

## اصلاح طراحی صنعتی مجرای خوراک‌دهی در سنگ‌شکن مخروطی مرحله سوم مجتمع مس سرچشمه

الهام نعمت الهی<sup>۱</sup>، سعید زارع<sup>۲</sup>، فرشاد قربانی<sup>۳</sup>، مصطفی مالکی مقدم<sup>۴</sup>، علیرضا قاسمی<sup>۴</sup>، صمد بنیسی<sup>۵</sup>\*

۱- دانشجوی دکتری، گروه فرآوری مواد معدنی، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه شهید باهنر کرمان، کرمان

۲- کارشناس ارشد، گروه فرآوری مواد معدنی، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه شهید باهنر کرمان، کرمان

۳- استاد، گروه فرآوری مواد معدنی، دانشگاه ولی عصر رفسنجان، رفسنجان

۴- دکتری، گروه فرآوری مواد معدنی، مرکز تحقیقات فرآوری مواد کاشی‌گر، کرمان

۵- استاد، گروه مهندسی معدن، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه شهید باهنر کرمان، کرمان

(دریافت ۱۳۹۹/۰۷/۱۵، پذیرش ۱۴۰۰/۰۳/۱۹)

### چکیده

بیشترین انرژی مصرفی در کارخانه‌های فرآوری مواد معدنی صرف خردایش سنگ معدن می‌شود، بنابراین استفاده از حداکثر ظرفیت عملیاتی تجهیزات، در بهینه‌سازی مصرف انرژی موثر است. همچنین به دلیل تاثیر کارآیی سنگ‌شکن‌ها بر کارآیی تجهیزات پایین‌دست، بهینه‌سازی مدارهای سنگ‌شکنی همواره مورد توجه بوده است. در این تحقیق، تاثیر شکل مجرای خوراک‌دهی بر عملکرد سنگ‌شکن مخروطی مرحله سوم مجتمع مس سرچشمه مطالعه شد. در پایش‌ها، نوسانات زیاد توان‌کشی سنگ‌شکن و سایش شدید و غیریکنواخت آسترهای آن به عنوان مشکلات این بخش شناسایی شدند که نشانه‌ای از خوراک‌دهی نامناسب به سنگ‌شکن بودند. به همین دلیل، با استفاده از شبیه‌سازی‌های روش اجزای گسسته (راگ) با نرم‌افزار  $KMPC_{DEM}$ ، طرح‌های مختلف مجرای خوراک‌دهی با هدف رسیدن به بالاترین درجه یکنواختی در توزیع خوراک روی صفحه توزیع‌کننده سنگ‌شکن بررسی شدند. نتایج نشان داد که با تغییر شکل مجرای خوراک‌دهی از مکعبی به استوانه‌ای، افزایش طول بالای مجرا از صفر به ۴۵ سانتی‌متر، افزایش طول پایین آن از ۵۳ به ۹۵ سانتی‌متر و کاهش سطح مقطع از ۰/۳۴ به ۰/۲۴ مترمربع، جداسدگی در توزیع خوراک به سنگ‌شکن به حداقل ممکن رسید و خوراک‌دهی یکنواخت انجام شد. با نصب این مجرای جدید در یکی از سنگ‌شکن‌های مخروطی سرچشمه، نوسانات توان‌کشی سنگ‌شکن از ۱۳ به ۳ کیلووات کاهش یافت و امکان کنترل خودکار سنگ‌شکن و شرایط خوراک‌دهی خفه فراهم شد. در نتیجه، تناژ سنگ‌شکن ۳۶ درصد افزایش یافت و محصول آن ریزتر و یکنواخت‌تر شد. علاوه بر این، با کاهش نرخ سایش و یکنواختی آن، عمر محور خردکننده و آسترهای سنگ‌شکن، از ۸ به ۱۵ ماه افزایش یافت.

### کلمات کلیدی

سنگ‌شکن مخروطی، روش اجزای گسسته (راگ)، نوسانات توان‌کشی، مجرای خوراک‌دهی، سایش محور خردکننده، سرچشمه.

## ۱- مقدمه

می‌گیرد، بنابراین از بین عوامل ذکر شده، نحوه خوراک‌دهی به سنگ‌شکن ممکن است مورد بحث قرار گیرد.

## ۱-۱- نقش نحوه خوراک‌دهی در کارایی سنگ‌شکن

در مساله خوراک‌دهی، هم ارتفاع مواد در محفظه خردایش سنگ‌شکن (که غالباً به عنوان خوراک‌دهی خفه شناخته می‌شود) و هم نحوه توزیع خوراک ورودی به محفظه به ثبات عملیات سنگ‌شکنی کمک می‌کنند. در خوراک‌دهی خفه که در طول سنگ‌شکنی، سطح مواد تا بالای محفظه حفظ می‌شود، موجب آغاز خردایش بین ذره‌ای<sup>۲</sup> از ارتفاع بالاتر می‌شود [۷]. از طرفی وزن اضافی ایجاد شده، فشردگی و تراکم ذرات در منطقه خردایش را افزایش داده و باعث سریع‌تر خارج شدن ذرات خرد شده از طریق حفره‌های ایجاد شده، از محفظه می‌شوند و به این ترتیب، علاوه بر بهبود عملکرد سنگ‌شکن، ظرفیت افزایش می‌یابد [۸]. تفاوت بارز عملکرد سنگ‌شکن (با شاخص‌های ظرفیت، توان کشی و ویژگی‌های محصول) برای دو حالت محفظه نیمه‌پر و محفظه پر به خوبی توسط Jacobson و Janssen نشان داده شده است [۸].

معمولاً در سایه اهمیت خوراک‌دهی خفه به سنگ‌شکن، توزیع مناسب خوراک در کارخانه‌ها نادیده گرفته می‌شود. Evertsson نشان داد که این مساله، موضوعی کم‌اهمیت و جزئی نیست، بلکه به عنوان منشا بسیاری از مشکلات که به کاهش کارایی سنگ‌شکن منجر می‌شود، باید مورد توجه و اصلاح قرار گیرد [۷]. اگرچه به نظر می‌رسد در شرایط خوراک‌دهی خفه، توزیع نامناسب خوراک دیگر مشکل اساسی نباشد [۹]، Bearman و همکارانش با استفاده از اندازه‌گیری‌های وسیع فشار هیدرولیکی در طول زمان، نشان دادند که چگونه در یک سنگ‌شکن، با وجود پر بودن محفظه آن، توزیع غیریکنواخت خوراک به ایجاد اشکالاتی در عملکرد سنگ‌شکن منجر شد [۱]. علاوه بر این، چون در سنگ‌شکن‌های مخروطی، به دلیل حرکت دایره‌ای و خارج از مرکز محور خردکننده درون محفظه خردایش، همه ذرات در یک زمان خرد نمی‌شوند، به طور بالقوه نوسان توان کشی در این سنگ‌شکن‌ها وجود دارد [۴]. در نتیجه، غیریکنواختی خوراک ورودی (از نظر دبی جرمی، توزیع دانه‌بندی و دیگر ویژگی‌های مواد) ممکن است این مشکل را حادتر کند. به عبارت دیگر، نوسان ذاتی توان کشی بر اثر نوع عملکرد سنگ‌شکن (تا فرکانس‌های معادل سرعت محور خردکننده) به عنوان خطای تصادفی پذیرفته است،

مدارهای خردایش (شامل سنگ‌شکنی و آسیاکنی)، بخش مهم کارخانه‌های فرآوری‌اند. با ورود آسیاهای خودشکن و نیمه‌خودشکن به صنعت فرآوری، سنگ‌شکن‌ها از مرکز توجه در کارخانه‌ها خارج شدند، اما به دلیل اینکه این آسیاها ذاتاً به دلیل غیرانتخابی بودن خردایش در آن‌ها نسبت به سنگ‌شکن‌های مخروطی، کارایی کمتری در مصرف انرژی دارند، با افزایش هزینه‌های انرژی و اهمیت بهره‌گیری حداکثر از انرژی، نقش سنگ‌شکنی مجدداً مورد توجه قرار گرفت [۱]. با توجه به مصرف بسیار بالای انرژی در بخش خردایش (حدود دو درصد از انرژی برق مصرفی هر کشور [۲])، بهبود عملکرد و استفاده از حداکثر ظرفیت عملیاتی سنگ‌شکن‌های مخروطی موجب افزایش کارایی مدارهای آسیاکنی در پایین‌دست و بهینه‌سازی مصرف انرژی خواهد شد [۳].

در یک نگاه کلی، شاید عملکرد سنگ‌شکن مخروطی به عنوان تجهیزاتی که ذرات را بین دو صفحه خرد می‌کند، ساده به نظر برسد، اما برخلاف این دیدگاه، مطالعات نشان می‌دهد که عموماً این سنگ‌شکن‌ها در کارخانه‌ها در شرایط بهینه کار نمی‌کنند و کارایی آن‌ها از مقادیر طراحی شده پایین‌تر است [۵،۴،۱].

رایج‌ترین هدف مدارهای سنگ‌شکنی، بیشینه کردن تناژ در یک اندازه محصول معین از طریق حفظ توان کشی سنگ‌شکن در بالاترین حد ممکن است. توان کشی جلوه‌ای از شرایط عملیاتی سنگ‌شکن است. علاوه بر مقدار مطلق آن که باید در حالت ایده‌آل، تا نود درصد توان اسمی و یا حتی بالاتر حفظ شود، بسیار مهم است که نوسانات آن نیز کمینه باشد زیرا نوسانات غیرمعمول توان کشی بازتابی از مشکلات مدار سنگ‌شکنی است. در نتیجه، در تحقیقات جدید در زمینه سنگ‌شکنی [۶-۴] از اندازه‌گیری‌های توان کشی به عنوان ابزار تشخیصی برای اصلاح نواقص عملیاتی و آرایه برنامه‌های بهبود عملکرد سنگ‌شکنی استفاده شده است. عوامل زیادی از جمله سختی و توزیع ابعادی خوراک، دبی جریان خوراک، اندازه دهانه سنگ‌شکن در حالت بسته<sup>۱</sup> (گلوگاه) و نحوه خوراک‌دهی بر توان کشی سنگ‌شکن تاثیرگذارند. به طور کلی، سختی و توزیع دانه‌بندی خوراک (به جز در موارد محدودی) غیرقابل کنترل است و دبی خوراک ورودی نیز معمولاً به شرایط بالادست و پایین‌دست بستگی دارد. همچنین اندازه گلوگاه به عنوان یک پارامتر مکانیکی قابل تنظیم، مورد توجه قرار

شده است که مساله نحوه توزیع خوراک باید با دقت مد نظر قرار گیرد [۱]. در توزیع خوراک، دو جنبه بهبود عملکرد سنگ‌شکن و کاهش میزان توقفات به دلیل مشکلات مکانیکی مطرح است. در جنبه عملکردی، خوراک باید (هم از نظر اندازه و هم از نظر میزان حجمی) به طور مساوی در تمام موقعیت‌های ۳۶۰ درجه‌ای محفظه خردایش توزیع شود و به خردایش بین ذره‌ای نیز کمک کند. در چنین شرایطی، باید برای جلوگیری از سرایت جداشدگی ایجاد شده روی نوارنقاله به سنگ‌شکن، اکیدا از خوراک‌دهی مستقیم از نوارنقاله پرهیز شود [۱۰، ۱۱]. همچنین، مواد باید به صورت عمودی روی سینی سنگ‌شکن وارد شوند تا به این ترتیب، سینی بتواند بار ورودی را به طور یکنواخت در کل محفظه خردایش توزیع کند. بدیهی است که دستیابی به خوراک‌دهی خفه به فراهم بودن خوراک ثابت نیاز دارد که از طریق کنترل سرعت خوراک‌دهنده‌ها قابل تامین است، اما برخی ملاحظات در استفاده از یک مخزن یا مجرای کوچک در بالای سنگ‌شکن، ممکن است به بهبود شرایط کمک کند. از لحاظ مکانیکی و عمر اجزای سنگ‌شکن، باید از ورود مقدار زیاد مواد به سنگ‌شکن در زمان نسبتاً کوتاه<sup>۷</sup> و در نتیجه، برخورد شدید به قطعات سنگ‌شکن جلوگیری شود. برای این منظور، توزیع خوراک باید به گونه‌ای تنظیم شود که ذرات پس از کاهش انرژی، به تدریج و به صورت ثقیل وارد سنگ‌شکن شوند.

Quist و Evertsson نشان دادند که بهترین راه‌حل برای جلوگیری از جداشدگی و خوراک‌دهی غیریکنواخت این است که مواد ابتدا وارد یک محفظه کوچک‌تر (اصطلاحاً جعبه خوراک و قیف یا مجرای خوراک‌دهی<sup>۸</sup>) شده و سپس به سنگ‌شکن هدایت شوند [۹]. Powell و همکارانش برای اطمینان از جریان عمودی خوراک به درون محفظه، از یک قیف خوراک با سوراخ تخلیه بالای مرکز سنگ‌شکن استفاده کردند [۵]. هرچند این طرح، شرایط را نسبت به تخلیه مستقیم از نوارنقاله بسیار بهبود داد، اما جداشدگی بر اساس اندازه همچنان مشاهده شد. در نتیجه، آن‌ها روش‌های دیگری مانند استفاده از چندین نقطه انتقال با زاویه ۹۰ درجه نسبت به خوراک‌دهنده نواری (که گاه نیازمند تغییر موقعیت نوارنقاله است)، هم‌تراز کردن سنگ‌شکن با انبار ذخیره یا مخزن و استفاده از قیف‌های خوراک قابل تنظیم همزن‌دار (با صفحات منحرف‌کننده<sup>۹</sup>) را پیشنهاد دادند. با اجرای پیشنهاد اول، نتایج اندازه‌گیری فشار هیدرولیکی سنگ‌شکن در طول زمان نشان داد که حداکثر نوسان فشار از ۸ به ۵٫۵ مگاپاسکال

اما نوسانات شدید آن به دلیل مشکلات عملیاتی، به عنوان خطای سیستماتیک باید حذف شوند [۱۰]. در صورتی که این نوسانات شدید در توان‌کشی ادامه‌دار باشند، کنترل خودکار سنگ‌شکن، که اهمیت آن در استفاده حداکثری از ظرفیت سنگ‌شکن بدیهی است [۱۱، ۷]، مختل می‌شود.

