

شبیه‌سازی عددی تاثیر زاویه‌داری درزه و فاصله‌داری درزه از سینه کار بر مکانیزم شکست ناحیه زیرین برنده TBM

وهاب سرفرازی^۱، شادمان محمدی بلبان اباد^۲

۱- استادیار، گروه مهندسی معدن، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه صنعتی همدان، همدان
۲- کارشناسی ارشد، گروه مهندسی معدن، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه صنعتی همدان، همدان

(دریافت ۱۳۹۸/۰۹/۲۵، پذیرش ۱۳۹۸/۱۲/۱۲)

چکیده

در این مقاله تاثیر زاویه‌داری و فاصله‌داری درزه و چسبندگی سطح درزه بر مکانیزم شکست ناحیه زیرین برنده TBM به وسیله مدل‌سازی عددی PFC مورد بررسی قرار می‌گیرد. در ابتدا مدل عددی کالیبره می‌گردد. به این ترتیب که آزمون‌های آزمایشگاهی تک محوره و برزیلی روی نمونه‌های با ابعاد NX انجام می‌شود. این آزمایش‌ها با روش عددی نیز شبیه‌سازی می‌شود و میکروپارامترهای مدل عددی با سعی و خطا به گونه‌ای تعیین می‌شود که رفتار مکانیکی نمونه آزمایشگاهی و مدل عددی یکسان گردد. بعد از کالیبراسیون، مدل عددی با ابعاد ۱۱×۱۰ سانتی‌متر حاوی درزه آماده‌سازی شده است. مدل‌ها یک درزه ممتد با زاویه‌داری ۰°، ۱۵°، ۳۰°، ۴۵°، ۶۰° و ۷۵° و ۹۰° دارند که فاصله این درزه‌ها از سینه کار ۱، ۲/۵ و ۴ سانتی‌متر است. سه مقدار متفاوت ۰/۲ MPa، ۰/۴۵ MPa و ۰/۷۵ MPa برای چسبندگی درزه لحاظ گردید. یک برنده U شکل به شعاع ۱ سانتی‌متر در تماس با سینه کار قرار می‌گیرد و بار محوری را عمود بر سینه کار وارد می‌کند. نتایج نشان می‌دهد که آرایش درزه تاثیر بسزایی بر الگوی گسترش ترک دارد. در این مقاله بار اولیه و بار ثانویه شکست معرفی می‌گردد. بار اولیه شکست باعث ایجاد اولین ترک‌ها در زیر برنده می‌شود و بار ثانویه شکست باعث رشد ترک‌های ثانویه در زیر ترک‌های اولیه می‌شود. در شروع دندان‌گذاری مقدار بار اولیه شکست ماکزیمم است. با ادامه بارگذاری مقدار نیرو افت می‌کند و به مقدار تقریباً ثابت و یا بار ثانویه شکست می‌رسد. آرایش درزه تاثیر مهمی بر بار اولیه و ثانویه شکست دارد. همچنین نتایج نشان می‌دهد که خواص برشی درزه تاثیر بسزایی بر نیروی ثانویه شکست دارد به گونه‌ای که با افزایش خواص برشی، نیروی ثانویه شکست افزایش می‌یابد ولی نیروی اولیه شکست همواره ثابت است.

کلمات کلیدی

برنده U شکل، زاویه‌داری و فاصله‌داری درزه، چسبندگی درزه، ترک کششی.

۱- مقدمه

تاثیر فاصله‌داری دیسک‌ها را روی فرآیند شکست سنگ بررسی کرد. فاتحی و همکاران [۸]، با استفاده از روش ناپیوستگی جابه‌جایی رشد ترک حاصل از برنده TBM را مطالعه کردند. نلسون [۹]، با استفاده از پارامترهای شکستگی میزان پیشروی TBM را پیش‌بینی کرد. چو و همکاران [۱۰]، رشد ترک را از زیر برنده به طور سه بعدی مطالعه کردند. مون و همکاران [۱۱]، اثر چندین دندانه‌گذاری را با استفاده از روش اجزای مجزا مطالعه کردند. ژیا و همکاران [۱۲]، اثر نیروی اعمال شده به دیسک و شعاع دیسک را روی فرآیند شکست سنگ بررسی کردند. ونگ و همکاران [۱۳]، تاثیر شعاع دیسک را روی مکانیزم شکست سنگ بررسی کردند. نتایج آنها نشان داد که برای دیسک با قطر ۱۷ میلی‌متر، فاصله‌داری بهینه برابر ۷۶ میلی‌متر خواهد بود. لو و همکاران [۱۴]، با استفاده از نرم‌افزار ABAQUS، تاثیر فاصله‌داری برنده را روی فرآیند شکست سنگ بررسی کردند.

برولند [۱۵]، تاثیر فاصله‌داری درزه‌ها و زاویه درزه را روی خردایش سنگ حاصل از برنده TBM مطالعه کرد. بین و همکاران [۱۶]، تاثیر فشار محصورکننده را روی خردایش سنگ مورد بررسی قرار دادند. کاندال [۱۷]، تاثیر خصوصیات مکانیکی درزه‌ها را روی خردایش سنگ کاوش کرد. لو و همکاران [۱۸]، تاثیر زاویه‌داری درزه را روی آهنگ پیشروی تونل مطالعه کردند.

لیو و همکاران [۱۹-۲۴]، تاثیر ناپیوستگی‌ها و شرایط بارگذاری را روی خردایش سنگ حاصل از بارگذاری TBM مطالعه کردند. گنگ و همکاران [۲۵]، روند پروسه شکست سنگ را تحت اثر برنده TBM به طور آزمایشگاهی مطالعه کردند. کایو و همکاران [۲۶]، تاثیر فاصله‌داری و زاویه‌داری درزه‌ها را بر مکانیسم برش دو دیسک TBM مطالعه کردند. بجاری و همکاران [۲۷]، به مطالعه اثرات همزمان فاصله‌داری و جهت‌گیری درزه بر آهنگ نفوذ تک دیسک برشی با استفاده از روش اجزای مجزا DEM پرداختند. مدلسازی انجام شده برای سه فاصله‌داری ۱۵۰، ۲۰۰ و ۳۰۰ میلی‌متر همراه با هفت مقدار جهت‌گیری درزه تحت زوایای 0° ، 15° ، 30° ، 45° ، 60° و 75° است. نتایج نشان داد که با افزایش فاصله‌داری درزه‌ها در یک جهت‌گیری ثابت، آهنگ نفوذ TBM کاهش می‌یابد. علاوه بر این، برای هر فاصله‌داری، زمانی که تغییرات جهت‌گیری درزه از صفر تا 75° درجه است، آهنگ نفوذ افزایش و زمانی که تغییرات جهت‌گیری درزه از 75° تا 90° درجه است، آهنگ نفوذ کاهش می‌یابد. همچنین نشان دادند

امروزه استفاده از ماشین حفاری تونل در سنگ سخت (شکل ۱) نسبت به سایر روش‌ها رشد چشمگیری دارد. برش سنگ به وسیله ماشین حفر تونل شامل دندانه‌گذاری روی سطح سنگ با ابزار برش است که با آرایش خاصی روی کله حفر چیده شده‌اند. اعمال نیروی تراست به وسیله ماشین به کله حفر باعث پیشروی آن درون سنگ می‌شود [۱].



شکل ۱: ماشین حفاری سنگ سخت [۱]

در طی حفاری، برنده‌های ماشین در سینه‌کار می‌چرخند و ناحیه خرد شده زیر برنده ایجاد می‌شود. سپس ترک‌ها در ناحیه خرد شده شروع شده و به طرف عمق و جناحین پیشروی می‌کنند. ترک‌ها ممکن است به سطح آزاد راه یابند و یا به یکدیگر متصل شوند. این دو فرآیند به ایجاد تراشه در سنگ منجر می‌شود. گانگ و همکاران [۲] با استفاده از مدلسازی عددی تاثیر فاصله‌داری درزه را بر مکانیزم خردایش سنگ زیر برنده مطالعه کردند. توماک و همکاران [۳]، با مطالعات آزمایشگاهی، تئوری و تجربی نیروی شکست حاصل از برنده TBM را مطالعه کردند. اسنودون [۴، ۵]، مجموعه‌ای از آزمون‌های آزمایشگاهی را انجام داد و تاثیر نسبت فاصله‌داری به عمق نفوذ را روی انرژی مخصوص آنالیز کرد. مقدار بهینه نسبت فاصله‌داری برنده به عمق نفوذ برای گرانیت و ماسه‌سنگ برابر ۱۰ و برای سنگ آهک برابر ۱۵ به دست آمد. کووک [۶]، تاثیر اندازه برنده و فشار محصورکننده را روی میزان خردشدگی سنگ مطالعه کرد. رستمی [۷]، بیان داشت که سه نوع زون خرد شده زیر برنده ایجاد می‌شود. گرتش [۱]، مجموعه‌ای از مطالعات آزمایشگاهی را انجام داد و

نسبت سختی نرمال به برشی اتصال موازی است. همچنین میکروپارامترهای درزه‌ها در PFC عبارت از مقاومت برشی و نرمال اتصال‌ها و زاویه اصطکاک سطح درزه است.

۲-۱- فرآیند تولید مصالح یا مراحل ساخت نمونه در PFC 2D

نرم‌افزار PFC محیط سنگ را مانند مجموعه فشرده از ذرات با اندازه‌های غیریکنواخت و اشکال کروی و دایره‌ای مدل‌سازی می‌کند که ذرات در نقاط اتصال خویش با پیوندهای موازی به هم چسبیده‌اند. ذرات به خوبی به هم وصل شده و نیروهای بین دانه‌ای اندک است. نیروهای بین دانه‌ای و فشردگی مجموعه ذرات، در مقیاس ماکروسکوپیک دلخواه و ایزوتروپ است. این حالت زمانی که ذرات بر اثر نیروی جاذبه متراکم می‌شوند، تحقق نمی‌یابد و زنجیره‌های نیرو به سمت قائم متمایل شده و بزرگی این زنجیره‌ها با افزایش ارتفاع مدل افزایش می‌یابد. پروسه تولید مصالح پنج مرحله دارد که در زیر شرح داده می‌شود [۲۸]: الف) فشردگی اولیه ذرات. ب) اعمال تنش ایزوتروپیک. ج) کاهش تعداد ذرات معلق در مدل. د) ایجاد پیوندهای موازی. ه) حذف دیواره‌های مدل.

الف- فشردگی اولیه ذرات

در این مرحله، دیواره‌های مدل از چند صفحه مسطح و بی‌اصطکاک تشکیل و مجموعه‌ای از ذرات با چینش دلخواه تولید می‌شود تا ظرف مورد نظر را پر کند. ظرف یاد شده در حالت دو بعدی در برنامه PFC2D از محیطی مستطیلی در صفحه شکل می‌گیرد. در فرآیند تولید ذرات، قطر ذرات که به وسیله پارامترهای D_{max} و D_{min} مشخص می‌شود، توزیع یکنواخت اندازه ذرات را در محیط مدل تثبیت می‌کند. در راستای ایجاد فشردگی اولیه محکم، تعداد ذرات باید طوری تعیین شود که میزان تخلخل اولیه مدل در ظرف ایجاد شود. ذرات در ابتدا با حداکثر مقدار شعاعی برابر نصف شعاع مورد نظر کاربر در داخل محیط یا فضای مدل به صورت اتفاقی جای می‌گیرند، به صورتی که هیچ‌کدام از دو ذره روی هم قرار نگیرد (شکل ۲-الف). سپس، شعاع ذرات برای رسیدن به تخلخل مورد نظر افزایش می‌یابد و سیستم می‌تواند در شرایط اصطکاک صفر دوباره مرتب شود (شکل ۲-الف) [۲۸].

ب- اعمال تنش ایزوتروپیک

در این مرحله شعاع تمامی ذرات برای رسیدن به تنش ایزوتروپیک مورد نظر، کاهش می‌یابد؛ تنش ایزوتروپیک، میانگین تنش مستقیم است و از میانگین حاصل تقسیم کل نیروی وارده بر دیواره‌ها بر مقطع نمونه به دست می‌آید. مقدار

که مطلوب‌ترین جهت‌گیری درزه از نظر آهنگ نفوذ، در حدود زوایای ۶۰ تا ۷۵ درجه است. در این مقاله مکانیزم برش سنگ زیر اثر برنده U شکل با تغییر در فاصله‌داری و زاویه‌داری درزه به وسیله نرم‌افزار PFC2D بررسی شده است.

۲- نرم‌افزار PFC2D

در این برنامه، مدل‌سازی به صورت مرحله به مرحله انجام می‌گیرد. در هر پله زمانی در این نرم‌افزار قانون دوم نیوتن برای هر ذره، دو بار در راستای تصحیح میزان سرعت و مکان قرارگیری ذره، به طور کامل اعمال می‌شود. نتیجه این محاسبات در هر مرحله، مجموعه‌ای از نیروهای اتصالی است که به کلیه ذرات وارد می‌شود. قانون دوم نیوتن عبارت از تساوی حاصلضرب میزان جرم در شتاب جسم با نیروی وارده بر جسم در راستای شتاب وارده است. بر اساس موقعیت‌های ایجاد شده جدید برای ذرات، نیروهای اتصالی از جابه‌جایی نسبی هر جفت ذره ایجاد می‌شود. در این برنامه، ذرات به صورت خودکار در پهنه مشخص شده‌ای توسط کاربر شکل می‌گیرند. شعاع ذرات دیسکی شکل، ممکن است یکسان باشد و یا به صورت متفاوت در بازه‌ای مشخص با استفاده از توزیع گاوس به وجود آید. در هر مرحله با استفاده از ضریبی مشخص، می‌توان شعاع ذرات را برای دستیابی به میزان تخلخل مطلوب کاربر افزایش داد [۲۸]. مجموعه ذرات با استفاده از حرکت دیواره‌هایی که به صورت مرز از قبل پیش‌بینی شده است، تحت اثر نیرو قرار می‌گیرند. بخشی از مجموعه دستورات تکمیلی زبان برنامه‌نویسی فیش، توابعی مفید برای اعمال تنش مورد نظر به نمونه را در اختیار کاربران قرار می‌دهد. در راستای ساخت مرزهای پیرامون مدل، دو نوع دیوار در این برنامه قابل استفاده است [۲۸]:
 ۱) دیوارهای نامحدود: این مرزهای نمونه در واقع صفحاتی‌اند که به صورت نامحدود در تمام جهات توسعه می‌یابند. (۲)
 دیوارهای محدود: این مرزها در واقع سطوحی محدب مانند استوانه‌ها، کره‌ها و یا اشکال خاص هندسی دیگراند. هر دیواری برای خود خصوصیات اتصالی دارد. شرایط خاص اتصال در لبه‌های دیوار به وجود می‌آید. سرعت حرکت دیوارها (انتقالی یا چرخشی) و نیز نیرو و ممان بر روی هر دیوار را می‌توان کنترل و برداشت کرد. ذرات و دیواره‌ها را می‌توان در هر مرحله در برنامه اضافه و یا حذف کرد و همچنین می‌توان خصوصیات آنها را تغییر داد. میکروخصوصیات دیسک‌ها در این نرم‌افزار شامل مقاومت برشی اتصال موازی، مقاومت فشاری اتصال موازی، انحراف معیار مقاومت‌ها، مدول یانگ اتصال موازی،

