

الحمد لله الذي
خلقنا من
الحمم



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک
پایان نامه کارشناسی ارشد فرآوری مواد معدنی

طراحی مجدد مدار فرآوری مس در مجتمع مس سرچشمه به منظور بررسی امکان بهبود کارایی

نگارنده:

مهديه صبوري

استاد راهنما :

دکتر محمد کارآموزیان

شهریور ۱۴۰۰

شماره: ۲۰۱۴۳
تاریخ: ۱۴۰۴/۰۹/۰۱
ویرایش:

باسمه تعالی
فرمهای ارزشیابی پایان نامه کارشناسی ارشد
مربوط به ورودی‌های ۹۴ به بعد

مدیریت تحصیلات تکمیلی



فرم شماره (۳) صورتجلسه نهایی دفاع از پایان نامه دوره کارشناسی ارشد

با نام و یاد خداوند متعال، ارزیابی جلسه دفاع از پایان نامه کارشناسی ارشد خانم مهدیه صبوری با شماره دانشجویی ۹۷۱۰۵۹۴ رشته معدن گرایش فرآوری مواد معدنی تحت عنوان طراحی مجدد مدار فرآوری مس در مجتمع مس سرچشمه به منظور بررسی امکان بهبود کارایی که در تاریخ ۱۴۰۰/۷/۲۷ با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار شد به شرح ذیل اعلام می‌گردد:

الف) درجه عالی: نمره ۲۰-۱۹ ☒ ب) درجه خیلی خوب: نمره ۱۸-۱۷/۹۹ ☐ ج) درجه خوب: نمره ۱۶-۱۷/۹۹ ☐ د) درجه متوسط: نمره ۱۴-۱۵/۹۹ ☐ ه) کمتر از ۱۴ غیر قابل قبول و نیاز به دفاع مجدد دارد ☐ نوع تحقیق: ☐ نظری ☒ عملی			
عضو هیأت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱- استاد راهنمای اول	دکتر محمد کارآموزیان	دانشیار	
۲- استاد راهنمای دوم	—	—	—
۳- استاد مشاور	—	—	—
۴- استاد داور اول	دکتر محمد جهانی چگنی	استادیار	
۵- استاد داور دوم	دکتر اصغر عزیزی	دانشیار	
۶- نماینده تحصیلات تکمیلی	دکتر رامین رفیعی	استادیار	

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده:

تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:



تقدیم به:

تقدیم به پدر بزرگوار و مادر مهربانم

آن دو فرشته‌ای که از خواسته‌هایشان گذشتند، سختی‌ها را به جان خریدند و خود را سپر بلای مشکلات و ناملایمات کردند تا من به جایگاهی که اکنون در آن ایستاده‌ام برسم.

و در نهایت تقدیم به

برادران و خواهران عزیزم که وجودشان شادی‌بخش و مایه آرامش من است.

تشکر و قدردانی

بَيِّنَ الْعِلْمَ حَيَاةُ الْقُلُوبِ وَ نُورُ الْبَصَارِ مِنَ الْعَمَى وَ قُوَّةُ الْبَدَانِ مِنَ الضَّعْفِ؛

به راستی که دانش، مایه حیات دل‌ها، روشن‌کننده دیدگان کور و نیروبخش بدن‌های ناتوان

است. (امام علی علیه السلام)

اکنون که به یاری خداوند این دوره را به پایان رسانیده‌ام، بر خود واجب می‌دانم از زحمات ارزشمند استاد ارجمند و شایسته جناب آقای دکتر محمد کارآموزیان تشکر و قدردانی نمایم. بی شک، بدون حمایت و راهنمایی و کمک ایشان انجام این تحقیق میسر نبود. برای ایشان از درگاه ایزد منان توفیق روزافزون مسئلت دارم.

همچنین از جناب آقای مهندس محمدرضا یاراحمدی، ریاست محترم واحد تحقیق و توسعه بخش فرآوری شرکت ملی مس ایران، جناب مهندس مقصودی مشاور صنعتی و جناب آقای مهندس محمودی میمندی سرپرست کارخانه نیمه‌صنعتی مجتمع و همکارانشان به واسطه همفکری‌ها و همکاری‌های بی‌شائبه‌شان کمال تشکر و قدردانی را دارم. در پایان نیز از دوستان و همکاران گرامی آقای حسین منطری، فرشاد محمدی، عیسی حیدرزهی، هادی اسحاقی، امید حردانی، علی نیکویی، حسن مومنی، عباس فاریابی، جواد طاهری فرجام، امین محبانی، خانم زهرا رحیمی، طیبه اسدی و نجمه مرادی که مرا در رسیدن به اهدافم یاری نمودند صمیمانه تقدیر می‌کنم.

تعهد نامه

اینجانب مهدیه صبوری دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن دانشکده دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه طراحی مجدد مدار فرآوری مس در مجتمع مس سرچشمه به منظور بررسی امکان بهبود کارایی تحت راهنمایی دکتر محمد کارآموزیان متعهد می شوم.

- تحقیقات در این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است .
- در استفاده از نتایج پژوهشهای محققان دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است .
- مطالب مندرج در پایان نامه تاکنون توسط خود یا فرد دیگری برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است .
- کلیه حقوق معنوی این اثر متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد و مقالات مستخرج با نام « دانشگاه صنعتی شاهرود » و یا « **Shahrood University of Technology** » به چاپ خواهد رسید .
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی پایان نامه تأثیرگذار بوده اند در مقالات مستخرج از پایان نامه رعایت می گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه ، در مواردی که از موجود زنده (یا بافتهای آنها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است .
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری ، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است .

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج ، کتاب ، برنامه های رایانه ای ، نرم افزار ها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد . این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود . استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی باشد.

چکیده

معدن مس سرچشمه تقریباً دارای ۱ میلیارد و ۲۰۰ میلیون تن ذخیره از سنگ مس پورفیری است که با در نظر گرفتن افزایش عمق معدن، پارامترهایی شامل عیار، ترکیب کانی‌شناسی و تناژ ورودی به کارخانه پرعیارکنی ۱ تغییر یافته، که در مواردی باعث افت عملکرد مدار فلوتاسیون مس شده است. جهت طراحی مجدد مدار فرآوری مس با استفاده از ویژگی‌های خوراک فعلی، آزمایش‌هایی نظیر دانه‌بندی اولیه خوراک، اندیس باند ضربه‌ای، اندیس باند گلوله‌ای، آزمایش‌های فلوتاسیون و آزمایش ته‌نشینی بر روی نمونه انجام گرفت. باتوجه به بررسی دانه‌بندی خوراک ورودی به کارخانه، مقدار خوراک با ابعاد mm ۱۲/۷ از ۱۰ درصد به ۴۸/۵ درصد افزایش داشته است. مقدار اندیس باند ضربه‌ای kWh/t ۱۵/۹ و اندیس باند گلوله‌ای kWh/t ۱۲/۵ به دست آمد. در نهایت با استفاده از نتایج آزمایش‌های فوق مدار جدید کارخانه پرعیارکنی ۱ طراحی شد. نتایج نشان داد که مدار خردایش شامل ۵ دستگاه سرنند دو طبقه به طول ۶ m و عرض ۲/۴ m، دو سنگ‌شکن مخروطی استاندارد با گلوگاه ۶۳ mm و شش سنگ‌شکن مخروطی سرکوتاه با گلوگاه ۱۹ میلی‌متر می‌باشد که توان هر دو سنگ‌شکن از مقدار طراحی اولیه ۳۰۰ hp، به ۳۴۸/۷ hp رسیده است. همچنین طبق محاسبات ۷ آسیای گلوله‌ای به طول ۸/۲۳ m، قطر داخلی ۴/۷ m با توان ۱۳۰۰ kW در نظر گرفته شد که تناژ ورودی نسبت به طراحی اولیه از ۲۲۵/۸ t/h به ۳۴۱/۲۲ t/h افزایش یافت. به علاوه تعداد هیدروسیکلون‌های هر خوشه ۱۴ عدد با قطر ۴۶/۲۵ cm و حد جدایش μ ۱۲۳/۵۸ بدست آمد. برای مدار فلوتاسیون، تعداد ۱۸ سلول رافر با حجم m^3 ۲۰۰، ۱۲ سلول اسکاونجر با حجم m^3 ۱۵، ۱۰ سلول کلیئر با حجم m^3 ۵۰ از نوع RCS و ۴ سلول ستونی با حجم m^3 ۴۵/۵۵ شده طراحی شد؛ همچنین برای مدار خردایش مجدد، دو آسیای گلوله‌ای با طول ۶ m، قطر داخلی ۳/۶ m، توان ۱۲۵۰ kW در کنار ۲ هیدروسیکلون که هر خوشه آن ۷ عدد با قطر ۴۵ cm و حد جدایش μ ۵۵ در نظر گرفته شد. برای مدار آبگیری نیز، دو تیکنر با مساحت m^2 ۱۲۲۹/۳ و عمق ۴/۹ m بدست آمد.

کلمات کلیدی: طراحی مجدد مدار فرآوری، مدار خردایش، مدار فلوتاسیون، مجتمع مس سرچشمه، راندمان

فهرست مطالب

أ	فهرست مطالب
د	فهرست جداول
و	فهرست اشکال
۱	فصل ۱: کلیات تحقیق
۲.....	۱-۱ مقدمه
۲.....	۲-۱ معرفی مجتمع مس سرچشمه
۶.....	۳-۱ شرح مدار آسیاکنی کارخانه پرعیارکنی ۱
۸.....	۴-۱ مدار فلوتاسیون کارخانه پرعیارکنی ۱
۱۰.....	۵-۱ اصول طراحی مدارهای سنگ شکنی
۱۶.....	۶-۱ اصول کلی طراحی آسیا
۲۰.....	۷-۱ طراحی آسیای خودشکن و نیمه خودشکن
۲۲.....	۸-۱ طراحی سرندها
۲۶.....	۹-۱ طراحی هیدروسیکلون
۲۹.....	۱۰-۱ طراحی مدار فلوتاسیون
۳۱.....	۱۱-۱ طراحی تیکنرها
۳۶.....	۱۲-۱ طراحی فیلتراسیون
۴۱	فصل ۲: مروری بر تحقیقات گذشته
۴۲.....	۱-۲ مقدمه
۵۱.....	۲-۲ اهداف پروژه

فصل ۳: روش انجام تحقیق

۵۳

۱-۳	مقدمه	۵۴
۲-۳	تعیین حداقل وزن نمونه	۵۴
۳-۳	نمونه‌گیری از انبار درشت	۵۴
۴-۳	اندیس‌کار باند	۵۵
۵-۳	آزمایش فلوتاسیون	۶۲

فصل ۴ ارائه یافته‌ها و تحلیل نتایج

۷۱

۱-۴	نتایج آزمایش‌های فلوتاسیون	۷۹
۲-۴	نتایج سینتیک فلوتاسیون	۸۰
۳-۴	نتایج آزمون آزمایشگاهی فلوتاسیون	۸۱
۴-۴	نتایج تست ته‌نشینی	۸۳
۵-۴	محاسبات طراحی مجدد مدار کارخانه	۸۵
۶-۴	معیارهای طراحی مدار سنگ‌شکنی	۹۲
۷-۴	طراحی مدار آسیاکنی	۱۰۲
۸-۴	طراحی هیدروسیکلون	۱۰۶
۹-۴	معیارهای طراحی فلوتاسیون	۱۱۰
۱۰-۴	طراحی آسیای ثانویه	۱۱۵
۱۱-۴	طراحی هیدروسیکلون ثانویه	۱۱۹
۱۲-۴	طراحی تیکنر	۱۲۳
۱۳-۴	فلوشیت پیشنهادی	۱۲۵

فصل ۵ نتیجه‌گیری و پیشنهادات

۱۲۷

۱-۵	نتیجه‌گیری	۱۲۸
-----	------------	-----

۵-۲ پیشنهادات ۱۲۹

فهرست منابع و مآخذ ۱۳۰

فهرست جداول

جدول ۱-۱ داده‌های مربوط به جریان‌های مدار آسیاکنی [۲].....	۷
جدول ۲-۱ تعداد مراحل و نوع آن براساس ظرفیت [۱].....	۱۱
جدول ۳-۱ درصد دهانه سرند براساس شکل چشمه‌ها [۳].....	۲۴
جدول ۴-۱ تعداد سلول‌های موجود در هر بانک [۱۲].....	۳۰
جدول ۵-۱ انواع مواد معدنی و درصد جامد خوراک و ته‌ریز و سطح واحد تیکر کنسانتره مس [۳].....	۳۵
جدول ۱-۳ ابعاد گلوله‌های آسیا جهت انجام آزمایش باند	۵۸
جدول ۲-۳ نتایج آزمایش تعیین زمان خردایش	۶۵
جدول ۳-۳ شرایط ثابت برای کلیه آزمایش‌های فلوتاسیون انجام شده	۶۷
جدول ۱-۴ نتایج نمونه‌گیری از تونل‌های انبار درشت	۷۳
جدول ۲-۴ نتایج دانه‌بندی انبار درشت در طراحی قدیم	۷۴
جدول ۳-۴ نتایج نهایی آزمایش اندیس کار ضربه‌ای	۷۶
جدول ۴-۴ آنالیز سرندي خوراک اولیه آزمایش اندیس باند	۷۸
جدول ۵-۴ آنالیز سرندي محصول آزمایش اندیس باند	۷۸
جدول ۶-۴ نتایج نهایی ۴ تست اندیس باند	۷۹
جدول ۷-۴ ترکیب شیمیایی نمونه خاک انبار نرمه	۷۹
جدول ۸-۴ آنالیز شیمیایی خاک انبار نرمه	۸۰
جدول ۹-۴ آنالیز کانی‌شناسی خاک انبار نرمه	۸۰
جدول ۱۰-۴ نتایج بازیابی و ثابت سرعت در سه آزمایش سینتیکی.....	۸۱
جدول ۱۱-۴ شرایط اعمال شده در تست‌های آزمایشگاهی	۸۲
جدول ۱۲-۴ نتایج بدست آمده از تست‌های آزمایشگاهی.....	۸۲
جدول ۱۳-۴ تغییر ارتفاع خط گل بر حسب میلی لیتر نسبت به زمان	۸۴
جدول ۱۴-۴ دانه‌بندی بار ورودی به سرند	۸۷
جدول ۱۵-۴ مقایسه سرندي طراحی جدید و قدیم	۹۲
جدول ۱۶-۴ دانه‌بندی خوراک سنگ‌شکن مخروطی استاندارد	۹۳
جدول ۱۷-۴ دانه‌بندی محصول خروجی سنگ‌شکن مخروطی استاندارد	۹۵
جدول ۱۸-۴ مقایسه نتایج طراحی مجدد سنگ‌شکن ثانویه طراحی جدید و طراحی قدیم	۹۶
جدول ۱۹-۴ مقایسه نتایج طراحی مجدد سرندي طراحی قدیم و جدید	۹۹
جدول ۲۰-۴ دانه‌بندی خوراک سنگ‌شکن ثالثیه	۹۹
جدول ۲۱-۴ نتایج طراحی سنگ‌شکن ثالثیه در طراحی جدید و قدیم.....	۱۰۱
جدول ۲۲-۴ محصول خروجی سنگ‌شکن ثالثیه	۱۰۲

جدول ۴-۲۳	دانه‌بندی ورودی به آسیاکنی	۱۰۳
جدول ۴-۲۴	مقایسه آسیای گلوله‌ای اولیه در شرایط طراحی قدیم و طراحی جدید	۱۰۶
جدول ۴-۲۵	مقایسه هیدروسیکلون طراحی جدید و طراحی قدیم	۱۱۰
جدول ۴-۲۶	نتایج طراحی مجدد مدار فلوتاسیون	۱۱۴
جدول ۴-۲۷	نتایج طراحی مرحله ری‌کلینر	۱۱۵
جدول ۴-۲۸	نتایج مقایسه سلول‌های فلوتاسیون در طراحی قدیم و جدید	۱۱۵
جدول ۴-۲۹	مقایسه طراحی مجدد آسیا ثانویه در طراحی قدیم و طراحی جدید	۱۱۹
جدول ۴-۳۰	مقایسه طراحی مجدد هیدروسیکلون ثانویه در طراحی قدیم و طراحی جدید	۱۲۳
جدول ۴-۳۱	مقایسه طراحی مجدد تیکنر در شرایط جدید و قدیم	۱۲۵

فهرست اشکال

- شکل ۱-۱ فلوشیت مدار سنگ شکنی و سرندکنی کارخانه قدیم سرچشمه [۲]..... ۳
- شکل ۲-۱ محل خارج شدن مواد از انبار درشت [۲]..... ۴
- شکل ۳-۱ انبار دانه درشت و نوارهای زیر آن [۲]..... ۴
- شکل ۴-۱ جانمایی ساختمان سرندکنی اولیه [۱]..... ۵
- شکل ۵-۱ مدار آسیاکنی اولیه کارخانه پرعیارکنی قدیم سرچشمه [۲]..... ۷
- شکل ۶-۱ مدار فلوتاسیون کارخانه پرعیارکنی قدیم سرچشمه [۲]..... ۱۰
- شکل ۱-۲ فلوشیت مدار قدیم کارخانه شیلی، که تنها یک مرحله پرعیارکنی [۱۳]..... ۴۲
- شکل ۲-۲ فلوشیت جدید مدار کارخانه شیلی [۱۳]..... ۴۳
- شکل ۳-۲ اثر pH بر فلوتاسیون مس در سلولهای شستشوی اولیه..... ۴۴
- شکل ۴-۲ فلوشیت مدار قدیمی کارخانه تلفر [۱۴]..... ۴۵
- شکل ۵-۲ فلوشیت جدید مدار کارخانه تلفر [۱۴]..... ۴۵
- شکل ۶-۲ مدار کارخانه Sossego [۱۵]..... ۴۶
- شکل ۷-۲ نمایی از محل نمونه برداری جهت انجام موازنه جرم در آسیای عمودی [۱۵]..... ۴۷
- شکل ۱-۳ نمونه برداری از روی نوارها..... ۵۵
- شکل ۲-۳ دستگاه آونگ برای تعیین قابلیت سنگ شکنی مواد..... ۵۷
- شکل ۳-۳ مراحل به دست آوردن انرژی سنگ شکنی..... ۵۷
- شکل ۴-۳ نمایی از آسیای باند آزمایشگاهی..... ۵۹
- شکل ۵-۳ خردایش و سرندکنی نمونه در مقیاس آزمایشگاهی..... ۶۲
- شکل ۶-۳ نمایی از پیکنومتر..... ۶۳
- شکل ۷-۳ نمودار زمان بهینه خردایش..... ۶۵
- شکل ۸-۳ محل های نمونه گیری از تیکر کنسانتره..... ۶۹
- شکل ۹-۳ تست ته نشینی در مقیاس آزمایشگاهی..... ۶۹
- شکل ۱-۴ دانه بندی نوارهای (۳A، ۳B و ۳C)..... ۷۴
- شکل ۲-۴ دانه بندی انبار درشت در طراحی قدیم..... ۷۵
- شکل ۳-۴ آنالیز سرندي خوراک و محصول آزمایش اندیس باند..... ۷۷
- شکل ۴-۴ بازبایی تجمعی مس در سه آزمایش سینتیکی..... ۸۱
- شکل ۵-۴ نمودار تغییرات ارتفاع خط گل نسبت به زمان..... ۸۵
- شکل ۶-۴ توزیع ابعادی خوراک ورودی به سرندي..... ۸۸

- شکل ۷-۴ فلوشیت قدیم کارخانه پرعیارکنی ۱ مس سرچشمه ۱۲۶
- شکل ۸-۴ فلوشیت جدید کارخانه پرعیارکنی ۱ مس سرچشمه ۱۲۶

فصل ۱: کلیات تحقیق

۱-۱ مقدمه

از اساسی‌ترین موارد در راندمان یک کارخانه فرآوری، طرح مدار پرعیارکنی است که برای آن برنامه‌ریزی شده است. کاهش اندازه ذرات تا رسیدن به درجه آزادی مناسب و بازیابی ترکیبات با ارزش از مواد خرد شده دو مرحله اصلی فرآوری مواد معدنی است. یکی از دلایلی که فرآیند پرعیارسازی را پیچیده‌تر می‌کند گسترش و افزایش عمق معدن و عدم پیش‌بینی زمان بروز مشکل می‌باشد. در صورت وجود خطا یا ایراد در یک مدار فرآوری هزینه‌های جبران‌ناپذیری بر سیستم تحمیل می‌شود و باعث هدرروی بخش زیادی از ماده معدنی می‌شود. در نتیجه با توجه به تغییر خصوصیات سنگ معدن و شرایط عملیاتی، طرح مدار فرآوری نیاز به بازنگری دارد تا شرایط مدار فعلی سنجیده و تغییرات احتمالی آن مورد بررسی قرار گیرد [۱]. در فصل اول گزارشی از بازدید مدار فرآوری قرار گرفته است و سعی شده است قسمت‌های مختلف کارخانه تغلیظ شامل سنگ‌شکنی و کارخانه تغلیظ قدیم به طور خلاصه ارائه گردد.