عموماً برای خوراک‌دهی به سنگ‌شکن‌ها از نوارنقاله استفاده می‌شود و به محض ورود ذرات از مخازن روی نوارنقاله، جداشدگی<sup>۲</sup> رخ می‌دهد [۹]. جداشدگی، تفاوت بارز ویژگی‌های ذرات در موقعیت‌های مختلف تجهیزات مانند سنگ‌شکن یا خوراک‌دهنده نواری (نوار نقاله) است. این ویژگی‌ها اغلب شامل توزیع اندازه ذرات، خواص مکانیکی یا موقعیت ریزش<sup>۴</sup> است [۵، ۴]. بسته به نوع جداشدگی، راه‌حل رفع آن متفاوت است [۴]. جداشدگی در نوارنقاله‌ها به طور طبیعی، از نظر اندازه است و به دلیل پدیده انتقال دانه‌ای<sup>۵</sup>، سنگ‌های بزرگ‌تر در قسمت بالای مواد قرار می‌گیرند. منظور از جداشدگی بر اثر موقعیت ریزش این است که ذرات از نظر حجمی، به طور مساوی در محیط محفظه خردایش سنگ‌شکن توزیع نمی‌شوند [۱۰]. به طور کلی، جداشدگی به عنوان پدیده‌ای اجتناب‌ناپذیر در فرآیند انتقال و مخرب در عملکرد سنگ‌شکن‌ها شناخته می‌شود [۵].

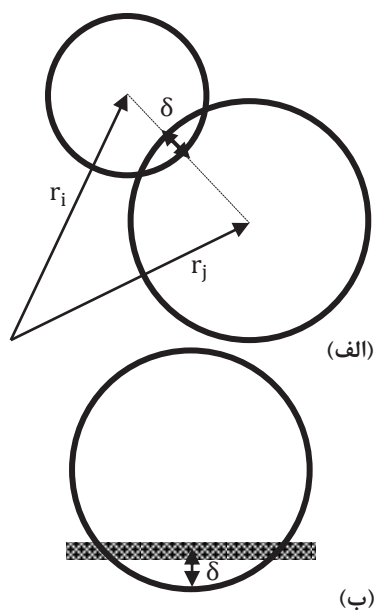
نتیجه عملیاتی پدیده جداشدگی، عملکرد خردایشی متفاوت سنگ‌شکن در موقعیت‌های متفاوت محفظه خردایش است [۱۰] که به نوبه خود به سایش غیریکنواخت آسترها و حتی قلوه‌کنی<sup>۶</sup> آن‌ها و مشکلات مکانیکی منجر می‌شود. این شرایط متعاقباً عمر تمام قسمت‌های سنگ‌شکن، از آسترها و یاتاقان‌ها تا محور خردکننده، را کاهش داده و باعث توقف‌های ناگهانی و کاهش تولید می‌شود [۶، ۵]. با گذشت زمان و بر اثر سایش، هندسه محفظه سنگ‌شکن تغییر می‌کند و این موضوع، بر کارایی سنگ‌شکن تاثیر می‌گذارد و ظرفیت آن کاهش می‌یابد [۱۲، ۵]. افزایش مصرف انرژی مدار و کاهش در مقدار توان‌کشی سنگ‌شکن نیز باید به لیست پیامدهای کاهش بهره‌وری آسترهای ساییده شده اضافه شود [۵، ۱]. خوراک با حداقل میزان جداشدگی، باعث می‌شود تا اندازه گلوگاه سنگ‌شکن در مدت زمان طولانی‌تری در اندازه تنظیم شده خود باقی بماند و در نتیجه اندازه محصول ریزتر و توزیع آن یکنواخت‌تر خواهد شد [۱].

## ۱-۲- بهبود توزیع خوراک به سنگ‌شکن

همواره در دستورالعمل‌های نصب سنگ‌شکن‌ها، تاکید

دو دسته سقوط آزاد و در حال برخورد تقسیم می‌شود. در سقوط آزاد، موقعیت ذرات بر اساس شتاب گرانش و سرعت آن‌ها محاسبه می‌شود. در طول شبیه‌سازی، ذرات ممکن است با هم و با هندسه‌ها به طور همزمان برخورد داشته باشند. در چنین شرایطی، علاوه بر شتاب گرانش، شتاب دیگری که از نیروی برخورد اعمال شده به ذرات به دست می‌آید، مد نظر قرار می‌گیرد. در راگ، فرض بر این است که ذرات، صلب و به اندازه کافی سخت‌اند تا شکل خود را، به جز در محدوده بسیار کوچکی از محل برخورد که به صورت نقطه‌ای فرض می‌شود، حفظ کنند. از این رو، پدیده برخورد از مدل نرم و ویسکوالاستیک پیروی می‌کند. در این مدل، به ذرات اجازه تغییر شکل الاستیک داده می‌شود. چون مدلسازی دقیق تغییر شکل ذرات بسیار پیچیده است، این تغییر شکل را به همپوشانی دو ذره با هم (یا نفوذ ذره در دیواره هندسه) نسبت می‌دهند [۱۵] (شکل ۱). میزان همپوشانی ذرات در محل برخورد، تابعی از ابعاد ذرات و ویژگی‌های فیزیکی آن‌هاست و نیروی برخورد، بر اساس میزان این همپوشانی محاسبه می‌شود.

هر ذره کروی با شعاع  $R$  ممکن است  $k$  برخورد را تجربه کند. در برخورد  $i$ ام، نیروی  $F_i$  که در صفحه برخورد به دو مولفه برداری نرمال  $N_i$  و مماسی  $T_i$  تجزیه می‌شود، به ذره



شکل ۱: نمای شماتیک الف) دو ذره در حال برخورد با همپوشانی  $\delta$  و  $r_i$  و  $r_j$  بردار موقعیت ذرات، ب) ذره در حال برخورد با سطح هندسه با همپوشانی  $\delta$

کاهش یافت و به این ترتیب، امکان افزایش فشار از متوسط ۴ به حدود ۶ مگاپاسکال، امکان‌پذیر شد. در نتیجه، با وجود کارکرد سنگ‌شکن در محدوده فشار عملیاتی‌اش، دهانه روی اندازه کوچک‌تری تنظیم شد. چنین بهبودهایی در عملکرد سنگ‌شکن، به سادگی قابل اجراست و در مقایسه با سود کلی حاصل، هزینه‌های کمی را دربردارد.

کلید شروع روند بهبود عملکرد، تشخیص شرایط فعلی است. در مدارهای سنگ‌شکنی، معمولاً سنگ‌شکن‌ها به دلیل مسایل ایمنی و آلودگی ناشی از گرد و غبار، نسبت به محیط اطراف محصور شده‌اند، بنابراین عملکرد آن‌ها به صورت بصری پنهان است و برای تشخیص وضعیت، روش‌های دیگری باید پیاده‌سازی شوند [۴]. همان‌طور که پیش از این ذکر شد، اندازه‌گیری توان‌کشی روشی مناسب برای تشخیص فرآیند است که با صرف هزینه کم، دقت کافی را فراهم می‌کند [۴-۶، ۱]. اما برای بهبود کارایی سنگ‌شکنی، به یک ابزار قدرتمندتر پیش‌بینی‌کننده که تجزیه و تحلیل دینامیکی ارائه بدهد، نیاز است. از شبیه‌سازی می‌توان به عنوان یک ابزار مفید برای کمک به درک بهتر اثر نحوه توزیع خوراک بر عملکرد سنگ‌شکن استفاده کرد. روش اجزای گسسته (راگ) یک روش محاسباتی برای شبیه‌سازی جریان ذرات در انواع مختلف تجهیزات است. این روش بصری مبتنی بر فیزیک، به مهندسان این امکان را می‌دهد که طیف وسیعی از متغیرهای تاثیرگذار بر عملکرد تجهیزات را به صورت سریع و در عین حال دقیق، بدون نیاز به آزمایش نمونه اولیه<sup>۱۱</sup> که بسیار هزینه‌بر و زمان‌بر است، بررسی کنند [۱۴، ۱۳].

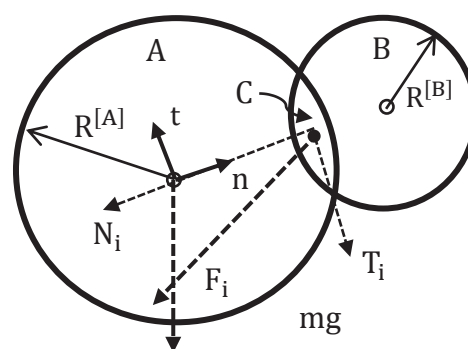
### ۱-۳- مبانی شبیه‌سازی با روش اجزای گسسته (راگ)

در راگ، هر ذره که معمولاً برای سادگی و افزایش سرعت محاسبات، کروی فرض می‌شود، یک شناسه منحصر به فرد دارد و با یک سری ویژگی‌های ثابت مانند اندازه، دانسیته، نسبت پواسون و مدول الاستیسیته (و یا سختی) شناخته می‌شود. با در نظر گرفتن این ویژگی‌ها و قوانین فیزیکی، در هر بازه زمانی، ویژگی‌های متغیر ذرات شامل شتاب، سرعت و موقعیت محاسبه می‌شوند. تجهیزاتی که ذرات با آن‌ها در ارتباط‌اند، هندسه نامیده می‌شوند. مجموعه‌ای از مش‌های مثلثی، شکل هندسه‌های مورد نظر را توصیف می‌کنند. هندسه ممکن است ویژگی‌های هندسی و حرکتی متنوعی داشته باشد که آن‌ها نیز در شبیه‌سازی در نظر گرفته می‌شوند. حرکت ذرات به

به حداقل رساندن تاثیر جداشدگی، استفاده از یک محفظه استوانه‌ای ثابت بالاتر از محفظه سنگ شکن است. البته، از آنجا که آن‌ها تنها علاقه‌مند بودند که روند کلی و مفاهیم را مطالعه کنند، شبیه‌سازی‌های با وضوح پایین را برای کاهش زمان محاسبات انتخاب کردند. به این معنا که تمام شبیه‌سازی‌های انجام شده از نظر جمعیت و تعداد ذرات و هندسه تجهیزات ساده شده بودند. آن‌ها همچنین، فرآیند خردایش در یک سنگ شکن مخروطی آزمایشگاهی را شبیه‌سازی کردند. Huiqi و همکارانش استفاده از یک روش مدل‌سازی خردایش که نسبت به روش پرطرفدار موازنه جمعیتی، بسیار کمتر منتشر شده بود را امکان‌سنجی کردند. آن‌ها از روش ذرات مقید<sup>۱۷</sup> برای شبیه‌سازی خردایش در سنگ شکن مخروطی استفاده کردند. شبیه‌سازی‌های راگ برای مدل‌سازی خردایش در پنج نوع سنگ شکن مانند سنگ شکن‌های فکی، مخروطی، ژیراتوری، ضربه‌ای و غلتکی توسط Sinnott و Cleary انجام شد [۳۲]. رویکرد دیگری از راگ [۳۳]، مدل‌سازی شکست فشاری ذرات غیرکروی و پیش‌بینی محصول در سنگ شکن مخروطی بوده است. اعتبارسنجی شبیه‌سازی‌های راگ برای سنگ شکن‌ها به ندرت منتشر شده است [۳۴، ۳۵]. در سال ۲۰۱۶، یک سنگ شکن مخروطی در مقیاس صنعتی توسط Evertsson و Quist شبیه‌سازی شد [۳۵]. معیار اعتبارسنجی، داده‌های پیش‌بینی توان‌کشی از شبیه‌سازی و داده‌های اندازه‌گیری شده توان‌کشی به وسیله سیستم داده‌گیری سرعت بالا در دو اندازه دهانه متفاوت بود. Johansson و همکارانش [۳۴]، یک سنگ شکن مخروطی آزمایشگاهی را شبیه‌سازی کردند و نتایج تاثیر سرعت محور خردکننده بر توزیع اندازه محصول را با داده‌های آزمایشگاهی مقایسه کردند. Cleary و همکاران، تاثیر تغییر در ویژگی‌های مواد و شرایط عملیاتی بر عملکرد سنگ شکن مخروطی را با استفاده از روش اجزای گسسته بررسی کردند [۱۳].

هنگامی که تجزیه و تحلیل روش اجزای گسسته برای درک جامع و طراحی مجدد استفاده می‌شود، تا حد امکان باید از وضوح و کیفیت نسبتاً بالای شبیه‌سازی استفاده شود. البته جزئیات بیشتر نیز باعث افزایش زمان شبیه‌سازی می‌شود و بین کیفیت و زمان انجام محاسبات یک رابطه مستقیم وجود دارد. حداقل جزئیات مورد نیاز در مطالعه رفتار ذرات در فرآیندهای پیوسته‌ای مانند سنگ شکنی، در نظر گرفتن مدار کلی است. مدار سنگ شکن مخروطی از مخزن خوراکندهنده با

اعمال می‌شود. صفحه برخورد، صفحه‌ای عمود بر خط‌المركزین دو ذره و شامل نقطه برخورد<sup>۱۴</sup> است. در شکل ۲، نیروهای وارد به ذره A نشان داده شده‌اند و نیروهای عکس‌العمل، هم‌اندازه با نیروهای  $N_i$  و  $T_i$  ولی خلاف جهت، به ذره B وارد می‌شوند. چون برای تحلیل هر مساله مهندسی، از یک مدل فیزیکی استفاده می‌شود، در راگ نیز پدیده برخورد (برای محاسبه نیروهای برخورد)، با یک سیستم فنر میراگر<sup>۱۵</sup> مدل می‌شود. به عبارت دیگر، نیروی برخورد با دو عبارت نیروی فنر (بر اثر مقاومت ذرات در برابر تغییر شکل: سختی) و میرایی (اتلاف انرژی در اثر گرما، صوت و نظایر آن) بیان می‌شود [۱۵].



