

بررسی پایداری دیواره شمالی معدن طلای زرشوران

عماد سلیمی قراقیه^۱؛ احسان طاهری^{۱*}؛ پرویز معارفوند^۲

۱- دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، ایران.

۲- دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، ایران.

دریافت: ۱۴۰۵/۰۱/۳۱؛ پذیرش: ۱۴۰۵/۰۳/۲۱

(*نویسنده مسئول: e_taheri@modares.ac.ir)

چکیده

پایداری شیب در معادن روباز از چالش‌های اساسی مهندسی معدن و مکانیک سنگ است که تحت تأثیر همزمان عوامل زمین‌شناسی، هندسی و هیدروژئولوژی قرار دارد، بنابراین در این پژوهش، پایداری دیواره شمالی معدن طلای زرشوران با استفاده از مدل‌سازی عددی سه‌بعدی در نرم‌افزار 3DEC مورد ارزیابی قرار گرفت. به منظور افزایش اعتبار مدل عددی، پارامترهای ژئومکانیکی توده‌سنگ با استفاده از رویکرد تلفیقی شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI) و آنالیز برگشتی کالیبره و تصحیح شدند تا پارامترهای مدل بیشترین انطباق را با شرایط واقعی توده‌سنگ داشته باشند. نتایج مدل‌سازی در شرایط طبیعی پیش از معدنکاری نشان داد که ضریب ایمنی کلی توده‌سنگ برابر با ۸ بوده و بیانگر پایداری بسیار بالای دیواره است، در حالی که اثر آب‌های زیرزمینی در ترازهای پایین تنها موجب جابجایی‌های بسیار جزئی با بیشینه‌ای حدود 10^{-7} متر و با ماهیت خزشی در مرز تماس واحدهای سنگی شده است. با شبیه‌سازی هندسه‌ی کاواک نهایی و حذف بخشی از توده‌ی آهکی، نتایج نشان داد که با پیشرفت معدنکاری و کاهش اثر وزنی پایدارکننده، ضریب ایمنی دیواره به مقدار ۱/۵ کاهش می‌یابد. خروجی‌های 3DEC حاکی از تمرکز بیشینه‌ی نرخ کرنش برشی در حدود $10^{-1} s^{-1} \times 2$ و بیشینه‌ی سرعت جابجایی بلوک‌ها در حدود $10^{-5} m/s \times 1/7$ در بخش مرکزی دیواره است، به گونه‌ای که جهت جابجایی‌ها هم‌راستا با شیب و سطوح ضعف بوده و بیانگر آغاز لغزش تدریجی واحد آهکی بر روی واحد شیستی و کاهش مقاومت برشی در سطح تماس می‌باشد، نتایج این مطالعه اهمیت کالیبراسیون تلفیقی پارامترها و به‌کارگیری مدل‌سازی سه‌بعدی DEM را برای ارزیابی قابل اعتماد پایداری شیب‌ها و مدیریت بلندمدت و ریسک‌های ژئوتکنیکی در معادن روباز نشان می‌دهد.

پایداری شیب، معدن روباز، روش المان مجزا (DEM)، مدل‌سازی عددی

واژگان کلیدی

۱- مقدمه

شود [۳][۱۳][۲۸]. پایداری شیب‌های سنگی تحت تأثیر برهم‌کنش پیچیده‌ای از عوامل زمین‌شناسی، ساختاری، هندسی و هیدروژئولوژی قرار دارد که از جمله آن‌ها می‌توان به سیستم ناپیوستگی‌ها، گسل‌ها، واحدهای سنگی ضعیف، شرایط آب زیرزمینی، توپوگرافی و فرآیندهای هوازدگی

پایداری شیب‌ها یکی از مسائل اساسی در طراحی و بهره‌برداری پروژه‌های عمرانی و معدنی به‌شمار می‌رود، به گونه‌ای که وقوع ناپایداری می‌تواند منجر به خسارات اقتصادی قابل توجه، تهدید ایمنی و پیامدهای زیست‌محیطی

اشاره کرد [۷][۲]. در شیب‌های سنگی، مکانیسم‌های ناپایداری غالباً توسط ویژگی‌ها و آرایش ناپیوستگی‌ها کنترل می‌شوند و می‌توانند به بروز انواع مختلفی از شکست از جمله لغزش صفحه‌ای، گوه‌ای، واژگونی و گسیختگی‌های پیچیده سه‌بعدی منجر شوند، به‌ویژه در معادن روباز که شیب‌ها به‌طور پیوسته تحت تغییرات هندسی و باربرداری قرار دارند [۱۱][۱۳].

روش‌های متعددی برای ارزیابی پایداری شیب‌ها توسعه یافته‌اند که دامنه‌ای از روش‌های تجربی و تعادل حدی تا روش‌های عددی پیشرفته را در بر می‌گیرند [۷][۸][۱۷]. اگرچه روش‌های تعادل حدی همچنان کاربرد گسترده‌ای دارند، اما این روش‌ها غالباً قادر به شبیه‌سازی تغییرشکل تدریجی، اندرکنش بلوک‌ها و تکامل گسیختگی در توده‌سنگ‌های درزه‌دار نیستند از این‌رو، روش‌های عددی، به‌ویژه روش‌هایی که امکان مدل‌سازی ناپیوستگی‌ها را فراهم می‌کنند، در سال‌های اخیر جایگاه ویژه‌ای در تحلیل پایداری شیب‌های معادن روباز یافته‌اند [۲][۱۳][۱۶]. در این میان، مطالعات جدید نشان داده‌اند که مدل‌سازی سه‌بعدی مبتنی بر روش المان مجزا می‌تواند رفتار پیچیده شیب‌های سنگی درزه‌دار را با دقت بیشتری نسبت به روش‌های کلاسیک بازنمایی کند [۱۲][۲۹]. تداوم و اتصال‌پذیری ناپیوستگی‌ها تأثیر مستقیمی بر توسعه سطوح لغزش و مکانیسم نهایی گسیختگی دارند و در نظر نگرفتن ساختار واقعی سیستم درزه‌داری می‌تواند موجب برآورد غیر واقعی پایداری شیب شود [۲۵][۳۰].

روش المان مجزا، توده‌سنگ را به‌صورت مجموعه‌ای از بلوک‌های مجزا در نظر می‌گیرد که از طریق سطوح تماس با یکدیگر در اندرکنش هستند و بدین ترتیب امکان شبیه‌سازی لغزش، چرخش، جدایش و گسیختگی در امتداد ناپیوستگی‌ها را فراهم می‌سازد [۲][۵]. نرم‌افزار سه‌بعدی $3DEC^1$ که بر پایه این روش توسعه یافته است، به‌طور گسترده در تحلیل پایداری شیب‌های سنگی مورد استفاده قرار گرفته و به دلیل توانایی در مدل‌سازی هندسه‌های پیچیده، لیتولوژی‌های ناهمگن و توده‌سنگ‌های ناپیوسته، از کارایی بالایی برخوردار است. مطالعات اخیر نیز نشان داده‌اند که تلفیق مدل‌سازی

سه‌بعدی با داده‌های واقعی زمین‌شناسی و ژئومکانیکی می‌تواند دقت پیش‌بینی رفتار شیب را به‌طور قابل توجهی افزایش دهد [۸][۱۲][۲۷].

با وجود توسعه روش‌های عددی پیشرفته، تعیین پارامترهای ژئومکانیکی توده‌سنگ همچنان یکی از مهم‌ترین منابع عدم قطعیت در تحلیل‌های پایداری شیب محسوب می‌شود. در بسیاری از مطالعات، پارامترهای مقاومتی و تغییرشکلی توده‌سنگ بر اساس معیار هوک براون و شاخص مقاومت زمین‌شناسی برآورد می‌شوند. شاخص GSI^2 که بر پایه ساختار توده‌سنگ و شرایط سطح ناپیوستگی‌ها تعریف می‌شود، ابزاری کاربردی برای لحاظ کردن اثر سیستم درزه‌داری در تعیین خواص مکانیکی توده‌سنگ به‌شمار می‌رود. این شاخص با در نظر گرفتن عواملی نظیر میزان خردشدگی، بلوک‌زایی، زبری، هوازگی، بازشدگی و وضعیت پرخردگی ناپیوستگی‌ها، امکان تخمین پارامترهای مقاومتی معادل توده‌سنگ را فراهم می‌کند. با این حال، پژوهش‌های اخیر نشان داده‌اند که استفاده مستقیم از این مقادیر تجربی بدون کالیبراسیون با شرایط واقعی معدن می‌تواند منجر به عدم قطعیت قابل توجه در نتایج تحلیل شود [۲۱][۲۲][۱۴]. در توده‌سنگ‌های خردشده و دارای درزه‌داری پیچیده، استفاده از رویکردهای مبتنی بر GSI زملنی نتایج واقع‌بینانه‌تری ارائه می‌دهد که با داده‌های میدانی و شواهد ناپایداری معدن تطبیق داده شوند. یکی از چالش‌های اصلی در تحلیل‌های مدرن پایداری شیب، تعیین پارامترهای ژئومکانیکی قابل اعتماد در شرایط محدودیت داده‌های ژئوتکنیکی است و استفاده از روش‌های تلفیقی می‌تواند این محدودیت را تا حد زیادی کاهش دهد [۸][۲۳][۲۴].

در این پژوهش، پایداری دیواره‌های شمالی معدن طلای زرشوران با استفاده از مدل‌سازی عددی سه‌بعدی مبتنی بر روش المان مجزا در نرم‌افزار $3DEC$ مورد بررسی قرار گرفته است. به‌همین منظور، یک مدل بلوکی سه‌بعدی شامل هندسه واقعی پیت، تغییرات لیتولوژیکی دیواره‌ها، شرایط هیدروژئولوژی و ناپیوستگی‌های اصلی توسعه داده شد تا رفتار شیب در مراحل مختلف استخراج ارزیابی گردد. در این مطالعه، تعیین پارامترهای ژئومکانیکی صرفاً مبتنی بر روابط

¹ Distinct Element Method² Geological Strength Index

توسعه مسیرهای گسیختگی پیوسته و کاهش پایداری کلی شیب شود. این نتایج اهمیت لحاظ کردن ساختار واقعی توده‌سنگ در مدل‌های عددی را برجسته می‌کند [۲۹]. علاوه بر ساختار توده‌سنگ، اثر شرایط هیدروژئولوژی و تغییرات هندسی ناشی از پیشروی استخراج نیز در سال‌های اخیر مورد توجه قرار گرفته است. تحلیل سه‌بعدی شیب‌های معدنی امکان بازنمایی دقیق‌تر توزیع تنش‌ها و تکامل ناپایداری را نسبت به تحلیل‌های دوبعدی فراهم می‌کند، به‌ویژه زمانی که هندسه معدن در طول استخراج تغییر می‌یابد [۴][۲۶].

