

مدل‌سازی عددی ارزیابی پایداری لنگه سنگی شبکه حفريات زیرزمینی سرب نخلک به روش استخراج از طبقات فرعی

محمد مهدی چهره‌پاک^۱؛ حامد ملاداودی^{۲*}

۱- کارشناسی ارشد تونل و فضاهای زیرزمینی، دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، ایران.
۲- دانشیار، عضو هیأت علمی دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، ایران.

دریافت: ۱۴۰۲/۱۰/۱۲؛ پذیرش: ۱۴۰۲/۱۲/۲۹

(*نویسنده مسئول: davoodi@aut.ac.ir)

چکیده

به‌طور کلی، حفر هرگونه فضا و شبکه زیرزمینی باعث به‌هم‌خوردن تعادل تنش‌های وارده بر آن منطقه شده و حفظ پایداری، نیازمند ایجاد تعادل جدید بین تنش‌های موجود است. با توجه به تنوع وسیع روش‌های معدنکاری زیرزمینی، انتخاب روش حفاری مناسب با شرایط سینه‌کار و جهت رسیدن به بازدهی بیشتر با کاهش هزینه امری ضروری است. روش استخراج از طبقات فرعی از دیدگاه‌های اقتصادی، شرایط به‌کارگیری و ظرفیت تولید، جایگاه ویژه‌ای در میان روش‌های زیرزمینی دارد. روش‌های عددی به عنوان یکی از روش‌ها برای تعیین میدان تنش و جابه‌جایی در اطراف حفريات زیرزمینی شناخته شده‌اند. در این تحقیق، حفظ پایداری لنگه سنگی میانی کارگاه استخراجی جنوبی و شمالی موجود تا تراز ۹۱۴ (۱۲۵- متری) معدن جدید زیرزمینی سرب نخلک در زون ۳۵ و ۳۶ به طریق مدل‌سازی عددی تفاضل محدود FLAC3D مورد بررسی قرار گرفته است. روش استخراج از طبقات فرعی به عنوان روش حفاری و مدل رفتاری، موهرکلمب و به صورت پیوسته فرض شده است. به منظور ارزیابی نتایج عددی و پایداری لنگه سنگی از معیار ساکورایی استفاده شد. بر اساس نتایج مدل‌سازی عددی، حداکثر میزان جابه‌جایی کل ناشی از حفاری کارگاه جنوبی برابر ۱۱/۴۷ سانتی‌متر است. میزان جابه‌جایی درجهت محور Z (راستای عمق) و Y (راستای عرض پایه) به ترتیب برابر ۵/۳۶ و ۹/۵۹ سانتی‌متر و میزان تنش‌های حداکثر القایی به دست آمده برابر ۱۹ مگاپاسکال است. از نتایج حاصل می‌شود که میزان تنش‌های القایی اطراف تونل‌های دسترسی، لنگه سنگی و کارگاه جنوبی از مقاومت توده‌سنگ بیشتر نشده بنابراین گسیختگی و شکست اتفاق نیفتاده است. همچنین میزان جابه‌جایی حداکثر به دست آمده از حفاری کارگاه جنوبی در میان حد حداکثر و حداقل معیار ساکورایی قرار گرفته است و می‌توان به پایداری لازم لنگه سنگی با عرض ۱۲ متر پس از حفر کارگاه جنوبی پی برد.

تحلیل پایداری، معدن زیرزمینی سرب نخلک، روش استخراج از طبقات فرعی، روش عددی تفاضل محدود، معیار ساکورایی.

واژگان کلیدی

توجه قرار گرفته‌اند و گرایش به سمت معدنکاری و فضاهای زیرزمینی جهت دسترسی به ماده معدنی افزایش یافته است [۱]. ارزیابی پایداری و در صورت لزوم طراحی سیستم

۱- مقدمه

با افزایش نیاز به منابع معدنی، کانسارهای با عمق زیاد مورد

بررسی روش‌های طراحی سقف سینه‌کار و لنگه آستانه در معدن زینک‌گراون^۳ سوئد در روش استخراج باز طبقات فرعی پرداخته است. در این تحقیق مطالعات مرتبط به زمین‌شناسی و ویژگی‌های توده‌سنگ انجام شده است و برای طراحی اولیه از مدل الاستیک خطی ساده استفاده شد. رفتار لنگه تابعی از تغییرات مقاومت فشاری لنگه، هندسه و شرایط بارگذاری است که تمامی این عوامل در این تحقیق در نظر گرفته شده است. مساله مرتبط، افزایش عمق معدن زینک‌گراون و دیگر معادن سوئد است که باعث شکست در سقف‌های سینه‌کار و لنگه‌های آستانه می‌شود که زودتر از توالی معدنکاری آغاز می‌شوند. این امر نیازمند روش‌های طراحی بهتر و داده‌های بهتر در مورد رفتار پس از شکست توده‌سنگ و لنگه‌های آستانه است [۲۱]. کاردو^۴ و همکاران در سال ۲۰۱۶ به بررسی وضعیت تنش و پایداری لنگه و معدن زیرزمینی سنگ آهک در نزدیکی برگامو ایتالیا در روش استخراج از طبقات فرعی با استفاده از مدل‌سازی فلک دو بعدی پرداخته است. پس از تجزیه و تحلیل داده‌های حاصل از آزمایش‌های آزمایشگاهی و برجا بر روی نمونه‌های سنگی و ناپیوستگی‌های طبیعی، خواص ژئومکانیکی محیط مورد بررسی قرار گرفت. با استفاده از نتایج بدست‌آمده در رابطه با تنش - کرنش موجود در لنگه‌ها، تغییر پتانسیل در هندسه طبقات فرعی با هدف کاهش تنش القایی لنگه‌ها، کاهش شکل‌پذیری و افزایش ایمنی کلی سنگ پیشنهاد شد [۲۲].

