متر است [۱۲].

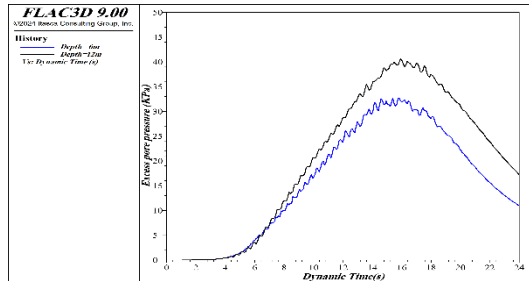
مدل عددی مورد استفاده جهت شبیه سازی آزمایش سانتریفیوژی سو و همکاران یک ستون خاکی با ابعاد واقعی و نه در ابعاد سانتریفیوژی است که در نرم افزار FLAC3DV9 ایجاد شد. این مدل عددی همان طور که در شکل ۸ نشان داده شده است از تعداد ۳۲ زون مکعب مربع هشت گره ای به اضلاع ۵۰ سانتی متر و تعداد ۴۴ گره به ارتفاع کلی ۱۶ متر تشکیل شده است. جابجایی های عمودی در مرز پایینی ثابت و در دو جهت افقی آزاد و بار دینامیکی دوسویه بر این مرز اعمال می شود. چهار گره هم تراز در جهت افقی به هم بسته شده است. چهار سطح جانبی و سطح پایینی مدل از نظر هیدرولیکی نفوذناپذیر و سطح بالایی نفوذپذیر در نظر گرفته شد



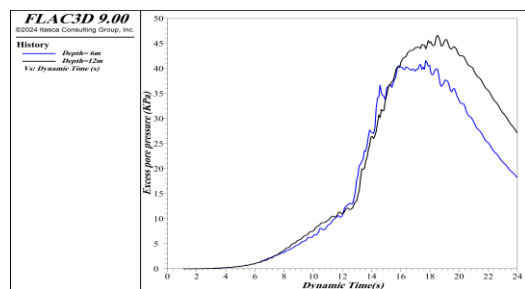
شکل ۸: هندسه، ابعاد و شرایط مرزی مدل عددی در نرم افزار FLAC3DV9

مدل رفتاری P2PSand جهت شبیه سازی پدیده روانگرایی ماسه توپورا مورد استفاده قرار گرفت که پارامترهای مکانیکی و هیدرولیکی ماسه مورد نظر متناظر با این مدل رفتاری از بررسی عددی ژائوچنگ در سال ۲۰۲۱ بر روی آزمایش های آزمایشگاهی انجام شده توسط وردوگو و ایشیهارا در سال ۱۹۹۶ استخراج و کالیبره شد که در جدول ۱ ذکر

نتایج عددی این پارامترها به ترتیب در شکل‌های ۱۱ و ۱۲ نشان داده شده است. نتایج نشان می‌دهد که مقادیر محاسبه‌شده از روش عددی تطابق قابل قبولی با نتایج آزمایشگاهی دارد.



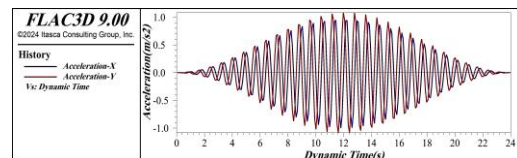
(الف)



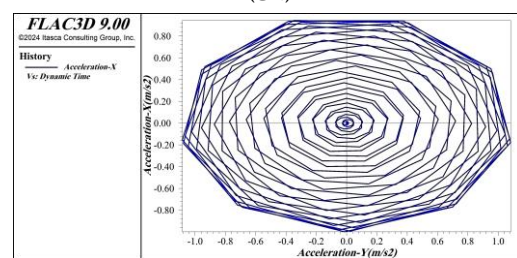
(ب)

شکل ۱۱: نمودارهای اضافه فشار آب حفره‌ای برای عمق‌های ۶ و ۱۲ متری (الف) - لرزش تک‌سویه (ب) - دوسویه.

مدل عددی مطابق با آزمایش سو به کف مدل عددی به مدت ۲۴ ثانیه اعمال شد که نمودار شتاب‌های افقی در دو جهت نسبت به زمان و نسبت به هم با فاز اختلاف فاز ۹۰ درجه در شکل ۱۰ به ترتیب الف و ب آورده شده است. نتایج صحت‌سنجی در این مطالعه شامل تغییرات اضافه فشار آب حفره‌ای و میزان نشت استخراج‌شده از مطالعات آزمایش میز لرزان سو است که در شکل‌های ۵ و ۷ نشان داده شده است.



(الف)



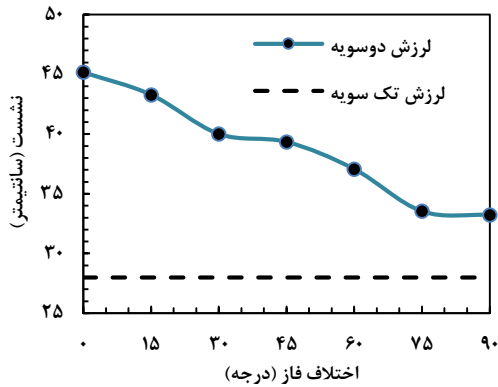
(ب)

شکل ۱۰: (الف) - نمودار شتاب‌های افقی با فاز ۹۰ درجه در دو جهت نسبت به زمان (ب) - نمودار شتاب‌های افقی با اختلاف فاز ۹۰ درجه در دو جهت نسبت به هم.

جدول ۱: مقادیر پارامترهای مکانیکی و هیدرولیکی ماسه توپورا متناظر با مدل رفتاری P2PSand [۱۸]

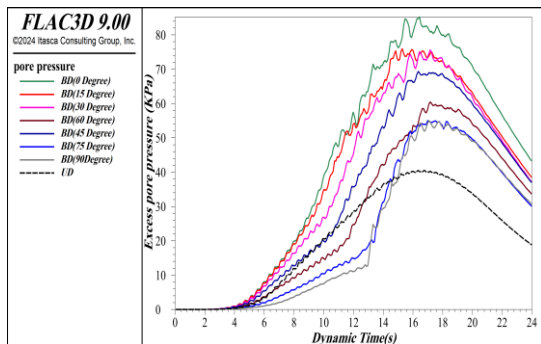
۱۴۲۰	ρ_s	چگالی ذرات جامد (Kg/m^3)	خصوصیات عمومی
۰٫۸۲۵	e	نسبت پوکی اولیه	
۰٫۰۳۲	k	هدایت هیدرولیکی (m/s)	
۰٫۷۴۵	ξ_{min}	میرایی حداقل (درصد)	میرایی رایلی
۱۳٫۵۸	f_{min}	فرکانس مرکزی (Hz)	
۱۰۰۰	ρ_f	چگالی آب (Kg/m^3)	مدل جریان سیال همگن
۲٫۲	K_f	مدول بالک آب (GN/m^2)	
۳۳	ϕ_{CS}	زاویه اصطکاک در حالت بحرانی (درجه)	P2PSand
۱۲۴۰	g_0	ثابت‌های حالت الاستیک	
۰٫۰۱	C_{Dr}	ضریب پواسون	
$0.1 \leq 0.1 + 0.015(\phi_{CS} - 25) \leq 0.4$	U	ثابت‌های حالت بحرانی	
$(0.115, 0.05, 0.07)$	$(D_{r0}, \lambda_c, \zeta)$ or (Q, R)	ثابت‌های حالت بحرانی	
$0.16 - \phi_{CS} / 40.0$	n^b	ثابت‌های نرخ کرنش دویاتوریک پلاستیک	
ϵn^b	n^d	ثابت‌های نرخ کرنش حجمی پلاستیک	
۱٫۷	h_0	ثابت‌های نرخ کرنش حجمی پلاستیک	
۰٫۷۴	A_{d0}	ثابت‌های نرخ کرنش حجمی پلاستیک	
$g_0(D_{r0} + C_{Dr})$	c_z	ثابت‌های اتساع فابریک	
$21 D_{r0}^{3.85} \leq 15$	z_{max}	ثابت‌های اتساع فابریک	

همان‌طور که در شکل ۱۴ نشان داده شده است تأثیر اختلاف‌فاز بر روی مقدار نشست قابل‌توجه بوده است که با افزایش مقدار اختلاف‌فاز میزان بیشینه نشست کاهش می‌یابد و مقدار بیشینه نشست در اختلاف‌فاز صفر درجه مشاهده می‌شود. برای تمام مقادیر اختلاف‌فازها، مقدار نشست بیشتر از لرزش تک‌سویه است که با افزایش اختلاف‌فاز، اختلاف نشست بین لرزش دوسویه و تک‌سویه کاهش می‌یابد.



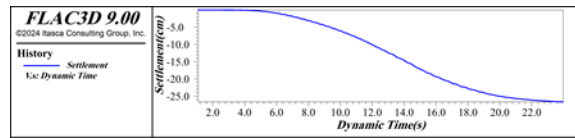
شکل ۱۴: تأثیر اختلاف‌فاز بر روی مقدار نشست.

با توجه به شکل ۱۵، نتیجه می‌شود که نرخ تغییرات اضافه فشار آب حفره‌ای در ابتدا تابعی از اختلاف‌فاز لرزش دوسویه است که با افزایش اختلاف‌فاز این نرخ در ابتدا کاهش می‌یابد، اما سپس این نرخ برای تمام اختلاف‌فازها تقریباً ثابت می‌شود. هرچند که این نرخ برای لرزش تک‌سویه کمتر از لرزش دوسویه است.

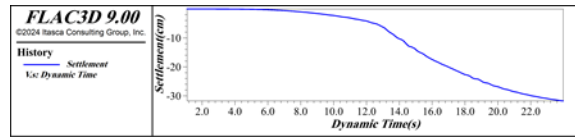


شکل ۱۵: تغییرات اضافه فشار آب حفره‌ای نسبت به زمان برای لرزش تک‌سویه و برای اختلاف‌فازهای متفاوت لرزش دوسویه.

شکل ۱۶ نشان می‌دهد که اضافه فشار حفره‌ای متأثر از اختلاف‌فاز امواج دوسویه است و تأثیر قابل‌توجه است. روند این تأثیر مشابه مقدار نشست بوده که با افزایش اختلاف‌فاز مقدار بیشینه اضافه فشار حفره‌ای کاهش یافته و برای تمام



(الف)



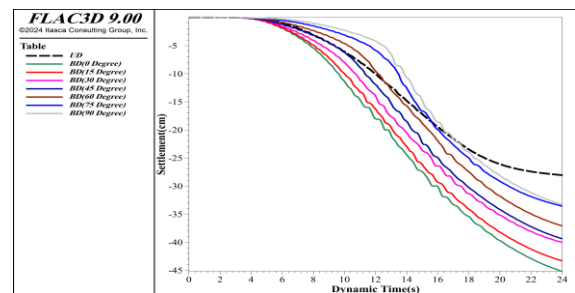
(ب)

شکل ۱۲: نمودار نشست سطح زمین نسبت به زمان (الف) - تک‌سویه (ب) - دوسویه

۵- تجزیه و تحلیل

با توجه به اینکه در تحقیقات محققین قبل، پارامتر اختلاف‌فاز لرزش دوسویه و تأثیر آن بر روی رفتار روانگرایی ماسه بررسی نشده بود و نیاز به بررسی این پارامتر بود، در این مطالعه مدل صحت‌سنجی شده که در بخش قبل تشریح شده است برای بررسی تأثیر پارامتر اختلاف‌فاز امواج دوسویه بر روی مقدار نشست و افزایش فشار حفره‌ای استفاده شد. اختلاف‌فاز در محدوده ۰ تا ۹۰ درجه با گام ۱۵ درجه مورد استفاده قرار گرفت. مدل صحت‌سنجی شده برای اختلاف‌فازهای مذکور اجرا و نتایج به صورت زیر ارائه می‌شود.

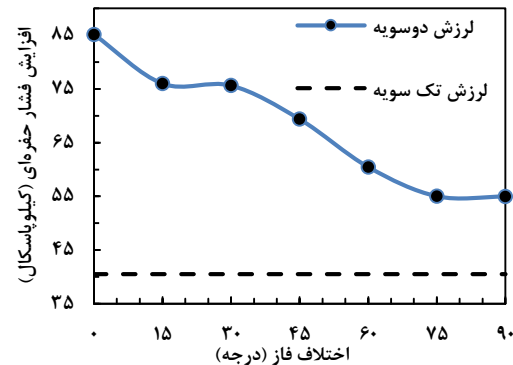
تاریخچه نشست سطح زمین نسبت به زمان برای تمام اختلاف‌فازها استخراج و ترسیم شد که در شکل ۱۳ نشان داده شده است. روند نشست صورت گرفته نسبت به زمان هم برای لرزش تک‌سویه و هم دوسویه یکسان است که در تشریح این روند می‌توان گفت که نرخ نشست نسبت به زمان سه مرحله دارد که ابتدا افزایش سپس ثابت و در آخر کاهش می‌یابد. با اینکه نرخ نشست برای تمام فازها در لرزش دوسویه تقریباً ثابت است، اما نسبت به لرزش تک‌سویه بیشتر است.



شکل ۱۳: تاریخچه نشست سطح زمین نسبت به زمان برای تمام اختلاف‌فازهای لرزش دوسویه و تک‌سویه.

۴- برای تمام مقادیر اختلاف فاز، مقدار بیشینه اضافه فشار حفره‌ای بیشتر از مقدار مشاهده شده در موج تک‌سویه است.

مقادیر اختلاف فاز، مقدار بیشینه اضافه فشار حفره‌ای بیشتر از مقدار مشاهده شده در موج تک‌سویه است.



شکل ۱۶: تغییرات اضافه فشار آب حفره‌ای نسبت به اختلاف فاز امواج دوسویه

مراجع

- [1] Adinata, J. (2018). Impact of bidirectional seismic shearing on volumetric response of sand deposits. University of British Columbia, Master's thesis.
- [2] Cheng, Z. Detournay, C. (2021). Formulation, validation and application of a practice-oriented two-surface plasticity sand model. Computers and Geotechnics, 132, 103984.
- [3] Cui, J. Men, F. Wang, X. (2004). Soil Liquefaction induced by Rayleigh Waves. In 13th World Conference on Earthquake Engineering. Vancouver, B.C., Canada.
- [4] Fang, H. Q., Wang, Z. Q & Zao, S. D. (1979). Macroscopic mechanism of soil liquefaction and its influence on earthquake damage of ground. the 26th International Geological Congress.
- [5] Feng, F. Wenxian, Y. Sadegh, N. Bo, H. Guoxiang, H. (2023). Study for predicting the earthquake-induced liquefaction around the monopile foundation of offshore wind turbines. Ocean Engineering, 113421. doi:https://doi.org/10.1016/j.oceaneng.2022.113421
- [6] Hasheminezhad, A. Bahadori, H. (2019). Three dimensional finite difference simulation of liquefaction phenomenon. International Journal of Geotechnical Engineering, 1-7. doi:10.1080/19386362.2019.1684639
- [7] Ishihara, K. Yamazaki, F. (1980). Cyclic simple shear tests on saturated sand in multidirectional loading. Soils Found, (1)20,45-49.
- [8] Itasca. (2024). Fast Lagrangian Analysis of Continua in Three Dimensions, Version 9. Minneapolis, Minnesota, USA: Itasca Consulting group.
- [9] Jiang, M. Kamura, A. Kazama, M. (2021). comparison of liquefaction behavior of granular material under SH-and Love-wave strain conditions

۶- نتیجه‌گیری

پدیده روانگرایی خاک‌های دانه‌ای تحت بارهای لرزه‌ای برشی سیکلی باعث آسیب در سازه‌های سطحی و همچنین زیرزمینی شده است که اهمیت موضوع و نیاز به مطالعات بیشتر در این زمینه را روشن کرده است. یکی از مهم‌ترین عوامل در روانگرایی خاک‌های دانه‌ای، انتشار امواج برشی سیکلی به سطح زمین است. این امواج باعث کاهش ضریب مقاومت سیکلی خاک شده و پتانسیل روانگرایی را افزایش می‌دهد. با توجه به اینکه زمین‌لرزه ذاتاً ماهیت چندسویه دارد و در زمین‌لرزه‌ها مشاهده است، اما مطالعات محدودی در این زمینه توسط محققین صورت گرفته که در این مطالعه تأثیر اختلاف فاز امواج دوسویه برشی بر روند اضافه فشار آب حفره‌ای و نشست سطح زمین مورد مطالعه قرار گرفت که نتایج زیر حاصل شد.

- ۱- با افزایش مقدار اختلاف فاز میزان بیشینه نشست کاهش می‌یابد و مقدار بیشینه نشست در اختلاف فاز صفر درجه مشاهده می‌شود.
- ۲- برای تمام مقادیر اختلاف فازها، مقدار نشست بیشتر از لرزش تک‌سویه است که با افزایش اختلاف فاز، اختلاف نشست بین لرزش دوسویه و تک‌سویه کاهش می‌یابد.
- ۳- با افزایش اختلاف فاز مقدار بیشینه اضافه فشار حفره‌ای کاهش یافته است.

- [14] Reyes, A. Adinata, J. Taiebat, M. (2019). Impact of bidirectional seismic shearing on the volumetric response of sand. *Soil Dynamics and Earthquake Engineering*, 125, 105665.
- [15] Reyes, A. Adinata, J. Taiebat, M. (2019). Liquefaction hazard evaluation under bidirectional seismic shearing: Optimal ground motion intensity measures. *VII ICEGE 7th International Conference on Earthquake Geotechnical Engineering*, Rome, Italy.
- [16] Su, D. Li, X. (2008). Impact of multidirectional shaking on liquefaction potential of level sand deposits. *Geotechnique*, (4)58, 259-67.
- [17] Wolf, J. (1985). *Dynamic Soil-Structure Interaction*. New Jersey, Prentice Hall, Inc.: Englewood Cliffs.
- [18] Zhang, J.-M. Wang, R. (2024). Large post-liquefaction deformation of sand: Mechanisms and modeling considering water absorption in shearing and seismic wave conditions. *Underground Space*, 18, 3-64.
- by 3D DEM. *soils and Foundations*, 61(5), 1235–1250. (5)61, 1235-1250.
- [10] Kammerer, A. Pestana, J. Seed, R. (2002). Undrained response of monterey 0/30 sand under multidirectional cyclic simple shear loading conditions. *California: Berkeley University of California*.
- [11] Li, Y. Luo, C. Zhang, J. Liu, F. Wang, R. (2022). Rayleigh Wave-Shear Wave Coupling Mechanism for Large Lateral Deformation in Level Liquefiable Ground. *Computers and Geotechnics*, 143, 104631.
- [12] Men, F. (1992). Wave propagation in saturated soil layer and sand liquefaction. *collected Research papers in Earthquake Engineering*. Beijing: Seismology Press (in Chinese).
- [13] Pyke, R. Seed, H. Chan, C. (1975). Settlement of sands under multidirectional shaking. *Geotechnical engineering*, 101(GT4), 379-98.



مقاله پژوهشی

مدل‌سازی و تحلیل سیستم‌های درزه با رویکرد ترکیبی و چندمرحله‌ای خوشه‌بندی: مطالعه موردی توده گرانیتی لوچو زاهدان

سهیل زارع مطلق^{۱*}، سید امیراسعد فاطمی^۱، محمدجواد آذین فرا^۱

۱- گروه مهندسی معدن، دانشکده مهندسی شهید نیکبخت، دانشگاه سیستان و بلوچستان، زاهدان، ایران

(دریافت: دی ۱۴۰۳، پذیرش: فروردین ۱۴۰۴)

چکیده

درزه‌های ساختاری به دلیل تأثیر عمیق بر پایداری توده‌های سنگی و طراحی پروژه‌های مهندسی، نیازمند تحلیل دقیق و شناسایی صحیح دسته‌بندی‌ها هستند. این پژوهش باهدف ارائه روشی نوین برای شناسایی و تحلیل دسته‌های درزه، از رویکرد ترکیبی و چندمرحله‌ای شامل الگوریتم K-means برای خوشه‌بندی اولیه و الگوریتم خوشه‌بندی سلسله‌مراتبی تجمعی (AHC) برای تحلیل روابط پیچیده استفاده کرده است. داده‌های مطالعه شامل امتداد و شیب ۱۷۲ صفحه درزه از توده گرانیتوئیدی لوچو زاهدان است که از طریق برداشت میدانی گردآوری شده‌اند. در ابتدا، الگوریتم K-means با استفاده از معیار فاصله اقلیدسی خوشه‌بندی اولیه را در پنج مرحله انجام داد. در این مراحل، ۲۱ داده نویز یا پرت به تدریج حذف شدند و با کاهش واریانس درون خوشه‌ای، داده‌های باقی‌مانده در ۱۲ خوشه اولیه قرار گرفتند. سپس با استفاده از الگوریتم AHC و معیار شباهت کسینوسی و اعمال سطح برش ۰/۸۶۶، ۱۲ خوشه اولیه به شش خوشه نهایی تقسیم شدند. نتایج نشان داد که واریانس درون خوشه‌ای معادل ۱۶/۳۶ درصد و واریانس بین خوشه‌ای معادل ۸۳/۶۴ درصد از واریانس کل است که بیانگر تفکیک مؤثر و انسجام بالای خوشه‌های نهایی با ویژگی‌های فضایی و هندسی بهینه است. در این مطالعه درزه‌ها در شش گروه نهایی شامل درزه‌های افقی (J1)، درزه‌های با شیب متوسط (J2) و درزه‌های با شیب تند (J3، J4، J5 و J6) دسته‌بندی شدند که هر کدام ویژگی‌ها و چالش‌های خاص خود را در فرآیند استخراج و پایداری دیواره‌های معدن دارند. این روش امکان تحلیل سه‌بعدی الگوهای فضایی درزه‌ها را فراهم کرده و به آشکارسازی روابط پیچیده در داده‌ها و ارائه نتایج قابل‌اعتماد منجر شد. رویکرد پیشنهادی علاوه بر بهبود دقت و تفکیک دسته‌های درزه‌ها، محدودیت‌های روش‌های متعارف را برطرف کرده و پارامترهای کمی برای تفسیر دقیق‌تر الگوهای زمین‌شناسی مرتبط با جهت‌گیری درزه‌ها فراهم می‌کند. نتایج آن به‌عنوان ابزاری کارآمد در برنامه‌ریزی استخراج معدن، بهبود پایداری شیب‌ها، طراحی سازه‌های زیرزمینی و مدیریت ریسک‌های مرتبط با توده‌های سنگی در پروژه‌های مهندسی قابل‌استفاده است.

کلمات کلیدی

مدل‌سازی درزه‌ها، الگوهای فضایی، خوشه‌بندی سلسله‌مراتبی (AHC)، الگوریتم K-means، خوشه‌بندی ترکیبی و چندمرحله‌ای، گرانیت لوچو زاهدان

*عهده‌دار مکاتبات: s_zare@eng.usb.ac.ir

DOI: 10.22034/ANM.2025.22633.1658

۱- مقدمه

درزه‌ها به‌عنوان ناپیوستگی‌های طبیعی در سنگ‌ها، نقش مهمی در تعیین ویژگی‌های مهندسی توده‌های سنگی و ساختارهای زمین‌شناسی ایفا می‌کنند. مطالعه جامع و طبقه‌بندی مناسب درزه‌ها که نقش اساسی در پایداری شیب‌ها، جریان آب‌های زیرزمینی و انتقال تنش‌ها دارند، می‌تواند به مهندسان کمک کند تا در طراحی و اجرای پروژه‌هایی مانند تونل‌سازی، سدسازی، استخراج معادن و حفاری‌های نفت و گاز، تحلیل دقیق‌تری داشته باشند و در نتیجه ایمنی و بهره‌وری این پروژه‌ها را افزایش دهند [۱-۵]. تحلیل و شناسایی الگوهای درزه‌های زمین‌شناسی با چالش‌هایی مانند پیچیدگی‌های هندسی، تغییرپذیری زیاد در جهت‌گیری‌ها و فاصله‌های میان درزه‌ها روبه‌رو است که دسته‌بندی دقیق آن‌ها را دشوار می‌سازد. روش‌های متعارف، مانند استریونوت و تور ولف، به‌عنوان ابزارهای پایه‌ای مفید برای نمایش گرافیکی و تحلیل دوبعدی وضعیت داده‌های درزه‌ها در پروژه‌های زمین‌شناسی ساختاری و مهندسی شناخته می‌شوند. این ابزارها، هرچند در تجسم ساده و تحلیل سریع داده‌ها و همچنین در تعیین جهت‌های تنش اصلی و شیب‌های بحرانی کارآمد هستند، به دلیل وابستگی به تفسیرهای ذهنی، توانایی لازم برای شناسایی الگوهای پنهان و تحلیل دقیق روابط پیچیده میان درزه‌ها را ندارند. علاوه بر این، محدودیت این روش‌ها به تحلیل دوبعدی، موجب می‌شود که از دقت کافی در پردازش داده‌های بزرگ و چندبعدی برخوردار نباشند و نتوانند عواملی مانند تراکم، فاصله و توزیع فضایی درزه‌ها را به‌صورت جامع بررسی کنند؛ بنابراین، در پروژه‌های بزرگ و شرایطی با هندسه‌های پیچیده یا نامنظم، تحلیل‌هایی که صرفاً بر این روش‌ها تکیه دارند، ممکن است منجر به نتایجی ناقص و غیرقابل‌اعتماد شوند [۶-۹].

محدودیت‌های روش‌های متعارف در تحلیل درزه‌ها، استفاده از روش‌های نوین داده‌محور نظیر داده‌کاوی، مدل‌سازی سه‌بعدی و یادگیری ماشین را ضروری ساخته است. این تکنیک‌ها با قابلیت‌های تحلیلی پیشرفته، امکان تحلیل دقیق‌تر و جامع‌تری از الگوهای رفتاری و هندسی درزه‌ها را فراهم می‌کنند. استفاده از این رویکردهای نوین نه‌تنها به کشف الگوهای پنهان و تحلیل چندلایه داده‌ها کمک می‌کند، بلکه امکان شناسایی دقیق‌تر و کاربردی‌تر

درزه‌ها را فراهم کرده و در نهایت منجر به نتایج قابل‌اعتمادتر در تحلیل‌های زمین‌شناسی و مهندسی می‌شود [۱۰-۱۶].

داده‌کاوی و خوشه‌بندی به‌عنوان دو ابزار کلیدی در تحلیل داده‌ها، در سال‌های اخیر پیشرفت‌های چشمگیری داشته‌اند. این روش‌ها با ساده‌سازی فرآیندهای پیچیده و ارائه دیدگاه‌های جدید، امکان درک بهتری از داده‌های چندبعدی و پیچیده را فراهم کرده‌اند. با توانایی شناسایی الگوهای پنهان و برقراری ارتباط میان داده‌ها، این تکنیک‌ها امکان طبقه‌بندی دقیق و پیش‌بینی رفتار سیستم‌ها را فراهم می‌آورند و به‌عنوان ابزارهای تحلیلی مهم در علوم زمین و دیگر رشته‌های مرتبط به‌کار گرفته می‌شوند [۱۷-۲۱].

خوشه‌بندی داده‌ها با استفاده از الگوریتم‌های مختلف، روشی کارآمد برای شناسایی شباهت‌ها و تفاوت‌ها میان مشاهدات و ویژگی‌ها در مطالعات علوم زمین محسوب می‌شود. این روش‌ها با تحلیل داده‌های زمین‌شناسی، به آشکارسازی دقیق‌تر الگوهای فضایی کمک کرده و امکان تفسیر جامع‌تری از رویدادهای زمین‌شناسی را فراهم می‌آورند. پیشرفت‌های اخیر در داده‌کاوی و خوشه‌بندی، این ابزارها را به روش‌های تحلیلی پیشرفته‌ای تبدیل کرده که تصمیم‌گیری‌های داده‌محور را در مطالعات زمین‌شناسی و مهندسی تسهیل می‌کنند. نرم‌افزارهای پیشرفته تحلیل داده نیز با افزایش سرعت و دقت پردازش و ارائه قابلیت‌های بصری‌سازی مانند نمایش سه‌بعدی و تحلیل گرافیکی، درک عمیق‌تری از الگوهای پیچیده و روابط میان داده‌ها فراهم کرده‌اند. این ابزارها امکان تحلیل دقیق‌تر ویژگی‌های زمین‌شناسی نظیر جهت‌گیری درزه‌ها و توزیع فضایی شکستگی‌ها را فراهم ساخته و به کاربران این امکان را می‌دهند که داده‌ها را در مقیاس‌ها و دیدگاه‌های مختلف بررسی کنند [۲۲-۲۶].

رویکردهای چندمرحله‌ای^۱ و چندمقیاسی^۲ ابزارهایی مؤثر برای تحلیل داده‌های پیچیده و چندبعدی هستند و به‌ویژه در شرایطی که داده‌ها دارای روابط پیچیده، مقیاس‌های متنوع و ناهمگنی بالا هستند، عملکرد بهتری نسبت به روش‌های رایج ارائه می‌دهند. این رویکردها با تحلیل تدریجی داده‌ها در چند مرحله و حذف نویز و داده‌های پرت، دقت خوشه‌بندی را بهبود بخشیده و شناسایی گروه‌های معنادارتر را تسهیل می‌کنند. توانایی تحلیل داده‌ها در مقیاس‌های مختلف یکی از ویژگی‌های برجسته این روش‌ها است که به محققان امکان می‌دهد ابتدا الگوهای کلی

۲- مواد و روش‌ها

۲-۱- کاربرد الگوریتم‌های خوشه‌بندی در تحلیل هندسی و فضایی درزه‌ها

در تحلیل‌های هندسی، آماری و ژئومکانیکی درزه‌ها و شکستگی‌ها در محیط‌های سنگی، از ابزارهای نرم‌افزاری متعددی استفاده می‌شود. این ابزارها عمدتاً بر اساس روش‌های متعارف و محاسباتی عمل کرده و در حوزه‌هایی نظیر رسم نمودارهای استریوگرافیک، تحلیل جهت‌گیری درزه‌ها، ارزیابی پایداری شیب‌ها و مدل‌سازی زیرسطحی، کارایی مطلوبی دارند [۹، ۳۸-۴۰]. با این وجود به دلیل تمرکز بر رویکردهای کلاسیک، استفاده مستقیم از الگوریتم‌های پیشرفته داده‌کاوی و خوشه‌بندی در آن‌ها محدود است. این موضوع ضرورت تلفیق فناوری‌های نوین داده‌کاوی در تحلیل‌های زمین‌شناسی را بیش‌ازپیش نمایان می‌سازد.