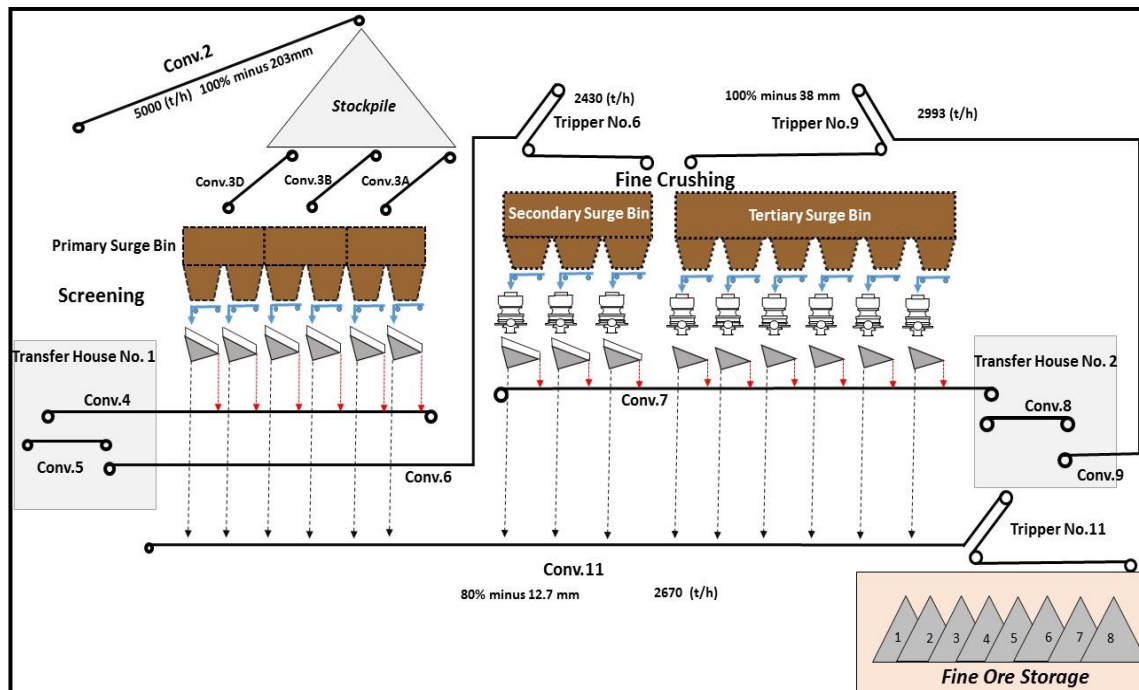
۱-۲ معرفی مجتمع مس سرچشمه

معدن مس سرچشمه که یکی از معادن بزرگ دنیا محسوب می‌شود در جنوب شرق کشور در استان کرمان واقع شده است. ذخیره این معدن بیش از یک میلیارد تن با عیار متوسط ۱/۱۷ درصد مس و ۰/۰۳۵ درصد مولیبدن می‌باشد که روزانه ۵۰,۰۰۰ تن سنگ معدن را فرآوری می‌کند. همچنین این معدن سالانه ۱۰۰,۰۰۰ تن کنسانتره مس و ۲۲۰۰ تن کنسانتره مولیبدن تولید می‌کند [۲].

بیشینه‌کردن ظرفیت سنگ‌شکن در یک اندازه محصول معین معمول‌ترین هدف مدارهای سنگ‌شکنی است. هدف اصلی مدار سنگ‌شکنی و سرنده‌کنی کارخانه پرعیارکنی مجتمع مس سرچشمه اولیه علاوه بر تحویل تناژ مشخصی از سنگ معدن در روز به انبار نرمه، تولید محصول با ابعاد ۸۰ درصد زیر ۱۲/۷ میلی‌متر می‌باشد که محصولی مناسب برای فرایندهای آسیاکنی می‌باشد.

مجتمع مس سرچشمه مدار سنگ‌شکنی شامل سنگ‌شکنی اولیه (ژیراتوری) با ظرفیت ۵۰۰۰ t/h به صورت مدار باز، ثانویه (مخروطی استاندارد) و ثالثیه (مخروطی سرکوتاه) می‌باشد. سنگ‌شکن ژیراتوری

محصولی با ابعاد ۱۰۰٪ زیر ۲۰۳ میلی‌متر به انباردانه درشت^۱ تحویل می‌دهد که این محصول خوراک مدار سنگ‌شکنی و سرندکنی کارخانه فرآوری را تامین می‌کند. که در شکل ۱-۱ مدار سنگ‌شکنی و سرندکنی مس سرچشمه را نشان داده شده است [۲].



شکل ۱-۱ فلوشیت مدار سنگ‌شکنی و سرندکنی کارخانه قدیم سرچشمه [۲].

تنظیم ظرفیت معدن و سنگ‌شکن اولیه با مدار پایین دست و نوسان‌گیری وظیفه انبار درشت است انبار دانه‌درشت در بالاترین نقطه کارخانه با ظرفیت زنده ۵۱۰۰۰ تن قرار گرفته است. چهار نوار نقاله با نام‌های ۳A، ۳B، ۳C و ۳D زیر انبار درشت قرار دارند. خوراک‌دهی هر یک از این نوار نقاله‌ها از سه نقطه صورت می‌گیرد (شکل ۲-۱). در هر یک از نقاط یک خوراک‌دهنده زنجیری دور متغیر به ظرفیت بیشینه ۱۱۸۴ t/h واقع شده است. از سه خوراک‌دهنده موجود، دو عدد از آن‌ها عملیاتی و یکی به صورت آماده به کار در نظر گرفته شده است. نوار نقاله ۳C خوراک طرح توسعه (پرعیارکنی فاز ۲) و نوار نقاله ۳A خوراک واحد سنگ‌شکنی را تأمین می‌کند (شکل ۳-۱). همچنین نوارهای ۳B و ۳D بین هر دو کارخانه پرعیارکنی ۱ و ۲ مشترک هستند. هر کدام از نوار نقاله‌های زیر انبار درشت که خوراک بخش

¹ Coarse Stockpile

سنگ شکنی را تامین می کنند دارای یک آهنربای مغناطیسی و یک آشکارساز فلز می باشند [۲].



شکل ۲-۱ محل خارج شدن مواد از انبار درشت [۲].



شکل ۳-۱ انبار دانه درشت و نوارهای زیر آن [۲].

واحد سنگ شکنی کارخانه پرعیارکنی ۱ شامل دو مرحله سنگ شکنی ثانویه و ثالثیه به اضافه سرندهای اولیه می باشد. که خارج کردن ذرات زیر ۱۲/۷ میلیمتر از مدار سنگ شکنی هدف سرندکنی اولیه است (شکل ۴-۱). هر یک از نوار نقاله های ۳A، ۳B و ۳D پس از ورود به ساختمان سرندکنی اولیه دو مخزن را پر می کنند. در مجموع شش مخزن نوسان گیر اولیه به ظرفیت کلی ۴۵۰۰ تن وجود دارد (ظرفیت هر مخزن ۷۵۰ تن می باشد). یک خوراک دهنده زنجیری سرعت متغیر در خروجی هر مخزن، به ظرفیت

۱۱۸۴ t/h وجود دارد که وظیفه خوراک‌دهی به سرندهای دو طبقه ارتعاشی اولیه با ظرفیت ۷۷۶t/h را بر عهده دارد. توری طبقه اول سرند از نوع گریزلی (لایر چدنی) است که وظیفه ضربه‌گیری را بر عهده دارد. طبقه دوم از توری‌های ۱۲/۷ میلی‌متری تشکیل شده است. خاک با ابعاد کوچکتر از ۱۲/۷ میلی‌متر توسط نوار شماره ۱۱ به انبار نرمه و خاک با ابعاد درشت‌تر از آن به مخازن سنگ‌شکن‌های ثانویه منتقل می‌شوند و توسط سه دستگاه سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد که تناژ هر کدام ۷۰۶ تن بر ساعت است و مواد را تا ابعاد ۳ اینچ خرد می‌کند. محصول سنگ‌شکن‌های ثانویه وارد سرندهای ثانویه می‌شوند و ذرات کوچکتر از ۱۲/۷ میلی‌متر توسط نوار ۱۱ به انبار نرمه و ذرات درشت‌تر ۱۲/۷ میلی‌متر به سنگ‌شکن‌های مرحله سوم در یک مدار بسته انجام می‌گیرد، ارسال می‌شود. سنگ‌شکن‌های ثالثیه ۳۹۶ تن در ساعت ظرفیت دارند و محصول این سنگ‌شکن‌ها وارد سرندهای ثالثیه می‌شود. ذرات کوچکتر از ۱۲/۷ میلی‌متر بر روی نوار ۱۱ ریخته می‌شوند و ذرات درشت‌تر جهت خردایش مجدد در یک مدار بسته به صورت باردرگردش به سنگ‌شکن ثالثیه بر می‌گردند. تا وقتی که دانه‌بندی کل ماده معدنی به زیر ۱۲/۷ میلی‌متر برسد این عملیات ادامه دارد. محصول واحد سنگ‌شکنی در انبار نرمه جمع‌آوری می‌شود و جهت ادامه خردایش خوراک آسیاهای اولیه را تأمین می‌کند [۲].



شکل ۴-۱ جانمایی ساختمان سرند کنی اولیه [۱].

۱-۳ شرح مدار آسیاکنی کارخانه پریارکنی ۱

مدار آسیاکنی اولیه کارخانه پریارکنی ۱ برای دریافت کانسنگ با دانه‌بندی ۸۰ درصد کوچکتر از ۱۲/۷ میلی‌متر با نرخ طراحی ۴۱۱۶۵ تن در روز و تحویل محصولی با دانه‌بندی ۷۰ درصد کوچکتر از ۷۴ میکرون (۲۰۰ مش) به فلو تاسیون طراحی شده است [۲].

مدار آسیاکنی اولیه در (شکل ۱-۵) نشان داده شده است. خوراک مدار آسیاکنی اولیه از انبار نرمة که محصول سنگ‌شکنی با ابعاد ۸۰ درصد زیر ۱۲/۷ میلی‌متر در آن ذخیره می‌شود، تأمین می‌گردد. انبار نرمة دارای ۱۶ عدد خوراک‌دهنده نواری دور متغیر (نوارهای شماره ۱۲A تا ۱۲P) می‌باشد، که دو عدد خوراک‌دهنده برای هر آسیا گذاشته شده است. مواد از طریق خروجی نوارهای خوراک‌دهنده به کانال ورودی آسیا منتقل می‌شوند [۲].

مدار آسیاکنی اولیه شامل ۸ عدد آسیای گلوله‌ای تک مرحله‌ای مدار بسته با خوشه هیدروسیکلون (شامل ۱۰ عدد هیدروسیکلون با قطر ۵۰۸ میلی‌متر) می‌باشد. آسیاهای گلوله‌ای از نوع سرریز شونده با قطر ۵۰۲۹ و طول ۸۲۳۰ میلی‌متر هستند که دارای یک موتور سنکرون سرعت ثابت با توان ۳۰۵۷ کیلووات می‌باشند. این آسیاها به دو بخش چهارتایی که بخش اول تحت عنوان ضلع جنوب شامل آسیاهای ۱ تا ۴ و بخش دوم تحت عنوان ضلع شمال شامل آسیاهای ۵ تا ۸ تقسیم می‌شوند [۲].

آب و شیر آهک در ورودی آسیا اضافه می‌شوند. آب برای تنظیم نسبت آب به جامد در ورودی آسیا در مقدار ۰/۳۴ و شیر آهک با درصد جامد ۱۰ برای تنظیم pH داخل آسیا در محدوده ۹-۹/۵ اضافه می‌شوند. در حال حاضر ۶۴ درصد شیرآهک مصرفی در ورودی آسیاهای اولیه باید اضافه شود. مواد پس از خردایش در داخل آسیا از سرنده ترومل جلوی آسیا با چشمه ۱۹ میلی‌متر عبور می‌کنند. مواد عبوری از سرنده ترومل جلوی آسیا به داخل مخزن پمپ خوراک هیدروسیکلون وارد می‌شوند. پمپ خوراک هیدروسیکلون از نوع سرعت متغیر، افقی و با قدرت ۲۵۴ کیلووات می‌باشد. آب در ورودی مخزن پمپ اضافه می‌شود تا درصد جامد خوراک هیدروسیکلون‌ها روی ۵۴ درصد تنظیم شود. پمپ مواد را به خوشه

هیدروسیکلون می‌فرستد و بعد از طبقه‌بندی در خوشه هیدروسیکلون، سرریز هیدروسیکلون‌ها به کانال سرریز می‌ریزد و به فلوتاسیون منتقل می‌گردد و ته‌ریز هیدروسیکلون‌ها از طریق کانال ته‌ریز به داخل آسیا برای خردایش بیشتر منتقل می‌شود. سرریز خوشه هیدروسیکلون مربوط به آسیاهای ضلع جنوب باهم جمع شده و از طریق لوله سرریز به بخش فلوتاسیون ضلع جنوب منتقل می‌شوند [۲] (جدول ۱-۱).



شکل ۱-۵ مدار آسیاکنی اولیه کارخانه پریارکنی قدیم سرچشمه [۲].

جدول ۱-۱ داده‌های مربوط به جریان‌های مدار آسیاکنی [۲].

شماره جریان	نوع جریان	درصد جامد	دانه‌بندی (کوچکتر از ۲۰۰ مش)	تناژ (t/h)	دبی (m ³ /h)
۱	خوراک آسیا	-	-	۲۲۵/۶	-
۲	آب ورودی آسیا	-	-	-	۸۲/۳
۳	شیرآهک	-	-	-	-
۴	آب ورودی مخزن	-	-	-	۴۷۷
۵	خوراک هیدروسیکلون‌ها	۵۴	۲۴/۱	۱۱۲۸	-
۶	ته‌ریز هیدروسیکلون‌ها	۷۰	۱۲/۶	۹۰۳	-
۷	سرریز هیدروسیکلون‌ها	۲۸	۷۰	۲۲۵/۶	-

مجموع سرریز هیدروسیکلون‌های چهار آسیای اول به فلوتاسیون ضلع جنوب و مجموع سرریز هیدروسیکلون‌های آسیاهای ۵ تا ۸ به فلوتاسیون ضلع شمال فرستاده می‌شوند [۲].

۴-۱ مدار فلوتاسیون کارخونه پرعیارکنی ۱

مدار فلوتاسیون کارخانه قدیم مس سرچشمه به منظور دریافت دوغابی با تناژ جامد خشک ۱۰۲۶ تن در ساعت با عیار ۱/۱۷ درصد مس و تولید کنسانتره‌ای با تناژ ۶۰ تن در ساعت و عیار ۳۲ درصد مس طراحی شده است. در حال حاضر جامد خشک ورودی به مدار فلوتاسیون ۲۰۹۰ (۲۷۵ تن در ساعت با رطوبت ۵ درصد) با عیار متوسط ۰/۶۵ درصد می‌باشد که به طور متوسط کنسانتره با تناژ ۴۰ تا ۵۰ تن در ساعت با عیار مس متوسط ۲۴ درصد تولید می‌کند [۲].

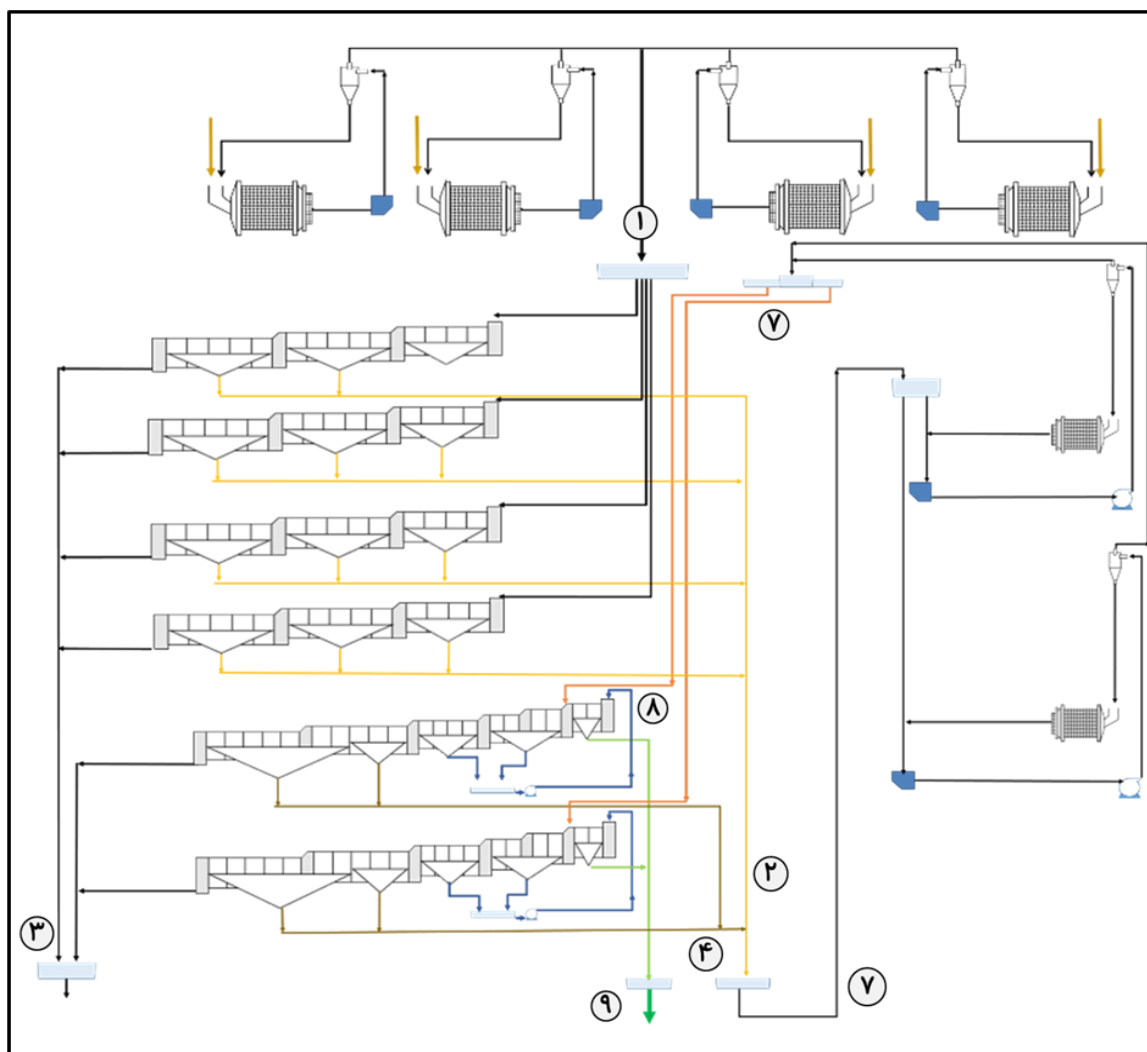
سرریز هیدروسیکلون‌های اولیه با دانه‌بندی ۷۰ درصد عبوری از سرنده ۷۴ میکرون (۲۰۰ مش)، خوراک مدار فلوتاسیون را تأمین می‌کند. مدار فلوتاسیون کارخانه طرح قدیم از دو بخش مشابه شمالی و جنوبی تقسیم شده است که در هر ضلع، چهار ردیف ۱۴ سلولی پرعیارکنی اولیه شامل یک بانک ۴ سلولی و دو بانک ۵ سلولی، دو ردیف ۱۰ سلولی رمق‌گیر شامل دو بانک ۵ سلولی، دو ردیف ۸ سلولی در مرحله شستشو شامل دو بانک ۲ سلولی و یک بانک ۴ سلولی و دو ردیف ۲ سلولی شستشوی مجدد شامل یک بانک ۲ سلولی به عنوان بخش نهایی قرار دارد. سلول‌ها از نوع مکانیکی می‌باشند و حجم هر سلول رافر و رمق‌گیر $8/5 m^3$ و هر سلول مرحله شستشو و شستشوی مجدد $4/2 m^3$ می‌باشد [۲].

آسیاهای ثانویه به منظور خردایش مجدد کنسانتره سلول‌های پرعیارکنی اولیه و اسکالونجر برای دستیابی به درجه آزادی مطلوب کانی‌ها قرار گرفته‌اند. آسیاها به دو بخش تقسیم شده‌اند و از نوع سرریز شونده هستند. هر آسیا در مدار بسته با یک خوشه ۶ تایی هیدروسیکلون ثانویه کار می‌کند. سرریز هیدروسیکلون‌های ثانویه خوراکی با دانه‌بندی ۸۶ درصد عبوری از سرنده ۴۴ میکرون را به مدار شستشو تحویل می‌دهد [۲].

سرریز هیدروسیکلون‌های اولیه خوراک مدار پرعیارکنی اولیه است (به صورت جداگانه در هر ضلع).

کنسانتره بخش پرعیارکنی اولیه و رمق‌گیر وارد پمپ شده و به سمت مدار خردایش مجدد منتقل می‌شود. این بدین معنی است ابتدا به مخزن پمپ‌های هیدروسیکلون‌های ثانویه فرستاده شده و با خروجی آسیای مجدد مخلوط می‌شود تا ابتدا توسط هیدروسیکلون‌های ثانویه طبقه‌بندی شود (ذرات ریز به سرریز و ذرات درشت به ته‌ریز راه پیدا خواهند کرد). به این ترتیب علاوه بر جلوگیری از تولید نرمه، انرژی خردایش تنها صرف ذرات درشت می‌شود. سرریز هیدروسیکلون‌های ثانویه خوراک مدار شستشو می‌باشد. کنسانتره مدار شستشو به سمت سلول‌های شستشوی مجدد پمپ می‌شود و باطله آن خوراک بخش رمق‌گیر خواهد بود. کنسانتره بخش شستشوی مجدد نیز محصول نهایی کارخانه پرعیارکنی می‌باشد که حاوی مس و مولیبدن می‌باشد و به سمت تیکنرهای مس – مولیبدن ارسال می‌شود. باطله نهایی مدار فلوتاسیون از مجموع باطله رافر و اسکاونجر تشکیل و به تیکنرهای باطله منتقل می‌شود [۲]

(شکل ۱-۶).



شکل ۱-۶ مدار فلوتاسیون کارخانه پرعیارکنی قدیم سرچشمه [۲].

۱-۵ اصول طراحی مدارهای سنگ شکنی

اولین مرحله در مدارهای خردایش مواد معدنی مرحله سنگ شکنی است. این مرحله بسته به نوع ماده معدنی، ظرفیت، ابعاد بار ورودی و ابعاد محصول با تجهیزات مختلفی انجام می شود. مدارهای خردایش را می توان به دو گروه سنتی و مدرن طبقه بندی کرد. در مدارهای مرسوم خردایش طی یک، دو، سه و حتی چهار مرحله به صورت خشک (به جز سنگ شکن و اترفلش) در مدار باز یا بسته انجام می شود. از مهم ترین عوامل تعیین کننده تعداد مراحل سنگ شکنی و نوع آن ظرفیت کارخانه است. تعداد مراحل خردایش و نوع آن براساس ظرفیت کارخانه در جدول ۱-۲ ارائه شده است [۱].

جدول ۱-۲ تعداد مراحل و نوع آن براساس ظرفیت [۱].

ظرفیت (تن در روز)	کمتر از ۲۵۰	۲۵۰-۲۰۰۰	۲۰۰۰-۴۰۰۰	بیشتر از ۴۰۰۰
تعداد مراحل	یک تا ۲	۲	۲ تا ۳	۳
نوع مدار	باز	مرحله دو در مدار بسته	مرحله دوم و سوم در مدار بسته	مرحله دوم و سوم در مدار بسته

در مدارهای نوین خردایش تنها در دو مرحله با استفاده از سنگ‌شکن ژیراتوری به همراه آسیاهای خودشکن و نیمه‌خودشکن انجام می‌شود. در بعضی از مدارها که امکان تشکیل ابعاد بحرانی وجود دارد این مواد با ابعاد ۵۰-۱۹ میلی‌متر با استفاده از سنگ‌شکن مخروطی و یا آسیای غلتکی فشار بالا خرد می‌شوند [۱].