ایسلاوت^۵ و همکاران در سال ۲۰۱۸ به تحلیل پایداری لنگه‌های سینه‌کار زیرزمینی در روش استخراج باز طبقات فرعی با استفاده از تکنیک‌های مدل‌سازی عددی سه‌بعدی پرداخته است. در این مقاله مطالعه موردی معدن زیرزمینی کرومیت در هندوستان با طول کانسار ۲۹۰ متر و عرض ۲۰ متر با شیب ۱۰ درجه به روش استخراج از طبقات فرعی استخراج شده است. با توجه به توسعه تنش‌ها، تغییر مکان‌ها و ناحیه تسلیم اطراف حفاری، ابعاد ستون مناسب، طول و عرض سینه‌کار و سیستم نگهداری بولتی سقف تعیین شده است. حداکثر جابه‌جایی الاستیک عمودی در پایین لنگه تاج ۳۰ متری تا میزان ۱۰/۹۳ میلی‌متر است. میانگین جابه‌جایی

نگهداری فضا‌های حفرشده، از مهم‌ترین اهداف در حفر این گونه شبکه‌های زیرزمینی است [۲]. پایداری این شبکه‌های زیرزمینی به ابعاد، هندسه فضا [۴ و ۳]، روش حفر، تعداد مراحل حفاری [۵ و ۳] شرایط تنش برجا [۶] و به سیستم نگهداری و زمان نصب آن بستگی دارد [۷]. بر اثر حفاری می‌تواند مسائل مختلف ناپایداری رخ دهد که برای تحلیل این پاسخ‌ها و حفظ پایداری شبکه‌های زیرزمینی از روش‌های مبتنی بر کرنش [۸] و روش‌های مبتنی بر تنش [۹] استفاده می‌شود. این تکنیک‌ها به پیشینی ناپایداری و توالی حفاری و الزامات نگهداری کمک می‌کند [۸ و ۱۰]. روش استخراج از طبقات فرعی یکی از روش‌های خود نگهدار برای استخراج لایه‌های فلزی با شیب بالای ۴۵ درجه با رعایت شرط وجود کمر بالای مستحکم می‌باشد. هدف در این روش میزان تولید بیشتر و حجم استخراج بالای آن است به طوری که پایداری در این روش بالا است و اساسا نیاز به نگهداری مصنوعی ندارد و اگر نیاز داشته باشد کم و قابل اغماض است [۱۱]. در پیرامون کارگاه استخراج در برگرنده طبقات، بخشی از ماده معدنی به عنوان لنگه برای نگهداری سقف، دیواره‌ها و کمرپایین در این روش در نظر گرفته می‌شود که پایداری لازم را تامین می‌کند [۱۲]. محققان زیادی سعی در تخمین پایداری و ارزیابی جابه‌جایی و تنش ایجاد شده در اطراف حفاریات زیرزمینی به روش استخراج از طبقات فرعی، با بکارگیری روش‌های تحلیلی و آزمایشگاهی [۱۳ و ۱۴] مدل‌سازی عددی [۱۵ و ۱۶] و میدانی [۱۷ و ۱۸] داشته‌اند. روش‌های عددی برای تعیین میدان تنش و جابه‌جایی در اطراف حفاریات زیرزمینی گزینه مناسبی می‌باشد به طوری که قادر به مدل‌سازی مسائل با هندسه پیچیده است [۱۹]. پوتوین^۱ و همکاران در سال ۱۹۸۹ به طراحی و پایداری لنگه‌های حائل در روش استخراج باز طبقات فرعی با استفاده از روش تجربی پرداخته است. در این تحقیق مهم‌ترین پارامترهای موثر جهت طراحی و پایداری لنگه‌های حائل اعم از بار القا شده به لنگه که با روش‌های عددی محاسبه شده، مقاومت فشاری لنگه و نسبت عرض به ارتفاع آن به عنوان عواملی تاثیرگذار بر رفتار پایدار یا ناپایدار لنگه شرح شده است [۲۰]. شوبرگ^۲ و همکاران در سال ۱۹۹۳ به

⁴ Cardu

⁵ Islavath

¹ Potvin

² Sjöberg

³ Zinkgruvan

سنگ و تنش‌های اصلی کمینه و میانی بر روی اضافه شکست کمربالای ماده معدنی ایجاد می‌کند و برای کاربرد در گستره وسیعی از هندسه، شرایط تنش برجا، عمق و خواص توده‌سنگ استفاده می‌شود [۲۵].

حسینی و همکاران در سال ۲۰۲۳ به تحلیل ایمنی معدن زیرزمینی سرمه جهت بررسی پایداری به روش استخراج از طبقات فرعی پرداخته است. در این تحقیق با استفاده از روش تاگوچی، تحلیل حساسیت با روش‌های عددی و پایداری از طریق نمودار متیوس^۸ انجام شد تا تاثیر پارامترهای هندسی و تنش بر پایداری سینه‌کار براساس داده‌های معدن زیرزمینی سرمه به درستی درک شود. به طور کلی در نتیجه روش عددی، ارتفاع و دهانه سینه‌کار بیشترین تاثیر را بر پایداری کمربالای ماده معدنی دارند، در حالی که پایداری سقف بیشتر به لنگه آستانه وابسته است. همچنین روش متیوس نشان داد که دهانه و ارتفاع نقش مهمی در محاسبه پایداری سینه‌کار دارند. به طور کورکلی اثر تنش بر روی لنگه آستانه ارزیابی بنابراین در شرایط معدنکاری با تنش بالا، ممکن است موجب خطا در تعیین پایداری سینه‌کار شود. با توجه به آنالیز حساسیت، پایداری لنگه حائل بیشتر تحت تاثیر تنش روباره و ارتفاع سینه‌کار در روش‌های عددی قرار می‌گیرد. استفاده از لنگه‌های آستانه و دهانه‌های سینه‌کار به عنوان تاثیرگذارترین پارامترها در ارزیابی پایداری سقف توصیه می‌شود، در حالی که نسبت عرض به ارتفاع نقش مهمی در تعیین پایداری کمربالای ماده معدنی دارند. با توجه به نتایج عددی، تنش روباره بیشترین تاثیر را بر پایداری سینه‌کار و سپس ارتفاع آن دارد. با این وجود روش‌های ماتئوس و اسکات نشان داده‌اند که ارتفاع سینه‌کار مهم‌ترین عامل در پی تنش روباره و دهانه است [۲۶].

در این تحقیق به ارزیابی پایداری لنگه‌سنگی میانی دو کارگاه شمالی و جنوبی با حفارکارگاه جنوبی تا تراز ۹۱۴ (۱۲۵- متری سطح زمین) در معدن زیرزمینی جدید سرب نخلک در زون ۳۵ و ۳۶ و بررسی تنش‌های اصلی حداکثر و حداقل و میزان جابه‌جایی حول محور Z (راستای عمق) و Y (راستای عرض پایه) با توجه به ویژگی‌های ژئومکانیکی محیط زیرزمینی معدن، با استفاده از مدل‌سازی عددی از نرم‌افزار

عمودی ممکن است در محدوده ۴/۱۷ میلی‌متر تا ۹/۴۲ میلی‌متر در سقف سینه‌کار و در طول عملیات حفاری رخ دهد. حداکثر تنش اصلی ۴۳ مگاپاسکال در ناحیه لنگه حائل اتفاق افتاده است و تنش فشاری در لنگه تاج در محدوده ۱۵/۵ تا ۲۰ مگاپاسکال رخ داده است. تجزیه و تحلیل نشان می‌دهد که عوامل ایمنی (به دلیل تنش کششی) در برخی نقاط لنگه تاج و لنگه حائل کم‌تر از واحد است. بنابراین، اقدامات احتیاطی باید برای به حداقل رساندن اثر تنش کششی با نگهداری صحیح از پایین لنگه تاج انجام شود [۲۳].