میکروخصوصیات آن برآورد کرد. در حقیقت، با انتخاب صحیح میکروخصوصیات، مدل به گونه‌ای کالیبره می‌شود که رفتارش با رفتار مکانیکی نمونه فیزیکی مشابه شود. بعد از کالیبراسیون، از میکروخصوصیات تعیین شده به عنوان پارامترهای ورودی مدل PFC استفاده می‌شود و مانند سایر روش‌های عددی، تحقیقات مورد نظر روی مدل انجام می‌گیرد. همان گونه که از جدول ۱ مشاهده می‌شود، نوع ذره دیسکی است و نسبت قطر بزرگترین دانه به قطر کوچکترین دانه بزرگتر از ۱ انتخاب می‌شود. به این ترتیب، مجموعه‌ای با دانه‌های ریز و درشت ایجاد می‌شود تا بتوانند در مقیاس میکروسکوپی رفتار آنیزوتروپیک از خود بروز دهند. چنانچه نسبت ابعاد دانه‌ها برابر ۱ انتخاب شود، ابعاد همه دانه‌ها یکسان می‌شود و رفتار کاملاً ایزوتروپیک از خود نشان می‌دهد که این وضعیت با رفتار طبیعی دانه‌های سنگ متفاوت است. نسبت تخلخل مدل ۰٫۱ انتخاب شده است تا سیستم متراکم شده‌ای از ذرات مهیا شود. λ^- برابر ۱ در نظر گرفته می‌شود. این نشان می‌دهد که سیمان به طور کامل فضای بین ذرات به هم چسبیده را اشغال کرده است. چنانچه λ^- برابر صفر انتخاب شود، رفتار به سمت مواد دانه‌ای میل می‌کند. ضریب میرایی (α) برابر با ۰٫۷ انتخاب شده که گویای شرایط استاتیکی آنالیز است. مقادیر چگالی و اصطکاک سطح تماس دیسک‌ها برابر با (g/cm^3) ۲۶۳۰ و ۰٫۵ انتخاب شد. از آنجایی که مدل عددی در این شبیه‌سازی بای‌د نماینده نمونه سنگ طبیعی باشد، بنابراین از اتصال‌های موازی که مشخصه سیمان‌شدگی سنگ‌اند، استفاده می‌شود. میکروپارامترهای میانگین مقاومت نرمال اتصال موازی $\sigma_c(\text{mean})$ ، میانگین مقاومت برشی اتصال موازی $\tau_c(\text{mean})$ ، انحراف استاندارد

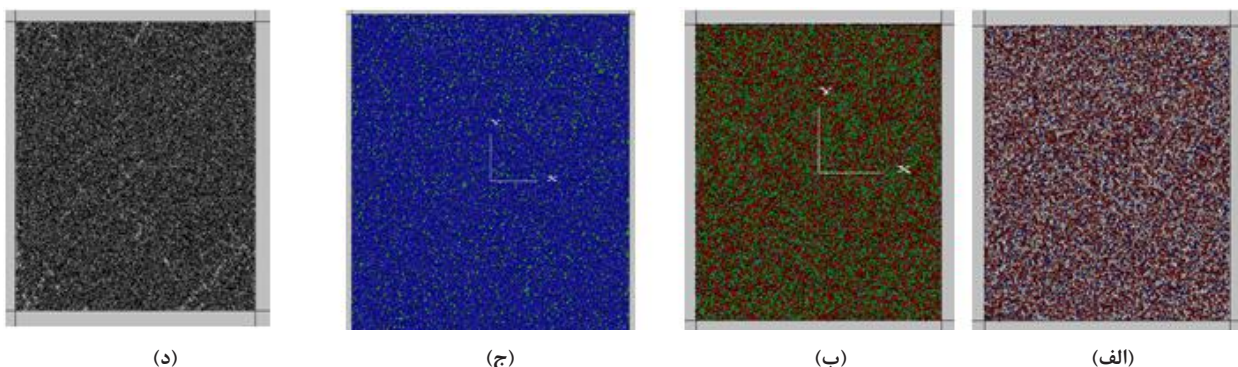
تنش ایزوتروپیک، برابر ۰٫۰۲ درصد مقدار مقاومت کششی برزیلی مصالح مورد آزمایش است [۲۸] (شکل ۲-ب).

ج- کاهش تعداد ذرات معلق در مدل مجموعه‌ای از ذرات که با توزیع غیریکنواخت اندازه‌هایشان و با اشکال دایره‌ای به صورت اتفاقی در داخل مدل جای می‌گیرند و با استفاده از روش‌های مکانیکی متراکم می‌شوند، ممکن است تعداد زیادی ذرات معلق داشته باشند. به ذراتی، معلق گفته می‌شود که تعداد اتصالات آنها با ذرات مجاور کمتر از ۳ باشد. ذرات معلق در شکل ۲-ج با رنگ سبز نشان داده شده است. برای به دست آوردن مدل با شبکه‌هایی از پیوندهای محکم‌تر باید تعداد ذرات معلق را کاهش داد. با فرض $N_f=3$ ، می‌توان این امکان را به وجود آورد که تعداد ذرات معلق به صفر برسد و در نهایت تعدادی از ذرات متصل به هم در مدل ایجاد می‌شود، به طوری که تقریباً تمامی ذرات دور از مرزهای مدل، حداقل سه اتصال دارند [۲۸].

د- ایجاد پیوندهای موازی پیوندهای موازی به صورت شبکه‌ای منظم در تمامی ذرات در مجاورت هم ایجاد می‌شوند. این مجاورت و نزدیکی، زمانی تحقق می‌یابد که فاصله بین سطوح ذرات، کمتر از 10^{-6} برابر میانگین شعاع دو ذره مورد نظر باشد (شکل ۲-د) [۲۸].

۲-۲- کالیبراسیون نمونه در PFC2D

الف- انتخاب میکروخصوصیات مدل عددی در مدلسازی‌های عددی به وسیله نرم‌افزار PFC امکان اعمال مستقیم داده‌های آزمایشگاهی به مدل وجود ندارد. در این شرایط، باید خصوصیات مکانیکی مدل را با انتخاب صحیح



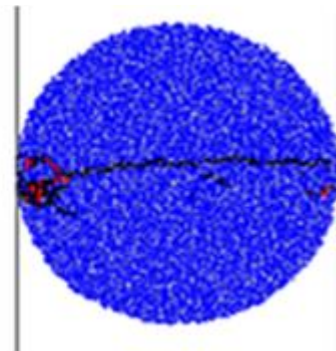
شکل ۲: الف) مجموعه ذرات پس از مرحله تولید اولیه و قبل از چینش و جایگیری مجدد، ب) اعمال تنش ایزوتروپیک، ج) ذرات معلق با تعداد اتصالات کمتر از ۳ و د) شبکه پیوندهای موازی پس از تعادل

جدول ۱: میکروخصوصیات استفاده شده جهت ساخت مدل‌ها

مقادیر	میکروخصوصیات	مقادیر	میکروخصوصیات
۱	افزایش دهنده شعاع اتصال موازی	دیسکی	نوع ذره
۴	مدول یانگ اتصال موازی (GPa)	۲۶۳۰	دانسیته (gr/cm^3)
۴	مدول یانگ تماسی (GPa)	0.25×10^{-2}	مینیم شعاع دیسک (m)
۱	نسبت سختی‌های اتصال موازی	۱.۶۶	نسبت مینیم شعاع به ماکزیم شعاع دیسک
۱	نسبت سختی‌های اتصال تماسی	۰.۱	تخلخل
۰.۵	ضریب اصطکاک	۰.۵	ضریب میرایی
۶	مقاومت نرمال اتصال موازی، میانگین (MPa)	۶	مقاومت برشی اتصال موازی، میانگین (MPa)
۲	مقاومت نرمال اتصال موازی، انحراف استاندارد (MPa)	۲	مقاومت برشی اتصال موازی، انحراف استاندارد (MPa)



(ب)



(الف)

شکل ۳: الف) الگوی شکست مدل عددی، ب) الگوی شکست نمونه آزمایشگاهی

جدول ۲: میکروخصوصیات استفاده شده در درزه‌ها

مقادیر	میکروخصوصیات
1×10^4	مقاومت برشی اتصال (MPa)
1×10^4	مقاومت نرمال اتصال (MPa)
۰.۵	ضریب اصطکاک

نرمال متفاوت تحت آزمایش برش مستقیم قرار می‌گیرند. شکل ۴ یکی از مدل‌های عددی را در تنش نرمال ۰.۱ MPa نشان می‌دهد. ترک‌های سیاه رنگ بیانگر ترک‌های کششی است. این ترک‌ها در امتداد سطح درزه ایجاد می‌شوند. در سایر تنش‌های نرمال نیز همین نتیجه مشاهده شده است. با برازش خط بر مقادیر تنش‌های نرمال و برشی، مقادیر چسبندگی و زاویه اصطکاک درزه مطابق جدول ۳ مشخص می‌شود. برای بررسی تأثیر خواص برشی درزه بر زون شکست زیر برنده، دو جفت داده اضافی مربوط به میکروخصوصیت‌های مقاومت برشی، نرمال و ضریب اصطکاک اتصال انتخاب شد (جدول ۴). خواص برشی

مقاومت برشی اتصال موازی و انحراف استاندارد مقاومت نرمال اتصال موازی در جدول ۱ معرفی شده‌اند.

ب- کالیبراسیون مقاومت‌های کششی
 قطر دیسک برزیلی در تمام مدل‌ها ۵۴ میلی‌متر است. نیرو از طریق حرکت دیوارهای جانبی به مدل‌ها اعمال می‌شود (شکل ۳). شکل ۳، الگوی شکست مدل عددی و نمونه آزمایشگاهی را نشان می‌دهد. تطابق مناسب بین نتایج عددی و آزمایشگاهی گویای کالیبراسیون صحیح مدل عددی است.

ج- کالیبراسیون درزه در مدل عددی
 برای کالیبراسیون درزه از آزمایش برش مستقیم استفاده شد. به این ترتیب که یک نمونه مستطیلی شکل آماده گردید. ابعاد این نمونه 10×12 سانتی‌متر است. دو نوار افقی از بالا و پایین مدل حذف می‌شود تا شرایط برش مستقیم مهیا شود. یک درزه به طور قائم در مدل ایجاد گردید. مقاومت برشی و نرمال اتصال‌های مربوط به سطح درزه، زاویه اصطکاک سطح درزه به طور تصادفی مطابق جدول ۲ انتخاب می‌شود. مدل‌ها در ۵ تنش

درزه مربوط به این جفت داده‌ها مطابق جدول ۵ است. درزه مربوط به این جفت داده‌ها مطابق جدول ۵ است. د- آماده‌سازی مدل عددی برای انجام تست دندان‌گذاری برای انجام آزمایش دندان‌گذاری، ابتدا یک مدل عددی با ابعاد ۱۰×۱۲ سانتی‌متر آماده‌سازی شده و سپس یک نوار افقی به ضخامت ۱ و عرض ۱۰ سانتی‌متر از بالای مدل حذف می‌شود (شکل ۵-الف). در ادامه یک دیسک دایره‌ای به شعاع ۱ سانتی‌متر بین دیوار افقی بالایی و سطح سنگ قرار می‌گیرد (شکل ۵-ب). سختی نرمال و برشی دیوارها ۲ برابر

سختی نرمال و برشی دیسک‌ها انتخاب شده است تا از نفوذ دیسک درون دیوارها جلوگیری شود.

جدول ۴: میکروخصوصیات استفاده شده در درزه‌ها

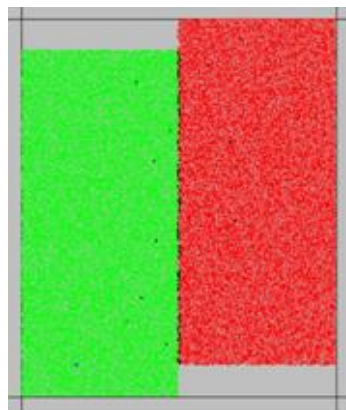
مقادیر	مقادیر	میکروخصوصیات
1×10^6	1×10^4	مقاومت برشی اتصال (Pa)
1×10^6	1×10^4	مقاومت نرمال اتصال (Pa)
۰٫۷	۰٫۶	ضریب اصطکاک

جدول ۳: مقادیر خصوصیات برشی سطح درزه

۰٫۲	چسبندگی (MPa)
۲۸	زاویه اصطکاک (°)

جدول ۵: مقادیر خصوصیات برشی سطح درزه

۰٫۷۵	۰٫۴۵	چسبندگی (MPa)
۳۳	۳۰	زاویه اصطکاک (°)

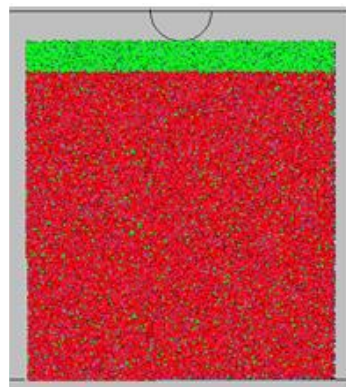


(ب)

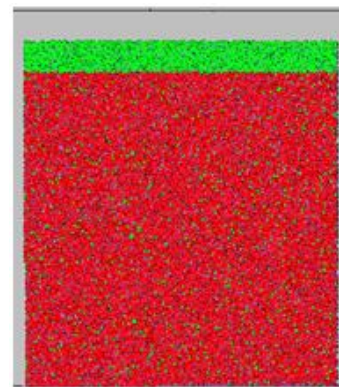


(الف)

شکل ۴: الف) شرایط برش مستقیم برای درزه، ب) ترک‌های کششی ایجاد شده در امتداد سطح درزه



(ب)



(الف)

شکل ۵: الف) حذف یک نوار افقی از بالای مدل، ب) قرارگیری دیسک نیم دایره‌ای بین سطح سنگ و دیوار افقی