- قابلیت خرد شدن سنگ
- حداکثر ابعاد سنگ‌های تحت خردایش
- ابعاد محصول مورد نیاز
- میزان ساینده‌گی سنگ
- ظرفیت
- زمان دسترسی به تجهیزات [۳]
- ابعاد دهانه
- ابعاد گلوگاه
- ابعاد خوراک ورودی
- ابعاد محصول [۳]

از جمله عواملی که در طراحی، انتخاب و تعیین ظرفیت سنگ‌شکن‌های ژیراتوری موثرند عبارتند از: دهانه ورودی (a): این پارامتر فاصله بین قسمت واگرای بدنه و کلاهی خردکننده در دهانه ورودی

سنگ شکن است و از جمله مهم ترین عوامل انتخاب سنگ شکن ژیراتوری است. ماکزیمم ابعاد قطعات کانسنگ ورودی ابعاد دهانه ورودی را مشخص می کند. ماکزیمم ابعاد قطعات کانسنگ ورودی به این سنگ شکن به طور متوسط ۸۵ درصد دهانه ورودی است [۴].

گلوگاه خروجی (b): این پارامتر فاصله بین بدنه واگرا و کلاhek در خردکننده قسمت خروجی محصول است. ابعاد گلوگاه تاثیر بسزایی در ظرفیت سنگ شکن ژیراتوری دارد. هر قدر گلوگاه بازتر باشد، ظرفیت سنگ شکن بیشتر است. ابعاد گلوگاه خروجی براساس ابعاد محصول مورد نظر تعیین می شود. معمولا حدود ۸۵ درصد از محصول خروجی ابعادی کوچکتر از گلوگاه در حالت باز دارند. با توجه به این که فاصله استقرار محور در رابطه با گلوگاه سنگ شکن ژیراتوری براساس حالت بسته یا باز گلوگاه تعیین می شود، لذا سازندگان این سنگ شکن در جداول و کاتالوگ خود نوع و اندازه فاصله استقرار محور را مشخص می کنند [۴].

ماکزیمم قطر کلاhek خردکننده (m): این پارامتر جز پارامترهای مشخص کننده سنگ شکن ژیراتوری بوده و اندازه یک سنگ شکن ژیراتوری را مشخص می کند. در جداول شرکت های سازنده، هر سنگ شکن ژیراتوری به صورت $a \times m$ مشخص می شود که m ماکزیمم قطر کلاhek خردکننده است. مسلما هر چه مقدار m بیشتر باشد، سنگ شکن بزرگتر و ظرفیت آن نیز بیشتر خواهد شد [۴].

ابعاد کانسنگ ورودی: این پارامتر را می توان به صورت ماکزیمم ابعاد قطعات ورودی و d_{λ} خوراک ورودی در نظر گرفت که اولی در انتخاب اندازه دهانه سنگ شکن و دومی در محاسبه انرژی مورد نیاز برای خردایش موثرند. هر دو این ها جز اطلاعات موجود برای طراحی، انتخاب و تعیین سنگ شکن هستند. ابعاد محصول خروجی سنگ شکن: منظور از این پارامتر تقریباً d_{λ} محصول خروجی است که در تعیین اندازه گلوگاه و محاسبه انرژی مورد نیاز برای خردایش نقش اساسی دارد.

اگر ماکزیمم ابعاد قطعات خوراک ورودی D باشد، اندازه دهانه سنگ شکن به شرح زیر محاسبه می شود:

$$a \geq \frac{D}{0.85} \quad 1-1$$

براساس d_{80} خوراک، مشخصات کانسنگ و نسبت خردایش سنگ شکن ژیراتوری، ابعاد محصول خروجی و یا به عبارتی اندازه گلوگاه در حالت باز تعیین می شود [۴].

براساس دهانه و گلوگاه و با استفاده از جداول ارائه شده توسط سازندگان این نوع سنگ شکن ها، سایر مشخصات از جمله ظرفیت آن تا حدودی مشخص می شود اما برای انتخاب دقیق تر، باید ظرفیت ورودی کارخانه و ماکزیمم قطر کلاhek خردکننده نیز از روی جداول مشخص شود [۴].

از آنجا که در بیشتر جداول و منحنی ها، ظرفیت سنگ شکن ها بر حسب متر مکعب بر ساعت ارائه شده، باید ظرفیت ورودی کارخانه یا سنگ شکن نیز به صورت متر مکعب بر ساعت (C) بیان شود.

$$C \left(\frac{m^3}{h} \right) = \frac{Q \left(\frac{t}{day} \right)}{\rho \times n \times h \times 0.75} \quad 2-1$$

که در این رابطه: Q ظرفیت سنگ شکن بر حسب تن در روز، n: تعداد شیفت در شبانه روز، h: تعداد ساعت در هر شیفت کاری و p: وزن مخصوص ظاهری که معمولاً اکثر سازندگان ۱۶۰۰ کیلوگرم بر متر مکعب در نظر می گیرند.

در این مرحله باید سنگ شکن انتخاب شده برای خردایش ظرفیت مورد نظر کنترل شود. این کار با استفاده از رابطه باند و اندیس کار (w_i) کانسنگ مورد نظر و با در نظر گرفتن ضریب تصحیح توان برای سنگ شکن ژیراتوری (F) انجام می گیرد:

$$w = 11 w_i \left(\frac{1}{\sqrt{d_p}} - \frac{1}{\sqrt{d_f}} \right) \times q \times F \quad 3-1$$

که در این رابطه: d_p و d_f به ترتیب d_{80} خوراک و محصول بر حسب میکرون، q: ظرفیت سنگ شکن بر حسب تن بر ساعت و F: ضریب تصحیح توان

چنانچه توان محاسباتی کمتر از توان سنگ شکن انتخاب شده از روی جداول و منحنی ها باشد، سنگ شکن انتخاب شده مناسب و در غیر این صورت سنگ شکن با توان بالاتر انتخاب می شود [۴].

دهانه سنگ شکن (a): این پارامتر که به نوعی مشخص کننده ابعاد سنگ شکن است، براساس بزرگترین قطعات خوراک ورودی به آن تعیین می شود. از آنجا که خوراک ورودی این سنگ شکن ها از طریق محصول خروجی سنگ شکن های قبلی (فکی، ژیراتوری و یا مخروطی استاندارد) تامین می شود، لذا ماکزیمم ابعاد قطعات ورودی از رابطه زیر به دست می آید.

$$\alpha \geq \frac{D}{0.85} \quad 4-1$$

گلوگاه سنگ شکن (b): ظرفیت محصول تولیدی بستگی به اندازه گلوگاه دارد. هر قدر گلوگاه سنگ شکن بازتر باشد، دستگاه ظرفیت بیشتری دارد و دانه بندی محصول نیز درشت تر است. چنانچه سنگ شکن مخروطی استاندارد در مسیر بسته کار کند، دهانه سرند کنترل، تعیین کننده دانه بندی محصول نهایی خواهد بود. در این حالت برای دستیابی به ظرفیت ماکزیمم، باید گلوگاه سنگ شکن در حالت بسته معادل تا ۰/۷ و در حالت باز ۰/۶۷ تا ۰/۷۸ دهانه سرند باشد که در این حالت میزان بار در گردش ۱۰ تا ۱۵ درصد بار اولیه خواهد بود [۴].

سنگ شکن های مخروطی سرکوتاه اغلب در مدار بسته کار می کنند که برای دستیابی به ماکزیمم ظرفیت آنها، باید گلوگاه سنگ شکن در حالت بسته به طور متوسط ۰/۷۵ و در حالت باز ۱/۱ برابر دهانه سرند باشد که در این حالت میزان بار در گردش ۱۰ تا ۱۵ درصد بار اولیه خواهد بود [۴].

ماکزیمم قطر هسته میانی: ظرفیت سنگ شکن مخروطی با این پارامتر مشخص می شود و با بزرگتر شدن آن، اندازه سنگ شکن و در نتیجه ظرفیت آن افزایش می یابد [۴].

ابعاد خوراک ورودی: این پارامتر را می توان هم به صورت ابعاد بزرگترین قطعات ورودی و هم به صورت d_8 خوراک ورودی در نظر گرفت که با استفاده از دهانه سنگ شکن تعیین می شود و به وسیله d_8 ، نسبت خردایش و انرژی لازم برای خردایش کانسنگ مورد نظر توسط سنگ شکن مخروطی محاسبه

می‌شود [۴].

ابعاد محصول خروجی: منظور ابعاد محصول مورد نظر و d_{80} محصول خروجی است که با استفاده از آن اندازه گلوگاه و انرژی مورد نیاز برای خردایش مورد نظر تعیین می‌شود.

در ابتدا براساس ظرفیت کارخانه، ظرفیت واحد سنگ‌شکنی و با احتساب بار در گردش و اطلاعاتی که از واحد سنگ‌شکنی در اختیار است، ظرفیت ورودی سنگ‌شکن برحسب متر مکعب بر ساعت به شرح زیر تعیین می‌شود:

$$5-1 \quad \text{ظرفیت برحسب } \left(\frac{m^3}{h} \right) \text{ برای سنگ‌شکن مخروطی استاندارد} = \frac{1.125 \times Q}{n \times h \times 0.75 \times \rho}$$

$$6-1 \quad \text{ظرفیت برحسب } \left(\frac{m^3}{h} \right) \text{ برای سنگ‌شکن مخروطی سرکوتاه} = \frac{1.375 \times Q}{n \times h \times 0.75 \times \rho}$$

که در این رابطه: Q ظرفیت تولید واحد سنگ‌شکنی بر حسب تن در روز، n : تعداد شیفت کاری، h : تعداد ساعت در هر شیفت کاری و p : جرم مخصوص ظاهری کانسنگ بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب براساس ابعاد بزرگترین قطعات موجود در خوراک این سنگ‌شکن (D) که محصول سنگ‌شکن‌های اولیه است، اندازه دهانه به شرح زیر تعیین می‌شود:

$$7-1 \quad \alpha \geq \frac{D}{0.85}$$

با توجه به ابعاد محصول مورد نیاز (d_{80}) و به منظور دستیابی به ظرفیت ماکزیمم، گلوگاه سنگ‌شکن در حالت باز برای مخروطی استاندارد ۰/۶۷ تا ۰/۷۸ دهانه سرند (محصول مورد نظر) و برای مخروطی سرکوتاه ۱/۱ برابر دهانه سرند است. اندازه متوسط گلوگاه از رابطه زیر تعیین می‌شود:

$$8-1 \quad b = \frac{d_{80}}{1/1} \quad (\text{سرکوتاه})$$

$$9-1 \quad b = \frac{d_{80}}{0.725} \quad (\text{استاندارد})$$

با مراجعه به جداول و منحنی‌های شرکت‌های سازنده و با در اختیار داشتن ابعاد دهانه و اندازه گلوگاه در

حالت باز، سایر مشخصات سنگ شکن مخروطی از جمله ظرفیت و توان مصرفی مشخص می شود. ظرفیت موجود در جدول باید با ظرفیت ورودی سنگ شکن طبق طراحی، مطابقت داشته باشد.

کنترل نهایی مشخصات سنگ شکن انتخاب شده از طریق توان مصرفی انجام می شود. بدین منظور با استفاده از رابطه باند با استفاده از اندیس کار کانسنگ، در نظر گرفتن ظرفیت خردایش و ضریب تصحیح توان برای سنگ شکن های مخروطی (ضریب تصحیح معمولاً ۱/۳)، انرژی مورد نیاز محاسبه می شود:

$$w = \sum w_i \left(\frac{1}{\sqrt{d_p}} - \frac{1}{d_f} \right) \times q \times 1/3 \quad 10-1$$

مقدار q با احتساب درصد بار در گردش برای سنگ شکن های مخروطی استاندارد با ضریب ۱/۲۵ و برای سنگ شکن های مخروطی سرکوتاه با ضریب ۱/۳۵ در نظر گرفته می شود [۴].

اگر انرژی محاسباتی کمتر از انرژی سنگ شکن انتخاب شده باشد، سنگ شکن انتخابی و ظرفیت تعیین شده مناسب است در غیر این صورت باید سنگ شکن با توان بالاتر انتخاب شود. در صورتی که با افزایش توان، ظرفیت سنگ شکن انتخاب شده (از جداول) خیلی بیشتر از ظرفیت مورد نظر باشد، توصیه می شود به جای یک سنگ شکن با توان و ظرفیت بالاتر از چند سنگ شکن با ظرفیت و توان کمتر استفاده شود [۴].

۱-۶ اصول کلی طراحی آسیا

در هر مرحله از آسیا کردن باید نوع مسیر مشخص شود. منظور از مسیر همان باز یا بسته بودن آن با توجه به مشخصات کانسنگ و عملیات بعدی است. در این مورد باید نکات زیر مورد توجه قرار گیرد:

- اگر نسبت خردایش کم و محصول خرد شده به صورت پالپ با غلظت زیاد مد نظر باشد و نیز توزیع دانه بندی در محصول خرد شده اهمیت چندانی نداشته باشد، استفاده از مسیرهای باز مناسب تر است. آسیاهای خودشکن، نیمه خودشکن، قلوه سنگی و لوله ای در مسیرهای باز کار می کنند. مراحل نهایی خرد کردن کارخانه های کانه آرایشی معمولاً در مسیر بسته انجام

می‌شود؛

- برای تاسیسات با ظرفیت کمتر از ۲۵۰ تن در روز، بسته به کیفیت محصول مورد نظر، آسیا کردن در یک مرحله و در مسیر باز یا بسته انجام شود.
- برای واحدهای با ظرفیت ۲۵۰ تا ۷۵۰ تن در روز، آسیا کردن در یک یا دو مرحله که مرحله نهایی در مسیر بسته باشد انجام شود.
- برای واحدهای با ظرفیت بیشتر از ۷۵۰ تن در روز، توصیه می‌شود آسیا کردن در دو مرحله که مرحله نهایی در مسیر بسته باشد، انجام گیرد.
- در آسیا کردن دو مرحله‌ای، ابعاد محصول خروجی از سنگ‌شکن (خوراک آسیا) برابر ۲۵ میلی‌متر و کوچک‌تر از آن و در مسیرهای یک مرحله‌ای آسیا کردن، ابعاد ورودی به آسیا ۱۳ میلی‌متر و یا کوچک‌تر از آن (برمبنای ۸۰٪ عبوری) است [۵].

الف - ظرفیت کارخانه

ب - دانه‌بندی بار اولیه (خوراک آسیا)

پ - ابعاد و دانه‌بندی محصول

ت - قابلیت خرد شدن کانسنگ (اندیس باند)

ث - میزان خرد شدن و ساینده‌گی کانسنگ

ج - نوع کانسنگ و روش مناسب برای خرد کردن آن

چ - تغییر مرز دانه‌بندی بین مراحل سنگ‌شکنی و آسیا کردن

۱-۶-۲- عوامل موثر بر طراحی یک آسیا

الف - ظرفیت کارخانه (موثر در تعیین ظرفیت آسیا)

ب - ابعاد بار اولیه (موثر در تعیین توان آسیا)

پ - ابعاد محصول (موثر در تعیین توان آسیا)

ت - روش آسیا کردن (خشک یا تر)

ث - نوع ماده معدنی

ج - نوع بار خردکننده و ابعاد آن‌ها

چ - اندیس کار و میزان سختی کانسنگ (موثر در تعیین توان آسیا)

ح - جرم مخصوص کانسنگ (موثر در تعیین ظرفیت آسیا) [۵]

برای محاسبه توان لازم برای آسیا کردن با استفاده از قانون باند براساس ابعاد بار ورودی و محصول خروجی بر مبنای ۸۰ درصد عبوری و اندیس کار از رابطه زیر استفاده می‌شود.

$$w = 11w_i \left(\frac{1}{\sqrt{d_{F_{\lambda}}}} - \frac{1}{\sqrt{d_{P_{\lambda}}}} \right) \quad 11-1$$

F_1 : اگر روش آسیا کردن به طریقه خشک باشد، باید ضریب تصحیح F_1 که میزان آن برابر $1/3$ است، اعمال گردد. در صورتی که آسیا کردن به روش تر باشد، از این مقدار صرف نظر شود.

F_2 : اگر مسیر آسیا کردن باز باشد، باید میزان F_2 هم در آن اعمال شود که برای دانه‌بندی‌های مختلف درصد مواد عبوری از آن‌ها باید ضریب مربوطه از پیوست (۲) انتخاب شود. اگر مدار بسته باشد، از این مقدار صرف نظر شود.

F_3 : ضریب تصحیح بار در گردش که مقدار آن از این رابطه $F_3 = \left(\frac{250}{Cl} \right)^{0.1}$ محاسبه می‌شود. که در آن Cl میزان بار در گردش است.

F_4 : ضریب تصحیح دیگر برای انتخاب آسیای گلوله‌ای ضریب مربوط به قطر آسیا برحسب متر است

F_4 که از رابطه $F_4 = \left(\frac{2/44}{D} \right)^{0.2}$ به دست می‌آید. اگر این ضریب کوچکتر از ۱ باشد، از آن صرف نظر شود. پس از اعمال این ضریب در توان، با مراجعه به جداول مربوطه براساس توان به دست آمده، آسیای گلوله‌ای انتخاب و سایر مشخصات آن تعیین شود.

F_5 : ضریب تصحیح درشتی بار ورودی، که پس از تعیین ابعاد $\left(d_{Fo} = 4000 \sqrt{\frac{13}{w_i}}\right)$ از رابطه (۱۲-۱) به دست می‌آید. اگر ابعاد بار اولیه بزرگتر از d_{Fo} محاسبه شده باشد، این ضریب منظور و در غیر این صورت از آن صرف نظر شود.

$$F_5 = \frac{R_r + (w_i - \gamma) \left[\frac{d_F - d_{Fo}}{d_{Fo}} \right]}{R_r = \frac{d_F}{d_p}} \quad 12-1$$

F_6 : در صورتی که ابعاد محصول مورد نظر کوچکتر از ۷۵ میکرون باشد، باید ضریب تصحیح مربوط به محصول نرمی آسیا به صورت رابطه زیر در توان محاسبه گردد.

$$F_6 = \frac{d_p + 10/3}{1/145 \times d_p} \quad 13-1$$

F_7 : اگر نسبت خردایش کمتر از ۶ باشد، ضریب تصحیح نسبت خردکردن به صورت زیر در توان محاسباتی تأثیر داده شود و اگر بزرگتر از ۶ باشد از این ضریب صرف نظر شود.

$$F_7 = 1 + \frac{0/13}{R_r + 1/35} \quad 14-1$$

انرژی لازم تصحیح شده برای نرم کردن یک تن کانه، از حاصلضرب ضرایب تصحیح در انرژی محاسبه شده از فرمول باند و اعمال ضریب تلفات انرژی ۱/۲ بدست می‌آید. توان مورد نیاز آسیا از حاصلضرب انرژی خردایش تصحیح شده در ظرفیت آسیا محاسبه می‌گردد [۵].

که از این رابطه $P = w \times F_1 \times F_2 \times F_3 \times F_4 \times F_5 \times F_6 \times F_7 \times 1/2 \times Q$ بدست می‌آید و با

مراجعه به جداول انتخاب آسیای گلوله‌ای و نیز براساس جداول و کاتالوگ سازندگان، انتخاب اولیه آسیا انجام می‌گیرد [۶].

با توجه به مشخصات ماده معدنی و آسیای انتخاب شده، ترکیب و درصد وزنی گلوله‌های مورد نیاز برای آسیا انتخاب شود. پس از محاسبه قطر بزرگترین گلوله از طریق رابطه زیر ترکیب و درصد آن‌ها براساس جداول مربوطه انتخاب شود.

$$\beta = K \times F^{\frac{1}{2}} \times \left(\frac{\sigma \times w_i}{100 \times C_s \times \sqrt{D}} \right)^{\frac{1}{2}} \quad 15-1$$

که در آن: D: قطر آسیای انتخاب شده (m)، W_i : اندیس کار (kWh/st)، C_s : سرعت آسیا نسبت به سرعت بحرانی (٪)، F: ابعاد بار ورودی بر مبنای ۸۰٪ عبور کرده (میکرون)، K: مقدار ثابت معمولا (معادل ۰/۱۱۴ برای خشک و ۰/۱۱۱ برای روش تر) و σ : چگالی گلوله (ton/m^3) با مشخص شدن قطر آسیا، سرعت بحرانی و اندازه بزرگترین گلوله، توان آسیا از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$K_{wb} = 4/879 \left(D^{1/3} \right) \left(3/2 - 3V_p \right) C_s \left[1 - \frac{0/1}{2^9 - 10 C_s} \right] + S_s \quad 16-1$$

که در آن: D: قطر داخلی آسیا (متر)، V_p : بخشی از حجم آسیا که توسط گلوله‌های اشغال شده (٪)، C_s : سرعت بحرانی آسیا (٪) و S_s : فاکتور اندازه گلوله‌ها برای آسیاهایی که قطر داخلی آن‌ها بیشتر از ۳/۳ متر است، بزرگترین اندازه گلوله‌ها که بر توان و قدرت آسیا اثر دارند، به نام فاکتور اندازه گلوله می‌شود و از رابطه زیر به دست می‌آید:

$$S_s = 1/102 \left(\frac{\beta - 12/5D}{50/8} \right) \quad 17-1$$

که در آن: β : اندازه بزرگترین گلوله (میلی‌متر) و D: قطر داخلی آسیا بر حسب متر

به کمک این روابط توان مصرفی هر آسیای گلوله‌ای محاسبه می‌شود [۵].

۷-۱ طراحی آسیای خودشکن و نیمه‌خودشکن

برای محاسبه توان لازم برای این آسیاها از رابطه باند استفاده می‌شود:

$$W = 11 \times w_i \left(\frac{1}{\sqrt{d_p}} - \frac{1}{\sqrt{d_f}} \right) \quad 18-1$$

این آسیاها در هر دو روش آسیا کردن (خشک و تر)، کاربرد دارند، ضریب تصحیح آسیا کردن به روش خشک در توان محاسبه شده F_1 ضروری است و مقدار آن ۱/۳ است.

این آسیاها بیشتر در مسیرهای باز کار می‌کنند و جانشین دو تا سه مرحله آسیا و سنگ‌شکنی

هستند، ضریب تصحیح F_7 (آسیا کردن در مسیر باز) در آن موثر خواهد بود و باید در توان محاسبه شده اعمال شود.