تحلیل‌های coupled hydro-mechanical برای ارزیابی واقع‌بینانه پایداری شیب‌های روباز ضروری هستند، زیرا تغییرات فشار آب منفذی می‌تواند الگوی توزیع تنش و توسعه ناپایداری را به‌طور قابل توجهی تغییر دهد. ترکیب مدل‌سازی سه‌بعدی با داده‌های واقعی معدن می‌تواند دقت پیش‌بینی رفتار ژئومکانیکی شیب را در مراحل مختلف استخراج افزایش دهد [۱۹][۲۲][۲۷].

همانطور که گفته شد، در بسیاری از مطالعات از پارامترهای مقاومتی و تغییرشکلی توده‌سنگ بر اساس معیار هوک و براون و شاخص GSI برآورد می‌شوند. اگرچه این روش‌ها ابزار مؤثری برای تخمین اولیه خواص توده‌سنگ هستند، اما در شرایطی که داده‌های آزمایشگاهی و ژئوتکنیکی محدود باشد، مقادیر حاصل می‌توانند با عدم قطعیت قابل توجهی همراه باشند. استفاده مستقیم از پارامترهای تجربی بدون کالیبراسیون میدانی ممکن است منجر به اختلاف قابل توجه بین نتایج مدل‌سازی و رفتار واقعی شیب شود. تغییرات جزئی در پارامترهای چسبندگی و زاویه اصطکاک می‌تواند اثر قابل توجهی بر ضریب ایمنی و پیش‌بینی مکانیسم شکست داشته باشد [۱۱][۲][۱۰].

مطالعات اخیر همچنین بر اهمیت کالیبراسیون پارامترهای توده‌سنگ بر پایه رفتار واقعی معدن تأکید کرده‌اند. استفاده هم‌زمان از برداشت‌های صحرائی، طبقه‌بندی GSI و تحلیل برگشتی ریزش‌های واقعی می‌تواند قابلیت اعتماد مدل‌های ژئومکانیکی را به‌طور قابل توجهی افزایش دهد [۱۸][۲۰][۲۲]. استفاده از رویکردهای مبتنی بر GSI در توده‌سنگ‌های خردشده و درزه‌دار زمانی نتایج

تجربی نبوده، بلکه از طریق تلفیق برداشت‌های صحرائی، ارزیابی سیستم درزه‌داری، تعیین شاخص GSI و تحلیل برگشتی ریزش‌های موضعی معدن کالیبره شده است تا اثر ساختار واقعی توده‌سنگ در مدل‌سازی لحاظ شود. هدف اصلی این مطالعه، بررسی تأثیر عمیق شدن پیت و تغییرات هندسی معدن بر پایداری دیواره‌ها و ارائه نتایج کاربردی برای بهینه‌سازی طراحی شیب، کاهش ریسک ناپایداری و افزایش ایمنی بلندمدت معدن می‌باشد. شکل ۱ نمای از دیواره شمالی معدن طلای زرشوران را نشان می‌دهد.



شکل ۱: نمای از دیواره شمالی معدن طلای زرشوران

۲- پیشینه تحقیق

در دهه‌های اخیر، روش‌های عددی به‌طور گسترده برای تحلیل پایداری شیب‌ها مورد استفاده قرار گرفته‌اند. در میان این روش‌ها، روش المان مجزا به‌دلیل توانایی در مدل‌سازی رفتار بلوکی، بازشدگی و لغزش ناپیوستگی‌ها، و شبیه‌سازی فرآیند جدایش بلوک‌ها، یکی از مناسب‌ترین ابزارها برای تحلیل شیب‌های سنگی درزه‌دار محسوب می‌شود [۱۵][۱۶]. مدل‌سازی سه‌بعدی مبتنی بر DEM^۳ قادر است مکانیسم‌های پیچیده شکست و گسترش تدریجی ناپایداری را با دقت بالاتری نسبت به روش‌های کلاسیک بازتولید کند [۹][۳۰]. در توده‌سنگ‌های دارای ساختار پیچیده، در نظر گرفتن هندسه واقعی ناپیوستگی‌ها و اندرکنش بلوک‌ها نقش تعیین‌کننده‌ای در پیش‌بینی رفتار شیب دارد [۲۵][۱۹].

استفاده از شبیه‌سازی‌های DEM نشان داد که افزایش مداوم ناپیوستگی‌ها و هندسه واقعی معدن می‌تواند موجب

^۳ Discrete Element Method

قابل اتکاتری ارائه می‌دهد که با شرایط واقعی معدن و رفتار مشاهده‌شده کالیبره شود [۲۰][۲۱]. یکی از چالش‌های اصلی در تحلیل‌های مدرن پایداری شیب، تعیین پارامترهای قابل اعتماد در شرایط محدودیت داده‌های صحرایی است و استفاده از روش‌های تلفیقی می‌تواند این عدم قطعیت را کاهش دهد [۲۴].

با وجود این پیشرفت‌ها، مرور مطالعات پیشین نشان می‌دهد که پژوهش‌های محدودی به‌صورت هم‌زمان اثر هندسه سه‌بعدی معدن، سیستم درزه‌داری، شرایط آب زیرزمینی و کالیبراسیون پارامترهای ژئومکانیکی مبتنی بر رفتار واقعی معدن را در یک چارچوب یکپارچه بررسی کرده‌اند، به‌ویژه در معادن روباز در مراحل اولیه توسعه که داده‌های ژئوتکنیکی محدود هستند. از این‌رو، در پژوهش حاضر، پایداری شیب معدن طلای زرشوران با استفاده از مدل‌سازی سه‌بعدی در نرم‌افزار 3DEC ارزیابی شده است. در این مطالعه، هندسه واقعی معدن، لیتولوژی، شرایط هیدروژئولوژی و مراحل پیشروی استخراج در مدل لحاظ شده‌اند و پارامترهای ژئومکانیکی توده‌سنگ صرفاً بر پایه رولپت تجربی تعیین نشده‌اند، بلکه از طریق تلفیق برداشت‌های صحرایی، ارزیابی سیستم درزه‌داری، تعیین شاخص GSI و تحلیل برگشتی ریزش‌های موضعی معدن کالیبره شده‌اند. این رویکرد سعی بر بازنمایی واقع‌بینانه‌تر رفتار توده‌سنگ و کاهش عدم قطعیت پارامترهای مقاومتی را فراهم کرده و چارچوبی عملی برای تحلیل پایداری شیب در شرایط محدودیت داده‌های ژئوتکنیکی ارائه می‌دهد.

۳- تحلیل به روش‌های عددی

در دهه‌های اخیر، پیشرفت علوم محاسباتی موجب گسترش استفاده از روش‌های عددی در تحلیل رفتار توده‌سنگ‌ها و خاک‌ها شده است. این روش‌ها که از دهه ۱۹۶۰ معرفی شدند، امکان شبیه‌سازی واقع‌بینانه محیط‌های طبیعی و مهندسی‌شده را با در نظر گرفتن هندسه پیچیده، ناهمگونی مصالح، ناپیوستگی‌ها و شرایط مرزی فراهم می‌کنند [۱۵]. مبنای این روش‌ها، تقسیم محیط به اجزای کوچک‌تر و حل معادلات مکانیکی حاکم بر هر جزء است که

در نهایت منجر به تعیین رفتار کلی سیستم می‌شود. به دلیل وجود ناپیوستگی‌های طبیعی و هندسه پیچیده در شیب‌های سنگی، روش‌های عددی به‌طور گسترده در تحلیل پایداری شیب‌های معدنی مورد استفاده قرار می‌گیرند و امکان بررسی سناریوهای مختلف هندسی و ژئومکانیکی و پیش‌بینی رفتار احتمالی سیستم را فراهم می‌سازند [۱۵].

۳-۱- انتخاب نرم‌افزار 3DEC برای تحلیل عددی

با توجه به ماهیت ناپیوسته توده‌سنگ و هندسه سه‌بعدی دیواره‌های معدن مورد مطالعه، نرم‌افزار 3DEC مبتنی بر روش اجزای مجزا (DEM) به‌عنوان ابزار تحلیل عددی انتخاب شد [۱۰]. این نرم‌افزار قابلیت تحلیل سه‌بعدی توده‌سنگ‌های درزه‌دار را دارد و برخلاف مدل‌های دوبعدی، امکان بررسی مسیرهای گسیختگی، توزیع فضایی تنش‌ها و انتقال نیرو بین بلوک‌ها را فراهم می‌کند. نرم‌افزار 3DEC قادر به مدل‌سازی رفتار غیرخطی، تغییرشکل‌های پلاستیک و تمرکز تنش در نواحی مجاور درزه‌ها و گسل‌ها بوده و امکان استخراج پارامترهای نظیر تنش، کرنش و جابه‌جایی را فراهم می‌سازد که این نرم‌افزار را به گزینه‌ای مناسب برای تحلیل پایداری شیب‌های سنگی تبدیل می‌کند [۱۵][۱۸].

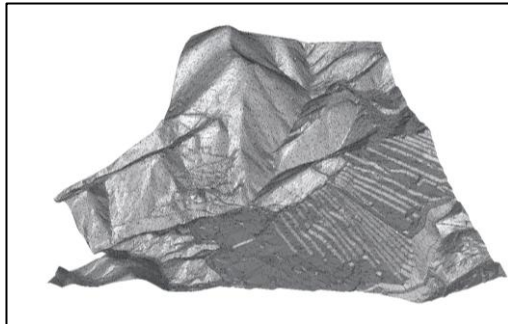
۳-۲- نحوه عملکرد عددی نرم‌افزار

در 3DEC، مدل‌سازی مبتنی بر گسسته‌سازی محیط به بلوک‌هایی است که می‌توانند حرکت کنند، بچرخند، بلغزند یا از یکدیگر جدا شوند. معادلات حرکت نیوتنی برای هر بلوک نوشته شده و با استفاده از تکنیک انتگرال‌گیری صریح در زمان^۴ حل می‌شوند. تحلیل در نرم‌افزار با استفاده از گام‌های زمانی کوچک انجام می‌گیرد که در هر گام، نیروهای وارده به هر بلوک محاسبه، تغییر مکان و دوران آن تعیین و وضعیت تماس بین بلوک‌ها به‌روزرسانی می‌شود. شرط تعادل در این روش، رسیدن به حالت شبه‌استاتیکی از طریق میرایی عددی است [۱۸].