مندونسا^۶ و همکاران در سال ۲۰۱۸ به بررسی تاثیر تنش‌های القا شده به کف در روش استخراج از طبقات فرعی در شرایط پایداری دهانه معدن زیرزمینی کارابیا به صورت مدل‌سازی عددی پرداخته‌اند. مطالعات پارامتریک تغییر موقعیت بازشوه‌های در ارتباط با سینه‌کار به منظور ارزیابی شرایط پایداری این بازشوها انجام شد. حفاری ابعاد کوچک در محدوده نفوذ حفاری‌های بزرگ‌تر تحت تاثیر توزیع مجدد تنش ناشی از این حفاری‌های بزرگ قرار گرفته است. این وضعیت در معادن زیرزمینی مشاهده می‌شود که تنش‌های ایجاد شده توسط سینه‌کار بزرگ باعث ایجاد مشکلات ناپایداری در دهانه‌های توسعه سینه‌کار می‌شود. از آنجا که آماده‌سازی بازشوها در نزدیکی سینه‌کار قرار دارند تا اثرات اقتصادی را کاهش دهند، اثر توزیع تنش ناشی از حفاری سینه‌کار قابل توجه است. این مطالعه نشان داد که تنش ناشی از سینه‌کار بزرگ تاثیر قابل توجهی در حفاری‌های کوچک مجاور دارد. این توزیع تنش همگن نبودند و منجر به ایجاد تنش‌های برجا روی سینه‌کار در آماده‌سازی بازشوها شدند که حداکثر تنش اصلی می‌تواند چندین برابر بیشتر از حداقل تنش باشد [۲۴].

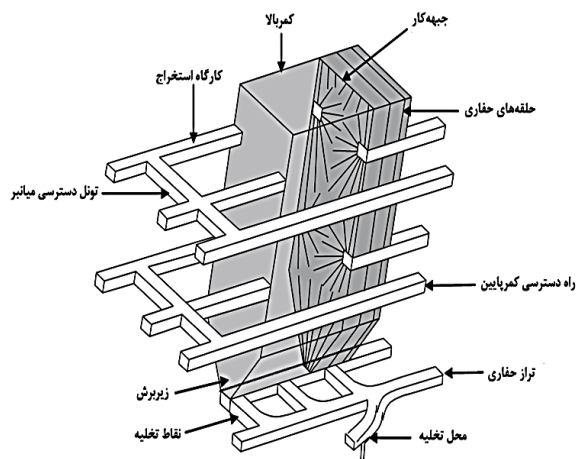
والیوس^۷ و همکاران در سال ۲۰۲۰ به بررسی یک معیار جدید برای تعیین پایداری کمربالای معدن زیرزمینی و تخمین اضافه شکست حفاری به کمک مدل‌سازی عددی و شعاع هیدرولیکی در روش استخراج باز طبقات فرعی پرداخته‌اند. این معیار جدید شامل تنش اصلی میانی اطراف سینه‌کار حفاری و ویژگی‌های ژئوتکنیکی توده‌سنگ است. معیار پیشنهادی یک تحلیل واریانس و رابطه بین کیفیت

⁸ Mathews

⁶ Mendonça

⁷ Vallejos

کارگاه‌های طبقات فرعی، لنگه‌های حریم جهت حفظ پایداری و جلوگیری از ریزش دیواره‌ها جا گذاشته می‌شود. در طراحی لنگه‌ها برای جلوگیری از ریزش دیواره‌های کارگاه، معمولاً مواد معدنی با ضخامت زیاد به دو یا چند کارگاه مجزا تقسیم می‌شوند و برای حفظ ثبات و پایداری کمر بالا بین کارگاه‌ها لنگه‌هایی جا گذاشته می‌شود. این لنگه‌ها را می‌توان هم به صورت قائم (لنگه مرزی و حائل) و هم افقی (لنگه تاج یا آستانه)^۹ در مواردی به صورت پایه‌های داخلی برای حفاظت کارگاه طراحی کرد که با تغییر در ابعاد لنگه‌ها می‌توان تغییراتی در ابعاد کارگاه استخراج ایجاد کرد. موفقیت این روش بر پایداری دیواره‌های کارگاهی بزرگ (بدون نگهداری) و سقف‌ها استوار است [۱۲ و ۲۸]. در شکل ۱ شماتیکی از روش استخراج از طبقات فرعی و در شکل ۲ انواع لنگه‌های معدن زیرزمینی به روش استخراج از طبقات فرعی دیده می‌شود.

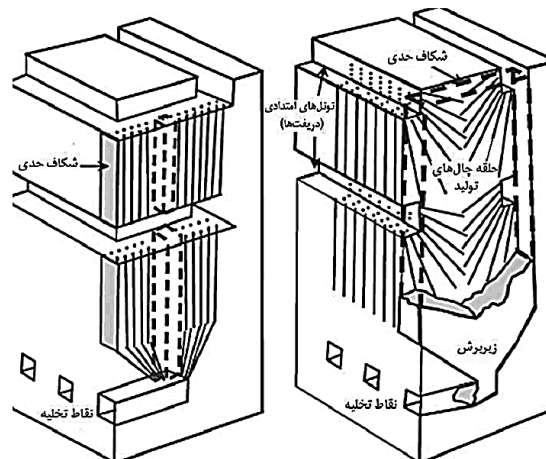


شکل ۱- نمایی از روش استخراج از طبقات فرعی [۲۸ و ۲۹]

تفاضل محدود FLAC3D با رفتار الاستیک - پلاستیک مصالح سنگ و مدل رفتاری موهرکلمب به صورت پیوسته پرداخته شده است. همچنین میزان جابه‌جایی بحرانی کارگاه جنوبی با معیار ساکورایی محاسبه شده است و نتایج آن با روش عددی ارزیابی شده است.