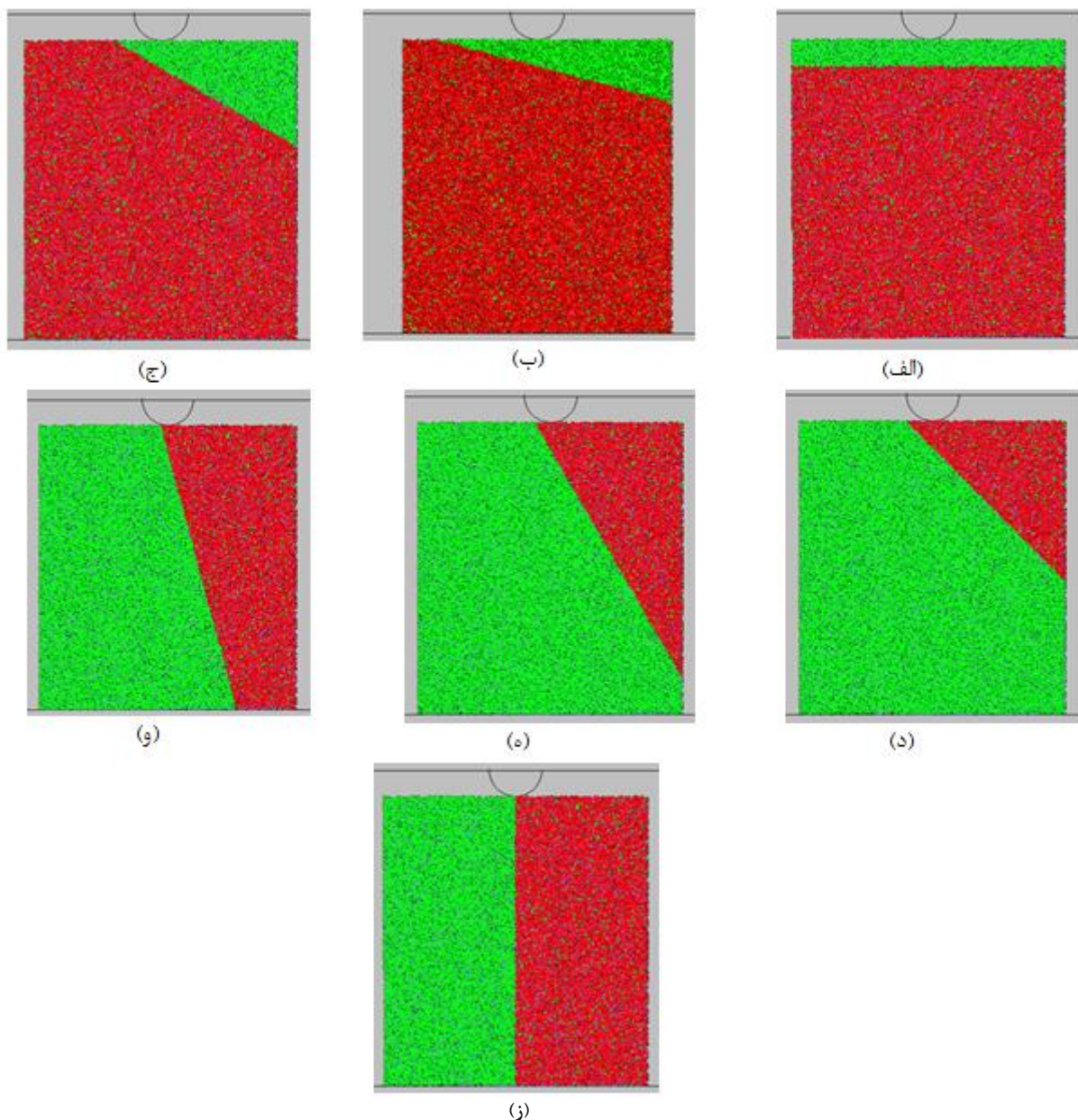
ه- انواع آرایش‌های درزه در مدل عددی

بعد از کالیبراسیون، ۲۱ مدل عددی با ابعاد 10×11 سانتی‌متر حاوی درزه آماده‌سازی شده است. مدل‌ها یک درزه ممتد با زاویه‌داری 0° ، 15° ، 30° ، 45° ، 60° و 75° و 90° دارند که فاصله درزه صفر درجه از سینه کار ۱ (شکل ۶)، 2.5 (شکل ۷) و ۴ (شکل ۸) سانتی‌متر است. با افزایش زاویه‌داری درزه، میزان فاصله‌داری درزه از سینه کار متغیر است. در زاویه‌داری 60° ، 75° و 90° هندسه مدل‌ها شبیه

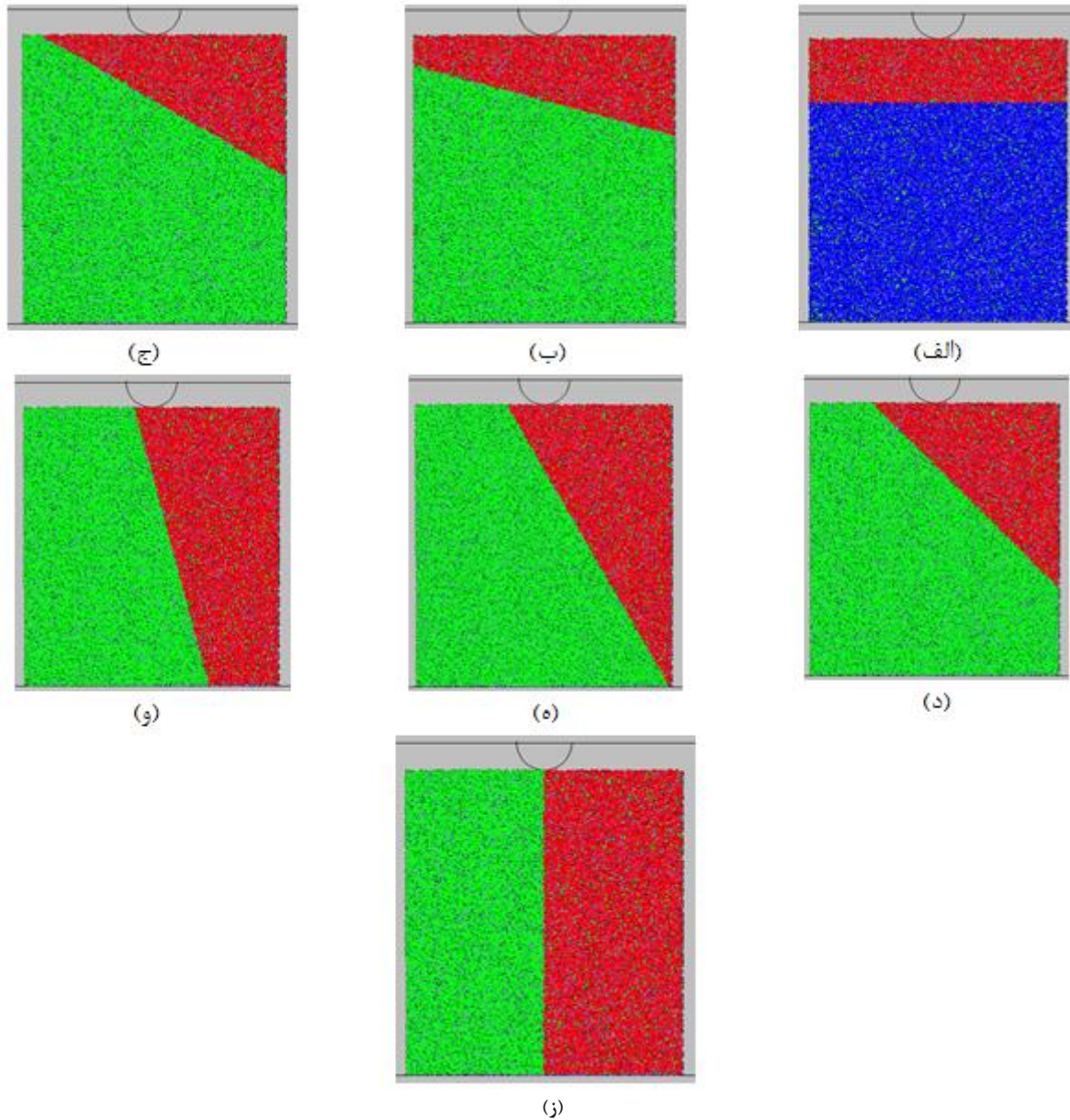
به یکدیگر اند.

۳- مطالعه بردار جابه‌جایی دیسک‌های شکسته شده

شکل‌های ۹، ۱۰ و ۱۱ بردار جابه‌جایی دیسک‌های شکسته شده را برای لایه‌های با ضخامت ۱، 2.5 و ۴ سانتی‌متر نشان می‌دهد. زاویه‌داری لایه در مقادیر صفر درجه، 15° ، 30° ، 45° ، 60° و 75° متغیر است. همچنین شکل ۱۲ بردار جابه‌جایی دیسک‌های شکسته شده را در آزمایش برزلی



شکل ۶: فاصله‌داری درزه از سینه کار برابر ۱ سانتی‌متر با زاویه‌داری (الف) صفر درجه، (ب) 15° ، (ج) 30° ، (د) 45° ، (ه) 60° ، (و) 75° و (ز) 90°

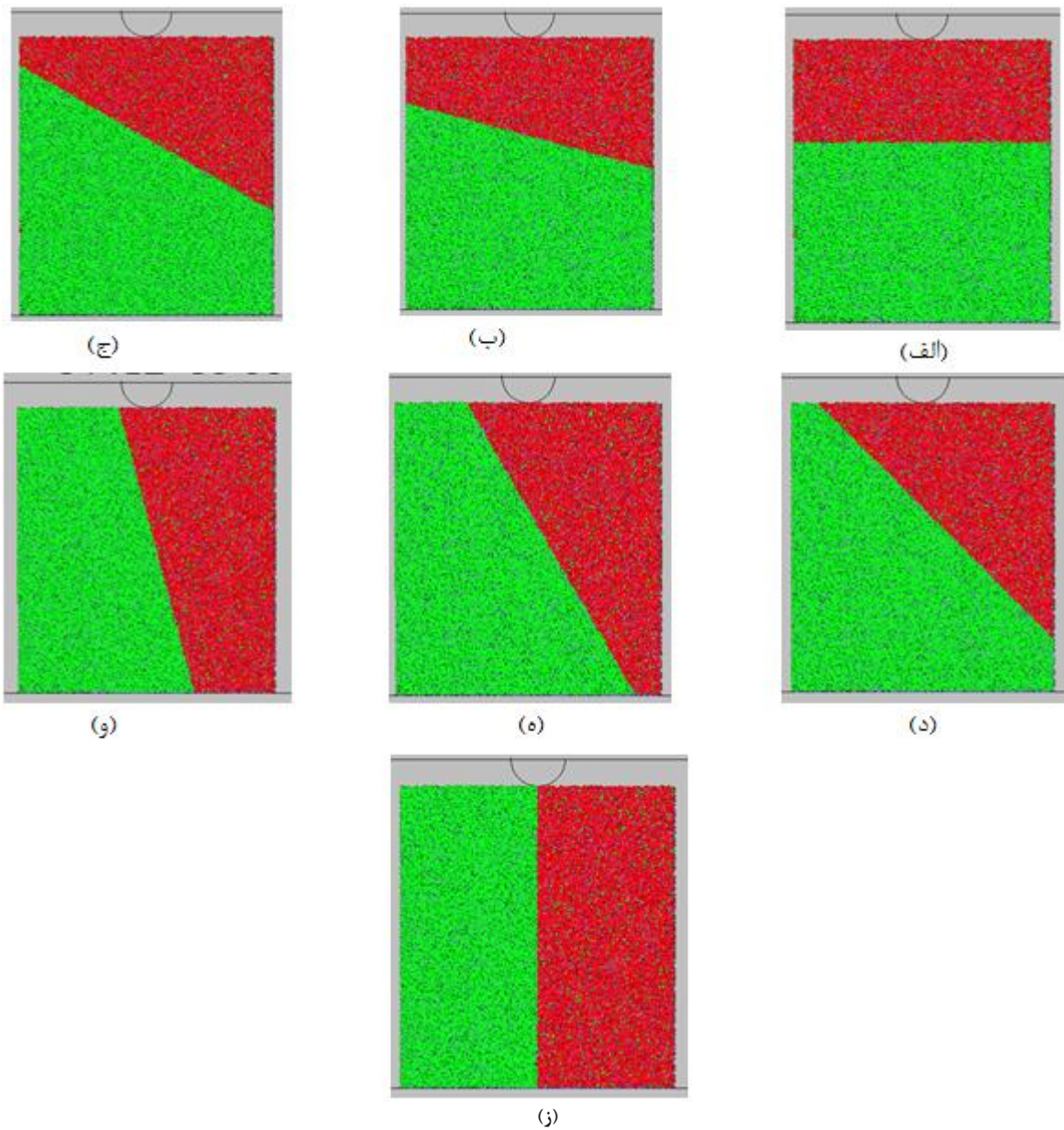


شکل ۷: فاصله‌داری درزه از سینه‌کار برابر ۲٫۵ سانتی‌متر با زاویه‌داری الف (صفر درجه، ب) 15° ، ج) 30° ، د) 45° ، ه) 60° ، و) 75° و ز) 90°

۴- مطالعه الگوی شکست مدل‌های حاوی درزه

الف- الگوی شکست مدل‌های حاوی درزه با فاصله‌داری ۱ سانتی‌متر از سینه‌کار
 شکل ۱۳ الگوی شکست نمونه‌های حاوی درزه را نشان می‌دهد. به طور کلی در تمام نمونه‌ها در زیر برنده زون خرد شده ایجاد می‌شود. شعاع زون خرد شده دو برابر شعاع دیسک است. در زیر زون خرد شده نیز دو یا سه شکستگی مورب که 45° درجه با یکدیگر زاویه دارند ایجاد می‌شود. لازم به ذکر است که هیچگونه شکستگی در امتداد درزه ایجاد نمی‌شود. به عبارت

نشان می‌دهد. از شکل‌های ۹، ۱۰ و ۱۱ می‌توان دریافت که بردار جابه‌جایی دیسک‌های شکسته شده در محل شکست از یکدیگر دور می‌شوند. این روند مشابه بردار جابه‌جایی آزمایش برزیلی است (شکل ۱۲) و نشان می‌دهد که مود شکست کششی یا بازشوند در آزمایش دندان‌گذاری به وقوع پیوسته است. همچنین بردار جابه‌جایی دیسک‌های شکسته شده زیر برنده طول بیشتری دارند که این نشان‌دهنده پرتاب خرده سنگ زیر برنده است.