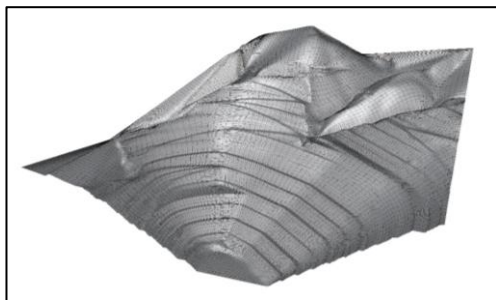
۳-۳- مدل‌های رفتاری در نرم‌افزار 3DEC

نرم‌افزار 3DEC به کاربر اجازه می‌دهد تا برای هر یک از

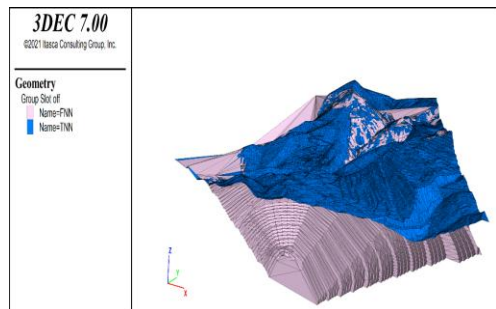
^۴Explicit Time Integration



شکل ۲: خروجی هندسه مربوط به توپوگرافی معدن با استفاده از نرم‌افزار Rhino



شکل ۳: خروجی هندسه مربوط به کاواک نهایی معدن با استفاده از نرم‌افزار Rhino



شکل ۴: وارد کردن توپوگرافی و کاواک معدن از نرم‌افزار Rhino

۴-۳-۴ مراحل اجرای تحلیل پایداری شیب با 3DEC
 فرآیند اجرای یک پروژه پایداری شیب با نرم‌افزار 3DEC شامل چندین مرحله کلیدی است که در ادامه، به صورت منسجم و علمی توضیح داده می‌شود.

۴-۱- تعریف هندسه و دامنه مدل

در آغاز، کاربر باید ابعاد هندسی مدل شامل طول، عرض و ارتفاع را مشخص کند. سپس بلوک اولیه به صورت یک مکعب مستطیل ایجاد می‌شود. در ادامه، فایل‌های هندسی

بلوک‌ها و همچنین سطوح تماس بین آن‌ها، مدل‌های رفتاری مختلفی تعریف شود. در جدول ۱ مدل‌های رفتاری به همراه پارامترهای کلیدی و تأثیر آن‌ها در تحلیل آورده شده است.

جدول ۱: مدل‌های رفتاری به همراه پارامترهای کلیدی

نوع مدل	کاربرد	پارامترهای اصلی
Elastic (Linear)	سنگ‌های صلب	مدول یانگ E ، نسبت پواسون ν ، چگالی ρ
Mohr-Coulomb	رفتار الاستوپلاستیک	چسبندگی c ، زاویه اصطکاک داخلی ϕ ، E ، ν ، مقاومت کششی σ_t
Strain-Softening Mohr-Coulomb	شکست تدریجی پس از اوج مقاومت	E ، ν ، σ_t ، کاهش (ϕ, c) با کرنش پلاستیک
Hoek-Brown	توده سنگ ناپیوسته	σ_{ci} مقاومت فشاری سنگ تک محوره سالم، m_i ثابت سنگ، GSI شاخص مقاومت زمین‌شناسی، D ضریب اغتشاش سنگ
Creep Models	سنگ‌های خزشی	پارامترهای ویسکوزیته η و ضرایب مدل‌های ویسکوالاستیک
Contact Models	رفتار درزه‌ها	K_n سختی نرمال درزه، K_s سختی برشی درزه، C ، ϕ ، σ_t

۴-۳-۳ ساخت توپوگرافی و کاواک نهایی معدن با استفاده از نرم‌افزار Rhino

در این بخش، با استفاده از توپوگرافی مربوط به معدن که توسط تیم مهندسی مشاور معدن ساخته شده، دیواره شمالی معدن با توجه به شکل‌های ۲ و ۳ طراحی و همچنین اصلاح و آماده‌سازی کاواک نهایی معدن به طراحی تیم مشاور جهت استفاده در نرم‌افزار 3DEC انجام شده است.

مربوط به توپوگرافی سطح زمین و دیواره پیت (معمولاً با فرمت STL یا DXF) به مدل وارد می‌شوند تا هندسه طبیعی شیب به درستی بازسازی گردد (شکل ۴).

۴-۲- برداشت و تعریف گسل‌های اصلی دیواره

گسل‌های اصلی دیواره شمالی با استفاده از کمپاس برانتون و GPS برداشت (جدول ۲) و در مدل لحاظ گردید (شکل ۵).

جدول ۲: برداشت گسل با استفاده از کمپاس و GPS

F	مختصات UTM (WGS 84)			جهت یابی	
	X	Y	Z	D	DD
F1	690792	4066437	2420	70	310
F2	690881	4066490	2432	70	275
F3	691054	4066564	2440	45	85
F4	691180	4066580	2434	65	30
F5	690584	4066360	2360	45	75

شکل ۵ خروجی اجرا توپوگرافی و کاواک نهایی معدن با لحاظ گسل‌های برداشت شده را نشان می‌دهد.

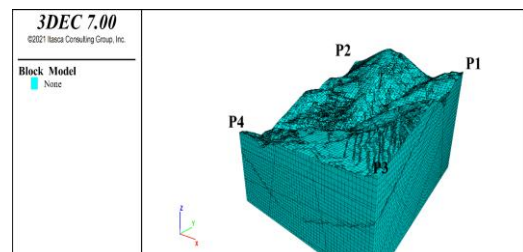
مختصات UTM (WGS 84) چهار گوش مدل به ترتیب:

جدول ۳: جدول مختصات چهار گوش مدل

Point number	x	Y
P1	692136.47	4068537
P2	690192.02	4068622.91
P3	692459.8	4065526.38
P4	689882.15	4065497.05

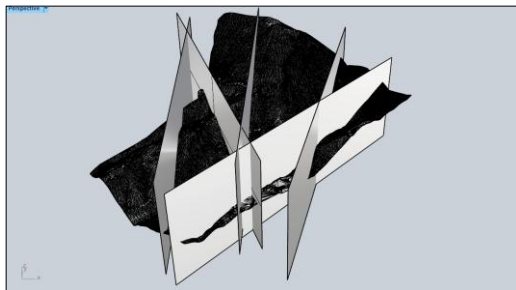
همچنین طول، عرض و ارتفاع مدل در راستای محور X, Y, Z به ترتیب ۱۳۸۰، ۱۱۰۰ و ۷۰۵ متر می‌باشد.

بالاترین و پایین تر از کاواک نهایی به ترتیب ۲۷۱۰ و ۲۰۶۰ متر می‌باشد.



شکل ۵: ساخت مدل بلوکی توپوگرافی معدن به همراه اعمال گسل‌های اصلی مربوط به دیواره شمالی معدن

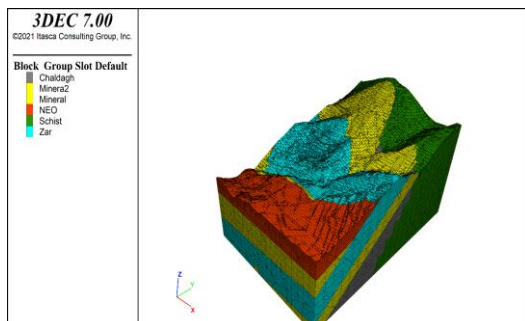
شکل ۶، گسل‌های اصلی و فرعی دیواره شمالی معدن را به صورت صفحه‌ای در نرم‌افزار Rhino نشان می‌دهد. در فرآیند مدل‌سازی، این سطوح صفحه‌ای در داخل کل محدوده مدل‌سازی به صورت ممتد گسترش داده شده‌اند تا رفتار ساختاری واحد گسل در دامنه مدل نشان داده شود. بدیهی است که این تداوم، یک فرض مدل‌سازی بر اساس شواهد میدانی موجود است و تداوم واقعی گسل‌ها در خارج از محدوده مدل یا در مقیاس‌های بزرگ‌تر در این پژوهش بررسی نشده است.



شکل ۶: نمایش گسل‌های اصلی و فرعی دیواره شمالی معدن در نرم‌افزار Rhino

۴-۳- اعمال لایه‌ها و زون‌های زمین‌شناسی

دیواره شمالی معدن طلای زرشوران، دارای لایه‌های زمین‌شناسی و لیتولوژی متنوعی می‌باشد که با توجه به شکل ۷ از بالا به پایین شیبست بستر که تا حدودی نیز کف معدن زرشوران را تشکیل می‌دهد، تشکیلات آهکی (چالداغ، واحد مینرال و نئوژن به عنوان زون کم‌عیار) و واحد زرشوران می‌باشد (جدول ۶) که در شکل ۷ به دقت مدل‌سازی آن انجام شده است.



شکل ۷: نمایش به تفکیک لایه‌های زمین‌شناسی دیواره شمالی معدن

(Hoek and Marinos, 2000)

در نهایت، مقادیر نهایی GSI برای لیتولوژی‌های مختلف معدن استخراج و در جدول ۵ ارائه گردید که این محدوده مقادیر به‌عنوان مبنای تعیین پارامترهای معادل توده‌سنگ برای شرایط قبل و معدنکاری در مدل عددی مورد استفاده قرار گرفتند. لازم بذکر است که مقادیر بعد معدنکاری مطابق دستورالعمل‌های GSI، ۱۰ واحد تعدیل و کمتر از مقدار شرایط قبل معدنکاری می‌باشد [۱۴].

جدول ۵: محدوده مقادیر GSI و GSI تعدیل شده به ترتیب برای شرایط قبل و بعد معدنکاری

ID	Formation	GSI Disturbed	GSI Undisturbed
I	schist	50 - 60	60 - 70
II	schist	40 - 50	50 - 60
III	schist	50 - 60	60 - 70
IV	Chaldagh Limestone	40 - 50	50 - 60
V	Chaldagh Limestone	20 - 30	30 - 40
VI	Zarshouran Zone	40 - 50	50 - 60
VII	Chaldagh Limestone	20 - 30	30 - 40
VIII	Neogen	30 - 40	40 - 50

به‌منظور تعیین پارامترهای مکانیکی توده‌سنگ در غیاب نتایج آزمایشگاهی مستقیم، از سیستم شاخص مقاومت زمین‌شناسی GSI و روابط تجربی هوک و براون استفاده گردید [۱۴]. بدین منظور ابتدا پارامترهای سنگ سالم شامل مقاومت فشاری تک‌محوره σ_{ci} ، ثابت ماده m_i ، و مدول الاستیسیته E_i ، برای دو واحد سنگی موجود در محدوده معدن (تشکیلات آهکی و شیستی) بر اساس مقادیر پیشنهادی در منابع معتبر، جداول مرجع مکانیک سنگ استخراج شدند [۱۴].