شکل ۲: نمایش نیروهای اعمالی در برخورد دو ذره (n و t به ترتیب بردارهای نرمال و مماسی و c نقطه برخورد هستند.)

جزئیات نحوه محاسبه نیروی برخورد، در پژوهشی دیگر از نویسندگان آمده است [۱۶]. پیاده‌سازی رایانه‌ای روش اجزای گسسته، یک چرخه شامل تشخیص برخورد، محاسبه نیرو برای هر ذره و در نهایت به روزرسانی موقعیت فضایی (سه‌بعدی) تمام ذرات حاضر در شبیه‌سازی را تا وقتی که زمان شبیه‌سازی از پیش تعیین شده فرا برسد، دنبال می‌کند [۱۷]. راگ در شبیه‌سازی آسیاهای گردان بسیار مورد استفاده قرار گرفته است [۱۶، ۳۱، ۱۸]، اما تعداد کارهای تحقیقاتی منتشر شده در زمینه شبیه‌سازی سنگ شکن‌ها کمتر است. با این وجود، Lichter و همکارانش برای شبیه‌سازی عملکرد سنگ شکن مخروطی یک مدل راگ بر پایه روش موازنه جمعیتی<sup>۱۶</sup> توسعه دادند [۱۴]. تنها پژوهش در رابطه با بررسی تاثیر جداشدگی و توزیع غیریکنواخت خوراک بر عملکرد سنگ شکن مخروطی توسط Quist و Evertsson گزارش شده است [۹]. آن‌ها چندین راه‌حل برای رفع مشکل جداشدگی ارائه دادند. نشان داده شد که بهترین روش قابل اجرا برای

آن‌ها توصیف می‌کند، در حالی که پرونده STEP (با پسوند .step) ترتیب تمام اتصالات را حفظ می‌کند. Bhandarkar و همکارانش [۴۱] گزارش کرده‌اند که هنگام تبادل داده و معمولاً کار با پرونده‌های IGES مشکلاتی وجود دارد و درک فرمت آن‌ها دشوار است. همچنین فایل‌های STEP به مهارت بالایی برای تبادل استاندارد نیاز دارند [۴۲]. بر اساس اطلاعات نویسندگان این پژوهش، فایل object، ساده‌ترین نوع برای تبادل داده بین سیستم‌های مختلف مهندسی است [۳۶]. هر چند که به دلیل عدم وجود سلسله مراتب مونتاژ، فایل object برای شبیه‌سازی تک‌هندسه نسبت به چند هندسه‌ای سودمندتر است، اما رمزگشایی آسان آن ممکن است فرد را ترغیب کند که با استفاده از ترفندهایی، از آن برای شبیه‌سازی چند هندسه‌ای نیز استفاده کند.

پس از تعریف هندسه‌ها، باید نحوه توصیف حرکت هر کدام مشخص شود. به طور کلی، انواع حرکت تجهیزات فرآوری را می‌توان در دسته‌های انتقال، چرخش، لرزش، ژیراتوری و انتقال مجازی طبقه‌بندی کرد. به طور مثال، برای مدل‌سازی حرکت مواد روی یک نوارنقاله، سطح آن به عنوان یک سطح ثابت مدل می‌شود و انتقال مجازی به این معناست که تنها حرکت انتقالی به ذرات منتقل می‌شود، در حالی که غلتک سر نوار نقاله می‌چرخد [۳۷]. یافتن یک الگوی کلی برای مدل‌سازی بصری انواع حرکت روند کدنویسی شبیه‌سازی چند هندسه‌ای را تسهیل می‌کند. البته محاسبه سرعت ذرات پس از برخورد با هندسه‌های ثابت یا متحرک نیاز به توجه ویژه دارد، زیرا بر نیروهای برخورد، موقعیت ذرات و در نهایت رفتار کلی جریان ذرات تاثیر بسزایی دارد. Grima و همکاران [۳۷] بررسی مقایسه‌ای مفصلی بین روش‌های تحلیلی و راگ برای پیش‌بینی مسیر تخلیه مواد از یک نوارنقاله آزمایشگاهی ارائه کرده‌اند. آن‌ها نتیجه گرفتند که راگ یک روش برتر برای بررسی برخورد تک ذره با هندسه و ارزیابی توزیع نیروی برخورد ذرات به سطح است که با روش‌های تحلیلی، با همان دقت، امکان‌پذیر نیست.

#### ۱-۵- مدار سنگ‌شکنی مجتمع مس سرچشمه

این تحقیق در مجتمع مس سرچشمه انجام شد که مدار سنگ‌شکنی آن از یک سنگ‌شکن اولیه (ژیراتوری) با ظرفیت ۵۰۰۰ تن بر ساعت، واحد سرنده‌کنی اولیه شامل ۶ سرنده لرزان، سه سنگ‌شکن مرحله دوم (مخروطی استاندارد) هر کدام به ظرفیت اسمی ۷۸۷ تن بر ساعت و حداکثر توان اسمی ۲۵۰

تولید تصادفی ذرات<sup>۱۸</sup> در اندازه مشخص شده برای مدل کردن جداسازی، سرسره انتقال یا نوارنقاله که حرکت انتقالی را به ذرات منتقل می‌کند، بدنه اصلی (شامل مجرای خوراک‌دهی و محفظه خردایش سنگ‌شکن) که ثابت است و سینی (صفحه توزیع‌کننده) سنگ‌شکن که با حرکت ژیراتوری به محور خردکننده متصل است، تشکیل می‌شود. برای این مدار معرفی شده، حداقل ۴ هندسه در فرآیند شبیه‌سازی دخیل است که هر یک حرکت و ویژگی‌های خاص خود را دارند که در اینجا، شبیه‌سازی چند هندسه‌ای نامیده می‌شود.

#### ۱-۴- توسعه کدهای راگ برای شبیه‌سازی چند هندسه‌ای

پایه‌ای‌ترین مورد که باید هنگام تلاش برای شبیه‌سازی و بازتولید رفتار تجهیزات، انجام شود، ایجاد یک مدل هندسی معرف از آن‌هاست. متداول‌ترین روش برای این کار، ادغام روش اجزای گسسته و ابزارهای طراحی رایانه‌ای<sup>۱۹</sup> است. به این ترتیب، مدل سه‌بعدی یک هندسه ترسیم شده در نرم‌افزارهای طراحی، مانند سالیدورکس<sup>۲۰</sup> و اوتوکد<sup>۲۱</sup>، به راحتی وارد محیط شبیه‌سازی می‌شود. هر هندسه ایجاد شده به وسیله نرم‌افزارهای طراحی شامل یک سری رئوس<sup>۲۲</sup> است که با یک ترتیب خاص به هم وصل می‌شوند. این ترتیب بسته به قالب (فرمت) ذخیره شده پرونده مدل سه‌بعدی متفاوت است [۳۶]. کدهای راگ باید مدل سه‌بعدی را با استفاده از عناصر مثلثی (یعنی مش، در تمام سطوح هندسه) تعریف کنند تا یک روش کارآمد برای تشخیص برخوردهای احتمالی بین ذرات و سطوح و در نتیجه، نیروهای برخورد فراهم شود [۳۷]. از سویی، با افزایش تعداد مش‌ها، زمان محاسباتی لازم افزایش می‌یابد و باعث ایجاد محدودیت استفاده عملی از کدهای راگ برای مطالعات شبیه‌سازی سیستم‌های در مقیاس بزرگ می‌شود. در نتیجه، مدل تفصیلی سه بعدی (شامل تمام جزئیات) معمولاً ساده شده و فقط سطوحی که با ذرات در تماس‌اند، در نظر گرفته می‌شوند [۴۰-۳۷]. مساله وارد کردن تنها یک هندسه به محیط شبیه‌سازی کمتر چالش برانگیز است، در حالی که برای شبیه‌سازی چند هندسه‌ای روند کلی برنامه‌نویسی کدهای راگ باید تغییر کند. تغییرات مستقیماً به فرمت ذخیره شده پرونده مدل سه‌بعدی بستگی دارد. به عنوان مثال، فایل IGES (با پسوند .igs) و فایل object (با پسوند .obj) شکل هندسه‌ها را به وسیله مختصات رئوس با ترتیب اتصال آن‌ها بدون سلسله مراتب مونتاژ<sup>۲۳</sup> و نحوه اتصال

مخروطی مجتمع سرچشمه ساخته و نصب شد و عملکرد آن به مدت ۱۵ ماه مورد پایش قرار گرفت.

## ۲- روش تحقیق

### ۲-۱- پایش سنگشکن‌های مرحله سوم

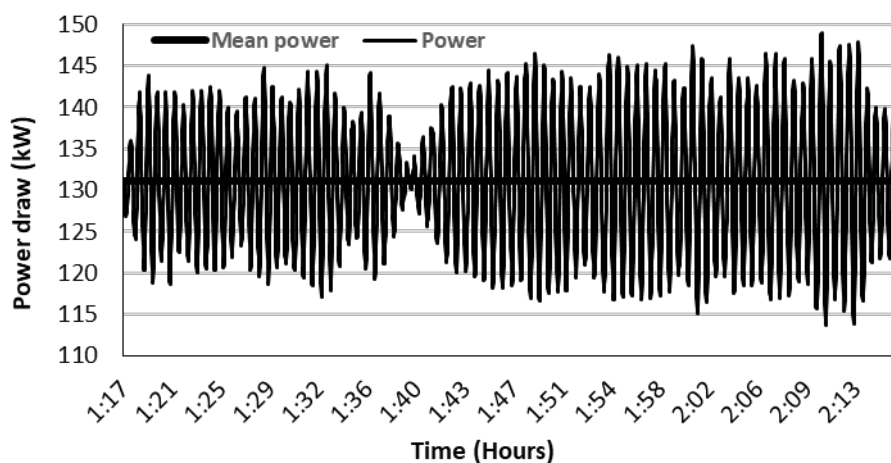
به عنوان یک ابزار تشخیصی مناسب، توان‌کشی یکی از سنگشکن‌های مخروطی مرحله سوم طی حدود یک ساعت با یک سیستم داده‌گیری فرکانس بالا اندازه‌گیری شد. نتایج (شکل ۳)، نوسانات بالای توان‌کشی (با انحراف معیار ۱۳ کیلووات) را نشان داد، در حالی که مقدار میانگین آن فقط ۵۲ درصد توان اسمی بود که یعنی از حداکثر قدرت سنگشکن استفاده نمی‌شد. نوسانات زیاد نشان می‌داد که سنگشکن تحت شرایط عملیاتی نادرستی کار می‌کرد که به تناژ پایین‌تر و محصول غیریکنواخت و نسبتاً درشت‌تر در مقایسه با مقادیر طرح منجر شده بود. پایش دقیق عملکرد سنگشکن نشان داد که ساییدگی‌های غیریکنواخت و شدید (شکل ۴-الف) و در بعضی موارد ترک‌ها و شکستگی در قسمت‌های مختلف سنگشکن (شکل ۴-ب) وجود داشت. علاوه بر این‌ها، فنرهای اطراف سنگشکن خم و باعث آسیب رساندن به یاتاقان‌ها شده بود (شکل ۵-الف). چنین مشکلاتی، شواهد روشنی از خوراکدهی نامناسب به سنگشکن بودند. بازرسی‌ها نشان داد که خوراکدهی غیریکنواخت، نیروهای نامتقارنی را روی جک هیدرولیکی سنگشکن اعمال کرده و منجر شده بود که گلوگاه از اندازه تنظیم شده خارج شده و افزایش یابد (شکل ۵-ب). واضح است که گلوگاه بزرگتر به درشت‌تر شدن محصول منجر

کیلووات و شش سنگشکن مرحله سوم (مخروطی سرکوتاه) با ظرفیت ۵۳۱ تن بر ساعت و حداکثر توان اسمی ۲۵۰ کیلووات در مدار بسته با سرندهای لرزان تشکیل شده است.

### ۱-۶- سنگشکن‌های مرحله سوم مجتمع سرچشمه

واحد سنگشکنی و سرندکنی مرحله سوم به عنوان تامین‌کننده خوراک مدار آسیابکنی کارخانه پرعیارکنی شماره یک، اهمیت زیادی دارد. اندازه سنگشکن‌های مخروطی سرکوتاه این مجتمع، ۷ فوت و حداکثر اندازه خوراک، ۷۶ میلی‌متر است. دهانه هر یک از سنگشکن‌های ثالثیه در حالت بسته بر روی ۱۲٫۷ میلی‌متر تنظیم می‌شود. مواد خروجی سنگشکن با ابعاد ۱۰۰ درصد زیر ۳۸ میلی‌متر وارد سرندهای یک طبقه ارتعاشی شده و مواد با ابعاد درشت‌تر از چشمه سرند (۱۲٫۷ میلی‌متر) به صورت بار در گردش مجدداً وارد سنگشکن‌های ثالثیه و مواد با ابعاد کوچک‌تر از چشمه سرند به انبار نرمه منتقل می‌شوند.

هدف از این پژوهش، بررسی تاثیر نحوه توزیع خوراک بر عملکرد سنگشکن مرحله سوم مجتمع مس سرچشمه از طریق یافتن یک طرح بهینه برای مجرای خوراکدهی است. برای دستیابی به این هدف، توسعه کدهای راگ برای شبیه‌سازی چند هندسه‌ای به منظور شبیه‌سازی مدار سنگشکنی انجام شد. معیار اصلی برای انتخاب بهترین طرح مجرای خوراکدهی، دستیابی به توزیع یکنواخت خوراک روی سینی سنگشکن بود. طرح بهینه مجرای خوراکدهی که از نتایج شبیه‌سازی‌ها به دست آمد، در یکی از سنگشکن‌های



شکل ۳: نمودار توان‌کشی برای سنگشکن مخروطی مرحله سوم سرچشمه

شده و به عملکرد مدارهای آسیابکنی پایین دست آسیب می زند.