در پژوهش حاضر، از رویکردی نوآورانه مبتنی بر الگوریتم‌های داده‌کاوی برای تحلیل درزه‌ها استفاده شده است. این رویکرد نسبت به روش‌های متعارف و نرم‌افزارهای رایج مزایای قابل توجهی دارد و با ارائه تحلیل‌های کمی، خطاهای ناشی از تفسیر بصری کاربر را به حداقل می‌رساند. برای شناسایی و دسته‌بندی درزه‌ها، از رویکرد ترکیبی الگوریتم‌های خوشه‌بندی K-means و خوشه‌بندی سلسله‌مراتبی (AHC) استفاده شد. در گام نخست، الگوریتم K-means برای تقسیم‌بندی اولیه داده‌ها به خوشه‌های چندگانه به کار گرفته شد. سپس الگوریتم AHC بر مراکز این خوشه‌ها اعمال گردید و با بهینه‌سازی الگوی سلسله‌مراتبی، خوشه‌ها به تدریج ادغام شدند. این فرآیند باهدف کاهش واریانس درون‌خوشه‌ای و افزایش واریانس بین‌خوشه‌ای، منجر به شناسایی تعداد بهینه خوشه‌ها و مرزبندی دقیق‌تر دسته‌های درزه شد. رویکرد تلفیقی با استفاده از الگوریتم‌های خوشه‌بندی K-means و سلسله‌مراتبی (AHC)، ابزاری قدرتمند برای تحلیل داده‌های چندبعدی است که نقش مهمی در بهبود کیفیت تحلیل‌های زمین‌شناسی ساختاری ایفا می‌کند. این روش با شناسایی و حذف داده‌های پرت^۵، دقت گروه‌بندی را افزایش داده و خطاهای انسانی مرتبط با برداشت و تفسیر بصری را به حداقل می‌رساند. در قیاس با روش‌های سنتی که بیشتر بر تحلیل‌های کیفی و بصری موقعیت قطب صفحات درزه روی استریونت استوارند، این رویکرد داده‌محور زمینه را برای ارائه

را شناسایی و سپس جزئیات بیشتری را بررسی کنند. این روش‌ها در علوم زمین، به‌ویژه برای تحلیل داده‌های حجیم و پیچیده مانند درزه‌های، ابزار مؤثری برای شناسایی دقیق الگوهای هندسی و جهتی محسوب می‌شوند و نتایجی دقیق‌تر و قابل‌اعتمادتر ارائه می‌دهند [۲۲، ۲۷-۳۱].

ترکیب الگوریتم‌های K-means و خوشه‌بندی سلسله‌مراتبی تجمعی (AHC) یک رویکرد تحلیلی پیشرفته است که با رفع محدودیت‌های هر کدام، دقت و پایداری خوشه‌بندی داده‌های پیچیده را افزایش می‌دهد. الگوریتم K-means به دلیل سرعت و کارایی در گروه‌بندی داده‌های بزرگ شناخته می‌شود، اما در شناسایی الگوهای پیچیده و خوشه‌های نامنظم محدودیت‌هایی دارد. در مقابل، AHC با استفاده از الگوهای سلسله‌مراتبی^۲ و دندروگرام، روابط پیچیده میان داده‌ها را با دقت بیشتری تحلیل می‌کند. این ترکیب، به‌ویژه برای داده‌های چندلایه و پیچیده، ابزار مؤثری برای مدل‌سازی و تفسیر دقیق‌تر داده‌ها در زمینه‌های علمی مختلف فراهم می‌آورد [۳۲-۳۷].

این پژوهش یک رویکرد ترکیبی^۴ چندمرحله‌ای و چندمقیاسی را برای تحلیل دقیق‌تر داده‌های زمین‌شناسی معرفی می‌کند که از الگوریتم K-means برای خوشه‌بندی اولیه و AHC برای تحلیل سلسله‌مراتبی استفاده می‌کند. این ترکیب، با بهره‌گیری از سرعت پردازش K-means و دقت بالای AHC در شناسایی روابط پیچیده، نسبت به کاربرد مستقل هر یک از الگوریتم‌ها نتایج دقیق‌تر و قابل‌اعتمادتری ارائه می‌دهد. داده‌های این مطالعه از توده گرانیتوئیدی لوچو در جنوب غربی زاهدان، با ویژگی‌های تکتونیکی خاص، گردآوری شده است. در این راستا، امتداد و شیب ۱۷۲ صفحه درزه با استفاده از ابزارهای میدانی ثبت شد. اعمال این روش ترکیبی بر روی مجموعه داده منطقه مورد مطالعه، با حذف نویز و داده‌های پرت در مراحل اولیه، خطاهای احتمالی را کاهش داده و از طریق تحلیل چندمقیاسی، روابط پیچیده میان داده‌ها را نمایان می‌کند. علاوه بر بهبود روش‌های رایج، این رویکرد امکان شناسایی الگوهای پنهان در داده‌های غیرخطی و چندبعدی را فراهم کرده و پارامترهای کمی ارزشمندی برای تفسیر بهتر الگوهای زمین‌شناسی، از جمله جهت‌گیری درزه‌ها، ارائه می‌دهد. یافته‌های این پژوهش، ضمن بهبود تحلیل پایداری شیب‌ها و طراحی تونل‌ها و معادن، قابلیت کاربرد در تحلیل داده‌های پیچیده سایر حوزه‌های علوم زمین و مهندسی را نیز داراست.

شکل‌گیری سطوح شکستگی و واژگونی بلوک‌های سنگی در بخش‌هایی از توده شده است. این ویژگی‌ها توأم با کمبود اطلاعات جامع درباره وضعیت توزیع درزه‌ها و شکستگی‌ها، مشکلات فنی، اقتصادی و ایمنی قابل توجهی در پروژه‌های معدنی و زمین‌شناسی مهندسی منطقه ایجاد می‌کند.

۲-۳- برداشت صحرایی و آماده‌سازی داده‌ها

در این پژوهش، داده‌های میدانی شامل امتداد و شیب ۱۷۲ صفحه درزه از توده گرانیتهی لوچو توسط پنج گروه عملیاتی با دستگاه کمپاس جمع‌آوری شد. سپس موقعیت بردار قطب^۶ هر صفحه درزه محاسبه و مؤلفه‌های بردارهای قطب با طول واحد در سیستم مختصات کارتزین تعیین گردید. مختصات این بردارها با استفاده از رابطه (۱) محاسبه شد:

$$\begin{aligned} X_i &= \cos(\text{Dip}_i) \cdot \sin(\text{Az}_i) \\ Y_i &= \cos(\text{Dip}_i) \cdot \cos(\text{Az}_i) \\ Z_i &= \sin(\text{Dip}_i) \end{aligned} \quad (1)$$

که X_i ، Y_i و Z_i مختصات سه‌بعدی بردار قطب، Az_i زاویه آزیموت و Dip_i زاویه شیب صفحه درزه i -ام هستند. این مختصات به‌عنوان داده‌های اصلی در تحلیل‌های بعدی و ارزیابی دقیق‌تر درزه‌ها مورداستفاده قرار گرفتند.

تحلیل آماری این داده‌ها نشان داد که درزه‌ها در فضای سه‌بعدی پراکندگی قابل توجهی دارند. میانگین زاویه شیب (۷۳٫۷ درجه) حاکی از تمایل غالب صفحات درزه به زوایای نسبتاً بالا است. این ویژگی نقش مهمی برای شناسایی الگوهای هندسی، تحلیل تنش‌های مؤثر بر توده سنگ و برنامه‌ریزی بهینه برای استخراج بلوک‌های سنگی از توده گرانیتهی دارد. جدول ۱ توزیع آماری زاویه‌های آزیموت، شیب و مختصات سه‌بعدی بردارهای قطب را نشان می‌دهد.

جدول ۱: تحلیل آماری مشخصات صفحات درزه و بردارهای قطب آن‌ها

ویژگی	حداقل	حداکثر	چارک اول	میانه	چارک سوم	میانگین	واریانس
آزیموت بردار شیب درزه	۳	۳۵۵	۸۵٫۸	۱۹۳٫۵۰	۳	۱۷۳٫۰۲۳	۹۰۶۶۵۱۴
شیب درزه	۵	۹۰	۶۷	۸۱	۵	۷۳٫۶۹۸	۳۵۳٫۱۹۵
آزیموت بردار قطب درزه	۵	۳۵۵	۳۲	۱۲۲	۵	۱۳۹٫۵۳۵	۱۱۱۷۷۹۴۶
شیب بردار قطب درزه	۰	۸۵	۳	۹	۰	۱۶٫۳۰۲	۳۵۳٫۱۹۵
مؤلفه X بردار قطب	-۰٫۹۹۹	۰٫۹۹۸	-۰٫۶۷۲	۰٫۱۸۲	۰٫۵۶۲	۰٫۰۲	۰٫۴۰۶
مؤلفه Y بردار قطب	-۰٫۹۹۶	۰٫۹۹۶	-۰٫۵۰۱	۰٫۱۴	۰٫۸۴۱	۰٫۱۲۹	۰٫۴۴۸
مؤلفه Z بردار قطب	۰	۰٫۹۹۶	۰٫۰۵۲	۰٫۱۵۶	۰٫۳۹۱	۰٫۲۵۷	۰٫۰۶۸

تحلیل‌های کمی دقیق‌تر و کارآمدتر فراهم می‌سازد و از توانمندی بالایی در گروه‌بندی هدفمند داده‌ها و دستیابی به نتایج قابل اعتماد برخوردار است.

۲-۲- ویژگی‌های زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه

باتولیت گرانیته‌ی زاهدان، با روند شمال غربی-جنوب شرقی، در میان فلیش‌های دگرگون شده استان سیستان و بلوچستان واقع شده است. این باتولیت از مجموعه حدواسط-اسیدی با ترکیب سنگ‌هایی از دیوریت تا گرانودیوریت و خاستگاه آذرین و همچنین مجموعه کوچک‌تر اسیدی با ترکیب عمدتاً بیوتیت گرانیته و خاستگاه پوسته‌ای تشکیل شده است. گرانودیوریت‌ها بخش اعظم این توده را دربرمی‌گیرند و به همراه آنکلاوهای میکروگرانولار مافیک، تنوع سنگی گسترده‌ای را نشان می‌دهند. علاوه بر این، دایک‌های آندزیتی-داسیتی که به‌صورت گسترده در منطقه دیده می‌شوند، اغلب به شکل موازی یا متقاطع در میان گرانیته‌ها و واحدهای فلیشی نفوذ کرده‌اند [۴۱، ۴۲].

نوار گرانیته‌ی زاهدان-سراوان در اثر فرورانش ورقه اقیانوسی سیستان به زیر ورقه قاره‌ای بلوک افغان شکل گرفته است. توده‌های نفوذی در طول فرایند برخورد تکتونیکی در زون جوش خورده سیستان جایگزین شده‌اند. شواهدی از اختلاط ماگمایی در سنگ‌های گرانیتهی تا دیوریتی وجود دارد. مرزهای توده به‌ویژه در بخش جنوبی، با ساختارهای گسلی و میلونیتی همراه هستند که بازتابی از فرایندهای تکتونیکی فعال در منطقه است [۴۲، ۴۳].

توده گرانیتهی لوچو بخشی از باتولیت گرانیته‌ی است که در جنوب شهر زاهدان قرار دارد. این توده دارای بافت گرانولار و از کانی‌هایی نظیر کوارتز، فلدسپات پتاسیم، آلبیت، الیگوکلاز، بیوتیت و هورنبلند تشکیل شده است. وجود درزه‌های متعدد با امتدادها و شیب‌های متنوع، منجر به

۲-۴ خوشه بندی اولیه با روش K-means

الگوریتم K-means یکی از روش های پرکاربرد در خوشه بندی غیرنظارتی است که باهدف گروه بندی داده ها به K خوشه مجزا، بر اساس کمینه سازی مجموع مربعات فواصل داده ها از مراکز خوشه ها عمل می کند. این الگوریتم به صورت تکراری عمل کرده و در هر مرحله، داده ها را به نزدیک ترین مرکز خوشه اختصاص می دهد و سپس مراکز خوشه ها با توجه به موقعیت جدید داده ها به روزرسانی می شوند. انعطاف پذیری این روش، امکان تغییر دسته بندی داده ها در طول فرآیند را فراهم می کند و با استفاده از تکرارهای متعدد و نقاط شروع مختلف، خوشه بندی بهینه ای ایجاد می کند [۲۰، ۴۴، ۴۵]. این ویژگی ها باعث شده است که الگوریتم K-means به طور گسترده در زمینه های مختلف علمی، از جمله تحلیل های زمین شناسی ساختاری و زمین شناسی مهندسی، مورداستفاده قرار گیرد [۴۶-۴۸].

در این پژوهش، از الگوریتم K-means برای تحلیل داده های مرتبط با درزه ها استفاده شده است. مراحل اجرای الگوریتم شامل تعیین تعداد خوشه ها (K) بر اساس شواهد اولیه، انتخاب تصادفی مراکز اولیه خوشه ها و تخصیص داده ها به خوشه ها بر اساس فاصله اقلیدسی است.

با فرض اینکه هر مشاهده یا نقطه داده x_i به صورت $x_i = [x_{i1}, x_{i2}, \dots, x_{ip}]$ تعریف شود، فاصله اقلیدسی بین یک نقطه داده x_i و یک مرکز خوشه $c_j = [c_{j1}, c_{j2}, \dots, c_{jp}]$ به صورت رابطه (۲) تعریف می شود:

$$d(x_i, c_j) = \sqrt{\sum_{n=1}^p (x_{in} - c_{jn})^2} \quad (2)$$

در این فرمول x_i نمایانگر داده i -ام، c_j نمایانگر مرکز خوشه j -ام، p تعداد ویژگی ها، x_{in} ویژگی n -ام داده x_i و c_{jn} ویژگی n -ام مرکز خوشه c_j است. پس از اختصاص داده ها به خوشه ها، مراکز خوشه ها با استفاده از رابطه (۳) به روزرسانی می شوند:

$$c_j = \frac{\sum_{x_i \in C_j} x_i}{|C_j|} \quad (3)$$

در این فرمول $c_j = [c_{j1}, c_{j2}, \dots, c_{jp}]$ مرکز به روزرسانی شده خوشه C_j که هر مؤلفه نشان دهنده یک ویژگی مرکز خوشه است، $|C_j|$ تعداد داده هایی که به

خوشه C_j اختصاص داده شده اند و $x_i \in C_j$ داده هایی که به خوشه C_j تعلق دارند.

مراحل تخصیص داده ها و به روزرسانی مراکز خوشه ها تا زمانی ادامه می یابد که مراکز خوشه ها به پایداری برسند یعنی تغییرات چشمگیری در مراکز خوشه ها مشاهده نشود یا تعداد تکرارها از حد مشخصی فراتر رود. یکی از چالش های این روش، انتخاب تعداد بهینه خوشه ها (K) است که باید بر اساس تحلیل های پیشین و شواهد علمی تعیین شود.

۲-۴-۱- معیارهای ارزیابی کیفیت خوشه بندی K-means

یکی از معیارهای اصلی در ارزیابی کیفیت خوشه بندی، کاهش واریانس درون خوشه ای است. الگوریتم K-means برای کمینه سازی مجموع مربعات فاصله داده ها از مراکز خوشه ها طراحی شده است و هدف آن، کاهش واریانس داخلی خوشه ها و افزایش فاصله بین خوشه ها است که به بهبود کیفیت خوشه بندی و تفکیک واضح تر خوشه ها منجر می شود [۲۰، ۴۹، ۵۰]. معیار مذکور به صورت رابطه (۴) تعریف می شود:

$$W(C) = \sum_{j=1}^K \sum_{x \in C_j} \|x - c_j\|^2 \quad (4)$$

در این رابطه $W(C)$ موع واریانس درون خوشه ای برای کلیه نقطه داده ها، C_j خوشه j -ام، x هر نقطه داده درون خوشه C_j ، c_j مرکز خوشه C_j و $\|x - c_j\|$ فاصله اقلیدسی بین هر نقطه داده x و مرکز خوشه آن است.

برای بهینه سازی و بهبود عملکرد الگوریتم K-means، استفاده از ماتریس کوواریانس درون خوشه ای به عنوان یک معیار پیشرفته تر پیشنهاد شده است. این رویکرد باهدف حداقل کردن پراکندگی داده ها در هر خوشه و ایجاد خوشه هایی همگن تر، واریانس داخلی را کاهش می دهد [۵۱-۵۳]. ماتریس کوواریانس درون خوشه ای تلفیقی^۸ با محاسبه ماتریس های کوواریانس جداگانه برای هر خوشه و سپس تلفیق آن ها بر اساس وزن دهی مبتنی بر تعداد داده های هر خوشه (با وزن دهی بر اساس تعداد مشاهدات هر خوشه) به دست می آید. وزن دهی متناسب با اندازه خوشه ها باعث می شود خوشه های بزرگ تر تأثیر بیشتری در ارزیابی داشته باشند. فرمول محاسبه این ماتریس به صورت رابطه (۵) است:

$$S_{PWCM} = \frac{\sum_{i=1}^k (n_i - 1) S_i}{\sum_{i=1}^k (n_i - 1)} \quad (5)$$

درزه‌های تصادفی یا درزه‌های غیرسیستماتیک باشند. این اقدام موجب کاهش اثرات نویزهای محیطی و افزایش همگنی داده‌ها گردید که دقت تحلیل‌های بعدی را بهبود بخشید.

در مراحل بعدی، الگوریتم K-means مجدداً بر روی داده‌های اصلاح‌شده اعمال شد. در هر مرحله، مراکز خوشه‌ها به‌روزرسانی شده و داده‌ها بر اساس نزدیکی به این مراکز به خوشه‌های مناسب اختصاص یافتند. حذف داده‌های پرت در طول این فرآیند به کاهش واریانس درون خوشه‌ای و بهبود تفکیک بین خوشه‌ها منجر شد. این مراحل تا رسیدن به شرایطی ادامه یافت که در آن هیچ داده‌ای به‌عنوان مقدار پرت شناسایی نشد و خوشه‌بندی نهایی با بیشترین انسجام و یکنواختی ممکن حاصل گردید.

ارزیابی کیفیت خوشه‌بندی در هر مرحله با استفاده از معیارهایی نظیر واریانس درون خوشه‌ای^{۱۲} (برای سنجش انسجام داخلی)، واریانس بین خوشه‌ای^{۱۳} (برای اندازه‌گیری تمایز بین خوشه‌ها) و فاصله از مرکز خوشه^{۱۴} انجام شد. در پایان این مرحله، مراکز خوشه‌های نهایی به‌عنوان موقعیت قطب‌های هر دسته درزه در نظر گرفته شد که مبنای تحلیل‌های دقیق‌تر در مراحل بعدی قرار خواهد گرفت.

۲-۵- خوشه‌بندی نهایی با روش سلسله‌مراتبی تجمعی (AHC)

در این مطالعه، روش خوشه‌بندی سلسله‌مراتبی تجمعی (AHC) به‌عنوان مکمل الگوریتم K-means برای بهبود خوشه‌بندی معرفی شد. در این رویکرد مختصات مراکز خوشه‌های^{۱۵} حاصل از الگوریتم K-means به‌عنوان موقعیت بردارهای قطب درزه‌ها در نظر گرفته شد و با استفاده از AHC، دسته‌های درزه با بیشترین همبستگی فضایی تلفیق شدند. این فرآیند با ترکیب دسته‌هایی که زاویه‌ای کمتر از «زاویه همبستگی» دارند، دسته‌های نهایی را با الگوی هندسی منسجم‌تر و ویژگی‌های بهینه‌تر شناسایی کرد. زاویه همبستگی ۳۰ درجه به‌عنوان معیار اصلی تلفیق و تفکیک دسته‌های درزه، با توجه به تحلیل جهت‌یافتگی درزه‌ها، شرایط تکنیکی منطقه و نتایج بررسی‌های میدانی انتخاب شد. این زاویه باهدف حفظ پیوستگی هندسی و شباهت میان درزه‌ها تعیین گردید. افزون بر این، تحلیل واریانس درون‌کلاسی و بین‌کلاسی نشان داد که زاویه ۳۰ درجه با کاهش پراکندگی داخلی و افزایش تمایز بین‌کلاسی، خوشه‌بندی بهینه‌ای را فراهم کرده و دقت تفکیک دسته‌های

$$S_i = \frac{1}{n_i - 1} \sum_{j=1}^{n_i} (x_{ij} - \bar{x}_i)(x_{ij} - \bar{x}_i)^T \quad (6)$$

که S_{PWCM} ماتریس کوواریانس درون خوشه‌ای تلفیقی، S_i ماتریس کوواریانس درون خوشه‌ای برای i -ام، n_i تعداد داده‌های خوشه i ، k تعداد خوشه‌ها، x_{ij} نقاط داده‌ای در خوشه i ، \bar{x}_i میانگین داده‌ها در خوشه i است.

در این مطالعه، دترمینان ماتریس واریانس درون خوشه‌ای به‌عنوان معیار خوشه‌بندی^۹ برای بهینه‌سازی الگوریتم K-means به‌کار گرفته شده است. کمینه‌سازی دترمینان این ماتریس منجر به کاهش پراکندگی داده‌ها درون هر خوشه و افزایش انسجام داخلی آن می‌شود. این امر باعث شکل‌گیری خوشه‌هایی فشرده‌تر و همگن‌تر می‌شود که در نتیجه، تفکیک‌پذیری بین خوشه‌ها بهبود می‌یابد. این رویکرد نه تنها به بهینه‌سازی الگوریتم کمک می‌کند، بلکه تحلیل دقیق‌تری از الگوی توزیع درزه‌ها و شناسایی دسته‌های معنادار را امکان‌پذیر می‌سازد. از مزایای برجسته این روش می‌توان به کاهش حساسیت به تفاوت در مقیاس داده‌ها اشاره کرد که آن را برای داده‌هایی با مقیاس‌های مختلف کارآمد می‌سازد. علاوه بر این، معیار مذکور توانایی تحلیل خوشه‌هایی با اندازه‌های متفاوت را داراست که در مجموعه داده‌های پیچیده و ناهمگن بسیار کاربردی است. هدف اصلی این رویکرد، بهینه‌سازی فرآیند خوشه‌بندی از طریق کاهش واریانس درون خوشه‌ای و بهبود دقت گروه‌بندی است.

۲-۴-۲- خوشه‌بندی چند مرحله‌ای K-means برای تحلیل هندسی درزه‌ها

در این مطالعه برای تحلیل درزه‌های منطقه مورد مطالعه، از رویکرد خوشه‌بندی چند مرحله‌ای مبتنی بر الگوریتم K-means استفاده شده است. در ابتدا الگوریتم K-means بر روی داده‌های خام اعمال شد تا جهت‌گیری‌های فضایی مختلف شناسایی و خوشه‌های اولیه تعیین شوند. تعداد خوشه‌ها به‌گونه‌ای تنظیم گردید که تمامی دسته‌های درزه‌ها بر اساس تفاوت‌های جهت‌گیری فضایی پوشش داده شوند. پس‌از آن فاصله هر درزه از مرکز خوشه^{۱۰} محاسبه شد و داده‌های بافاصله زیاد به‌عنوان داده‌های پرت^{۱۱} شناسایی و حذف شدند. این داده‌های پرت می‌توانند مرتبط با می‌تواند

$$d(A, B) = \frac{1}{|A| \cdot |B|} \sum_{x_i \in A} \sum_{x_j \in B} d(x_i - x_j) \quad (۸)$$

در این رابطه، $d(x_i - x_j)$ فاصله بین اعضای x_i از خوشه A و x_j از خوشه B است و $|A|$ و $|B|$ تعداد اعضای هر خوشه هستند. با توجه به زاویه همبستگی ۳۰ درجه، سطح برش ۱۹ دندروگرام معادل شباهت کسینوسی ۰٫۸۶۶ تنظیم شد تا درزهایی با زاویه کمتر از این مقدار در یک گروه قرار گیرند و خوشه بندی نهایی منسجم تر و دقیق تر را ارائه دهد.

۲-۵-۲- تحلیل خوشه ها با روش سلسله مراتبی تجمعی

در تحلیل نهایی دسته بندی درزه ها، مشخص شد که توجه به هر دو زاویه حاده و مکمل برای ارزیابی شباهت میان دسته ها ضروری است. این مسئله به ویژه برای درزهایی با شیب نزدیک به ۹۰ درجه و جهت های متقابل اهمیت دارد، زیرا بردارهای قطب این دسته ها در نمودار زاویه ای اختلافی در حدود ۱۸۰ درجه نشان می دهند و ممکن است بر اساس معیار شباهت کسینوسی از یکدیگر جدا شوند. این جداسازی، برخلاف توزیع هندسی درزه ها، می تواند منجر به کاهش دقت تحلیل شود. برای حل این مسئله، زاویه حاده به عنوان معیار اصلاح شده در ماتریس مجاورت ۲۰ لحاظ شد.

پس از اصلاح ماتریس مجاورت و استفاده از مقدار مطلق شباهت کسینوسی به عنوان معیار نهایی، روش خوشه بندی سلسله مراتبی تجمعی (AHC) با پیوند میانگین بدون وزن مجدداً اعمال شد. این اصلاحات دقت تحلیل و شناسایی تعداد بهینه خوشه ها را بهبود بخشید. برای تعیین سطح برش دندروگرام، آستانه شباهت کسینوسی برابر با ۰٫۸۶۶ انتخاب شد که نتایج مطلوبی از نظر انسجام و یکنواختی خوشه های نهایی ارائه داد. این تغییر موجب افزایش همخوانی الگوهای هندسی درزه ها و تلفیق دقیق تر آن ها در یک خوشه شد که نتایج آن به صورت دندروگرام نمایش داده شدند و بهبود قابل توجهی در گروه بندی دسته های درزه را نشان دادند.

۳- نتایج و بحث

۳-۱- تحلیل خوشه بندی درزه ها با الگوریتم K-means

درزه را بهبود می بخشد. در این راستا، معیار شباهت کسینوسی معادل با زاویه ۳۰ درجه و سطح برش ۱۶ برابر با ۰٫۸۶۶ در دندروگرام انتخاب شده است.

۲-۵-۱- فرآیند خوشه بندی سلسله مراتبی تجمعی

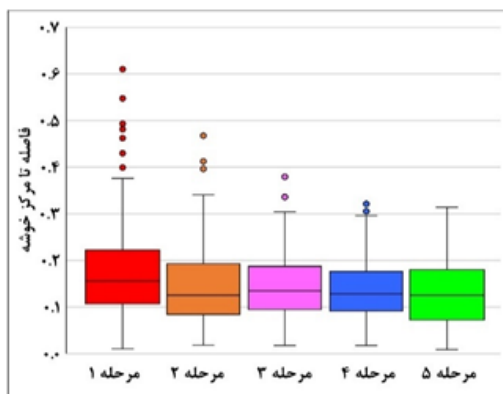
روش خوشه بندی سلسله مراتبی تجمعی (AHC) یکی از ابزارهای پرکاربرد در تحلیل داده ها است که با ترکیب تدریجی مشاهدات بر اساس معیارهای شباهت، الگوی سلسله مراتبی از خوشه ها ایجاد می کند. در این روش، ابتدا میزان شباهت بین تمامی جفت داده ها محاسبه شده و داده هایی که بیشترین شباهت را دارند، در یک خوشه گروه بندی می شوند. سپس خوشه جدید به عنوان یک واحد مستقل در نظر گرفته شده و میزان شباهت آن با سایر داده ها دوباره ارزیابی می شود. این فرآیند به صورت تکراری ادامه می یابد تا تمامی داده ها در قالب یک خوشه واحد ادغام شوند. نتیجه نهایی این روش به شکل یک دندروگرام (نمودار درختی) ارائه می شود که الگوی سلسله مراتبی خوشه ها را نمایش می دهد. با برش دندروگرام در سطوح مختلف، می توان تعداد بهینه ای از خوشه ها را شناسایی و به تحلیل دقیق تری از الگوهای داده ها دست یافت [۲۰، ۵۴ و ۵۵]. در این مطالعه، برای تحلیل همبستگی فضایی بردارهای قطب درزه ها، از معیار شباهت کسینوسی^{۱۷} استفاده شده که امکان شناسایی الگوهای سلسله مراتبی مشابه و جهت گیری های مشترک را با دقت بالا فراهم می کند. این معیار برای دو بردار A و B در فضای n -بعدی به صورت رابطه (۷) تعریف می شود:

$$\begin{aligned} \text{Cosine Similarity} &= \cos(\theta) \\ &= \frac{A \cdot B}{\|A\| \|B\|} = \frac{\sum_{i=1}^n A_i B_i}{\sqrt{\sum_{i=1}^n A_i^2} \cdot \sqrt{\sum_{i=1}^n B_i^2}} \quad (۷) \end{aligned}$$

در این رابطه، $A \cdot B$ حاصل ضرب داخلی و $\|A\|$ و $\|B\|$ مقادیر نرم بردارها هستند.

برای ایجاد الگوی دقیق تر و حفظ همگنی نسبی خوشه ها، از روش پیوند میانگین بدون وزن زوج ها^{۱۸} در خوشه بندی سلسله مراتبی استفاده شده است. این روش تعادلی مطلوب میان پیوند ساده و کامل ایجاد می کند [۵۴، ۵۶]. به منظور محاسبه فاصله بین دو خوشه A و B از رابطه (۸) استفاده می شود:

اولیه^{۲۶} به صورت تصادفی^{۲۷} و الگوریتم در هر مرحله ۱۰۰ بار تکرار گردید تا به طبقه‌بندی قابل اعتمادی برسد. نتایج مراحل مختلف خوشه‌بندی که در جدول ۲ ارائه شده، نشان می‌دهد که تعداد داده‌های خارج از ردیف به تدریج با پیشرفت مراحل کاهش یافته و در نهایت به صفر رسیده است. هم‌زمان واریانس درون خوشه‌های کاهش و واریانس بین خوشه‌های افزایش یافته است. این تغییرات باعث بهبود انسجام داخلی و تفکیک دقیق‌تر خوشه‌ها از یکدیگر شده که دقت در جداسازی دسته‌های درزه‌ها را افزایش داده است. در مرحله نهایی اجرای الگوریتم K-means، مشخصات هر خوشه شامل مختصات مراکز خوشه‌ها، تعداد اعضای هر خوشه و واریانس درون خوشه‌های در جدول ۳ ارائه شد. مختصات مرکز هر خوشه معادل مؤلفه‌های X، Y و Z بردار قطب دسته درزه‌های متناظر است. واریانس درون خوشه‌های پایین‌تر نشان‌دهنده فشرده‌تر بودن داده‌ها در هر خوشه و تفکیک دقیق‌تر دسته درزه‌ها است. همچنین مختصات مراکز خوشه‌ها که در شکل ۲ نمایش داده شده‌اند، به وضوح وضعیت توزیع خوشه‌ها را نشان داده و به درک و تفسیر بهتر الگوی فضایی درزه‌ها در منطقه کمک می‌کنند. این مراکز نمایانگر موقعیت بردار قطب متناظر با هر دسته درزه هستند.



شکل ۱: شناسایی داده‌های پرت در مراحل مختلف فرایند خوشه‌بندی K-means.