۲- روش استخراج از طبقات فرعی

روش استخراج از طبقات فرعی یکی از روش‌های استخراج معادن فلزی در جهان است. نخستین بار این روش در سال ۱۹۰۲ در معادن سنگ آهن میشیگان به کار گرفته شد. در حال حاضر حدود نه درصد معادن آمریکا و سه درصد تولید مواد معدنی غیر زغالی جهان با این روش استخراج به دست می‌آید [۲۷]. این روش برای استخراج مواد معدنی نسبتاً پر شیب که هم ماده معدنی و هم سنگ در برگیرنده که از نظر نگهداری مناسب باشند، به کار می‌رود. معمولاً در پیرامون



⁹ Sill Pillar

۴- مدل‌سازی عددی

برای ساخت مدل هندسی پیچیده معدن جدید زیرزمینی در زون ۳۵ و ۳۶ تا تراز ۹۱۴ (۱۲۵- متری زمین) ابتدا نقشه‌های طراحی در محیط نرم‌افزار دیتاماین اجرا شد و سپس به محیط نرم‌افزار راینو جهت انجام مش‌بندی‌های سطحی و حجمی با پلاگین گریدل وارد شد. در گام بعدی فراخوانی مدل مش‌بندی شده جهت مدل‌سازی عددی به محیط نرم‌افزار FLAC3D انجام شد. هندسه در نظر گرفته شده در جهت محور Z (ارتفاع) از ۱۰۵ تا ۱۵۵ متر، در جهت محور X (طول) ۵۰۰ متر و در جهت محور Y (عرض) ۲۵۰ متر است که ابعاد هندسی توپوگرافی سطح زمین منطبق با واقعیت ایجاد شده است. موقعیت لنگه‌سنگی میان دو کارگاه جنوبی و شمالی و ابعاد لنگه در شکل ۴ و ۵ نشان داده شده است. عمق آب زیرزمینی پایین تراز حفاری ماده معدنی است، بنابراین تاثیر آب در مدل‌سازی لحاظ نشده است. سایر پارامترهای ژئومکانیکی محدوده حفاری براساس نتایج آزمایش‌های ژئوتکنیکی و نرم‌افزار RockLab محاسبه شده و در جدول ۱ نشان داده شده است. پس از تخصیص خواص به قسمت‌های مختلف مدل هندسی ایجاد شده، اعمال میدان سرعت‌های نرمال صفر به مرزهای چپ، راست، جلو، عقب و پایین همچنین اعمال وزن بلوک با استفاده از دستور شتاب ثقل (جاذبه)، اعمال وضعیت میدان تنش‌های برجای گسل‌های امتداد لغز، اعمال تنش‌های برجای افقی در جهت شرقی - غربی در حدود ۱/۲ برابر تنش قائم و جهت شمالی - جنوبی در حدود ۰/۸ برابر تنش قائم ایجاد شده است. پس از طی این مراحل، اجرای مدل با اختصاص مدل رفتاری الاستیک برای رسیدن به تعادل قبل از حفر برقرار می‌شود. سپس با تغییر مدل رفتاری توده‌سنگ از الاستیک به مدل رفتاری الاستیک - پلاستیک کامل موهرکلمب و صفر نمودن جابه‌جایی‌ها، سرعت و گسیختگی‌های ایجاد شده، حفاری اولین مرحله شروع می‌شود. روش حفاری گام به گام و هرگام پیشروی در بخش تونل رمپی (اسپیرال) و تونل‌های دسترسی (دریفت) برابر ۲۰ متر و در کارگاه جنوبی برابر ۲۵ متر انجام شده است.

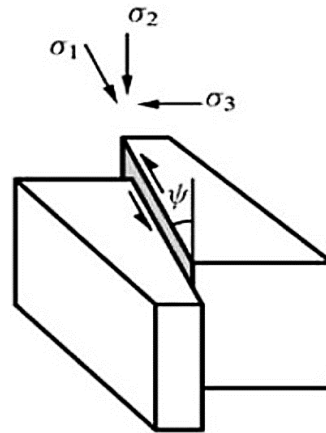
با تعیین تنش‌های افقی به قائم، به دلیل هزینه‌های زیاد اندازه‌گیری تنش‌های برجا معمولاً میزان این پارامتر بر اساس تنش‌های ثقلی با استفاده از رابطه هوک براون به صورت رابطه (۱) تخمین زده می‌شود.

$$\sigma_v = \gamma Z \quad (1)$$

که در این رابطه Z عمق نسبت به سطح زمین بر حسب متر و γ وزن مخصوص توده‌سنگ تا سطح مورد نظر می‌باشد. استفاده از مکانیزم گسلش مستقیم، معکوس و امتدادلغز در کمک به برآورد جهت و مقدار تنش‌های برجا بیشتر برای نواحی تکتونیکی جوان و فعال مناسب است. حداکثر تنش افقی (σ_{Hmax}) و حداقل تنش افقی (σ_{Hmin}) را می‌توان به صورت زیر به تنش‌های قائم ارتباط داد.

- در منطقه گسل عادی $\sigma_{Hmin} < \sigma_v < \sigma_{Hmax}$
- در منطقه گسل معکوس $\sigma_v < \sigma_{Hmin} < \sigma_{Hmax}$
- در منطقه گسل امتدادلغز $\sigma_{Hmax} < \sigma_v < \sigma_{Hmin}$

با توجه به حضور گسل‌های امتدادلغز فراوان کانه‌ساز در معدن نخلک که به صورت شرقی - غربی گسترش یافته‌اند، تنش‌های اصلی حداکثر (σ_1) و حداقل (σ_3) در معدن مزبور به صورت افقی می‌باشند و تنش‌های قائم اعمالی (σ_v)، تنش اصلی میانی (σ_2) می‌باشد. در معدن نخلک با توجه به گسل‌های امتداد لغز شرقی - غربی موجود، اصلی حداکثر (σ_1) در امتداد لغز شرقی - غربی و تنش اصلی حداقل (σ_3) در راستای شمالی - جنوبی مطابق شکل زیر در نظر گرفته می‌شود.



σ_2 vertical

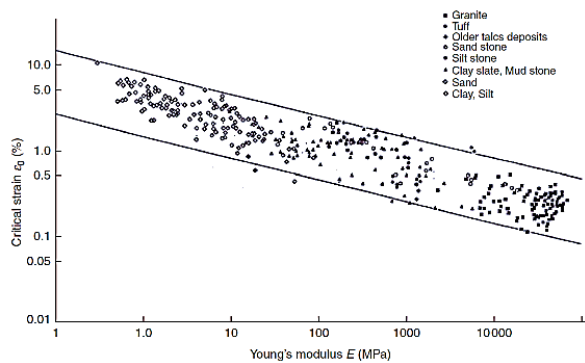
Strike-slip fault

شکل ۵- جهت تنش‌های اصلی در گسل امتداد لغز [۳۳]