این آسیاها خیلی کم در مسیر بسته کار می کنند، ضریب تصحیح F_8 در توان محاسبه شده اعمال نمی شود اگر در مسیر بسته استفاده شود ضریب تصحیح بار در گردش الزامی است.

$$F_7 = \left(\frac{250}{Cl} \right)^{0.1} \quad 19-1$$

ضریب تصحیح $F_9 = \left(\frac{2/44}{D} \right)^{0.2}$ نسبت به این نوع آسیاها بسیار کوچک بوده و در توان محاسبه شده تأثیر چندانی ندارد. اما توصیه بر آن است که محاسبه شود.

با معادل سازی بار خردکننده این آسیاها با بار آسیای گلوله ای، باید مقدار بهینه خوراک ورودی برای این آسیا انتخاب و با در نظر گرفتن نسبت خردایش (که در این آسیاها خیلی زیاد است)، تأثیر ضریب

$$F_5 = \frac{R_r + (w_i - \gamma) \left[\frac{d_F - d_{F0}}{d_{F0}} \right]}{R_r = \frac{d_F}{d_p}} \quad \text{در توان محاسبه و اعمال شود.}$$

این آسیاها محصول بسیار ریزتری تولید می کنند، اعمال ضریب تصحیح F_6 در توان محاسبه شده ضروری است.

ضریب تصحیح F_7 و F_8 در توان محاسبه شده اعمال نمی شود.

با در نظر گرفتن شرایط یاد شده و تأثیر ضرایب تصحیح مربوطه بر توان محاسبه شده، آسیای مورد نظر براساس جداول و کاتالوگ سازندگان انتخاب می شود [۶،۷].

بعد از انتخاب آسیای نیمه خودشکن، توان آن از طریق رابطه زیر قابل محاسبه است.

$$W = P_N \rho_C D^{2/5} L \quad 20-1$$

که در آن: W : توان (kWh)، D : قطر آسیا (m)، L : طول (m)، ρ_C : چگالی بار در خردکننده (ton/m^3) و

P_N : عدد توان که با استفاده از منحنی های موجود تعیین می شود [۶،۷].

۸-۱ طراحی سرندها

الف - ظرفیت تولید کارخانه: در محاسبه سطح سرند موثر است.

ب - حد جدایش: معرف دهانه سرند مورد نظر است.

پ - جرم مخصوص ظاهری خوراک ورودی

ت - رطوبت مواد

ث - دانه‌بندی مواد ورودی بر روی سرند: هر چه مواد ورودی دانه درشت‌تر باشد، به سرند بزرگتر و با ظرفیت بیشتر مورد نیاز است.

ج - نوع ماده معدنی و ساخت و بافت آن

چ - تر یا خشک بودن فرآیند

✓ خواص ذرات: نظیر جرم مخصوص، شکل ذرات، رطوبت مواد و درصد ابعاد مواد نزدیک به چشمه

سرند

✓ مشخصات فنی سرند: ارتعاش (شامل دامنه بسامد، جهت زاویه شیب و روش تغذیه سرند) و

سطح سرند (شامل مساحت، درصد چشمه، شکل چشمه و اندازه چشمه سرند) [۸].

پارامتر اصلی در انتخاب سرند برای دانه‌بندی مواد، سطح سرند است. انتخاب شکل چشمه سرند (مربعی، دایره‌ای، شش ضلعی، شطرنج مربعی) به مشخصات بار اولیه و حد جدایش و نظایر آن‌ها بستگی دارد. با تعیین سطح سرند، ظرفیت آن نیز مشخص می‌شود و می‌توان براساس آن سرند مورد نظر را انتخاب و ظرفیت آن را تعیین کرد.

ظرفیت عملیات سرند کردن رابطه مستقیم با مساحت سطح سرند و چشمه سرند دارد و به همین خاطر ظرفیت برحسب تن به ازای هر متر مربع از سطح سرند و به ازای هر میلی‌متر چشمه سرند در ساعت بیان می‌شود. رطوبت مواد، جرم مخصوص کانسنگ و توزیع ابعادی بار اولیه از عوامل موثر در ظرفیت هستند [۸].

شرکت‌های سازنده سرندها، جداول، روابط و دیاگرام‌هایی را برای انتخاب سرند ارائه می‌کنند که با استفاده از آن‌ها ابعاد و ظرفیت سرند تعیین می‌شود. برای محاسبه سطح سرند استفاده از روابط تجربی زیر پیشنهاد شده است [۸].

$$A = \frac{714 \times \gamma \times F}{\sigma \times \alpha^{1/6}} \quad 21-1$$

A: سطح سرند (m^2), γ : درصد مواد با ابعاد نزدیک به چشمه سرند در بار اولیه (%), F: نرخ باردهی اولیه (ton/h), σ : جرم مخصوص ظاهری بار اولیه (kg/m^3) و a: دهانه سرند (mm)

در روش مولار سطح سرند (A) از طریق رابطه زیر بدست می‌آید که در آن:

$$A = \frac{F}{C} \quad 22-1$$

F: نرخ باردهی بر حسب تن بر ساعت و C ظرفیت سرند برای واحد سطح ($\frac{ton}{h \times m^2}$) که از طریق رابطه زیر محاسبه می‌شود.

$$c = 1/1 \times a^{1/57} \quad 23-1$$

که در آن c ظرفیت سرند برای واحد سطح ($\frac{ton}{h \times m^2}$) و a دهانه سرند (mm) است.

استفاده از این روابط فقط در شرایط زیر مجاز است:

- ✓ میزان ذرات درشت‌تر از چشمه و دهانه سرند معادل ۲۵٪ باشد.
- ✓ میزان مواد یا ذرات با ابعاد کوچکتر از نصف دهانه سرند معادل ۴۰٪ باشد.
- ✓ جرم مخصوص ظاهری ماده معدنی مورد نظر معادل ۱۶۰۰ کیلوگرم بر متر مکعب باشد.
- ✓ درصد دهانه سرند حداقل ۵۰ درصد باشد.
- ✓ شکل دانه‌های ماده مورد نظر هم‌بعد، خشک و بدون چسبندگی باشد.
- ✓ حداکثر بازدهی سرند ۹۰ تا ۹۵٪ باشد.
- ✓ سرند یک طبقه و چشمه‌های آن مربعی شکل باشد.

به منظور محاسبه سطح ظرفیت واحد سرند در مواردی که شرایط یاد شده صادق نباشد باید از ضرایب تصحیح به شرح زیر استفاده شود:

f_1 : ضریب تصحیح مربوط به درصد مواد بزرگتر از دهانه سرند و ابعاد ماده درشت: این ضریب را می‌توان از روی منحنی دانه‌بندی به دست آورد (پیوست ۲) [۸].

f_2 : ضریب تصحیح دانه‌های با ابعاد کوچکتر از نصف دهانه سرند: این ضریب از معادله تجربی زیر به دست می‌آید که در آن β درصد مواد کوچکتر از نصف دهانه سرند در بار اولیه است [۸].

$$f_2 = 2\beta + 0.2 \quad 24-1$$

f_3 : ضریب تصحیح جرم مخصوص: این ضریب از معادله تجربی $\sigma = 10^{-4} \times 6/25 \times f_3$ به دست می‌آید که در آن σ جرم مخصوص ظاهری بار اولیه بر حسب کیلوگرم بر مترمکعب است. با افزایش جرم مخصوص سطح سرند کاهش می‌یابد [۸].

f_4 : ضریب تصحیح درصد دهانه: این ضریب از معادله $f_4 = 2P$ به دست می‌آید که در آن p درصد دهانه سرند مورد نیاز است و از رابطه $p = \frac{\text{دهانه} \times 100}{\text{مساحت کل}}$ حاصل می‌شود. برای چشمه‌های سرند با اشکال مختلف درصد دهانه متفاوت است، که در جدول ۳-۱ و جدول ۴-۱ روابط مربوط به درصد دهانه سرند با توجه به شکل چشمه سرند آورده شده است و بر مبنای مشخصات کاتالوگ سازندگان انتخاب می‌شود [۳].

جدول ۳-۱ درصد دهانه سرند براساس شکل چشمه‌ها [۳]

شکل چشمه	مربعی برحسب دهانه	مربعی برحسب مش	مستطیلی	میله‌های موازی
درصد دهانه	$p = 100 \left(\frac{a}{a+d} \right)^2$	$p = 100 (am)^2$	$p = 100 \left(\frac{a_1(a_2)}{(a_1-d_1)(a_2-d_2)} \right)$	$p = 100 \left(\frac{a}{a+d} \right)$

d : قطر سیم (mm) و m شماره مش (تعداد سوراخ‌ها در یک اینچ مربع)

f_5 : ضریب تصحیح رطوبت: این ضریب برای رطوبت‌های مختلف مطابق پیوست ۳ اعمال می‌شود [۸].
 f_6 : فاکتور مربوط به شکل چشمه‌های سرند: این ضریب با توجه به شکل چشمه سرند (مربعی، مستطیلی و نظایر آن) براساس پیوست ۴ انتخاب می‌شود [۸].

f_7 : ضریب تصحیح شکل دانه‌ها و ذرات: این ضریب براساس شکل دانه‌ها و با استفاده از پیوست ۵ تعیین می‌شود [۸].

f_8 : ضریب تصحیح موقعیت و طبقات سرند: در مواردی که از چندین طبقه سرند استفاده شود، این ضریب از پیوست ۶ اعمال می‌شود [۸].

f_9 : ضریب تصحیح بازدهی سرند: در عملیات صنعتی بازدهی معمولاً ۹۵٪ در نظر گرفته می‌شود. برای بازدهی‌های مختلف ضریب تصحیح مطابق پیوست ۷ ارائه شده است [۸].

بعد از محاسبه و اعمال ضرایب تصحیح یاد شده و ظرفیت واحد سرند بسته به مکانیزم عملیات و تأثیر آن‌ها با استفاده از رابطه زیر سطح سرند تعیین می‌شود:

$$A = \frac{F}{C \times f_1 \times f_7 \times \dots \times f_9} \quad 25-1$$

سطح به دست آمده سطح اسمی سرند است و سطح واقعی باید ۲۰٪ بیشتر از سطح محاسبه شده طبق رابطه فوق باشد. در سرندهای چند طبقه سطح بزرگتر تعیین کننده ابعاد سرند است. باید توجه داشت که نسبت طول به عرض سرند بیشتر از ۲ باشد. بنابراین سطح واقعی (A) ۱/۲ برابر سطح اسمی (A) است [۸].

$$A_r = 1/2 A \quad 26-1$$

بعد از محاسبه سطح واقعی سرند، با مراجعه به جداول سازندگان، طول و عرض متناظر با آن انتخاب می‌شود (پیوست ۸).

براساس جداول سازندگان، با توجه به عرض سرند و زاویه قرارگیری (درجه) آن‌ها می‌توان ظرفیت عبوری مواد در انتهای سرند (ton/h) را مشخص کرد.

بنابراین بسته به نوع ماده معدنی و محدوده کاری هرکدام از سرندها و دانه‌بندی مورد نیاز می‌توان سرند مورد نظر را انتخاب و مشخصات آن را تعیین کرد [۸].

ضخامت لایه مواد باقیمانده بر روی سرنده در انتهای آن نباید از ۴ برابر دهانه سرنده (برای موادی با جرم مخصوص ظاهری 1600 kg/m^3) بیشتر شود، لذا پس از محاسبه سطح سرنده باید این ضخامت کنترل شود. ضخامت لایه مواد در انتهای سرنده از رابطه زیر به دست می‌آید [۸].

$$D = \frac{278 \times R}{\sigma \times S \times W} \quad 27-1$$

D: ضخامت لایه در انتهای سرنده (mm)، R: وزن مواد باقیمانده بر روی سرنده (ton/h)، σ : جرم مخصوص ظاهری مواد (kg/m^3)، S: سرعت عبور مواد بر روی سرنده (m/sec) و W: عرض مفید سرنده (m) (معادل ۰/۱۵ متر کمتر از عرض حقیقی انتخاب شده سرنده) [۸].

۹-۱ طراحی هیدروسیکلون

الف - عوامل مربوط به هیدروسیکلون

- ✓ قطر هیدروسیکلون
- ✓ دهانه ورودی
- ✓ قطر دهانه سرریز
- ✓ قطر دهانه ته‌ریز
- ✓ زاویه بخش مخروطی ته‌ریز

ب - عوامل مربوط به ذرات جامد

- ✓ حد جدایش
- ✓ توزیع ابعادی خوراک
- ✓ جرم مخصوص
- ✓ شکل ذرات

پ - عوامل مربوط به سیال

✓ جرم مخصوص سیال

✓ گرانیروی سیال

ت - عوامل مربوط به پالپ

✓ دبی حجمی بار اولیه

✓ دبی حجمی سرریز یا ته‌ریز

✓ جرم مخصوص پالپ

✓ درصد جامد پالپ

✓ گرانیروی پالپ

مراحل انتخاب و تعیین مشخصات هیدروسیکلون‌ها به شرح زیر پیشنهاد می‌شود:

الف - در ابتدا باید حد جدایش هیدروسیکلون (d_{50}) مشخص شود. با مشخص شدن d_{50} ، از روی منحنی‌ها یا روابط ارائه شده، قطر هیدروسیکلون به دست می‌آید. حد جدایش براساس دانه‌بندی محصول مورد نظر (سرریز هیدروسیکلون) و با اعمال ضریب مربوطه (پیوست ۱۵) تعیین می‌شود. برای مثال چنانچه محصول سرریز یا حد جدایش بر مبنای ۸۰ درصد عبوری d باشد، در ۱/۲۵ نیز ضرب می‌شود تا d_{50} به دست آید. چون حد جدایش به دست آمده، مربوط به هیدروسیکلون استاندارد است، لذا باید با اعمال ضرایبی به حد جدایش مورد نظر تبدیل شود [۹].

$$d_{\delta.c} = d_{\delta.} \times f_1 \times f_2 \times f_3 \quad 28-1$$

که در آن: $d_{\delta.}$: حد جدایش بر حسب میکرون، $d_{\delta.c}$: حد جدایش تصفیه شده بر حسب میکرون

f_1 ضریب تصحیح تأثیر غلظت جامد در بار اولیه است و از رابطه زیر به دست می‌آید:

$$f_1 = \left(\frac{53 - C_v}{53} \right)^{1/43} \quad 29-1$$

که در آن: C_v : غلظت حجمی جامد در بار اولیه (٪)

f_2 ضریب تصحیح برای تأثیر افت فشار بین دهانه ورودی و دهانه سرریز

$$f_v = 0.31 \times \Delta P^{0.28} \quad 30-1$$

ΔP : افت فشار (کیلوپاسکال)

f_v : ضریب تصحیح تأثیر چگالی جامد و سیال بوده که از رابطه زیر قابل محاسبه است:

$$f_v = \left(\frac{\rho_s - \rho_f}{1650} \right)^{0.5} \quad 31-1$$

ρ_s : جرم مخصوص جامد و ρ_f جرم مخصوص سیال است.

ب - مهم‌ترین و اصلی‌ترین پارامتر مشخص‌کننده هیدروسیکلون، قطر آن است که می‌توان آن را با استفاده از رابطه تجربی زیر برحسب حد جدایش (d_{50}) تعیین کرد:

$$D = 0.204 (d_{50})^{1/675} \quad 32-1$$

که در آن: D : قطر هیدروسیکلون بر حسب میلی‌متر است.

با تعیین قطر هیدروسیکلون بقیه مشخصات هیدروسیکلون از روی جداول و منحنی‌های سازندگان مشخص می‌شود.

پ - با در اختیار داشتن قطر هیدروسیکلون و با استفاده از جداول و منحنی‌های سازندگان می‌توان ظرفیت هیدروسیکلون را در افت فشار مورد نظر تعیین کرد.

ت - با تقسیم کردن ظرفیت یا دبی بار اولیه به ظرفیت هیدروسیکلون (به دست آمده منحنی سازندگان) تعداد هیدروسیکلون‌های مورد نیاز محاسبه می‌شود. باید با در نظر گرفتن تعمیرات و سرویس و توقفات احتمالی تعداد هیدروسیکلون را حدود ۲۰ درصد بیشتر از تعداد محاسبه شده در نظر گرفت.

ث - قطر سرریز هیدروسیکلون به طور متوسط ۰/۳۵ قطر سیکلون انتخاب شود.

ج - با در دست داشتن قطر هیدروسیکلون (D) بقیه پارامترها از جمله قطر دهانه ورودی، قطر سرریز و قطر ته‌ریز را می‌توان با استفاده از اطلاعات و کاتالوگ‌های شرکت‌های سازنده تعیین کرد [۹].

- قطر دهانه ورودی معمولاً ۰/۴۵ تا ۰/۵ برابر قطر سیکلون انتخاب می‌شود.

- قطر سرریز به طور متوسط ۰/۳۵ قطر سیکلون در نظر گرفته می‌شود.

- معمولاً قطر ته‌ریز ۰/۱۵ الی ۰/۲ قطر هیدروسیکلون انتخاب می‌شود.

منحنی‌هایی نیز توسط سازندگان ارائه می‌شود که در آن رابطه بین قطر ته‌ریز و دبی ته‌ریز نشان داده شده‌اند که با معلوم بودن دبی حجمی ته‌ریز هریک از هیدروسیکلون‌ها (با تقسیم دبی حجمی ته‌ریز به تعداد هیدروسیکلون محاسبه شده) قطر بهینه ته‌ریز تعیین و انتخاب می‌شود [۹،۱۰] (پیوست ۱۷).

۱-۱۰ طراحی مدار فلوتاسیون

ظرفیت تولید: این عامل که در مرحله طراحی کارخانه براساس ذخیره کانسنگ و میزان استخراج از معدن مشخص می‌شود، در تعیین حجم کل سلول‌های مورد نیاز دارد نقش اساسی دارد. زمان ماند: این پارامتر در طراحی رآکتورهای شیمیایی و تعیین ابعاد ماشین‌های فلوتاسیون نقش مهمی را ایفا می‌کند. زمان ماند در تعیین مدل سینتیکی فلوتاسیون و نیز محاسبه حجم یا ابعاد سلول‌ها موثر است. زمان ماند مورد نیاز برای کانسنگ مورد نظر از طریق آزمون آزمایشگاهی یا نیمه‌صنعتی تعیین می‌شود.

جرم مخصوص کانسنگ : در محاسبه ظرفیت تولید (برحسب مترمکعب بر ساعت) و چگالی پالپ مورد استفاده قرار می‌گیرد.

درصد جامد: در تعیین چگالی پالپ و ظرفیت سلول موثر است.

مشخصات کانسنگ: شامل عیار بار اولیه ورودی، درجه آزادی کانی مورد نظر، قابلیت خردایش و نظایر آن‌ها است.

مشخصات محصول مورد نظر: از قبیل عیار و بازیابی کنسانتره مورد نظر است [۱۱].

انتخاب اندازه و تعداد سلول‌ها برای هر مرحله از مدار فلوتاسیون (اولیه، رمق‌گیری، تمیز کردن و غیره) به وسیله سه مرحله از محاسبات انجام می‌گیرد [۱۲].

حجم کلی سلولی مورد نیاز فلوتاسیون از طریق فرمول زیر می‌تواند محاسبه شود:

$$V_{total} = \frac{Q \times T \times S}{60 \times \alpha} \quad 33-1$$

که در آن: Q: دبی حجمی خوراک ورودی به سلول‌ها بر حسب متر مکعب در ساعت، T: زمان بهینه فلوتاسیون بر حسب دقیقه. ارقام نمونه برای کانی‌های مختلف داده شده است. در غیر این صورت، زمان توقف را از آزمون‌های آزمایشگاهی می‌توان تعیین کرد، a: ضریب هوادهی معادل ۰/۸۵، مگر اینکه مشخص شده باشد و S: ضریب افزایش مقیاس، بستگی به منبع اندازه‌گیری زمان توقف دارد. اگر زمان بهینه فلوتاسیون، از انجام آزمایش با سلول آزمایشگاهی بدست آمده باشد، مقدار ضریب ۱/۶ تا ۲/۶ در نظر گرفته می‌شود و اگر زمان بهینه در مقیاس نیمه‌صنعتی یا صنعتی بدست آمده باشد، ۱ در نظر گرفته می‌شود [۱۲].

$$N = \frac{V_{total}}{\text{حجم سلول}} \quad 34-1$$

انتخاب اطلاعات برای کارهای فلوتاسیون اولیه، براساس داده‌های جدول ۴-۱ زیر است:

جدول ۴-۱ تعداد سلول‌های موجود در هر بانک [۱۲]

تعداد سلول‌ها/ بانک	حداقل زمان توقف (عادی)	درصد جامدات در خوراک	مواد معدنی
۶-۸	۸-۱۰	۳۰-۴۰	Barite
۸-۱۲	۱۳-۱۶	۳۲-۴۲	Copper
۶-۸	۸-۱۰	۲۵-۳۲	Fluorspar
۶-۸	۸-۱۰	۲۵-۳۵	Feldspar
۶-۸	۶-۸	۲۵-۳۵	Lead
۱۰-۱۴	۱۴-۲۰	۳۵-۴۵	Molybdenum
۸-۱۴	۱۰-۱۴	۲۸-۳۲	Nickel
۴-۵	۴-۶	۳۰-۳۵	Phosphate
۴-۶	۴-۶	۲۵-۳۵	Potash
۷-۱۰	۸-۱۲	۲۵-۳۲	Tungsten
۶-۸	۸-۱۲	۲۵-۳۵	Zinc
۸-۱۰	۸-۱۰	۴۰-۵۰	Silica (iron ore)
۴-۶	۴-۶	۳۰-۳۵	Silica (phosphate)
۶-۸	۷-۹	۳۰-۴۰	Sand (impurity)
۴-۵	۴-۶	۴-۱۲	Coal
۴-۶	۶-۱۲	as received	Effluents

برای مرحله کلینر از ۶۰٪ از درصد جامد فلوئاسیون اولیه، استفاده شود. زمان توقف برای مرحله کلینر حدوداً ۶۵٪ زمان توقف فلوئاسیون مرحله اولیه است [۱۲].

برای تأمین هد هیدرولیک جهت انتقال پالپ در یک بانک سلول، ممکن است باکس‌های میانی مورد نظر باشد. بیشترین تعداد سلول در هر بخش بین باکس‌های میانی و باکس‌های تخلیه در پیوست ۱۹ نشان داده شده است. هر بانک سلول به یک باکس خوراک و یک باکس تخلیه نیاز دارد [۱۲].

۱۱-۱ طراحی تیکنرها

✓ ظرفیت تولید: ظرفیت تولید تیکنر یا حجم کیک تولید شده در فیلتراسیون است. از پارامترهای اساسی برای طراحی کارخانه انتخاب نوع و تعداد دستگاه است.