برای محاسبه پارامترهای اصلی توده سنگ به وسیله‌ی مقدار GSI از روابط ۱ تا ۳ استفاده شد.

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right) \quad (1)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right) \quad (2)$$

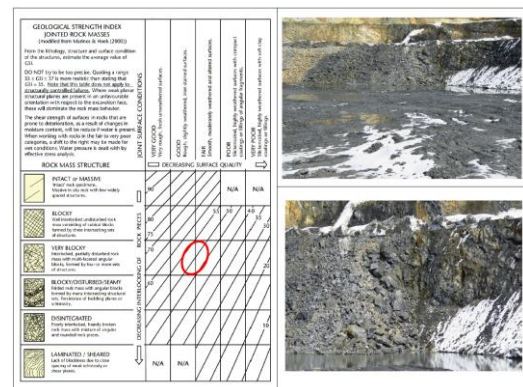
$$\alpha = 0.5 + \frac{1}{6} \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right) \quad (3)$$

۴-۴ اعمال مشخصات ژئومکانیکی و مدل رفتاری

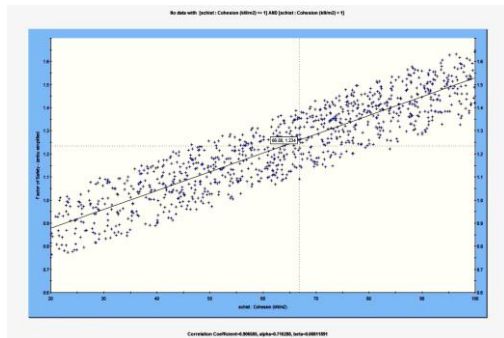
در این پژوهش، تعیین شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI) با مشارکت تیم ژئوتکنیک شرکت معدن زمین و بر اساس مطالعات صحرایی ژئوتکنیکی انجام‌شده توسط آن شرکت صورت گرفت. بدین منظور، در مرحله نخست شرایط سطح ناپیوستگی‌ها شامل زبری، درجه هوازگی، میزان بازشدگی، نوع و ضخامت پرشدگی و وضعیت پیوستگی درزه‌ها بر اساس دستورالعمل‌ها و طبقه‌بندی پیشنهادی ISRM ارائه شده در جدول ۴ ارزیابی شد. سپس با استفاده از تصاویر برداشت‌شده از سینه‌کارها و جبهه‌های استخراج، ویژگی‌های ساختاری توده‌سنگ شامل میزان بلوکی بودن و شدت درزه‌داری مورد بررسی قرار گرفت و با تطبیق شرایط مشاهده‌شده با نمودارهای پیشنهادی Hoek و Marinos، مقادیر GSI برای واحدهای مختلف سنگی تخمین زده شد؛ نمونه‌ای از فرآیند تعیین این شاخص و نحوه انطباق وضعیت توده‌سنگ با نمودار GSI در شکل ۸ نشان داده شده است.

برای ISRM جدول ۴: دستورالعمل‌ها و طبقه‌بندی پیشنهادی شرایط سطح ناپیوستگی‌ها

Class	Intermediate	Minor	Typical roughness profile
I	Stepped	Rough	
II		Smooth	
III		Slickensided	
IV	Undulating	Rough	
V		Smooth	
VI		Slickensided	
VII	Planar	Rough	
VIII		Smooth	
IX		Slickensided	

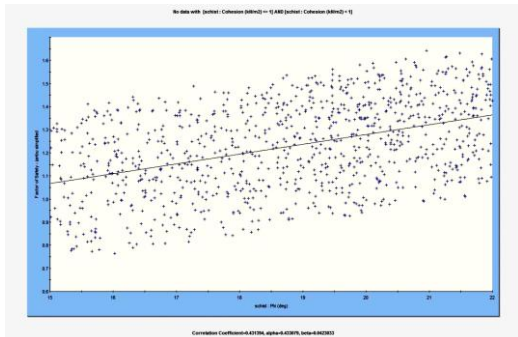


شکل ۸: نمونه‌ای از بررسی مقدار GSI با استفاده از جدول شاخص مقاومت زمین‌شناسی برای سنگ‌های درزه دار



شکل ۹: آنالیز معکوس به منظور تعیین پارامتر چسبندگی شیست با استفاده از نرم افزار Slide (کاوشران)

در شکل ۹ با تعریف پارامترهای ورودی بر اساس توزیع نرمال برای تحلیل حساسیت ضریب ایمنی نسبت به چسبندگی سنگ شیست، با تغییر سیستماتیک مقدار چسبندگی در بازه ۲۰ تا ۱۰۰ kN/m²، میزان حساسیت مدل بررسی شده است. این فرآیند با هدف کالیبراسیون و انطباق مدل عددی با شرایط واقعی پایداری شیب و شاخص مقاومت زمین شناسی انجام شده که با ضریب همبستگی بالای ۰/۹۰۶، نقش تعیین کننده این پارامتر را در رفتار واقعی توده سنگ تأیید می کند.



شکل ۱۰: آنالیز معکوس به منظور تعیین پارامتر زاویه اصطکاک داخلی شیست با استفاده از نرم افزار Slide (کاوشران)

شکل ۱۰، تحلیل حساسیت ضریب ایمنی نسبت به زاویه اصطکاک داخلی سنگ شیست در بازه ۱۵ تا ۲۲ درجه را نشان می دهد. این تحلیل به منظور بررسی سهم هر پارامتر در ناپایداری های مشاهده شده در محل و تطبیق رفتار مدل با واقعیت صحرایی انجام گرفت که نتایج نشان دهنده تأثیر مثبت اما ضعیف تر (ضریب همبستگی ۰/۴۳۱) این پارامتر در مقایسه با چسبندگی است.

که در آن m_b پارامتر تعدیل شده ثابت ماده توده سنگ، k پارامتر ساختاری توده سنگ، α ، توان غیر خطی معیار شکست می باشد. D ، ضریب آشفتنگی می باشد که در این معدن براساس استعلام از معدن ۰/۶ در نظر گرفته شد. برای محاسبه مقاومت فشاری تک محوره توده سنگ از رابطه ۴ استفاده شد.

$$\sigma_{cm} = \sigma_{ci} \times \frac{(m_b + 4s - a(m_b - 8s)) \left(\frac{m_b}{4} + s\right)^{a-1}}{2(1+a)(2+a)} \quad (4)$$

برای محاسبه مقاومت کششی توده سنگ نیز از رابطه ۵ استفاده شد.

$$\sigma_t = -\frac{s\sigma_{ci}}{m_b} \quad (5)$$

تخمین مدول تغییرشکل پذیری طبق رابطه استاندارد (Hoek & Diederichs, 2006) به صورت رابطه ۶ می باشد.

$$E_{rm} = E_i \left(0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{(60 + 15D - GS)/11}} \right) \quad (6)$$

از آنجا که هوک و براون غیرخطی است، این پارامترها در نرم افزار RocLab وارد گردید تا تبدیل معادل به معیار موهر-کلمب در بازه تنش متناسب با شرایط واقعی شیب انجام گیرد. پارامترهای حاصل شامل چسبندگی و زاویه اصطکاک معادل مستقیماً از خروجی RocLab استخراج شد.

به منظور افزایش دقت پارامترهای ژئومکانیکی، از نتایج تحلیل برگشتی (Back Analysis) ریزش های موضعی رخ داده در ترازهای ۲۶۴۰ تا ۲۶۶۰ معدن که توسط شرکت مشاور کاوشگران انجام شده بود نیز مورد استفاده قرار گرفت. این تحلیل ها بر اساس هندسه ریزش ها و شرایط واقعی دیواره های معدن انجام شده و به طور مشخص برای بازتخمین پارامترهای مقاومتی چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی توده سنگ به کار گرفته شدند که به ترتیب در شکل های ۹، ۱۰ و خلاصه نتایج پارامترهای برشی از مطالعات آنالیز برگشتی در جدول ۶ نشان داده شده است.

نتایج نمودارهای آنالیز معکوس، حاصل از ریزش دایره ای از نوع پسرونده و به عمق ۱۰ و ارتفاع ۴۵ متر در مصالح ضعیف و اشباع از آب واحد شیست های معدن زرشوران می باشد.

جدول ۷: خصوصیات مقاومتی و فیزیکی سنگ‌های دربرگیرنده دیواره‌های مختلف معدن

نوع سنگ	شیبست بستن با صفحاتی زیاد تر از عمق‌های تحت تاثیر فعالیت معدنکاری	زون میترالیزه شامل آهک چالناغ و همچنین تمامی زون‌هایی که از میترالیزاسیون حتی با عبارهای کم دیده شده است	واحد زرشوران شامل بیشتر سنگ‌هایی که به‌عنوان باطله زون میترالیزه را پوشش داده‌اند	زون گسله در فصل مشترک شیبست بستن با زون میترالیزه
وزن مخصوص (KN/m ³)	۲۶	۲۴	۲۴	۲۰
چسبندگی (KN/m ³)	۱۸۰	۱۵۰	۱۲۰	۵۰
زاویه اصطکاک داخلی (درجه)	۳۰	۲۸	۲۷	۲۱
مقاومت کششی (kPa)	۲۰۰	۱۷۰	۱۳۵	۶۰
نسبت پواسون	۰/۲۵	۰/۲۷	۰/۳	۰/۳۵
مدول تغییر شکل پذیری (GPa)	۱۰	۶/۵	۴	۱/۵

۴-۵- شرایط مرزی و بارگذاری

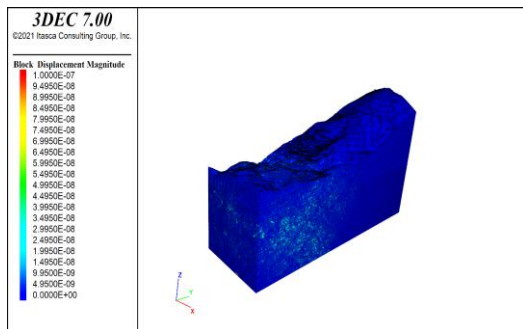
در این مدلسازی، شرایط مرزی به‌گونه‌ای اعمال شده‌اند که کف مدل در هر سه جهت (X,Y,Z) مقید بوده، دیواره‌های جانبی تنها در راستای عمود بر سطح خود محدود شده‌اند و سطح فوقانی نیز به‌صورت آزاد در نظر گرفته شده است؛ همچنین بارگذاری از نوع ثقلی بوده و وزن مخصوص بلوک‌ها بار ناشی از نیروی گرانش را بر مدل اعمال می‌کند. با توجه به اینکه هدف این پژوهش بررسی رفتار هندسی، پایداری و نحوه گسیختگی گسل‌ها یا شیب است و هیچ‌گونه داده‌ای از تنش‌های افقی اولیه در دسترس نیست، تنش افقی در مدل صفر فرض شده تا تحلیل در حالت محافظه‌کارانه انجام گیرد (شکل ۱۱).