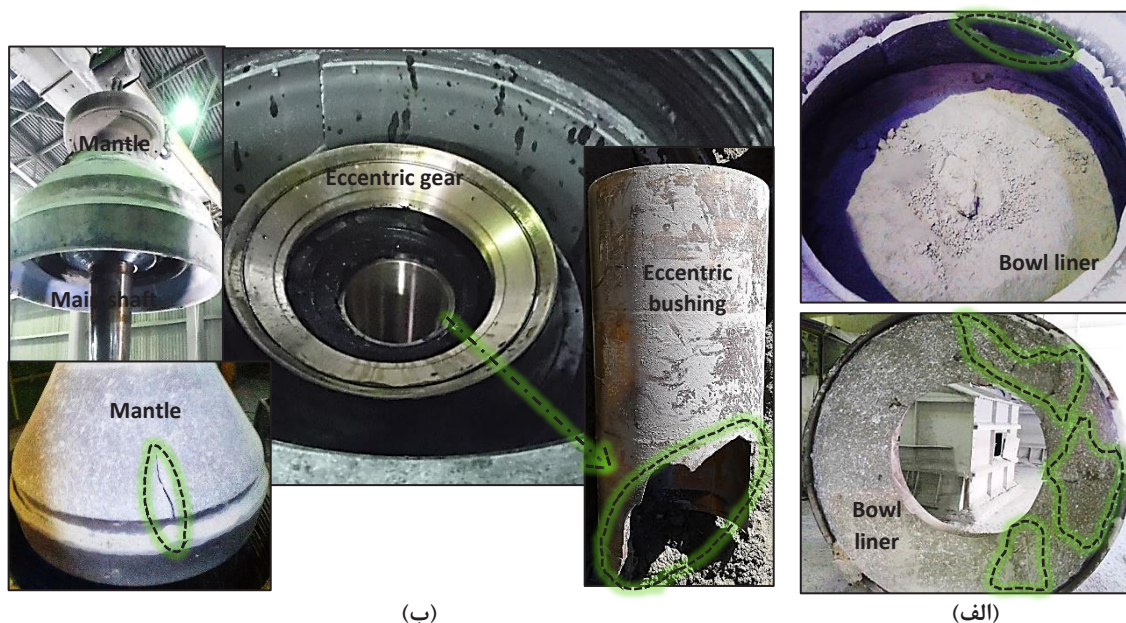
## ۲-۲- روشی برای بهبود توزیع خوراک به سنگ شکن

در مدار سنگ شکن، خوراک پس از خروج از مخزن، به وسیله نوارنقاله (با سرعت ۱۶ متر در دقیقه) وارد سرسره (شوت) انتقال در برگرنده مجرای خوراک دهی و سپس، به وسیله سینی در اطراف محفظه خردایش توزیع می شود (شکل ۶-الف و ب). با توجه به مشاهدات در محل، جعبه خوراک مکعبی سنگ شکن برای کار توزیع خوراک مناسب نبود. معیار اصلی برای انتخاب بهینه طرح مجرای خوراک دهی، میزان یکنواختی توزیع خوراک و بر اساس کمترین فاصله بین مرکز سینی تا مرکز جرم مواد روی آن در نظر گرفته شد. مساحت کافی و حجم مرده (منطقه غیرفعال) کم از ویژگی های اولیه یک مجرای خوراک دهی مناسب است. برای اطمینان از پر بودن همیشگی محفظه سنگ شکن (خوراک دهی خفه) و جلوگیری از وارد شدن ضربات ناگهانی خوراک، در بالای صفحه مجرای خوراک دهی باید قسمتی با یک ارتفاع مناسب تعبیه شود. هر چه این قسمت طولی تر باشد، جداشدگی به حداقل می رسد و علاوه بر آن، خوراک دهی به حالت خفه نزدیک تر می شود. برای اطمینان از ورود مواد در مرکز سینی، در زیر صفحه مجرای خوراک باید قسمتی با ارتفاع مطلوب با توجه به شرایط

عملیاتی، در نظر گرفته شود. با توجه به تجربیات گذشته در استفاده از مجرای خوراک استوانه ای در کارخانه و نتایج حاصل از کار Quist و Evertsson [۹] و این واقعیت که حجم مرده استوانه کمتر از مکعب است، شکل استوانه ای به عنوان شکل بهینه در نظر گرفته شد، بنابراین بهبود نحوه خوراک دهی به سنگ شکن با جستجوی سطح مقطع بهینه و طول مناسب بالا و پایین استوانه نسبت به صفحه مجرا از طریق شبیه سازی ها، انجام شد.

## ۲-۳- نرم افزار شبیه ساز روش اجزای گسسته

برای شبیه سازی وضعیت خوراک دهی، از نرم افزار بومی مبتنی بر راگ سه بعدی با نام  $KMPC_{DEM}$  استفاده شد. کدنویسی این نرم افزار، از سال ۱۳۹۲ در مرکز تحقیقات فرآوری مواد معدنی کاشی گر (KMPC) در گروه مهندسی معدن دانشگاه شهید باهنر کرمان، آغاز شده است. دسترسی کامل به کدهای نرم افزار، اضافه کردن یا اصلاح الگوریتم ها و روابط مربوطه را فراهم ساخته است. قسمت ورود داده های نرم افزار شامل سه بخش اصلی است. بخش اول مربوط به ورود هندسه ای است که در یک نرم افزار طراحی سه بعدی ترسیم شده است. در بخش دوم، ویژگی های فیزیکی هندسه و ویژگی های حرکت هندسه تعریف می شود. مشخصات ذرات



شکل ۴: الف) سایش غیریکنواخت و با نرخ بالا، ب) ترک ها و شکستگی در قسمت های مختلف سنگ شکن



که هر دو قطر بیضی صفر هستند، می توان چرخش آسیابهای گردان و همزن دار را مدل کرد. اگر یکی از قطرهای بیضی و سرعت چرخشی صفر باشد، حرکت انتقالی ایجاد می شود. برای حرکت ژیراتوری، باید در حالی که چرخش وجود دارد، قطرهای بیضی با میزان کورس حرکتی برابر باشند. در نوارنقاله، یک مدل برخورد مجازی در نظر گرفته شد، به این معنی که یک رابطه برای محاسبه دقیق سرعت ذرات پس از برخورد با سطح آن (متفاوت از سایر تجهیزات) تعریف شد.

چرخش یک بردار در سه بعد (فضا) حول یک نقطه یا یک محور به وسیله یک ماتریس چرخش  $3 \times 3$  یا کواترنیون<sup>۶۲</sup> (ماتریس  $4 \times 4$ ) بیان می شود. البته روش های دیگری نیز وجود دارد، اما این دو مورد متداول تر و پرکاربردتراند. برای اعمال چرخش با کواترنیون، شانزده عمل ضرب و دوازده عمل جمع لازم است، در حالی که ماتریس چرخش به بیست و هفت عمل ضرب و هجده عمل جمع نیاز دارد، بنابراین تعداد بیشتر محاسبات (حداقل ۱۷ عملیات) به وسیله ماتریس چرخش به ازای هر بازه زمانی محاسبات راگ، به طور چشمگیری بر سرعت محاسبات تاثیر می گذارد. به همین دلیل، کواترنیون ها برای چرخش در کدهای راگ اعمال شدند.

مساله موازنه جرم بین مواد ورودی و خروجی با حذف ذرات رسیده به انتهای محفظه سنگ شکن برطرف شد. داده گیری از شبیه سازی ها پس از رسیدن فرآیند به حالت پایدار، انجام شد. به این معنی که، مواد پس از رسیدن تا ارتفاع دو سوم محفظه، به تدریج خارج شدند و شبیه سازی حدود بیست ثانیه ادامه داشت تا تقریباً میزان ذرات ورودی و خروجی از سیستم برابر شده و فرآیند به حالت پایدار برسد.

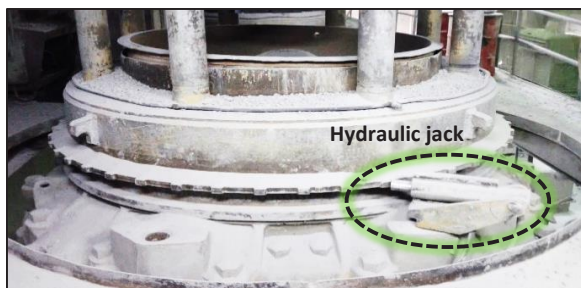
پس از حل مسایل یاد شده در رابطه با نرم افزار، مدار سنگ شکنی (تنها شامل سطوحی که با ذرات در تماس اند) با

مانند توزیع اندازه، ویژگی های مکانیکی (به عنوان مثال، مدول الاستیسیته، نسبت پواسون و ضرایب اصطکاک) و پرشدگی یا دبی ورودی در بخش سوم وارد می شود. این نرم افزار، همچنین شامل پنجره نمایش نتایج شبیه سازی است تا هم زمان نتایج را در طول زمان محاسبه و از هر زاویه دیدی نشان دهد.

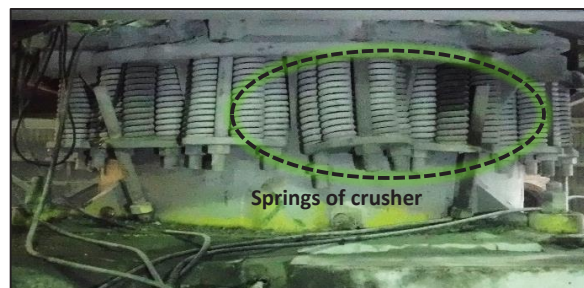
از آنجا که نسخه قبلی نرم افزار از نظر تعداد هندسه های موجود در محیط شبیه سازی محدود به یک هندسه بود، برای شبیه سازی مدار سنگ شکنی، لازم بود که با بهینه سازی تبادل داده از نرم افزارهای طراحی سه بعدی، توسعه یابد.

با توجه به تجربیات قبلی ما در استفاده از پرونده های object برای شبیه سازی تک هندسه و رمزگشایی آسان این پرونده ها، از فرمت obj. با اعمال چند تغییر استفاده شد. به عنوان مثال، فایل سه بعدی شامل تمام تجهیزات مدار<sup>۶۴</sup> باید ایجاد شود تا هندسه ها را با ویژگی های خاص هر هندسه پیوند دهد، سپس هر هندسه ضمن مخفی کردن هندسه های دیگر وارد نرم افزار  $KMPC_{DEM}$  می شود. از این طریق، می توان هندسه ها را به طور جداگانه مش بندی کرد و ویژگی های هندسه ها (به عنوان مثال، سرعت و نوع حرکت یا مکان ورود ذرات) را به مش های هر کدام نسبت داد و نیز داده های مربوطه (نیروه های نرمال و مماسی وارده یا محل تمرکز ذرات روی سینی) را ذخیره کرد.

موضوع دیگر، یافتن یک الگوی کلی برای مدلسازی بصری انواع حرکت برای تسهیل روند شبیه سازی چند هندسه ای بود. انواع حرکت تجهیزات از طریق حرکت چرخشی تجهیزات حول یک محور مشخص (محور x، محور y، محور z یا هر محور دلخواه) در حالی که مرکز آن روی یک مسیر بیضوی (که ممکن است در صفحات مختصاتی متفاوت xy، xz یا yz قرار داشته باشد) حرکت می کند، قابل بازسازی است. هنگامی



(ب)



(الف)

شکل ۵: مشکلات مکانیکی: (الف) خم شدن فنرهای اطراف سنگ شکن، (ب) باز شدن جک هیدرولیکی و تغییر اندازه گلوگاه سنگ شکن

باقی مانده بر روی سرنده پس از سنگ‌شکن به عنوان برآوردی (بیش تخمینی) از اندازه محصول سنگ‌شکن در نظر گرفته شد. آنالیز تصویر یک روش ساده و عملی برای این کار شناخته و به وسیله نرم‌افزاری به نام ImageJ انجام شد که یک برنامه پردازش تصویر بر پایه جاواست. این کار، با تشخیص تفاوت رنگ زمینه (سفید) و ذرات (سیاه) انجام گرفت. به عبارت دیگر، ImageJ، قطر دایره‌های محاط بر ذرات را محاسبه و اندازه متوسط ذرات را گزارش می‌کند.

### ۳- آرایه یافته‌ها و تحلیل نتایج

#### ۳-۱- نتایج شبیه‌سازی‌های راگ

ابتدا برای اطمینان از محدوده پارامترهای انتخاب شده برای شبیه‌سازی‌ها، شبیه‌سازی مدار سنگ‌شکن با مجرای خوراک‌دهی اولیه که مکعبی بود (شکل ۶-ج) انجام و نتایج آن با مشاهدات مستقیم در محل (ورود یک‌طرفه خوراک به محفظه سنگ‌شکن، شکل ۶-د) مقایسه شد. نتایج این شبیه‌سازی در شکل ۷، نشان داده شده که با مشاهدات مستقیم تطابق خوبی دارد. برای آرایه تصویر واضح‌تر از نحوه انتقال جدادگی به محفظه سنگ‌شکن، یک سطح مقطع افقی از صفحه توزیع‌کننده سنگ‌شکن (سینی) در شکل ۸ آمده است که تراکم ذرات در آن نشان داده شده است. همان‌طور که در شکل ۸ مشاهده می‌شود، یک جدادگی واضح و شدید با تراکم بیشتر ذرات درشت در قسمت پایینی صفحه توزیع‌کننده وجود دارد.