جدول ۲: روند بهبود کیفیت نتایج خوشه‌بندی K-means در مراحل مختلف

مرحله	تعداد مشاهدات	آستانه مقادیر خارج از ردیف	تعداد مقادیر خارج از ردیف	درصد واریانس درون خوشه‌ای	درصد واریانس بین خوشه‌ای	واریانس کل
۱	۱۷۲	۰٫۳۷۶	۱۱	۴٫۹۷	۹۵٫۰۳	۰٫۹۲۲
۲	۱۶۱	۰٫۳۴۱	۵	۳٫۴۵	۹۶٫۵۵	۰٫۹۳۵
۳	۱۵۶	۰٫۳۰۴	۲	۲٫۹۰	۹۷٫۱۰	۰٫۹۳۷
۴	۱۵۴	۰٫۲۹۷	۳	۲٫۶۶	۹۷٫۳۴	۰٫۹۳۶
۵	۱۵۱	۰٫۳۱۵	۰	۲٫۴۸	۹۷٫۵۲	۰٫۹۳۴

با توجه به ویژگی‌های زمین‌شناسی، شرایط تکتونیکی منطقه و داده‌های میدانی موجود، تعداد ۱۲ خوشه اولیه برای تحلیل داده‌ها با استفاده از الگوریتم K-means در نظر گرفته شد. این انتخاب به منظور شناسایی و تفکیک درزه‌های با تفاوت‌های زاویه‌ای قابل توجه در منطقه انجام گردید. در مرحله اول، الگوریتم K-means روی مجموعه داده اولیه اعمال شد. به منظور ارزیابی کیفیت خوشه‌بندی داده‌ها، فاصله هر داده از مرکز خوشه محاسبه و نتایج آن در قالب نمودار جعبه‌ای^{۲۱} بررسی شد. در این نمودار، پارامتر کران بالا^{۲۲} خوشه‌ها به عنوان آستانه‌ای برای شناسایی و حذف داده‌های پرت، شامل درزه‌های غیرسیستماتیک و فاقد الگوهای مشخص، استفاده شد. این رویکرد خوشه‌هایی با انسجام درونی بالاتر و پراکندگی کم‌تر ایجاد کرد. در مراحل بعدی (مرحله ۲ تا مرحله ۵)، الگوریتم به صورت تکراری بر روی داده‌های اصلاح‌شده اعمال شد. در هر مرحله، مراکز خوشه‌ها به روزرسانی شدند و داده‌ها بر اساس نزدیکی به این مراکز به خوشه‌های مناسب تخصیص یافتند. در این فرایند، داده‌های پرت حذف و داده‌های باقی‌مانده به مراکز خوشه‌ها نزدیک‌تر و از سایر خوشه‌ها متمایزتر شدند. سرانجام الگوریتم در مرحله نهایی (مرحله ۵) به وضعیتی رسید که هیچ داده‌ای به عنوان مقدار پرت شناسایی نشد و خوشه‌بندی نهایی با بالاترین درجه انسجام به دست آمد. روند این فرایند در نمودار جعبه‌ای شکل ۱ نشان داده شده است.

در تمامی مراحل اجرای الگوریتم K-means، پارامترهای کلیدی خوشه‌بندی به طور ثابت تنظیم شدند. معیار خوشه‌بندی با کمینه‌سازی دترمینان ماتریس واریانس درون خوشه‌ای^{۲۳} برای بهینه‌سازی الگوریتم به کار گرفته شد. شرایط توقف الگوریتم شامل حداکثر تعداد ۵۰۰ تکرار^{۲۴} و آستانه همگرایی^{۲۵} ۰٫۰۰۰۰۱ تعیین گردید تا اطمینان حاصل شود که الگوریتم در حالت پایدار خاتمه می‌یابد. تعداد خوشه‌ها ثابت و برابر با ۱۲ تنظیم شد، درحالی‌که پارتیشن

جدول ۳: مشخصات خوشه های نهایی در مرحله نهایی خوشه بندی K-means

خوشه	مختصات X مرکز	مختصات Y مرکز	مختصات Z مرکز	تعداد اعضا	واریانس درون خوشه ای
C1	-۰٫۰۳۳	-۰٫۰۱۳	۰٫۹۸۸	۶	۰٫۰۲۸
C2	۰٫۷۷۷	۰٫۱۵۱	۰٫۵۹	۱۵	۰٫۰۲۸
C3	-۰٫۸۱۱	-۰٫۴۲۹	۰٫۳۵۳	۸	۰٫۰۳۹
C4	-۰٫۰۱۷	-۰٫۹۴۸	۰٫۲۴۲	۱۵	۰٫۰۴۶
C5	۰٫۳۵۱	۰٫۸۵	۰٫۳۶۳	۱۲	۰٫۰۲۴
C6	۰٫۲۰۱	۰٫۹۶۲	۰٫۱۴۸	۲۳	۰٫۰۱۲
C7	۰٫۵۷۰	۰٫۸۱	۰٫۰۷۸	۱۸	۰٫۰۱۴
C8	-۰٫۹۸۶	-۰٫۰۶	۰٫۰۸۵	۱۵	۰٫۰۱۸
C9	۰٫۸۸۸	-۰٫۴۰۵	۰٫۱۵۳	۱۰	۰٫۰۲۷
C10	-۰٫۶۷۵	-۰٫۷۲۵	۰٫۰۶۴	۱۶	۰٫۰۱۶
C11	-۰٫۸۴۱	۰٫۵۲۱	۰٫۰۴۴	۸	۰٫۰۲۲
C12	۰٫۹۳۹	۰٫۳۰۲	۰٫۰۰۳	۵	۰٫۰۳۴

نهایی با الگوهای هندسی منسجم تر و ویژگی های بهینه تر را فراهم کرد. فرآیند تلفیق خوشه ها به گونه ای طراحی شد که همخوانی الگوهای بین درزه ها افزایش یابد و تلفیق دقیق تر آن ها در یک خوشه تضمین شود.

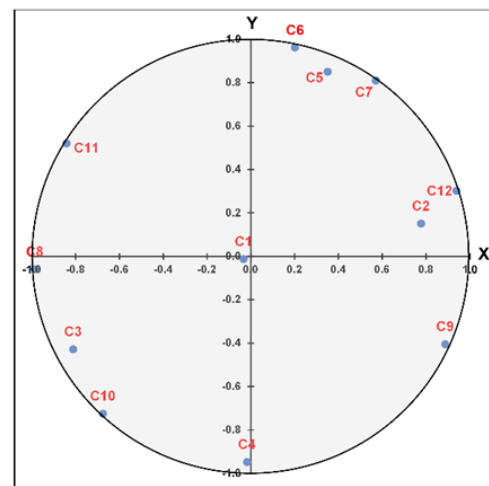
در اجرای الگوریتم AHC، سطح برش دندروگرام بر روی مقدار ۰٫۸۸۶ تعیین شد که معادل کسینوس زاویه همبستگی ۳۰ درجه میان درزه ها است. این مقدار به طور مؤثر دسته های درزه ای با زاویه کمتر از ۳۰ درجه را در یک گروه ادغام کرده و هماهنگی الگوهای هندسی بین دسته های مشابه را حفظ نمود. این تنظیم دقت تحلیل خوشه بندی را افزایش داده و با تلفیق دسته های دارای هم راستایی، گروه های درزه ای با پیوستگی فضایی و هندسی بهینه تری را شناسایی کرد. نتایج تحلیل واریانس برای دسته بندی بهینه^{۳۱} در جدول ۴ ارائه شده است:

جدول ۴: نتایج تحلیل واریانس برای ارزیابی کیفیت خوشه بندی

در فرآیند AHC

مؤلفه	مقدار مطلق	درصد از واریانس کل
واریانس درون خوشه ای	۰٫۰۷۳	۷٫۴۷
واریانس بین خوشه ای	۰٫۹۱۰	۹۲٫۵۳
واریانس کل	۰٫۹۸۴	۱۰۰٫۰۰

واریانس کم درون خوشه ای ۰٫۰۷۳ (معادل ۷٫۴۷ درصد از کل واریانس) و واریانس زیاد بین خوشه ای ۰٫۹۱۰ (۹۲٫۵۳ درصد از کل واریانس) نشان دهنده انسجام بالای داخل هر خوشه و تفکیک مؤثر میان خوشه ها است. این نتایج حاکی از عملکرد مطلوب الگوریتم پیشنهادی در گروه بندی دسته های درزه با ویژگی های مشابه است. فرآیند ادغام



شکل ۲: نمایش گرافیکی موقعیت مراکز خوشه های درزه ها در منطقه مورد مطالعه در مرحله نهایی الگوریتم K-means.

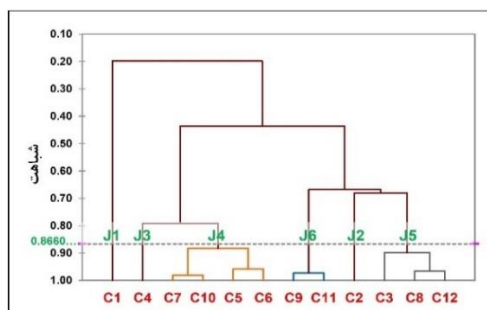
۲-۳- بهینه سازی خوشه بندی با روش سلسله مراتبی تجمعی

در این مطالعه، برای بهینه سازی خوشه بندی و تلفیق دسته های درزه با بیشترین همبستگی فضایی، از روش سلسله مراتبی تجمعی^{۲۸} (AHC) به عنوان مکمل الگوریتم K-means استفاده شد. مراکز ۱۲ خوشه اولیه به عنوان مبنای ادامه تحلیل انتخاب و الگوریتم AHC بر اساس معیار شباهت بر آن ها اعمال گردید. این رویکرد با ادغام تدریجی داده ها، الگوی سلسله مراتبی ایجاد نمود و همبستگی فضایی بردارهای قطب درزه ها را بر پایه معیار شباهت کسینوسی^{۲۹} بررسی کرد. برای دستیابی به دسته بندی دقیق تر و شناسایی تعداد بهینه ای از خوشه ها، از روش پیوند میانگین بدون وزن زوجها^{۳۰} استفاده شد. این روش امکان شناسایی دسته های

جدول ۵: نتایج تحلیل واریانس برای ارزیابی کیفیت خوشه‌بندی نهایی با روش اصلاح‌شده AHC

مؤلفه	مقدار مطلق	درصد از واریانس کل
واریانس درون خوشه‌ای	۰٫۱۸۵	۱۶٫۳۶
واریانس بین خوشه‌ای	۰٫۹۴۶	۸۳٫۶۴
واریانس کل	۱٫۱۳۱	۱۰۰٫۰۰

شکل ۴ دندروگرام گروه‌بندی نهایی دسته‌های درزه‌ها را با استفاده از الگوریتم سلسله‌مراتبی تجمعی (AHC) نشان می‌دهد و همبستگی فضایی میان دسته‌ها را مشخص می‌کند. خوشه‌های نزدیک از نظر جهت‌گیری فضایی شباهت بیشتری با یکدیگر دارند که این ویژگی امکان تحلیل دقیق‌تر و سازمان‌دهی بهتر درزه‌ها را فراهم می‌آورد.

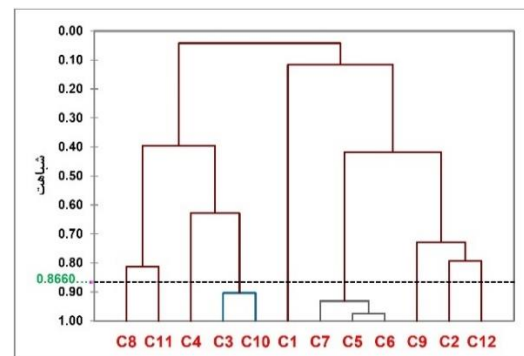


شکل ۴: دندروگرام خوشه‌بندی سلسله‌مراتبی نهایی دسته‌های درزه بر اساس معیار شباهت اصلاح‌شده کسینوسی.

در تحلیل دندروگرام با سطح برش ۰٫۸۸۶، درزه‌ها به شش گروه جدید و نهایی با ویژگی‌های متمایز تقسیم شدند. واریانس بالای بین‌خوشه‌ای (۸۳٫۶۴ درصد) نشان‌دهنده تفکیک واضح خوشه‌ها و تمایز در جهت‌گیری فضایی درزه‌ها است. خوشه‌های ۱، ۲ و ۳ هرکدام با یک عضو (مرکز خوشه مرحله قبل)، انسجام و یکنواختی بالایی در ویژگی‌های هندسی و فضایی نشان می‌دهند که احتمالاً به درزه‌های پایدار و مشابه در ویژگی‌های زمین‌شناسی منطقه مرتبط هستند. در مقابل خوشه‌های ۴، ۵ و ۶ که به ترتیب شامل چهار، سه و دو عضو (مراکز خوشه‌های مرحله قبل)، واریانس درون خوشه‌ای بیشتر، نشان‌دهنده تنوع بالاتر در ویژگی‌های هندسی و تأثیر فرآیندهای تکتونیکی پیچیده‌تر است.

برای ارزیابی دقت و اعتبار نتایج خوشه‌بندی، تحلیل واریانس نشان داد که واریانس بین خوشه‌ای به‌طور معناداری بیشتر از واریانس درون خوشه‌ای است که بیانگر تفکیک مناسب خوشه‌ها و انسجام بالا درون هر خوشه است. شناسایی و حذف داده‌های پرت در مراحل اولیه، همراه با استفاده از معیارهای فاصله اقلیدسی و شباهت کسینوسی و

خوشه‌بندی نهایی در دندروگرام شکل ۳ روابط سلسله‌مراتبی بین دسته‌های درزه‌ها را نشان می‌دهد.



شکل ۳: دندروگرام خوشه‌بندی سلسله‌مراتبی دسته‌های درزه بر اساس معیار شباهت کسینوسی.

نتایج دندروگرام نشان می‌دهد که با اعمال سطح برش ۰٫۸۸۶ و استفاده از معیار شباهت کسینوسی، دسته‌های درزه با بیشترین همبستگی فضایی (هم‌جهتی فضایی) در ۹ خوشه نهایی گروه‌بندی شده‌اند. این انسجام دندروگرام، شناسایی خوشه‌هایی با الگوهای فضایی مشابه را در سطوح مختلف شباهت زاویه‌ای تسهیل کرده است.

در راستای افزایش دقت و یکپارچگی خوشه‌بندی، از زاویه حاده بین بردارهای قطب به‌عنوان معیار شباهت در ماتریس مجاورت^{۳۲} استفاده شد. این اصلاح از جداسازی نادرست درزه‌ها جلوگیری کرده و امکان ادغام بهینه دسته‌های مشابه را فراهم ساخت. پس از اصلاح معیار شباهت کسینوسی و اعمال مجدد خوشه‌بندی سلسله‌مراتبی تجمعی (AHC) با روش پیوند میانگین بدون وزن^{۳۳}، سازمان‌دهی خوشه‌ها به‌طور قابل توجهی بهبود یافت.

استفاده از سطح برش^{۳۴} ۰٫۸۸۶ (معادل زاویه همبستگی ۳۰ درجه) در این فرآیند، موجب افزایش انسجام درون خوشه‌ای و تفکیک دقیق‌تر دسته‌های درزه‌ها شد و در نهایت، شش خوشه نهایی با ویژگی‌های فضایی بهینه شناسایی شد. نتایج تحلیل واریانس نشان داد که واریانس درون خوشه‌ای برابر با ۰٫۱۸۵ (۱۶٫۳۶ درصد از واریانس کل) و واریانس بین‌خوشه‌ای برابر با ۰٫۹۴۶ (۸۳٫۶۴ درصد از واریانس کل) است که نشان‌دهنده کیفیت بالای هر خوشه و تفکیک مؤثر بین خوشه‌ها است. این نتایج تأکید می‌کنند که روش پیشنهادی به‌طور مؤثری هماهنگی الگوهای هندسی و همبستگی فضایی درزه‌ها را بهبود داده است. جدول ۵ خلاصه‌ای از نتایج تحلیل واریانس برای گروه‌بندی بهینه نهایی را ارائه و کیفیت بالای این فرآیند را نشان می‌دهد.

فراهم کرده است. این رویکرد علاوه بر دستیابی به خوشه بندی بهینه، درک بهتری از تنوع و توزیع فضایی درزه ها و ویژگی های زمین شناسی منطقه ارائه می دهد. ویژگی های هندسی و آماری خوشه ها که در جدول ۶ ارائه شده است، مبنای مناسبی برای تحلیل های آتی و شناسایی الگوهای موجود در مجموعه داده ها فراهم می آورد. نتایج نشان می دهند که شش دسته درزه نهایی (J1 تا J6) دارای توزیع فضایی و هندسی متفاوتی هستند که تحت تأثیر عوامل زمین شناسی و ساختاری منطقه قرار دارند. کمترین واریانس درون دسته های متعلق به دسته های J1 و J2 (۰/۰۲۸) است که نشان دهنده انسجام بالای هندسی این دسته درزه ها است، در حالی که بیشترین واریانس مربوط به دسته J5 (۰/۰۹۱) است که نمایانگر تنوع بالاتر در این دسته درزه است. به طور کلی دسته های با واریانس بیشتر احتمالاً تحت تأثیر فرآیندهای پیچیده تری در شکل گیری درزه ها قرار دارند. نمودارهای شکل ۵ توزیع فضایی شش دسته درزه نهایی را از طریق نگاشت های دوبعدی بردارهای قطب در راستای محورهای مختصات نمایش می دهند.

تنظیم سطح برش دندروگرام با زاویه همبستگی، به بهبود کیفیت خوشه بندی و تقویت انسجام خوشه ها منجر شد و خوشه های نهایی با بیشترین همبستگی فضایی و هندسی مشخص گردید. مقایسه روش ترکیبی K-means و AHC با روش های متعارف نشان داد که این رویکرد توانایی بالاتری در تفکیک دسته های درزه ها دارد و در شناسایی الگوهای پیچیده زمین شناسی عملکرد بهتری از خود نشان می دهد. در نهایت، داده های حاصل از خوشه بندی با ویژگی های زمین شناسی منطقه مقایسه شده و نتایج با اطلاعات حاصل از بازدیدهای صحرایی و مشاهدات زمینی تطابق بالایی را نشان داد که بر اعتبار و کارایی روش در تحلیل های پایداری و طراحی های مهندسی تأکید دارد.

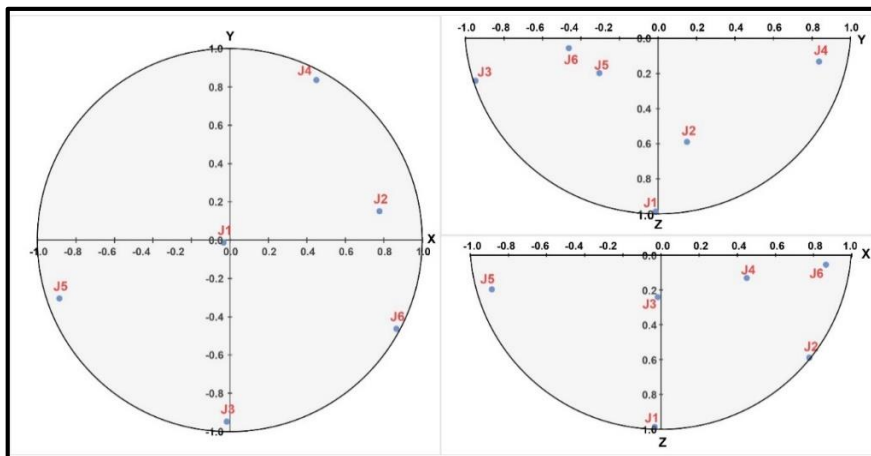
۳-۳- تحلیل خوشه بندی الگوهای فضایی و جهتی درزه ها بر اساس

ترکیب نتایج خوشه بندی اولیه حاصل از الگوریتم K-means با الگوریتم سلسله مراتبی تجمعی (AHC) و ماتریس شباهت کسینوسی اصلاح شده، به طور مؤثری امکان شناسایی دقیق تر و تحلیل جامع تر الگوهای فضایی و جهتی درزه ها را

جدول ۶: ویژگی های هندسی و آماری خوشه های درزه های نهایی بر اساس تحلیل دندروگرام با سطح برش ۰/۸۶۶

دسته درزه نهایی	گروه بندی درزه های اولیه*	تعداد درزه ها	واریانس درون دسته ای	مؤلفه X بردار قطب	مؤلفه Y بردار قطب	مؤلفه Z بردار قطب	موقعیت قطب (آزیموت و شیب)
J1	C1	۶	۰/۰۲۸	-۰/۰۳۳	-۰/۰۱۳	۰/۹۸۸	Az ۲۴۸,۹ < ۸۷,۹
J2	C2	۱۵	۰/۰۲۸	۰/۷۷۷	۰/۱۵۱	۰/۵۹	Az ۷۹ < ۳۶,۷
J3	C4	۱۵	۰/۰۴۶	-۰/۰۱۷	-۰/۹۴۸	۰/۲۴۲	Az ۱۸۱ < ۱۴,۳
J4	((C5, C6), (C7, C10))	۶۹	۰/۰۶۵	۰/۴۴۹	۰/۸۳۷	۰/۱۳۱	Az ۲۸,۲ < ۷,۹
J5	((C8, C12), C3)	۲۸	۰/۰۹۱	-۰/۸۸۷	-۰/۳۰۵	۰/۱۹۷	Az ۲۵۱ < ۱۱,۹
J6	(C9, C11)	۱۸	۰/۰۴۹	۰/۸۶۵	-۰/۴۶۳	۰/۰۵۵	Az ۱۱۸,۲ < ۳,۲

* نحوه تلفیق خوشه های اولیه (K-Means) توسط AHC



شکل ۵: توزیع فضایی دسته درزه های نهایی با نگاشت های دوبعدی بردارهای قطب در راستای محورهای مختصات.

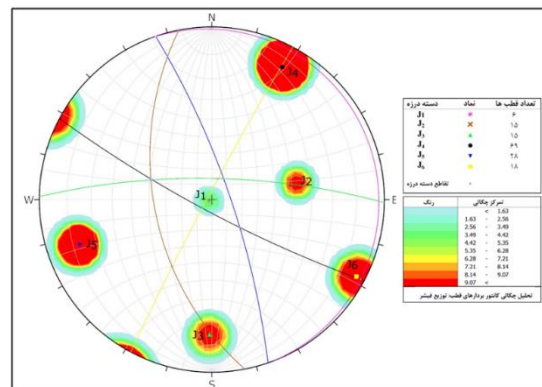
باشند، درحالی‌که در شرایط تنش فشاری، این تقاطع‌ها اغلب با گسل‌های معکوس همراه هستند. تقاطع‌های با شیب متوسط (۱۰ تا ۵۰ درجه) بیشتر تحت تأثیر تنش‌های برشی بوده و معمولاً با گسل‌های امتدادلغز ارتباط دارند. در مقابل، تقاطع‌های با شیب زیاد (بیش از ۵۰ درجه) نشان‌دهنده مناطقی با تنش‌های برشی شدید هستند که در آن‌ها گسل‌های امتدادلغز غالب بوده و احتمال ناپایداری دیواره‌های سنگی افزایش می‌یابد. این تحلیل، با تأکید بر نقش تقاطع‌های درزه در ارزیابی پایداری توده‌های سنگی و مدیریت ریسک‌های مرتبط، می‌تواند به‌عنوان مبنایی برای مطالعات ژئوتکنیکی و تحقیقات آینده در مناطق مشابه مورد استفاده قرار گیرد.

۳-۴- تحلیل جهت‌گیری و ویژگی‌های درزه‌ها بر فرایند استخراج و پایداری توده گرانیتی

جهت‌گیری‌ها و ویژگی‌های درزه‌ها در توده گرانیتی لوچو، تأثیرات عمیقی بر فرایند استخراج و پایداری دیواره‌های معدن سنگ ساختمانی دارند. این درزه‌ها نمایانگر نیروهای تکتونیکی منطقه‌ای هستند که ساختار سنگ را شکل داده و بر شیوه‌های استخراج و پایداری عملیات معدن تأثیر می‌گذارند. در این بخش انواع مختلف درزه‌ها و تأثیرات آن‌ها بر استخراج و پایداری دیواره‌های معدن گرانیت لوچو مورد تحلیل قرار می‌گیرند. درزه‌های رهایی معمولاً تحت تأثیر تنش‌های کششی افقی یا نزدیک به افقی در توده‌های گرانیتی، شکل می‌گیرند. درزه‌های با شیب افقی (J1) به‌ویژه تحت تأثیر تنش‌های کششی تکتونیکی عمود بر سطح ایجاد می‌شوند و با شیب کم حدود ۲ درجه و جهت تقریباً افقی مشخص می‌گردند. این نوع درزه‌ها در استخراج بلوک‌های بزرگ سنگ مفید هستند، زیرا انرژی کمتری برای جداسازی بلوک‌ها نیاز است و خطر شکستن در امتداد سطح درزه نسبت به درزه‌های عمودی یا شیب‌دار کمتر است. این ویژگی باعث تسهیل فرایند استخراج و کاهش نیاز به روش‌های پیچیده برش می‌شود. با این حال، درعین حال که این درزه‌ها به استخراج کمک می‌کنند، مشکلاتی در پایداری دیواره‌های معدن به وجود می‌آید، به‌ویژه اگر سنگ‌های اطراف همبستگی کافی نداشته باشند. تنش‌های کششی که این درزه‌ها را ایجاد کرده‌اند، می‌توانند باعث ناپایداری دیواره‌ها شوند؛ بنابراین، تقویت دیواره‌ها برای جلوگیری از مشکلات ناپایداری در این نوع درزه‌ها ضروری است. درزه‌های با شیب

این نمودارها (شکل ۵) با بهره‌گیری از روش‌های داده‌کاوی و خوشه‌بندی، امکان تحلیل دقیق‌تری را نسبت به ابزارهای متعارف مانند استریونت فراهم کرده و اطلاعات جامعی از ویژگی‌های هندسی و فضایی درزه‌ها ارائه می‌دهند. توزیع فضایی قطب‌ها و جهت‌گیری دسته‌های درزه الگوهای شکل‌گیری و پراکندگی ساختارهای زمین‌شناسی منطقه را نشان می‌دهد. این تحلیل‌ها با نقش مؤثر خود در مطالعات زمین‌شناسی ساختاری و اکتشافی، می‌توانند در مدل‌سازی تنش‌های منطقه‌ای، طراحی سازه‌های عمرانی و معدنی و مدیریت خطرات زمین‌ساختی مورد استفاده قرار گیرند.

نمودار استریوگرافیکی شکل ۶ الگوی توزیع جهت‌گیری درزه‌ها در گرانیت لوچو را نمایش می‌دهد. این نمودار با نشان دادن موقعیت و تراکم قطب‌های درزه‌ها، امکان تحلیل روابط فضایی آن‌ها و تأثیر تنش‌های ناشی از گسل‌خوردگی و شرایط زمین‌ساختی را فراهم می‌کند. پس از تفکیک دسته‌های مختلف، تحلیل چگالی کانتور بردارهای قطب با استفاده از توزیع فیشر انجام شده است. هر دسته درزه با نمادها و رنگ‌های مشخص تفکیک و توزیع فضایی آن‌ها بر اساس چگالی نمایش داده شده است. نواحی با چگالی بالاتر نشان‌دهنده تمرکز بیشتر قطب‌ها و جهت‌های غالب درزه‌ها هستند. همچنین، محل‌های فصل مشترک صفحات درزه‌های مختلف در این شکل قابل مشاهده است.



شکل ۶: نمودار استریوگرافیکی جهت‌گیری و تراکم درزه‌ها و محل تقاطع آن‌ها در گرانیت لوچو.

تصویر استریوگرافیکی شکل ۶ با نمایش تقاطع‌های صفحات دسته‌های درزه بر اساس روند^{۳۵} و شیب^{۳۶}، امکان ارزیابی اثرات آن‌ها بر رفتار مکانیکی و پایداری توده‌های سنگی را فراهم می‌کند. تقاطع‌های با شیب کم (کمتر از ۱۰ درجه) معمولاً در شرایط تنش کششی به‌عنوان نقاط ضعف مکانیکی عمل کرده و ممکن است با گسل‌های نرمال مرتبط

متوسط (J2) معمولاً تحت تأثیر تنش‌های قائم حداقل شکل می‌گیرند و با گسل‌های معکوس مرتبط هستند.

این درزه‌ها با شیب حدود ۵۴ درجه به سمت جنوب غرب مشخص می‌شوند و معمولاً باعث پیچیدگی در فرآیند استخراج می‌شوند. این درزه‌ها به‌ویژه در استخراج بلوک‌های بزرگ و سالم مشکل ایجاد کرده و می‌توانند موجب جدایش بلوک‌های سنگی شوند و خطر ریزش و ناپایداری دیواره‌های معدن را افزایش دهند. تنش‌های برشی یا فشاری که در این درزه‌ها وجود دارند، نیاز به استفاده از روش‌های بهینه‌سازی استخراج و تقویت دیواره‌ها برای کاهش خطرات احتمالی را به وجود می‌آورند. به همین دلیل، فرآیند استخراج در این نوع درزه‌ها پیچیده‌تر از درزه‌های افقی است و باید با دقت و احتیاط بیشتری انجام گیرد.

درزه‌های با شیب زیاد (J3، J4، J5، J6) عمدتاً تحت تأثیر تنش‌های کششی القایی یا تنش‌های برشی ناشی از فعالیت گسل‌های امتدادلغز شکل می‌گیرند که این فرآیندها به تغییرات تنش موضعی در محیط‌های تکتونیکی مرتبط هستند. این درزه‌ها با شیب‌های بیش از ۷۵ درجه تا نزدیک به عمودی (۸۷ درجه)، به‌عنوان سطوح ناپیوستگی یا برشی طبیعی در فرآیند استخراج سنگ عمل می‌کنند و با کاهش هزینه جداسازی بلوک‌ها، امکان تسهیل استخراج را فراهم می‌آورند. با این حال، وجود این درزه‌ها چالش‌هایی در زمینه حفظ پایداری دیواره‌های معدن ایجاد می‌کند، زیرا تغییرات شدید تکتونیکی می‌توانند منجر به جدایش بلوک‌ها و افزایش خطر ریزش و لغزش سنگ‌ها شوند؛ بنابراین، علاوه بر بهره‌گیری از این درزه‌ها برای تسهیل استخراج، استفاده از روش‌های تقویتی پیشرفته و تکنیک‌های برش مؤثر برای حفظ پایداری دیواره‌ها و جلوگیری از ریزش سنگ‌ها ضروری است. مدیریت صحیح این ساختارها نقش کلیدی در کاهش خطرات ناشی از ناپایداری دارد. در این راستا، استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چندمعیاره^{۳۷} می‌تواند در ارزیابی و بهینه‌سازی فرآیندهای مرتبط با مهندسی معدن و زمین‌شناس مهندسی نقش مهمی ایفا کند [۵۹-۵۷]. این روش‌ها با بهبود فرآیند تصمیم‌گیری در شرایط پیچیده زمین‌شناسی و تکتونیکی، به بهینه‌سازی طراحی معادن و تحلیل قابلیت اطمینان سازه‌های مهندسی کمک می‌کنند [۶۰-۶۲]. به‌ویژه ترکیب روش‌های تصمیم‌گیری چندمعیاره با الگوریتم‌های بهینه‌سازی، می‌تواند منجر به توسعه استراتژی‌های استخراج بهینه، تقویت دیواره‌های معدن و

بهبود پایداری کلی آن شود. با توجه به توانایی این روش‌ها در تحلیل مسائل پیچیده و چندبعدی، می‌توانند در آینده به‌طور گسترده برای بهینه‌سازی استخراج و طراحی معادن به کار گرفته شوند و در کاهش خطرات ناشی از ساختارهای درزه‌ای و ناپایداری‌های مرتبط ایفا کنند.