جدول ۶: نتایج پارامترهای برشی از مطالعات آنالیز برگشتی (کاشگران)

Row	Material Name	Property	Distribution	Mean	Std. Dev.	Rel. Min	Rel. Max
1	H.W schist	Cohesion	Normal	70	40	50	30
2	H.W schist	Phi	Normal	20	5	5	2
3	H.W schist	Unit Weight	Normal	26	1	1	1
4	limestone	Cohesion	Normal	600	100	50	40
5	limestone	Phi	Normal	35	2	2	2
6	limestone	Unit Weight	Normal	26	1	1	1
7	S.W Schist	Cohesion	Normal	150	50	100	100
8	S.W Schist	Phi	Normal	35	5	5	5
9	S.W Schist	Unit Weight	Normal	25	2	2	2

جدول ۶ خلاصه‌ی نتایج پارامتری‌های برشی از مطالعات آنالیز برگشتی را نشان می‌دهد، اگرچه هر دو پارامتر دارای توزیع احتمالی مشابهی هستند، اما حساسیت مدل براساس انحراف‌معیار نسبت به عدم قطعیت در چسبندگی به مراتب بیشتر است. این موضوع بیانگر آن است که در فرآیند بهینه‌سازی و پایداری‌سازی شیب، تمرکز بر افزایش دقت در تخمین چسبندگی و یا کنترل عامل کاهش‌دهنده آن (مانند فشار آب منفذی) اولویت بالاتری نسبت به پارامتر اصطکاک دارد.

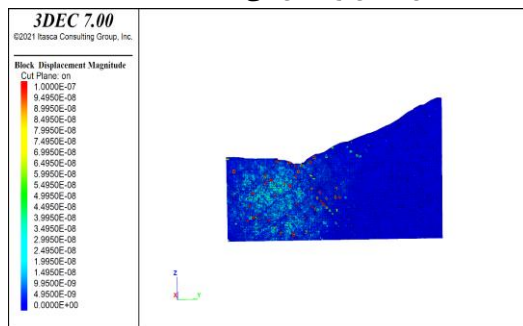
در ادامه، پارامترهای اولیه توده‌سنگ که از قبل بر اساس شاخص مقاومت زمین‌شناسی (GSI) و با اتکا به مطالعات موجود در این زمینه برآورد گردید، به منظور افزایش قابلیت اعتماد مدل، این مقادیر با استفاده از آنالیز برگشتی کالیبره شدند. بدین ترتیب، محدوده پارامترهای مقاومتی ابتدا بر اساس چارچوب ژئومکانیکی GSI تعیین شد و در ادامه با مقایسه پاسخ مدل آنالیز برگشتی با شرایط واقعی شیب، مقادیر نهایی اصلاح و انتخاب گردید. این فرآیند در واقع تلفیقی از برآورد مبتنی بر GSI و کالیبراسیون مبتنی بر آنالیز برگشتی بوده و مجموعه پارامترهای حاصل به عنوان ورودی نهایی در مدل‌سازی مورد استفاده قرار گرفت.



شکل ۱۳: خروجی مربوط به شدت جابه‌جایی بلوک‌ها به صورت سه بعدی

بر اساس شکل ۱۳ به علت وجود آب‌های زیرزمینی و گسل‌های موجود جابجایی‌ها در شکل به وضوح دیده می‌شوند.

برای نشان دادن بهتر جابجایی‌ها یک مقطع بحرانی بر اساس گسل شمالی معدن (شکل ۱۹ مقطع شماره ۲) که به عنوان عمیق‌ترین دره معدن نیز می‌باشد انتخاب شده است که شکل ۱۴ آن را نشان می‌دهد.

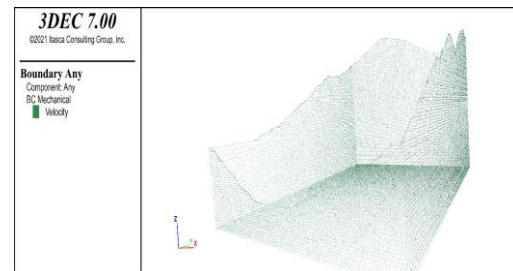


شکل ۱۴: مقطع بحرانی انتخاب شده برای نمایش جابه‌جایی

باتوجه به شکل، در حالت تعادل قسمت‌های بالاتر به دلیل فشار وزنی زون‌های زمین‌شناسی بر روی سیستم جابه‌جایی وجود نداشته و می‌توان گفت که در حالت پایدار قرار دارد.

در ادامه به بررسی ضریب ایمنی و حداکثر کرنش برشی معدن می‌پردازیم.

در نرم‌افزار 3DEC ضریب اطمینان معمولاً با استفاده از روش کاهش مقاومت برشی^۵ به دست می‌آید. در این روش، به‌صورت تدریجی پارامترهای مقاومتی مصالح یا درزه‌ها،

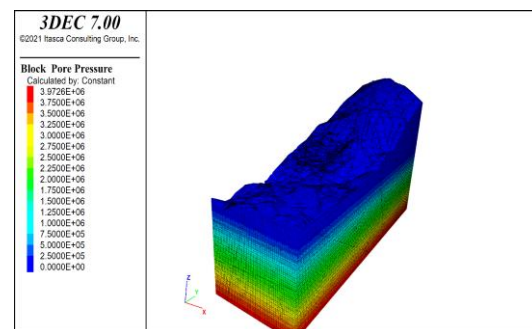


شکل ۱۱: شرایط مرزی دیواره شمالی معدن برای جلوگیری از جابه‌جایی مدل‌سازی انجام شده

۴-۶- اجرای تحلیل عددی و بررسی نتایج

باتوجه به شکل‌های ۵ و ۷ به منظور نمایش بهتر لایه‌های زمین‌شناسی و همچنین بررسی تاثیر گسل‌های اصلی معدن بر روی دیواره شمالی ابعاد مدل بزرگ در نظر گرفته شده است که اجرای مدل را زمان بر و دشوار می‌سازد به همین دلیل برای خروجی و تحلیل بهتر جابجایی‌ها و فشار منفذی، مش بندی ریز و ابعاد مدل محدود به دیواره شمالی معدن، برش و کاهش داده شد.

لازم به ذکر است که تراز آب زیرزمینی به علت خشک‌سالی و مشاهدات میدانی با پایین آمدن تراز آب و نفوذ به لایه‌های آهکی در مدلسازی عددی، تراز ۲۳۴۵ تعریف شده است.

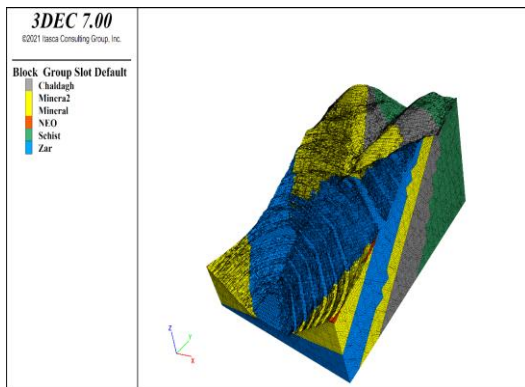


شکل ۱۲: خروجی مربوط به فشار منفذی بلوک توپوگرافی

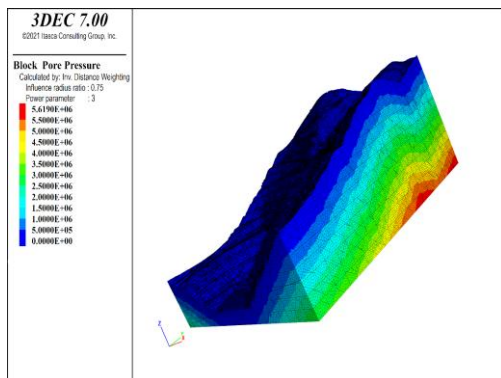
بر اساس شکل ۱۲ فشار منفذی از بالا به پایین در حال افزایش است.

سپس به تحلیل جابجایی مدل توپوگرافی معدن می‌پردازیم که در شکل ۱۳ نشان داده شده است.

^۵ Shear Strength Reduction Method



شکل ۱۶: نمایش هندسه سه بعدی و لایه‌های زمین‌شناسی مربوط به بخش شمالی کاواک نهایی معدن



شکل ۱۷: خطوط تراز فشار منفذی مربوط به بخش شمالی پیت نهایی معدن

شکل ۱۷ فشار منفذی مربوط به کاواک نهایی معدن را نشان می‌دهد که از بالا به پایین به صورت افزایشی می‌باشد. در ادامه با در نظرگرفتن شرایط موجود در توپوگرافی (لایه‌بندی، گسل، آب‌های زیرزمینی و ...) و تاثیرات حاصل از معدنکاری به تحلیل رفتار کاواک نهایی معدن و خروجی‌های حاصل از آن پرداخته شده است. همانطور که در شکل ۱۸ دیده می‌شود، یکی از عوامل مورد بررسی در حداکثر کرنش برشی علاوه بر لایه‌های زمین‌شناسی و گسل‌ها، فشار منفذی می‌باشد که در این شکل جابه‌جایی‌های ناشی از آن مشهود می‌باشد.

یعنی چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی، کاهش داده می‌شوند تا زمانی که مدل به حالت ناپایدار یا گسیختگی برسد.

رابطه کلی به صورت زیر است [۱۵]:

$$C_r = \frac{c}{FOS} \quad (7)$$

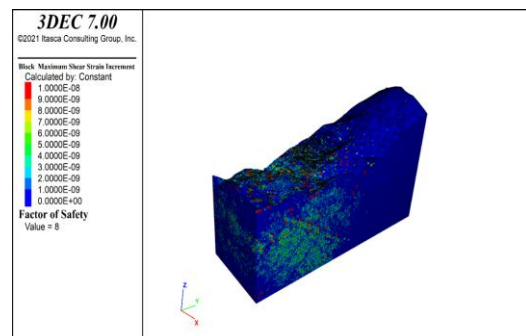
$$\varphi_r = \frac{\phi}{FOS} \quad (8)$$

می‌باشد که در آن، c (چسبندگی اولیه)، C_r (چسبندگی کاهش یافته)، ϕ ، زاویه اصطکاک داخلی اولیه، φ_r (زاویه اصطکاک داخلی کاهش یافته)، FOS (ضریب اطمینان) می‌باشد.