✓ درصد جامد یا رقت پالپ در خوراک ورودی و بخش ته‌ریز یا رسوب تیکنر یا فیلتر: در انتخاب نوع و تعداد دستگاه موثر است.

✓ ابعاد خوراک ورودی: تأثیر عمده این عامل در انتخاب نوع فیلتر است [۴].

الف - ابعاد تیکنر شامل قطر و عمق آن

ب - میزان مواد جامد ورودی به تیکنر (درصد جامد، رقت پالپ)

پ - دبی حجمی پالپ ورودی، ته‌ریز و سرریز

ت - جرم مخصوص مواد جامد و پالپ (برای مواد جامد با جرم مخصوص بالا به انرژی زیاد و مکانیزم قوی‌تر نیازمند است).

ث - نوع و شرایط ته‌نشین شدن مواد

ج - زمان مناسب برای جمع‌آوری مواد جامد

چ - کنترل یا حذف کف تشکیل شده

ح - دمای پالپ، بخار یا گازهای موجود در آن [۴].

اساس کار در طراحی و انتخاب تیکنرها تعیین عمق و قطر آن است که با تعیین این دو پارامتر حجم و ظرفیت آن مشخص می‌شود. با انجام آزمون‌های آزمایشگاهی و تعیین برخی پارامترها، با دقت مناسبی می‌توان تیکنر مورد نظر را انتخاب کرد [۴].

الف - تعیین سطح تیکنر

سطح تیکنر باید به اندازه‌ای بزرگ باشد که اطمینان حاصل شود. سرعت رو به بالای سیال کمتر از سرعت ته‌نشینی ذرات است، در غیر این صورت ذرات جامد از سرریز خارج می‌شوند. برای تعیین سطح تیکنر از ۴ روش زیر می‌توان استفاده کرد:

❖ روش اول:

در آزمایشگاه نمونه‌هایی از پالپ با غلظت‌های مختلف مشابه خوراک ورودی به تیکنر تهیه شود. با مشخص کردن درصد وزنی جامد در هر کدام از نمونه‌ها رقت آن‌ها (Dr) تعیین شود. نمونه‌ها در استوانه‌های ۱۰۰۰ میلی لیتری ریخته و کاملاً به هم زده شود. سپس برای ته‌نشینی در حالت سکون قرار گیرند. در حین ته‌نشینی، سرعت پایین آمدن خط گل در استوانه مشخص شود (خط بین محلول زلال و محلول حاوی مواد جامد معلق). عمل ته‌نشینی تا از بین رفتن زون یا منطقه ته‌نشینی ادامه یابد که به آن نقطه ته‌نشینی آزاد گفته می‌شود.

سرعت ته‌نشینی با استفاده از رابطه $V=x/t$ به دست می‌آید که در آن V سرعت ته‌نشینی (متر بر ساعت)، x ارتفاع خط گل از نقطه شروع تا رسیدن به حالت ثابت و t زمان پایین آمدن خط گل (ساعت) است.

بعد از ته‌نشینی کامل، آب روی مواد رسوب شده از استوانه خارج و رقت مواد رسوب داده شده، (Du) تعیین می‌شود [۴].

با استفاده از رابطه زیر ظرفیت مربوط به پالپ مورد نظر به دست می‌آید:

$$Q_i = \frac{V_i}{D_{Fi} - D_{Ui}} \quad 35-1$$

Q_i : شار مواد جامد یا ظرفیت بر حسب $\text{kg/m}^2/\text{h}$, V : سرعت ته‌نشینی بر حسب m/h که در آزمایشگاه

تعیین می‌شود، D_{Fi} و D_{Ui} : به ترتیب رقت پالپ در خوراک و ته‌ریز (رسوب) تیکتر هستند.

- برای هر کدام از درصد جامدها و رقت‌ها شار مربوطه تعیین شود.

- طبق قانون کلی در مورد تیکترها ظرفیت و شار مینیمم به عنوان شار بهینه انتخاب می‌شود.

- در نهایت با استفاده از رابطه زیر سطح تیکتر تعیین شود.

$$Q = A \times V \Rightarrow A = \frac{Q}{V} \quad 36-1$$

Q : شار یا ظرفیت (m^3/h)، A : سطح مقطع (m^2) و V : سرعت (m/h)

❖ روش دوم:

با در اختیار داشتن D_U و D_F که در مرحله طراحی تعیین می‌شوند، با استفاده از رابطه کلی زیر سطح

تیکتر محاسبه شود:

$$A = \frac{(D_F - D_U) \times W_S}{V \times \rho} \quad 37-1$$

D_U و D_F : رقت‌های پالپ در خوراک و ته‌ریز، W_S : دبی جامد خشک ورودی به تیکتر (ton/h) که از طریق

رابطه زیر محاسبه می‌شود، V : سرعت ته‌نشینی (m/h) که در آزمایشگاه تعیین می‌شود، ρ : جرم مخصوص

سیال (ton/m^3) و A : سطح تیکتر بر حسب (m^2).

بار در اختیار داشتن دبی وزنی پالپ ورودی به تیکتر و میزان رقت آن وزن جامد خشک با استفاده از

رابطه زیر محاسبه می‌شود.

$$W_S = W_F \times W_P \quad 38-1$$

W_S : دبی وزنی جامد خشک ورودی به تیکتر (ton/h)، W_P : دبی وزنی پالپ (ton/h) و W_F : درصد وزنی

جامد در پالپ بر حسب درصد است.

با انجام آزمایش‌های متعدد در غلظت‌های مختلف، سرعت ته‌نشینی متناظر با آن‌ها تعیین می‌شود. به طور متوسط غلظت‌های بین ۱۰ تا ۷۰ درصد و غلظت جامد در ته‌ریز معمولاً حدود ۷۰ درصد در نظر گرفته می‌شود.

در هر کدام از غلظت‌ها که سرعت ته‌نشینی بیشتر باشد، آن سرعت به عنوان سرعت بهینه انتخاب شود.

در نهایت با استفاده از رابطه (۱-۳۵) می‌توان سطح تیکنر را به دست آورد که سطح مینیمم به عنوان سطح بهینه انتخاب می‌شود [۴].

روش سوم:

با استفاده از رابطه تجربی زیر نیز می‌توان سطح بهینه و مناسب را برای تیکنر محاسبه کرد:

$$A = \frac{t_u \times W}{S_F \times H_i} \quad ۳۹-۱$$

S_F : درصد جامد در پالپ ورودی تیکنر (٪)، H_i : ارتفاع خط گل در حالت اولیه برحسب متر (m)، t_u : زمان ته‌نشینی بحرانی یعنی زمانی که بعد از آن افزایش زمان تأثیر چندانی بر ته‌نشین شدن ذرات ندارد برحسب ساعت (h)، W : دبی جامد خشک برحسب متر مکعب در ساعت (m^3/h) و A : سطح تیکنر (m^2).
 H_i و t_u برای ماده معدنی مورد نظر در آزمایشگاه تعیین می‌شود، در حالی که S_F و W براساس طراحی در اختیار هستن [۴].

روش چهارم:

در روش دیگر، سطح تیکنر با استفاده از رابطه زیر به دست می‌آید.

$$A = W \times A_u \quad ۴۰-۱$$

W : دبی جامد ورودی به تیکنر (ton/h) و A_u : واحد سطح، به عبارتی مقدار سطحی که به ازای آن یک تن در هر ساعت (ton/m^2) ته‌نشین می‌شود.

مقدار واحد سطح و بعضی مشخصات دیگر برای مواد معدنی مختلف طی جداولی ارائه شده است و

مقدار A_u با استفاده از این جداول تعیین می‌شود [۴] (جدول ۱-۵).

جدول ۵-۱ انواع مواد معدنی و درصد جامد خوراک و ته‌ریز و سطح واحد تیکنر کنسانتره مس [۳]

مواد معدنی	درصد جامد در خوراک	درصد جامد در ته‌ریز	سطح واحد (ton/ h ² m)
d _{۸۰} ۸۰ میلی‌متر	۴۰	۷۵	۲
d _{۴۰} ۴۰ میلی‌متر	۴۵	۶۵	۸
d _{۳۰} ۳۰ میلی‌متر	۲۰	۶۵	۸
d _{۲۰} ۲۰ میلی‌متر	۲۸	۷۵	۹

ب - تعیین عمق تیکنر

از دیگر عوامل معرف یک تیکنر عمق آن است. مراحل تعیین عمق تیکنر به شرح زیر است:

✓ بعد از تعیین سطح تیکنر، چگالی پالپ و جامد خشک نیز با استفاده از چگالی‌سنج یا

سایر روش‌ها تعیین می‌شود.

✓ عمق تیکنر (d) بر حسب متر با استفاده از رابطه زیر تعیین شود [۳]:

$$d = \frac{(\rho_s - 1)}{\rho_s \times A \times (\rho_p - 1)} \quad ۴۱-۱$$

ρ_s : چگالی جامد بر حسب (kg/m^3)، ρ_p : چگالی پالپ بر حسب (kg/m^3) و A سطح تیکنر (m^2)

عمق به دست آمده حداقل است و برای بهبود و اصلاح آن از رابطه زیر استفاده شود:

$$d_{total} = d_{min} + h + h_r + h_s \quad ۴۲-۱$$

d_{total} : عمق کلی بر حسب متر، d_{min} : عمق حداقل بر حسب متر، h: ارتفاع متناسب با ظرفیت مورد نیاز

بر حسب متر، h_r : ارتفاع پاروها مطابق کاتالوگ سازندگان بر حسب متر و h_s : ضریب اطمینان معادل ۰/۷

متر برای آب سرریز.

عمق تیکنر با قطر آن مرتبط است بنابراین پس از انجام محاسبات می‌توان از طریق پیوست ۲۲ ابعاد

بهینه تیکنر را انتخاب کرد [۴].

۱-۱۲ طراحی فیلتراسیون

- ✓ ظرفیت تولید: ظرفیت، ابعاد و تعداد دستگاه فیلتر را مشخص می‌کند و بیانگر خوراک ورودی یا محصول خروجی است.
- ✓ افت فشار: یعنی اختلاف فشار در دو طرف سطح فیلتر است. ظرفیت فیلتر متناسب با جذر افت فشار انتخاب می‌شود.
- ✓ غلظت و گرانی پالپ: از مهم‌ترین پارامترها در فیلتراسیون است و میزان رطوبت در پالپ ورودی را مشخص می‌کند.
- ✓ دانه‌بندی مواد جامد: این پارامتر در انتخاب نوع پارچه فیلتر و تعیین سطح فیلتر موثر است.
- ✓ زمان چرخه فیلتراسیون: زمان چرخه بر روی میزان رطوبت و قابلیت جدا شدن آن از روی پارچه فیلتر تأثیر زیادی دارد. با افزایش زمان چرخه، رطوبت کیک کاهش می‌یابد. ضخامت کیک بیشتر شده و با آسانی از پارچه فیلتر جدا می‌شود.
- ✓ سرعت فیلتراسیون: در پایان یک چرخه فیلتراسیون وزن مشخصی از کیک به ازای سطح مشخصی از فیلتر تخلیه می‌شود. با افزایش زمان چرخه، سرعت فیلتراسیون کاهش می‌یابد.
- ✓ رطوبت، مقاومت و وزن کیک تشکیل شده: در انتخاب نوع فیلتر و مکانیزم فیلتراسیون موثرند. باید ضخامت از حدی بیشتر باشد، که کیک به آسانی از روی پارچه فیلتر جدا شود. زمان تشکیل کیک نباید از حدی که متناسب با تشکیل کیک است، کمتر انتخاب شود.
- ✓ نوع و مقاومت پارچه فیلتر: نوع پارچه فیلتر بر روی ظرفیت فیلتر، مقدار رطوبت کیک فیلتر و صاف بودن آب خروجی از فیلتر تأثیر دارد. با انتخاب صحیح پارچه فیلتر می‌توان احتمال انسداد منافذ پارچه را به حداقل رساند. این امر مستقیماً بر روی ظرفیت فیلتر و رطوبت کیک به دست آمده موثر است.
- ✓ سطح فیلتر: مهم‌ترین عوامل مشخص‌کننده فیلتر سطح فیلتر است. سطح مفید پارچه فیلتر که

عمل فیلتراسیون در آن قسمت انجام می‌گیرد [۱۱].

سرعت فیلتراسیون به ازای واحد سطح بستر فیلتر برابر است با نسبت نیروی محرک به حاصلضرب کل نیروهای مقاومت و گرانیوی سیال. کل نیروی مقاومت (R_T)، برابر جمع نیروهای مقاومت واسطه (R_M) و نیروهای مقاومت کیک (R_C) می‌باشد:

$$R_T = R_M + R_C \quad ۴۳-۱$$

برای اینکه ساختمان کیک با فشاری که وارد می‌شود، تغییر نکند. یعنی کیک قابل فشرده شدن نباشد مقاومت کیک را از رابطه زیر بدست می‌آید:

$$R_C = \frac{\alpha \times M_C}{A} \quad ۴۴-۱$$

که در آن: M_C : جرم کیک خشک شده (کیلوگرم)، α : مقاومت ویژه کیک (مقاومت به ازای واحد سطح) متر بر کیلوگرم و A : سطح متر مربع

اگر V حجم محصول فیلتر شده در زمان t باشد، در اثر دیفرانسیل فشار ΔP ، براساس قانون Poiseuille's خواهیم داشت:

$$Q_V = \frac{dv}{dt} = \frac{A \Delta P}{\mu R_T} = \frac{A \Delta P}{\mu [R_C + R_M]} = \frac{A \Delta P}{\mu \left[\frac{M_C}{A} \alpha + R_M \right]} \quad ۴۵-۱$$

که در آن Q_V ظرفیت حجمی جریان (دبی) است.

این همان معادله اساسی است که فرآیند فیلتراسیون بر پایه آن انجام می‌گیرد. در این معادله فرض شده است که جریان از داخل لوله‌های موئین در واسطه متخلخل، خطی بوده و R_M ثابت می‌باشد، که در عمل ممکن است همیشه درست نباشد. علاوه بر آن فرض شده که مقاومت کیک یکنواخت و ثابت است. این نیز همیشه صحیح نیست، بویژه برای کیک‌هایی که قابل فشرده شدن هستند. هر چند R_C تابعی از تخلخل (ϵ)، قطر منافذ (d_E) و مساحت سطح ویژه ذرات (S) تشکیل دهنده کیک می‌باشد. مساحت سطح ویژه ذرات برابر $6/d_p$ می‌باشد که d_p قطر ذرات است. به صورت نسبت حجم فضای خالی به کل حجم بستر تعریف می‌شود یعنی:

$$\varepsilon = \frac{\text{خالی فضای حجم}}{\text{بستر حجم کل}} \quad ۴۶-۱$$

دارسی در کارکرد با واسطه متخلخل ثابت کرد که افت فشار یک سیال جاری از داخل یک واسطه متخلخل متناسب است با ضخامت بستر (L)، دبی جریان (Q)، گرانیوی سیال (μ) و به طور معکوس متناسب است با مساحت سطح مقطع A یعنی:

$$\Delta P = \frac{L Q \mu}{K A} \quad ۴۷-۱$$

در رابطه بالا، ثابت تناسب است و به صورت قابلیت نفوذ واسطه متخلخل تعریف می‌شود. تراوایی به مقاومت ویژه کیک بستگی داشته و با معادله زیر بیان می‌شود که از معادلات ظرفیت حجمی جریان (دبی) و افت فشار مشتق شده است:

$$K = \frac{1}{\alpha (1 - \varepsilon) \rho_s} \quad ۴۸-۱$$

دبی جریان در زمان t را می‌توان با مرتب کردن معادله بالا بدست آورد [۵]:

$$Q = \frac{dv}{dt} = \frac{\Delta P K A}{L \mu} \quad ۴۹-۱$$

با استفاده از رابطه زیر سطح مقطع فیلتر را مشخص می‌شود:

$$A = \frac{V_f}{\sqrt{\frac{2 \Delta P_f \times t}{a \times \mu \times C_c}}} \quad ۵۰-۱$$

که در آن: A سطح فیلتر (m^2)، V_f : حجم آب خارج شده از فیلتر (m^3)، ΔP_f : افت فشار (N/m^2)، t : زمان فیلتراسیون (s)، a : مقاومت کیک (m/kg)، μ : گرانیوی ($kg/m.sec$)، C_c : وزن جامد در واحد حجم پالپ (kg/m^3)

مقادیر μ ، α ، ΔP_f چگالی جامد و مایع و غلظت پالپ یا خوراک (C_{pulp}) در آزمایشگاه تعیین شود. ضخامت کیک نیز با توجه به نوع فیلتر و از روی کاتالوگ سازندگان آن‌ها مشخص می‌شود. حجم کیک تشکیل شده در زمان t از رابطه تجربی زیر به دست می‌آید.

$$V_{cake} = A_c \times d \quad ۵۱-۱$$

که در آن: d : ضخامت کیک (m)، A_c : سطح فیلتر و V_{cake} : حجم کیک تشکیل شده (m^3)

حجم پالپ در زمان t نیز از طریق رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$V_d = Q_p \quad 52-1$$

حجم جامد رسوب کرده V_s در زمان t از رابطه زیر محاسبه می‌شود.

$$V_s = V_d \times \frac{C_{pulp}}{\rho_s} \quad 53-1$$

که در آن ρ_s : جرم مخصوص فاز جامد رسوب کرده است و C_{pulp} : وزن جامد پالپ در واحد پالپ (kg/m^3)

غلظت حجمی کیک از رابطه زیر محاسبه می‌شود

$$C_{V_{cake}} = \frac{\frac{x}{\rho_s}}{\frac{x}{\rho_s} + \frac{(1-x)}{\rho_f}} \quad 54-1$$

که در آن ρ_s : جرم مخصوص سیال و X : درصد جامد در پالپ است.

حجم کیک از رابطه زیر محاسبه می‌شود.

$$V_{Acake} = t \times \frac{V_s}{C_{V_{cake}}} \quad 55-1$$

زمان فیلتراسیون از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$t = \frac{dc_v}{V_s} A_c = K A_c \quad 56-1$$

وزن جامد در واحد پالپ از رابطه زیر به دست می‌آید:

$$C_c = \frac{C_{pulp}}{1 - \left(\frac{M_w}{M_{cake}} - 1\right) \left(\frac{C_{pulp}}{\rho_f}\right)} \quad 57-1$$

که در آن: M_w : وزن آب و M_{cake} : وزن کیک است که در آزمایشگاه تعیین می‌شود.

با قرار دادن مقادیر حاصل از روابط t و C_c در رابطه (سطح مقطع فیلتر) سطح فیلتر را محاسبه کرد

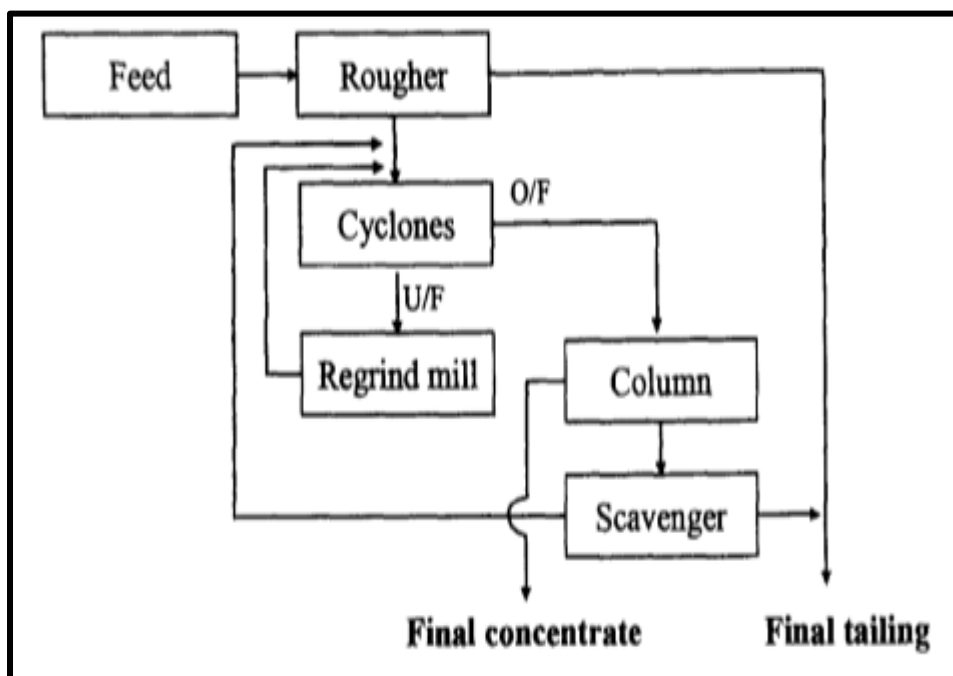
[۱۱].

فصل ۲: مروری بر تحقیقات گذشته

۱-۲ مقدمه

در این فصل خلاصه‌ای از پروژه‌ها و تحقیقاتی که در ارتباط با طراحی در ایران و خارج انجام شده، ارائه شده است. بررسی نتایج یافته‌های پژوهش‌های گذشته می‌تواند به شناخت درست مشکلات و پی بردن به راه حل‌های علمی و اقتصادی کمک کند.

بولاتوویک و همکارانش (۱۹۹۸)، برای تغییر مدار خردایش ثانویه در کارخانه معادن Salvador و Chuquicamata در مقیاس صنعتی تحقیقی انجام دادند. مدار قدیم این کارخانه‌ها در شکل ۱-۲ نشان داده شده است [۱۳].