شکل ۸: فاصله‌داری درزه از سینه‌کار برابر ۴ سانتی‌متر با زاویه‌داری الف (صفر درجه، ب) 15° ، ج) 30° ، د) 45° ، ه) 60° ، و) 75° و ز) 90°

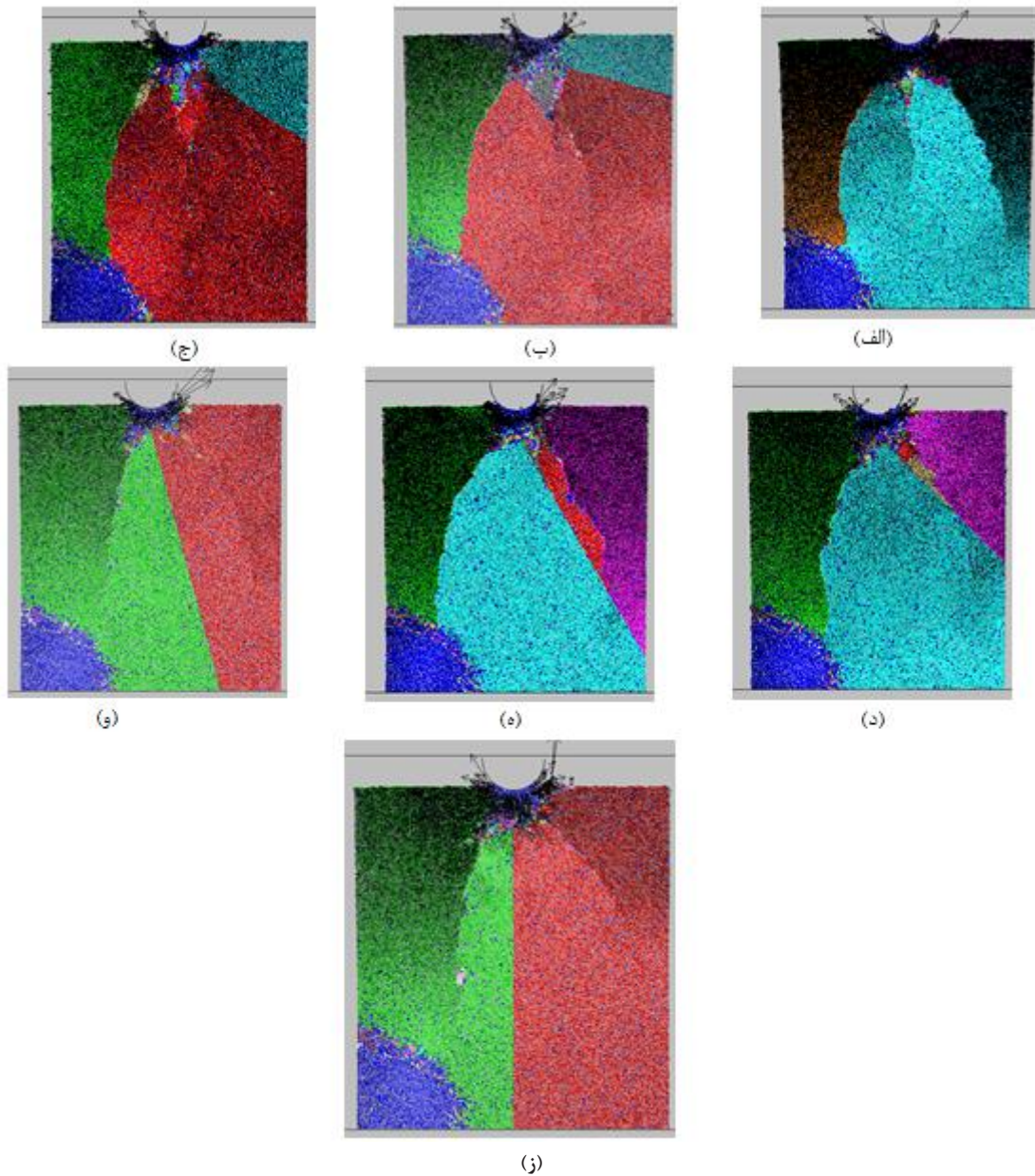
می‌دهد. به طور کلی در تمام نمونه‌ها در زیر برنده زون خرد شده ایجاد می‌شود. شعاع زون خرد شده دو برابر شعاع دیسک است. در زیر زون خرد شده نیز دو شکستگی مورب که 45° درجه با یکدیگر زاویه دارند ایجاد می‌شود. لازم به ذکر است که هیچگونه شکستگی در امتداد درزه ایجاد نمی‌شود.

در واقع درزه تعریف شده هیچ نقشی در رفتار سنگ زیر بار ندارد. چرا مدلسازی آن انجام شده است؟ بنابراین برای اینکه فاصله درزه را چک کنید بهتر بود در مورد خواص درزه تحلیل حساسیت انجام می‌دادید.

دیگر، با این خصوصیات فیزیکی درزه مانند یک درزه جوش خورده عمل می‌کند که زون شکستگی‌های حاصل از حفاری به درزه برخورد کرده و از آن عبور می‌کنند. گفتنی است که در زاویه‌داری‌های صفر درجه، 15° ، 30° و 45° سه شکستگی زیر ناحیه خرد شده ایجاد می‌شود در حالی که در زاویه‌داری‌های 60° ، 75° و 90° دو شکستگی در مدل توسعه می‌یابد.

ب- الگوی شکست مدل‌های حاوی درزه با فاصله‌داری ۲٫۵ سانتی‌متر از سینه‌کار

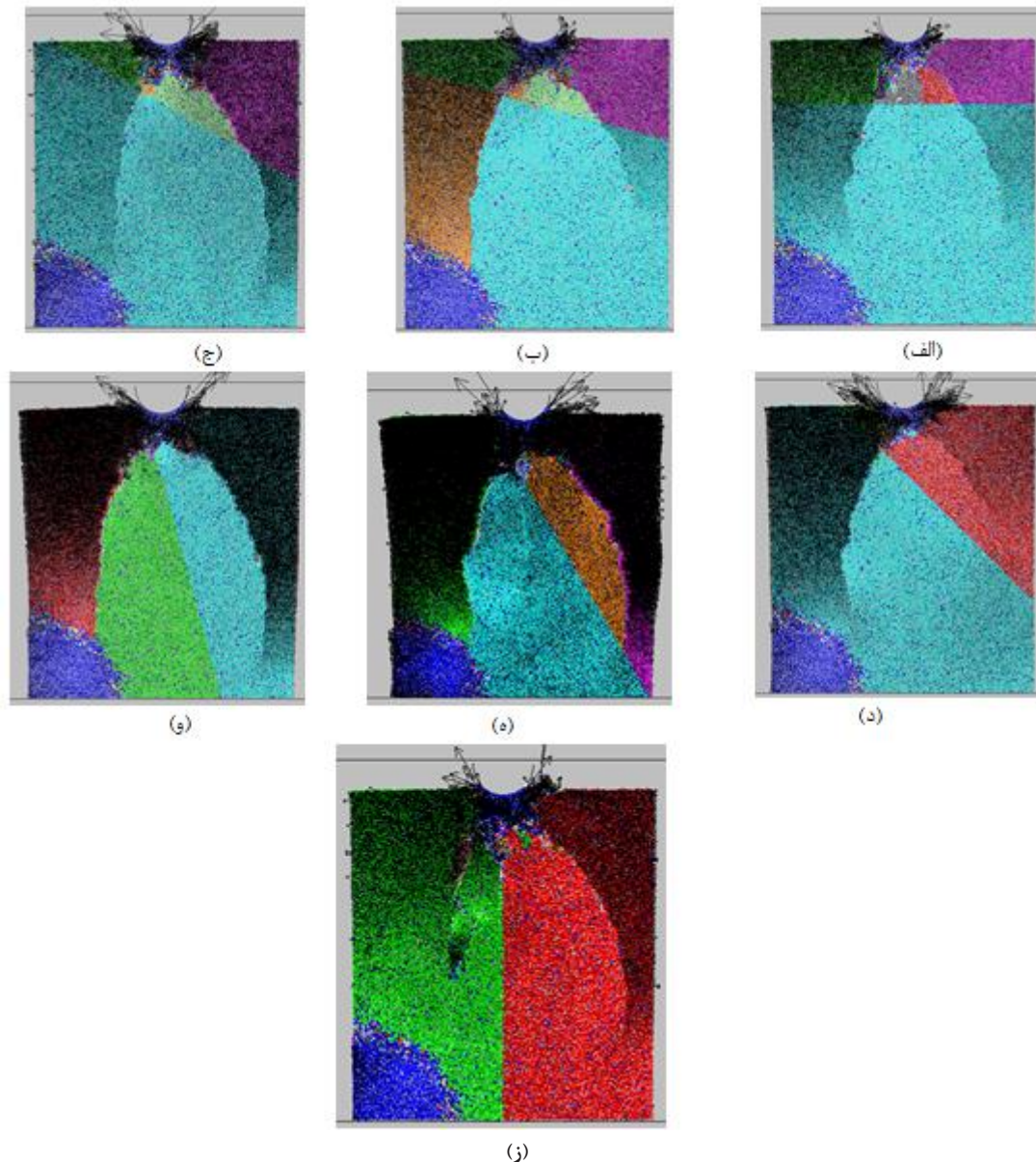
شکل ۱۴ الگوی شکست نمونه‌های حاوی درزه را نشان



شکل ۹: بردار جابه‌جایی دیسک‌های شکسته شده برای زاویه‌داری درزه، الف) صفر درجه، ب) 15° ، ج) 30° ، د) 45° ، ه) 60° ، و) 75° و ز) 90° فاصله‌داری درزه از برنده ۱ سانتی‌متر برای زاویه درزه صفر درجه

هیچگونه شکستگی در امتداد درزه ایجاد نمی‌شود. به عبارت دیگر، با این خصوصیات فیزیکی درزه مانند یک درزه جوش خورده عمل می‌کند که زون شکستگی‌های حاصل از حفاری به درزه برخورد کرده و از آن عبور می‌کنند. به طور کلی از شکل‌های ۱۲، ۱۳ و ۱۴ می‌توان دریافت که هرچه فاصله‌داری درزه از برنده و هرچه زاویه‌داری درزه کمتر باشد، ضخامت تراشه ایجاد شده کمتر است.

ج- الگوی شکست مدل‌های حاوی درزه با فاصله‌داری ۴ سانتی‌متر از سینه‌کار
 شکل ۱۵ الگوی شکست نمونه‌های حاوی درزه را نشان می‌دهد. به طور کلی در تمام نمونه‌ها در زیر برنده زون خرد شده ایجاد می‌شود. شعاع زون خرد شده دو برابر شعاع دیسک است. در زیر زون خرد شده نیز دو شکستگی مورب که 45° درجه با یکدیگر زاویه دارند ایجاد می‌شود. لازم به ذکر است که



شکل ۱۰: بردار جابه‌جایی دیسک‌های شکسته شده برای زاویه‌داری درزه، (الف) صفر درجه، (ب) 15° ، (ج) 30° ، (د) 45° ، (ه) 60° ، (و) 75° و (ز) 90° فاصله‌داری درزه از برنده 2.5 سانتی‌متر برای زاویه درزه صفر درجه

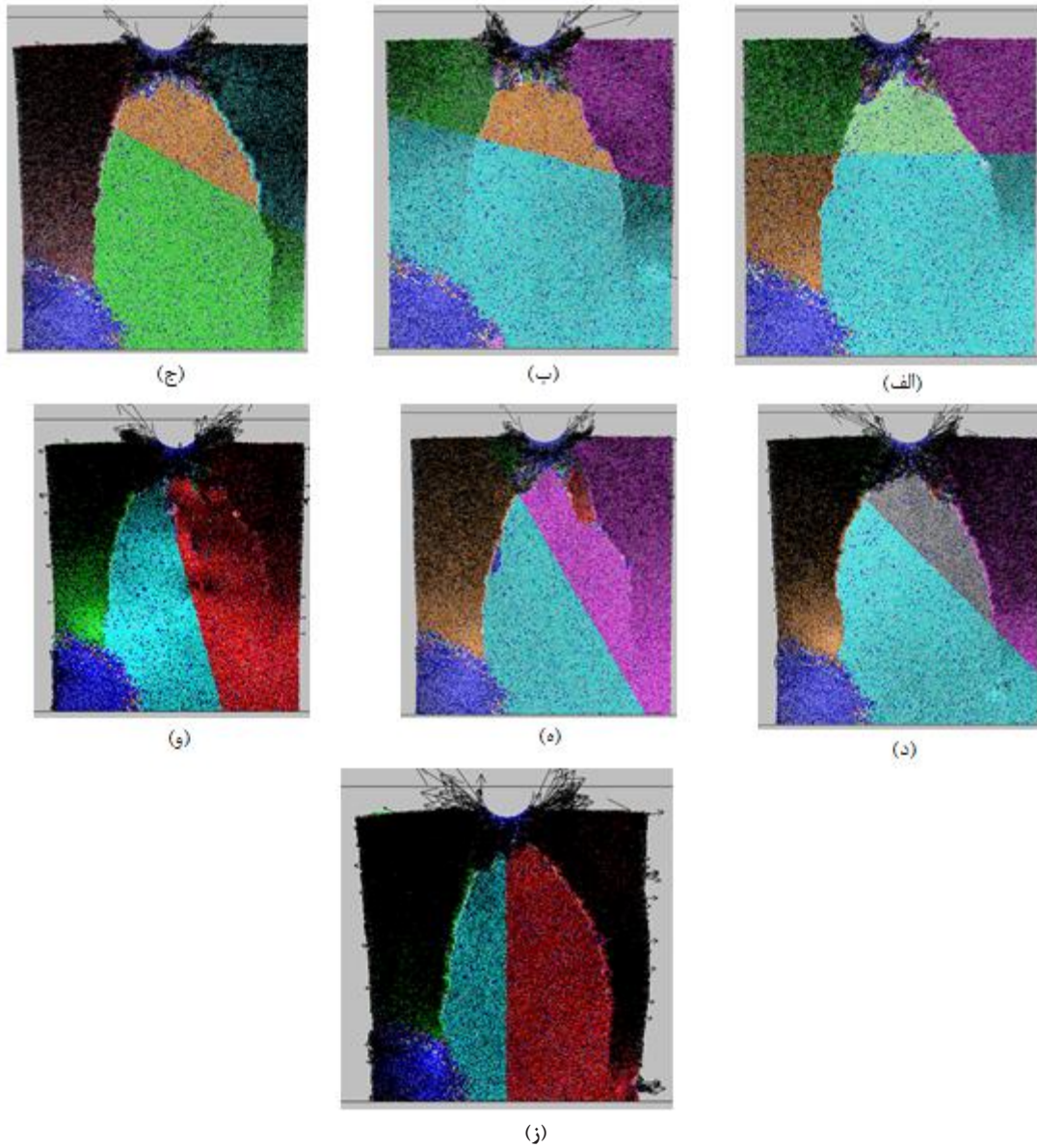
۵- معرفی نیروی اولیه و ثانویه شکست

شکل ۱۶ منحنی تغییرات نیروی وارده از طرف برنده به سطح سنگ را نشان می‌دهد. در این شکل دو نیروی شکست معرفی می‌شود. نیروی اول، بار اولیه شکست است که در ابتدای نمودار اتفاق می‌افتد و باعث ایجاد اولین ترک‌ها در زیر برنده می‌شود. نیروی دوم، بار ثانویه شکست است که باعث رشد ترک‌های ثانویه در زیر ترک‌های اولیه می‌شود. در شروع دندانه‌گذاری مقدار بار اولیه شکست ماکزیمم است. با

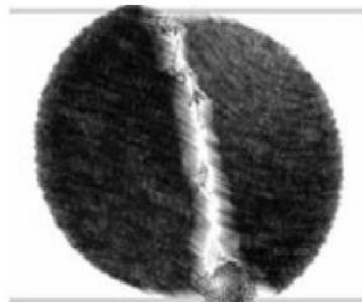
ادامه بارگذاری مقدار نیروی افت می‌کند و به مقدار تقریباً ثابت می‌رسد. این روند در سایر مدلسازی‌ها نیز مشاهده شده است که به دلیل تعداد زیاد، از ارایه آن‌ها صرف‌نظر می‌گردد.