۵- روابط ساکورایی

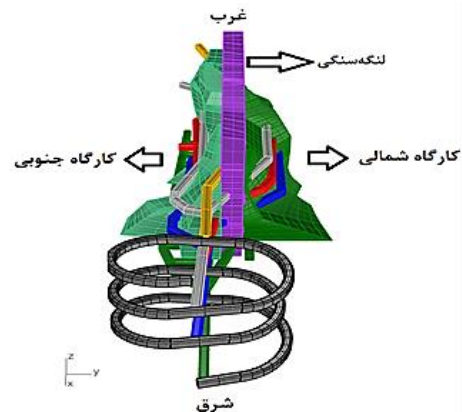
کرنش مجاز (بحرانی) یکی از بهترین معیارها جهت بررسی شکست در تونل‌ها و شبکه‌های زیرزمینی کارگاه استخراج است. ساکورایی و همکارانش با انتشار روابط بین مقاومت فشاری تک‌محوری و کرنش بحرانی برای سنگ‌های مختلف، روابطی نیز بین مدول تغییر شکل‌پذیری سنگ‌های مختلف و کرنش مجاز (بحرانی) ارائه کردند که در شکل ۶ نشان داده شده است. از مقایسه مقادیر تخمینی کرنش مجاز (بحرانی) حاصل از مدل‌سازی عددی با مقادیر واقعی آن، تصمیم‌گیری لازم در خصوص نیاز به نگهداری اتخاذ خواهد شد. ساکورایی با برقراری ارتباط بین نتایج آزمایشگاهی و داده‌های صحرایی، رابطه بین کرنش مجاز (بحرانی)، مقاومت فشاری و مدول تغییر شکل‌پذیری، سه تراز هشدار خطر ارائه داد. همانطور که مشاهده می‌شود، روابط (۲)، (۳) و (۴) به ترتیب نشان‌دهنده تراز هشدار خطر I، II و III می‌باشند. برای تحلیل پایداری تونل‌ها، ترازهای هشدار خطر I و III به عنوان دو حد حداکثر و حداقل برای پایداری تونل‌ها بر اساس کرنش مجاز (بحرانی) پیشنهاد شده است [۳۴ و ۳۵].

(۲) تراز هشدار خطر اول $\log \epsilon_{cr1} = -0.25 \log E - 0.85$
 (۳) تراز هشدار خطر دوم $\log \epsilon_{cr2} = -0.25 \log E - 1.22$
 (۴) تراز هشدار خطر سوم $\log \epsilon_{cr3} = -0.25 \log E - 1.59$
 که ϵ_{cr} کرنش بحرانی بر حسب درصد و E مدول تغییر شکل‌پذیری بر حسب کیلوگرم نیرو بر سانتی‌متر مربع است. محاسبات کرنش بحرانی در جدول ۲ ارائه شده است.

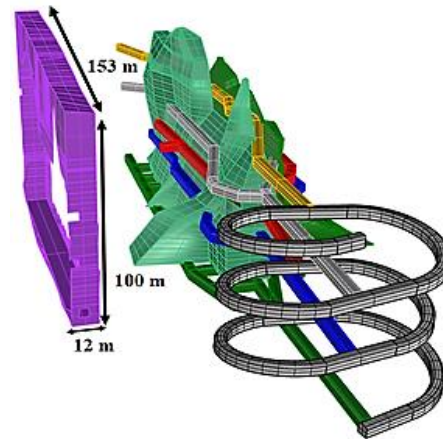


شکل ۶- رابطه بین مدول تغییر شکل‌پذیری و کرنش بحرانی [۳۴ و ۳۵]

با تعیین کرنش بحرانی برای سه هشدار خطر و با استفاده از رابطه ۵، جابجایی مجاز به دست می‌آید [۳۶]. محاسبات جابجایی مجاز حداکثر در جدول ۳ با عرض لنگه سنگی ۱۲



شکل ۴- موقعیت کارگاه‌ها و لنگه سنگی



شکل ۵- ابعاد لنگه سنگی

جدول ۱- پارامترهای ژئومکانیکی محدوده مورد مطالعه

پارامتر	واحد	ماده معدنی	تونل رمپی و دسترسی
مقاومت فشاری	MPa	۵۱	۱۱۰
مدول یانگ	GPa	۱۶/۸	۲۵
مدول تغییر شکل‌پذیری	MPa	۹۷۸	۷۳۴۳
چسبندگی	MPa	۰/۳۷	۱/۴۱
نسبت پواسون	-	۰/۲۳	۰/۲
زاویه اصطکاک	-	۴۱/۲	۵۷/۲۴
شاخص مقاومت زمین‌شناسی	-	۴۰	۶۷
سیستم رده‌بندی توده سنگ	-	۵۰-۵۸	۶۲-۷۸
شاخص کیفی توده سنگ	-	۱-۲	۴-۶

جدول ۲- محاسبه کرنش بحرانی

رابطه	حد	کرنش بحرانی (%)
(۲)	حداکثر	۰/۰۱۴۱
(۳)	میانی	۰/۰۰۶۰
(۴)	حداقل	۰/۰۰۲۵

متری انجام شده است. طبق رابطه ۶ زمانی تونل پایدار خواهد بود که میزان جابه‌جایی مجاز موجود حاصل از مدل‌سازی بین محدوده حداکثر و حداقل (تراز هشدار اول و سوم) قرار گیرد.

$$\varepsilon_{cr} = \frac{u_c}{a} \quad (۵)$$

$$u_{c3} < u_{cNum} < u_{c1} \quad (۶)$$

که ε_{cr} کرنش بحرانی برحسب درصد و a عرض لنگه‌سنگی برحسب متر و u_c حداکثر جابه‌جایی کل است. محاسبات کرنش بحرانی در جدول ۳ ارائه شده است.

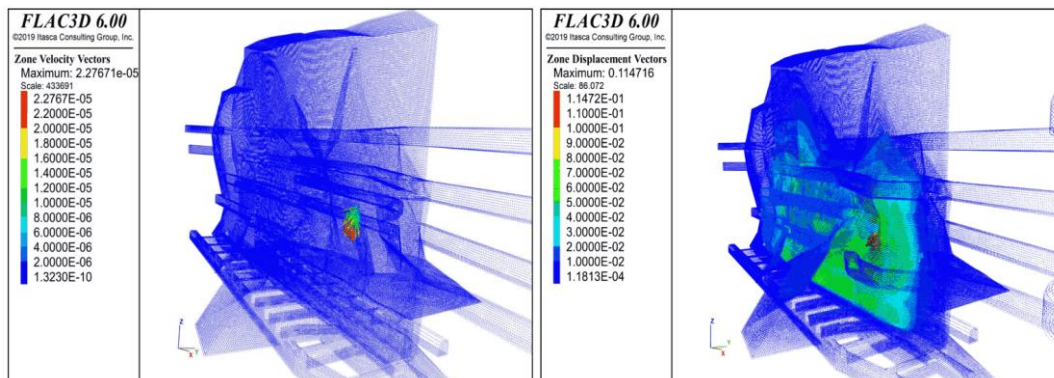
جدول ۳- محاسبات جابه‌جایی حداکثر به روش ساکورایی

رابطه	حد	معادله	جابه‌جایی بحرانی با روش ساکورایی (سانتی‌متر)
(۵)	حداکثر	$0.0141 = \frac{u_{c1}}{12}$	۱۷
	میانی	$0.0060 = \frac{u_{c2}}{12}$	۸
	میانی	$0.0025 = \frac{u_{c3}}{12}$	۳