هدف اصلی، رسیدن به بالاترین درجه یکنواختی در توزیع خوراک روی صفحه توزیع‌کننده سنگ‌شکن بود. بر این اساس، تصمیم گرفته شد تا هندسه مجرای خوراک برای رسیدن به یک طرح بهینه تغییر داده شود. به عنوان معیار عددی مناسب برای مقایسه بین طرح‌های مختلف پیشنهادی، تفاوت مرکز صفحه توزیع‌کننده با مرکز جرم خوراک توزیع شده انتخاب شد. هرچه مرکز جرم ذرات به مرکز صفحه توزیع نزدیکتر باشد، به این معنی است که خوراک به صورت عمودی‌تر وارد شده است و توزیع یکنواخت‌تر انجام شده است. بر روی سینی (یعنی در صفحه XZ)، بردار مرکز جرم خوراک از مجموع حاصلضرب جرم هر ذره در بردار موقعیت آن (نسبت به مبدا مختصات کلی) و سپس تقسیم آن بر مجموع جرم ذرات به دست آمد.

انواع مجراهای خوراک‌دهی در نرم‌افزار سالی‌دورکس طراحی و در محیط شبیه‌سازی نرم‌افزار  $KMPC_{DEM}$  بر اساس شرایط عملیاتی کارخانه (یعنی نرخ خوراک ۳۹۰ تن بر ساعت و سرعت نوارنقاله و سرعت محور خردکننده به ترتیب، ۱۶ متر بر دقیقه و ۱۱۵ gyra/min در نظر گرفته شدند) وارد و سپس مش‌بندی شدند. توزیع دانه‌بندی خوراک در سه دامنه اندازه درشت (پنج سانتی‌متر)، متوسط (دو سانتی‌متر) و ریز (یک سانتی‌متر) که سهم هر کدام بر حسب درصد به ترتیب، ۱۵، ۸۲ و ۳ بود، دسته‌بندی شد. مدل نیروی برخورد در تمام شبیه‌سازی‌ها، خطی فرض شد. شکل ذرات یک پارامتر پیچیده برای مدل شدن در محاسبات راگ است. به همین دلیل، روش جایگزین بسیار رایج در میان پژوهشگران، یعنی اعمال یک مقاومت غلتشی استفاده شد. جدول ۱ شامل پارامترهای مورد استفاده در شبیه‌سازی‌هاست.

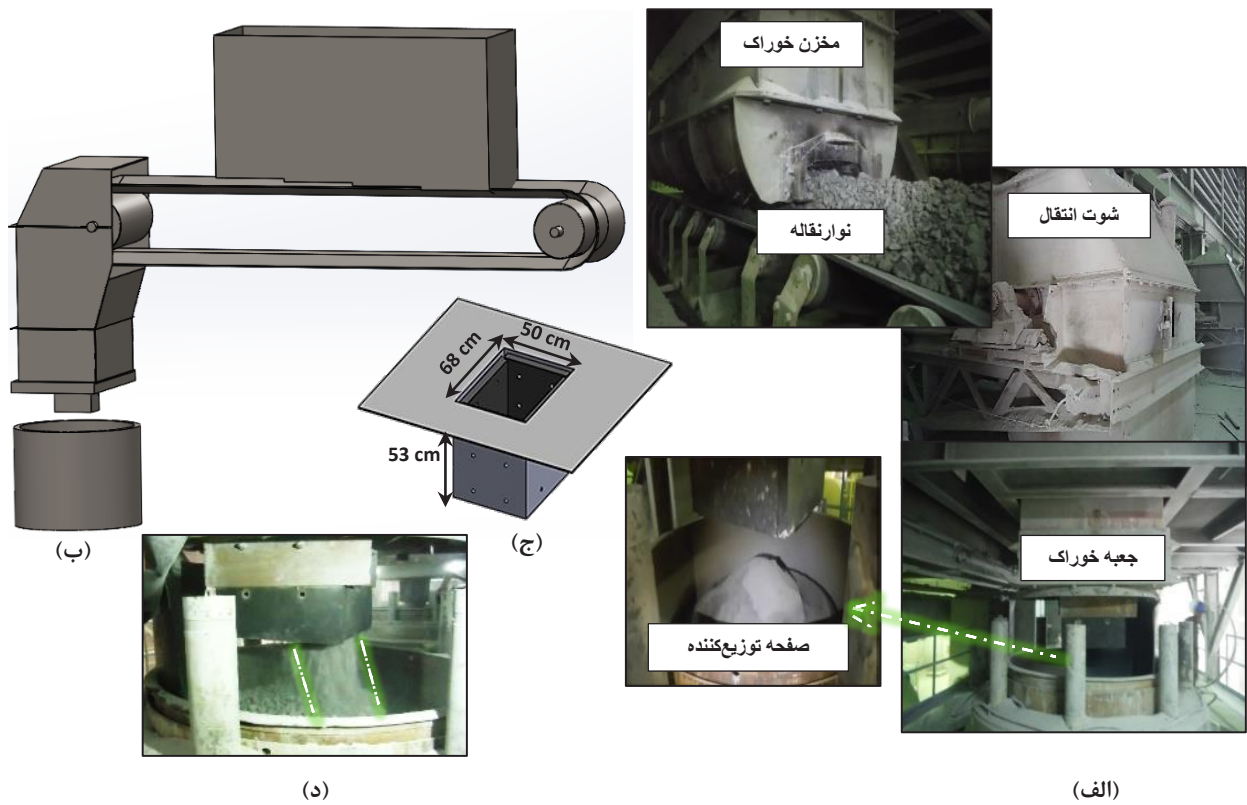
جدول ۱: پارامترهای مورد استفاده در شبیه‌سازی‌ها

پارامتر	مقدار	واحد
مدول الاستیسیته	۰٫۲۴	مگا پاسکال
ضریب استرداد	۰٫۷۵	
ضریب اصطکاک غلتشی	۰٫۰۰۰۷	
ضریب اصطکاک لغزشی	۰٫۷۵	
بازه زمانی	$۱٫۷ \times ۱۰^{-۴}$	ثانیه
نسبت پواسون	۰٫۲۵	

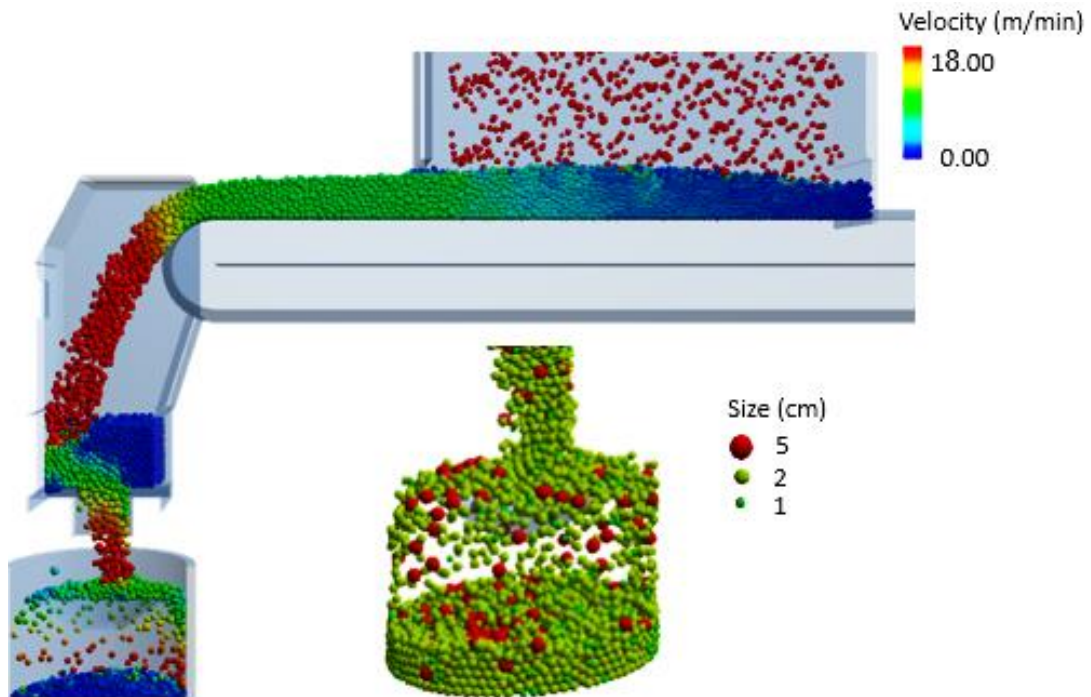
با توجه به مقایسه‌ای بودن کار انجام شده (یعنی مقایسه وضعیت خوراک‌دهی با مجرای موجود و با مجراهای پیشنهادی مختلف)، واسنجی پارامترهای ورودی شبیه‌سازی اهمیت نسبتاً کمتری داشت، چون تمام شرایط در دو حالت قبل و بعد از تغییر یکسان فرض شد و عامل تفاوت، تنها طرح مجرای خوراک بود. در نتیجه، در انتخاب پارامترهای شبیه‌سازی، از تجربه و مراجع فراوان موجود در زمینه راگ استفاده شد [۲۳، ۱۶، ۱۰].

#### ۴-۲- روش آنالیز تصویر

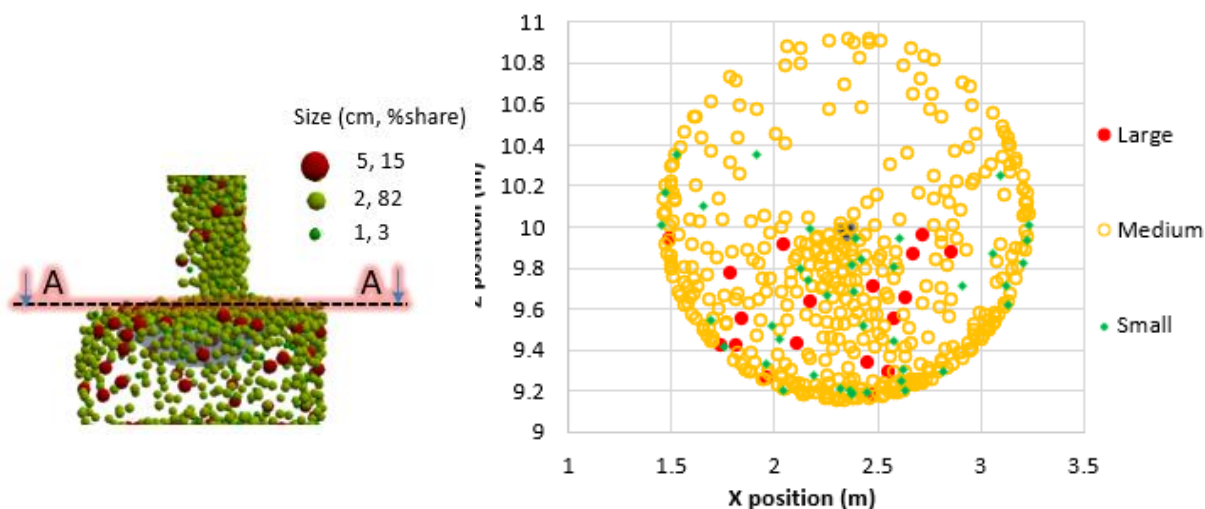
به عنوان یکی از تاثیرات اصلاح مجرای خوراک‌دهی بر کارایی سنگ‌شکن، باید دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن مخروطی مشخص می‌شد. از آنجا که دستگاه تعیین اندازه ذرات<sup>۲۲</sup> در مسیر محصول سنگ‌شکن وجود نداشت، اندازه مواد



شکل ۶: الف) چیدمان تجهیزات در مدار سنگ شکنی، ب) نمای شماتیک مدار، ج) نمای سه بعدی جعبه خوراک، د) جریان غیریکنواخت خوراک



شکل ۷: شبیه سازی مدار سنگ شکنی با مجرای خوراکدهی اولیه (رنگ ذرات در مدار بر اساس سرعت و در محفظه، بر اساس اندازه است).

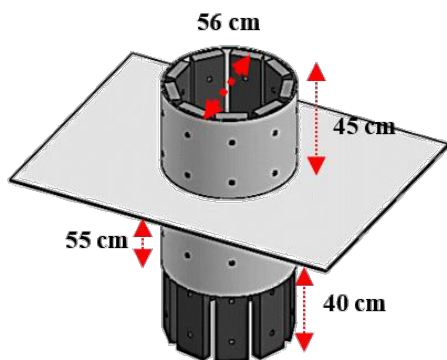


شکل ۸: نمودار توزیع ذرات روی سینی سنگ شکن مخروطی با مجرای خوراک‌دهی اولیه (رنگ‌بندی بر اساس اندازه ذرات)

توان‌کشی، تناژ تولیدی و توزیع اندازه محصول سنگ شکن به عنوان معیارهای مقایسه برای قبل و بعد از نصب مجرای خوراک‌دهی جدید در نظر گرفته شدند. یک دوره هشت ماهه قبل و ۱۵ ماهه پس از نصب مجرای جدید بررسی شد. نتایج این پایش‌ها نشان داد که نوسانات توان‌کشی حدود ۲۶ درصد کاهش یافته است که به پایداری و کنترل خودکار آسان‌تر سنگ شکن منجر شد (شکل ۱۳). در نتیجه، با تغییر توان‌کشی از متوسط ۱۳۱ کیلووات به حدود ۱۷۲ کیلووات (یعنی ۷۰ درصد توان اسمی سنگ شکن)، شرایط خوراک‌دهی خفه به سنگ شکن فراهم شد.