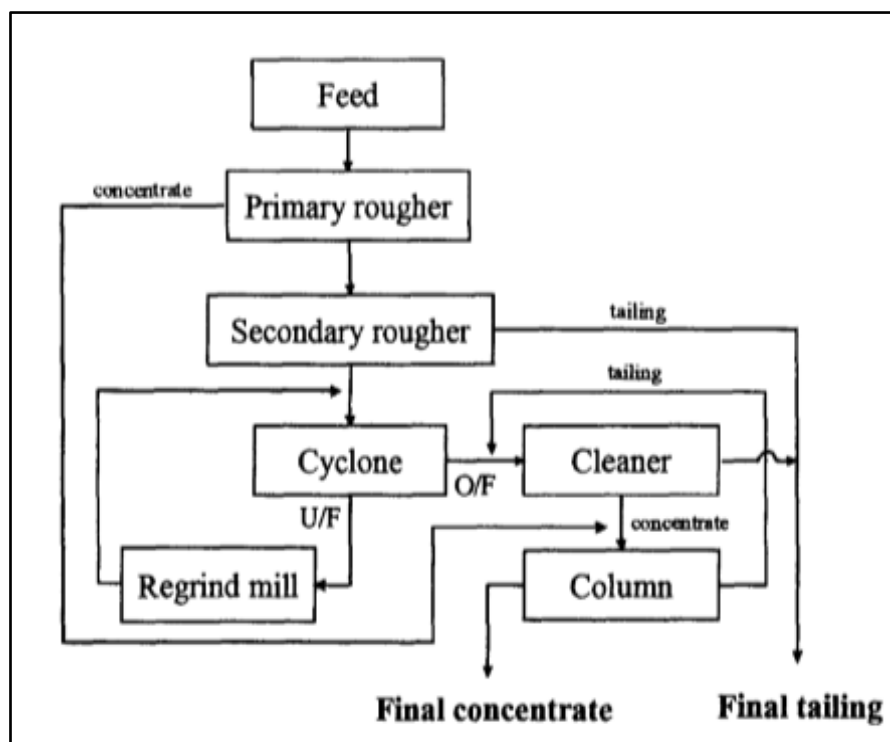


شکل ۱-۲ فلوشیت مدار قدیم کارخانه شیلی، که تنها یک مرحله پرعیارکنی [۱۳]

پارامتری که باعث تغییر بار در گردش بین سلول ستون و اسکاونجر می‌شود بازیابی کم، سلول ستون است و مشکلاتی از جمله ناپایداری مدار کلینر، نرخ خوراک دهی متغیر برای آسیاکنی مجدد و افزایش هدر روی مس در باطله اسکاونجر را به وجود خواهد آورد [۱۳] (شکل ۱-۲).

بولاتوویک و همکاران برای رفع این مشکلات در این کارخانه فلوشیت جدیدی را طراحی کردند (شکل

۲-۲).

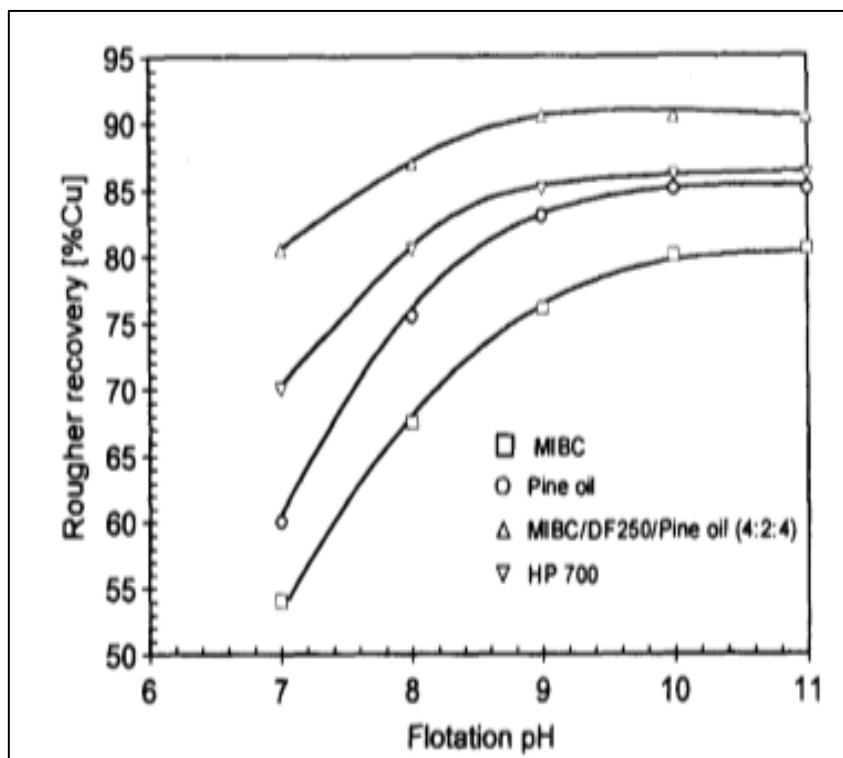


شکل ۲-۲ فلوشیت جدید مدار کارخانه شیلی [۱۳].

آهک به عنوان تنظیم‌کننده، کلکتور اولیه مثل گزنتات و کلکتور ثانویه به نوع عملیات از خانواده دی تیوسولفات، مکاپتان‌ها، تیانوکربامات‌ها و زنتوزن‌ها ترکیب‌های مواد شیمیایی هستند که در فرآوری کانسنگ‌های پورفیری مورد استفاده قرار گرفتند. نوع کانی، ترکیب کانی‌های گانگ موجود در سنگ معدن، حضور و نوع کانی رسی و نوع کفساز استفاده شده از عواملی هستند که در انتخاب کلکتور نوع دوم موثراند [۱۳].

کفساز مهم‌ترین عاملی است که بر روی رفتار کانی‌های سولفیدی موثر می‌باشد. کفسازی که حساسیت کمتری نسبت به تغییرات pH و انحلال نمک‌ها داشته باشد. استفاده از آهک در pH های پایین کف در سلول‌های رافر ناپایدار و حرکت آن مشکل است، اما در pH های بالاتر کف پایدارتر است. بولاتوویک از مطالعاتش نتیجه گرفت که بازیابی مس با افزایش pH با استفاده از کفسازهای استاندارد، افزایش می‌یابد و در حضور کفساز حساسیت بازیابی مس به pH کمتر می‌شود. شکل ۲-۳ اثر pH در حضور کفسازهای مختلف بر روی بازیابی مس برای خوراک آسیای یکی از کارخانه‌های شیلی را نشان

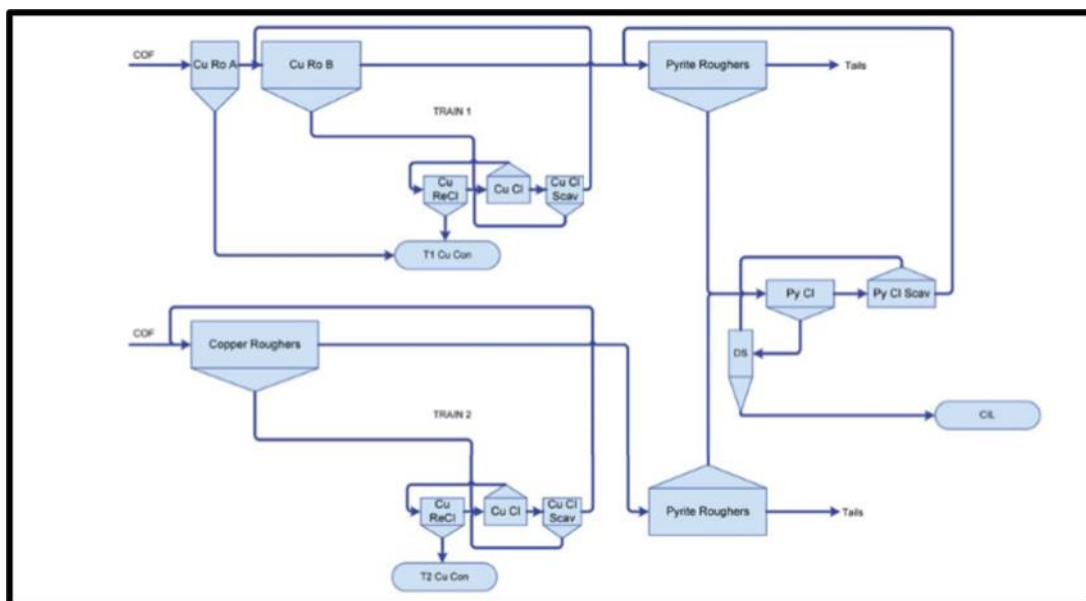
می دهد [۱۳].



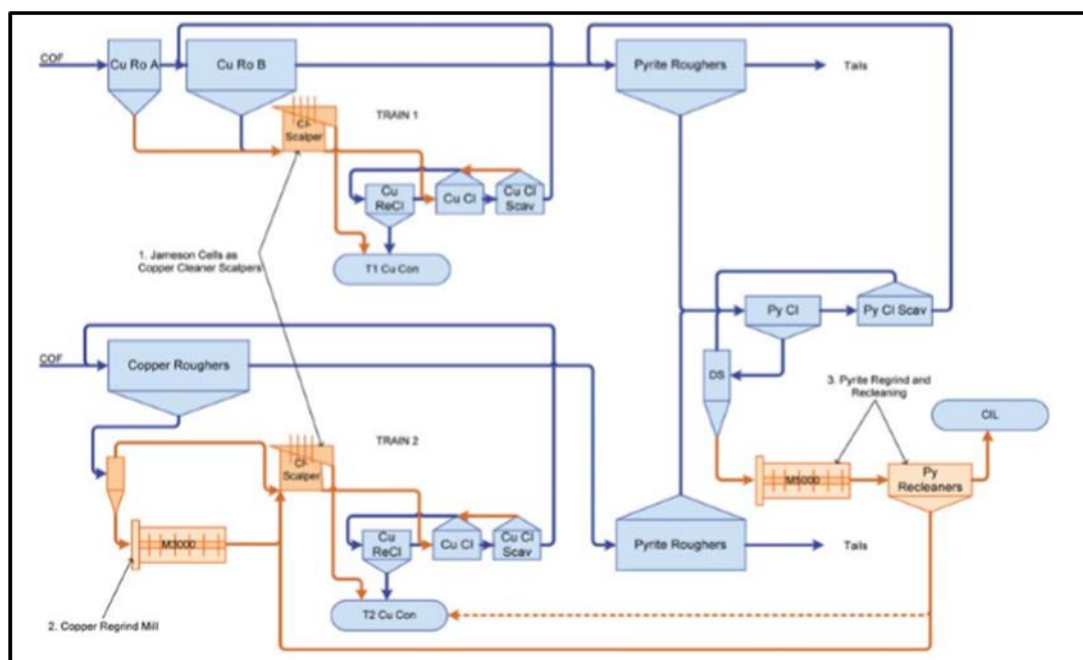
شکل ۳-۲ اثر pH بر فلوتاسیون مس در سلولهای شستشوی اولیه
(رافر) با استفاده از کف سازهای متفاوت [۱۳]

تحقیقات انجام شده در معادن Salvador و Chuquicamata نشان داد که خوراک هر کدام از این معادن به ترتیب حاوی ۳۰ و ۲۳ درصد ذرات قفل شده با گانگ است، نشان داده شد که می توان با آسیاکنی مجدد کنسانتره سلول های رافر، به نتایج متالورژیکی بهتری دست پیدا کرد [۱۳].

Seaman و همکاران (۲۰۱۲)، در معدن Telfer واقع در استرالیا تحقیقی انجام دادند. نصب سلول جیمسون برای بهبود فلوتاسیون کانی های با ارزش، جلوگیری از ورود ذرات بی ارزش غیرسولفیدی آزاد و همچنین بهبود بازیابی ذرات پیریت حاوی طلا هدف این تحقیق بوده است. مدار اولیه کارخانه و مدار جدید طراحی شده به ترتیب در شکل ۲-۴ و شکل ۲-۵ نشان داده شده است. ترکیب جدید مدار شامل تجهیزات اصلی: دو Isamill برای تولید ذرات فوق العاده ریز (یک آسیا برای مدار مس و یک آسیا برای مدار پیریت)، دو سلول جیمسون برای فرآوری باطله ذرات ریز بازگشتی و یک سلول ۳۰*۵ متر مکعبی برای بازیابی طلا و مس بازگشتی از مدار خردایش ثانویه است [۱۴].



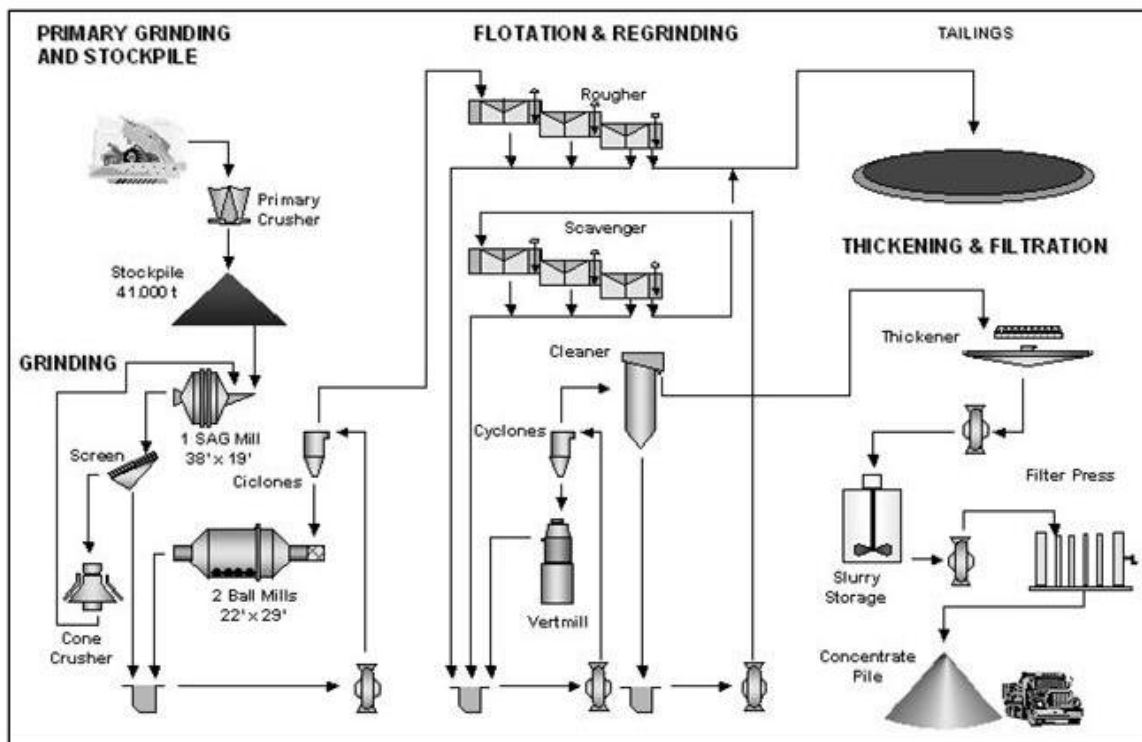
شکل ۲-۴ فلوشیت مدار قدیمی کارخانه تلفر [۱۴].



شکل ۲-۵ فلوشیت جدید مدار کارخانه تلفر [۱۴].

با تغییر مدار، توسط Seaman و همکاران نتایجی بدست آمد. که این نتایج باعث افزایش کارایی و بازیابی طلا و مس به بیش از ۹۵٪ رسیده است [۱۴].

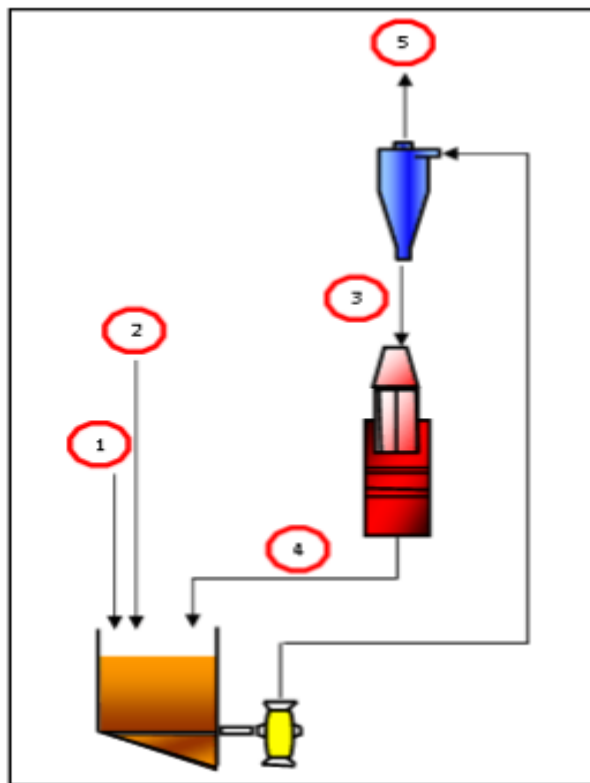
Bergerman و همکاران (۲۰۱۲)، به بررسی مدار خردایش ثانویه کارخانه Sossego پرداختند. مدار آسیاکنی SAG در کارخانه پایلوت Sossego با دو نمونه سنگ متفاوت معادن Sossego و Sequeihinho طراحی شده است. شکل ۲-۶ مدار کارخانه Sossego را نشان می‌دهد [۱۵].



شکل ۶-۲ مدار کارخانه Sossego [۱۵].

اندازه بحرانی بار آسیا تأثیر زیادی بر روی عملیات آسیاکنی دارد. نتایج نشان داده که با استفاده از آسیای قائم به جای آسیای گلوله‌ای ۳۰ تا ۵۰ درصد در مصرف گلوله و آستر صرفه‌جویی می‌شود [۱۵]

چندین نمونه‌برداری برای ارزیابی عملکرد آسیای قائم از مدار آسیاکنی و فلو تاسیون انجام شد. نقاطی که از آسیای قائم نمونه‌برداری شده در شکل ۷-۲ نشان داده شده است. برای تعیین درصد جامد و توزیع اندازه ذرات در ۵ نقطه نمونه‌برداری بر سر راه ورودی هیدروسیکلون دو دستگاه چگالی‌سنج و دبی‌سنج قرار دادند. [۱۵].



شکل ۷-۲ نمایی از محل نمونه برداری جهت انجام موازنه جرم در آسیای عمودی [۱۵].

پس در نتیجه در آسیای قائم نسبت به سایر آسیاها مصرف انرژی و مصرف گلوله بسیار کمتر است. یک یا دو بار در سال آسترهای داخلی آنها تعویض می‌شوند. به طور کلی بکارگیری آسیای قائم در مدار نتیجه قابل قبولی داشته است [۱۵].

پروژه‌ای در معدن کینروس پاراکتور در کشور برزیل به منظور بازبینی و بهینه‌سازی مدار خردایش آن انجام شد. این مدار شامل یک آسیای نیمه‌خودشکن و دو آسیای گلوله‌ای است. کاهش توان عملیاتی از ۵۰۷۸ به ۳۰۰۰ تن در ساعت و افزایش P_{80} از ۸۰ به ۱۳۰ میکرون از جمله مشکلات این کارخانه است [۱۶].

شبیه‌سازی برای بهبود شرایط کارخانه شامل هفت مرحله کاهش قطر ورتکس، کاهش ابعاد گلوله در آسیای گلوله‌ای، افزایش شارژ گلوله، پیش طبقه‌بندی، جایگزینی سیکلون با قطر متفاوت، بازگشت جزیی از ته‌ریز به آسیای نیمه‌خودشکن و کاهش ابعاد چشمه‌های سرند آسیای نیمه‌خودشکن است. در شبیه‌سازی هشتم اثر تجمعی این تغییرات بررسی شد و مشخص گردید با مقدار ۳۵٪ گلوله، گلوله‌های

۲/۵ اینچی، بازگشت ۲۰٪ از ته‌ریز به آسیای نیمه خودشکن و سیکلون ۲۰ اینچی اندازه ذرات به ۱۰۰ میکرون کاهش می‌یابد. در شبیه‌سازی دیگری امکان اضافه کردن آسیای گلوله‌ای دیگری مورد بررسی قرار گرفت که مشخص شد در این حالت P_{80} به ۸۶ میکرون می‌رسد [۱۶].

غلامی (۱۳۹۳)، جهت طبقه‌بندی ذرات در مدارخردایش اولیه مطالعاتی جهت طراحی و ساخت هیدروسیکلون در مقیاس نیمه‌صنعتی در مجتمع مس سرچشمه انجام دادند، که این پژوهش در کارخانه نیمه‌صنعتی مجتمع صورت گرفت، هدف جایگزین کردن یک واحد هیدروسیکلون به جای کلاسیفایر مارپیچی بود. به منظور طراحی واحد هیدروسیکلون از شبیه‌سازی به کمک نرم‌افزار MODSIM استفاده شد. بعد از تأثیر تغییر ۴ پارامتر قطر، ابعاد دهانه سرریز، ابعاد دهانه ته‌ریز و ارتفاع هیدروسیکلون بر پارامترهای کارایی هدف بهترین ترکیب هندسی انتخاب شد. برای مدلسازی و شبیه‌سازی هیدروسیکلون‌های صنعتی از مدل‌های پلیت و ناکسوارا راثو استفاده شد. که نتایج تست‌ها کمترین خطای تخمین مدل‌ها در توزیع ابعادی ذرات در جریان‌های سرریز و بیشترین خطا مربوط به بازیابی آب در ته‌ریز و حد جدایش می‌باشد. و همچنین در تخمین بازیابی آب ته‌ریز توزیع حجمی جریان‌ها مدل ناکسوارا راثو کارآمدتر است [۱۷].

رنجبر بافقی (۱۳۹۳)، روی اصلاح مدار آسیای خط چغارت مطالعاتی به عمل رساند. تجهیزات خردایش خط تولید چغارت از کارایی خوبی برخوردار نبودند و عمدتاً نسبت خردایش آن زیر ۱۰۰ بدست آمده بود. همچنین احداث کارخانه گندله‌سازی در کنار کارخانه ذکر شده و نیز تامین خوراک، برای بالابردن ظرفیت این خط تولید اهمیت دوچندانی پیدا کرده است. به همین منظور اصلاح مدار آسیای نیمه‌خودشکن مورد بررسی قرار گرفت [۱۸].

جهت بررسی عملکرد فعلی و شرایط عملیاتی از ورودی و خروجی آسیای خودشکن نمونه‌گیری صورت گرفت. در ادامه مدار آسیای چغارت توسط نرم افزار JKSimMet شبیه‌سازی شد. نتایج شبیه‌سازی نشان داد که شارژ گلوله به میزان ۱۰ درصد ظرفیت آسیا را ۶/۶ درصد افزایش داده است. در

ادامه حذف باربرگشتی آسیای خودشکن ۸.d مواد عبوری از سرند ۱۳۲ میکرون و همچنین ظرفیت تولید را تا ۲۴ درصد افزایش می‌دهد. آزمایش‌های جدایش مغناطیسی نشان دادند که اگر P_{80} کانسنگ چغارت به ۵۰ میکرون برسد می‌توان به کنسانتره آهن بیش از ۶۷ درصد دست پیدا کرد. این میزان برای صنایع گندله‌سازی مناسب می‌باشد [۱۸].

یک مرحله مدار آسیاکنی ثانویه شامل یک آسیای گلوله‌ای با قطر ۵/۴۹ متر، طول ۹/۱۴ متر، طول داخلی ۸/۶۹ متر و سرعت ۱۳/۵ دور بر دقیقه و یک هیدروسیکلون با حد جدایش ۵۰ میکرون به مدار کارخانه افزوده شد [۱۸].