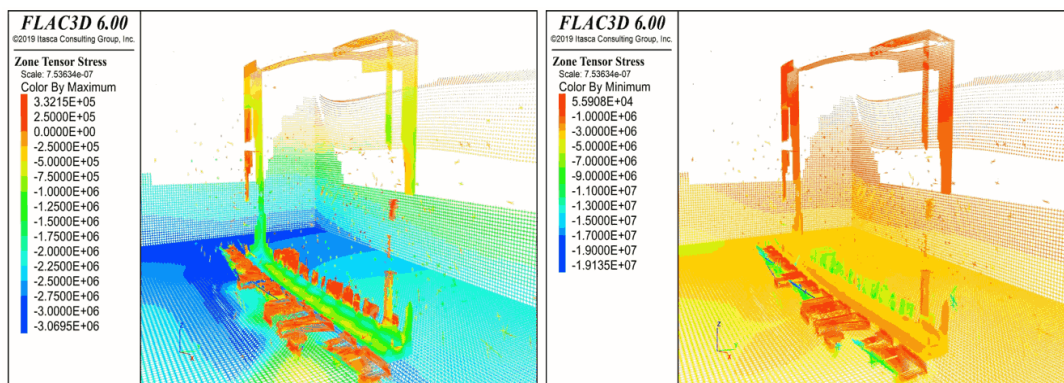
می‌شود، پس از حفر کارگاه جنوبی میزان جابه‌جایی حداکثر ۱۱/۴۷ سانتی‌متر و حداکثر تنش القایی به دست آمده برابر ۱۹/۱۳ مگاپاسکال است. مقدار تنش حداکثر در گوشه‌های کارگاه جنوبی و تاج تونل‌های میانی تر از ۹۱۴ به وجود آمده است. در شکل ۹ تغییرات جابه‌جایی حول محور Z (راستای عمق) برابر ۵/۳۶ سانتی‌متر بر روی ناحیه تیز حذف شده لنگه سنگی و جابه‌جایی حول محور Y (راستای عرض پایه) برابر ۹/۵۹ سانتی‌متر بر روی دیواره لنگه سنگی به دست آمده است. همان‌گونه که ذکر شد، طبق جدول ۴ جابه‌جایی حاصل از مدل‌سازی عددی طی حفاری کامل ماده معدنی کارگاه جنوبی به مقدار ۱۱/۴۷ سانتی‌متر رسیده است که در میان محدوده حداکثر تر از هشدار خطر اول (۱۷ سانتی‌متر) و محدوده حداقل تر از هشدار خطر سوم (۳ سانتی‌متر) قرار می‌گیرد. از محاسبات تنش‌های اصلی حاصل شد که میزان تنش‌های القایی ایجاد شده پیرامون لنگه سنگی پس از حفاری کارگاه جنوبی در هیچ یک از مراحل حفاری از مقاومت توده‌سنگ فراتر نرفته و شکست و گسیختگی در توده‌سنگ اتفاق نیفتاده است.

۶- نتیجه مدل‌سازی عددی

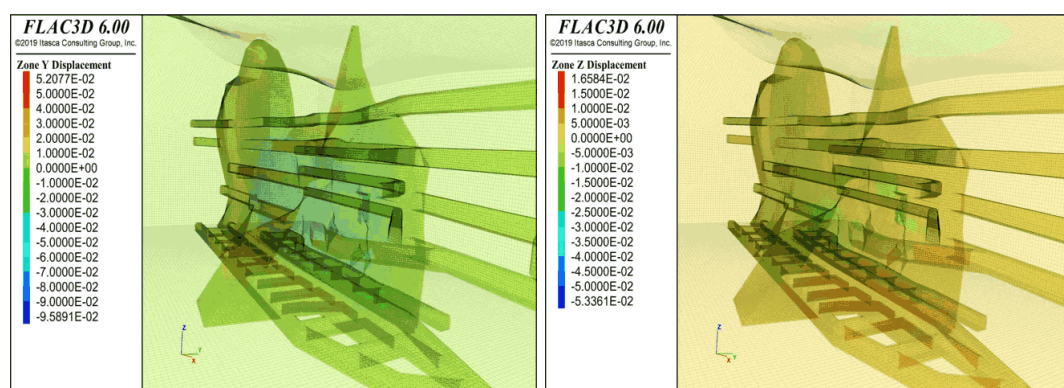
بر اساس نتایج حاصل از مدل‌سازی عددی برای ارزیابی ناپایداری‌های ناشی از تنش و کرنش، کانتورهای جابه‌جایی و سرعت حاصل از تحلیل عددی بعد از حفاری کارگاه جنوبی به صورت سه‌بعدی در شکل ۷ و میزان تغییرات تنش حداکثر و حداقل در شکل ۸ نشان داده شده است. همانطور که مشاهده



شکل ۷- تغییرات میدان جابه‌جایی و سرعت حاصل از حفاری کارگاه جنوبی



شکل ۸- تغییرات تنش حداقل و حداکثر حاصل از حفاری کارگاه جنوبی



شکل ۹- تغییرات جابه جایی محور Z و Y حاصل از حفاری کارگاه جنوبی

جدول ۴- مقایسه جابه جایی حداکثر به روش ساکورایی با عددی

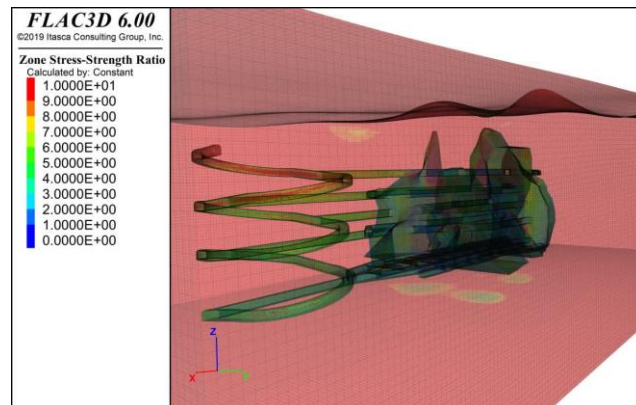
وضعیت	جابه جایی حداکثر با روش عددی (سانتی متر)	جابه جایی حداکثر با روش ساکورایی (سانتی متر)	حد
پایدار	۱۱/۴۷	۱۷	حداکثر
		۸	میانی
		۳	میانی

عرضی با حفارکارگاه های جنوبی و شمالی می توان از پایداری لنگه سنگی اطمینان حاصل کرد.