۶- تاثیر فاصله‌داری درزه از سینه کار و زاویه‌داری درزه بر نیروی شکست مدل

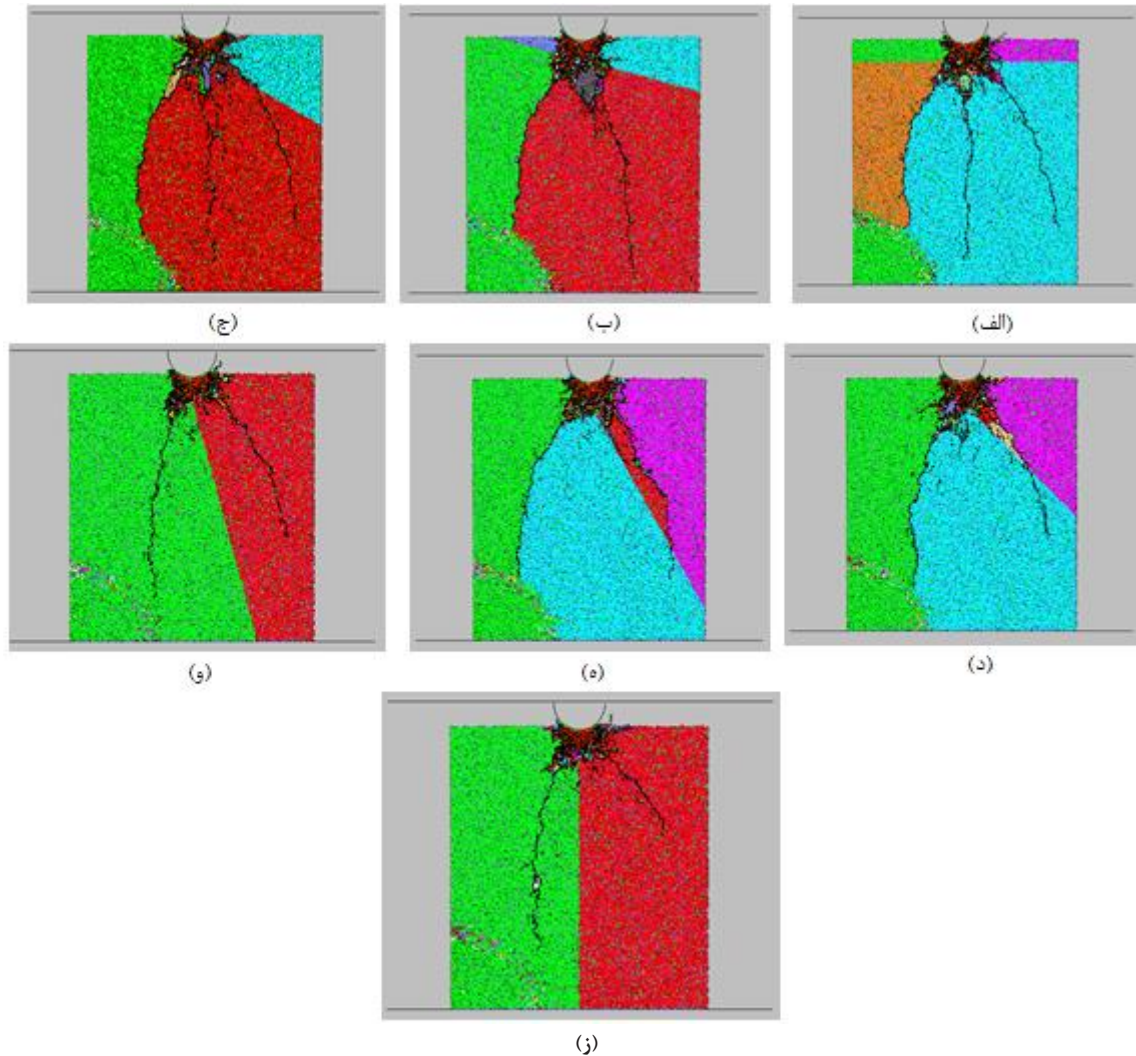
شکل ۱۷ تغییرات بار اولیه و بار ثانویه شکست را بر اساس زاویه‌داری درزه نشان می‌دهد. این شکل برای فاصله‌داری درزه



شکل ۱۱: بردار جابه‌جایی دیسک‌های شکسته شده برای زاویه‌داری درزه، (الف) صفر درجه، (ب) 15° ، (ج) 30° ، (د) 45° ، (ه) 60° ، (و) 75° و (ز) 90° . فاصله‌داری درزه از برنده ۴ سانتی‌متر برای زاویه درزه صفر درجه



شکل ۱۲: بردار جابه‌جایی دیسک‌های شکسته شده در آزمایش برزلی



شکل ۱۳: الگوی شکست مدل برای زاویه‌داری درزه، الف) صفر درجه، ب) 15° ، ج) 30° ، د) 45° ، ه) 60° ، و) 75° و ز) 90° فاصله‌داری درزه از برنده ۱ سانتی‌متر برای زاویه درزه صفر درجه

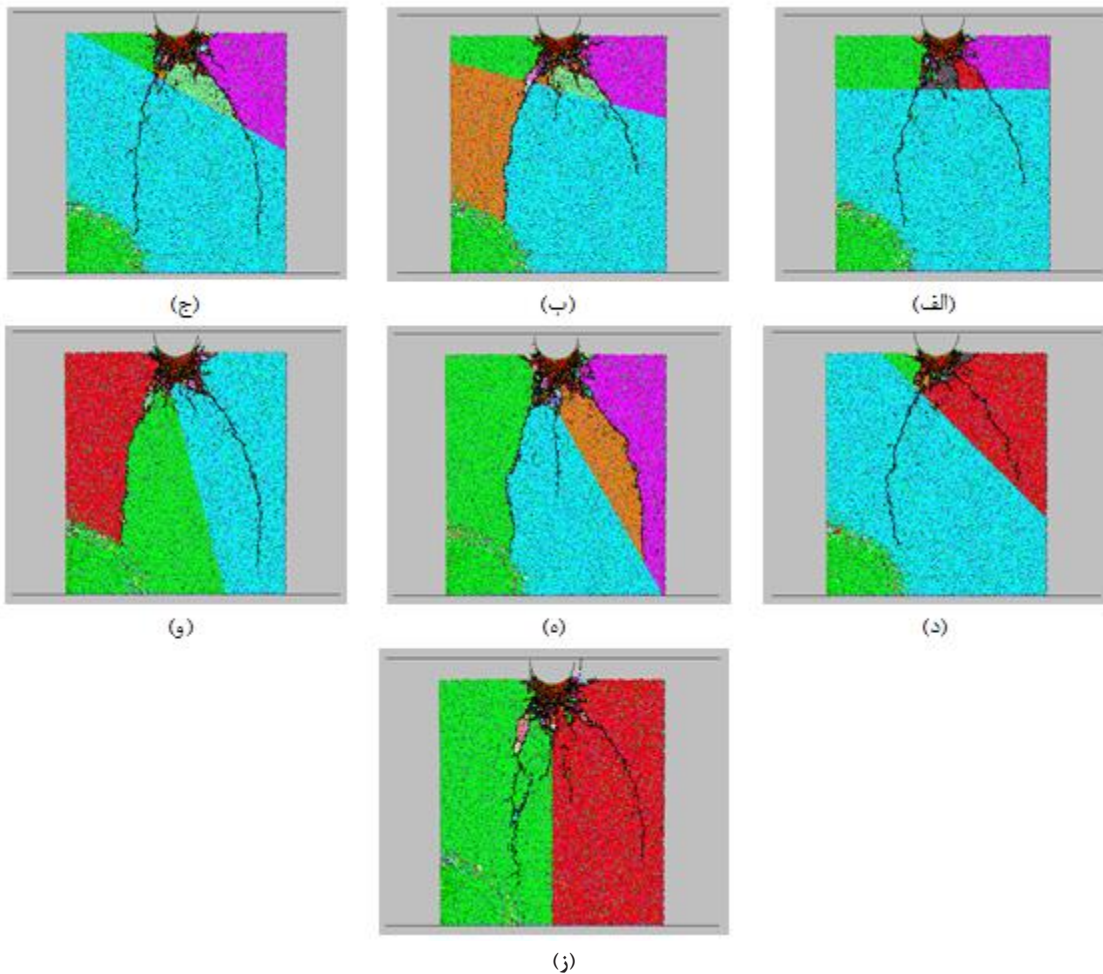
این مهم به دلیل افزایش ضخامت لایه زیر برنده است. زمانی که ضخامت لایه کم است با نیروی کمی گسیختگی ایجاد می‌شود ولی با افزایش ضخامت لایه به میزان نیروی ثانویه بیشتری برای گسیختگی نیاز است.

۷- تأثیر چسبندگی درزه بر نیروی شکست مدل

شکل ۱۸- الف و ب، تغییرات بار اولیه و ثانویه شکست را بر اساس زاویه‌داری درزه نشان می‌دهد. هر شکل، تغییرات نیروی شکست را در سه چسبندگی متفاوت 0.2 MPa ، 0.45 MPa و 0.75 MPa نشان می‌دهد. در زاویه‌داری ثابت درزه، با افزایش چسبندگی سطح درزه، نیروی اولیه شکست و نیروی ثانویه شکست افزایش می‌یابد.

۱، ۲٫۵ و ۴ سانتی‌متر به سه بخش الف، ب و ج تقسیم شده است. در فاصله‌داری ثابت با افزایش زاویه‌داری لایه، میزان نیروی اولیه شکست تقریباً ثابت است. با افزایش زاویه‌داری لایه تا 60° درجه، به علت شیب‌دار شدن لایه ضخامت لایه زیر برنده کاهش می‌یابد و بنابراین میزان نیروی ثانویه شکست کم می‌شود. در زاویه‌داری 60° ، 75° و 90° درجه مقدار بار ثانویه شکست تقریباً ثابت است و از بار ثانویه شکست در سایر زاویه‌داری‌ها بیشتر است. این روند در سایر مقادیر چسبندگی درزه مشاهده شد.

با افزایش فاصله‌داری لایه، مقدار بار اولیه شکست در تمام مدل‌ها یکسان و تقریباً برابر $5.5 \times 10^5 \text{ N}$ است. با افزایش فاصله‌داری لایه، مقدار نیروی ثانویه شکست افزایش می‌یابد.



شکل ۱۴: الگوی شکست مدل برای زاویه‌داری درزه، (الف) صفر درجه، (ب) 15° ، (ج) 30° ، (د) 45° ، (ه) 60° ، (و) 75° و (ز) 90° فاصله‌داری درزه از برنده $2/5$ سانتی‌متر برای زاویه درزه صفر درجه

۸- نتیجه‌گیری

- بردار جابه‌جایی دیسک‌ها در محل شکست از یکدیگر دور می‌شوند. این روند مشابه بردار جابه‌جایی دیسک‌های شکسته شده در آزمایش برزلی است و نشان می‌دهد که مود شکست کششی یا بازشونده در آزمایش دندان‌گذاری به وقوع پیوسته است.

- به طور کلی در تمام نمونه‌ها در زیر برنده زون خرد شده ایجاد می‌شود. شعاع زون خرد شده دو برابر شعاع دیسک است. در زیر زون خرد شده نیز دو یا سه شکستگی مورب که 45° درجه با یکدیگر زاویه دارند ایجاد می‌شود.

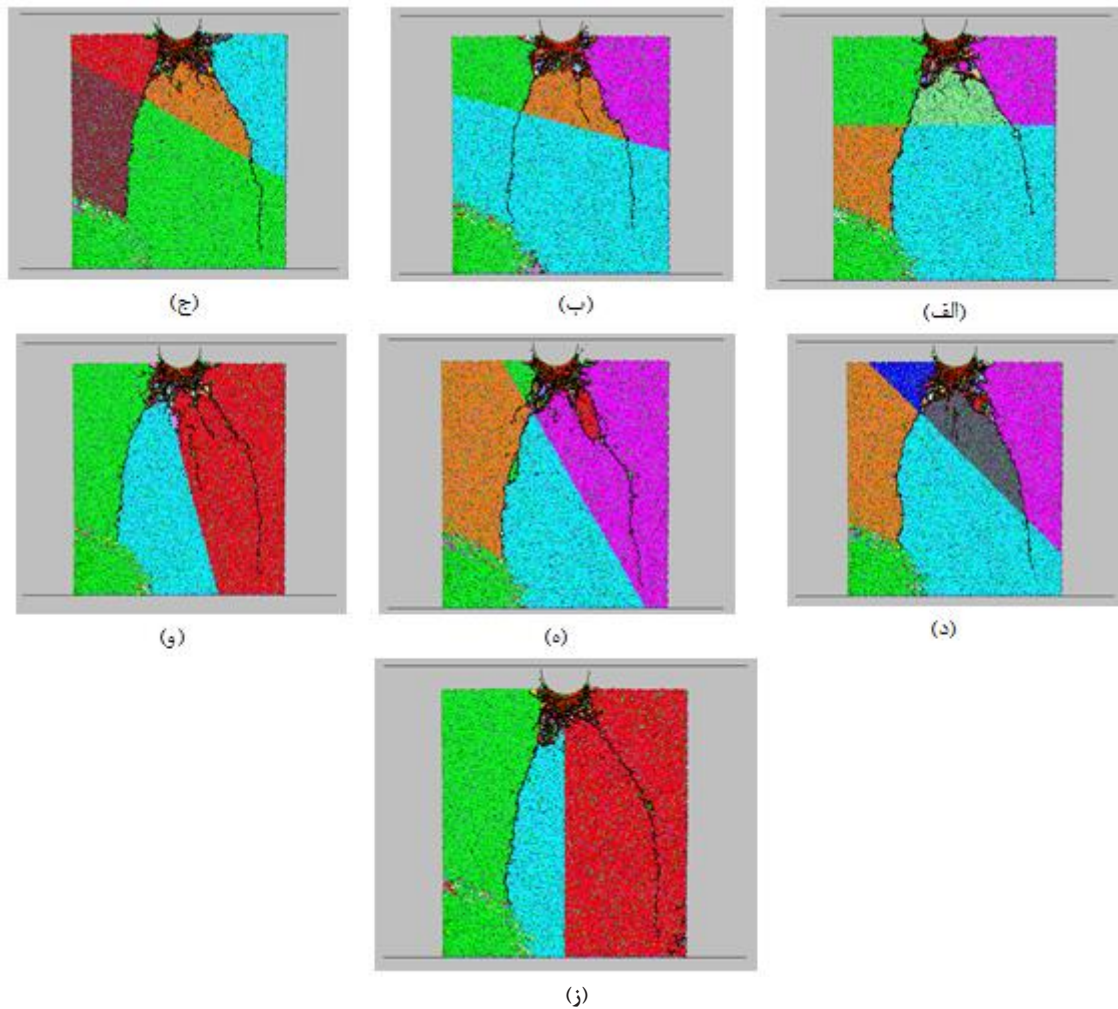
- هرچه فاصله‌داری درزه از برنده و هرچه زاویه‌داری درزه کمتر باشد، ضخامت تراشه ایجاد شده کمتر است.