تغییر در طرح مجرای خوراک‌دهی باعث افزایش قابل توجه ۳۶ درصدی تناژ سنگ شکن (یعنی از ۳۹۰ به ۵۳۱ تن در ساعت) شد. این افزایش قابل توجه در تولید را می‌توان به عنوان یک نتیجه جانبی از تغییر در نحوه توزیع خوراک در نظر

مختصات مرکز سینی نسبت به مبدا مختصات کلی، به عنوان بردار مرکز سینی در نظر گرفته شد. اندازه تفاضل این بردارها (یعنی بردار مرکز جرم خوراک و بردار مرکز سینی) معیار کمی مقایسه بین طرح‌های مختلف بود. این معیار برای مجرای خوراک‌دهی اولیه (مکعبی)، ۱۹ سانتی‌متر به دست آمد. تغییرات مد نظر برای مجرای خوراک، افزایش طول بالا و پایین استوانه و کاهش سطح مقطع آن بود. در نهایت، پس از انجام شبیه‌سازی‌هایی، با افزایش طول بالا از صفر به ۴۵ سانتی‌متر و افزایش طول پایین از ۵۳ به ۹۵ سانتی‌متر و کاهش سطح مقطع از ۰٫۳۴ به ۰٫۲۴ مترمربع در یک مجرای استوانه‌ای، بهترین نتیجه (۳ سانتی‌متر) برای معیار کمی مد نظر حاصل شد. طرح نهایی مجرای خوراک‌دهی و نتایج شبیه‌سازی مدار سنگ شکنی با این مجرا به ترتیب، در شکل‌های ۹ و ۱۰، نشان داده شده‌اند. در شکل ۱۱، تراکم ذرات روی سینی با مجرای خوراک‌دهی جدید، نشان داده شده است. توزیع یکنواخت خوراک به لحاظ اندازه و حجم مواد، به وضوح در این شکل دیده می‌شود. پس از حصول اطمینان از دستیابی به طرح بهینه، نقشه ساخت مجرای خوراک‌دهی جدید تهیه، ساخته و در یکی از سنگ شکن‌های مخروطی مرحله سوم (شماره ۳) مجتمع مس سرچشمه نصب شد (شکل ۱۲). برای افزایش عمر مجرای خوراک، لبه‌های داخلی آن با افزودن نوارهای لاستیکی مقاوم در برابر ترک‌هایی که احتمالاً در این مناطق ایجاد می‌شوند، محافظت شدند.



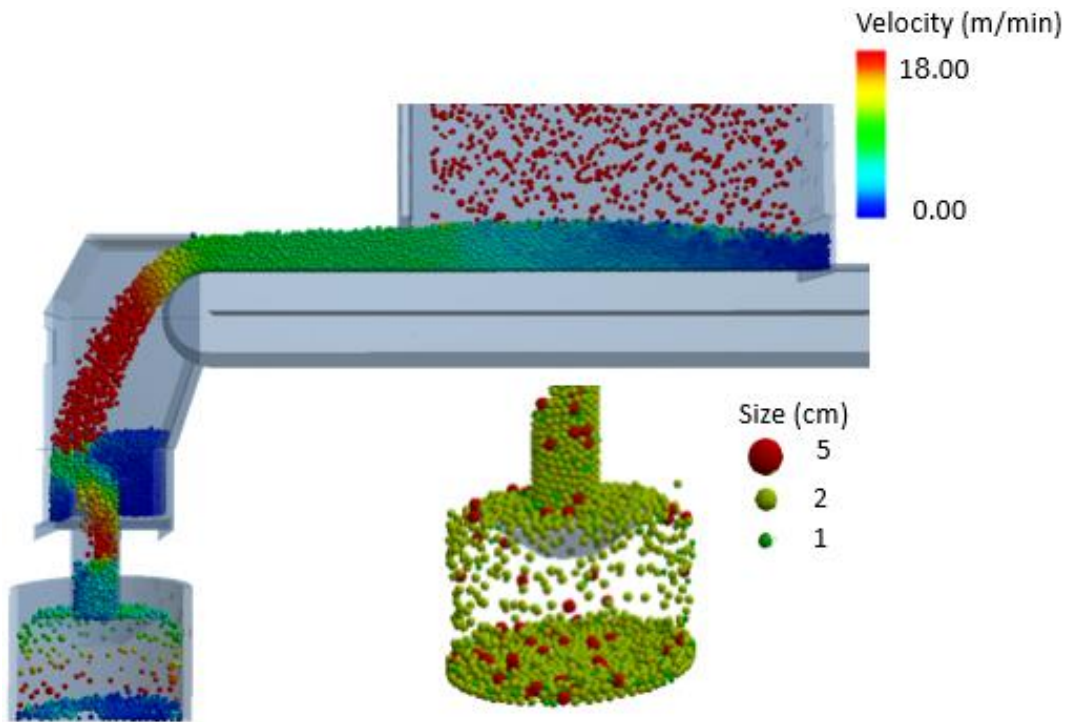
شکل ۹: نمای سه‌بعدی مجرای خوراک‌دهی جدید

### ۳-۲- نتایج صنعتی

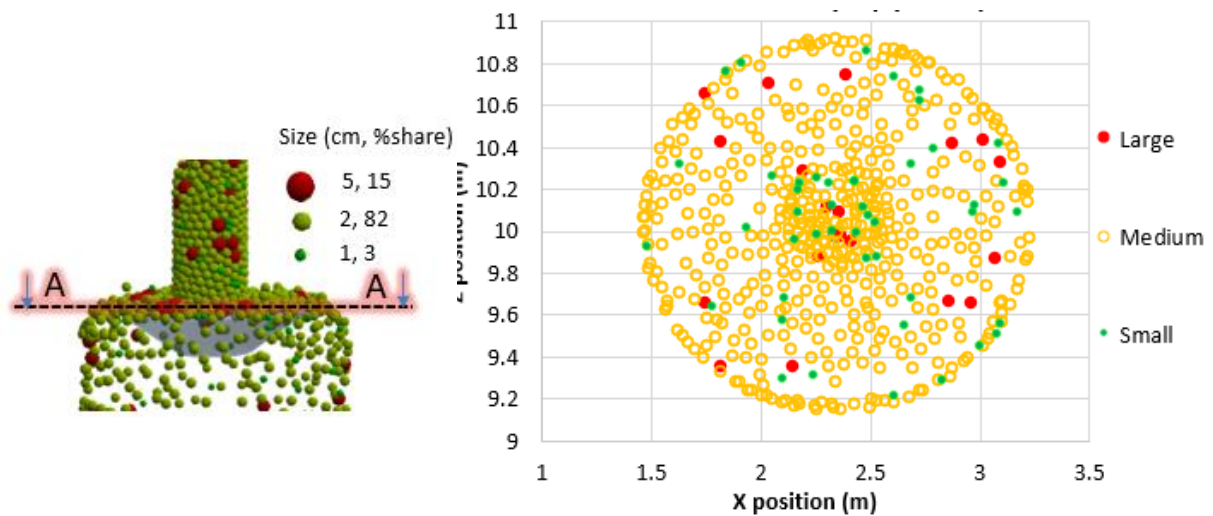
برای ایجاد یک مبنای مقایسه‌ای مناسب، تغییرات

و خروج محصول از بین ذرات درشت با نرخ بیشتری انجام شود و تناژ سنگ‌شکن افزایش یابد. همان‌طور که پیش از این گفته شد، از آنجا که دستگاه تعیین اندازه ذرات در مسیر محصول سنگ‌شکن وجود نداشت، اندازه مواد باقی مانده بر روی سرند پس از سنگ‌شکن به عنوان

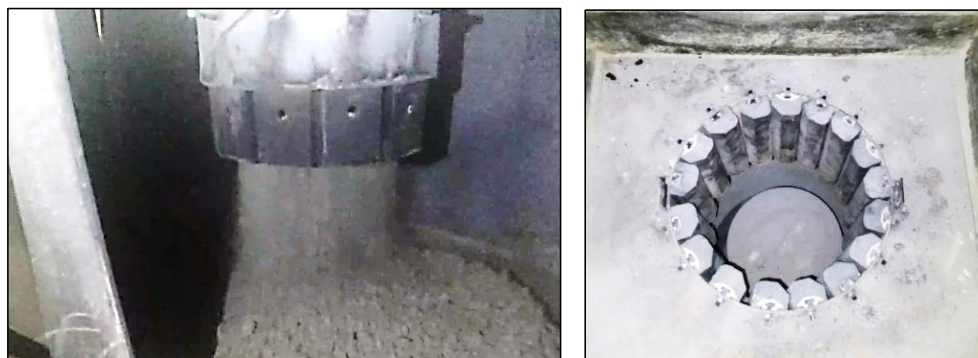
گرفت، زیرا با خوراک‌دهی یکنواخت‌تر به سنگ‌شکن، نوسانات توان‌کشی کاهش یافت و خوراک‌دهی خفه به سنگ‌شکن تامین شد. از اثرات خفه کار کردن سنگ‌شکن این است که خردایش بین ذره‌ای از ارتفاع بالاتری شروع شده و وزن اضافی مواد درون محفظه خردایش موجب می‌شود که میزان جریان‌یافتگی



شکل ۱۰: شبیه‌سازی مدار سنگ‌شکنی با مجرای خوراک‌دهی جدید (رنگ ذرات در مدار بر اساس سرعت و در محفظه، بر اساس اندازه است).



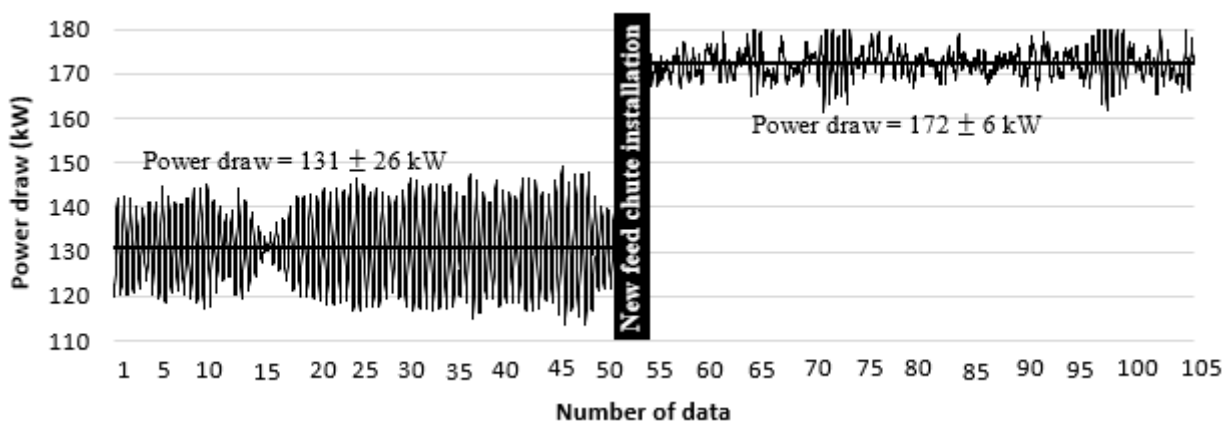
شکل ۱۱: نمودار توزیع ذرات روی سینی سنگ‌شکن مخروطی با مجرای خوراک‌دهی جدید (رنگ‌بندی بر اساس اندازه ذرات)



(ب)

(الف)

شکل ۱۲: مجرای خوراک‌دهی جدید، پس از نصب: الف) نمای از بالا، ب) نمای جانبی و در حال کار



شکل ۱۳: مقایسه نوسانات توان کشی، قبل و بعد از نصب مجرای خوراک‌دهی جدید

برآوردی (بیش تخمینی) از اندازه محصول سنگ‌شکن در نظر گرفته شد. برای این کار، بخشی از تصویر مواد مانده روی سرند بعد از سنگ‌شکن که ابعاد آن مشخص بود از تصویر کل جدا شده و قطر دایره‌های محاط بر ذرات به وسیله نرم‌افزار ImageJ اندازه‌گیری شد. مقایسه میانگین اندازه ذرات همراه با انحراف معیار آن‌ها قبل و بعد از نصب مجرای خوراک‌دهی جدید (شکل ۱۴) نشان داد که اندازه ذرات روی سرند بر اساس ۱۰۰ درصد عبوری، از حدود ۴۸ به ۲۴ میلی‌متر کاهش یافته است. این مورد، نتیجه خوراکی با حداقل جداشدگی است که باعث شده بود گلوگاه سنگ‌شکن برای مدت زمان طولانی‌تری در مقدار تنظیم شده خود باقی بماند و توزیع اندازه محصول ریزتر و یکنواخت‌تر شود.

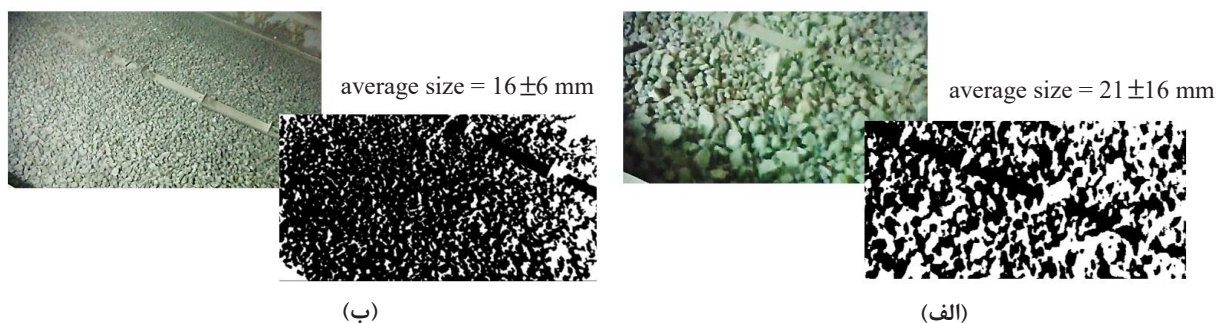
#### ۴- نتیجه‌گیری

برآوردی (بیش تخمینی) از اندازه محصول سنگ‌شکن در نظر گرفته شد. برای این کار، بخشی از تصویر مواد مانده روی سرند بعد از سنگ‌شکن که ابعاد آن مشخص بود از تصویر کل جدا شده و قطر دایره‌های محاط بر ذرات به وسیله نرم‌افزار ImageJ اندازه‌گیری شد. مقایسه میانگین اندازه ذرات همراه با انحراف معیار آن‌ها قبل و بعد از نصب مجرای خوراک‌دهی جدید (شکل ۱۴) نشان داد که اندازه ذرات روی سرند بر اساس ۱۰۰ درصد عبوری، از حدود ۴۸ به ۲۴ میلی‌متر کاهش یافته است. این مورد، نتیجه خوراکی با حداقل جداشدگی است که باعث شده بود گلوگاه سنگ‌شکن برای مدت زمان طولانی‌تری در مقدار تنظیم شده خود باقی بماند و توزیع اندازه محصول ریزتر و یکنواخت‌تر شود.