جدول ۵- ارزیابی پایداری [۳۷]

مدت پایداری	فاکتور ایمنی
پایداری دائم	$SF \geq 1.5$
ناپایدار	$SF \leq 1.5$

بر پایه جدیدترین تجربیات در معادن زیرزمینی، فاکتور ایمنی برای پایداری فضاهای بزرگ زیرزمینی و لنگه ها در جدول ۵ نشان داده شده است. به منظور بررسی پایداری لنگه حائل عرضی معدنی، نتایج فاکتور ایمنی با حفارکارگاه جنوبی و سپس کارگاه شمالی در شکل ۱۰ به نمایش درآمده است. طبق نتایج فاکتور ایمنی به دست آمده با قراردادن لنگه حائل



شکل ۱۰- فاکتور ایمنی به دست آمده با قراردادن لنگه حائل عرضی

است. بررسی نتایج به دست آمده از محاسبات نشان می‌دهد که میزان جابه‌جایی کلی برابر $11/47$ سانتی‌متر و جابه‌جایی حول محور Z (راستای عمق) و Y (راستای عرض پایه) به ترتیب برابر $5/36$ و $9/59$ سانتی‌متر است. حداکثر میزان تنش القایی به دست آمده برابر $19/13$ مگاپاسکال محاسبه شده است. از نتایج حاصل شد که میزان تنش‌های القایی اطراف تونل‌های دسترسی، لنگه سنگی و کارگاه جنوبی از مقاومت توده‌سنگ بیشتر نشده بنابراین گسیختگی و شکست اتفاق نیفتاده است. میزان جابه‌جایی حداکثر به دست آمده از حفاری کارگاه جنوبی در میان حد حداکثر و حداقل معیار ساکورایی قرار گرفته است بنابراین می‌توان به پایداری لازم لنگه سنگی با عرض 12 متر پس از حفر کارگاه جنوبی پی برد.

۷- نتیجه‌گیری

ایجاد فضاهای زیرزمینی در معادن جهت دسترسی به ماده معدنی امری اجتناب ناپذیر است. تعیین تنش‌ها و جابه‌جایی‌های حاصل از حفاری کارگاه جنوبی، یکی از موارد مهم در تحلیل پایداری شبکه‌های زیرزمینی جدید سرب نخلک و لنگه سنگی میانی اطراف دو کارگاه شمالی و جنوبی است. در این تحقیق، تحلیل پایداری معدن زیرزمینی سرب نخلک تا تراز 914 (۱۲۵-متری) زیر سطح زمین با استفاده از نرم‌افزار تفاضل محدود FLAC3D پرداخته شده است. روش حفاری و مدل رفتاری برای توده‌سنگ ماده معدنی به ترتیب روش استخراج از طبقات فرعی و موهر کلمب انتخاب شده

۸- منابع‌ها

- [1] Copland, T., and Nehring, "Integrated optimization of stope boundary selection and scheduling for sublevel stoping operations", Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 116, pp. 1135-1142, 2016.
- [2] Rehman, H., Shah, A., Hashim, M. H. B. M., Khan, N. M., Ali, W., Shah, K. S., Junaid, M., Ullah, R., & Adeel, M. B. "Investigating Effect of Tunnel Size, Rock Mass Conditions, and In-Situ Stresses on Stability of Tunnels". Journal of Mining and Environment, 13(4), 973-987. <https://doi.org/10.22044/jme.2022.12294.2231>, 2022.
- [3] Brady, B. H. G. and Brown, E. T. "Rock Mechanics for Underground Mining", 3rd edn., 628pp. Dordrecht, the Netherlands: Kluwer.2004.
- [4] Hamrin, H. "Choosing an underground mining method". In W. A. Hustrulid (ed.), Underground Mining Methods Handbook, pp. 88-112. New York: SME-AIME.1982.

[۵] چهره‌پاک، محمد مهدی؛ "تحلیل پایداری سیستم نگهداری تونل امیرکبیر تهران به روش جدید تونل‌سازی اتریشی"، هشتمین کنفرانس

مکانیک‌سنگ ایران، دانشگاه صنعتی شاهرود، تهران، اردیبهشت ۱۴۰۱.

- [6] Stille, H., & Palmstrom, A. "Ground behaviour and rock mass composition in underground excavations", *Tunnelling and Underground Space Technology*, 23(1), 46-64, 2008.
- [7] Hoek, E. *Cavern Reinforcement and Lining Design*. prepared for RocNews, 2011.
- [8] Barton, N., Lien, R., and Lunde, J. "Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support". *Rock mechanics*, 6 (4): 189-236. doi:10.1007/bf01239496, 1974.
- [9] Barton, N. "Some new Q-value correlations to assist in site characterisation and tunnel design". *International journal of rock mechanics and mining sciences*, 39 (2): 185-216, 2002.
- [10] Ali, W., Rehman, H., Abdullah, R., Xie, Q., and Ban, Y. "Topography induced stress and its influence on tunnel excavation in hard rocks—a numerical approach". *GEOMATE Journal*, 22 (94): 93-101, 2022.
- [۱۱] یاراحمدی بافقی، علی رضا؛ بهشتی بافقی، سیدهادی؛ "روش نوین استخراج از طبقات فرعی برای لایه‌های با شیب کمتر از ۳۰ درجه"، اولین کنفرانس فناوری‌های معدنکاری ایران، یزد، ۱۳۹۱.
- [۱۲] دستورالعمل روش استخراج از طبقات فرعی، سازمان مدیریت و برنامه‌ریزی کشور، نشریه شماره ۸۰۷، شورای عالی برنامه تهیه ضوابط و معیارهای معدن، ۱۳۹۹.
- [13] Wu, J. "Research on sublevel open stoping recovery processes of inclined medium-thick orebody on the basis of physical simulation experiments". *PLoS ONE*, 15(5), pp. 1–18. <https://doi.org/10.1371/journal.pone.0232640>, 2020.
- [14] Xu, S. et al. "Evaluation of the use of sublevel open stoping in the mining of moderately dipping medium-thick orebodies". *International Journal of Mining Science and Technology*, 31(2), pp. 333–346. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.12.002>
- [15] Li, X. et al. "Numerical Simulation of Surface Subsidence and Backfill Material Movement Induced by Underground Mining". *Advances in Civil Engineering*, doi.org/10.1155/2019/2724370, 2019.
- [16] Blachowski, J. and Ellefmo, S. "Numerical modelling of rock mass deformation in sublevel caving mining system", *Acta Geodynamica et Geomaterialia*, 9(3), pp. 379–388, 2012.
- [17] M. R. Hudyma, P. Frenette, and I. Leslie, "Monitoring open stope caving at Goldex Mine". *Trans. Institutions Min. Metall. Sect. A Min. Technol.*, vol. 119, no. 3, pp. 142–150, 2010, doi: 10.1179/174328610X12820409992291.
- [18] J. C. Jhanwar and A. K. Chakeaborty, "Stability Monitoring of a Sub-Level Open Stope Through Rock Mechanics Instrumentation And Acoustic Emission Measurements In a Manganese Mine In India". *ISRM International Symposium on Rock Mechanics - SINOROCK 2009*. p. ISRM-SINOROCK-2009-151, May 19, 2009.
- [19] Reddy, J. N. "An introduction to the finite element method": McGraw-Hill New York, 2006.
- [20] Y. Potvin, M. Hudyma, and H. D. S. Miller, "Rib pillar design in open stope mining," *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.*, vol. 27, no. 1, p. 57, doi: 10.1016/0148-9062(90)90467-g, 1990.
- [21] J. Sjöberg, "Design Methods for Stopes and Sill Pillars with Application to the Zinkgruvan Mine,