۳-۵- نتیجه‌گیری

در این پژوهش با استفاده از یک رویکرد ترکیبی مبتنی بر الگوریتم‌های K-means و AHC، تحلیل و خوشه‌بندی دقیق درزه‌های توده گرانیتهی لوچو در زاهدان انجام و شش خوشه مجزا با ویژگی‌های هندسی و فضایی مشخص شناسایی شد. نتایج نشان داد که در مرحله اول، الگوریتم K-means با معیار فاصله اقلیدسی خوشه‌بندی اولیه مناسبی انجام داده است و در مرحله بعد، با استفاده از الگوریتم AHC و معیار شباهت کسینوسی، خوشه‌های اولیه اصلاح و ادغام شدند. انتخاب سطح برش ۰.۸۶۶ منجر به تشکیل خوشه‌های بهینه‌ای با کمترین واریانس درون‌خوشه‌ای و بیشترین انسجام فضایی شد. این روش علاوه بر حذف داده‌های پرت که ناشی از درزه‌های غیرسیستماتیک و خطاهای برداشت بود، دقت و قابلیت اطمینان تحلیل‌ها را به‌طور قابل توجهی افزایش داد. تحلیل توزیع فضایی خوشه‌ها نشان داد که الگوهای درزه در این توده گرانیتهی تحت تأثیر نیروهای تکتونیکی مانند فشار، کشش و برش شکل گرفته‌اند که منجر به تنوع در شیب‌ها و جهت‌گیری‌های درزه‌ها می‌شود. درزه‌های با شیب زیاد (J3، J4، J5 و J6) به دلیل خطر بالای ریزش سنگ‌ها و جدایش بلوک‌ها، نیازمند برنامه‌ریزی دقیق برای تقویت دیواره‌ها و به‌کارگیری روش‌های برش مؤثر در استخراج سنگ هستند. در مقابل درزه‌های با شیب کمتر (J1 و J2)، با وجود خطر کمتر، همچنان به مدیریت مؤثر نیاز دارند. این تحقیق با ارائه توزیع فضایی دقیق‌تر درزه‌ها، مبنای مناسبی برای مدل‌سازی عددی و تحلیل‌های ژئومکانیکی فراهم کرده است. نتایج این پژوهش در برنامه‌ریزی استخراج معادن، طراحی تونل‌ها، ارزیابی پایداری شیب‌ها و مدل‌سازی مکانیکی رفتار توده‌های سنگی قابل استفاده است. همچنین، گسترش این رویکرد به داده‌های بزرگ‌تر و شبیه‌سازی دقیق‌تر می‌تواند به درک بهتر توزیع فضایی درزه‌ها و ساختارهای زمین‌شناسی کمک کند. در تحقیقات آینده، به‌کارگیری روش‌های تصمیم‌گیری چندمعیاره در کنار الگوریتم‌های بهینه‌سازی می‌تواند

system by k-means and fuzzy c-means clustering algorithms. *Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering*. 5(9): 73-84 (In Persian).

[13] Nikadat, N., & Yarahmadi Bafghi, A. (2014). Estimating Joint Normal and Shear Stiffness Coefficient Using Statistical Methods. *Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering*. 3(6): 93-103 (In Persian).

[14] Liu, Y., Chen, J., Tan, C., Zhan, J., Song, S., Xu, W., Yan, J., Zhang, Y., Zhao, M., & Wang, Q. (2022). Intelligent scanning for optimal rock discontinuity sets considering multiple parameters based on manifold learning combined with UAV photogrammetry. *Engineering Geology*. 309: 106851.

[15] Farmakis, I., DiFrancesco, P.-M., Hutchinson, D. J., & Vlachopoulos, N. (2022). Rockfall detection using LiDAR and deep learning. *Engineering Geology*. 309: 106836.

[16] Chen, Q., Ge, Y., & Tang, H. (2024). Rock discontinuities characterization from large-scale point clouds using a point-based deep learning method. *Engineering Geology*. 337: 107585.

[17] Zangana, H. M., & Abdulazeez, A. M. (2023). Developed Clustering Algorithms for Engineering Applications: A Review. *International Journal of Informatics, Information System and Computer Engineering (INJIISCOM)*. 4(2): 147-169.

[18] Bouveyron, C., Hammer, B., & Villmann, T. (2012). Recent developments in clustering algorithms. *ESANN*,

[19] Alasali, T., & Ortakci, Y. (2024). Clustering Techniques in Data Mining: A Survey of Methods, Challenges, and Applications. *Computer Science*. 9(1): 32-50.

[20] Han, J., Pei, J., & Tong, H. (2022). Data mining: concepts and techniques. Morgan kaufmann.

[21] Zaremotlagh, S., Hezarkhani, A., & Sadeghi, M. (2016). Detecting homogenous clusters using whole-rock chemical compositions and REE patterns: A graph-based geochemical approach. *Journal of Geochemical Exploration*. 170: 94-106.

[22] Michalak, M., Turoboś, F., & Gladki, P. (2022). Explainable Clustering Models for Structural Geology Measurements. *AGU Fall Meeting Abstracts*,

[23] Tokhmechi, B., Memarian, H., Moshiri, B., Rasouli, V., & Noubari, H. A. (2011). Investigating the validity of conventional joint set clustering methods. *Engineering Geology*. 118(3-4): 75-81.

[24] Yang, X., Li, S., Liang, K., Nie, F., & Lin, L. (2022). Structured graph optimization for joint

راهکارهای مؤثرتری برای بهینه‌سازی فرآیندهای استخراج، تقویت دیواره‌های معدن و افزایش پایداری کلی آن ارائه دهد.

مراجع

[1] Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). Empirical strength criterion for rock masses. *Journal of the geotechnical engineering division*. 106(9): 1013-1035.

[2] Rafiei Renani, H., & Cai, M. (2022). Forty-year review of the Hoek–Brown failure criterion for jointed rock masses. *Rock mechanics and rock engineering*. 55(1): 439-461.

[3] Wyllie, D. C., & Mah, C. (2017). *Rock slope engineering*. CRC Press.

[4] Delaney, R. K., Shakoob, A., & Watts, C. F. (2020). Evaluating the use of unmanned aerial systems (UAS) for collecting discontinuity orientation data for rock slope stability analysis. *Environmental & Engineering Geoscience*. 26(4): 427-447.

[5] Wang, Y., Zhou, J., Chen, Q., Chen, J., Zhu, C., & Li, H. (2024). Automatic interpretation of geometric information of discontinuities and its influence on the stability of highly-jointed rock slopes. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*.

[6] Waldron, J., & Snyder, M. (2020). *Geological Structures: A practical introduction*.

[7] Lee, C.-Y., & Wang, I.-T. (2011). Analysis of highway slope failure by an application of the stereographic projection. *International Journal of Geological and Environmental Engineering*. 5(3): 122-129.

[8] To, P., & Sivakugan, N. (2023). Analytical solution for rock discontinuity prediction without stereonet. *Geotechnical and Geological Engineering*. 41(7): 4311-4320.

[9] Lisle, R. J., & Leyshon, P. R. (2004). *Stereographic projection techniques for geologists and civil engineers*. Cambridge University Press.

[10] Qu, H., Pan, M., Ming, J., Wu, Z., & Sun, Z. (2008). An efficient method for high-precision 3D geological modeling from intersected folded cross-sections. *Acta Scientiarum Naturalium Universitatis Pekinensis*. 44(6): 915-920.

[11] Abdollahipour, A., & Mansouri, H. (2013). SETDISC a Software for Joint Classification Based on Poisson Clustering. *Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering*. 2(4): 11-19 (In Persian).

[12] Jalali, Z., & Mousavi Nasab, S. M. (2015). Modification of rock mass rating classification

- clustering. *International Journal of Emerging Trends in Engineering Research*. 8(5).
- [37] Govender, P., & Sivakumar, V. (2020). Application of k-means and hierarchical clustering techniques for analysis of air pollution: A review (1980–2019). *Atmospheric pollution research*. 11(1): 40-56.
- [38] Dulanjalee, P., & Gunathilake, J. (2017). Rock Slope Stability Assessment Using Stereographic Projection Method and Limit Equilibrium Analysis. *Advancing Culture of Living with Landslides: Volume 4 Diversity of Landslide Forms*,
- [39] Kınca, C. (2014). Application of two new stereographic projection techniques to slope stability problems. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 66: 136-150.
- [40] Dershowitz, W., & Einstein, H. (1988). Characterizing rock joint geometry with joint system models. *Rock mechanics and rock engineering*. 21(1): 21-51.
- [41] Biabangard, H., Fatameian, M., Moridi Farimani, A., & Bakhshi Mohabi, M. (2017). Petrography, geochemistry and tectono-magmatic setting of the dykes of the north and the west of Zahedan (Southeast Iran). *Petrology*. 8(31): 147-164 (In Persian).
- [42] Ghasemi, H., Sadeghian, M., Kord, M., & Khanalizadeh, A. (2010). The evolution mechanism's of Zahedan granitoidic batholith, southeast Iran [Research]. *Iranian Journal of Crystallography and Mineralogy*. 17(4): 551-578 (In Persian).
- [43] Sadeghian, M., & Valizadeh, M. V. (2008). Emplacement Mechanism of Zahedan Granitoidic Pluton with the Aid of AMS Method. *Scientific Quarterly Journal of Geosciences*. 17(66): 134-159 (In Persian).
- [44] Jain, A. K. (2010). Data clustering: 50 years beyond K-means. *Pattern recognition letters*. 31(8): 651-666.
- [45] Blömer, J., Lammersen, C., Schmidt, M., & Sohler, C. (2016). Theoretical analysis of the k-means algorithm—a survey. *Algorithm Engineering: Selected Results and Surveys*: 81-116.
- [46] Zhou, J.-w., Chen, J.-l., & Li, H.-b. (2024). An optimized fuzzy K-means clustering method for automated rock discontinuities extraction from point clouds. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 173: 105627.
- [47] Tang, N., Wang, L., Jiang, H., Huang, X., Tan, G., & Zhou, X. (2023). A new clustering method of rock discontinuity sets based on modified K-means algorithm. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*. 82(11): 415.
- spectral embedding and clustering. *Neurocomputing*. 503: 62-72.
- [25] Shang, X., Li, X., Morales-Esteban, A., Dong, L., & Peng, K. (2017). K- Means Cluster for Seismicity Partitioning and Geological Structure Interpretation, with Application to the Yongshaba Mine (China). *Shock and Vibration*. 2017(1): 5913041.
- [26] Caumon, G., Collon-Drouaillet, P., Le Carlier de Veslud, C., Viseur, S., & Sausse, J. (2009). Surface-based 3D modeling of geological structures. *Mathematical geosciences*. 41: 927-945.
- [27] Zhao, Y., Li, A., Du, Z., Chen, Y., Sun, H., & Zhi, Z. (2024). Joint Structure Detection and Multi-Scale Clustering Filtering for Tunnel Lining Extraction From Point Clouds. *IEEE Transactions on Intelligent Transportation Systems*.
- [28] Ma, Y., Lin, H., Wang, Y., Huang, H., & He, X. (2021). A multi-stage hierarchical clustering algorithm based on centroid of tree and cut edge constraint. *Information Sciences*. 557: 194-219.
- [29] Fazli, M., Bertram, R., & Striegel, D. A. (2024). Multi-layer Bundling as a New Approach for Determining Multi-scale Correlations Within a High-Dimensional Dataset. *Bulletin of Mathematical Biology*. 86(9): 105.
- [30] Chen, S., Zhang, F., Zhang, Z., Yu, S., Qiu, A., Liu, S., & Zhao, X. (2023). Multi-Scale Massive Points Fast Clustering Based on Hierarchical Density Spanning Tree. *ISPRS International Journal of Geo-Information*. 12(1): 24.
- [31] Wang, J., Wu, B., Ren, Z., Zhang, H., & Zhou, Y. (2023). Multi-scale deep multi-view subspace clustering with self-weighting fusion and structure preserving. *Expert Systems with Applications*. 213: 119031.
- [32] Murtagh, F., & Contreras, P. (2012). Algorithms for hierarchical clustering: an overview. *Wiley interdisciplinary reviews: data mining and knowledge discovery*. 2(1): 86-97.
- [33] Gupta, A., Sharma, H., & Akhtar, A. (2021). A comparative analysis of k-means and hierarchical clustering. *EPRA International Journal of Multidisciplinary Research (IJMR)*. 7(8).
- [34] Abdulhafedh, A. (2021). Incorporating k-means, hierarchical clustering and pca in customer segmentation. *Journal of City and Development*. 3(1): 12-30.
- [35] Liu, Y., & Li, B. (2020). Bayesian hierarchical K-means clustering. *Intelligent Data Analysis*. 24(5): 977-992.
- [36] Karthikeyan, B., George, D. J., Manikandan, G., & Thomas, T. (2020). A comparative study on k-means clustering and agglomerative hierarchical

constraints: Theoretical and empirical results. European Conference on Principles of Data Mining and Knowledge Discovery,

[57] Bejari, H., Daya, A., & Roudini, A. (2017). Selection of chromite processing plant site using fuzzy analytic hierarchy process (FAHP). *Journal of Mining and Environment*. 8(2): 155-162.

[58] Ahmadi Khounsarakhi, V., Uromeihy, A., Amiri, M., & Nikudel, M. (2024). Angouran mine access tunnel stability assessment using the experimental classification method and fuzzy hierarchical analysis (FAHP). *New Findings in Applied Geology*. 18(35): 47-66 (In Persian).

[59] Bagloo, H., & Ataee-pour, M. (2024). A Classification Model of Dimensional Stones Using AHP and Fuzzy Logic. *Geotechnical and Geological Engineering*. 42(2): 1173-1187.

[60] Ghanbarpour, A., Zaremotlagh, S., & Dabaghi-Zarandi, F. (2024). Addressing Dependent Data in Constrained Optimization Problems: A WOA-based Algorithm. *International Journal of Industrial Electronics Control and Optimization*. 7(2): 119-127.

[61] Yuan, Y.-l., Hu, C.-m., Li, L., Xu, J., & Hou, X.-h. (2024). Efficient slope reliability analysis using a surrogate-assisted normal search particle swarm optimization algorithm. *Journal of Computational Design and Engineering*. 11(1): 173-194.

[62] Li, P., Chen, T., Liu, Y., Cai, M., Sun, L., Wang, P., Wang, Y., & Zhang, X. (2025). Automatic Identification of Rock Discontinuity Sets by a Fuzzy C-Means Clustering Method Based on Artificial Bee Colony Algorithm. *Applied Sciences*. 15(3): 1497.

[48] Clero, K., Ed-Diny, S., Achalhi, M., Cherkaoui, M., Benzakour, I., Soror, T., Rziqi, S., El Fkihi, S., Nadour, M., & Tagemouati, H. (2024). Rock mass joint set identification at Draa Sfar mine in Morocco through stereographic projection and K-means clustering. *Mediterranean Geoscience Reviews*. 6(1): 49-56.

[49] Burkardt, J. (2009). K-means clustering. Virginia Tech, Advanced Research Computing, Interdisciplinary Center for Applied Mathematics.

[50] Suhui, W., Ying, C., Yanning, Z., & Yuntao, P. (2011). Survey on K-means Algorithm. *Data Analysis and Knowledge Discovery*. 27(5): 28-35.

[51] Muthén, B. O. (1989). Latent variable modeling in heterogeneous populations. *Psychometrika*. 54: 557-585.

[52] Muthén, B. O. (1994). Multilevel covariance structure analysis. *Sociological methods & research*. 22(3): 376-398.

[53] Hoff, P. D. (2009). A hierarchical eigenmodel for pooled covariance estimation. *Journal of the Royal Statistical Society Series B: Statistical Methodology*. 71(5): 971-992.

[54] Miyamoto, S. (2022). Theory of agglomerative hierarchical clustering (Vol. 15). Springer.

[55] Bouguettaya, A., Yu, Q., Liu, X., Zhou, X., & Song, A. (2015). Efficient agglomerative hierarchical clustering. *Expert Systems with Applications*. 42(5): 2785-2797.

[56] Davidson, I., & Ravi, S. (2005). Agglomerative hierarchical clustering with

²⁰ Proximity matrix

²¹ Box and Whisker

²² Upper Bound

²³ Clustering Criterion

²⁴ Iterations

²⁵ Convergence

²⁶ Initial Partition

²⁷ Random

²⁸ Agglomerative Hierarchical Clustering

²⁹ Cosine

³⁰ Unweighted Pair-Group Average Linkage

³¹ Variance decomposition for the optimal classification

³² Proximity matrix

³³ Unweighted Pair-Group Average

³⁴ Truncation

³⁵ Trend

³⁶ Plunge

³⁷ Multi-Criteria Decision-Making

¹ Multi-stage

² Multi-scale

³ Hierarchical Patterns

⁴ Hybrid approach

⁵ Outliers

⁶ Pole Vector

⁷ Data Point

⁸ Pooled Within Covariance Matrix

⁹ Clustering Criterion

¹⁰ Centroid

¹¹ Outliers

¹² Within-class Variance

¹³ Between-class Variance

¹⁴ Distance to centroid

¹⁵ Class centroids

¹⁶ Truncation

¹⁷ Cosine similarity

¹⁸ Unweighted Pair-Group Average Linkage

¹⁹ Truncation level



مقاله پژوهشی

طراحی احتمالاتی محدوده نهایی روباز با سطوح مختلف ریسک پذیری مدیریتی در شرایط عدم قطعیت عیار و قیمت ماده معدنی (مطالعه موردی: معدن مس عینک افغانستان)

یوسف میرزائیان^{۱*}، جواد غلام نژاد^۱، عباس آگاه^۲

۱- دانشکده مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه یزد، یزد، ایران

۲- گروه مهندسی استخراج معادن، دانشکده زمین‌شناسی، دانشگاه بامیان، بامیان، افغانستان

(دریافت: آبان ۱۴۰۲، پذیرش: تیر ۱۴۰۳)

چکیده

محدوده نهایی معدن در حقیقت موقعیت، اندازه، شکل و عمق آن را در پایان عمر بهره‌برداری، نشان می‌دهد. هرچند در اغلب تحقیقات علمی، محدودی نهایی معادن با فرض ثابت بودن پارامترهای طراحی انجام می‌شود، اما وجود عدم قطعیت‌های طراحی به انحراف شدید نتایج مورد انتظار طراحی و نتایج اجرا در زمان استخراج معدن منجر می‌شود. از مهم‌ترین عدم قطعیت‌های موجود در معدنکاری عیار ماده معدنی و قیمت محصول نهایی معدن بوده که در نظرگیری تأثیر این عدم قطعیت‌ها در طراحی محدوده نهایی معدن منجر به درک مناسب‌تری از احتمال دستیابی به اهداف مختلف استخراج خواهد شد. در این تحقیق به بررسی طراحی نهایی معدن مس عینک افغانستان با فرض وجود عدم قطعیت هم‌زمان عیار و قیمت ماده معدنی پرداخته شده است. با استفاده از داده‌های اکتشافی نحوه توزیع عیار ماده معدنی در بلوک‌های مختلف تعیین شده و در ادامه قیمت مس معدن با داده‌های تاریخی محاسبه شده و برای آن یک تابع توزیع لاگ‌نرمال فرض شده است. با در نظرگیری توزیع عیار و قیمت محصول نهایی معدن، ۹ عدد بیت مختلف طراحی شدند. در هر کدام از این بیت‌ها قیمت و عیار به صورت خوش‌بینانه، منطقی و بدبینانه فرض شده است. در ادامه با استفاده از تحلیل قابلیت اعتماد مرتبه اول (FORM) و فرض یک هدف سوددهی برای هر کدام از بیت‌های معدنی احتمال موفقیت و یا شکست بیت مورد بحث در دستیابی به اهداف مدیریتی محاسبه شد. نتایج این تحقیق نشان می‌دهد که هرچند بیت منطقی دارای سود انتظاری ۲۸ میلیارد دلار است اما برای نمونه دستیابی به سود حداقل ۱۰ میلیارد دلار برای یک مدیر ریسک‌گریز با استفاده از بیت قیمت بدبینانه و عیار منطقی دارای بیشترین احتمال موفقیت به اندازه ۹۱/۸ درصد است. ضمن اینکه برای یک مدیر ریسک‌پذیر دستیابی به هدف سود حداقل ۴۰ میلیارد دلار با استفاده از بیت خوش‌بینانه قیمت و منطقی عیار دارای بیشترین احتمال موفقیت به اندازه ۳۱/۳۴ درصد است. نتایج این تحقیق نشان می‌دهد که برای مدیران با سطوح مختلف ریسک‌پذیری باید محدوده‌های نهایی متفاوتی بنا بر میزان احتمال موفقیت در دستیابی به اهداف مدیریتی پیشنهاد داد.

کلمات کلیدی

محدوده نهایی روباز، عدم قطعیت عیار، عدم قطعیت قیمت، مس عینک، قابلیت اعتماد مرتبه اول، سطوح مختلف ریسک‌پذیری، تحلیل احتمالاتی

*عهده‌دار مکاتبات: y.mirzaeian@gmail.com

DOI: 10.22034/ANM.2024.21987.1644

۱- مقدمه

از جمله تحقیقاتی که تأثیر عدم قطعیت‌ها را در نظر گرفتند به این شرح هستند: دنی و اسکافیلد ۱۹۹۴ از واریانس عیار در طراحی معادن روباز و برنامه‌ریزی تولید با استفاده از حداکثر سازی ارزش و حداقل سازی ریسک استفاده کردند [۵]. غلام نژاد و اصائلو ۲۰۰۷ توسعه پیت‌های تودرتو با در نظر گرفتن تابع توزیع احتمال عیار بلوک‌ها باهدف بیشینه‌سازی NPV و کمترین واریانس ممکن ارائه کردند [۶]. عبدالصبور و همکاران ۲۰۰۸ در قالب یک سیستم امتیازدهی تأثیر عدم قطعیت قیمت و عیار را بالای طراحی‌های مختلف معدن با استفاده از روش اختیارات حقیقی بررسی کردند [۷]. اکبری و همکاران در سال ۲۰۰۸ با استفاده از یک روش ابتکاری بر پایه احتمالات به ارزیابی ریسک در طراحی محدوده نهایی تحت عدم قطعیت قیمت و برای سه سطح کمترین، میانگین و بیشترین مقدار قیمت پرداختند [۸]. گودی و دیمیتراکوپولوس ۲۰۱۱ روشی را که شامل مراحل کمی سازی عدم قطعیت عیار و ارزیابی ریسک در بهینه‌سازی طراحی پیت است تشریح کردند [۹]. اسد و دیمیتراکوپولوس در سال ۲۰۱۳ یک الگوریتم بهینه‌سازی سه مرحله‌ای برای طراحی محدوده نهایی و پوشبک‌ها تحت عدم قطعیت زمین‌شناسی و قیمت، ارائه دادند [۱۰]. اصائلو و رحمان پور ۲۰۱۴ برای تعیین محدوده نهایی معدن در شرایط عدم قطعیت عیار از روش شبیه‌سازی شرطی به‌صورت یک مسئله برنامه‌ریزی خطی استفاده کردند [۱۱]. داچ و همکاران در سال ۲۰۱۵ از شبیه‌سازی زمین‌آماري و تجزیه و تحلیل پارامتری برای مدل‌سازی تأثیر تغییرات زمین‌شناسی و قیمت بر روی محدوده نهایی و اقتصاد کلی پروژه، استفاده کردند [۱۲]. باک و همکاران در سال ۲۰۱۶ با استفاده از الگوریتم مخروط شناور و یک روش ابتکاری، محدوده نهایی بهینه را با در نظر گرفتن عدم قطعیت قیمت و با سطح اعتماد مشخص، تعیین کردند [۱۳]. دیمیتراکوپولوس ۲۰۱۸ یک مدل با دو پارامتر شبیه‌سازی تصادفی و بهینه‌سازی تصادفی که امکان مدل‌سازی و ادغام مستقیم عدم قطعیت ماده معدنی را در طراحی معدن و برنامه‌ریزی تولید در نظر می‌گیرد ارائه کرد [۱۴]. جلوز و همکاران ۲۰۲۳ با تعریف یک مرز به نام مرز کارآمد محدوده نهایی، یک مدل تصادفی ایجاد کردند و این مرز کارآمد محدوده پیت نهایی را تحت عدم قطعیت زمین‌شناسی باهدف حداکثرسازی سود مورد انتظار و حداقل سازی ریسک جایجا می‌کند [۱۵]. غلام نژاد و همکاران ۲۰۲۲ برای

کانسار مس عینک یکی از بزرگ‌ترین کانسارهای مس در افغانستان است که هنوز مورد استخراج و بهره‌برداری قرار نگرفته و معدنی است که از لحاظ عیار و تناژ با کانسارهای که در کمربند مس دار زامبیا قرار دارند، برابری می‌کند [۱۷، ۲۰، ۲۱]. استخراج این معدن می‌تواند در تحولات بعدی نقش مهمی را در رشد صنعت و اقتصاد ملی این کشور بازی کند.

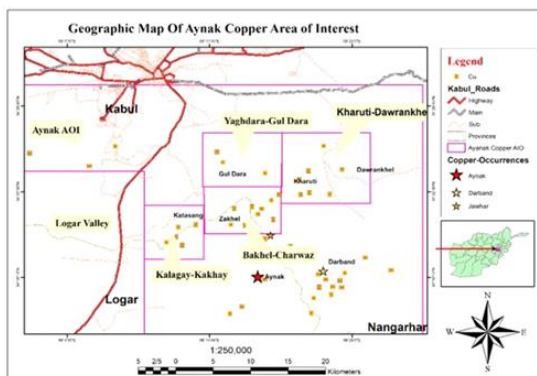
تعیین محدوده نهایی معدن یکی از موضوعات مهم در استخراج معدن روباز است که باید در مراحل ابتدایی عملیات معدن مورد بررسی قرار گیرد و این‌زمانی باید مشخص شود که برخی از پارامترها مانند اقتصادی بودن پروژه معدن پس از مرحله اکتشاف ثابت شود. در آغاز هر پروژه معدنی، زمانی که تعداد زیادی از عدم قطعیت‌ها وجود دارد تعیین پیت نهایی یکی از حیاتی‌ترین و تأثیرگذارترین تصمیمات در یک پروژه معدنی است. سرمایه‌گذاری بالای پروژه‌های معدنکاری دارای خطرپذیری بالایی هستند که میزان آن مستقیماً وابسته به عدم قطعیت‌ها است [۳]. عدم قطعیت‌ها در یک پروژه معدنی فرایند طراحی معدن را به یک فرایند پیچیده و حساس تبدیل می‌کند و اهمیت ارزیابی ریسک عدم قطعیت‌ها و تأثیر آن بر محدوده نهایی معدن را بالا می‌برد. بنیادی‌ترین عدم قطعیت‌ها در پروژه‌های معدنی، عدم قطعیت توزیع عیار ذخیره و عدم قطعیت قیمت محصول تولیدی‌اند که هر دو از پارامترهای اصلی، مرحله طراحی معدن بوده و به دلیل وجود مشکلات بسیار در تخمین و پیش‌بینی روند تغییراتشان، مدل‌سازی و پیش‌بینی دقیق آن‌ها غیرممکن است و این خود باعث تفاوت‌های فاحش بین طراحی انجام‌شده و نتایج به‌دست‌آمده از آن می‌شود؛ بنابراین روشی که برای حل این مسئله ارائه می‌شود باید در آن فرایند توسعه و رشد پروژه طوری باشد که انعطاف‌پذیری لازم برای برخورد با این عدم قطعیت‌ها را داشته باشد تا بتواند جواب قابل‌اطمینان‌تر و با ریسک کم‌تر را ارائه کند [۳].

از سال ۱۹۶۰ تا اکنون روش‌های مختلفی برای حل این مسئله معرفی و به‌کار رفته است که تمام این الگوریتم‌ها به دو شکل ارائه شده است، جستجو محور و ریاضی محور [۴]. از این دو روش، روش ریاضی محور دارای پشتوانه قوی محاسباتی بوده و می‌توان با استفاده از آن به یک جواب مناسب و مطمئن رسید.

الگوریتم تعیین محدوده نهایی، ۹ پیت فرضی مختلف به دست می‌آید که این محدوده‌ها، برای رخداد شرایط خوش‌بینانه تا بدبینانه صادق خواهند بود. در ادامه با استفاده از تحلیل قابلیت اطمینان مرتبه اول (First Order Reliability Method) و فرض چند هدف برای سود انتظاری از این پیت‌ها، احتمال موفقیت و یا شکست آنها مورد بحث و تحلیل قرار گرفته و برای مدیران ریسک گریز تا ریسک‌پذیر محدوده نهایی مناسب پیشنهاد شده است. در نتیجه‌ی این تحقیق برای هر هدف مدیریتی یک محدوده نهایی پیشنهاد خواهد شد که دارای بیشترین احتمال موفقیت در دستیابی به آن هدف بوده و برای هر مدیری با سطح هدف خاص این محدوده با محدوده پیشنهادی مدیران دیگر متفاوت خواهد بود.

۲- جغرافیای معدن مس عینک

کانسار مس عینک یکی از بزرگ‌ترین معادن مس در افغانستان بوده و از نظر جغرافیایی متشکل از قسمت‌های مرکزی و غربی در ۳۰ کیلومتری جنوب و جنوب شرق کابل در مسیر جاده عمومی کابل - گردیز، در استان لوگر در طول جغرافیای $69^{\circ}18'18''$ و عرض جغرافیایی $34^{\circ}15'58''$ قرار دارد [۱۸، ۱] (شکل ۱).



شکل ۱: موقعیت جغرافیایی کانسار مس عینک [۱].