علاوه بر نتایج صنعتی یاد شده، سایش در محور خردکننده و آسترهای سنگ‌شکن کاهش یافت (یعنی عمر آستر از ۸ ماه به ۱۵ ماه افزایش یافت) و یکنواخت شد. شکل ۱۵، مقایسه سایش آستر بدنه سنگ‌شکن را قبل و بعد از نصب مجرای خوراک‌دهی جدید نشان می‌دهد. نقش سایش یکنواخت در کاهش چشمگیر خاموشی‌های ناگهانی منجر به توقف تولید، به خوبی مشاهده شد.

با استفاده از شبیه‌سازی‌های روش اجزای گسسته (راگ)

علاوه بر نتایج صنعتی یاد شده، سایش در محور خردکننده و آسترهای سنگ‌شکن کاهش یافت (یعنی عمر آستر از ۸ ماه



شکل ۱۴: آنالیز تصویر مواد مانده روی سرند پس از سنگ‌شکن: الف) قبل از نصب مجرای خوراک‌دهی جدید، ب) بعد از نصب



شکل ۱۵: مقایسه سایش آستر بدنه سنگ‌شکن: الف) قبل از نصب مجرای خوراک‌دهی جدید، ب) بعد از نصب

سایش بخش‌های مختلف سنگ‌شکن کاهش یافت.

## ۵- سپاس‌گزاری

نویسندگان از مجتمع مس سرچشمه به جهت فراهم آوردن امکان انجام این تحقیق و اجازه انتشار مقاله، تقدیر و تشکر می‌نمایند. همچنین، از آقای مهندس ولی‌زاده به دلیل کمک‌های مستمر ایشان در جمع‌آوری داده‌های صنعتی قدردانی به عمل می‌آید.

## ۶- مراجع

- [1] Bearman, R., Munro, S., and Evertsson, C. M. (2011). "Crushers—An essential part of energy efficient comminution circuits". Metallurgical Plant Design and Operating Strategies, 66-85.
- [2] Tromans, D. (2008). "Mineral comminution: Energy

با نرم‌افزار  $KMPC_{DEM}^{\circledR}$ ، طرح‌های مختلف مجرای خوراک‌دهی با هدف رسیدن به بالاترین درجه یکنواختی در توزیع خوراک روی صفحه توزیع‌کننده سنگ‌شکن بررسی شدند.

- نتایج نشان داد که با تغییر شکل مجرای خوراک‌دهی از مکعبی به استوانه‌ای، افزایش طول بالای مجرا از صفر به ۴۵ سانتی‌متر، افزایش پایین‌پایین آن از ۵۳ به ۹۵ سانتی‌متر و کاهش سطح مقطع از ۰٫۳۴ به ۰٫۲۴ مترمربع، جداسازی در توزیع خوراک به سنگ‌شکن به حداقل ممکن رسید و خوراک‌دهی یکنواخت انجام شد.

- با نصب مجرای جدید، نوسانات توان‌کشی سنگ‌شکن ۲۶ درصد کاهش یافت و امکان کنترل خودکار سنگ‌شکن و شرایط خوراک‌دهی خفه فراهم شد.

- تناژ سنگ‌شکن از ۳۹۰ به ۵۳۱ تن بر ساعت افزایش یافت و محصول آن ریزتر و یکنواخت‌تر شد. علاوه بر این، نرخ

- of cone crusher performance with changes in material properties and operating conditions using DEM". Minerals Engineering, 100: 49-70.
- [14] Lichter, J., Lim, K., Potapov, A., and Kaja, D. (2009). "New developments in cone crusher performance optimization". Minerals Engineering, 22: 613-617.
- [15] Luding, S. (2008). "Introduction to Discrete element methods: basics of contact force models". European Journal of Environmental and Civil Engineering (Alert Course, Aussois, France), 12: 785-826.
- [16] Ghasemi, A. R., Hasankhoei, A. R., Parsapour, Gh. Razi, E., and Banisi, S. (2020b). "A combined physical and DEM modelling approach to improve performance of rotary dryers by modifying flights design". Drying Technology, 1-18.
- [17] Ghasemi, A. R., Musavi, S. O., and Banisi, S. (2014). "Effect of time step on the accuracy of DEM calculations". XXVII International Mineral Processing Congress (IMPC), Santiago, Chile, 1-10.
- [18] Cleary, P. (2004). "Large scale industrial DEM modeling". Engineering Computations, 21: 169-204.
- [19] Cleary, P. W. (1998). "Predicting charge motion, power draw, segregation and wear in ball mills using discrete element methods". Minerals Engineering, 11: 1061-1080.
- [20] Cleary, P. W. (2001). "Recent advances in DEM modelling of tumbling mills". Minerals Engineering, 14: 1295-1319.
- [21] Cleary, P. W. (2009). "Industrial particle flow modelling using discrete element method". Engineering Computations, 26: 698-743.
- [22] Djordjevic, N. (2003). "Discrete element modelling of the influence of lifters on power draw of tumbling mills". Minerals Engineering, 16(4): 331-336.
- [23] Ghasemi, A. R., Razi, E., and Banisi, S. (2020a). "Determining a lower boundary of elasticity modulus used in the discrete element method (DEM) in simulation of tumbling mills". Advanced Powder Technology, 31: 1365-1371.
- [24] Hasankhoei, A. R., Maleki-Moghaddam, M., Haji-Zadeh, A., Barzgar, M. E., and Banisi, S. (2019). "On dry SAG mills end liners: Physical modeling, DEM-based characterization and industrial outcomes of a new design". Minerals Engineering, 141: 105835.
- [25] Herbst, J. A., and Nordell, L. (2001). "Optimization of the design of SAG mill internals using high fidelity simulation". Proceedings of the SAG Conference, efficiency considerations". Minerals Engineering, 21: 613-620.
- [3] Valery, W., and Jankovic, A. (2002). "The future of comminution". 34th IOC on Mining and Metallurgy, Bor Lake, Yugoslavia, 287-298.
- [4] Gröndahl, A., Asbjörnsson, G., Hulthén, E., and Evertsson, M. (2018). "Diagnostics of cone crusher feed segregation using power draw measurements". Miner. Eng., 127: 15-21.
- [5] Powell, M., Evertsson, M., and Mainza, A. (2019). "Redesigning SAG mill recycle crusher operation". The 2019 SAG Conference, JVV Marriott Parq Vancouver, <https://research.chalmers.se/publication/515951>.
- [6] Gröndahl, A., Asbjörnsson, G., Quist, J., Hulthén, E., and Evertsson, M. (2017). "Impact of feeding position on power draw size reduction in a cone crusher". The 15th European Symposium on Comminution and Classification, Izmir, <https://research.chalmers.se/en/publication/254630>.
- [7] Evertsson, C. M. (2000). "Cone Crusher Performance". Ph.D Thesis, Chalmers University of Technology (CTH), Gothenburg, Sweden, <https://www.researchgate.net/publication/276226567>.
- [8] Jacobson, D., and Janssen, P. (2010). "Cavity level's effect on cone crusher performance and production". 7th International Mineral Processing Seminar, Santiago, Chile, Chapter 1, 15-21.
- [9] Quist, J., and Evertsson, C. M. (2010). "Application of discrete element method for simulating feeding conditions and size reduction in cone crushers". XXV International Mineral Processing Congress (IMPC), The Australasian Institute of Mining and Metallurgy (The AusIMM), Brisbane, QLD, Australia, 3337-3347.
- [10] Quist, J. (2012). "Cone crushing modelling and simulation". Ms.c Thesis, Chalmers University of Technology (CTH), Gothenburg, Sweden, <http://publications.lib.chalmers.se/records/fulltext/248833/248833.pdf>.
- [11] Evertsson, C. M., Quist, J., Bengtsson, M., and Hulthén, E. (2016). "Monitoring and validation of life time prediction of cone crusher with respect to loading and feeding conditions". 10th International Comminution Symposium (Comminution '16), 904: 11-14.
- [12] Lindqvist, M., and Evertsson, C. M. (2003). "Prediction of worn geometry in cone crushers". Minerals Engineering, 16: 1355-1361.
- [13] Cleary, P. W., Sinnott, M. D., Morrison, R. D., Cummins, S., and Delaney, G. W. (2017). "Analysis



- Calibration, validation and scale-up*". Australian Bulk Handling Review, 64-72.
- [38] Grima, A., Fraser, T., Hastie, D., and Wypych, P. (2011). "Discrete element modelling: trouble-Shooting and optimisation tool for chute design". International Materials Handling Conference (Belcon '16), Johannesburg, South Africa, <https://www.researchgate.net/publication/273461410>.
- [39] Karwat, B., Machnik, R., Niedzwiedzki, J., Nogaj, M., Rubacha, P., and Stańczyk, E. (2019). "Calibration of bulk material model in discrete element method on example of perlite D18-D". *Eksploracja i Niezawodność – Maintenance and Reliability*, 21: 351-357.
- [40] Servin, M., and Wang, D. (2016). "Adaptive model reduction for nonsmooth discrete element simulation". *Computational Particle Mechanics*, 3: 107-121.
- [41] Bhandarkar, M. P., Downie, B., Hardwick, M., and Nagi, R. (2000). "Migrating from IGES to STEP: one to one translation of IGES drawing to STEP drafting data". *Computers in Industry*, 41(3): 261-277.
- [42] Marjudi, S., Mohamad Amran, M., Abdullah, K., Widyarto, S., Majid, N., and Sulaiman, R., 2010. A review and comparison of IGES and STEP. *Proceedings of World Academy of Science, Engineering and Technology*, 62.
- University of British Columbia, Vancouver, IV: 150-164.
- [26] Kalala, J. T., Breetzke, M., and Moys, M. H. (2008). "Study of the influence of liner wear on the load behaviour of an industrial dry tumbling mill using the Discrete Element Method (DEM)". *International Journal of Mineral Processing*, 86: 33-39.
- [27] Khanal, M., and Jayasundara, C. T. (2014). "Role of particle stiffness and inter-particle sliding friction in milling of particles". *Particuology*, 16: 54-59.
- [28] Mishra, B. K., and Rajamani, R. K. (1992). "The discrete element method for the simulation of ball mills". *Applied Mathematical Modelling*, 16: 598-604.
- [29] Mishra, B. K., and Rajamani, R. K. (1994). "Simulation of charge motion in ball mills. Part 1: experimental verifications". *International Journal of Mineral Processing*, 40: 171-186.
- [30] Powell, M. S., Weerasekara, N. S., Cole, S., LaRoche, R. D., and Favier, J. (2011). "DEM modelling of liner evolution and its influence on grinding rate in ball mills". *Minerals Engineering*, 24: 341-351.
- [31] Weerasekara, N. S., Powell, M. S., Cleary, P. W., Tavares, L. M., Evertsson, M., Morrison, R. D., Quist, J., and Carvalho, R. M. (2013). "The contribution of DEM to the science of comminution". *Powder Technology*, 248: 3-24.
- [32] Cleary, P. W., and Sinnott, M. D. (2015). "Simulation of particle flows and breakage in crushers using DEM: Part 1 – Compression crushers". *Minerals Engineering*, 74: 178-197.
- [33] Delaney, G. W., Morrison, R. D., Sinnott, M. D., Cummins, S., and Cleary, P. W. (2015). "DEM modelling of non-spherical particle breakage and flow in an industrial scale cone crusher". *Minerals Engineering*, 74: 112-122.
- [34] Johansson, M., Quist, J., Evertsson, M., and Hulthén, E. (2017). "Cone crusher performance evaluation using DEM simulations and laboratory experiments for model validation". *Minerals Engineering*, 103-104: 93-101.
- [35] Quist, J., and Evertsson, C. M. (2016). "Cone crusher modelling and simulation using DEM". *Minerals Engineering*, 85: 92-105.
- [36] Bourke, P. (2010). "Object Files (.obj)". <http://paulbourke.net/dataformats/obj/> (accessed 23 January 2017).
- [37] Grima, A., and Wypych, P. (2010). "Discrete element simulation of a conveyor impact-plate transfer:
- 
- <sup>1</sup> Closed side setting (CSS)
- <sup>2</sup> Rock-on-rock (interparticle) breakage
- <sup>3</sup> Segregation
- <sup>4</sup> Loading position
- <sup>5</sup> Granular convection
- <sup>6</sup> High-wear spots
- <sup>7</sup> Bulk-loading rock
- <sup>8</sup> Feed box or feed hopper
- <sup>9</sup> Deflector plates
- <sup>10</sup> Discrete element method (DEM)
- <sup>11</sup> Prototype testing
- <sup>12</sup> Normal contact force
- <sup>13</sup> Tangential contact force
- <sup>14</sup> Contact point
- <sup>15</sup> Spring-dashpot contact force model
- <sup>16</sup> Population balance model (PBM)

- <sup>17</sup> Bonded particle model (BPM)
- <sup>18</sup> Particle factory
- <sup>19</sup> Computer-aided design (CAD) tools
- <sup>20</sup> SolidWorks
- <sup>21</sup> AutoCAD
- <sup>22</sup> Vertexes
- <sup>23</sup> Assembly hierarchy
- <sup>24</sup> Assembly 3D file
- <sup>25</sup> Rotation matrix
- <sup>26</sup> Quaternion
- <sup>27</sup> Particle size indicator (PSI)