- در شروع دندان‌گذاری مقدار بار اولیه شکست ماکزیمم

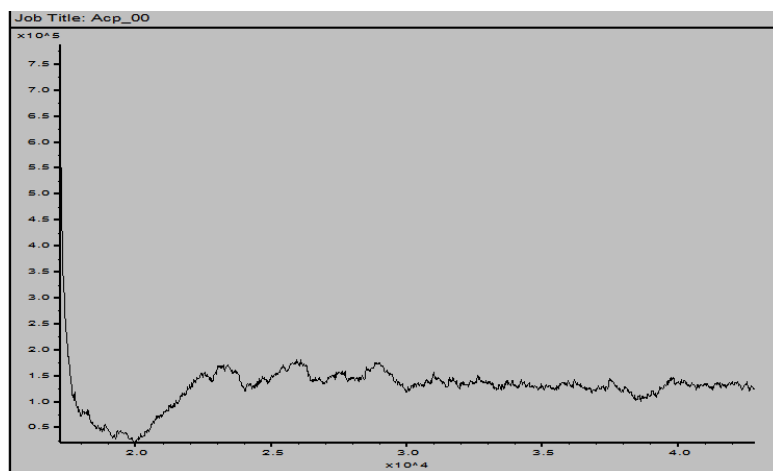
است. با ادامه بارگذاری مقدار نیرو افت می‌کند و به مقدار تقریباً ثابت می‌رسد.

- در فاصله‌داری ثابت با افزایش زاویه‌داری لایه، میزان نیروی اولیه شکست تقریباً ثابت است. با افزایش زاویه‌داری لایه تا 60° درجه، به علت شیب‌دار شدن لایه ضخامت لایه زیر برنده کاهش می‌یابد و بنابراین میزان نیروی ثانویه شکست کم می‌شود. در زاویه‌داری 60° ، 75° و 90° درجه مقدار بار ثانویه شکست تقریباً ثابت و از بار ثانویه شکست در سایر زاویه‌داری‌ها بیشتر است.

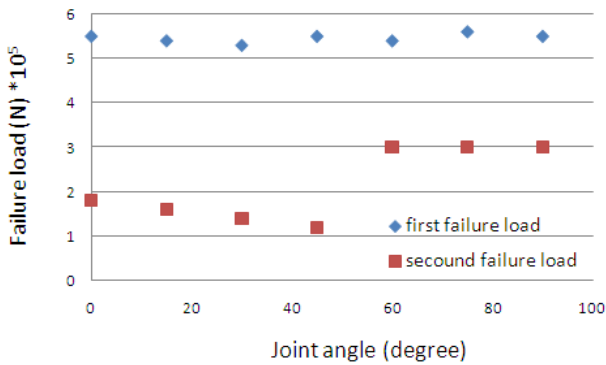
- با افزایش فاصله‌داری لایه، مقدار بار اولیه شکست در تمام مدل‌ها یکسان است. با افزایش فاصله‌داری لایه، مقدار نیروی ثانویه شکست افزایش می‌یابد. این مهم به دلیل افزایش ضخامت لایه زیر برنده است. زمانی که ضخامت لایه



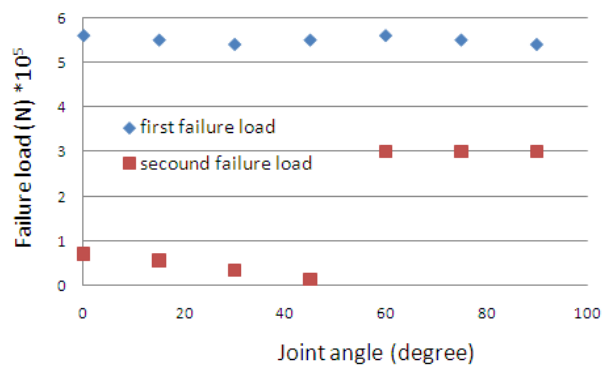
شکل ۱۵: الگوی شکست مدل برای زاویه‌داری درزه، الف) صفر درجه، ب) 15° ، ج) 30° ، د) 45° ، ه) 60° ، و) 75° و ز) 90° فاصله‌داری درزه از برنده ۴ سانتی‌متر برای زاویه درزه صفر درجه



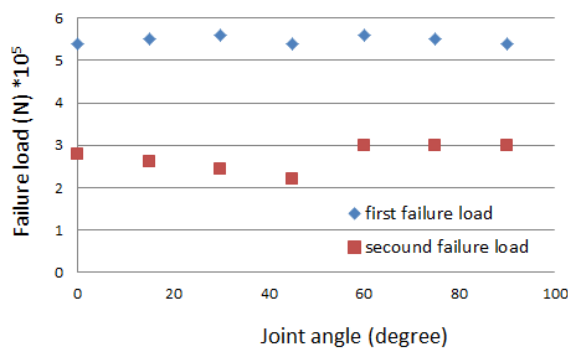
شکل ۱۶: تغییرات نیروی شکست بر اساس گام‌های بارگذاری



(ب)

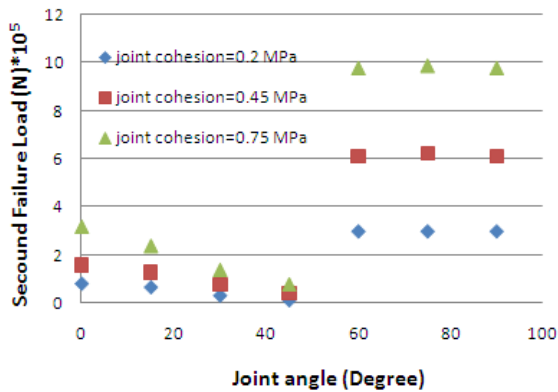


(الف)

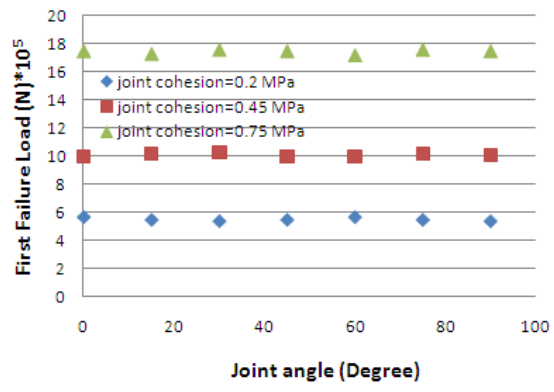


(ج)

شکل ۱۷: تاثیر زاویه‌داری درزه و فاصله‌داری درزه از سینه‌کار بر نیروی شکست مدل‌ها



(ب)



(الف)

شکل ۱۸: تاثیر چسبندگی درزه بر بار اولیه شکست و بار ثانویه شکست

۹- مراجع

- [1] Gertsch, R., Gertsch, L., and Rostami, J. (2007). "Disc cutting tests in Colorado Red Granite: Implications for TBM performance prediction". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 44(2): 238-246. DOI: 10.1016/j.ijrmmms.2006.07.007.

کم است با نیروی کمی گسیختگی ایجاد می‌شود ولی با افزایش ضخامت لایه به میزان نیروی ثانویه بیشتری برای گسیختگی نیاز است.

- در زاویه‌داری ثابت درزه، با افزایش چسبندگی سطح درزه، نیروی اولیه و ثانویه شکست افزایش می‌یابد.

- [12] Xia, Y., Ouyang, T., Zhang, X., and Luo, D. (2012). "Mechanical model of breaking rock and force characteristic of disc cutter". Journal of Central South University, 19(7): 1846-1852. DOI: 10.1007/s11771-012-1218-8.
- [13] Wang, Z., Wang, W. S., Wang, J., and Liu, C. (2014). "Predicting and verifying forces by using different cutters and spaces". In Practical Applications of Intelligent Systems, Advances in Intelligent Systems and Computing, 279, Springer-Verlag, Berlin, Heidelberg, 177-186. DOI: 10.1007/978-3-642-54927-4-17.
- [14] Lu, F., Zhang, C., Sun, J., Tian, J. X., Liu, M., and Wu, Y. H. (2016). "Study on Rockbreaking Simulation and Experiment of Double Disc Cutter of TBM". International Journal of Engineering Research in Africa, 23: 80-88. DOI: 10.4028/www.scientific.net/JERA.23.80.
- [15] Bruland, A. (1998). "Hard rock tunnel boring". Doctoral Thesis, Norwegian University of Science and Technology, Trondheim.
- [16] Yin, N., Gong, Q., Ma, H., and Zhao, L. (2014). "Use of indentation tests to study the influence of confining stress on rock fragmentation by a TBM cutter [J]". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 72(72): 261-276.
- [17] Cundall, P. A. (1971). "A computer model for simulating progressive large scale movements in blocky rock systems". In Proceedings of the International Symposium on Rock Fracture, Nancy, France, October 1971. International Society for Rock Mechanics (ISRM), 1(11-8): 129-136.
- [18] Lu, F., Zhang, C., Sun, J., Tian, J. X., Liu, M., and Wu, Y. H. (2016). "Study on Rock breaking Simulation and Experiment of Double Disc Cutter of TBM". International Journal of Engineering Research in Africa, 23: 80-88.
- [19] Liu, H. (2002). "Numerical simulation of the rock fragmentation process induced by indenters [J]". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 39(4): 491-505.
- [20] Liu, J. (2015). "Influence of confining stress on fracture characteristics and cutting efficiency of TBM cutters conducted on soft and hard rock". Journal of Central South University, 22(5): 1947-1955.
- [21] Liu, J., wang, J., and Wan, W. (2017). "Numerical study of crack propagation in an indented rock specimen [J]". Computers and Geotechnics, 34(3):33-45. DOI: http://dx.doi.org/10.1016/j.compgeo.2017.10.014.
- [22] Liu, J., Cao P., Du, C., Jiang, Z., and Liu, J. (2015a). "Effects of discontinuities on penetration of TBM cutters
- [2] Gong, Q. M., Jiao, Y. Y., and Zhao, J. (2006). "Numerical modelling of the effects of joint spacing on rock fragmentation by TBM cutters". Tunnelling and Underground Space Technology, 21(1): 46-55. DOI: 10.1016/j.tust.2005.06.004.
- [3] Tumac, D., and Balci, C. (2015). "Investigations into the cutting characteristics of CCS type disc cutters and the comparison between experimental, theoretical and empirical force estimations". Tunnelling and Underground Space Technology, 45: 84-98.
- [4] Snowdon, R. A., Temporal, J., and Hignett, H. J. (1981). "A linear rock cutting rig". Supplementary Report 588, Tunnels and Underground Pipes Division, Structures Department, Transport and Road Research Laboratory, Crowthorne, Berkshire, 1-11.
- [5] Snowdon, R. A., Ryley, M. D., and Temporal, J. (1982). "A study of disc cutting in selected British rocks". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 19(3): 107-121. DOI: 10.1016/0148-9062(82)91151-2.
- [6] Cook, N. G. W., Hood, M., and Tsai, F. (1984). "Observations of Crack Growth in Hard Rock Loaded by an Indenter". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 21(2): 97107. DOI: 10.1016/0148-9062(84)91177-X.
- [7] Rostami, J., and Ozdemir, L. (1993). "A new model for performance prediction of hard rock TBMs". In 1993 Rapid Excavation and Tunneling Conference, [1993 RETC], Boston, Massachusetts, June 13-17, 793-809.
- [8] Marji, M. F., Nasab, H. H., and Morsedi, A. H. (2009). "Numerical Modeling of Crack Propagation in Rocks under TBM Disc Cutters". Journal of Mechanics of Materials and Structures, 4(3): 605-627. DOI: 10.2140/jomms.2009.4.605.
- [9] Nelson, P. P., Ingraffea, A. R., and O'Rourke, T. D. (1985). "TBM performance prediction using fracture parameters". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts, 22(3): 189192. DOI: 10.1016/0148-9062(85)93234-6.
- [10] Cho, J.-W., Jeon, S., Yu, S.-H., and Chang, S.-H. (2010). "Optimum spacing of TBM disc cutters: a numerical simulation using the three-dimensional dynamic fracturing method". Tunnelling and Underground Space Technology, 25(3): 230-244. DOI: 10.1016/j.tust.2009.11.007.
- [11] Moon, T., and Oh, J. (2012). "A study of optimal rock-cutting conditions for hard Rock TBM using the discrete element method". Rock Mechanics and Rock Engineering, 45(5): 837-849. DOI: 10.1007/s00603-011-0180-3.