پیشنهاد شده که برخی از تغییرات به جهت بهبود عملکرد آسیا با هزینه کم قابل انجام است، مانند افزایش گلوگاه سنگ‌شکن به جهت افزایش ابعاد خوراک ورودی به آسیا، افزایش پرشدگی آسیا، کاهش درصد جامد آسیای خودشکن و تبدیل آسیای خودشکن به نیمه‌خودشکن که پیشنهاد می‌گردد این اقدامات انجام گرفته و نتایج آن بررسی گردد [۱۸].

زعیمی بافقی (۱۳۹۴)، مطالعاتی بر روی طراحی مدار خردایش سنگ‌آهن هماتیتی چغارت انجام داد. معدن سنگ آهن چغارت دارای یک ذخیره ۱۷/۵ میلیون تنی از سنگ‌آهن پرعیار، پرفسفر، اکسیده (هماتیتی) است. این خوراک مناسب کارخانه طراحی شده نبود و محصولی با کیفیت پایین‌تر تولید شده بود. شرکت سنگ‌آهن در نظر دارد به منظور پریارسازی این خوراک یک کارخانه فرآوری احداث کند. هدف از این تحقیق خصوصیت‌سنجی بار اولیه این کارخانه از نظر قابلیت خردایش و همچنین طراحی مدار خردایش بود. آزمایش‌های SPI، اندیس‌کار گلوله‌ای و ضربه‌ای باند صورت گرفته بود. با توجه به نتایج آزمایش‌های فوق مدار خردایش شامل سنگ‌شکنی فکی، آسیای نیمه خودشکن، آسیای گلوله‌ای و هیدروسیکلون طراحی شد [۱۹].

امین دهقان (۱۳۹۴)، روی طراحی مجدد مدار فلو تاسیون کارخانه فراوری مولیبدنیت سرچشمه مطالعاتی انجام داد. در این تحقیق با توجه به افزایش عمق معدن مس سرچشمه و تغییرات عیار و ترکیب

کانی‌شناسی، بار ورودی و نیز اجرای فاز اول طرح توسعه کارخانه پرعیارسازی، تناژ و کیفیت بار ورودی به کارخانه مولیبدنیت تغییر یافته است. تغییرات مذکور باعث ایجاد مشکلاتی در عملیات گردیده و در موارد متعددی باعث سرریز کردن سلول‌های فلوتاسیون شده است. لذا جهت بررسی مشکلات موجود، مدار ۲۴ ساعته فلوتاسیون کارخانه مولیبدن در چهار فاز مورد بررسی قرار گرفت. در فاز اول در یک دوره یک ماهه پارامترهایی چون نحوه عملکرد پاروها، هوادهی، توزیع مواد شیمیایی، مقدار Eh و pH سلول‌ها و درصد جامد پایش شد. سپس در یک دوره ۸ ماهه به بررسی تغییرات بازیابی و عیار کنسانتره کارخانه مولیبدن، نوسانات تناژ و عیار مولیبدن در کنسانتره کارخانه پرعیارسازی و تأثیر افزایش تناژ ورودی به کارخانه مولیبدن بر روی بازیابی پرداخته شد. در فاز دوم با نمونه‌برداری از مدار فلوتاسیون ۲۴ ساعته، مدار موازنه شد، سپس از نظر عیار و تناژ بار در جریان‌های مختلف با طرح اولیه و موازنه‌ی جرم انجام شده در سال ۹۰ مقایسه شد. در فاز سوم آزمایش اندازه‌گیری زمان ماند در یک ردیف از سلول‌های رافر مدار کارخانه انجام و نتایج تحلیل گردید. در فاز چهارم با توجه به اهمیت پتانسیل پالپ در فلوتاسیون مولیبدن، به بررسی تأثیر آن بر بازیابی و عیار مولیبدن، مس و آهن پرداخته شد. سپس جهت بررسی تأثیر نوع جریان ورودی به سلول رافر بر سرعت فلوتاسیون مولیبدن، کالکوپریت و پیریت ۹ آزمایش سینتیکی فلوتاسیون بر خوراک تازه، باطله برگشتی از کلینر اول و مخلوط آنها انجام شد. با توجه به بررسی‌های انجام شده در فاز اول مشخص شد که بار ورودی به کارخانه مولیبدن از نظر تناژ و عیار دارای نوسان زیادی است. از نتایج بدست آمده از فاز دوم مشخص شد که مدار از نظر عیار و تناژ بار در جریان‌های مختلف با طرح اولیه فاصله گرفته است. با تحلیل نتایج بدست آمده از فاز سوم مشخص شد که زمان ماند واقعی سلول رافر ۱۸/۲۴ دقیقه است. درحالی که زمان ماند میانگین با توجه به شرایط فعلی ۲۸ دقیقه است. با استفاده از نتایج بدست آمده از فاز چهارم مشخص شد که ثابت سرعت فلوتاسیون مولیبدن در خوراک تازه بیشتر از باطله کلینر اول و به ترتیب برابر ۱/۲۳ و ۰/۴۳ بر دقیقه است. همچنین مشخص شد که حداکثر بازیابی مولیبدن ۹۳/۱۴ درصد و در پتانسیل ۵۵۰- میلی ولت

بدست می‌آید. همچنین با توجه به نتایج بدست آمده از آزمایش سینتیکی فلوتاسیون در پتانسیل‌های ۴۲۵- و ۵۵۰- میلی‌ولت، ثابت سرعت شناورسازی مولیبدنیت به ترتیب ۰/۷۶ و ۱/۴۳ بر دقیقه بدست آمد [۲۰].

۲-۲ اهداف پروژه

با توجه به افزایش عمق معدن و تغییرات عیار، ترکیب کانی‌شناسی، بار ورودی، تناژ و کیفیت بار ورودی به کارخانه پرعیارکنی ۱ تغییر یافته است. تغییرات مذکور در مواردی باعث افت راندمان مدار فلوتاسیون مس شده است. طراحی مجدد مدار فراوری مس با استفاده از ویژگی‌های خوراک فعلی کارخانه انجام خواهد شد تا ضرورت ایجاد تغییراتی در مدار داده شود. تحقیق حاضر تلاشی در جهت عیب‌یابی مدار فراوری کارخانه پرعیارکنی ۱ سرچشمه است و براساس نتایج حاصل راهکارهایی جهت افزایش راندمان مدار ارائه خواهد شد.

فصل ۳: روش انجام تحقیق

۳-۱ مقدمه

برای بررسی شرایط کارخانه و طراحی مدار، نمونه‌گیری از بخش‌های مختلف کارخانه از اهمیت بالایی برخوردار می‌باشد. در کارخانه‌های فرآوری جهت کنترل عملیات و تنظیم شرایط به منظور دستیابی به شرایط مناسب و مطلوب، لازم است بار موجود در مسیرهای مختلف کارخانه طبق برنامه از نظر کمی و کیفی مورد بررسی قرار گیرد.

برای بررسی نحوه عملکرد دستگاه‌های مدار خردایش کارخانه فرآوری مس سرچشمه از قسمت‌های مختلف مدار نظیر خوراک ورودی برای انجام تست‌های اندیس باند ضربه‌ای و آنالیز سرندي، انبار نرمة جهت تست‌های اندیس باند گلوله‌ای و فلوتاسیون و قبل ورودی به تیکنر نمونه‌گیری صورت گرفت.

۳-۲ تعیین حداقل وزن نمونه

برای تعیین حداقل نمونه لازم برای آنالیز سرندي از رابطه زیر استفاده شد:

$$M = \frac{20 \cdot b f g d^3}{s^2} \quad 3-1$$

b: دانسیته سنگ معدن

f: فاکتور شکل ذرات که برای دانه‌های شبه کروی ۰/۸ است.

g: فاکتور دامنه دانه‌بندی، که برای دانه‌بندی معمولی ۰/۵ فرض می‌شود.

d: ابعاد بزرگترین قطعات تشکیل دهنده بار اولیه (cm)

از پارامتر s برای بدست آوردن سطح اعتماد در فرآیند نمونه‌برداری استفاده شده است. با توجه به

اینکه نمونه‌برداری مسئله‌ای آماری است هرگز نمی‌تواند دارای اطمینان کامل باشد و در بیشتر موارد

سطح اعتماد ۹۵٪ حد قابل قبولی محسوب می‌شود [۳].

۳-۳ نمونه‌گیری از انبار درشت

تهیه یک نمونه‌ی شاخص و رعایت روند صحیح آماده‌سازی نمونه‌ها، اساس آزمایش‌های اولیه و مطالعات

عملکرد مدارهای فراوری را تشکیل می‌دهد. مراحل آماده‌سازی و تجزیه دانه‌بندی از مراحل حائز اهمیت در بررسی دقیق یک مدار می‌باشند. در این بخش لازم بود نمونه معرفی جهت دانه‌بندی اولیه، بررسی کارایی سرند و سنگ‌شکنی تهیه گردد، بدین منظور بعد از پایدار شدن شرایط باردهی، نوارهای ورودی متوقف و حدود ۵ متر نوار مطابق شکل کامل برداشت شد. نمونه‌ها در یک دوره زمانی یک ساعته از نوار نقاله گرفته شدند در دوره نمونه‌گیری داده‌های عملیاتی (تناژ ورودی، اندازه نوار، درصد فیدر، دور فیدر) ثبت گردیدند (شکل ۱-۳)



شکل ۱-۳ نمونه‌برداری از روی نوارها

۳-۴ اندیس کار باند

خردایش به دو قسمت کلی سنگ‌شکنی و آسیاکنی تقسیم می‌شود که هر یک معمولاً از سه مرحله تشکیل شده است. خردایش پرهزینه‌ترین واحد از نظر هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی در کارخانه‌های فرآوری می‌باشد از این رو تحقیقات زیادی در مورد انتخاب صحیح اندازه واحدها و تعیین کارایی آنها صورت گرفته است. یکی از این روش‌ها، روش تعیین اندیس کار باند می‌باشد. به منظور محاسبه انرژی لازم برای خرد کردن مواد معدنی و انتخاب تجهیزات مناسب برای آنها نیاز به پاره‌ای از مشخصات مواد معدنی می‌باشد. این مشخصات عمدتاً شامل قابلیت خرد شدن مواد، تعیین چگالی و اندازه‌گیری

سایندگی هستند. یکی از روش‌های استاندارد اندازه‌گیری قابلیت خرد شدن مواد، توسط آقای باند^۱ برای تعیین اندیس کار ارائه شده است. اندیس کار برای تعیین اندازه آسیاهای نرم‌کننده توسط باند ابداع شد. این اندیس نشان‌دهنده مقاومت کانه در مقابل شکست است. اندیس کار باند بستگی به خاصیت کانه و روش خردایش دارد. این اندیس به عنوان شاخص سختی یا قابلیت نرم شدن کانه شناخته می‌شود. اگر خصوصیات شکست یک ماده در یک دامنه اندازه ثابت بماند اندیس کار محاسبه شده نیز تغییر نمی‌کند اما هنگامیکه یک ماده در مرزهای دانه‌ها به راحتی شکسته شود و دانه‌ها نیز سخت باشند، قابلیت خرد شدن با ریز شدن خردایش کاهش می‌یابد. در ادامه سعی شده است تا روش انجام آزمایش استاندارد قابلیت خرد شدن باند توسط آسیای گلوله‌ای و آزمایش برای تخمین انرژی مورد نیاز در سنگ‌شکنی توسط دستگاه ضربه‌ای باند به طور کامل شرح داده شده است [۲۱].

در این آزمایش ۱۰-۲۰ قطعه سنگ منفرد به ابعاد ۵۰ تا ۷۵ میلی‌متر بین دو وزنه ۱۳/۶ کیلوگرمی قرارداد می‌شود و با آزاد کردن چرخ‌ها وزن‌ها به سنگ خورده و خرد می‌شوند. باید توجه داشت که قطعه سنگ حداقل به سه قسمت تقسیم بشود. در صورت تقسیم نشدن ارتفاعی که وزنه‌ها از آن رها می‌شوند افزایش بیابد. شکل ۲-۳ نمایی از دستگاه آونگ برای تعیین قابلیت سنگ‌شکنی مواد را نشان می‌دهد. لازم به ذکر است که قبل از خرد کردن نمونه‌ها، ضخامت، چگالی و زاویه برخورد اندازه‌گیری شود. با جای‌گذاری در فرمول زیر محاسبه می‌شود (شکل ۳-۳) [۲۱، ۱۰].

$$w_i = \left(\frac{540 * (1 - \cos \alpha)}{\sigma * t} \right) \quad \text{معادله ۲-۳}$$

σ : چگالی سنگ (g/cm^3)

t : ضخامت قطعه سنگ (cm)

α : زاویه انحراف وزنه‌ها نسبت به خط قائم (درجه)

w_i : اندیس کار ضربه‌ای باند (kWh/st)

¹ Bond



شکل ۲-۳ دستگاه آونگ برای تعیین قابلیت سنگ شکنی مواد



شکل ۳-۳ مراحل به دست آوردن انرژی سنگ شکنی

باند قابلیت خرد شدن مواد را با اندیسی به نام اندیس کار مشخص کرده است. این اندیس برابر است با مقدار کاری که باید برای خرد کردن یک تن کوچک از ماده معدنی از ابعاد تئوری بی نهایت تا ابعادی که ۸۰٪ آن از سرنندی به دهانه ۱۰۰ میکرون عبور کند، صرف شود. این اندیس کنترل کننده میزان انرژی

مصرفی در فرآیند خردایش است و یکی از پارامترهای اصلی در طراحی آسیاها و سنگ شکن‌ها محسوب می‌شود. علاوه بر این، با استفاده از این شاخص می‌توان ابعاد آسیای مورد نیاز را با توجه به دبی بار ورودی به آسیا و نیز تخمین توان موتور آن تعیین کرد. در تعیین اندیس کار باند (گلوله‌ای و میله‌ای) بدون در نظر گرفتن توزیع دانه‌بندی، تنها d_{80} بار ورودی و محصول به کار برده می‌شود [۲۲].

حدود ۱۰ کیلوگرم نمونه خشک خوراک ورودی آسیای تغلیظ ۱ که در مرحله سنگ شکنی تا زیر ۳۳۶۰ میکرون (۶ مش) خرد شده است، که برای انجام این عملیات استفاده می‌شود. برای آماده‌سازی نمونه، ابتدا مواد را پهن کرده تا کاملاً خشک شوند بعد مواد را با سنگ شکن های فکی موجود در آزمایشگاه تا زمان رسیدن به ابعاد محصول سنگ شکن به زیر ۳۳۶۰ میکرون (۶ مش) خرد می‌شود و از سرند ۶ مش عبور داده می‌شوند. در آخر تقسیم کل نمونه به نمونه‌هایی با وزن نمونه‌ای که باید داخل آسیا ریخته شود (عمل فوق با دقت و با استفاده از تقسیم‌کننده صورت پذیرد).

برای انجام این آزمایش، نیاز به آسیای استاندارد آزمایشگاهی باند است. قطر و طول آسیای مورد نظر ۳۰۵ میلیمتر است که با سرعت ۷۰ دور در دقیقه دوران می‌کند. بار خردکننده آن ۲۸۵ عدد گلوله فولادی به وزن ۲۰۱۲۵ گرم است. ابعاد گلوله‌ها در جدول ۱-۳ زیر آمده است:

جدول ۱-۳ ابعاد گلوله‌های آسیا جهت انجام آزمایش باند

تعداد گلوله	قطر گلوله (mm)
۴۳	۳۸/۱۰
۶۷	۳۱/۷۵
۱۰	۲۵/۴۰
۷۱	۱۹/۰۵
۹۴	۱۵/۸۷

✓ نمونه‌گیری از مدار (نوار خوراک ورودی به آسیاهای اولیه تغلیظ یک) به مدت ۱/۵ ساعت هر ۱۵ دقیقه یک نمونه، حدوداً با توجه به رابطه‌جی ۳۵ کیلوگرم نمونه و برای آسیای تغلیظ دو بایستی از خروجی آسیای نیمه‌خودشکن نمونه گرفته شود و نمونه‌های کوچکتر از پنج میلیمتر را بعنوان خوراک جدید آسیا در نظر گرفت. نمونه باید از خوراک جدید ورودی به آسیا و قبل از آسیاکنی گرفته شود و با سنگ‌شکن فکی خرد شود (شکل ۳-۴).



شکل ۳-۴ نمایی از آسیای باند آزمایشگاهی

- ✓ خشک کردن نمونه (نمونه را پهن نموده تا کاملاً خشک شود).
- ✓ دانه‌بندی اولیه (تمامی ذرات باید از سرندها عبور کنند).
- ✓ انتخاب سرندها کنترلی^۱ (TCS)، سرندها ۱۴۹ میکرون در نظر گرفته می‌شود.
- ✓ تعیین چگالی خشک نمونه
- ✓ تعیین وزن ۷۰۰ سی‌سی از نمونه‌ای که تا زیر شش‌ش مش خرد شده است و باید درون آسیا ریخته شود^۲ (MSL) (مقداری از نمونه را در استوانه مدرج ریخته و روی دستگاه لرزاننده

^۱ Test Control Size

^۲ Mill Solid load

گذاشته می‌شود تا حجم به عدد ثابت ۷۰۰ سی‌سی برسد، و بعد نمونه را وزن کرده، این کار را سه مرتبه انجام داده و میانگین سه نوبت را بعنوان MSL در نظر گرفته می‌شود).

$$MSL = \rho \times v = 700 \cdot \rho$$

✓ تقسیم کل نمونه به نمونه‌هایی با وزن نمونه‌ای که باید داخل آسیا ریخته شود (عمل فوق با دقت و با استفاده از تقسیم‌کننده صورت پذیرد).

جهت اطمینان از صحت تقسیم بایستی از بین نمونه‌های تقسیم شده دوعدد نمونه را انتخاب کرده (به نام A,B) و هر نمونه را به دو بخش تقسیم نموده و آنگاه یک بخش از هر دو نمونه آنالیز سرنندی می‌شود. اگر اختلاف درصد عبوری دو نمونه از یک درصد بیشتر نباشد به مرحله بعد رفته، اگر تفاوت بیش از یک و نیم درصد باشد بایست نمونه‌ها را مخلوط کرده و مجدداً آنها را تقسیم کرد و اگر تفاوت بین یک تا یک و نیم درصد بود نمونه C را انتخاب و آن را نیز به دو بخش تقسیم کرده و بخش اول آن آنالیز سرنندی می‌شود حال تفاوت درصد عبوری نمونه C با یکی از نمونه‌های A,B کمتر از یک باشد به مرحله بعد رفته و اگر نبود بایست نمونه‌ها را مخلوط و مجدداً آنها را تقسیم کرد.

در ادامه این مرحله درصد عبوری آن دو نمونه‌ای که تفاوت کمتر از یک درصد داشتند را متوسط گرفته و F_{80} خوراک را محاسبه کرده و همچنین متوسط درصد تجمعی عبوری از سرنند ۱۴۹ میکرون (PIF)^۱ خوراک یادداشت می‌شود.

حال برای تعیین پارامتر پیش‌بینی محصول ایده آل (IPP^۲) عدد MSL را بر ۳/۵ تقسیم کرده است. برای شروع آزمایش یک نمونه از نمونه‌های تقسیم شده به وزن متوسط معادل ۷۰۰ سی‌سی داخل آسیای باند ریخته می‌شود (وزن این بخش در تمام طول آزمایش باید ثابت باقی بماند)، در مرحله اول آزمایش دور آسیا با ۱۰۰ شروع می‌شود. بعد از متوقف شدن آسیا نمونه را کامل از آسیا خارج کرده و آن را روی چند سرنند ۱۴۹ میکرون ریخته و آنالیز سرنندی می‌شود وکل نمونه روی سرندها را وزن کرده و به

^۱ Product in test feed

^۲ Ideal production

داخل آسیا برگردانده می‌شود و کمبود آن تا وزن MSL از یک نمونه تقسیم شده دیگر به آن اضافه شود.

شرایط پایان آزمون:

✓ حداقل ۸ مرحله آسیاکنی بایست انجام شود تا به جواب رسید.

لازم به یادآوری است که بایست محصول سه مرحله آخر (عبوری از سرندهای ۱۴۹ میکرون) را مخلوط کرده و یک نمونه ۱۵۰ تا ۲۰۰ گرمی با تقسیم کن آماده نموده و آنالیز سرنندی کرد تا $P_{۸۰}$ محصول را حساب کرد.

پس از انجام آزمایش‌ها و تکمیل اطلاعات مورد نیاز، با استفاده از رابطه زیر می‌توان اندیس کار باند برای آسیای گلوله‌ای را محاسبه کرد.

$$W_i = \frac{49/1}{D^{0.23} G_i^{0.82}} \left(\frac{1}{\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}} \right) \quad ۳-۳$$

که در آن:

W_i : شاخص کار باند بر حسب کیلووات - ساعت بر تن

P : $d_{۸۰}$ محصول بر حسب میکرون

F : $d_{۸۰}$ بار ورودی بر حسب میکرون

D : اندازه سرنند کنترل بر حسب میکرون

G_i مقدار مواد کوچک‌تر از سرنند کنترل در محصول آسیا بر حسب گرم در دور

چون هر ماده معدنی دارای اندیس کار مشخصی است پس می‌توان قانون باند را به صورت زیر نوشت و

کار انجام شده را به دست آورد:

$$W = ۱۱ W_i \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad ۴-۳$$

W : کار مصرف شده (kWh/t)

W_i : اندیس کار (kWh/sh.t)

F: ابعاد بار اولیه (μ) بر مبنای ۸۰ درصد عبوری

P: ابعاد محصول خردشده (μ) بر مبنای ۸۰ درصد عبوری [۲۳].