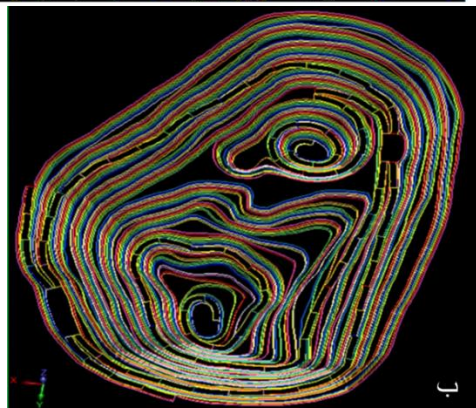
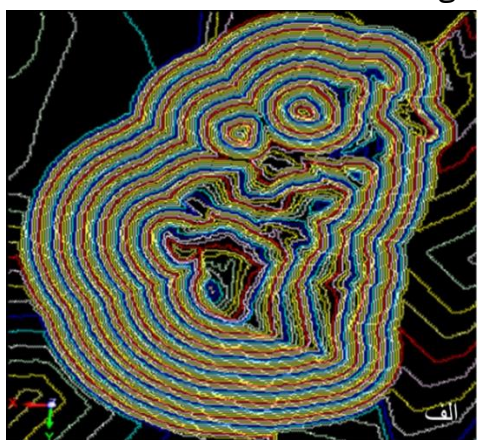
۳- محدوده نهایی معدن مس عینک با پارامترهای متوسط

برای طراحی محدوده نهایی معدن مس عینک با استفاده از اطلاعات اکتشافی حاصل از گمانه‌ها، مدل بلوکی زمین‌شناسی (عیاری) در محیط نرم‌افزار سورپک ساخته شد و در ادامه بر مبنای همین مدل بلوکی زمین‌شناسی، در محیط نرم‌افزار NPVS مدل بلوکی اقتصادی ساخته شده و

طراحی محتمل‌ترین محدوده نهایی معادن روباز در فضای عدم قطعیت قیمت محصول نهایی از الگوریتم ریاضی مبتنی بر شبیه‌سازی مونت کارلو و الگوریتم لرج و گراسمن استفاده کردند [۱۶]. مدل آنها نظر به تاریخچه قیمت فلز در گذشته و تخمین تابع توزیع آن، ارزش قابل انتظار بلوک‌ها و احتمال استخراج هر بلوک را محاسبه کرده و محتمل‌ترین پیت نهایی را برای معدن به دست آورد. با وجود انجام این تحقیق‌ها و در نظرگیری تأثیر عدم قطعیت‌ها در تعیین محدوده نهایی معادن روباز، محدوده‌های طراحی شده فارغ از اهداف مدیریتی پیشنهاد شده‌اند و تأثیر میزان ریسک‌پذیری مدیران در ارائه یک محدوده نهایی مناسب برای آنها در نظر گرفته نشده است. در تحقیق حال حاضر با ارائه یک الگوریتم کارا، برای مدیران با سطوح مختلف ریسک‌پذیری، محدوده‌های نهایی مناسب با بیشترین احتمال موفقیت در دستیابی به اهداف مدیریتی پیشنهاد شده است. نکته قابل توجه این است که برای اهداف مدیریتی متفاوت محدوده‌های پیشنهادی بسیار متفاوت خواهد بود.

در این تحقیق برای در نظرگیری قیمت به صورت یک متغیر تصادفی، تاریخچه قیمت فلز مس در طی ۱۰ سال گذشته مابین سال‌های ۲۰۲۳-۲۰۱۳ برحسب $\text{tonn}/\$$ به دست آمده است. برای از بین بردن اثرات تورمی ارزش پول، از شاخص قیمت تولیدکننده (PPI) استفاده شده و قیمت‌های تاریخی مس برحسب ارزش دلار سال ۲۰۲۳ به‌روزرسانی شده و در نهایت با فرض توزیع لاگ نرمال برای قیمت، مقدار متوسط و انحراف معیار لگاریتم قیمت با توجه به داده‌ها، محاسبه شدند. برای تحلیل عدم قطعیت عیار بر محدوده نهایی معدن مس عینک، عیار مس نیز یک پارامتر غیرقطعی در نظر گرفته شده و میانگین و واریانس آن با روش تخمین کریجینگ در نرم‌افزار سورپک محاسبه شده است. بر مبنای عدم قطعیت عیار و میزان واریانس آن در مدل بلوکی و همچنین عدم قطعیت قیمت مس، ۹ عدد پیت با تحقق‌های عیار و قیمت مختلف (به صورت خوش‌بینانه، منطقی و بدبینانه) و بر اساس الگوریتم بهینه‌ساز لرج و گراسمن به دست آمدند. در این تحقیق، حالت‌های خوش‌بینانه به صورت مقدار متوسط قیمت و یا عیار به علاوه یک برابر انحراف از معیار آنها در نظر گرفته شده، ضمناً حالت بدبینانه به صورت مقدار متوسط منهای یک برابر انحراف معیار و حالت منطقی به صورت مقدار متوسط این پارامترها فرض شده است. بدین ترتیب با ورود داده‌های مختلف عیار و قیمت ۹ گانه به

طراحی محدوده نهایی معدن مس عینک بر مبنای اجرای الگوریتم لرج و گراسمن و به روی مدل بلوکی اقتصادی کانسار صورت گرفت. زاویه شیب محدوده نهایی این معدن با توجه به خصوصیات مکانیک سنگی منطقه، در تمام جهات ۴۷ درجه در نظر گرفته شده است. شکل ۲ نمایی از پیت نهایی به دست آمده از نرم افزار NPVS را نشان می‌دهد. این پیت دارای ۳۹۷ میلیون تن ماده معدنی با نسبت باطله برداری ۴/۱۲ به دست آمده است که اطلاعات آن در جدول ۲ آورده شده است. برای عملیاتی کردن پیت خام به دست آمده از نرم افزار NPVS این پیت را به نرم افزار سورپک فراخوانی کرده و به روی آن جاده و دسترسی‌ها، به شکل دستی طراحی شده‌اند. بدین صورت پیت خام غیرعملیاتی به یک پیت عملیاتی تبدیل گردید. عرض جاده تا ۳۰ متر، شیب طولی ۸ درصد، زاویه تک پله ۷۵ درجه در نظر گرفته شده است. شکل ۲ الف) پیت غیرعملیاتی به دست آمده از نرم افزار NPVS و شکل ۲ ب) همان پیت را به شکل رشته‌ای (String) بعد از عملیاتی کردن نشان می‌دهند و شکل ۳ DTM پیت عملیاتی را به شکل سه بعدی آن نمایش می‌دهد.



شکل ۲: شکل رشته‌ای پیت معدن مس عینک الف) غیرعملیاتی و ب) عملیاتی

در نهایت محدوده نهایی معدن با فرض قیمت و عیار متوسط به دست آمده است. اطلاعات مدل بلوکی زمین‌شناسی، مدل بلوکی اقتصادی و محدوده نهایی معدن به ترتیب در جدول‌های ۱، ۲ و ۳ آمده است. بسیاری از پارامترهای جداول ۱ تا ۲ به دلیل عدم فعالیت استخراجی و فراوری در کشور افغانستان از معادن مشابه (هم سایز) در ایران برآورد شده‌اند. ضمناً نتایج جدول ۳ از تحلیل محدوده نهایی در نرم افزار NPVS به دست آمده است.

جدول ۱: اطلاعات مربوط به مدل بلوکی زمین‌شناسی

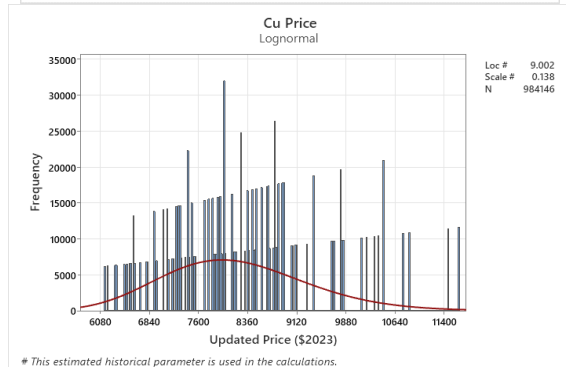
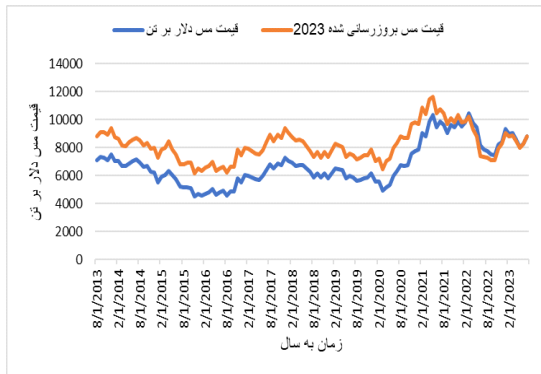
مقدار	پارامتر
۲/۸۵	وزن مخصوص کانسنگ
۲/۷۶	وزن مخصوص باطله
۱/۱۸	میانگین عیار مس (درصد)
۰/۰۰۷۵	حداقل عیار مس (درصد)
۲۴	حداکثر عیار مس (درصد)
۴۶۸	تناژ کل کانسار مس عینک (میلیون تن)
۰/۱۶	عیار حد ماده معدنی مس (درصد)

جدول ۲: پارامترهای مورد نیاز جهت تهیه مدل بلوکی اقتصادی

مقدار	پارامتر
۸۲۰۰	قیمت ماده معدنی (دلار بر تن مس خالص)
۲/۲۵	هزینه استخراج کانسنگ (دلار بر تن)
۱/۵	هزینه باطله برداری (دلار بر تن)
٪۹۵	راندمان استخراج
٪۸۷/۵	راندمان فراوری
٪۹۷	راندمان ذوب و تصفیه
٪۵	ترقیق
٪۱۰	نرخ تنزیل
۶/۲	هزینه فراوری هر تن مس (دلار بر تن کانسنگ)
۴۰۰	هزینه ذوب و تصفیه (دلار بر تن مس خالص)

جدول ۳: اطلاعات مربوط به محدوده نهایی معدن مس عینک

واحد	مقدار	پارامتر
سال	۲۹	عمر معدن
درجه	۴۷	زاویه شیب سرتاسری
میلیون تن	۱۴	تولید سالیانه
میلیون دلار	۴,۸۸۳	هزینه استخراج
میلیون دلار	۴,۲۹۳	هزینه فراوری
میلیون دلار	۳۶,۷۳۶	درآمد
میلیون دلار	۲۷,۵۵۹	ارزش خالص پیت
میلیون دلار	۱۲,۶۱۵	NPV
میلیون دلار	۳۱,۱۱۸	ارزش ماده معدنی
	۴/۱۱	نسبت باطله برداری
هزار تن	۵,۶۹۵	مقدار فلز مس



شکل ۴: الف) نمودار قیمت مس با توجه به داده‌های تاریخی بین سال‌های ۲۰۲۳-۲۰۱۳ و به‌روزرسانی آن نظر به سال ۲۰۲۳ (ب) هیستوگرام و تابع توزیع احتمال منطبق بر آن.

برای تحلیل عدم قطعیت عیار بر محدوده نهایی معدن مس عینک، عیار مس هر یک از بلوک‌ها نیز به‌صورت غیرقطعی در نظر گرفته شده است. مقدار متوسط و واریانس عیارهای تخمینی برای هر یک از بلوک‌های معدنی با استفاده از روش‌های کریجینگ در نرم‌افزار سورپک تعیین شده است. بر مبنای همین پارامتر غیرقطعی و میزان واریانس آن چندین مدل بلوکی زمین‌شناسی با تحقق‌های عیاری مختلف ساخته شده است. در این تحقیق، نحوه اعمال عدم قطعیت عیار به روی مدل بلوکی زمین‌شناسی طوری است که در قدم اول عیار مس (cu) که قبلاً توسط روش کریجینگ برآورد شده، به‌عنوان عیار متوسط فرض شده و سپس به روی همان مدل بلوکی عیارهای فرضی مس برای به دست آوردن پیت‌های جدید تعریف شده است. عیارهای مذکور شامل افزایش یا کاهش عیار متوسط بلوک‌ها به‌اندازه یک برابر انحراف معیار عیار تخمینی آنها است. از عیار افزایشی عیار برای تعیین محدوده نهایی خوش‌بینانه و از عیار کاهش‌ی برای تعیین محدوده نهایی بدبینانه استفاده خواهد شد. رابطه (۱) نحوه تعیین عیار خوش‌بینانه و بدبینانه بلوک‌ها را نشان می‌دهد.

$$Cu_i = \mu_i \pm \sigma_i \quad (1)$$

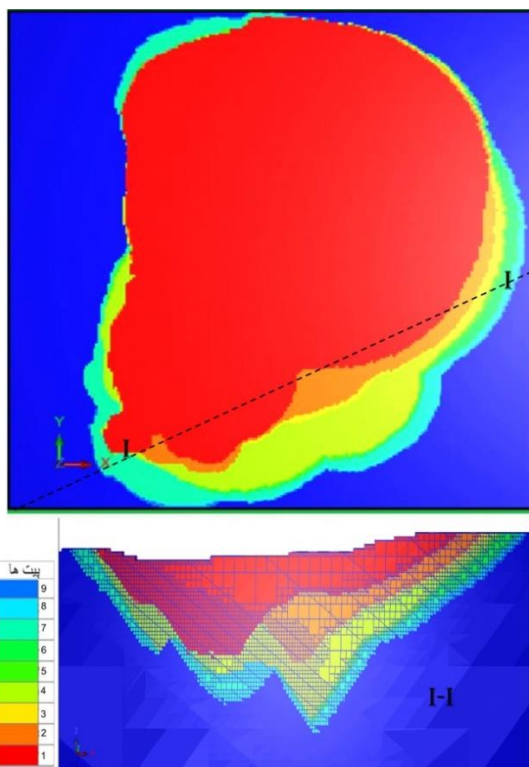


شکل ۳: مدل سه‌بعدی پیت عملیاتی محدوده نهایی معدن مس عینک.

۴- عدم قطعیت عیار و قیمت

عدم قطعیت‌های قیمت محصول تولیدی و توزیع عیار ذخیره به‌عنوان قلب طراحی، از جمله پارامترهای اصلی در مرحله طراحی معدن بوده و بیشترین تأثیر را در سوددهی معادن دارند. به دلیل وجود مشکلات بسیار زیاد در تخمین و پیش‌بینی روند تغییرات این عدم قطعیت‌ها، مدل‌سازی و پیش‌بینی دقیق آنها غیرممکن است. این باعث تفاوت‌های فاحش بین طراحی انجام‌شده و نتایج به‌دست‌آمده از استخراج معدن می‌شود [۳]. لذا لازم است تأثیر عدم قطعیت عیار و قیمت در طراحی لحاظ شود. بدین منظور در این تحقیق برای در نظرگیری قیمت به‌صورت یک متغیر تصادفی، تاریخچه قیمت فلز مس در طی ۱۰ سال گذشته مابین سال‌های ۲۰۲۳-۲۰۱۳ مطابق نمودار شکل (۴ الف) برحسب $\text{tonn}/\$$ به دست آمده است. با توجه به نواسانات، قیمت مس در طول ۱۰ سال (۲۰۲۳-۲۰۱۳) به‌صورت ماهانه برآورد شده است. قیمت‌های به‌دست‌آمده به‌منظور خنثی‌سازی نرخ کاهش ارزش پول با شاخص قیمت تولیدکننده (PPI) به ارزش دلار سال ۲۰۲۳ به‌روزرسانی شده است (شکل ۵). در نهایت با فرض توزیع لاگ‌نرمال برای قیمت، مقدار متوسط و انحراف معیار لگاریتم قیمت با توجه به داده‌های تاریخی به ترتیب برابر با $\mu_y = 9.0024$ ، $\sigma_y = 0.138$ ، محاسبه شدند که در آن $y = \ln(s)$ لگاریتم قیمت است. هیستوگرام قیمت‌های بروز شده و تابع توزیع برازش شده بر آن در شکل ۴ ب نشان داده شده است.

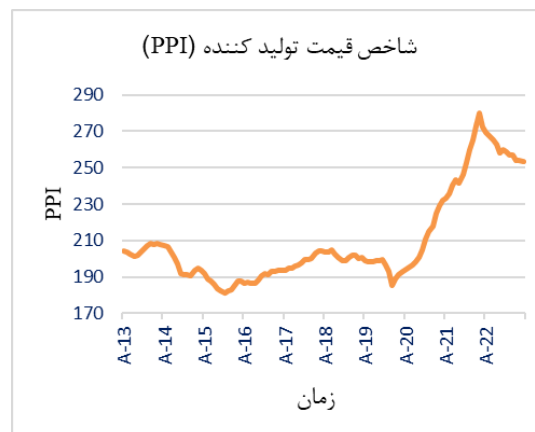
دلار بر تن در نظر گرفته شده است. بدین صورت ۹ عدد پیت با فرض عیارها و قیمت‌های متغیر به دست آمدند. به طور نمونه در شکل ۶ پیت شماره ۵ یک پیت منطقی است که با عیار متوسط تخمینی μ_g و قیمت متوسط μ_p بدست آمده به دست آمده است و پیت شماره ۱ بدبینانه ترین پیت است که هم از عیار متوسط آن و هم از قیمت متوسط آن هر کدام به اندازه انحراف معیار کم شده است، پیت شماره ۱ از لحاظ ابعاد نیز کوچکترین پیت است. پیت شماره ۹ خوش‌بینانه‌ترین پیت است که در آن عیار و قیمت به اندازه یک برابر انحراف معیارشان افزایش داشتند که نظر به ابعاد نیز این پیت بزرگترین پیت است. در شکل ۷ یک نقشه مسطح (پلان) و یک مقطع دلخواه از تمامی ۹ پیت به دست آمده در این تحلیل نشان داده شده است. برای تحلیل احتمالاتی پیت‌های طراحی شده در ابتدا یک سطح هدف مدیریتی در دستیابی به سودهای مختلف در نظر گرفته شده و در ادامه از روش قابلیت اعتماد مرتبه اول (FORM) برای تعیین احتمال شکست یا موفقیت هر کدام از پیت‌ها در دستیابی به یک هدف خاص سود، استفاده شده است.



شکل ۷: نقشه مسطح و یک مقطع از پیت‌های طراحی شده

در جدول ۴ میزان تناژهای ماده معدنی، باطله و سود حاصل از هر کدام از پیت‌ها با فرض عیار-قیمت خوش‌بینانه، منطقی و بدبینانه ارائه شده است. در این جدول همچنین

که در آن $C\mu_i$ تحقق‌های عیاری خوش‌بینانه یا بدبینانه بلوک μ_i نام متوسط عیار تخمینی بلوک μ_i نام و σ_i انحراف معیار عیار بلوک نام است. مطابق رابطه (۱)، در این تحقیق، برای عیار تمامی بلوک‌ها یک همبستگی کامل در نظر گرفته شده است. بنابراین در حالت خوش‌بینانه و بدبینانه فرض شده است که عیار همه‌ی بلوک‌های ماده معدنی با همدیگر و به اندازه انحراف معیار تخمین کریجینگ افزایش یا کاهش می‌یابند.



شکل ۵: نمودار شاخص قیمت تولیدکننده طی زمان (۲۰۲۳-۲۰۱۳).

با در نظرگیری قیمت و عیار به صورت ۳ مقدار خوش‌بینانه (متوسط بعلاوه انحراف معیار)، منطقی (متوسط) و بدبینانه (متوسط منهای انحراف معیار)، مطابق شکل ۶، ۹ عدد محدوده نهایی متفاوت توسط الگوریتم لرج و گروسمن در نرم‌افزار NPVs ساخته شده است.



شکل ۶: نقاط متناظر با پیت‌های حاصل از عیار و قیمت‌های خوش‌بینانه، منطقی و بدبینانه

در حالت منطقی، قیمت متوسط مس ۸۲۰۰ دلار بر تن در نظر گرفته شده است و برای به دست آوردن پیت‌های خوش‌بینانه قیمت $(\mu_p + \sigma_p)$ یعنی برابر با ۹۳۳۹ دلار (۲۰۲۳\$ بر تن) و در پیت بدبینانه $(\mu_p - \sigma_p)$ برابر با ۷۰۶۲

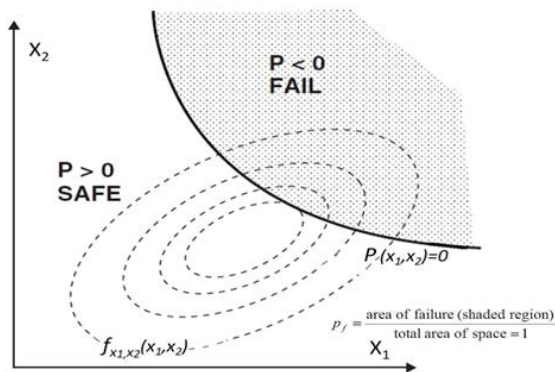
میزان سود انتظاری از هر پیت با در نظرگیری مقادیر متوسط قیمت و عیار ماده معدنی نیز محاسبه شده است. البته این مقدار انتظاری با استفاده از نرم‌افزار اکسل و با ورود داده‌ها از NPVS محاسبه شده است.

جدول ۴: میزان سودهای انتظاری، فرضی و تناژهای ماده معدنی و باطله پیت‌های ۹گانه

شماره پیت	تناژ ماده معدنی (میلیون تن)*	تناژ باطله (میلیون تن)*	سود فرضی (میلیارد دلار)*	سود انتظاری (میلیارد دلار)**
۱	۲۰۴	۱,۳۵۴	۱۰,۶۸	۲۵,۳۰
۲	۳۹۵	۱,۶۰۰	۲۳,۲۶	۲۸,۷۱
۳	۴۵۴	۱,۸۱۲	۴۲,۷۵	۲۸,۵۲
۴	۲۱۴	۱,۴۷۳	۱۳,۳۸	۲۶,۲۹
۵	۳۹۸	۱,۶۳۶	۲۸,۴۸	۲۸,۷۷
۶	۴۵۶	۱,۸۵۸	۵۱,۴۷	۲۸,۵۰
۷	۲۱۷	۱,۵۱۰	۱۶,۱۲	۲۶,۲۹
۸	۴۰۰	۱,۷۰۲	۳۳,۷۲	۲۸,۷۴
۹	۴۵۶	۱,۸۸۷	۶۰,۲۲	۲۸,۴۸

*تناژ باطله، ماده معدنی و سود با فرض عیار و قیمت خوش‌بینانه، منطقی و بدبینانه**سود انتظاری با در نظرگیری قیمت و عیار متوسط

به مقادیر پارامترهای تصادفی شکست رخ می‌دهد. حجم منطقه هاشورخورده در زیر تابع چگالی احتمال چندگانه معرف احتمال رخداد شکست است.



شکل ۸: مسئله عمومی قابلیت اطمینان برای دو متغیر تصادفی [۱۹].

روش قابلیت اطمینان مرتبه اول (First-order Reliability Method) یکی از مطمئن‌ترین روش‌های محاسباتی برای تحلیل قابلیت اطمینان یک سیستم در نظر گرفته می‌شود. مزیت نسبی این روش تحلیلی این است که به مقدار محاسبات زیادی نیاز ندارند. در اکثر سیستم‌ها، روش FORM به محاسبات بسیار کمتری برای تعیین حجم ناحیه شکست نیاز داشته که از نظر اجرا، بسیار کاراتر از روش‌های دیگر مانند روش مونت کارلو است.

۵- مسئله قابلیت اعتماد و روش FORM

هدف از تحلیل قابلیت اعتماد، یافتن احتمال شکست یا موفقیت یک سیستم دارای عدم قطعیت است. یک بردار تصادفی از پارامترهای دارای عدم قطعیت مانند: چگالی احتمالاتی چندگانه، $f(x_1, x_2, \dots, x_n)$ ، پیروی می‌کنند. یک تابع عملکرد $P(x_1, x_2, \dots, x_n)$ ، معرف عملکرد سیستم مورد بحث با توجه به مقادیر پارامترهای تصادفی است. تابع عملکرد در ناحیه شکست سیستم مقادیر کمتر از صفر، در حالت مرزی مقدار صفر و در حالت کارایی (عملکرد صحیح) سیستم بزرگ‌تر از صفر است. هدف تحلیل قابلیت اطمینان، محاسبه احتمال شکست سیستم مفروض است. این احتمال به فرم رابطه (۲) قابل محاسبه است [۲۵، ۱۹]:

$$P_f = \int_{P < 0} f(x_1, x_2, \dots, x_n) dx_1 dx_2 \dots dx_n \quad (2)$$

مفاهیم توزیع پارامترهای تصادفی، تابع عملکرد (Performance function)، نواحی شکست و موفقیت و همچنین احتمال شکست در شکل ۸ نشان داده شده است. مطابق این شکل خط توپر معرف مرز بین رخداد و عدم رخداد شکست است که در آن میزان کارایی برابر صفر است، خطوط توخالی معرف خطوط تراز تابع توزیع احتمال متغیرها بوده و ناحیه هاشور خورده معرف مناطقی است که با توجه

$$\begin{aligned}\beta &= \min \sqrt{Z_1^2 + Z_2^2 + \dots + Z_n^2} \\ &= \min \sqrt{ZZ^T} \\ \text{s.t. :} & \\ P(g(Z)) &= 0 \\ X &= g(Z)\end{aligned}\quad (4)$$

که در آن $Z = (Z_1, Z_2, \dots, Z_n)$ بردار متغیرهای نرمال استاندارد، $X = (X_1, X_2, \dots, X_n)$ بردار متغیرهای فیزیکی با توزیع دلخواه و g تابع انتقال (translation function) برای تبدیل متغیرهای نرمال استاندارد به متغیرهای فیزیکی است. این تابع با توجه به تابع توزیع احتمال متغیرها قابل محاسبه است. برای متغیرهای فیزیکی غیر وابسته (مستقل)، انتقال را می‌توان با استفاده از رابطه (۵) انجام داد:

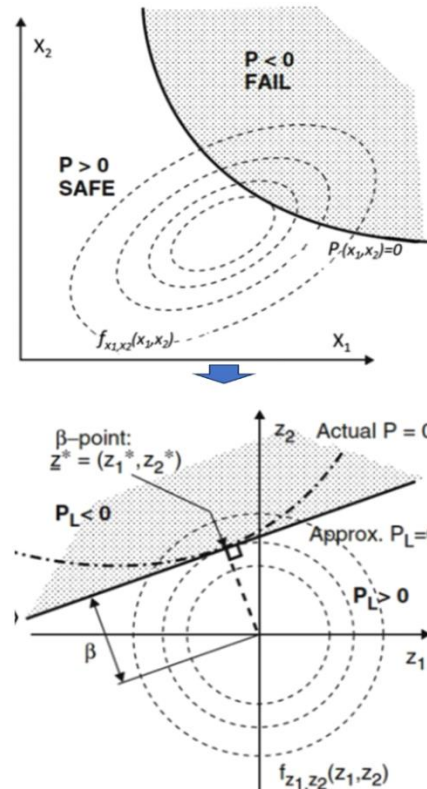
$$X_i = F_i^{-1}[\Phi(Z_i)] \quad (5)$$

که در آن هر متغیر فیزیکی، X_i دارای تابع توزیع تجمعی دلخواه، F_i ، بوده و Φ تابع توزیع تجمعی نرمال استاندارد است.

۵-۱- اجرای روش FORM

در این تحقیق دو متغیر قیمت و عیار ماده معدنی به صورت تصادفی در نظر گرفته شده است. به عبارتی بردار متغیرهای تصادفی فیزیکی به صورت $X = [p, g]$ فرض شده است. قیمت نهایی فلز مس دارای توزیع لاگنرمال با متوسط $\mu_y = 9.0024$ و انحراف معیار $\sigma_y = 0.138$ در نظر گرفته شده است که با استفاده از رابطه (۶) به فضای نرمال استاندارد انتقال پیدا کرد (y لگاریتم طبیعی قیمت است). عیار ماده معدنی دارای توزیع نرمال فرض شده که متوسط و انحراف معیار آن برای هر بلوک توسط روش کریجینگ در نرم‌افزار سورپک تعیین شده است. از آنجاکه در تخمین‌گر کریجینگ برای عیار، توزیع نرمال فرض شده و واریانس تخمین بر این اساس محاسبه می‌شود در این تحقیق نیز ضمن فرض نرمال بودن عیار بلوک‌ها، همبستگی کاملی بین عیار تمامی بلوک‌های معدنی داخل محدوده نهایی در نظر گرفته شده و در نهایت میزان عیار احتمالی هر بلوک (تابع انتقال آن) از رابطه (۷) محاسبه شده است:

$$\begin{aligned}Y &= \sigma_y \cdot Z_1 + \mu_y \\ p &= \exp(y)\end{aligned}\quad (6)$$



شکل ۹: مسئله عمومی قابلیت اطمینان و حل قابلیت اطمینان به روش FORM برای دو متغیر [۲۶، ۱۹].

در روش FORM با جایگزینی متغیرهای تصادفی فیزیکی واقعی (X_1, X_2, \dots, X_n) که دارای توزیع دلخواه غیر نرمال همبسته هستند، با متغیرهای نرمال استاندارد مستقل (Z_1, Z_2, \dots, Z_n) ، (متغیرهای تصادفی با توزیع گوسی مستقل، میانگین صفر و انحراف از معیار واحد)، تابع عملکرد به فضای نرمال استاندارد منتقل می‌شود. نقطه‌ای با بیشترین احتمال شکست در فضای نرمال استاندارد را نقطه طراحی یا β -point می‌نامند اگر در نقطه طراحی حالت مرزی واقعی $(P=0)$ را با یک حالت مرزی خطی $(PL=0)$ تقریب زده شود (شکل ۹)، احتمال شکست را می‌توان از رابطه (۳) محاسبه کرد [۲۵، ۱۹].

$$p_f \approx \Phi(-\beta) \quad (3)$$

که در آن اندیس قابلیت اعتماد، β ، فاصله نقطه طراحی از مرکز مختصات و Φ ، تابع توزیع تجمعی نرمال استاندارد است. رابطه (۳) از حل تحلیلی انتگرال رابطه (۲) با توجه به شرایط توزیع نرمال متغیرها و فرض خطی بودن مرز شکست منتج شده است. با انجام تمهیدات فوق انتگرال‌گیری چندگانه رابطه (۲) به یک مسئله، بهینه‌سازی غیرخطی دارای محدودیت، به شکل رابطه (۴) ساده می‌شود [۲۱، ۲۰].

مقادیر قیمت محصول نهایی و عیار ماده معدنی محاسبه شده است، ضمن اینکه قیمت و عیار بلوک های معدنی نیز مطابق رابطه (۶) و (۷) خود به صورت تابعی از متغیرهای نرمال استاندارد در نظر گرفته شده اند (شکل ۱۰). سپس، چندین تابع عملکرد شامل دستیابی به سودهای مختلف استخراجی در نظر گرفته شده است. برای این منظور دستیابی به سودهای ۱۰ الی ۴۰ میلیارد دلاری برای مدیران ریسک گریز تا ریسک پذیر تعریف شده است و تابع عملکرد به صورت رابطه (۸) تعریف شده است.

$$P(X) = P(p, g) = profit - goal \quad (8)$$

$$= \sum_{i=1}^I BEV_i(p, g) - goal$$

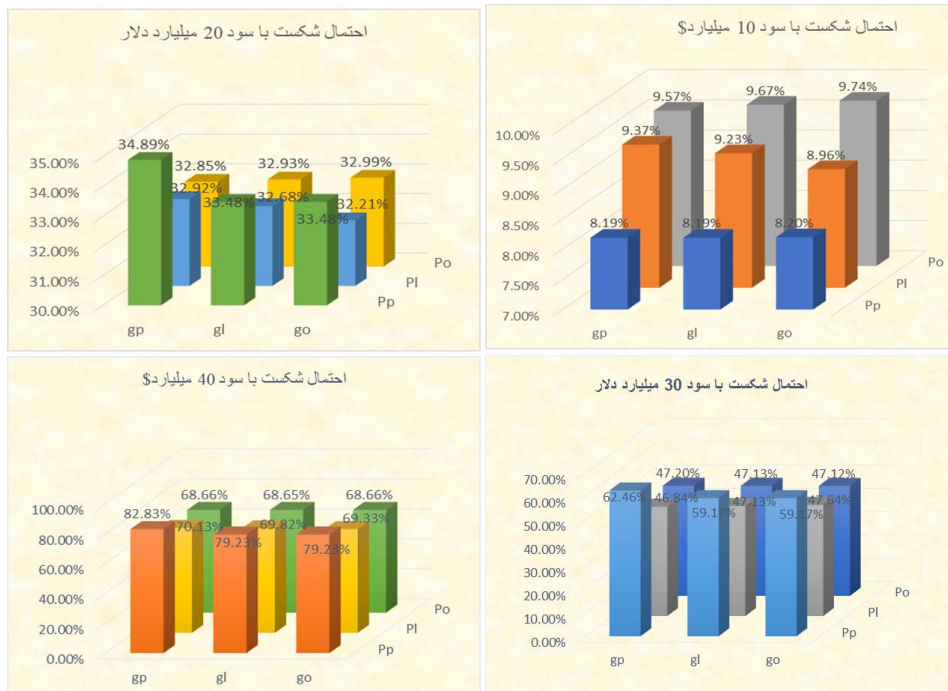
$$g_i = \mu_{g_i} + \sigma_{g_i} Z_2 \quad (7)$$

که در آن μ_y و σ_y به ترتیب متوسط و انحراف معیار متغیر لگاریتم قیمت، y ، μ_{g_i} متوسط عیار تخمینی در بلوک μ و σ_{g_i} انحراف معیار تخمین در بلوک μ بوده که توسط نرم افزار سورپک تعیین شده است. Z_1 و Z_2 نیز دو متغیر نرمال استاندارد مستقل هستند، به عبارتی قیمت و عیار به صورت دو متغیر مستقل از هم فرض شده اند.