- Technology, 52: 182-191.
- [26] Cao Ping, Lin Qi-bin, Li Kai-hui, Han Dong-ya. (2017). "Effects of joint angle and joint space on rock fragmentation efficiency by two TBM disc cutters [J]". Journal of Central South University: Science and Technology, 48(5): 1293-1299.
- [27] Bejari, H., Kakaie, R., and Ataei, M. (2011). "Simultaneous effects of joint spacing and joint orientation on the penetration rate of a single disc cutter". Mining Science and Technology, 21(4): 507-512
- [28] Potyondy, D. O., and Cundall, P. A. (2004). "A bonded-particle model for rock". Mining Science and Technology, 41: 1329-1364.
- [J]". Journal of Central South University, 22 (9): 3624-3632.
- [23] Liu Jie, (2016). "The influence of confining stress on optimum spacing of TBM cutters for cutting granite [J]". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 88: 165-174.
- [24] Liu, J., Cao, P., and Han, D. (2015b). "Sequential indentation tests to investigate the influence of confining stress on rock breakage by tunnel boring machine cutter in a biaxial state [J]". Rock Mechanics and Rock Engineering, 49(4):1-17.
- [25] Geng, Q. (2016). "An experimental research on the rock cutting process of the gage cutters for rock tunnel boring machine (TBM)". Tunnelling and Underground Space



Numerical Simulation of the Effect of Joint Angle and Joint Distance from Tbm's Disc on the Rock Fragmentation

Sarfarazi V.^{1*}, Mohammadi Bolban Abad Sh.²

1- Assistant Professor, Dept. of Mining, Hamedan University of Technology, Hamedan, Iran
Sarfarazi@hut.ac.ir

2- M.Sc, Dept. of Mining, Hamedan University of Technology, Hamedan, Iran
mn.shadman@chmail.ir

(Received: 16 Dec. 2019, Accepted: 02 Mar. 2020)

Abstract: In this paper, the influences of joint angle and joint spacing on the rock fragmentation have been investigated using Particle Flow Code in two dimensions (PFC2D). Firstly calibration of PFC has been done using proper micro parameters. For this purpose, both of the Uniaxial test and Brazilian test have been done on the NX samples. These tests were simulated by numerical method and then the proper micro parameters have been chosen by try and error. After calibration, 21 models with dimension of 11cm × 10 cm consisting one joint have been prepared. The joint angles were 0°, 15°, 30°, 45°, 60°, 75°, and 90°. The joint distances from cutter were 1cm, 2.5 cm and 4cm. Shear properties of joints have been determined using simulation of direct shear test on the modeled joints. One u shape cutter with diameter of 2 cm was in contact to the model surface. Axial force was applied to the model trough cutter. The results show that both of the joint angle and joint spacing have important effect on the failure pattern and final failure load.

Keywords: U shape cutter, Joint angle, Joint spacing, Tensile crack.

INTRODUCTION

Tunnelling Boring Machine (TBM), has important usage in excavation process (Figure 1) [1]. Gong et al. was investigated the effect of joint spacing on the rock fragmentation [2]. Tomac et al. was predicted the axial force leading to failure in hard rock [3]. Snowden et al. was performed experimental test to investigate the effect of loading rate on the penetration depth [4,5]. Cook was investigated the effect of confining pressure on the rock fragmentation [6]. Rostami was studied the fractured zone beneath the TBM disc [7]. In this paper the effect of both of the joint spacing and joint angle on the rock fragmentation have been investigated using PFC2D.

NUMERICAL MODELLING

In this paper, the failure behavior of rock joint beneath the cutter was investigated using PFC2D. Firstly, numerical model was built and confining pressure was applied to the model. Figure 2 shows the model preparation before the main test. The modeling processes were consisted of floating stage, isotropic stress





Figure 1. Tunneling boring machine

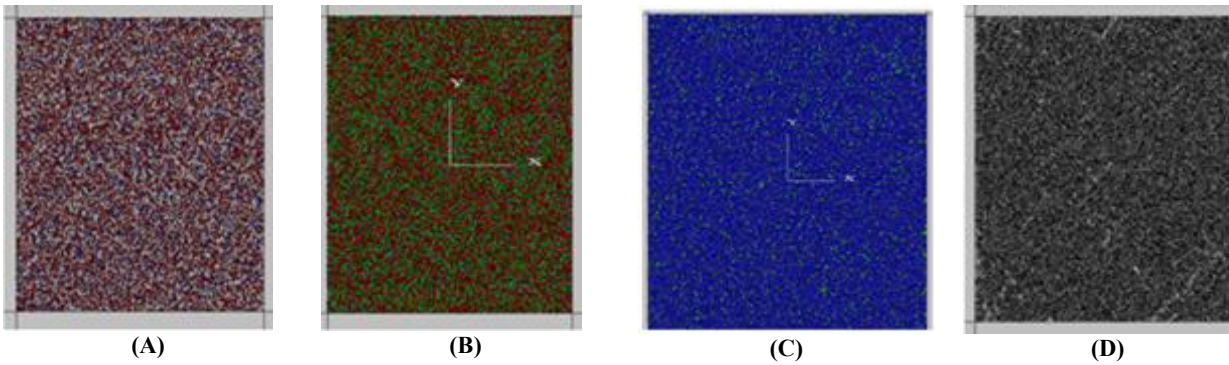


Figure 2. Numerical modelling

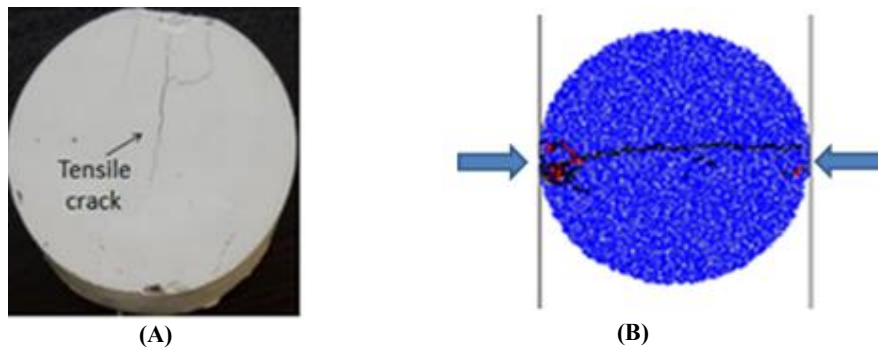


Figure 3. The calibrated model

and parallel bond installation.

To calibrate the model, the microparametres were chosen by try and error. Figure 3 shows the calibrated model.

For calibration of shear properties of rock joint, 5 similar rock joint were built in PFC and then proper micro properties was chosen by try and errore. Figure 4 shows calibraed rock joint.

Model prepration for indentation test

A numerical model with dimension of 100mm×120 mm was prepared. Then a narrow band of particles was removed from the upper of the model. U shape cutter was attached on the upper surface of the model and indentation test was completed. The joints with different angel and spacing were inserted in the model. Figure 5 shows different joint configuration.

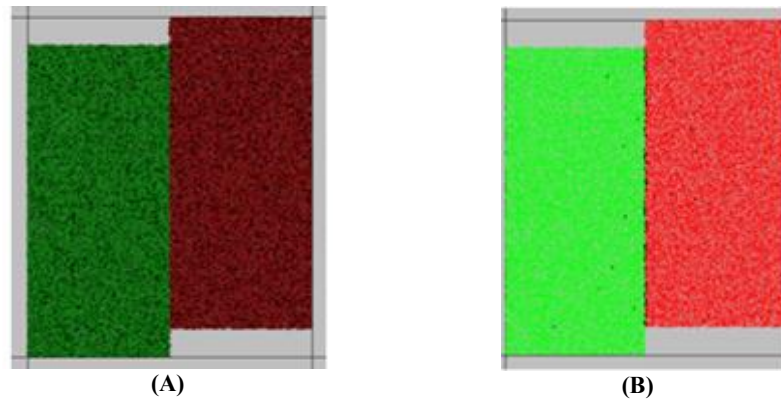


Figure 4. Calibrated rock joint

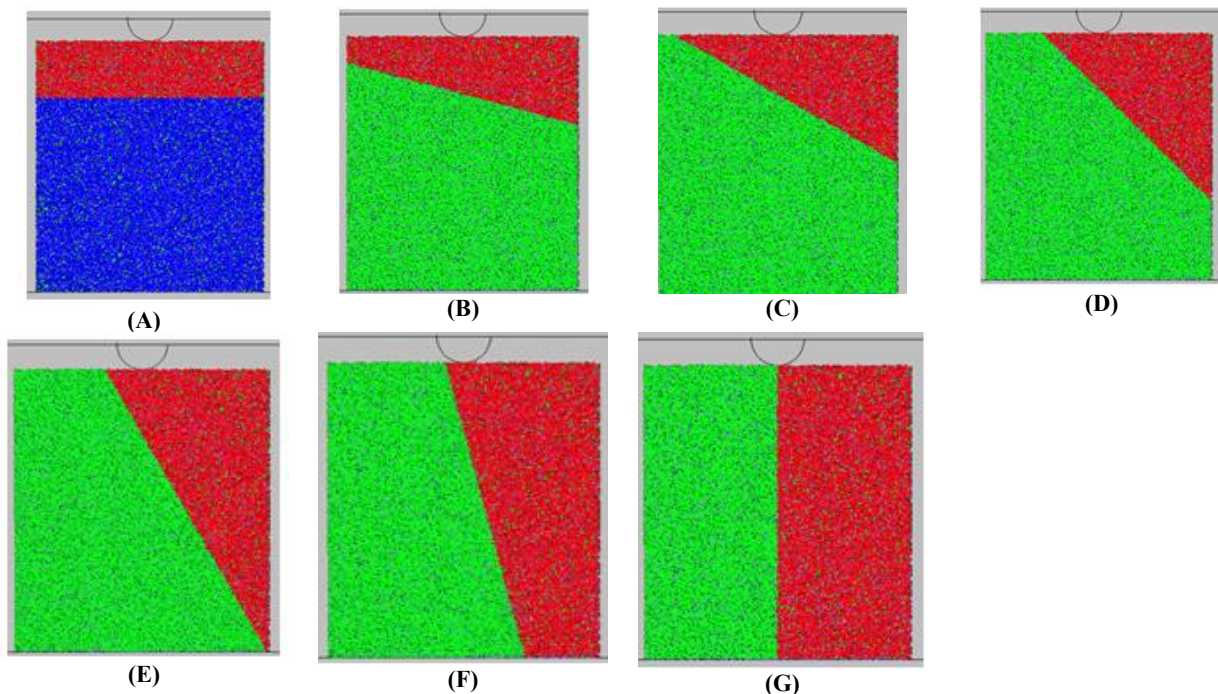


Figure 5. Model with different joint configuration

DISCUSSION

Displacement vector of broken disk

Figure 6 shows the displacement vector of broken discs. Also, The displacement vector of brazilian test was depicted in Figure 5. The trends of displacement vectors were similar to each other what shows that tensile failure was occurred in indentation test.

Failure pattern of models

Figures 7-9 show the failure pattern of numerical models. Three different fracture zones were created beneath the cutter i.e. fractured zone, plastic zone and elastic zone.

Introducing of the first and second failure loads

Figure 10 shows the failure load versus the step. Two main peak loades were cleared in this figure i.e. first load and second load.

The effect of joint spacing and joint angle on the failure load

Figure 11 shows the effects of joint spacing and joint angle on the first and second failure loades.

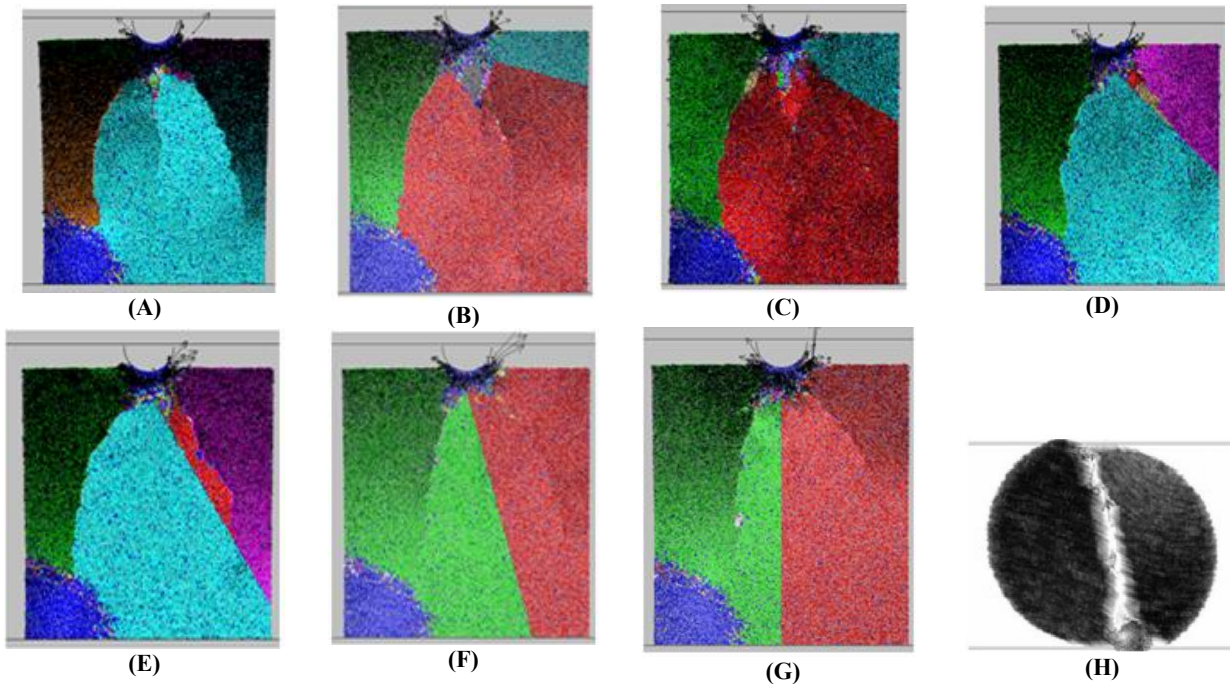


Figure 6. Displacement vector of broken discs

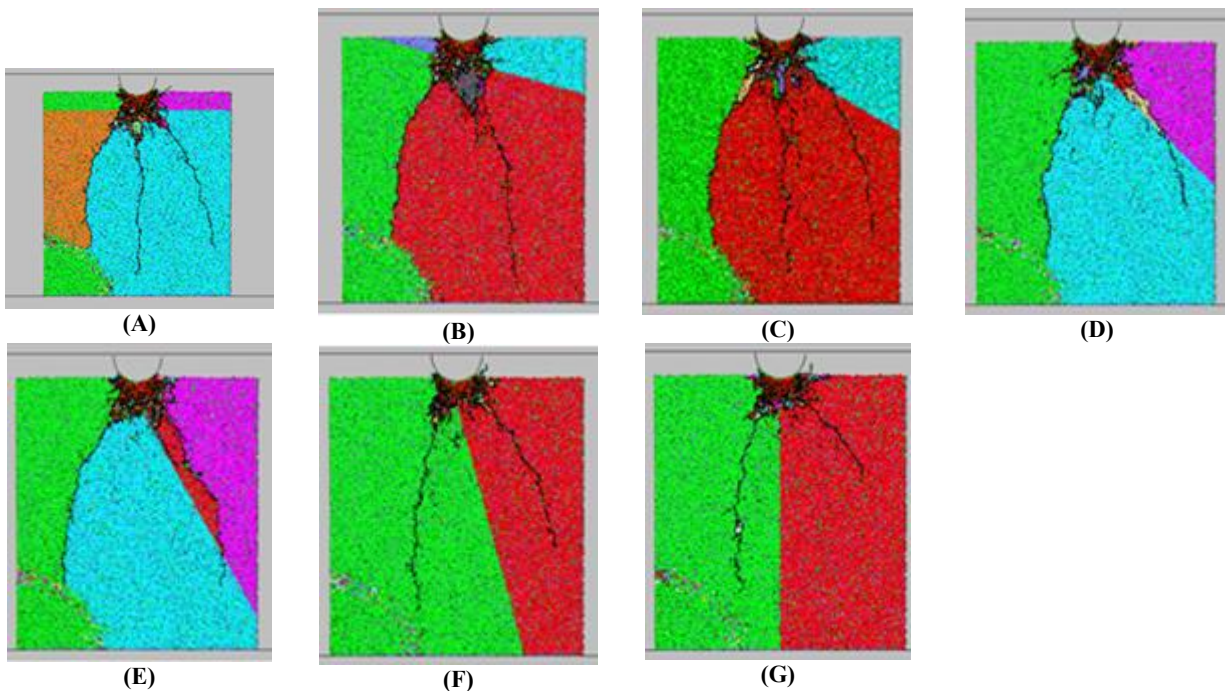


Figure 7. Failure pattern of model

Its clear that the first failure loads were constant by increasing the joint spacing. Also the first failure loads were constant by increasing the joint angle. Its to be note that the second failure loads were decreased by decreasing the joint spacing. Its value decrease by increasing the joint angle.