## Modification of Design of Feed Chute in A Tertiary Cone Crusher at the Sarcheshmeh Copper Complex

Nematollahi E.<sup>1</sup>, Zare S.<sup>2</sup>, Ghorbani F.<sup>3</sup>, Maleki-Moghaddam M.<sup>4</sup>, Ghasemi A.<sup>5</sup>, Banisi S.<sup>6\*</sup>

1- Ph.D Student, Kashigar Mineral Processing Research Center, Shahid Bahonar University of Kerman, Kerman, Iran  
nematollahi@kmpc.ir

2- M.Sc, Kashigar Mineral Processing Research Center, Shahid Bahonar University of Kerman, Kerman, Iran  
s.zare@kmpc.ir

3- M.Sc, Kashigar Mineral Processing Research Center, Shahid Bahonar University of Kerman, Kerman, Iran  
ghorbani@kmpc.ir

4- Professor, Mineral Processing Group, Vali-e-Asr University of Rafsanjan, Rafsanjan, Iran  
M.Maleki@vru.ac.ir

5- Ph.D, Kashigar Mineral Processing Research Center, Shahid Bahonar University of Kerman, Kerman, Iran  
Ghasemi@kmpc.ir

6- Professor, Mineral Processing Group, Shahid Bahonar University of Kerman, Kerman, Iran  
Banisi@uk.ac.ir

(Received: 06 Oct. 2020, Accepted: 09 Jun. 2021)

**Abstract:** Comminution is the most energy intensive operation which constitutes the major portion of operating and capital costs of the mineral processing plants. Working at the maximum operating capacity of comminution equipment plays a significant role in the efficiency of the circuit. Also, due to the effect of crusher efficiency on the downstream circuit performance, optimization of the crushing circuits has received considerable attention. In this research, the effect of feed chute design on tertiary cone crusher performance at the Sarcheshmeh copper complex was studied. A close monitoring of the performance crusher revealed that main problems were high fluctuations of power draw and uneven and high-rate wear of crusher liners. Such pitfalls were clear evidences of an improper feeding arrangement into the crusher. Accordingly, various feed chute designs were employed in the simulations by an in-house developed DEM software called KMPCDEM© to find more uniform feed distribution on the distribution plate of the crusher. Results showed that by changing the shape of feed chute from cubic to cylindrical, decreasing its surface area from 0.34 to 0.24 m<sup>2</sup> and increasing the cylinder length above and below the feed chute plate from 0 to 45 cm and from 53 to 95 cm, respectively, uniform feed distribution was obtained. After installing the new feed chute design in the plant, a detail monitoring over a period of 15 months showed a reduction of the standard deviation of crusher power draw from 13 to 3 kW. A better crusher control caused choke feeding. Therefore, 36% increase in the crusher throughput and finer and narrower product size distribution occurred. Furthermore, the life of crusher liners increased from 8 months to 15 months on account of more



uniform and lower rate of wear on mantle and liners.

**Keywords:** Open Pit Mine, Ultimate Pit Limit, Optimization, Heuristic algorithm.

## INTRODUCTION

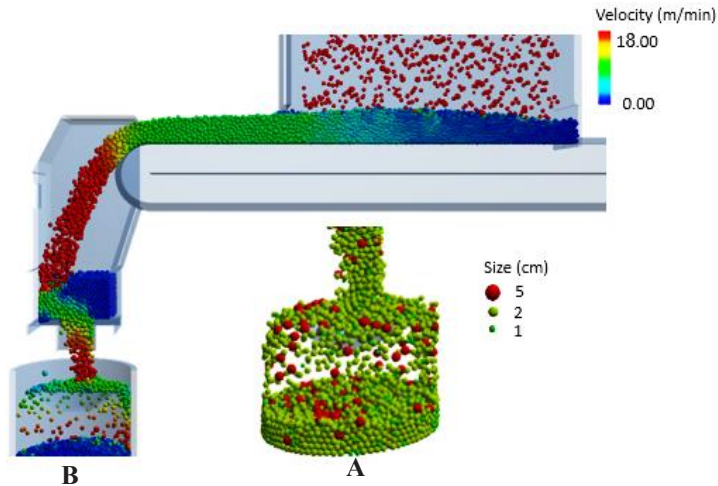
Comminution circuits (including crushing and grinding) form a vital part of the minerals processing industry and consume large quantities of energy (i.e., approximately 2% of electricity consumed on a national level). Cone crushers utilize compressive mechanism and are the most commonly crusher type used in minerals processing circuits for secondary and tertiary crushing [1]. Typically, the main objective of crushing circuits is to maximize the crushing throughput at some specified product size by maintaining the highest possible crusher power draw. High fluctuations of power draw sound the alarm, meaning that the crusher is suffering from the incorrect operating conditions. Accordingly, the power draw variance is equally important as its absolute value. A number of variables could affect power draw such as ore feed stiffness and size, ore feed rate, closed side setting (CSS), and feeding mode. Generally, ore stiffness and, in some cases, feed size are not controllable and the feed rate usually depends on the upstream and downstream operations. The closed side setting of a cone crusher is the most well-known adjustable mechanical parameter. In practice, the feeding mode (feed presentation; the manner in which crusher is fed) is the parameter which could have a significant effect on the performance and deserves special attention. Under the shadow of choke feeding importance, feed presentation is often neglected in plants and has been regarded as a part of normal operation and not very detrimental to crusher performance. However, Evertsson [2] showed poor distribution of feed is not simply a minor problem, but is a cause of high variation in crushing forces and inefficiency of the process. Nevertheless, it has been reported that when operating under full choked feeding condition, the bad feeding presentation is no longer a major problem [3], Bearman et. al. [4] showed that in a cone crusher appeared to be fully choke fed, the poor distributed feed led to drawbacks in crusher performance. Discrete element method (DEM) is a computational technique to simulate the particle flow in various types of equipment. The objective of present work was to investigate the effect of feeding arrangement on the performance of the tertiary crusher through finding an optimal design for the feed chute. The approach started with developing the DEM codes for multi-geometry simulation in order to simulate the overall crushing circuit with sufficient resolution. DEM simulations with various feed chute designs were performed to achieve more uniform feed distribution on the distribution plate of the crusher. The optimum feed chute design obtained from the designed simulations was constructed and installed in one of the cone crushers of the Sarcheshmeh copper complex and the crusher performance was monitored for a period of 15 months.

## METHODS

In order to predict the feeding arrangement, a 3D DEM based (parallelized using CUDA technology) software called  $KMPC_{DEM}^{\circledR}$  was used. The development of the software started in 2013 at the Kashigar mineral processing research center (KMPC) in Mining Engineering group, Shahid Bahonar University of Kerman, Iran. Full access to the software source codes enabled us to add or modify the algorithms and related relationships. Since the previous version of software in terms of number of geometries involved in the simulation was limited to one geometry, in order to simulate the overall crushing circuit, it was necessary to develop codes by optimizing the data exchanges from 3D design software. Based on our experiences in using the object files for single-geometry simulations and easy decoding of these files, .obj format was used by applying a few changes. For instance, an assembly 3D file (SLDR file including all geometries involved in the simulation) must be created to link the geometries together with specific properties of each geometry. Then, each geometry is imported while hiding the other geometries. In this way, it was possible to mesh the geometries separately and attribute the features of geometries (e.g., speed and type of motion or the entrance position of particles) to their meshes and also record the related data (e.g., acting tangential and normal forces).

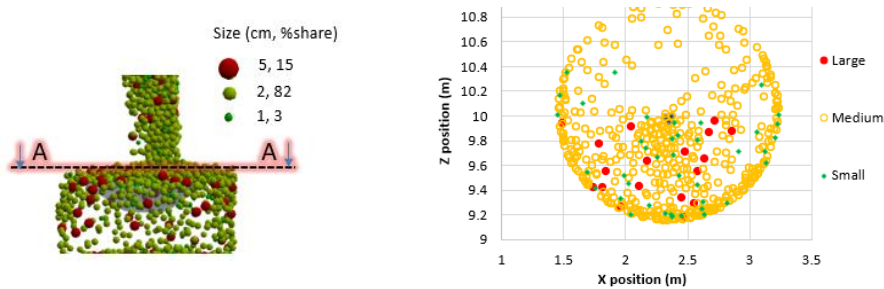
### FINDINGS AND ARGUMENT

The DEM simulation of the material flow through the conveyor belt into cone crusher concave with the original feed chute design (i.e., cubic) is shown in Figure 1. The inspection of the simulation indicates a high degree of non-uniform feeding.

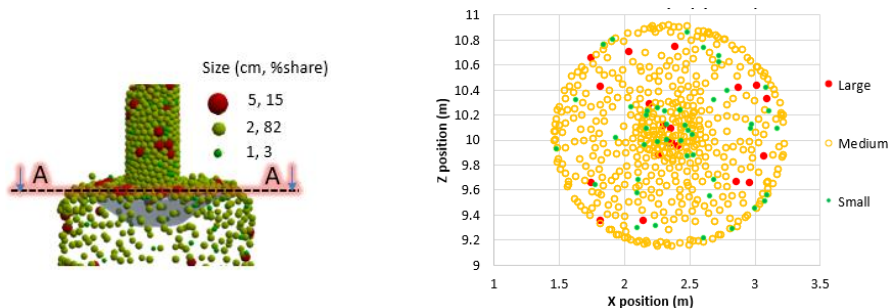


**Figure 1.** Simulation of material flow in tertiary cone crusher circuit: particles are colored by **A:** size; red: large, dark yellow: medium, light green: small, **B:** velocity; red: 18 m/min, blue: 0

To provide a clearer picture of the phenomenon created by the segregation in the crusher concave, a horizontal cross-section of the distribution plate of the crusher along with density distribution is depicted in Figure 2. There is a severe segregation indicated by a high density of large particles in the lower part of the distribution plate (Figure 2).



**Figure 2.** Density distribution chart for cubic feed chute (particles are colored by size; red: large, orange: medium, green: small)



**Figure 3.** Density distribution chart for the cylindrical feed chute (particles are colored by size; red: large, orange: medium, green: small)

Figure 3 shows that there is a symmetrical distribution without segregation and vertical flow of feed into the chamber of crusher clearly has been obtained for new chute design.

In order to establish a sound base for the comparison, the power draw, throughput and product size distribution of crusher were monitored. A period of eight months before and 15 months after the installation of new feed chute was chosen for the comparison. The variance of power draw decreased about 26% which indicated more stable process resulting in the easier automatic control of the crusher (Figure 4). As a consequence, by shifting up from an average power of 131 kW to a new target of around 172 kW (i.e., 70% of nominal power), the crusher could be operated under choke feeding while staying within the power limits.

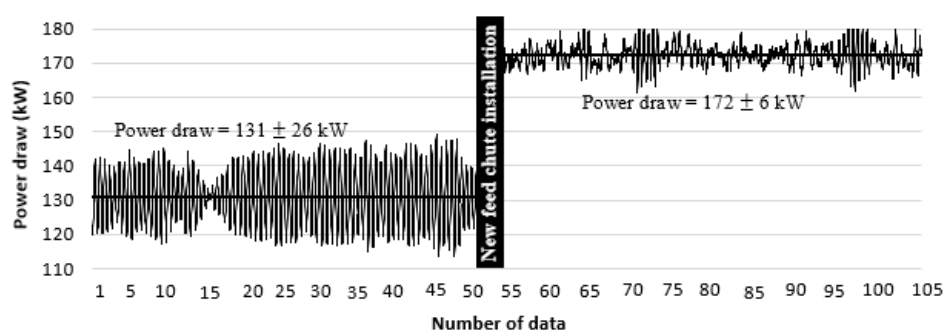


Figure 4. Comparison of power draw fluctuations before and after installation of new feed chute

The comparison of the average size of product particles along with their standard deviations before and after new chute installation showed that 100% passing size of the material retained on the screen after crusher decreased from about 48 to 24 mm. This was a result of a non-segregated feed which caused the CSS to be maintained over much longer periods of time and the product size distribution to become finer and narrower. Furthermore, wear rate on the mantle and liners of the crusher decreased which was verified by increase of the liner life from 8 months to 15 months.

## CONCLUSIONS

- This work was conducted to investigate the effect of feed chute design on tertiary cone crusher performance at the Sarcheshmeh copper complex.
- A close monitoring of the performance crusher revealed that main problems were high fluctuations of power draw and uneven and high-rate wear of crusher liners. Such pitfalls were clear evidences of an improper feeding arrangement into the crusher.
- Various feed chute designs were employed in the simulations by an in-house developed DEM software called KMPC<sub>DEM</sub><sup>®</sup> to find more uniform feed distribution on the distribution plate of the crusher.
- The best setting of factors characterizing the cylindrical feed chute design was 0.24 m<sup>2</sup>, 45 cm and 95 cm for surface area, and the cylinder length above and below the feed chute, respectively.
- Evaluation of tertiary crushing performance having an installed new feed chute over a period of 15 months showed a reduction of 26% of crusher power draw fluctuations, finer and narrower product size distribution and low rate and uniform wear on mantle and liners of crusher.

## REFERENCES

- [1] Lindqvist, M., and Evertsson, C. M. (2004). "Improved flow- and pressure model for cone crushers". Minerals Engineering, 17(11-12): 1217-1225.
- [2] Evertsson, C. M. (2000). "Cone Crusher Performance". Ph.D Thesis, Chalmers University of Technology (CTH), Gothenburg, Sweden, <https://www.researchgate.net/publication/276226567>.
- [3] Quist, J., and Evertsson, C. M. (2010). "Application of discrete element method for simulating feeding conditions and size reduction in cone crushers". XXV International Mineral Processing Congress (IMPC), Australia, 3337–3347.

- [4] Bearman, R., Munro, S., and Evertsson, C. M. (2011). "Crushers – An essential part of energy efficient comminution circuits". Metallurgical Plant Design and Operating Strategies, 66-85.