برای اجرای روش FORM خروجی های ۹ پیت ساخته شده در نرم افزار NPVS به نرم افزار Excel وارد شده و با فرمول دهی به هر کدام از بلوک ها میزان درآمد، هزینه عملیاتی و سود ناشی از استخراج هر بلوک به صورت تابعی از

1	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O	P	R
1	کد بلوک	مسئد بلوک	اندسینه	سنگ	عیار متوسط	عیار	عیار ضربه سازه	انحراف معیار عیار	انحراف معیار عیار	انحراف معیار عیار	سود ضربه سازه	z1	z2	beta	pf or ps		
2	1507837	2435	2.76	2	0	0	0	0	0	0	\$39,999,999,393	0.134775599	0.46720	0.486338	0.313364		
3	1507840										\$275,039989		9.0024				
4	1508061										\$369.77						
5	1508173										\$369.77						
6	1508285										\$369.77						
7	1508397										\$369.77						
8	1508509										\$369.77						
9	1542333										\$369.77						
10	1542445										\$369.77						
11	1542556										\$369.77						
12	1542557										\$369.77						
13	1542668										\$369.77						
14	1542669										\$369.77						
15	1542780										\$369.77						
16	1542781										\$369.77						
17	1542892										\$369.77						
18	1542893										\$369.77						
19	1543004										\$369.77						
20	1543005										\$369.77						
21	1543116										\$369.77						
22	1543117										\$369.77						
23	1543228										\$369.77						
146393	3246390										\$369.77						
146394	3246391										\$369.77						
146395	3246392										\$369.77						
146396	3246393										\$369.77						
146397	3246394										\$369.77						
146398	3246395										\$369.77						
146399	3246396										\$369.77						
146400	3246397										\$369.77						

شکل ۱۰: اجرای روش قابلیت اعتماد مرتبه اول در اکسل (برای پیت شماره ۹)



شکل ۱۱: نمودار احتمالات شکست پیت های نه گانه با توجه به اهداف مختلف مدیریتی (Pp و Po) به ترتیب قیمت های بدبینانه، منطقی و خوش بینانه و gp، gl و go به ترتیب عیارهای بدبینانه، منطقی و خوش بینانه)

میلیارد دلاری کم ریسک‌ترین محدوده نهایی، پیت‌های بدبینانه قیمت با احتمال شکست ۸/۱۹ درصد می‌باشند. احتمال شکست این پیت‌ها، نسبت به تغییرات عیار تقریباً خنثی است. بنابراین بهتر است مدیر ریسک گریز از بین این سه پیت، پیتی دارای سود انتظاری بیشتر (مطابق جدول ۴ پیت شماره ۲) را انتخاب نماید. همچنین برای یک مدیر منطقی (ریسک خنثی) باهدف سود ۳۰ میلیارد دلار، پیت شماره ۵ دارای کمترین احتمال شکست به میزان ۴۷/۱۳ درصد است. برای یک مدیر ریسک‌پذیر با سود هدف ۴۰ میلیارد دلاری نیز پیت‌های خوش‌بینانه قیمت دارای کمترین احتمال شکست به میزان تقریبی ۶۸/۶۶ درصد می‌باشند. احتمال شکست این پیت‌ها نیز نسبت به تغییرات عیار تقریباً خنثی است. بنابراین بهتر است یک مدیر ریسک گریز، ریسک خنثی و ریسک‌پذیر به ترتیب از بین محدوده‌های نهایی پیتی را انتخاب کنند که در وهله اول دارای بیشترین احتمال موفقیت در رسیدن به هدف بوده و در وهله دوم دارای سود انتظاری بیشتر (مطابق جدول ۴ پیت شماره ۲، شماره ۵ و شماره ۸) باشد.

۶- نتیجه‌گیری

تحلیل احتمالاتی انجام‌شده به مدیران معدن کمک می‌کند که با توجه به یک هدف مدیریتی بهترین تصمیم در راستای کمینه‌سازی احتمال شکست آن هدف را انتخاب کنند. نتایج این تحقیق که بر روی یک معدن خاص (مس عینک افغانستان) انجام شده است. نشان می‌دهد که تغییرپذیری متغیر قیمت محصول نهایی اثرگذاری بسیار بیشتری نسبت به تغییرپذیری عیار ماده معدنی برای تصمیم‌های مدیریتی دارد. تحلیل احتمالاتی تعیین محدوده نهایی مفهوم بسیار بالاتری نسبت به تحلیل‌های قطعی داشته و نتایج آن برای مدیران معدن ملموس‌تر و کاربردی‌تر است. نتایج این تحقیق نشان می‌دهد که با استفاده از روش FORM می‌توان با دقت و سرعت مناسبی احتمال دستیابی (موفقیت) یا عدم دستیابی (شکست) به اهداف خاص مدیریتی را تعیین کرد و این احتمال‌ها کمک زیادی به مدیران معدن در جهت تصمیم‌گیری‌های منطقی خواهد داشت. برای معدن مس عینک افغانستان در نظرگیری یک محدوده نهایی با ابعاد هندسی کوچک (محدوده پیت شماره ۱) برای یک مدیر ریسک گریز با سطح هدف سود حداقل ۱۰ میلیارد دلار دارای کمترین احتمال شکست به میزان

که در رابطه (۸) goal هدف موردنظر و profit ارزش سود محدوده نهایی و $BEV_i(p, g)$ ارزش اقتصادی بلوک λ م در قیمت p و با فرض عیار g است. در نهایت با استفاده از ابزار حل‌کننده (solver) در نرم‌افزار اکسل مسئله بهینه‌سازی رابطه (۴) حل و برای هرکدام از پیت‌های فرضی در هدف مدیریتی خاص اندیس قابلیت اعتماد محاسبه می‌شود. برای نمونه در شکل ۱۰ برای پیت شماره ۹ نمای صفحه گسترده اکسل و تنظیمات ابزار حل‌کننده برای حل مسئله FORM و همچنین نتایج حل مسئله شامل مختصات نقطه طراحی (β -point)، مقادیر محاسبه‌شده‌ی اندیس قابلیت اعتماد و احتمال شکست و یا موفقیت این پیت در دستیابی به اهداف سود مختلف نشان داده شده است.

۵-۲- نتایج حل روش FORM

در این تحقیق ۹ محدوده نهایی مختلف معدن با رویکردهای خوش‌بینانه، منطقی و بدبینانه نسبت به قیمت و عیار ماده معدنی مطابق شکل ۶ به دست آمده است. سپس برای تعیین احتمال دستیابی به اهداف مدیریتی مختلف در رسیدن به سودی خاص از روش قابلیت اعتماد مرتبه اول استفاده شده است به عبارتی با استفاده از اطلاعات خروجی هر پیت از نرم‌افزار NPVS و به‌کارگیری روش FORM احتمال شکست یا موفقیت هرکدام از پیت‌ها در دستیابی به اهداف خاص سود مشخص شده است. با توجه به سود متوسط (انتظاری) ۲۸ میلیارد دلار در این معدن، اهداف ۱۰، ۲۰، ۳۰ و ۴۰ میلیارد دلار برای مدیران ریسک گریز تا ریسک‌پذیر در نظر گرفته شده است. شایان‌ذکر است، در این تحقیق مدیران باهدف سود بسیار بیشتر از حد متوسط (امید ریاضی سود) و با احتمال دستیابی کمتر از متوسط (کمتر از ۵۰ درصد) به‌عنوان مدیران ریسک‌پذیر و مدیران باهدف سود کمتر از حد متوسط اما با احتمال دستیابی بسیار بیشتر از حد متوسط (بیشتر از ۵۰ درصد) به‌عنوان مدیر ریسک گریز و مدیری باهدف سود متوسط با احتمال دستیابی متوسط (۵۰ درصد) به‌عنوان مدیر منطقی نام‌گذاری شده‌اند.

نتایج اجرای روش FORM برای هرکدام از چهار هدف مدیریتی در شکل ۱۱ نشان داده شده است. در این شکل احتمال عدم دستیابی به حداقل سود هدف با احتمال شکست معرفی شده است. این احتمال برای تمامی اهداف سود و برای تمامی پیت‌های ۹گانه محاسبه شده است. مطابق شکل ۱۱ برای مدیر ریسک گریز باهدف سود ۱۰

International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 2008. 22(1): p. 3-35. [5]

[5] Denby, B. and D. Schofield, Open-pit design and scheduling by use of genetic algorithms. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Section A. Mining Industry, 1994. 103.

[6] Gholamnejad, J. and M. Osanloo, Incorporation of ore grade uncertainty into the push back design process. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2007. 107(3): p. 177-185.

[7] Abdel Sabour, S.A., Dimitrakopoulos, R. G., & Kumral, M., Mine design selection under uncertainty. Mining Technology, (2008). 117(2), 53-64.

[8] Akbari, A., M. Osanloo, and M. Shirazi, Ultimate Pit Limit (UPL) determination through minimizing risk costs associated with price uncertainty. Gospodarka Surowcami Mineralnymi, 2008. 24(4/2): p. 157-170.

[9] Godoy, M. and R. Dimitrakopoulos, A risk quantification framework for strategic mine planning: Method and application. Journal of Mining Science, 2011. 47: p. 235-246.

[10] Asad, M.W.A. and R. Dimitrakopoulos, Implementing a parametric maximum flow algorithm for optimal open pit mine design under uncertain supply and demand. Journal of the Operational Research Society, 2013. 64(2): p. 185-197.

[11] Mahdi, R. and O. Morteza. Determining the most effective factors on open pit mine plans and their interactions. in Mine Planning and Equipment Selection: Proceedings of the 22nd MPES Conference, Dresden, Germany, 14th–19th October 2013. 2014. Springer.

[12] Deutsch, M., E. González, and M. Williams, Using simulation to quantify. Mining Engineering, 2015. 67(12): p. 49-55.

[13] Baek, J., Y. Choi, and H.-s. Park, Uncertainty representation method for open pit optimization results due to variation in mineral prices. Minerals, 2016. 6(1): p. 17.

[14] Dimitrakopoulos, R., Stochastic mine planning—methods, examples and value in an uncertain world. Advances in Applied Strategic Mine Planning, 2018: p. 101-115.

[15] Jelvez, E., N. Morales, and J.M. Ortiz, Stochastic Final Pit Limits: An Efficient Frontier Analysis under Geological Uncertainty in the Open-Pit Mining Industry. Mathematics, 2022. 10(1): p. 100.

[16] Gholamnejad, Javad, et al. Designing the most probable final pit limit of open pit mines

۸/۱۹ درصد و برای یک مدیر ریسک‌پذیر با سطح هدف سود حداقل ۴۰ میلیارد دلار (محدوده نهایی با ابعاد بزرگ هندسی) دارای بیشترین احتمال موفقیت ۳۱/۳۴ درصد است. البته برای معادن دیگر با توزیع عیار و سطوح اکتشاف مختلف و همچنین تغییرات قیمت محصول نهایی متفاوت ممکن است نتایج این تحلیل کاملاً متفاوت باشد.

نتایج این تحقیق نشان می‌دهد که برای مدیران منطقی، ریسک‌پذیر، ریسک‌گریز باید محدوده‌های نهایی متفاوتی بنا بر میزان احتمال موفقیت در دستیابی به اهداف مدیریتی پیدا کرد و پیشنهاد تنها یک محدوده نهایی معدن برای همگی این مدیران کافی نخواهد بود.

در اجرای حل FORM نیز قابلیت بسیار بالای ابزار حل‌کننده اکسل (Solver) در حل مسئله بهینه‌سازی رابطه (۴) به وضوح قابل مشاهده است. به نحوی که برای حل این مسئله پیچیده با تعداد بسیار زیاد بلوک‌های معدنی (بیش از ۸۴۰ هزار بلوک)، مشکلی در اجرای حل با ابزار محاسباتی معمول (کامپیوتر شخصی) به وجود نیامده و محاسبات هرکدام از احتمال‌ها در کسری از ساعت انجام می‌شود. کارایی بالای این ابزار در بهینه‌سازی با توجه به غیرخطی بودن مسئله بهینه‌سازی مورد حل (Non Linear Programming) به دلیل شرطی بودن ارزش‌گذاری بلوک‌های ماده معدنی و باطله و متغیر بودن قیمت و عیار بلوک‌ها (امکان تبدیل بلوک ماده معدنی به باطله و بالعکس در هر بار جستجو در رسیدن به جواب بهینه) بیشتر به چشم می‌آید.

مراجع

[1] Shafayi, S.H., Ore Deposit Boundary determination and Reserve Estimation of Afghanistan Aynak Copper Deposit using Geostatistical Methods (in persian) 2021, Yazd University.

[2] Shafayi, S.H. and F.M. Torab, Ore Deposit Boundary Modification in Afghanistan Aynak Central Copper Deposit using Sequential Indicator Simulation and Indicator Kriging. Journal of Mining and Environment, 2022. 13(2): p. 325-340.

[3] Gholamnejad J., Long-term production planning in open pit mines considering geological uncertainty (in persian). 2009. Yazd University.

[4] Osanloo, M., J. Gholamnejad, and B. Karimi, Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms.

- [22] R. Lotfian, J. Gholamnejad, and ..., "Effective solution of the long-term open pit production planning problem using block clustering," *Engineering Optimization*, vol. 53, no. 7, pp. 1119–1134, 2021.
- [23] S. Rostamian and M. Ataee-pour, "Ultimate Pit Limit Optimization Using Keshtel Algorithm," *Journal of Mineral Resources Engineering*, vol. 8, no. 4, pp. 79–102, 2023.
- [24] K. Fathollahzadeh, M. W. A. Asad, and ..., "Review of solution methodologies for open pit mine production scheduling problem," *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 2021.
- [25] X. Wei, Z. Yao, Z. Zhang, and C. Jiang, "First-order reliability method to problems involving multimodal distributions," *Structural and Multidisciplinary Optimization*, vol. 66, no. 6, p. 143, 2023.
- [26] A. Dudzik and B. Potrzyszcz-Sut, "Hybrid approach to the first order reliability method in the reliability analysis of a spatial structure," *Applied Sciences*. 11.2 (2021). considering price uncertainty. *Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering*, 2022, 12.32: 77-86. (in Persian)
- [17] Jelvez, E., et al., A Multi-Stage Methodology for Long-Term Open-Pit Mine Production Planning under Ore Grade Uncertainty. *Mathematics*, 2023. 11(11):p. 3907
- [18] Azizi, M., H. Saibi, and G. Cooper, Mineral and structural mapping of the Aynak-Logar Valley (eastern Afghanistan) from hyperspectral remote sensing data and aeromagnetic data. *Arabian Journal of Geosciences*, 2015. 8: p. 10911-10918.
- [19] Phoon, K.-K.E., *Reliability-Based Design in Geotechnical Engineering: Computations and Applications* (1st ed.). (2008): CRC Press.
- [20] Hasofer, A.M. and N.C. Lind, *An Exact and Invariant First-order Reliability Format*. 1973: Solid Mechanics Division, University of Waterloo.
- [21] Phoon, K.K., *Reliability-Based Design in Geotechnical Engineering: Computations and Applications*. 2008: Taylor & Francis.

English Abstracts



Research article

Numerical modelling of the Effect of Fire on Fiber-Reinforced Concrete in Tunnel Lining Using the Finite Element Method

Seyed Amirreza Safavi¹, Mehdi Hosseini^{1*}, Hanieh Khalili¹

1- Dept. of Mining Engineering, Faculty of Engineering and Technology, Imam Khomeini International University, Qazvin, Iran

(Received: *June 2023*, Accepted: *July 2024*)

DOI: [10.22034/ANM.2024.20194.1597](https://doi.org/10.22034/ANM.2024.20194.1597)

Keywords

English Extended Abstract

Abaqus Software
Fire
Normal concrete
Fiber concrete

Summary

During a fire, in a short period of time, the temperature in the tunnel reaches about 1300°C, which itself leads to many chemical interactions in the structural and non-structural components of the tunnels and changes their performance depending on the depth and the quality of these interactions, the structure can be seriously damaged and in the worst case, the stability of the tunnel can be compromised. In this research, an attempt was made to investigate the behavior of the tunnel concrete lining under fire conditions with the help of finite element numerical analysis. The ordinary concrete lining of the tunnel was affected by the fire, and the temperature of the tunnel reached about 1300°C, and the behavior of its concrete lining was investigated. Then, according to the recommendations of the regulations to use fiber concrete to reduce the effects of fire, fiber concrete of steel fiber concrete, glass fiber concrete, and polypropylene fiber concrete were modeled under fire conditions. Considering the effect of fire on the tensile strength of concrete as well as its deformation, the focus of the current research was on the effect of fire on the tensile damage and deformation of concrete. The behavior of concrete lining is the same as behavior in normal conditions. The results of this research showed that steel fiber concrete showed the best performance against fire. The deformation of steel fiber concrete was reduced by 75% compared to concrete without fibers. The deformation of polypropylene fiber concrete was reduced by 15% compared to concrete without fibers. Deformation of glass fiber concrete showed a 10% decrease compared to concrete without fibers.

Introduction

In general, two phases of materials are evident in concrete: the solid phase of which includes a combination of cement and other stone materials and additives, and the liquid phase of which includes water that is present in concrete pores. By applying fire to concrete parts, in addition to the reactions that occur in the solid phase of concrete, changes also occur in the liquid phase of concrete, and gradually, a gas phase is formed in concrete, which includes water vapor in the holes. In the construction of concrete parts of tunnels, concrete with high compressive strength is mainly used, which increases the compressive strength of concrete and reduces the permeability and porosity of concrete. By reducing the permeability of concrete, the passage space for water fluid and water vapor in concrete is reduced, and the concrete is more affected by fire. Usually, the water in the voids of the concrete starts to turn into water vapor at a temperature of 100 degrees Celsius, and gradually, after passing the temperature of 150 degrees Celsius, all the water in the voids of that part of the concrete turns into water vapor and starts to migrate into the flow in the colder inner parts and accumulates there. As the fire continues and the temperature increases in the concrete, the rate of formation and conversion of water-to-water vapor and further, the migration of water vapor to the inner

*Corresponding author: E-mail: meh_hosseini18@yahoo.com



layers increases; To the extent that the water vapor particles occupy part of the concrete penetration valves and by saturating the holes in that part of the concrete, they create barriers that prevent the passage of more water vapor. With the formation of layers saturated with water vapor or a mixture of water vapor and water, and gradually with the influx of water vapor from the hotter parts of the concrete, the pore pressure in this area of the concrete begins to form and develop, and as a result, the tensile stress lines are formed in that part of the concrete. To the extent that with the increase of heat and water vapor penetration in concrete, pore pressure and tensile stresses in the area of water and water vapor accumulation exceed the tensile strength of concrete and lead to the separation of that part of the concrete from the concrete piece. Figure 1 shows the phenomenon of spalling or separation of concrete.

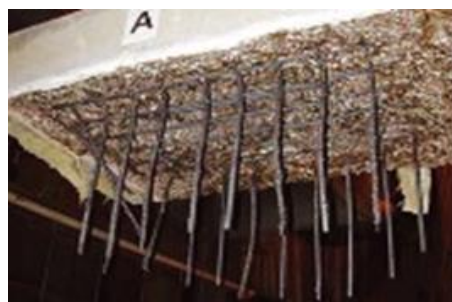


Fig 1. Spalling in concrete

Methodology and Approaches

In this research, with the help of Abaqus software, a tunnel with an opening width of 5 meters and a length of 10 meters with a concrete cover thickness of 50 cm was dug in a limestone ground with dimensions of 70 meters by 70 meters. Input variables to the model include stress components, Poisson's ratio, Young's modulus, heat transfer coefficient, thermal expansion coefficient, specific heat capacity, and plasticity properties of concrete. To model the ground around the tunnel structure, its material is considered to be limestone. Also, according to Figure (2-(a)), the movement of the sides of the concrete lining and the ground in three directions, as well as in the direction of the anchor caused by them, has been prevented. The contact between the concrete lining of the tunnel and the bedrock is selected as a Tie type to prevent additional movements of the concrete lining. Meshes are defined as a Sweep. Also, in order to achieve the desired goal, the size of concrete cover meshes in static analysis is 1 meter, and the size of rock meshes is 5 meters. Also, in the heat transfer analysis, 0.05 meter meshes were used in the concrete lining and 5 meter meshes were used in the stone (Figure 2- (b)).

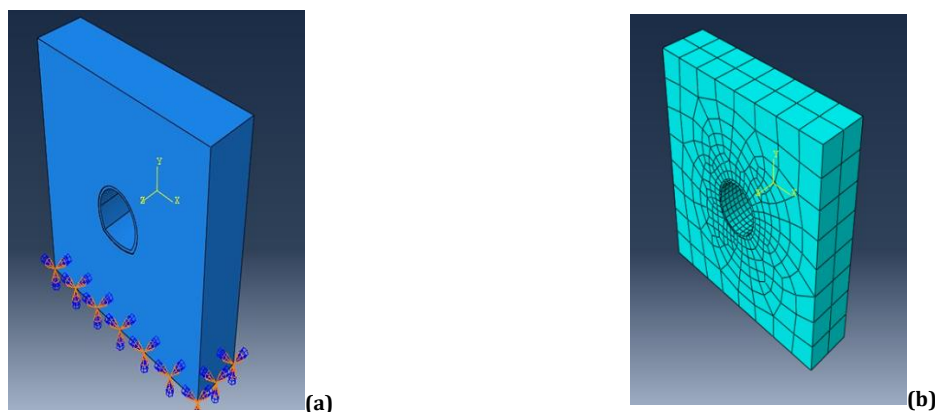


Fig 2. Figure 2 (a) and (b): A view of the constructed model



Results and Conclusions

In this research, the tunnel's concrete lining was modeled in 3D with the help of Abaqus software in the face of fire. The concrete lining of the tunnel was investigated in two cases. The first case of tunnel lining made of concrete without fibers and tunnel lining made of steel fiber concrete, polypropylene fiber concrete, and glass fiber concrete was modeled without applying a fire load. Then, in the second case, fire was also added to the conditions of the model. The modeling results show:

- 1- Fire has a negative effect on the concrete and causes it to be reduced.
- 2- The presence of steel fibers has a significant effect on concrete and reduces damage caused by fire.
- 3- The presence of steel fibers has a good effect in reducing the deformation of the tunnel's concrete lining.

When faced with fire, the steel fiber concrete lining is less affected than other samples. The deformation of steel fiber concrete was reduced by 75% compared to concrete without fibers. The damage and deformation of the polypropylene fiber concrete lining is more than the glass fiber concrete lining, and it does not show proper performance.

References

- [1] Figueiredo, F. P., Huang, S. S., Angelakopoulos, H., Pilakoutas, K., & Burgess, I. (2019). Effects of recycled steel and polymer fibres on explosive fire spalling of concrete. *Fire Technology*, 55(5), 1495 -1516.
- [2] Maraveas, C., & Vrakas, A. A. (2014). Design of concrete tunnel linings for fire safety. *Structural Engineering International*, 24(3), 319-329.
- [3] Afkhami, V. R., & Dehghani, E. (2019). Evaluate Polypropylene Fiber Effect on Concrete Segments of Tunnel under Fire. *Journal of Transportation Infrastructure Engineering*, 4(4), 89-111 [in persian].
- [4] Ravikumar, C. S., & Thandavamoorthy, T. S. (2013). Glass fibre concrete: Investigation on Strength and Fire Resistant properties. *IOSR Journal of Mechanical and Civil Engineering*, 9(3), 2320-334.
- [5] Yan, Z. G., Zhu, H. H. and Ju, J. W. 2013. "Behavior of reinforced concrete and steel fiber reinforced concrete shield TBM tunnel linings exposed to high temperatures". *Constr. Build. Mater.*, 38: 610-618.
- [6] Kaundinya, I. 2007. "Protection of road tunnel linings in cases of fire". *Proceedings of the FEHRL/FERSI/ECTRI Young Researchers Seminar, Brno, Czech Republic*, pp. 1-9.
- [7] Yasuda, F., Ono, K. and Otsuka, T. 2004. "Fire protection for TBM shield tunnel lining". *Tunn. Underg. Sp. Tech.*, 19(4-5): 317.
- [8] Papanikolaou, V. K., & Kappos, A. J. (2014). Practical nonlinear analysis of unreinforced concrete tunnel linings. *Tunnelling and underground space technology*, 40, 127-140.
- [9] Lau, A., & Anson, M. (2006). Effect of high temperatures on high performance steel fibre reinforced concrete. *Cement and concrete research*, 36(9), 1698-1707.
- [10] Shen, Y., Yang, Y., Yang, G., Hou, X., Ye, W., You, Z., & Xi, J. (2018). Damage characteristics and thermo-physical properties changes of limestone and sandstone during thermal treatment from- 30 C to 1000 C. *Heat and Mass Transfer*, 54, 3389-3407.
- [11] Nagy, B., Nehme, S. G., & Szagri, D. (2015). Thermal properties and modeling of fiber reinforced concretes. *Energy Procedia*, 78, 2742-2747.
- [12] ACI Committee 318, Building Code Requirements for Structural Concrete (ACI31808) and Commentary, USA,2008.
- [13] ABAQUS Inc., ABAQUS/Theory User manual, Version 6.11, .2011
- [14] Díaz, R., Wang, H., Mang, H., Yuan, Y., & Pichler, B. (2018). Numerical analysis of a moderate fire inside a segment of a subway station. *applied sciences*, 8(11), 2116.



*Journal of Analytical and Numerical
Methods in Mining Engineering*

Journal home page: <http://anm.vazd.ac.ir/>



- [15] Haj Seiyed Taghia, S. A., Darvishvand, H. R., & Ebrahimi, M. (2021). Utilizing the Modified Popovics Model in study of effect of water to cement ratio, size and shape of aggregate in concrete behavior. *International Journal of Engineering*, 34(2), 393-402.
- [16] Vecchio, F. J., & Collins, M. P. (1986). The modified compression-field theory for reinforced concrete elements subjected to shear. *ACI J.*, 83(2), 219-231.



Research article

Optimizing Hydrocyclone Placement in Grinding Circuits of Lines 5, 6, and 7 at Golgohar Iron Complex Using USIM PAC Software

Hassan Hashemi¹, Mohamadreza Samadzadeh Yazdi^{1*}, Mojtaba Ghorbanejad², Mohammad Garedaq³

- 1- Dept. of Mining and Metallurgy Engineering, Yazd University, Yazd, Iran
- 2- Senior Researcher, Management Processing, Gol Gohar Sirjan Research Center, Gol Gohar Sirjan Mining and Industrial Company, Iran
- 3- Senior Process Manager, Golgohar Sirjan Processing Affairs, Golgohar Sirjan Mining and Industrial Company, Iran

(Received: *November 2023*, Accepted: *June 2024*)

DOI: [10.22034/ANM.2024.20840.1613](https://doi.org/10.22034/ANM.2024.20840.1613)

Keywords

Simulation
Grinding circuit
Hydrocyclone placement
USIM PAC Software

English Extended Abstract

Summary

Modeling and simulation play a crucial role in designing, developing, and optimizing processing circuits, enabling accurate prediction of their behavior and performance. Lines 5, 6, and 7 of the Golgohar plant are similar, each receiving feed from the No. 3 Golgohar mine. The high concentration of fine particles in the feed to these lines significantly increases the importance of proper hydrocyclone positioning. This research aims to determine the optimal layout for the ball mill, medium-intensity magnetic separators, and hydrocyclones. Two placement options for the hydrocyclone were evaluated: at the beginning or the end of the grinding circuit. USIM PAC software was used to simulate the effect of the hydrocyclone's placement on the milling circuit's performance. The initial step involved defining the key simulation parameters, such as the breakage function, selection function, residence time, and the geometric features of the equipment used. Both the existing circuit (Ballmill-Magnetic Separators-Hydrocyclones) and the proposed alternative (Hydrocyclones-Ballmill-Magnetic Separators) were simulated. The analysis suggests that the existing circuit requires three hydrocyclones operating at 112 kilopascals. Optimal diameters are 260 mm for the inlet, 160 mm for the overflow, and 130 mm for the underflow. The feed, overflow, and underflow particle sizes (d₈₀) are 52, 243, 102, and 321.86 microns, respectively. The proposed circuit incorporates three hydrocyclones, each operating at 134 kilopascals. These hydrocyclones have inlet, overflow, and underflow diameters of 225 mm, 297 mm, and 82.5 mm, respectively. The particle size (d₈₀) of the feed, overflow, and bottom products was measured as 574.25, 104, and 1229.01 microns, respectively. The proposed grinding circuit's input feed saw a 21.69% reduction in tonnage, while particle size increased by 159.03%. The circulating load tonnage, particle size, and outflow particle size from the ball mill decreased by 37.71%, 4.43%, and 8%, respectively. The proposed circuit boosts the capacity and the size reduction ratio of the ball mill by 21.69% and 172.98% respectively. These results confirmed that the proposed circuit has a higher efficiency than the existing one.

Introduction

The efficiency of the Golgohar Iron processing plant's grinding circuit was re-examined due to fluctuating feed characteristics and a high fines content in the feed entering Lines 5, 6, and 7. The mill usually receives feed with a particle size of less than 100 microns, with an average of 20 to 30 percent. The main source of fines in the mill feed is in the crushing circuit, particularly during pre-crushing with a high-pressure roller

*Corresponding author: E-mail: samadzadehyazdi@yazd.ac.ir



mill. To increase plant capacity and optimize particle size for downstream equipment efficiency (magnetic separation), the existing grinding circuit layout was examined, and a new circuit incorporating a hydrocyclone before the mill was designed and analyzed. To investigate this issue, the current circuit (mill-magnetic separator-hydrocyclone) was first modeled, simulated, and analyzed by the USIMPAC software. The design and simulation of a new processing circuit with a hydrocyclone placement before Asia was conducted, and the flow characteristics of the circuit were predicted. Wherever possible, the goal of this research was to use models that have a physically meaningful structure, specifically higher-level USIMPAC models, to obtain the necessary data for the models. At the end, the performance of the present processing circuit was evaluated against that of the new proposed processing circuit.