The effect of joint cohesion on the failure load

Figure 12 shows the effect of joint cohesion on the first and secoud failure loads.

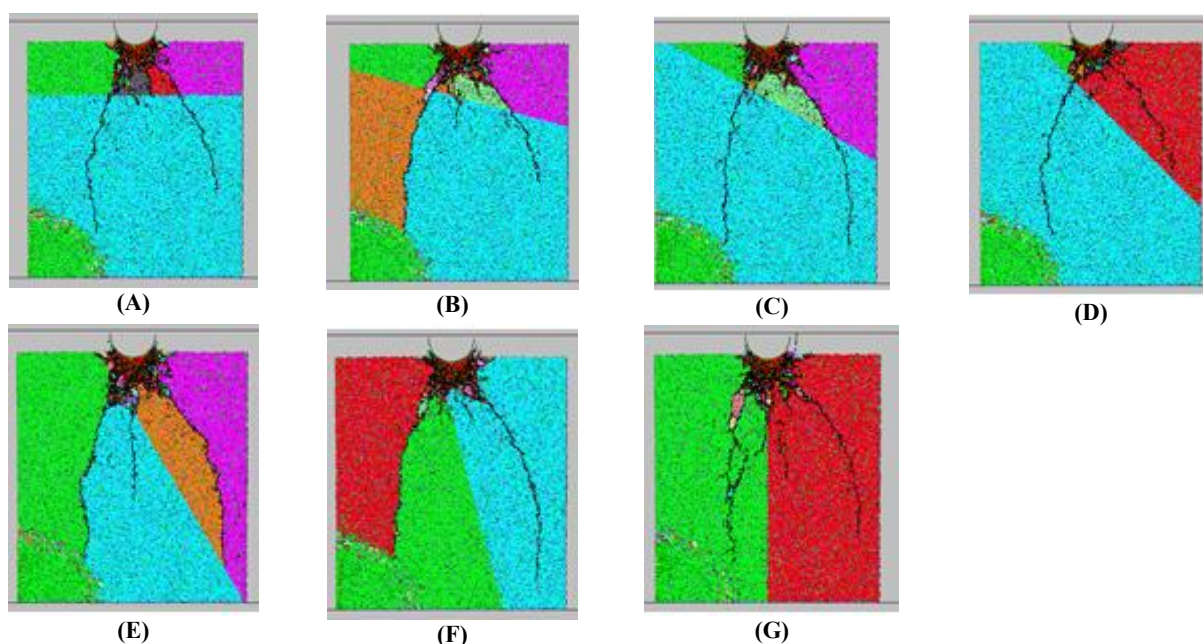


Figure 8. Failure pattern of model

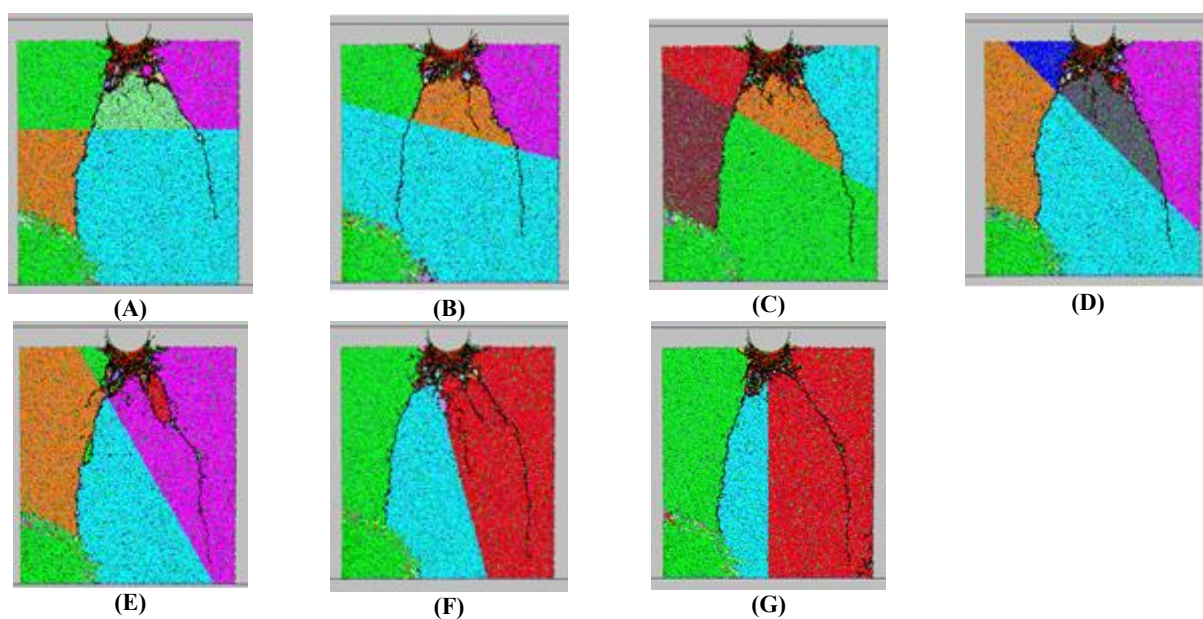


Figure 9. Load versus step

From this figure its clear that both of the first failure load and second failure loads were increased by increasing the joint cohesion.

CONCLUSIONS

The effects of joint angle and joint spacing on the rock fragmentation were investigated using Particle Flow Code in two dimensions (PFC2D). Firstly calibration of PFC was done. For this purpose, both of the experimental Uniaxial test and Brazilian test were done on the N_x samples. These tests were simulated by numerical method and then the proper micro parameters were chosen by try and error. After calibration, 21 models with dimension of $11\text{ cm} \times 10\text{ cm}$ consisting one joint were prepared. The joint angles were 0° , 15° , 30° , 45° , 60° , 75° , and 90° . The joint distances from cutter were 1cm, 2.5 cm and 4cm. Shear properties of

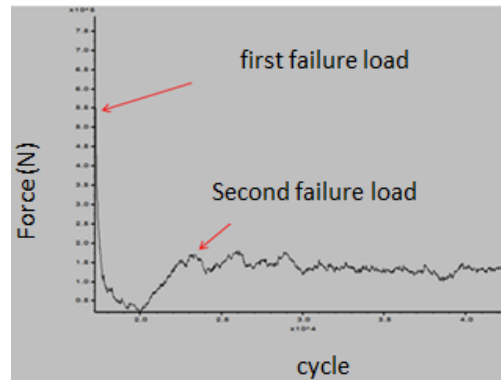


Figure 10. The effects of joint spacing and joint angle on the first and second failure load

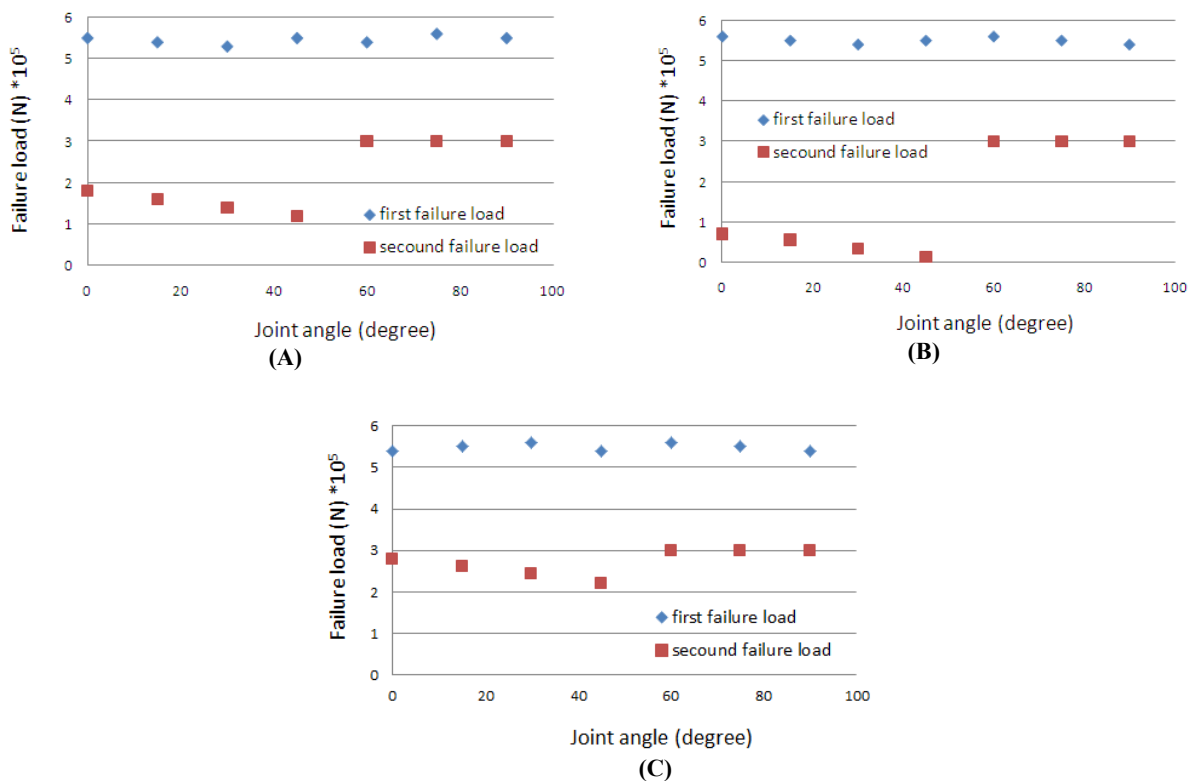


Figure 11. The effects of joint spacing and joint angle on the first and second failure load

joint were determined using simulation of direct shear test on the joint. One u shape cutter with diameter of 2 cm was in contact to model surface and axial force was applied into the model. The results show that, joint configurations have important effect on the failure pattern and failure load. the first failure loads were constant by increasing the joint distance. Also the first failure loades were constant by increasing the joint angle. Its to be note that the second failure loads were decreased by decreasing the joint spacing. Its value decrease by increasing the joint angle. Both of the first failure load and the second failure load were increased by increasing the joint cohesion.

REFERENCES

- [1] Gertsch, R., Gertsch, L., and Rostami, J. (2007). "Disc cutting tests in Colorado Red Granite: Implications for TBM performance prediction". International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 44(2): 238-246. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2006.07.007.

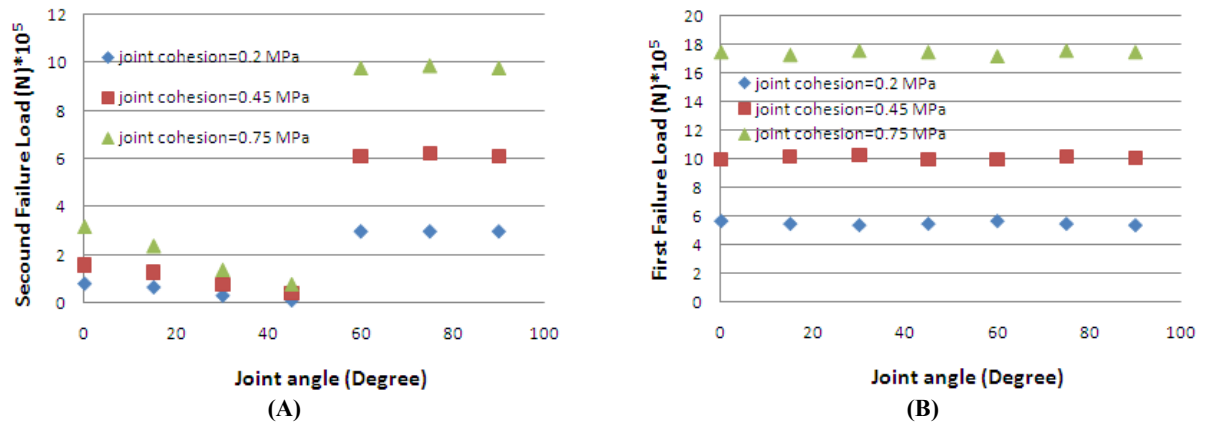


Figure 12. The effect of joint cohesion on the first and second failure load

- [2] Gong, Q. M., Jiao, Y. Y., and Zhao, J. (2006). "Numerical modelling of the effects of joint spacing on rock fragmentation by TBM cutters". *Tunnelling and Underground Space Technology*, 21(1): 46-55. DOI: 10.1016/j.tust.2005.06.004.
- [3] Tumac, D., and Balci, C. (2015). "Investigations into the cutting characteristics of CCS type disc cutters and the comparison between experimental, theoretical and empirical force estimations". *Tunneling and Underground Space Technology*, 45: 84-98.
- [4] Snowdon, R. A., Temporal, J., and Hignett, H. J. (1981). "A linear rock cutting rig". Supplementary Report 588, Tunnels and Underground Pipes Division, Structures Department, Transport and Road Research Laboratory, Crowthorne, Berkshire, 1-11.
- [5] Snowdon, R. A., Ryley, M. D., and Temporal, J. (1982). "A study of disc cutting in selected British rocks". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 19(3): 107-121. DOI: 10.1016/0148-9062(82)91151-2.
- [6] Cook, N. G. W., Hood, M., and Tsai, F. (1984). "Observations of Crack Growth in Hard Rock Loaded by an Indenter". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 21(2): 97107. DOI: 10.1016/0148-9062(84)91177-X.
- [7] Rostami, J., and Ozdemir, L. (1993). "A new model for performance prediction of hard rock TBMs". In 1993 Rapid Excavation and Tunneling Conference, [1993 RETC], Boston, Massachusetts, June 13-17, 793-809.