- Central Sweden,” vol. 26, pp. 253–275, 1993
- [22] M. Cardu, S. Dipietromaria, and P. Oreste, “sub-level stoping in an underground limestone quarry: an analysis of the state of stress in an evolutionary scenario” vol. 61, no. 1, pp. 199–216, 2016, doi: 10.1515/amsc-2016-0015.
- [23] Islavath, S. “Stability analysis of underground stope pillars using three-dimensional numerical modelling techniques Sreenivasa Rao Islavath * Debasis Deb,” vol. 9, no. 3, pp. 198–215, 2018.
- [24] G. A. Mendonça, D. Em, and M. Subterrâneas, “influence of induced stresses by sublevel stopes in stability conditions of development openings in underground mines,” pp. 159–166, 2018.
- [25] J. A. V. L. Díaz, “A New Criterion for Numerical Modelling of Hangingwall Overbreak in Open Stopes,” *Rock Mech. Rock Eng.*, no. 0123456789, 2020, doi: 10.1007/s00603-020-02179-z.
- [26] M. Hosseini, “Safety analysis of Sormeh underground mine to improve sublevel stoping stability,” no. February, pp. 173–187, 2023, doi: 10.1002/dug2.12041.
- [۲۷] عطایی، محمد؛ معدنکاری زیرزمینی (جلد ۱)، دانشگاه صنعتی شاهرود، ایران، ۱۳۸۴
- [28] Villaescusa, E. “Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping”. CRC Press, <https://doi.org/10.1201/b16702>, 2014.
- [29] Villaescusa, E. “A review of sublevel stoping”, in G. Chitombo, ed., *Proceedings of the MassMin 2000*, Brisbane, Queensland, Australia, pp. 577–590, AusIMM, Melbourne, Victoria, Australia. With permission, 2000.
- [30] Lewis R.S. Clark G.B. “Elements of Mining, Third edition”. New York: Wiley, 1964.
- [۳۱] طرح ادامه بهره‌برداری و گزارشات موجود در معدن سرب نخلک، معدن سرب نخلک، ۱۳۷۷.
- [۳۲] چهره‌پاک، محمد مهدی؛ ارزیابی پایداری شبکه حفریات زیرزمینی معدن سرب نخلک به روش مدل‌سازی عددی سه‌بعدی، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، دی ۱۴۰۲.
- [33] Harrison, John P; Hudson, John A; *Engineering rock mechanics*; 1997.
- [34] Sakurai, S. “The assessment of tunnel stability on the basis of field measurements”. *Associazione Geotecnica Italiana - XVIII Convegno Nazionale di Geotecnica- Rimini*, 21-30, 1993
- [35] Sakurai, S., Farazmand, A. & Adachi, K. “Assessment of the stability of slopes from surface displacements measured by GPS in an open pit mine”. In G. Deak & Z. Agioutantis (Eds). *Sustainable Exploitation of Natural Resources Proc. 3rd International Seminar ECOMINING-Europe 21st Century*, 4–5 September, Milos Island, Greece, 239–248, 2009.
- [36] Sakurai, S., Kawashima, I. & Otani, T. “A criterion for assessing the stability of tunnels”. *Proc. ISRM International Symposium, EUROCK’93*, 21–24 June, Lisboa, Portugal, 969–973, 1993a.
- [37] C. Li, J. Zhou, D. J. Armaghani, and X. Li, “combination of finite difference methods, neural networks, and Monte Carlo simulation techniques Abstract:” *Undergr. Sp.*, 2020, doi: 10.1016/j.undsp.2020.05.005.



Numerical Modeling of Evaluation The Stability of The Rock Pillar of The Nakhlak Underground Lead Excavation Network By Sublevel Stopping Method

Mohammad Mehdi Chehrepak¹; Hamed Molladavoodi*²

1- MSc of Tunnel and Underground Spaces, Department of Mining Engineering, Amirkabir University of Technology, Tehran, Iran.

2- Associate Professor of Rock Mechanics, Department of Mining Engineering, Amirkabir University of Technology, Tehran, Iran.

Received: 02. January. 2024

Accepted: 19. March. 2024

(Corresponding author: davoodi@aut.ac.ir)

Keywords

Stability Analysis
Nakhlak Underground Lead Mine
Sublevel Stopping Method
Finite Difference Numerical Method
Sakurai Method

Final English Extended Abstract

Summary

Today, due to the development of underground excavations, access to mineral resources is very common through tunnel excavation. one of the most important challenges that miners are faced with when and after that are the instability of tunnel and underground networks. In general, the excavation of space and the underground network has caused the balance of the stresses on that area to be disturbed, and to maintain stability, it is necessary to create a new balance between the existing stresses.

Introduction

In this regard, Due to the wide variety of underground mining methods, it is necessary to choose the suitable drilling method for the mining conditions and in order to achieve higher efficiency by reducing the cost. Designing the choice of mining method requires a systematic method based on the slope, size and shape of the mineral material. Sublevel Stopping Method from subgrades has a special place among underground methods from the economic point of view, conditions of use and production capacity. In this method, the mineral material is divided into separate layers, and in the surrounding of the mining Stope, the layers of the mineral material are considered as a Pillar to maintain the roof, walls and Footwall

Methodology and Approaches

In this research, In this research, the stability of the middle Rock Pillar of the two northern and southern Stope with the excavation of the southern Stopping up to level 914 (-125 meters) of the new underground lead mine of Nakhlak in zone 35 and 36 has been investigated using FLAC3D finite difference numerical modeling. The Sublevel Stopping method is as drilling method and Mohr-Columb continuous behavioral model. In order to evaluate the numerical results and the stability of the Rock Pillar, Sakurai's criterion was used.

Results and Conclusions

According to the results, the maximum amount of total displacement caused by the excavation of the southern Stopping is equal to 11.47 cm. The degree of displacement of the Z and Y axes is 5.36 and 9.59 cm, respectively, and the maximum induced stress is 19 MPa. From the results, it can be seen that the amount of induced stresses around the access tunnels, Rock Pillar and the southern Stopping did not exceed the Strength of the rock mass, so failure did not occur. Also, the maximum amount of displacement obtained from the excavation of the southern Stopping is between the maximum and minimum limits of the Sakurai standard, and it is possible to understand the necessary stability of the 12-meter-wide Rock Pillar after the excavation of the southern Stopping.