Methodology and Approaches

To assess equipment performance and obtain model parameters, six sampling stages were conducted during circuit steady state, each lasting 2 hours with approximately 20-minute intervals between samples. To determine the breakage and selection functions, the necessary sampling was carried out to prepare a representative sample, and then these experiments were conducted. Afterwards, caustic soda was utilized as a tracer to obtain the particle residence time distribution in the mill. sampling was performed where feasible, and unknown flow characteristics were inversely calculated using USIMPACK's mass balance algorithm. Each section of the processing circuit was modeled in software and validated against industrial data. The efficiency of the current circuit was then compared via USIMPACK simulation with a proposed circuit that incorporates a hydrocyclone before the mill.

Results and Conclusions

This research aims to optimize the configuration of a ball mill circuit, medium intensity magnetic separator, and hydrocyclone within grinding circuits. The study evaluates the placement of the hydrocyclone at the beginning (current circuit) and end of the circuit (proposed circuit), simulating the impact on performance using USIMPAC software. Figure 1 shows the two flow sheets of the processing circuits. Due to the imposed restriction, the hydrocyclone overflow particle size distribution, with a d_{80} of approximately 100 microns, remained consistent between the current and proposed milling circuits. Table 1 displays the comparison of d_{80} and flow rates between the current and proposed circuits. In the proposed circuit, due to the pre-removal of fines, the particle size distribution of the hydrocyclone underflow and ball mill feed is wider than in the current circuit. Removing fines from the ball mill feed resulted in a 21.69% tonnage reduction and a 159.03% increase in the d_{80} of the feed. By doing this, both the impact force of the grinding media and the residence time in the ball mill will increase. Optimizing the ball mill grinding process resulted in an 8% reduction in the outlet flow's d_{80} value, a 172.98 increase in the ball mill's grinding ratio, a 37.71% decrease in circulating load tonnage, a 4.43% reduction in the circulating load's d_{80} value, and a 21.69% increase in ball mill capacity, thereby increasing the overall grinding circuit capacity.

Table 1 - The comparison of simulated values for particle size and flow rates between the present and proposed flowsheets.

Parameter	Present flowsheet	Proposed flowsheet
Fresh Feed (ton/hour)	461	461
Ball Mill Feed (ton/hour)	1268	993
Circulating load (ton/hour)	14.93	9.30
Hydrocyclone overflow, d_{80} (micron)	102.12	104.29
Hydrocyclone underflow, d_{80} (micron)	324.48	1229.01
Ball Mill Product, d_{80} (micron)	250	230.18
Ball Mill Feed, d_{80} (micron)	771.67	1229.01
Circulating load, d_{80} (micron)	13577.04	12975.42
Magnetic Separation Feed, d_{80} (micron)	238.7	229
Grinding Ratio	3.09	5.34



- [6] Gupta, A., and D. S. Yan. "Mineral Processing Design and Operation, Perth, Australia." (2006).
- [7] Whitworth, Anne J., et al. "Review on advances in mineral processing technologies suitable for critical metal recovery from mining and processing wastes." *Cleaner Engineering and Technology* 7 (2022): 100451.
- [8] Herbst, J. A., and Y. C. Lo. "Microscale comminution studies for ball mill modeling." *Comminution—Theory and Practice Symposium*. SME, 1992.
- [9] Rodriguez, Victor A., et al. "Mechanistic modeling and simulation of a wet planetary ball mill." *Powder Technology* 429 (2023): 118901.
- [10] Plitt, L. R. "A mathematical model of the hydrocyclone classifier." *Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum*, (1976).
- [11] Mohanty, Sunati, and Ajit Swain. "Design and Simulation Analysis of Dewatering Hydrocyclones." *Mining, Metallurgy & Exploration* 39.3 (2022): 1277-1284 .
- [12] Zhao, Qiang, et al. "Evaluation and improvement of mathematical models for hydrocyclone classifiers part I: Laboratory scale." *Powder Technology* (2023): 118718.
- [13] BRGM, Caspeo. "USIM PAC 3.2 user manual of steady mineral processing simulator (Starting Guide)." (2004): 1-25.
- [14] Hoseini Jirdehi, M., and S. M. Razavian. "Development of Minerals Liberation Spectrum Simulator in Ball Mills." *Journal of Mineral Resources Engineering* 4.2 (2019): 93-105.
- [15] Marchand, J. C., D. Hodouin, and M. D. Everell. "Residence time distribution and mass transport characteristics of large industrial grinding mills." *IFAC Proceedings Volumes* 13.7 (1980): 295-302.
- [16] Vinnett, Luis, et al. "Estimating Residence Time Distributions in Industrial Closed-Circuit Ball Mills." *Minerals* 12.12 (2022): 1574.
- [17] Moraga, Carlos, Willy Kracht, and Julian M. Ortiz. "Process simulation to determine blending and residence time distribution in mineral processing plants." *Minerals Engineering* 187 (2022): 107807
- [18] Hashemi, Hasan, Evaluation of efficiency and optimization of ballmill and hydrocyclone circuit in line 6 of Golgohar Mining and Industrial Company, MSc thesis, Yazd University, 2022 (in Persian).
- [19] Sehati, Ramin, Mohamad Reza Samadzadeh Yazdi, and Amir Hajizadeh Omran. "Assessment of the effect of iron magnetic concentrate desulfurization by flotation method on the quality of green and cooked pellets: A laboratory and pilot-scale study." *Minerals Engineering* 202 (2023): 108269.
- [20] Barzegar, Hossein, and Mohamad Reza Samadzadeh Yazdi. "Evaluation of green phosphate rock beneficiation by the present processing circuit of Esfordi phosphate plant." *Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering* 12.30 (2022): 15-30.
- [21] Poursaedi, Majid, et al. "Increasing Efficiency of Initial Grinding Circuit of Share-Babak Copper Complex Concentration Plan." *Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering* 2.4 (2013): 88-92



Research article

Modeling the Effect of Simultaneous Usage of Chainsaw Machine and Diamond Wire Cutting on the Productivity of Dimensional Stone Mines Using Discrete Event Simulation Approach

Abbas Amou¹, Majid Ataeepour¹, Satar Mahdevari^{1*}

1- Dept. of Mining Engineering, Amirkabir University of Technology, Tehran, Iran

(Received: *April 2024* , Accepted: *December 2024*)

DOI: [10.22034/ANM.2024.21484.1633](https://doi.org/10.22034/ANM.2024.21484.1633)

Keywords

**Discrete Event Simulation
Diamond Wire Cutter
Chainsaw Machine
Shayan Dimensional Stone Mine
Arena Software**

English Extended Abstract

Summary

Dimensional stones industry has a significant position in most countries for supplying materials required for civil and industrial projects. The most important issue for the optimal exploitation of dimensional stone mines is the effective management of the extraction process and production planning with the aim of enhancing production and productivity. Diamond wire cutting and chainsaw machine are usually utilized for the extraction of dimensional stone mines. Therefore, the management process for simultaneously application of them have a significant effect on the production and productivity of the mining operations. In this research, according to the performance of each machine in the mining operations, four scenarios were defined for cutting the stone blocks by employing the discrete event simulation approach. In this way, firstly, the time-related data of cutting rate of chainsaw machine, drilling length, and cutting surface of the diamond wire cutting in each shift for both vertical and horizontal orientations were recorded in Shayan mine, and a suitable probability density function was then fitted for each data series. Thereafter, four scenarios of different mining modes using diamond wire cutting and chainsaw machines had subsequently been simulated, assuming a single active bench face. In the first scenario, a diamond wire cutting was alone used to cut all three sides of the block. In the second scenario, in addition to the diamond wire cutting, a chainsaw machine was added to the mining process to cut the back face of the block. In the third scenario, in addition to the diamond wire cutting, a chainsaw machine was also added to the mining process to cut the bottom face of the block. In the fourth scenario, two chainsaw machines were used to cut both the back and the bottom of the block. Based on the results, the production rate for the first to fourth scenarios were 36, 95, 56.5 and 50 thousand tons in 300 working days, respectively. Therefore, the second scenario with the highest production rate and maximum productivity has been proposed as the best scenario for Shayan mine.

Introduction

Currently, most of the dimensional stone mines employ the diamond wire cutting and chainsaw machines in order to extract the stone blocks. It was appeared that higher production rates and greater efficiency can be achieved when diamond wire cutting and chainsaw machines are simultaneously used. In general, the simultaneous usage of chainsaw machines alongside diamond wire cutters significantly reduces the number of drill holes required for block extraction, which in turn decreases operational time and labor requirements [1]. In 2008, Copur et al. demonstrated that the simultaneous usage of chainsaw machines and diamond wire cutting in the travertine quarry mines may be improved overall mine performance by approximately 20% [2]. Sariisik and Sariisik have investigated the effect of adding a chainsaw machine to dimensional stone mines in Turkey, and observed that after adding the chainsaw machine, the efficiency has increased from 7-

*Corresponding author: E-mail: satar.mahdevari@aut.ac.ir



14% to 65-80% [3]. Previous studies have primarily compared the outcomes before and after adding the chainsaw machines. However, no research has investigated the method of integrating chainsaw machines with diamond wire cutting. If the addition of a chainsaw machine does not yield positive results or is not employed correctly, it may lead to lost costs and time. Therefore, this study employs a discrete event simulation approach to examine the effect of incorporating a chainsaw machine on the productivity of mining operations by comparing various scenarios involving the simultaneous use of diamond wire cutting and chainsaw machines.

Simulation of Extraction Operations

Simulation refers to the process of creating models of existing real-world systems or future hypothetical systems and executing these models to explain system behavior, improve system performance, or design new systems [9]. It serves as a method for planning and optimizing complex systems, assisting in decision-making and design. Simulation also enables the evaluation of risks, costs, and operational challenges within a system [4]. Assessing systems through simulation is safer, more cost-effective, and faster. Not only does simulation provide insights into system performance, but it also allows for the identification of the optimal scenario by testing various alternatives without physical implementation [5]. Simulation is categorized into various types, including physical simulation, interactive simulation, continuous simulation, discrete event simulation, etc. Discrete event simulation is a technique that models the operation of a system as a sequence of discrete events occurring at specific points in time. In this approach, each event occurs at a particular moment, triggering a change in the system's state. Between successive events, no changes are assumed, and the simulation advances instantly from one event to the next [6]. In general, random events in simulation occur in two ways: I) the timing of an event may be random, and II) the state transition of an event may be random [7]. The probabilistic characteristics of random variables are defined by their distribution functions. In probability theory, the Probability Density Function (PDF) of a random variable is a function that specifies the relative likelihood of a specific outcome in the sample space [7]. In this study, time-related data, including the advancement rate of the chainsaw machine, the drilling length of the drill, and the cutting surface of the diamond wire in both vertical and horizontal orientations were collected from the Shayan mine during each work shift. The most appropriate PDF for each data series was determined using EasyFit software. Subsequently, four possible scenarios for stone extraction operations using diamond wire cutting and chainsaw machines were simulated based on these distributions in Arena software as seen in Fig. 1. In this study, diamond wire cutting, chainsaw machine, and drill were defined as resources that perform various operations on entities (stone blocks). The simulation assumed a single active working face for all four scenarios, with no equipment movement between multiple faces. Additionally, the total simulation time for all scenarios was set to 300 working days.

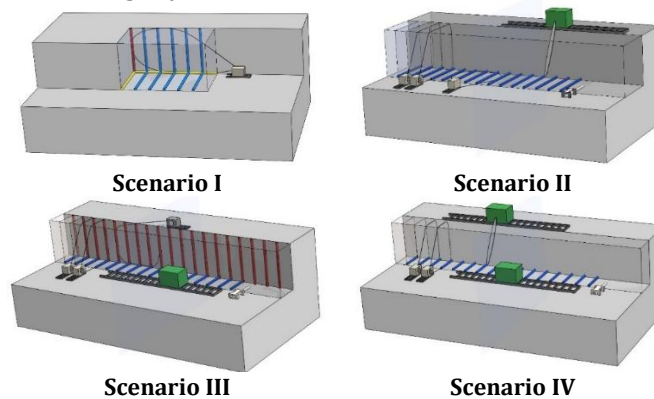


Fig. 1. Simulation possible scenarios for stone extraction using diamond wire cutting and chainsaw machines

Scenario I; in which diamond wire cutting was employed to cut all three faces of the stone block. Due to the greater deviation of vertical drill holes compared to horizontal ones, vertical holes were drilled first, followed



by a horizontal hole on the back face of the block parallel to the working face, and finally, horizontal holes perpendicular to the working face. Next, the bottom face of the block was cut, followed by the back face, using diamond wire cutting. Lastly, slotting cuts (regularly spaced cuts to achieve the desired final dimensions) were performed. After completing the cuts, the overturned blocks were transported, preparing the working face for the next round of cutting.

Scenario II; in which the chainsaw machine was used to cut the back face of the block, while diamond wire cutting was utilized for cutting the bottom and performing the slotting operation. The process began by drilling horizontal holes, spaced evenly across the bench width. The chainsaw machine was then positioned on the upper bench to start vertical cutting, ensuring the blade intersected the ends of the drill holes. Once the chainsaw advanced equivalent to cutting through five horizontal holes, horizontal diamond wire cutting was initiated for the bottom face of the block, followed by vertical diamond wire cutting for slotting. Finally, the blocks were moved and transported.

Scenario III; in which the chainsaw machine was used for cutting the bottom face of the block, while diamond wire cutting was employed for cutting the back face and slotting. The process began with drilling vertical holes, followed by horizontal drilling. The chainsaw machine then initiated cutting the bottom face of the block, and once it completed the cut for five consecutive blocks' width, the back face cutting commenced, followed by vertical slotting with diamond wire cutting. Finally, the blocks were moved and transported.

Scenario IV; in which the chainsaw machine was employed for cutting both bottom and back faces of the block, while diamond wire cutting was used for slotting. Initially, horizontal holes were drilled, after which the chainsaw performed horizontal cutting for the block base, followed by vertical cutting for the back face. Slotting was then carried out using diamond wire cutting. Finally, the extracted blocks were overturned and transported.

Results and Conclusions

Since four bench faces in the Shayan mine are operated under conditions similar to those of Scenario II, this scenario was used to validate the simulation results. The total annual extraction from these four benches are 380,000 tons, which corresponds to an average of approximately 95,000 tons per each bench face. According to the simulation results, the exact extracted tonnage for Scenario II was 94,770 tons. The difference between the actual extracted tonnage and the simulation result for one year of operation was only 230 tons. This minimal error confirms the reliability of the simulation results for other scenarios.

Based on the simulation results, the number of extracted blocks (with dimensions of 1.8×6×6 meters) was 224 in Scenario I, and 585 blocks in Scenario II. In addition, 698 and 617 blocks (with dimensions of 1.8×3×6 meters) were respectively extracted in Scenarios III and IV. Because the blade length in horizontal cutting is shorter, the cutting dimensions for Scenarios III and IV have changed. Considering the average specific weight of the Shayan mine's stone, which is 2.5 tons per cubic meter, the extracted tonnage for Scenarios I to IV was approximately 36, 95, 56.5, and 50 thousand tons, respectively.

The diamond wire cutting (Scenario I) requires drilling holes at the back face of the block, which cannot proceed until the blocks from the previous cuts have been removed. This limitation reduces production rate and efficiency. On the other hand, the cutting area achieved by the diamond wire cutters is approximately three times larger than that of the chainsaw machine in the same period. However, the primary factor contributing to increased production after adding the chainsaw machine is the reduced amount of drilling required. This reduction is due to the optimal cutting thickness of the chainsaw (5 to 7 cm), which provides sufficient space for the diamond wire to pass through. In Scenarios III and IV, after cutting the bottom and back faces of the block, the block tends to settle, necessitating additional horizontal drilling for wire passage. Consequently, the lower the specific drilling requirements and the cutting area required by the chainsaw, the higher the production rate. Table 1 presents the specific drilling lengths (drilling per cubic meter of extraction) and the cutting area by the chainsaw machine relative to the total cutting area required for block extraction in Scenarios II to IV.



Table 1. Specific drilling length and cutting area ratio in chainsaw

Scenario	Specific drilling (m/m3)	Cutting area ratio in chainsaw (%)
2	0.037	18.75
3	0.111	15.79
4	0.037	47.37

The simultaneous usage of machinery across different scenarios led to variations in waiting times for prerequisite operations. For instance, in Scenario I, horizontal cutting could not commence until all required holes were drilled. This emphasizes the influence of operation sequencing on machinery utilization. Furthermore, simulations involving adjustments to the number of machines identified the optimal number of machines for each scenario. Fig. 2 illustrates the optimal number of machines and their utilization rates for each scenario. It was observed that adding machines beyond the optimal number yielded negligible production gains, while a shortage of machines significantly decreased production. If R_T is defined as a measure for the capital productivity of machinery, the utilization index for each scenario can be calculated using Equation 1:

$$R_T = \frac{\sum C_i R_i}{\sum C_i} \quad (1)$$

Where C_i is the cost, and R_i is the utilization percentage of machine i .

Considering the relatively high costs of the chainsaw (120 billion rials), the diamond wire cutter (8 billion rials), and the drill (1 billion rials), the capital productivity for Scenarios I to IV was calculated as 37.5%, 92.4%, 63.6%, and 73.8%, respectively.

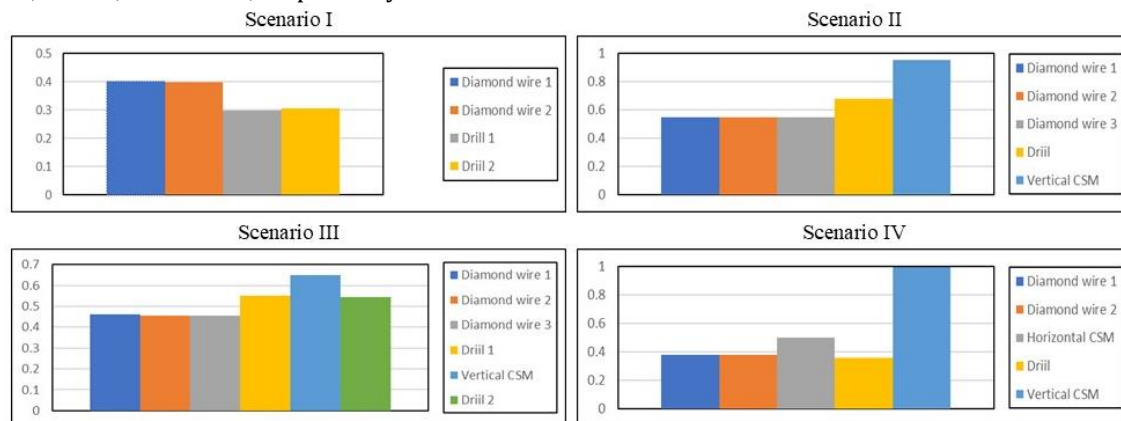


Fig. 2. Optimal number of machines and their utilization for Scenarios I to IV

According to studies conducted in Turkish travertine mines [3], productivity increased from 7-14% to 65-80% after adding a chainsaw machine. Similarly, in this study, the capital productivity index in Scenario I was 37%, where only diamond wire cutting is used; while in Scenarios II to IV productivity will be increased to 67-92% by adding the chainsaw machine.

In general, the production rate of cutting machinery in dimension stone quarries plays a critical role in the efficiency of extraction operations, particularly when considering the final extraction costs of a block. Therefore, taking appropriate measures to enhance the efficiency and productivity of machinery in the dimension stone industry is of significant importance. According to the simulation results, the most influential factor in production rates is the drilling length. Additionally, drilling the hole behind the block has the greatest influence on the production continuity, as this drilling cannot proceed until the blocks from the previous cutting operation have been transported. Overall, the cutting rate of the chainsaw machine is lower than that of the diamond wire cutting; however, incorporating the chainsaw machines into the extraction process reduces drilling length and improves production continuity. Consequently, the simultaneous usage



of both diamond wire cutting and chainsaw machines should be optimized to minimize drilling length and the cutting surface of the chainsaw while ensuring block extraction.

References

- [1] Copur, H., Balci, C., Bilgin, N., Tumas, D. and Düzyol, İ. (2007). Full-scale linear cutting tests towards performance prediction of chain saw machines, Proc, Aperta.
- [2] Copur, H., Balci, C., Bilgin, N. and Tumas, D. (2008). Laboratory cutting tests for performance prediction of chain saw machines, Proc, 21st World Mining Congress & Expo.
- [3] Sariisik, A. and Sariisik, G. (2010). Efficiency analysis of armed-chained cutting machines in block production in travertine quarries. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 110(8), 473-480.
- [4] Shannon, R., & Johannes, J. D. (1976). Systems simulation: the art and science, IEEE transactions on systems, man, and cybernetics.
- [5] de Paula Ferreira, W., Armellini, F. and De Santa-Eulalia, L. A. (2020). Simulation in industry 4.0: A state-of-the-art review. Computers & Industrial Engineering, 149, 106868.
- [6] Liu, Z., Rexachs, D., Epelde, F. and Luque, E. (2017). A simulation and optimization based method for calibrating agent-based emergency department models under data scarcity. Computers & Industrial Engineering, 103, 300-309.
- [7] Goldsman, D. and Goldsman, P. (2015). Discrete-event simulation. In Modeling and Simulation in the Systems Engineering Life Cycle: Core Concepts and Accompanying Lectures, London: Springer London.



Research article

Numerical Analysis of the phase differences in bidirectional seismic waves impacts on the granular soils liquefaction

Gholamhossein Ranjbar^{1*}, Mahmoud Sarikhani Khorrami¹

1- Dept. of Mining, Islamic Azad University, Safashar Branch, Safashar, Iran

(Received: *July 2024* , Accepted: *December 2024*)

DOI: [10.22034/ANM.2024.21856.1641](https://doi.org/10.22034/ANM.2024.21856.1641)

Keywords

**Liquefaction
Earthquake
Bidirectional Waves
P2PSand model
Finite Difference**

English Extended Abstract

Summary

In an actual earthquakes, the liquefaction of granular soils is generally due to seismic waves transmitted from hypocenter movement to near the field during the earthquakes. The vertical propagation of the shear wave towards the surface of the ground causes cyclic shear stress and reduces

the cyclic resistance ratio (CRR) in granular soils and increases the probability of liquefaction. Large lateral deformations have been widely observed in liquefied environments during severe earthquakes, causing damage to surface structures as well as underground structures. The earthquake trigger is inherently multi-directional in nature and its amplitude and direction are always changing. This loading Characteristics creates complex patterns of stress-strain behavior when the resulting waves propagate through the soil layers. Laboratory experiments, shaking table (unit or centrifuge gravity acceleration) test and numerical methods are the proposed procedures for studying the liquefaction behavior of soil under multi-directional cyclic shear stress. In this study, a three-dimensional finite difference numerical simulation for a saturated sand column under bidirectional shear cyclic waves with different phase was performed and its results were analyzed. The numerical model was validated by comparing the results of the centrifugal shaking table experiment published by Su et al. Validation of the numerical model showed that the behavioral model and the selected numerical method are suitable for simulating the phenomenon of granular soils liquefaction created by bidirectional shear cyclic waves. The results of this study showed that the values of subsidence and excess pore water pressure in the sand column for bidirectional shaking depends on the difference in the shaking phase in the two directions, and with increasing the phase difference, the maximum amount of subsidence and excess pore water pressure decreases, and the maximum value of these parameters in the bidirectional shaking is higher than the unidirectional shaking.

Introduction

Large lateral deformations have been widely observed in liquefied environments during severe earthquakes, causing damage to surface structures as well as underground structures. The vertical propagation of the shear wave towards the surface of the ground causes cyclic shear stress and reduces the cyclic resistance ratio (CRR) in granular soils and increases the probability of liquefaction (Zhang & Wang, 2024). In 1979, Feng et al. investigated the field surveys and aerial maps of the Tangshan earthquake and confirmed the soil liquefaction due to surface waves (Fang, Wang, & Zao, 1979). Zhao and et al. introduced a coupled fluid-mechanical numerical analyses using a nonlinear constitutive model to analyze soil deformation and liquefaction caused by monotonic or cyclic loading. The new comprehensive constitutive model called P2PSand which was implemented in FLAC3D has internally calibrated parameters for the standard cyclic resistance field (SCRF) sand, which is compatible to cyclic resistance charts and empirical relations (Cheng &

*Corresponding author: E-mail: engineerranjbar@yahoo.com



Detournay, 2021). The earthquake trigger is inherently multi-directional in nature and its amplitude and direction are always changing. This loading Characteristics creates complex patterns of stress-strain behavior when the resulting waves propagate through the soil layers (Reyes, Adinata, & Taiebat, 2019). In 2008, The impact of multidirectional shaking on the liquefaction of a level sand deposit was investigated experimentally, numerically and theoretically by Su and et al. A pair of shaking tests has been performed in a centrifuge. It was found that the peak excess pore water pressures developed under two-dimensional shaking were 0–20% greater than those developed under one-dimensional shaking, with the difference increasing with depth (SU & LI, 2008). In 2019, Andres and et al. carried out over 1000 simulations on homogeneous sand deposits with different densities and subjected to ground motions applied as unidirectional and bidirectional shearing. The dry models exhibited an 80% increase of surface settlement and in the saturated models depth averaged peak excess pore water pressure ratios were up to 60% higher. These outcomes highlight the need to account for bidirectional seismic shearing when predicting the shear-induced volumetric response of sand deposits and related damaging phenomena such as liquefaction or seismic-induced settlement, among others (Reyes, Adinata, & Taiebat, 2019). The effects of the phase difference in bidirectional seismic wave on the granular soils liquefaction behavior is studied using numerical method in this research.

Methodology and Approaches

The three dimensional numerical simulations are performed to determine the effects of phase differences in bidirectional seismic waves on liquefied granular soils behavior. The excess pore pressure, settlement of a liquefied saturated sand column under various phase differences of bidirectional seismic waves are investigated by finite difference numerical modelling. Also, the unidirectional and bidirectional seismic wave impacts on the excess pore pressure and settlement is compared by using FLAC3Dv9 software. P2PSand behavior model that is adequate to simulate the granular soil liquefaction phenomenon is utilized in this study. The numerical simulations are verified via laboratory shaking table test which was implemented by Su et al (SU & LI, 2008).

Results and Conclusions

The verification results showed that the P2PSand constitutive model and finite difference method is capable to simulate liquefaction under seismic waves in granular soils. The results of this study showed that the values of subsidence and excess pore water pressure in the sand column for bidirectional shaking depends on the difference in the shaking phase in the two directions, and with increasing the phase difference, the maximum amount of subsidence and excess pore water pressure decreases, and the maximum value of these parameters in the bidirectional shaking is higher than the unidirectional shaking.

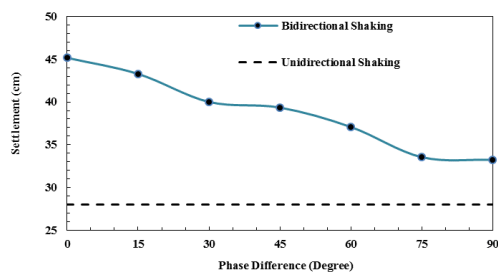


Fig. 1. Settlement vs Phase Difference of Bidirectional Shaking compared with Unidirectional Shaking

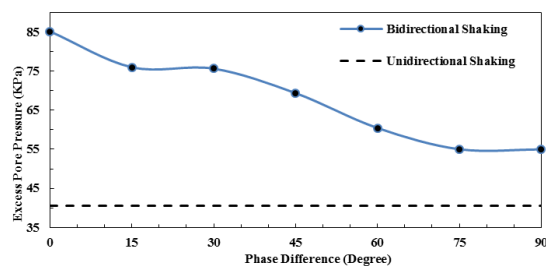


Fig.2. Excess Pore Water Pressure vs Phase Difference of Bidirectional Shaking compared with Unidirectional Shaking



References

- [1] Adinata, J. (2018). Impact of bidirectional seismic shearing on volumetric response of sand deposits .University of British Columbia, Master's thesis.
- [2] Cheng, Z. Detournay, C.(2021). Formulation, validation and application of a practice-oriented two-surface plasticity sand model. *Computers and Geotechnics* ,132 ,103984.
- [3] Cui, J. Men, F. Wang, X. (2004). Soil Liquefaction induced by Rayleigh Waves .In 13th World Conference on Earthquake Engineering .Vancouver, B.C., Canada.
- [4] Fang, H. Q., Wang, Z. Q & .Zao, S. D .(1979) .Macroscopic mechanism of soil liquefaction and its influence on earthquake damage of ground .the 26th International Geological Congress .
- [5] Feng, F. Wenxian, Y. Sadegh, N. Bo, H. Guoxiang , H. (2023). Study for predicting the earthquake-induced liquefaction around the monopile foundation of offshore wind turbines .*Ocean Engineering* ,113421 . doi:<https://doi.org/10.1016/j.oceaneng.2022.113421>
- [6] Hasheminezhad, A. Bahadori, H .(2019) .Three dimensional finite difference simulation of liquefaction phenomenon .*International Journal of Geotechnical Engineering*. 1-7 .doi:10.1080/19386362.2019.1684639
- [7] Ishihara, K .Yamazaki, F .(1980) .Cyclic simple shear tests on saturated sand in multidirectional loading .*Soils Found* ,(1)20,45-49.
- [8] Itasca .(2024) .Fast Lagrangian Analysis of Continua in Three Dimensions, Version 9 .Minneapolis, Minnesota, USA: Itasca Consulting group.
- [9] Jiang, M. Kamura, A. Kazama, M. (2021) .comparison of liquefaction behavior of granular material under SH-and Love-wave strain conditions by 3D DEM .*soils and Foundations*, 61(5), 1235–1250 ,(5)61 ,1235-1250.
- [10] Kammerer, A. Pestana, J. Seed, R .(2002) .Undrained response of monterey 0/30 sand under multidirectional cyclic simple shear loading conditions .California: Berkeley University of of California.
- [11] Li, Y. Luo, C. Zhang, J. Liu, F .Wang, R .(2022) .Rayleigh Wave-Shear Wave Coupling Mechanism for Large Lateral Deformation in Level Liquefiable Ground . *Computers and Geotechnics* ,143 ,104631.
- [12] Men, F .(1992) .Wave propagation in saturated soil layer and sand liquefaction .collected Research papers in Earthquake Engineering .Beijing: Seismology Press (in Chinese).
- [13] Pyke, R. Seed, H. Chan, C .(1975) .Settlement of sands under multidirectional shaking .*Geotechnical engineering* , 101(GT4), 379-98.
- [14] Reyes, A. Adinata, J. Taiebat, M .(2019) .Impact of bidirectional seismic shearing on the volumetric response of sand .*Soil Dynamics and Earthquake Engineering* ,125 ,105665
- [15] Reyes, A. Adinata, J. Taiebat, M.(2019) .Liquefaction hazard evaluation under bidirectional seismic shearing: Optimal ground motion intensity measures .VII ICEGE 7th International Conference on Earthquake Geotechnical Engineering ,Rome, Italy.
- [16] Su, D. Li, X .(2008) .Impact of multidirectional shaking on liquefaction potential of level sand deposits . *Geotechnique*.(4)58 ,259-67.
- [17] Wolf, J .(1985) .Dynamic Soil-Structure Interaction .New Jersey, Prentice Hall, Inc.: Englewood Cliffs.
- [18] Zhang, J.-M. Wang, R. (2024). Large post-liquefaction deformation of sand: Mechanisms and modeling considering water absorption in shearing and seismic wave conditions. *Underground Space*, 18, 3-64.