تحلیل معمولاً تا جایی ادامه پیدا می‌کند که مدل دیگر همگرا نشود یا تغییر مکان‌ها به‌طور ناگهانی افزایش یابند. مقداری از ضریب کاهش که در آن ناپایداری رخ می‌دهد، به عنوان ضریب اطمینان سازه یا شیب در نظر گرفته می‌شود [۱۵].

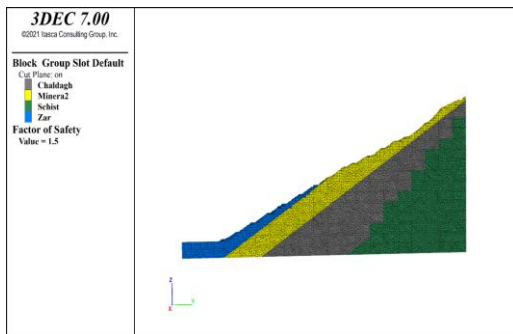
ضریب ایمنی برای شرایط توپوگرافی با نظر گرفتن عوامل زمین‌شناسی (گسل، آب‌های زیرزمینی و ...) مقدار ۸ محاسبه شده است که منطقی می‌باشد.

در شکل ۱۵، حداکثر کرنش برشی 1×10^{-8} محاسبه شده است. که این مقدار کرنش در قسمت میانی و ترازهای پایین دست دیواره به ترتیب به دلیل شیب تند و آب‌های زیرزمینی و همچنین در امتداد گسل شمالی معدن می‌باشد.

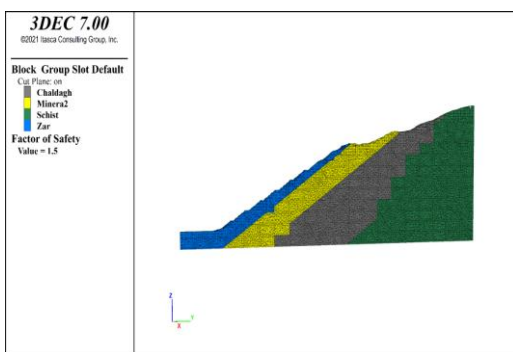


شکل ۱۵: حداکثر کرنش برشی و ضریب ایمنی توپوگرافی معدن پس از اجرای مدل

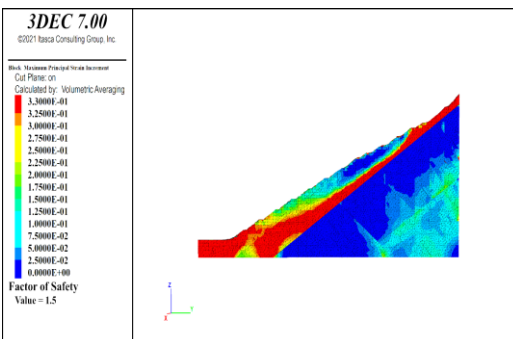
با در نظر گرفتن شرایط توپوگرافی به تحلیل کاواک نهایی معدن می‌پردازیم که شکل ۱۶ هندسه و شرایط لایه‌های زمین‌شناسی را بعد از معدن‌کاری نشان می‌دهد.



شکل ۲۰: مقطع بحرانی واقع در جهت شمال غربی معدن

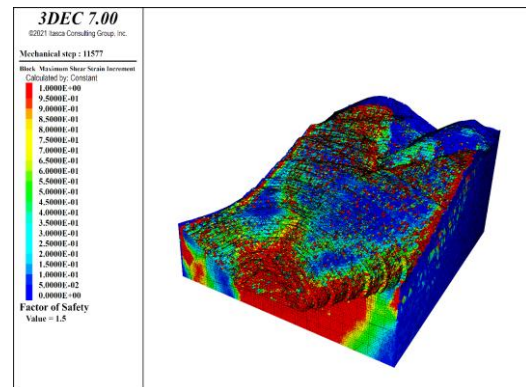


شکل ۲۱: مقطع بحرانی انتخابی واقع در بخش مرکزی دیواره شمالی معدن



شکل ۲۲: حداکثر کرنش برشی کاواک نهایی در مقطع شمال غربی

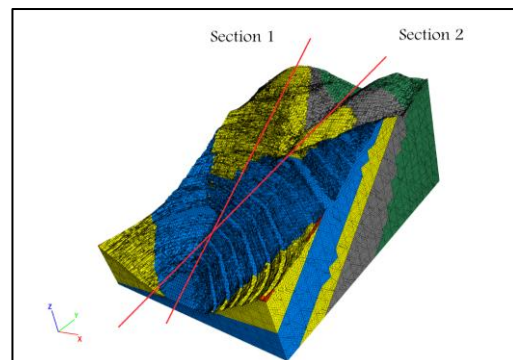
با توجه به شکل ۲۲ بیشترین تغییر شکلها در ناحیه سطحی و نزدیک به شیب آزاد (محدوده سبز، زرد و قرمز) مشاهده می شود. بخش های آبی و تیره نشان می دهند که در اعماق توده سنگ کرنش برشی قابل توجهی رخ نداده و کرنشها عمدتاً در سطح و نزدیکی شیب متمرکز هستند. این توزیع، بیانگر آن است که مکانیزم گسیختگی احتمالی در قسمت سطحی و محدود به نواحی نزدیک به ترازهای



شکل ۱۸: خروجی مربوط به فاکتور ضریب ایمنی و حداکثر کرنش برشی پس از اجرای مدل

در شکل مذکور، در ترازهای بالاتر جابجایی حاصل از تغییر شکل به علت کنتاکت شیبست و آهک و گسل اصلی، همچنین تغییر شکل ترازهای پایینی به علت وجود آب های زیرزمینی را نشان می دهد.

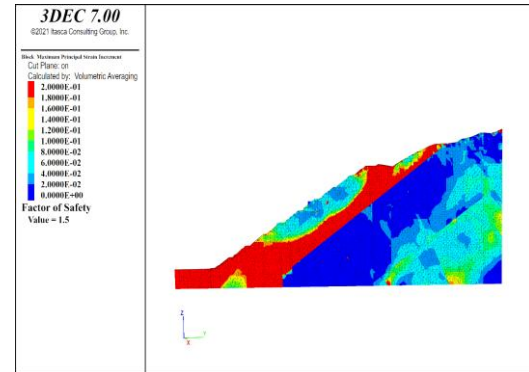
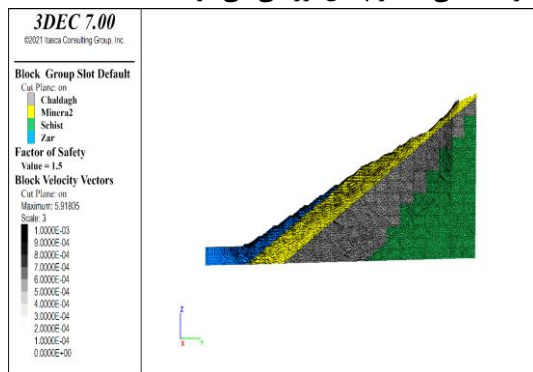
در ادامه، با توجه به شکل های ۱۹ تا ۲۵ برای تحلیل دقیق میزان پایداری دیواره شمالی معدن، دو مقطع بحرانی جهت بررسی دقیق تر انتخاب شده است که یکی از مقاطع در رابطه با کنتاکت شیبست و آهک و مورد دیگر جهت بررسی رفتار گسل شمالی معدن می باشد.



شکل ۱۹: مقاطع بحرانی مشخص شده جهت تحلیل پایداری دیواره شمالی معدن

بالا و پایین نزدیک کف کاواک خواهد بود و هسته توده‌سنگ نسبتاً پایدار باقی مانده است.

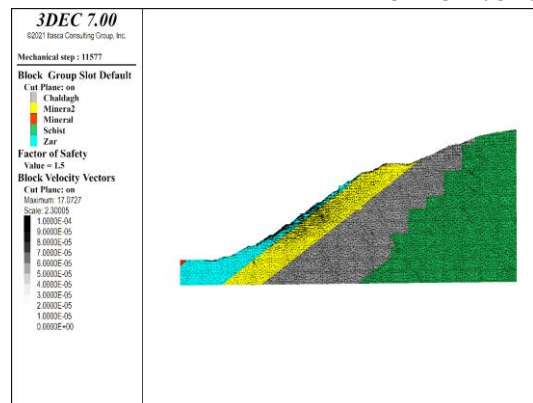
به طور کلی، اگرچه ضریب ایمنی کلی شیب ۱/۵ و در محدوده پایدار قرار دارد، تمرکز کرنش‌های برشی در نواحی سطحی دامنه بیانگر پتانسیل لغزش‌های سطحی و موضعی است، در حالی که احتمال گسیختگی عمیق و حجمی در شرایط فعلی بسیار پایین ارزیابی می‌شود.



شکل ۲۳: حداکثر کرنش برشی کاواک نهایی در مقطع شمالی

شکل ۲۴: خروجی مربوط به مقدار سرعت بلوک و جهت حرکت آن‌ها در مقطع شمال غربی کاواک

در شکل ۲۴، توزیع بردارهای سرعت در مراحل اولیه تحلیل نشان داده شده است. بیشینه‌ای سرعت بلوک‌ها برابر با $5/92 \times 10^{-5} \text{ m/s}$ ثبت گردیده است. بیش‌ترین جابجایی‌ها در نواحی سطحی و به‌ویژه در امتداد مرز تماس واحدهای آهک چالداغ و شیست بستر مشاهده می‌شود، در حالی که مقادیر غالب سرعت در بازه 10^{-4} m/s تا $6 \times 10^{-4} \text{ m/s}$ قرار داشته و بیانگر کرنش‌های بسیار محدود و موضعی است. این نتایج نشان می‌دهد که در این مرحله، کرنش‌ها عمدتاً سطحی بوده و هسته توده‌سنگ رفتار پایداری دارد.



شکل ۲۵: خروجی مربوط به مقدار سرعت بلوک و جهت حرکت آن‌ها در مقطع شمالی کاواک

شکل ۲۳ کرنش برشی را در طول مراحل بارگذاری عددی نشان می‌دهد. نواحی قرمز و زرد رنگ (به‌خصوص در پای دامنه و امتداد سطح شیب)، بیانگر متمرکز شدن کرنش‌ها در طول صفحات ضعیف و درزه‌ها است. مشاهده می‌شود که سطوح لغزش محتمل در طول دامنه فعال شده‌اند و کرنش‌ها به‌صورت نوارهای برشی مشخص خود را نشان می‌دهند. این به معنی است که پتانسیل گسترش ناپایداری در امتداد همین زون‌ها و تاثیرگسل عمیق در این مقطع وجود دارد، هر چند کل مدل با ضریب ایمنی ۱/۵ هنوز در محدوده پایدار قرار دارد. در شکل ۲۴، بیشینه‌ای کرنش برشی در طول مراحل بارگذاری عددی نمایش داده شده است. مقادیر کرنش در محدوده

$2/5 \times 10^{-8}$ تا $3/3 \times 10^{-1}$ عمدتاً در ناحیه پای دامنه و امتداد سطح شیب متمرکز شده‌اند که نشان‌دهنده فعال شدن نوارهای برشی در امتداد صفحات ضعیف و زون‌های درزه‌دار است. در مقابل، بخش‌های میانی و عمقی شیب مقادیر بسیار پایین‌تری در بازه 0 تا 10^{-1} را نشان می‌دهند که بیانگر رفتار پایدار هسته توده‌سنگ می‌باشد.

در شکل ۲۳، بیشینه‌ای کرنش برشی در بازه 10^{-1} تا 2×10^{-1} در نواحی نزدیک به سطح شیب و پای دامنه مشاهده می‌شود، در حالی که مقادیر کرنش در اعماق شیب عمدتاً کمتر از 2×10^{-2} بوده و تغییرشکل قابل توجهی ثبت نشده است.

در شکل ۲۵، بردارهای سرعت در گام‌های پیشرفته‌تر محاسباتی ارائه شده‌اند. در این حالت بیشینه سرعت بلوک‌ها به $m/s \ 10^{-5} \times 1/71$ رسیده است. تمرکز بیش‌ترین جابجایی‌ها در پای دامنه و در محدوده تماس واحدهای زرشوران و مینرال مشاهده می‌شود، در حالی که مقادیر سرعت در بخش‌های میانی و بالایی شیب کمتر از $m/s \ 10^{-5} \times 5$ باقی مانده‌اند که نشان‌دهنده پایداری نواحی مرکزی و عمقی توده‌سنگ است.

به‌طور کلی، اگرچه ضریب ایمنی کلی شیب ۱/۵ بوده و شرایط پایدار را نشان می‌دهد، تمرکز بردارهای سرعت در پای دامنه بیانگر پتانسیل وقوع لغزش‌های سطحی محدود و موضعی است. در شرایط بارگذاری فعلی، احتمال ناپایداری عمیق یا گسیختگی کلی توده‌سنگ پایین ارزیابی می‌شود، اما نواحی پای دامنه، به‌ویژه در محل تماس واحدهای لیتولوژیکی مختلف، نیازمند پایش مستمر و کنترل شرایط زهکشی آب‌های زیرزمینی هستند.

۷- بحث و نتیجه‌گیری

در این پژوهش، پایداری شیب دیواره شمالی معدن طلای زرشوران با استفاده از مدل‌سازی عددی سه‌بعدی مبتنی بر روش اجزای مجزا (DEM) در نرم‌افزار 3DEC مورد ارزیابی قرار گرفت. تحلیل‌ها در دو سناریوی متمایز شامل شرایط پیش از معدنکاری (توپوگرافی طبیعی) و شرایط پس از معدنکاری (کاواک نهایی) انجام شد تا اثرات استخراج بر رفتار مکانیکی و پایداری توده‌سنگ به‌صورت واقع‌بینانه بررسی شود.

نتایج حاصل از مدل‌سازی در مرحله پیش از معدنکاری و همچنین براساس گزارشات تحلیل ریزش‌های موضعی معدن طلای زرشوران نشان داد که توده‌سنگ در شرایط طبیعی از پایداری بسیار بالایی برخوردار است، به‌طوری‌که ضریب ایمنی کلی حدود ۸ محاسبه شد. این پایداری عمدتاً ناشی از اثر وزنی قابل توجه لایه آهکی بالادست بوده است.

چرا که مطابق گزارشات موجود با توجه به قرارگیری سنگ بستر شیست با زاویه ۳۵ تا ۴۰ درجه و نفوذ پذیری کم این بستر، بیشتر نزولات جوی حوزه آبریز به صورت آبراهه‌هایی در سطح توپوگرافی به سمت معدن و تشکیلات آهکی که تقریباً هم شیب بر روی سازند شیست قرار گرفته،

روان می‌شوند که در رسیدن این آبراهه‌ها به فصل مشترک شیست و آهک منجر به هوازگی و ایجاد یک لایه با سطح ضعیف با ضخامت ۲ الی ۳ متر می‌شود (گزارش تحلیل ریزش‌های موضعی شرکت مشاور معدن زمین - خرداد ۱۳۹۹). باتوجه به ضخامت زیاد تشکیلات آهکی شامل (واحدهای چلداغ، زرشوران، نئوژن و ...) که در شکل ۷ نمایش داده شده است، سبب اعمال نیروی کافی برای ایجاد اصطکاک به بستر شیستی شده است. با این حال، در ترازهای پایین‌تر، حضور آب زیرزمینی و تمرکز تنش در مجاورت گسل اصلی موجب بروز جابجایی‌های موضعی بسیار محدود شد که بیانگر حساسیت این نواحی به شرایط هیدروژئولوژی است، هرچند پایداری کلی سیستم حفظ گردید.

در سناریوی پس از معدنکاری، باتوجه به توضیحات سناریوی اول، با کاهش حجم لایه آهکی و تضعیف اثر وزنی آن، لایه هوازده شیست می‌تواند منجر به ناپایداری سازند آهک باقی‌مانده بر روی بستر شیستی شود که این امر خود می‌تواند به‌طور محسوس باعث کاهش مقاومت و پایداری مکانیکی شیب شود.

در این راستا نتایج مدل‌سازی سه‌بعدی نشان داد که ضریب ایمنی کلی دیواره به مقدار ۱/۵ کاهش یافت و کرنش‌های برشی در امتداد مرز واحدهای سنگی افزایش یافته و بیشینه نرخ کرنش برشی به حدود $10^{-1} \times 3/3$ رسیده است که نشان‌دهنده فعال شدن زون‌های برشی در نواحی تماس می‌باشد. همچنین، تحلیل بردارهای سرعت بلوک‌ها بیشینه سرعتی در حدود $m/s \ 10^{-5} \times 5/9$ را در ترازهای بالایی و در راستای شیب دیواره نشان داد که بیانگر افزایش پتانسیل لغزش‌های صفحه‌ای و سطحی پس از استخراج است. در مقابل، مقادیر سرعت و کرنش در ترازهای میانی و پایینی به‌طور محسوسی کمتر باقی مانده و نشان‌دهنده پایداری نسبی هسته توده‌سنگ است.

بررسی اثر شرایط هیدروژئولوژی در مدل سه‌بعدی نشان داد که فشار منفذی آب زیرزمینی در ترازهای پایین موجب کاهش تنش مؤثر و افت مقاومت برشی مؤثر (C و ϕ) شده و در ترکیب با گسل اصلی، نقش مهمی در تمرکز ناپایداری‌های موضعی ایفا می‌کند.

در مجموع، نتایج این پژوهش نشان می‌دهد که اگرچه شیب

از دیدگاه کاربردی، نتایج حاصل بر ضرورت پایش مستمر ژئوتکنیکی، به‌روزرسانی دوره‌های داده‌های ساختاری در حین استخراج و کنترل و زهکشی آب‌های زیرزمینی در ترازهای پایین تأکید دارد. رویکرد ارائه‌شده در این مطالعه می‌تواند به‌عنوان چارچوبی قابل اعتماد برای تحلیل پایداری و طراحی ایمن شیب‌ها در معادن روباز با شرایط زمین‌شناسی مشابه مورد استفاده قرار گیرد.

در شرایط کلی در محدوده پایدار قرار دارد، اما پس از معدنکاری، پتانسیل لغزش‌های سطحی و موضعی در ترازهای بالایی و نواحی تماس واحدهای سنگی به‌طور قابل‌توجهی افزایش می‌یابد، در حالی که احتمال گسیختگی عمیق و حجمی در شرایط فعلی پایین ارزیابی می‌شود. این یافته‌ها اهمیت استفاده از مدل‌سازی عددی سه‌بعدی مبتنی بر DEM را در تحلیل پایداری شیب‌های معدنی با ساختار زمین‌شناسی پیچیده برجسته می‌سازد.

۸- منابع

- [1] Alejano, L. R., González-Cao, J., & Alonso, E. (2022). Geological Strength Index (GSI): Applications, improvements and limitations in rock engineering practice. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 14(5), 1365–1381. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2022.02.005>
- [2] Armaghani, D. J., Asteris, P. G., Hasanipanah, M., & Tarinejad, R. (2023). Evaluation of rock mass geomechanical parameters using geological and discontinuity characteristics. *Engineering Geology*, 322, 107152. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2023.107152>
- [3] Brady, B. H. G., & Brown, E. T. (2006). *Rock mechanics for underground mining* (3rd ed.). Springer.
- [4] Chen, X., Zhang, Q., & Zhao, J. (2023). Three-dimensional numerical analysis of rock slope stability considering complex geological structures. *Engineering Geology*, 318, 107081.
- [5] Cundall, P. A., & Strack, O. D. L. (1979). A discrete numerical model for granular assemblies. *Géotechnique*, 29(1), 47–65. <https://doi.org/10.1680/geot.1979.29.1.47>
- [6] Deng, H., Zhao, X., & Li, P. (2023). Three-dimensional discontinuity interaction analysis in jointed rock slopes using distinct element modelling. *Computers and Geotechnics*, 160, 105561. <https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2023.105561>
- [7] Duncan, J. M., & Wright, S. G. (2005). *Soil strength and slope stability* (2nd ed.). John Wiley & Sons.
- [8] Eberhardt, E., Stead, D., & Coggan, J. S. (2004). Numerical analysis of initiation and progressive failure in natural rock slopes: The 1991 Randa rockslide. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 41(1), 69–87. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(03\)00074-5](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(03)00074-5)
- [9] Ferreira, F., Sousa, R. L., & Miranda, T. (2023). Three-dimensional DEM analysis of structurally controlled rock slope failures in open-pit mines. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 56(11), 9125–9143. <https://doi.org/10.1007/s00603-023-03514-8>
- [10] Gao, F., Stead, D., & Coggan, J. (2023). Influence of geomechanical parameter uncertainty on rock slope stability assessment. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 56, 2151–2167.
- [11] Goodman, R. E. (1989). *Introduction to rock mechanics* (2nd ed.). John Wiley & Sons.
- [12] Hart, R. D., Cundall, P. A., & Lemos, J. V. (1988). Formulation of a three-dimensional distinct element