Research article

Modeling and Analysis of Joint Systems Using a Combined and Multi-Stage Clustering Approach: A Case Study of the Lucho Granite Mass, Zahedan

Soheil Zaremotlagh^{1*}, Seyed Amirasad Fatemi¹, Mohamad Javad Azinfar¹

1- Dept. of Mining Engineering, Shahid Nikbakht Faculty of Engineering, University of Sistan and Baluchestan, Zahedan, Iran

(Received: *January 2025* , Accepted: *April 2025*)

DOI: [10.22034/ANM.2025.22633.1658](https://doi.org/10.22034/ANM.2025.22633.1658)

Keywords

**Joint modeling
Spatial patterns
Agglomerative Hierarchical Clustering (AHC)
K-means algorithm
Hybrid multi-stage clustering**

English Extended Abstract

Summary

This study aims to develop a novel method for identifying and analyzing structural joint sets, crucial for rock mass stability and engineering projects like tunneling and mining. A hybrid, multi-stage approach was used, combining the K-means algorithm for initial clustering and Agglomerative Hierarchical Clustering (AHC) for analyzing complex relationships. The dataset includes orientation and dip measurements from 172 joint planes in the Lucho granite mass of Zahedan. The K-means algorithm improved initial clustering accuracy by reducing intra-cluster variance, while AHC formed six final clusters with high spatial coherence, enhancing inter-cluster variance and reducing intra-cluster dispersion. This method effectively eliminated noise and outliers, facilitating 3D spatial pattern analysis and revealing complex data relationships. The findings demonstrate the method's superiority over conventional approaches, providing valuable quantitative parameters for geological pattern interpretation, joint orientation analysis, and potential applications in geoscience and engineering fields.

Introduction

Structural joints significantly influence the engineering properties of rock masses and are crucial for projects like tunneling and mining. Accurate classification and analysis of these joints are essential for ensuring project safety and efficiency (1-3). Traditional methods like stereonet provide basic visualization but fall short in handling complex, multidimensional data and identifying hidden patterns due to their subjective nature and two-dimensional limitations (4, 5). Modern approaches, including data mining and machine learning, offer advanced tools for more precise joint analysis by revealing complex relationships and enhancing pattern detection (6, 7). Clustering techniques, particularly K-means and Agglomerative Hierarchical Clustering (AHC), are effective in identifying joint patterns by improving data grouping accuracy and interpreting complex geological events (8-11). This study integrates K-means and AHC to improve clustering precision in analyzing joint data from the Lucho granite mass in southwestern Zahedan. The hybrid approach reduces errors, eliminates noise, and enhances understanding of joint orientation and spatial distribution, providing reliable insights for engineering applications (12-14).

Methodology and Approaches

The study presents a methodology for geological analysis using data mining algorithms for fracture and joint analysis in rock environments. Traditional software tools in this field often rely on conventional

*Corresponding author: E-mail: s_zare@eng.usb.ac.ir



computational methods such as stereographic plotting, fracture orientation analysis, slope stability assessment, and subsurface modeling, but they lack integration with advanced data mining techniques (15, 16). This study presents a novel data mining approach that leverages clustering algorithms, including K-means and hierarchical clustering (AHC), to identify and classify fractures. This method offers advantages over conventional techniques by reducing user interpretation errors and enabling quantitative analysis. The research focuses on the Zahedan granite batholith, located in the Sistan and Baluchestan province, which features a complex geological structure with varying rock types such as diorite, granodiorite, and biotite granite. Joint structures are prevalent, posing challenges for geological and mining operations (17, 18). A total of 172 geological structural joints were surveyed in the field, and their orientations were analyzed, revealing significant dispersion in 3D space. This data is critical for understanding stress patterns and improving mining operations. The K-means algorithm was applied to categorize the joint data into multiple clusters based on spatial orientation. The process was iterative, minimizing the variance within clusters while maximizing the variance between clusters. A significant challenge in K-means is determining the optimal number of clusters (K), which was addressed using statistical methods and prior evidence. To improve clustering, the study introduced a multi-step K-means process where outliers were detected and removed after each iteration, enhancing the homogeneity of the data. The final clustering was refined using hierarchical agglomerative clustering (AHC), integrating closely related clusters based on spatial correlation. The optimal angle for merging clusters was determined to be 30°, based on tectonic conditions and field observations. Key evaluation metrics, such as intra-cluster variance and inter-cluster variance, were used to assess clustering quality, and cosine similarity was employed for spatial correlation analysis. The combination of K-means and AHC provided a robust approach for analyzing fracture patterns and improving the accuracy of geological interpretations.

Results and Conclusions

This study utilizes the K-means clustering algorithm to analyze joint data, initially grouping the joints into 12 clusters based on geological features, regional tectonic conditions, and field observations. The algorithm was applied iteratively in five stages, with joint assignments adjusted according to proximity to updated cluster centers. Outliers were excluded using a predefined threshold, improving internal cohesion and reducing the dispersion within clusters. This iterative process aimed for convergence within 500 iterations, ensuring the stability of the algorithm. The final clustering results revealed a reduction in outliers, improved separation between joint categories, and minimized variance both within and between clusters. Detailed characteristics of the final clusters, including central coordinates, member counts, and intra-cluster variance, provided valuable insights into the spatial distribution of joints in the region. In the next stage of analysis, the Agglomerative Hierarchical Clustering (AHC) method was applied to refine the joint clusters, utilizing a cosine similarity criterion. The AHC algorithm progressively merged clusters with the highest spatial correlation, forming a hierarchical pattern. Dendrogram analysis, with a cut-off value of 0.8660 (equivalent to a 30-degree cosine angle), grouped joints with similar spatial orientations into nine clusters, which were further refined into six optimized groups. The resulting clusters exhibited enhanced spatial consistency and geometric coherence, with a high between-cluster variance (83.64%), confirming the accuracy of the clustering process. The final clusters displayed distinct spatial and geometric features, offering a clearer understanding of joint distribution. The integration of the K-means and AHC algorithms effectively improved the identification and analysis of joint patterns. This approach enhanced the spatial coherence and directional alignment of the clusters, providing a more comprehensive understanding of the joint distribution in the region. The final joint clusters (J1 to J6) exhibited variations in their spatial and geometric distributions, influenced by regional geological and tectonic factors. Clusters J1 and J2 demonstrated low intra-cluster variance and high geometric coherence, while J5 showed greater variability. The distribution of joint poles and orientations highlighted the impact of regional stresses and geological formations, which are essential for structural geology and engineering applications. Furthermore, stereographic projections of joint orientations provided insights into the relationship between joints and regional stresses, aiding the assessment of geotechnical risks in engineering designs. The joint orientations and characteristics in the Luccio granite mass play a significant role in both the extraction process and the stability of quarry walls.



These joints, shaped by regional tectonic forces, influence extraction methods and wall stability. Horizontal release joints (J1) facilitate the extraction of large stone blocks with minimal energy and lower breakage risks, though they can compromise wall stability if surrounding rocks lack cohesion. Moderate dip joints (J2), associated with reverse joints, complicate block extraction and increase the risk of wall instability. High-dip joints (J3 to J6), acting as shear planes, reduce extraction costs but pose risks to wall stability due to tectonic changes that may cause rock slippage. Effective management of these joint structures is essential to mitigate instability risks, requiring reinforcement and precise cutting techniques to ensure safe and efficient extraction.

This study combines K-means and AHC algorithms to provide a comprehensive approach for joint analysis in rock masses, demonstrated through a case study of the Luccio granite mass in Zahedan. The method successfully identified six distinct joint clusters with clear spatial and geometric characteristics. By applying K-means clustering and refining with AHC using cosine similarity, the clusters were optimized, resulting in minimal intra-cluster variance and high spatial correlation. This approach enhanced the accuracy and reliability of joint identification, especially by removing outliers. The spatial distribution analysis revealed diverse tectonic influences, with high-dip joints (J3, J4, J5, J6) posing risks to wall stability, while low-dip joints (J1, J2) required careful management. This methodology provides a more accurate understanding of joint distribution and serves as a foundation for advanced studies, numerical modeling, and geomechanical analysis. It is applicable in mining project planning, tunnel design, slope stability, and modeling rock mass behavior. Future developments, especially for larger datasets and underground structure simulations, will further improve the understanding of joint distribution patterns and geological structures in rock masses.

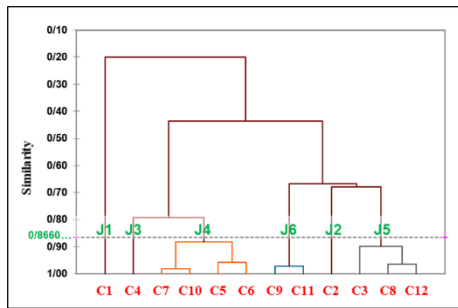


Fig. 1. Dendrogram of final Joint systems clustering using Agglomerative Hierarchical Clustering based on cosine similarity

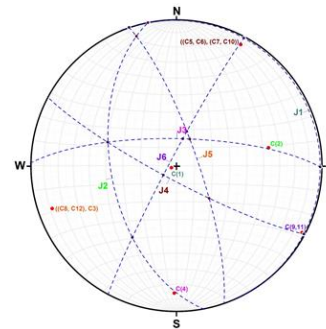


Fig. 2. Stereographic projection of the orientation and intersection of joint sets in the Lucho granite Mass

Table 1. Geometrical and statistical features of the final joint clusters based on dendrogram analysis with a cut-off level of 0.8660.

Final Joint Set	Initial Joint Grouping	Number of Joints	Within-cluster variance	X- Pole Vector	Y- Pole Vector	Z- Pole Vector	Pole Position (Azimuth and Dip)
J1	C(1)	6	0.028	-0.033	-0.013	0.988	Az248.9<87.9
J2	C(2)	15	0.028	0.777	0.151	0.590	Az79<36.7
J3	C(4)	15	0.046	-0.017	-0.948	0.242	Az181<14.3
J4	C(5,6-7,10)	69	0.065	0.449	0.837	0.131	Az28.2<7.9
J5	C(8,12-3)	28	0.091	-0.887	-0.305	0.197	Az251<11.9
J6	C(9,11)	18	0.049	0.865	-0.463	0.055	Az118.2<3.2
J1	C(1)	6	0.028	-0.033	-0.013	0.988	Az248.9<87.9



References

- [1] Delaney RK, Shakoor A, Watts CF. Evaluating the use of unmanned aerial systems (UAS) for collecting discontinuity orientation data for rock slope stability analysis. *Environmental & Engineering Geoscience*. 2020;26(4):427-47.
- [2] Hoek E, Read J, Karzulovic A, Chen ZY, editors. *Rock slopes in civil and mining engineering*. ISRM International Symposium; 2000: ISRM.
- [3] Rafiei Renani H, Cai M. Forty-year review of the Hoek–Brown failure criterion for jointed rock masses. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2022;55(1):439-61.
- [4] Lee C-Y, Wang I-T. Analysis of highway slope failure by an application of the stereographic projection. *International Journal of Geological and Environmental Engineering*. 2011;5(3):122-9.
- [5] Waldron J, Snyder M. *Geological Structures: A practical introduction*. 2020.
- [6] Marzan I, Martí D, Lobo A, Alcalde J, Ruiz M, Alvarez-Marron J, et al. Joint interpretation of geophysical data: Applying machine learning to the modeling of an evaporitic sequence in Villar de Cañas (Spain). *Engineering Geology*. 2021;288:106126.
- [7] Chen Q, Ge Y, Tang H. Rock discontinuities characterization from large-scale point clouds using a point-based deep learning method. *Engineering Geology*. 2024;337:107585.
- [8] Han J, Pei J, Tong H. *Data mining: concepts and techniques: Morgan kaufmann*; 2022.
- [9] Yang X, Li S, Liang K, Nie F, Lin L. Structured graph optimization for joint spectral embedding and clustering. *Neurocomputing*. 2022;503:62-72.
- [10] Zangana HM, Abdulazeez AM. Developed Clustering Algorithms for Engineering Applications: A Review. *International Journal of Informatics, Information System and Computer Engineering (INJIISCOM)*. 2023;4(2):147-69.
- [11] Alasali T, Ortakçı Y. Clustering Techniques in Data Mining: A Survey of Methods, Challenges, and Applications. *Computer Science*. 2024;9(1):32-50.
- [12] Govender P, Sivakumar V. Application of k-means and hierarchical clustering techniques for analysis of air pollution: A review (1980–2019). *Atmospheric pollution research*. 2020;11(1):40-56.
- [13] Abdulhafedh A. Incorporating k-means, hierarchical clustering and pca in customer segmentation. *Journal of City and Development*. 2021;3(1):12-30.
- [14] Gupta A, Sharma H, Akhtar A. A comparative analysis of k-means and hierarchical clustering. *EPR International Journal of Multidisciplinary Research (IJMR)*. 2021;7(8).
- [15] Kincal C. Application of two new stereographic projection techniques to slope stability problems. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2014;66:136-50.
- [16] Dulanjalee P, Gunathilake J, editors. *Rock Slope Stability Assessment Using Stereographic Projection Method and Limit Equilibrium Analysis*. *Advancing Culture of Living with Landslides: Volume 4 Diversity of Landslide Forms*; 2017: Springer.
- [17] Sadeghian M, Valizadeh MV. Emplacement Mechanism of Zahedan Granitoidic Pluton with the Aid of AMS Method. *Scientific Quarterly Journal of Geosciences*. 2008;17(66):134-59.
- [18] Ghasemi H, Sadeghian M, Kord M, Khanalizadeh A. The evolution mechanism's of Zahedan granitoidic batholith, southeast Iran. *Iranian Journal of Crystallography and Mineralogy*. 2010;17(4):551-78.



Research article

Probabilistic Pit Limit Design with Different Levels of Managerial Risk Tolerance, Considering the Uncertainty of Ore Grade and Final Product Price (Case Study: Afghanistan's Ainak Copper Mine)

Yousef Mirzaeian^{1*}, Javad Golamnejad¹, Abbas Agah²

1- Dept. of Mining and Metallurgy Engineering, Yazd University, Yazd, Iran

2- Dept. of Mining Engineering, Faculty of Geology, Bamyan University, Bamyan, Afghanistan

(Received: *August 2024* , Accepted: *December 2024*)

DOI: [10.22034/ANM.2024.21987.1644](https://doi.org/10.22034/ANM.2024.21987.1644)

Keywords

**Ultimate pit limit
Ore grade uncertainty
Price uncertainty
Ainak copper mine
First Order Reliability Method
Managerial risk tolerance**

English Extended Abstract

Summary

The ultimate pit limit actually shows pit location, size, shape, and depth at the end of its working life. Although most scientific research determines the final pit limit by assuming constant design parameters, the existence of design uncertainties leads to significant deviations between expected design results and actual implementation during mining. Two of the most important uncertainties in mining are the grade of the mineral and the price of the final product, which, considering the effect of these uncertainties in the design of the final pit limit, will lead to a more appropriate understanding of the probability of achieving various mining goals. In this research, the pit limit of the Ainak copper mine in Afghanistan has been investigated, assuming the simultaneous uncertainty of the product price and ore grade. by using the exploration data, the distribution of the grade of the ore mineral in different blocks has been determined, and then the historical copper price is investigated, and a lognormal distribution function has been assumed for it. Taking into consideration the price and grade distributions, 9 different pits were designed. In each of these pits, the copper price and mine blocks' ore grades have been assumed optimistically, logically, and pessimistically based on their probability distribution function. Then, by using the First-Order Reliability Method (FORM) and assuming a profit goal for mine pits, the success or failure probability of each designed pit in achieving management objectives was calculated. The results of this research show that although the logical pit has an expected profit of 28 billion dollars, for example, for achieving a profit of 10 billion dollars for a risk-averse manager, using the pessimistic price-logical grade pit (pit number 2) has the highest success probability (91.8 percent). In addition, for a risk-taking manager, reaching the profit goal of 40 billion dollars using the optimistic price-logical grade pit (pit no. 8) has the highest success probability (31.34 percent). The results show that, for different managerial risk tolerances, it is needed to design different final pit limits based on the highest probability of success in managerial goals, and a specific design is not sufficient for different managers.

Introduction

The design of the final open pit limit is usually carried out to maximize the profit from mining and assumes that the design parameters are certain [2]. However, uncertainties in mining can lead to significant deviations in both design parameters and results during implementation [1]. Also, in ordinary final pit limit design methods, the management objectives as well as the different managerial risk tolerance level and their effects on optimum final pit limit are not taken into account [3-13]. In this study, by presenting an efficient algorithm,

*Corresponding author: E-mail: y.mirzaeian@gmail.com



appropriate final pit limits with the highest probability of success in achieving management goals have been suggested for managers with different levels of risk tolerance. It is noteworthy that for different management goals, the suggested pit limits will be very different.

In this study, to consider price as a random variable, the historical price of copper metal over the past 10 years, between 2013-2023 was obtained in terms of \$/ton. To eliminate the inflationary effects of the money value, the Producer Price Index (PPI) was used, and the historical copper prices were updated in terms of the dollar value of 2023. Finally, assuming a log-normal distribution for the price, the mean value and standard deviation of the logarithmic price were calculated according to the data. To analyze the uncertainty of the ore blocks' grade, the copper grade was also considered an uncertain parameter with a normal distribution, and its mean and variance were calculated using the Kriging estimation method in the Surpac software. Based on the uncertainty of the block grades as well as the uncertainty of the copper price, 9 pit limits with different grade and price realizations (optimistic, logical, and pessimistic) were obtained based on the Lerch and Grossman optimization algorithm. In this study, the optimistic cases are considered as the design pits with the mean value of the price or grade plus one time the standard deviation, while the pessimistic cases are considered as the design pits with the mean values minus one time the standard deviation, and the logical case is designed considering the mean values of these parameters. Thus, by entering the 9 different grades and price data into the design algorithm, 9 different hypothetical pits are obtained, and these pit limits will be valid for the occurrence of optimistic to pessimistic conditions. Next, using the First Order Reliability Method (FORM) analysis and assuming multiple managerial goals for the expected profit of mining, the probability of their success or failure is analyzed and discussed, and a suitable final pit limit is suggested for risk-averse to risk-tolerant managers. As a result of this research, a final pit limit will be suggested for each management goal that has the highest probability of success in achieving that goal, and for each manager with a specific target level, the results will be different from those suggested by other managers.

Methodology and Approaches

The method used in this research includes the following steps:

- 1- Estimation of the probability density function of the final mine product price and its translation function to the standard normal space.
- 2- Assuming a normal probability distribution for mineral grade and estimating the mean and variance of grade for each block with the Kriging estimator
- 3- Assuming price and block grades translation function to the standard normal space as eq. (1,2) respectively:

$$\begin{aligned} Y &= \sigma_y \cdot Z_1 + \mu_y \\ p &= \exp(y) \end{aligned} \quad (1)$$

$$g_i = \mu_{g_i} + \sigma_{g_i} \cdot Z_2 \quad (2)$$

In which Y is the logarithmic price with logarithmic mean of μ_y and logarithmic standard deviation of σ_y , g_i is i th block estimation grade with mean of μ_{g_i} and standard deviation of σ_{g_i} and Z_1, Z_2 are two independent standard normal random variables.

- 4- Assuming logical price and grades as $(\mu_y, \mu_{g_i} \forall i)$ respectively, optimistic price and grades as $(\mu_y + \sigma_y, \mu_{g_i} + \sigma_{g_i} \forall i)$ respectively and pessimistic price and grades as $(\mu_y - \sigma_y, \mu_{g_i} - \sigma_{g_i} \forall i)$ respectively.
- 5- Design 9 ultimate pit limits with all combinations of assumed (logical, optimistic, and pessimistic) prices and ore block grades.
- 6- Considering different managerial goals for risk-averse to risk-tolerant managers and defining different performance functions for each goal as eq. 3:



$$P(X) = P(p, g) = \text{profit} - \text{goal} = \sum_{i=1}^I BEV_i(p, g) - \text{goal} \quad (3)$$

In which, $X=[p,g]$ is a random vector of price and blocks grade and $BEV_i(p, g)$ is i th block economic value.

- 7- Estimating the reliability index and the failure probability of each design pits to reach each managerial goals using the concept of First Order Reliability Method (FORM) as follows [14-16]:

$$\beta = \min \sqrt{Z_1^2 + Z_2^2 + \dots + Z_n^2} = \min \sqrt{ZZ^T} \quad (4)$$

subject to

$$P(g(Z)) = 0$$

$$X = g(Z)$$

$$p_f \approx \Phi(-\beta) \quad (5)$$

In which, β is reliability index obtained by optimization formulation of eq. (4), $X=[p,g]$ is the random vector of price and blocks grade, $Z=[Z_1, Z_2]$ is the random vector of standard normal variables, g is translation function introduced in eqs. (1,2) and Φ is standard normal cumulative distribution function.

- 8- Suggesting an optimal pit for each managerial objective based on the highest probability of success in the first stage and the highest expected profit in the second stage.

Results and Conclusions

This study obtained nine distinct ultimate pit limits (UPLs) for the Ainak copper mine, considering all combinations of optimistic, logical, and pessimistic assumptions for both prices and block grades. Given the average (expected) profit of \$28 billion in this mine (for the logical pit with average price and grades), targets of 10, 20, 30, and 40 billion dollars have been considered for risk-averse to risk-tolerant managers.

The results of implementing the FORM method for each of the four management objectives are shown in Figure (1). In Figure (1), the probability of not achieving the minimum target profit is introduced with the probability of failure. This probability has been calculated for all profit targets and also for all nine pits. According to Figure (1), for a risk-averse manager with a profit target of \$10 billion, the lowest risk pit is the pessimistic price pits with a probability of failure of 8.19%. The probability of failure of these pits is almost neutral with respect to grade changes. Therefore, the risk-averse manager should choose the one with the highest expected profit (Pit No. 2). Also, for a logical (risk-neutral) manager with a profit target of \$30 billion, Pit No. 5 has the lowest failure probability of 47.13%. For a risk-averse manager with a profit target of \$40 billion, optimistic price pits have the lowest failure probability of approximately 68.66%. The failure probability of these pits is also neutral to changes in the block grades.



Fig. 1 . Diagram of the failure probability of nine pits according to different managerial objectives (Pp, Pl, and Po indicate pessimistic, logical, and optimistic prices, respectively, and gp, gl, and go indicate pessimistic, logical, and optimistic grades, respectively).

References

[1] Gholamnejad J., Long-term production planning in open pit mines considering geological uncertainty(in persian). 2009. Yazd University.

[2] Osanloo, M., J. Gholamnejad, and B. Karimi, Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 2008. 22(1): p. 3-35.

[3] Denby, B. and D. Schofield, Open-pit design and scheduling by use of genetic algorithms. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Section A. Mining Industry*, 1994. 103.

[4] Gholamnejad, J. and M. Osanloo, Incorporation of ore grade uncertainty into the push back design process. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 2007. 107(3): p. 177-185.

[5] Abdel Sabour, S.A., Dimitrakopoulos, R. G., & Kumral, M., Mine design selection under uncertainty. . *Mining Technology*, (2008). 117(2), 53-64.

[6] Akbari, A., M. Osanloo, and M. Shirazi, Ultimate Pit Limit (UPL) determination through minimizing risk costs associated with price uncertainty. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 2008. 24(4/2): p. 157-170.

[7] Godoy, M. and R. Dimitrakopoulos, A risk quantification framework for strategic mine planning: Method and application. *Journal of Mining Science*, 2011. 47: p. 235-246.

[8] Asad, M.W.A. and R. Dimitrakopoulos, Implementing a parametric maximum flow algorithm for optimal open pit mine design under uncertain supply and demand. *Journal of the Operational Research Society*, 2013. 64(2): p. 185-197.



- [9] Mahdi, R. and O. Morteza. Determining the most effective factors on open pit mine plans and their interactions. in Mine Planning and Equipment Selection: Proceedings of the 22nd MPES Conference, Dresden, Germany, 14th–19th October 2013. 2014. Springer.
- [10] Deutsch, M., E. González, and M. Williams, Using simulation to quantify. Mining Engineering, 2015. 67(12): p. 49-55.
- [11] Baek, J., Y. Choi, and H.-s. Park, Uncertainty representation method for open pit optimization results due to variation in mineral prices. Minerals, 2016. 6(1): p. 17.
- [12] Dimitrakopoulos, R., Stochastic mine planning—methods, examples and value in an uncertain world. Advances in Applied Strategic Mine Planning, 2018: p. 101-115.
- [13] Jelvez, E., N. Morales, and J.M. Ortiz, Stochastic Final Pit Limits: An Efficient Frontier Analysis under Geological Uncertainty in the Open-Pit Mining Industry. Mathematics, 2022. 10(1): p. 100.
- [14] Phoon, K.-K.E., Reliability-Based Design in Geotechnical Engineering: Computations and Applications (1st ed.). (2008): CRC Press. .
- [15] Hasofer, A.M. and N.C. Lind, An Exact and Invariant First-order Reliability Format. 1973: Solid Mechanics Division, University of Waterloo.
- [16] Mirzaeian, Y., Shahriar, K., & Sharifzadeh, M. (2015). Tunnel probabilistic structural analysis using the FORM. Journal of Geological Research, 2015(1), 394761.

Table of Content

Numerical modelling of the Effect of Fire on Fiber-Reinforced Concrete in Tunnel Lining Using the Finite Element Method 1

Seyed Amirreza Safavi; Mehdi Hosseini; Hanieh Khalili

Optimizing Hydrocyclone Placement in Grinding Circuits of Lines 5, 6, and 7 at Golgohar Iron Complex Using USIM PAC Software 13

Hassan Hashemi; Mohammadreza Samadzadehyazdi; Mojtaba Ghorbanejad; Mohammad Garedaq

Modeling the Effect of Simultaneous Usage of Chainsaw Machine and Diamond Wire Cutting on the Productivity of Dimensional Stone Mines Using Discrete Event Simulation Approach 27

Abbas Amou; Majid Ataepour; Satar Mahdevari

Numerical Analysis of the phase differences in bidirectional seismic waves impacts on the granular soils liquefaction 37

Gholamhossein Ranjbar; Mahmoud Sarikhani Khorrami

Modeling and Analysis of Joint Systems Using a Combined and Multi-Stage Clustering Approach: A Case Study of the Lucho Granite Mass, Zahedan 49

Soheil Zaremotlagh; Seyed Amirasad Fatemi; Mohamad Javad Azinfar

Probabilistic Pit Limit Design with Different Levels of Managerial Risk Tolerance, Considering the Uncertainty of Ore Grade and Final Product Price (Case Study: Afghanistan's Ainak Copper Mine) 65

Yousef Mirzaeian; Javad Golamnejad; Abbas Agah

Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering

Grantee and Publisher: Yazd University, Department of Mining and Metallurgy

Director in chief: Dr. Alireza Yarahmadi Bafghi

Editor in chief: Dr. Mohammad Fatehi Marji

Manager: Dr. Manouchehr Sanei

Executive Director: Mrs. Mahdieh Dehghan Harati

Editorial Board:

Dr. Abdolhamid Ansari (Associate prof., Mining, Geo-Physics, Yazd University, Iran)

Dr. Raheb Bagherpour (Professor, Mining Exploration, Isfahan University of Technology, Iran)

Dr. Reza Dehghan (Associate prof., Mineral Processing, Yazd University, Iran)

Dr. Mohammad Fatehi Marji (Professor, Rock Mechanics, Yazd University, Iran)

Dr. Javad Gholamnejad (Associate prof., Mining Exploitation, Yazd University, Iran)

Dr. abolghasem kamkar Rouhani (Professor, Mining Exploration, Shahrood University of Technology, Iran)

Dr. Ahmad Khodadadi (Professor, Mineral Processing, Tarbiat Modares University, Iran)

Dr. Ahmadreza Mokhtari (Associate Prof., Mining Exploration, Isfahan University of Technology, Iran)

Dr. Reza Rahmnejad (Professor, Rock Mechanics, Shahid Bahonar University of Kerman, Iran)

Dr. Hojjatollah Ranjbar (Professor, Economic Geology, Shahid Bahonar University of Kerman, Iran)

Dr. Alireza Yarahmadi Bafghi (Associate Prof., Geo-mechanics, Yazd University, Iran)

International Editorial Board:

Dr. Celal Karpuz (Professor, Rock Mechanics, Middle East Technical University, Ankara, Turkey)

Dr. Thierry Verdel (Professor, Risks and Vulnerability in Geomechanics, Institute National Polytechnique de Lorraine (INPL), Nancy, France)

Editor:

Mrs. Mahdieh Dehghan Harati, Dr. Manouchehr Sanei

Supporters:

Iran Central Iron Ore Company- Bafgh (ICIOC)

Mining Technologies Research Center, Yazd University

Iranian Society of Mining Engineering

Address:

Department of Mining and Metallurgy, Yazd University, Pajouhesh Street, Safaeieh, Yazd, Iran

Postal Box: 89195-741 - **Tell:** +9835-38200131 - **Fax:** +9835-38200131

Email: mm-journal@journals.yazd.ac.ir

Website: www.anm.yazd.ac.ir

*In The Name of Allah, the Most
Compassionate, the Most Merciful*

Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering



Islamic World Science Citation Center



Directory of Open Access Journals



Volume 15, No. 44, Fall 2025

Journal of Analytical & Numerical Methods in Mining Engineering



Volume 15, No.44, Fall 2025

ISSN: 2251-6565

Numerical modelling of the Effect of Fire on Fiber-Reinforced Concrete ...

S. A. Safavi, M. Hosseini, H. Khalili

Optimizing Hydrocyclone Placement in Grinding Circuits of Lines 5, 6, and ...

H. Hashemi, M. Samadzadeh Yazdi, M. Ghorbanejad, M. Garedaq

Modeling the Effect of Simultaneous Usage of Chainsaw Machine and ...

A. Amou, M. Ataepour, S. Mahdevari

Numerical Analysis of the phase differences in bidirectional seismic ...

Gh. Ranjbar, M. Sarikhani Khorrami

Modeling and Analysis of Joint Systems Using a Combined and Multi ...

S. Zaremotlagh, S. A. Fatemi1, M. J.Azinfar

Probabilistic Pit Limit Design with Different Levels of Managerial Risk ...

Y. Mirzaeian, J. Golamnejad, A. Agah