- model—Part I: A scheme to detect and represent contacts in a system composed of many polyhedral blocks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 25(3), 117–125. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(88\)92264-1](https://doi.org/10.1016/0148-9062(88)92264-1)
- [13] Hoek, E., & Bray, J. W. (1981). *Rock slope engineering* (3rd ed.). Institution of Mining and Metallurgy.
- [14] Hoek, E., & Brown, E. T. (2019). The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(3), 445–463. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.08.001>
- [15] Itasca Consulting Group. (2023). *3DEC – Three-dimensional distinct element code: User’s manual*. Itasca Consulting Group.
- [16] Jing, L. (2003). A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(3), 283–353. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(03\)00013-3](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(03)00013-3)
- [17] Jing, L., & Hudson, J. A. (2002). Numerical methods in rock mechanics. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39(4), 409–427. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(02\)00065-5](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(02)00065-5)
- [18] Kumar, R., Verma, A. K., & Singh, T. N. (2024). Numerical assessment of deep open-pit slope instability using three-dimensional distinct element modelling. *International Journal of Mining Science and Technology*, 34(1), 87–101. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2023.11.006>
- [19] Liu, P., Chen, Y., & Stead, D. (2024). Integrated hydro-mechanical analysis of open-pit rock slopes using 3D distinct element modelling. *Engineering Geology*, 334, 107512. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2024.107512>
- [20] Mendes, R., Silva, F., & Rocha, M. (2023). Integrated GSI and back-analysis approach for geomechanical characterization of open-pit mine slopes. *Engineering Failure Analysis*, 151, 107425. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2023.107425>
- [21] Rahimi, M., & Hasanpour, R. (2022). Geomechanical characterization and slope stability assessment in fractured rock masses using GSI-based approaches. *International Journal of Mining Science and Technology*, 32(6), 1241–1254. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2022.08.005>
- [22] Sari, M., Koca, M. Y., & Ozcan, N. T. (2024). Back-analysis-based calibration of rock mass parameters for slope stability evaluation in fractured rock masses. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 83, 214. <https://doi.org/10.1007/s10064-024-03612-4>
- [23] Singh, R., Rao, K. S., & Ayothiraman, R. (2022). Uncertainty in rock mass parameters and its influence on numerical slope stability analysis. *Geotechnical and Geological Engineering*, 40, 2955–2970. <https://doi.org/10.1007/s10706-021-01945-3>
- [24] Stead, D., Donati, D., Wolter, A., & Sturzenegger, M. (2022). Advances in rock slope stability analysis and modelling techniques. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 14(1), 1–23. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2021.11.007>
- [25] Stead, D., & Wolter, A. (2015). A critical review of rock slope failure mechanisms: The importance of structural geology. *Journal of Structural Geology*, 74, 1–23. <https://doi.org/10.1016/j.jsg.2015.02.002>

- [26] Sun, W., Zhao, T., & Li, H. (2023). Numerical investigation of rock slope deformation considering geological uncertainty. *Computers and Geotechnics*, 158, 105428. <https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2023.105428>
- [27] Wang, S., Chen, Z., & Liu, H. (2024). Integrated 3D numerical modelling for stability assessment of open pit mine slopes. *International Journal of Mining Science and Technology*, 34(2), 345–356. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2024.01.004>
- [28] Wyllie, D. C., & Mah, C. W. (2004). *Rock slope engineering: Civil and mining* (4th ed.). Spon Press.
- [29] Xu, Q., Wang, F., & Li, S. (2023). Influence of discontinuity persistence on failure mechanisms of rock slopes based on DEM simulations. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 56, 7821–7839. <https://doi.org/10.1007/s00603-023-03465-0>
- [30] Zhao, J., Li, X., & Liu, Q. (2021). Three-dimensional discrete element modelling of rock slope failure mechanisms. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 54, 5237–5253. <https://doi.org/10.1007/s00603-021-02567-9>
- [31] Zhou, Y., Chen, G., & Sun, X. (2022). Three-dimensional numerical investigation of excavation-induced deformation in open-pit mine slopes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 159, 105210. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2022.105210>



Investigating the stability of northern slope in the Zarshouran gold mine

Emad Salimi Qraiqiye¹; Ehsan Taheri^{1*}; Parviz Moarefvand²

1- Faculty of Mining Engineering, Tarbiat Modares University, Tehran, Iran.

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

Received: 20 April 2026 Accepted: 11 June 2026

(*Corresponding author: e_taheri@modares.ac.ir)

Keywords

Slope stability
Open-pit mine
Distinct Element Method (DEM)
Numerical Modeling

Final English Extended Abstract

Slope stability in structurally complex open-pit mines requires realistic representation of jointed rock mass behavior, particularly during the early stages of mining when geomechanical data are limited. This study investigates the stability of the northern slopes of the Zarshouran Gold Mine using three-dimensional Discrete Element Method (DEM) modeling implemented in 3DEC. The geomechanical parameters were calibrated through an integrated approach combining the Geological Strength Index (GSI) and back-analysis of observed slope behavior, providing a constrained and field-consistent

parameter set for numerical simulation. Under natural pre-mining conditions, the slopes exhibit a high level of stability with an overall factor of safety (FoS) of approximately 8, while groundwater effects induce only negligible creep-like displacements ($\approx 1 \times 10^{-7}$ m) along lithological contacts. Simulation of the final pit geometry indicates that progressive mining and partial removal of the limestone unit reduce the stabilizing overburden weight, decreasing the FoS to approximately 1.5. The model predicts a maximum shear strain rate of $\sim 2 \times 10^{-15} \text{ s}^{-1}$ and a maximum block velocity of $\sim 1.7 \times 10^{-5} \text{ m/s}$, concentrated in the central slope region and aligned with structural weakness planes, indicating the initiation of progressive sliding.

The results highlight the importance of integrated parameter calibration and 3D DEM modeling for reliable stability assessment and long-term geotechnical risk management in open-pit mines.

Summary

This study investigates the stability of the northern slopes of the Zarshouran Gold Mine using three-dimensional distinct element modeling (3DEC). Slope behavior was evaluated under natural pre-mining conditions and after excavation of the final pit geometry, considering geological structures, lithological contacts, and groundwater effects.

The results indicate a very high factor of safety (FoS ≈ 8) under natural conditions, with only negligible creep displacements ($\approx 1 \times 10^{-7}$ m) along the limestone-schist interface. Following excavation and partial removal of the stabilizing limestone rock mass, the FoS decreases to approximately 1.5. Concentrated shear strain and block displacements in the central part of the slope indicate the initiation of progressive sliding along structural weakness planes.

Overall, although the slopes remain stable under natural conditions, mining activities significantly reduce stability, highlighting the need for groundwater drainage measures, continuous monitoring, and periodic updating of the numerical model.

Introduction

Stability assessment of slopes in structurally complex open-pit mines requires advanced three-dimensional numerical modeling capable of capturing deformation mechanisms controlled by geological discontinuities, mining-induced stress redistribution, and geomechanical behavior of the rock mass. The northern slopes of the Zarshouran Gold Mine are characterized by lithological heterogeneity, major fault systems, and groundwater influence, which collectively control slope stability.

Progressive mining toward the final pit geometry modifies the in-situ stress regime and may promote localization of



shear strain along structurally weak planes. Therefore, a three-dimensional numerical investigation based on the Distinct Element Method (DEM) was conducted to evaluate deformation patterns, shear strain concentration, block velocity distribution, and overall slope stability under both pre-mining and post-mining conditions.

Methodology and Approaches

Slope stability was evaluated using the three-dimensional Discrete Element Method (DEM) implemented in 3DEC. The model geometry, including regional topography and the final pit configuration, was first constructed in Rhino and subsequently imported into the 3DEC environment. Major faults affecting the northern slopes were incorporated as discontinuity surfaces based on field structural mapping using a Brunton compass and GPS. The lithological sequence—comprising basement schist, Chal-daqi limestone, the ore zone, the Zarshouran unit, and Neogene deposits—was represented as deformable blocks within the numerical model. Rock mass behavior was simulated using the elasto-plastic Mohr–Coulomb constitutive model. Because the mine is currently in the early stage of development and available geomechanical data are limited, the influence of the jointing system was incorporated indirectly into the rock mass properties. To improve parameter reliability, a combined approach based on the Geological Strength Index (GSI) and back-analysis was adopted to calibrate the geomechanical parameters in accordance with observed field conditions. Additional calibration was performed through the back-analysis of an observed slope failure within the mine. Reduced strength parameters were assigned to the fault zones to represent their weakened mechanical characteristics.

For the boundary conditions, the bottom boundary of the model was fully constrained, meaning that all translational degrees of freedom of the blocks at the base were fixed in the x, y, and z directions, preventing rigid-body displacement of the model foundation. The lateral boundaries were constrained in the normal direction to minimize boundary effects while allowing tangential displacement, thereby approximating semi-infinite rock mass conditions. Gravitational loading was applied to the entire model domain. To account for pore-pressure effects, the groundwater table was defined at an elevation of 2345 m.

The analyses were conducted for two scenarios: pre-mining natural conditions and the final pit geometry after mining. Slope stability was assessed based on the factor of safety, shear strain concentration, displacement magnitude, and block velocity distribution within the critical sections of the slopes.

Results and Conclusions

The numerical results indicate that the slopes are highly stable under natural pre-mining conditions, with an overall factor of safety of approximately 8, mainly due to the buttressing effect of the overlying limestone unit. Mining operations and partial removal of the limestone unit reduce this stabilizing effect, lowering the overall factor of safety to approximately 1.5.

- Shear strain concentration increases along lithological contacts and structural discontinuities, with a maximum shear strain rate of approximately 3.3×10^{-1} , indicating activation of potential shear zones.
- Block velocity analyses reveal a maximum velocity of about $5.9 \times 10^{-5} \text{ m/s}$ in the upper parts of the slope, suggesting a higher potential for shallow planar sliding following excavation.
- Groundwater pressure at lower elevations reduces effective stress and shear strength parameters, contributing to localized instabilities, particularly near the main fault zone.
- The middle and lower parts of the slope remain relatively stable, indicating a low probability of deep-seated failure under current conditions.
- From an engineering perspective, continuous geotechnical monitoring, periodic updating of the numerical model, and effective groundwater drainage are recommended to ensure long-term slope stability.

Overall, the results demonstrate that although the slopes remain generally stable, mining activities increase the likelihood of localized surface instabilities. These findings highlight the importance of three-dimensional DEM modeling and appropriate geotechnical management in structurally complex open-pit mining environments