۵-۳ آزمایش فلو تاسیون

جهت آماده سازی نمونه های تهیه شده از خوراک آسیای گلوله ای، مراحل زیر به ترتیب انجام شد:

- ✓ ابتدا نمونه ها به مدت ۲۴ ساعت در معرض هوای آزاد خشک شد.
- ✓ سپس نمونه را ابتدا از سرنده ۱۰ مش عبور داده، باقیمانده روی سرنده را با استفاده از سنگ شکن فکی آزمایشگاهی خرد کرده تا نمونه زیر ۱۰ مش حاصل شود.
- ✓ نمونه خرد شده (۱۰- مش) را کاملاً مخلوط کرده تا همگن شود (شکل ۵-۳).
- ✓ محاسبه چگالی خاک جهت تعیین مقدار نمونه جامد داخل آسیا



شکل ۵-۳ خردایش و سرنده‌کنی نمونه در مقیاس آزمایشگاهی

جهت محاسبه چگالی خاک، مقدار ۵۰ گرم نمونه معرف از خاک توسط دستگاه پودر و سپس به سه

نمونه پنج گرمی تقسیم شد و با استفاده از پیکنومتر مقادیر فرمول ذیل محاسبه گردید (شکل ۶-۳). لازم

به ذکر است که متوسط چگالی به دست آمده از سه نمونه به عنوان مقدار نهایی چگالی خاک در نظر گرفته شد. چگالی خاک نمونه مورد نظر ۲/۸۷ گرم بر لیتر به دست آمد.

$$\text{چگالی خاک} = \frac{m_3 - m_1}{(m_2 - m_1) - (m_4 - m_3)} \quad ۵-۳$$

m_1 = وزن خالی پیکنومتر

m_2 = وزن پیکنومتر با آب

m_3 = وزن پیکنومتر با نمونه

m_4 = وزن پیکنومتر به همراه آب و نمونه خاک



شکل ۳-۶ نمایی از پیکنومتر

در نهایت با فرمول مقدار جامد داخل آسیا ۱۴۷۳ گرم به دست آمد:

پس از اتمام آماده سازی و تقسیم نمونه ها، نمونه ای تقسیم با دستگاه پولورایز پودر شده و ۲۵ گرم جهت آنالیز شیمیایی، ۲۵ گرم آنالیزکانی شناسی و ۲۵ گرم جهت آنالیز XRD به آزمایشگاه ارسال شد. برای انجام آزمون فلوتاسیون آزمایشگاهی نمونه مورد آزمایش باید در یک بازه خاص از دانه بندی باشد (دانه بندی معمول برای فلوتاسیون زیر ۱۰۰ میکرون می باشد) و از طرفی برای مقایسه تاثیر دانه بندی های مختلف بر راندمان فلوتاسیون نیاز به دانه بندی های متفاوت می باشد، که برای تعیین زمان لازم برای خردایش نمونه در آسیای گلوله ای آزمایشگاهی جهت رسیدن به دانه بندی های مورد نظر از آزمون خردایش استفاده می گردد.

وسایل مورد نیاز:

۱- آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی

۲- دستگاه لرزاننده به همراه سری سرند

۳- ترازوی آزمایشگاهی با دقت ۰/۰۱ گرم

۴- آون (خشک کن)

۵- دستگاه فیلتر

از میان نمونه‌ها پس از آنکه آزمون صحت تقسیم انجام شد، چهار عدد نمونه را انتخاب کرده و یک عدد از نمونه‌ها را در آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی ریخته و مقدار آب را محاسبه نموده و با اضافه کردن آن درصد جامد داخل آسیا را به ۵۰ درصد (وزنی- وزنی) رسانده می‌شود، سپس درب آسیا را بسته و آسیا را بر روی غلتک‌های مربوط به آسیا قرار داده و زمان که در صفحه نمایشگر نشان داده می‌شود به صورت تجربی تنظیم می‌شود (بسته به سختی نمونه ممکن است زمان خردایش کم و یا زیاد باشد اما به طور معمول عمل خردایش در زمان‌های ۱۳،۹، ۱۶ و ۱۹ دقیقه بطور جداگانه بر روی چهار نمونه انجام می‌شود). با روشن نمودن آسیا و عمل خردایش با مدت زمان داده شده انجام می‌شود، بعد از اتمام زمان خردایش، غلتک‌ها متوقف می‌گردند، آسیا را از روی آنها برداشته و دوغاب درون آن در سطل جمع‌آوری می‌گردد و پس از فیلتر کردن آن نمونه را داخل آون (خشک‌کن) قرار داده تا خشک گردد. پس از خشک شدن نمونه ۳۰۰ گرم از آن برداشته و آنرا بر روی ریزترین سایز سرند مورد استفاده به صورت تر شسته و باقیمانده را دوباره خشک کرده و توسط دستگاه شیکر (لرزاننده سرندها) بسته به نیاز روی سری سرندهای مختلف دانه‌بندی گذاشته می‌شود. در پایان منحنی درصد زیر سرند کنترلی مورد نظر (۲۰۰ مش یا ۷۴ میکرون) نمونه‌ها برحسب زمان‌های خردایش متفاوت رسم نموده و می‌توان زمان خردایش مناسب با توجه به دانه‌بندی مورد نظر را انتخاب کرد.

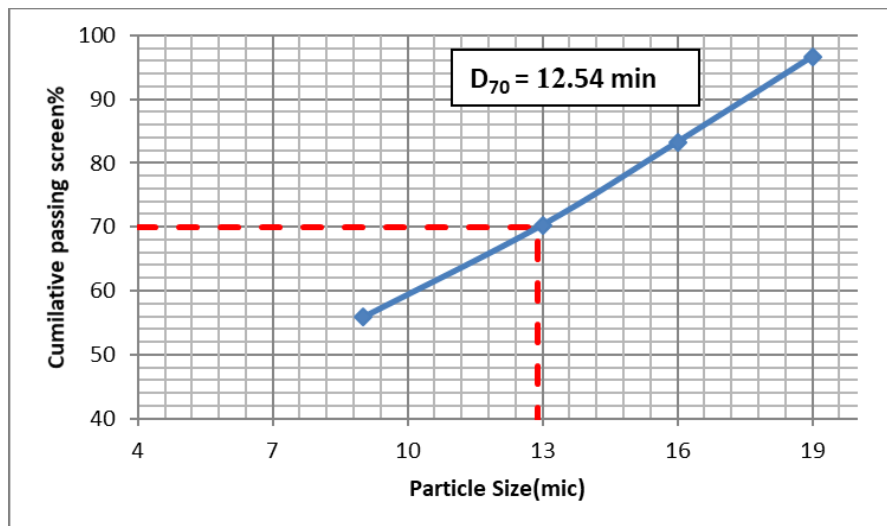
با توجه به نتایج خردایش نمونه‌ها، مقدار زمان بهینه خردایش جهت آزمایش‌های آزمایشگاهی ۱۲/۵۴

دقیقه به دست آمد (شکل ۷-۳).

شرایط ثابت آزمایش‌ها در جدول ۳-۳ ارائه شده است.

جدول ۳-۲ نتایج آزمایش تعیین زمان خردایش

شماره نمونه	نمونه شماره ۱	نمونه شماره ۲	نمونه شماره ۳	نمونه شماره ۴
زمان خردایش (دقیقه)	۹	۱۳	۱۶	۱۹
درصد عبوری از سرند ۲۰۰ مش	۵۵/۸۳	۷۰/۳۱	۸۳/۲۹	۹۶/۶۴
زمان بهینه خردایش (دقیقه)		۱۲/۵۴		



شکل ۷-۳ نمودار زمان بهینه خردایش

آزمون‌های فلوتاسیون آزمایشگاهی معمولاً به دو روش انجام می‌شوند، در ادامه این دو روش شرح داده شده است.

در روش معمول پس از تنظیم شرایط و افزودن مواد شیمیایی و سپری شدن زمان آماده‌سازی دوغاب به مدت مشخص (معمولاً ۸-۱۲-۱۶... دقیقه) با هوادهی به سلول شروع به کف‌گیری از سلول می‌شود و در پایان زمان کف‌گیری، کنسانتره جمع شده به همراه باطله سلول فیلتر، خشک، آماده‌سازی و جهت آنالیز به آزمایشگاه ارسال می‌شوند. در این آزمون بازیابی، عیار، بازیابی وزنی ماده با ارزش و گاهی باطله و

کارآیی جدایش محاسبه و مورد تحلیل و بررسی قرار می‌گیرد. در این روش تاثیر عوامل به صورت کلی مورد بررسی قرار می‌گیرند [۲۴].

روش دوم انجام آزمون فلوتاسیون مرحله‌ای یا سینتیک می‌باشد. در این روش پس از تنظیم شرایط و سپری شدن زمان آماده‌سازی، هوادهی به سلول آغاز می‌شود و کنسانتره زمان‌های مختلف (معمولاً دقیق ۱-۲-۳-۵-۸-۱۲-۱۶) به صورت جداگانه جمع‌آوری شده و جداگانه نیز جهت آنالیز ارسال می‌شود. در این روش بازیابی بر حسب زمان و عیار بر حسب بازیابی و رسم شده و نتایج مورد تحلیل و بررسی قرار می‌گیرند، لازم است ابتدا منحنی‌های بازیابی آب (برای کفسازها) و محاسبات مربوط به عیار و بازیابی تجمعی آزمون انجام و سپس با رسم نمودارها به تحلیل نتایج پرداخته شود.

علاوه بر تعیین زمان بهینه فلوتاسیون و مسائل طراحی مدار و کنترل سیستم، از ثابت سینتیک نیز می‌توان در بهینه‌سازی نوع و غلظت مواد شیمیایی و دیگر پارامترهای اساسی فلوتاسیون استفاده کرد [۲۴].

در بررسی‌های دقیق‌تر علاوه بر رسم منحنی‌های مذکور مدل سینتیکی برای آزمون‌های فلوتاسیون مرحله‌ای نیز محاسبه می‌شود. مدل مناسب آزمون‌های فلوتاسیون مدل کلاسیک درجه اول در نظر گرفته می‌شود برای ذراتی که ثابت سینتیکی یکسان دارند، معادله یک به کار گرفته می‌شود. نظر به اینکه کانی‌های با ارزش و باطله مختلفی در سنگ معدن وجود داشته که ثابت سینتیکی متفاوتی دارند، معمولاً از مدل درجه اول با توزیع مستطیلی قابلیت‌های فلوتاسیون معادله دو استفاده می‌شود.

$$۱) \quad R = R_i \times (1 - e^{-kt}) \quad ۶-۳$$

$$۲) \quad R = R_i \times \left(1 - \left(1/kt\right) \left(1 - e^{-kt}\right)\right) \quad ۷-۳$$

R_i : بازیابی بعد از زمان بی‌نهایت

K : ثابت سینتیک فلوتاسیون

R : بازیابی فلوتاسیون در لحظه t

معادله شماره ۳-۷ نشان می‌دهد که بازیابی کلی با تعیین بازیابی بی‌نهایت و ثابت سینتیک بدست

می‌آید. بنابراین باید بازیابی بی‌نهایت و ثابت سینتیک را برای هر آزمون محاسبه نمود. در ابتدا با داشتن زمان فلوتاسیون و بازیابی تجمعی مرحله‌ای با انتخاب فرضی بازیابی بی‌نهایت و ثابت سینتیک (معمولاً باید اعداد منطقی در نظر گرفته شوند) بازیابی جدیدی ساخته می‌شود. سپس با روش مجموع کمترین مربعات خطا مقادیر دقیق بازیابی بی‌نهایت و ثابت سینتیک را تعیین نموده و در معادله ۲ قرار داده و برای زمان‌های مختلف بازیابی را از طریق مدل به دست آورده می‌شود. با داشتن بازیابی از طریق مدل و زمان‌های کف‌گیری منحنی بازیابی بر حسب زمان را رسم نموده و به تحلیل نتایج پرداخته می‌شود [۲۴].

برای تعیین k و R_{∞} در آزمایشگاه، از آزمون سینتیکی استفاده شد. آزمون شناورسازی در سلول آزمایشگاهی ۴/۳ لیتری و دور همزن ۱۴۸۰ دور در دقیقه انجام گردید. برای انجام این آزمون ابتدا ماده معدنی را به درصد جامد مورد نظر ۲۸ درصد رسانده، پس از تنظیم pH و اضافه کردن مواد شیمیایی بعد از ۳ دقیقه زمان آماده‌سازی کنسانتره‌هایی در زمان‌های ۱، ۲، ۳، ۵، ۸، ۱۲ و ۱۶ دقیقه به صورت جداگانه تهیه و همراه با نمونه‌های خوراک و باطله، خشک، توزین و عیارسنجی شدند. در هنگام آزمایش فلوتاسیون کف‌گیری در بازه‌های زمانی ۱۰ ثانیه صورت گرفت. با روش کمینه‌سازی مجموع مربعات خطاها و استفاده از نرم‌افزار Excel، مقدار ثابت نرخ شناورسازی با استفاده از معادلات سینتیک عملیات ناپیوسته شناورسازی محاسبه گردید مواد شیمیایی مورد استفاده در جدول آورده شده است.

جدول ۳-۳ شرایط ثابت برای کلیه آزمایش‌های فلوتاسیون انجام شده

حجم سلول فلوتاسیون	۴۳۰۰ سی سی
کلکتور Z_{11}	۱۵ گرم بر تن
کلکتور C_{7240}	۲۵ گرم بر تن
کفساز F_{742}	۱۵ گرم بر تن
کفساز MIBC	۱۵ گرم بر تن
pH	۱۱/۸
زمان آماده‌سازی کلکتور	۲ دقیقه
زمان آماده‌سازی کفساز	۱ دقیقه
دور روتور	۱۴۸۰ rpm

طراحی مدار فلوتاسیون به منظور تعیین مواد شیمیایی موردنیاز، تعیین فلوشیت و نحوه چیدمان تجهیزات، تعداد و حجم سلول‌های فلوتاسیون می‌باشد. برای مشخص کردن فلوشیت یک کارخانه، به چند مرحله فلوتاسیون از نظر رافر، رمق‌گیر و شستشو نیاز است و همچنین در این مرحله از طراحی، آرایش این مراحل نسبت به یکدیگر مشخص می‌شود. بنابراین برای انجام این تست‌ها در مقیاس آزمایشگاهی و تهیه نمونه معرف از باکس سرریز هیدرسیکلون‌های آسیاهای اولیه طی ۵ روز نمونه‌برداری شد. نمونه‌برداری در طی ۲ ساعت با فاصله زمانی ۲۰ دقیقه صورت گرفت. یکی از مهم‌ترین روش‌های بررسی قابلیت آگیری مواد، استفاده از آزمایش ته‌نشینی ناپیوسته است. در این آزمایش مقداری پالپ در استوانه‌های شیشه‌ای مدرج ته‌نشین شده و فصل مشترک پالپ و آب شفاف در بازه‌های زمانی مختلف ثبت می‌شود. نتیجه آزمایش ته‌نشینی بصورت منحنی ته‌نشینی بیان می‌گردد، که در آن فصل مشترک آب شفاف و پالپ بر حسب زمان ترسیم می‌شود. سرعت ته‌نشینی، مقدار شیب در قسمت خطی نمودار ارتفاع- زمان است، به عبارت دیگر بیانگر سرعت ته‌نشینی ذرات در آزمایش ته‌نشینی می‌باشد [۲۵].

نمونه‌برداری از تیکنر مس - مولیبدن کارخانه تغلیظ ۱ مجتمع مس سرچشمه با هدف انجام آزمایش‌های ته‌نشینی انجام شد. نمونه‌برداری باید در شرایط پایدار صورت گیرد، به این منظور نمونه‌برداری ابتدا از جریان خوراک ورودی، چاهک خوراک‌دهی و ته‌ریز تیکنر به مدت ۲ ساعت در بازه‌های زمانی ۱۵ دقیقه یک بار صورت گرفت. مقدار نمونه موردنیاز بسته به درصد جامد جریان‌ها متفاوت بود به طوری که برای جریان‌های با درصد جامد بیشتر پالپ کمتر و برای جریان‌های با درصد جامد کمتر پالپ بیشتری گرفته شد (شکل ۳-۸).



شکل ۳-۸ محل‌های نمونه‌گیری از تیکنر کنسانتره

سپس نمونه‌ها توسط فیلتر فشاری فیلتر شده و به کمک خشک‌کن، خشک می‌شود تا وزن جامد آن به دست آید. با توجه به اینکه وزن جامد موجود در پالپ موجود است، می‌توان درصد جامد و چگالی جامد خوراک ورودی به تیکنر را نیز محاسبه کرد.

آزمایش‌های ته‌نشینی در استوانه‌های شیشه‌ای مدرج با حجم ۱۰۰۰ میلی‌لیتر انجام شد. برای انجام آزمایش، استوانه با وزن مشخص از نمونه مورد بررسی پر شده و با اضافه کردن آب حجم آن به ۱۰۰۰ میلی‌لیتر رسانده شد. سپس محتویات استوانه به خوبی مخلوط کرده و پس از آن ارتفاع خط گل برحسب زمان ثبت شد (شکل ۳-۹).



شکل ۳-۹ تست ته‌نشینی در مقیاس آزمایشگاهی

فصل ۴ رائے یافتہ ہوا تحلیل نتائج

در این فصل نتایج به دست آمده از بررسی آزمایش‌ها در هر بخش جهت بررسی ارائه شده است.

برای تعیین حداقل نمونه لازم برای آنالیز سرندهی از رابطه زیر استفاده شد:

$$M = \frac{\frac{20 \times 1/60 \times 0/5 \times 1 \times (20/3^3)}{(0/05^2)}}{1000} = 53538/73 \text{ kg} \times 2$$

$$= 107077/73 \text{ kg}$$

$$M = \frac{\frac{20 \times 2/81 \times 0/5 \times 1 \times (1/7^3)}{(0/05^2)}}{1000}$$

$$= 55/2 \text{ kg} \times 2 = 110/4 \text{ kg}$$

جدول ۱-۴ میانگین دانه‌بندی نتایج بدست آمده از ۳ سری نمونه‌گیری از تونل‌های انباردرشت در

طراحی جدید و جدول ۲-۴ میانگین دانه‌بندی نتایج بدست آمده در طرح قدیم را نشان می‌دهد.

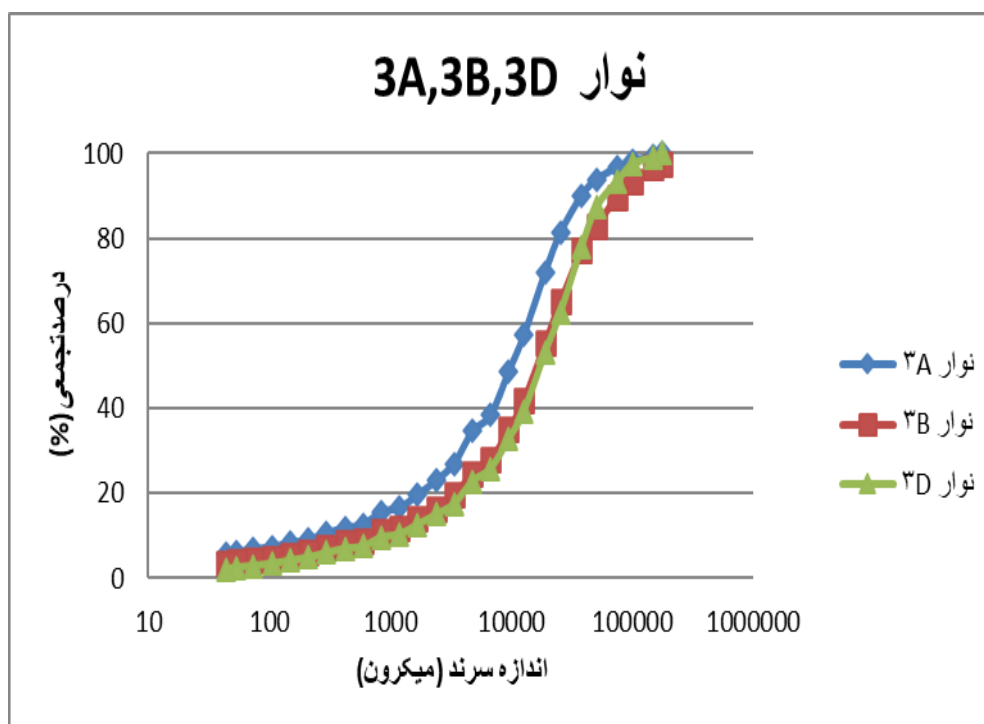
جدول ۱-۴ نتایج نمونه‌گیری از تونل‌های انبار درشت

اندازه سرنده به میلیمتر	درصدتجمعی نوار۳A	درصدتجمعی نوار۳B	درصدتجمعی نوار۳D	میانگین درصد تجمعی سه نوار
۲۰۳	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
۱۵۰	۹۹/۴۳	۹۶/۷۰	۹۹/۱۰	۹۸/۵۳
۱۰۰	۹۸/۲۹	۹۳/۲۱	۹۷/۵۵	۹۶/۵۸
۷۵	۹۶/۷۷	۸۹/۶۶	۹۳/۵۰	۹۳/۸۸
۵۰/۸	۹۳/۹۲	۸۳/۰۴	۸۷/۵۵	۸۹/۱۸
۳۸/۱	۹۰/۱۶	۷۷/۱۰	۷۸/۱۱	۸۳/۴۸
۲۵/۴	۸۱/۲۹	۶۵/۰۲	۶۲/۵۰	۷۲/۱۳
۱۹	۷۱/۹۹	۵۵/۲۵	۵۳/۲۱	۶۲/۶۹
۱۲/۷	۵۷/۲۷	۴۱/۹۲	۳۹/۳۹	۴۸/۵۹
۹/۵۱	۴۸/۷۱	۳۵/۰۵	۳۲/۸۸	۴۱
۶/۷۳	۳۸/۳۸	۲۷/۸۱	۲۵/۸۶	۳۲/۳۶
۴/۷۶	۳۴/۵۵	۲۴/۷۲	۲۲/۸۴	۲۸/۹۳
۳/۳۶	۲۷/۰۱	۱۹/۵۲	۱۷/۵۷	۲۲/۶۱
۲/۳۸	۲۲/۹۷	۱۶/۳۱	۱۵/۰۲	۱۹/۱۶
۱/۶۸	۱۹/۶۳	۱۳/۹۷	۱۲/۶۶	۱۶/۳۴
۱/۱۹	۱۶/۵۷	۱۱/۷۸	۱۰/۳۹	۱۳/۷۳
۰/۸۴۱	۱۵/۵۵	۱۱/۰۲	۹/۶۳	۱۲/۸۵
۰/۵۹۵	۱۲/۶۰	۸/۸۱	۷/۵۲	۱۰/۳۱
۰/۴۲۰	۱۱/۸۵	۸/۲۷	۷	۹/۶۷
۰/۲۹۷	۱۰/۵۱	۷/۲۴	۶	۸/۵۰
۰/۲۱۰	۹/۰۵	۶/۱۲	۴/۸۹	۷/۲۲
۰/۱۴۹	۸/۲۴	۵/۴۷	۴/۲۳	۶/۴۹
۰/۱۰۵	۷/۳۴	۴/۷۰	۳/۴۴	۵/۶۶
۰/۰۷۴	۶/۷۴	۴/۲۰	۲/۹۶	۵/۱۲
۰/۰۵۳	۶/۲۳	۳/۷۳	۲/۵۴	۴/۶۴
۰/۰۴۴	۵/۹۰	۳/۴۲	۲/۱۵	۴/۳۱

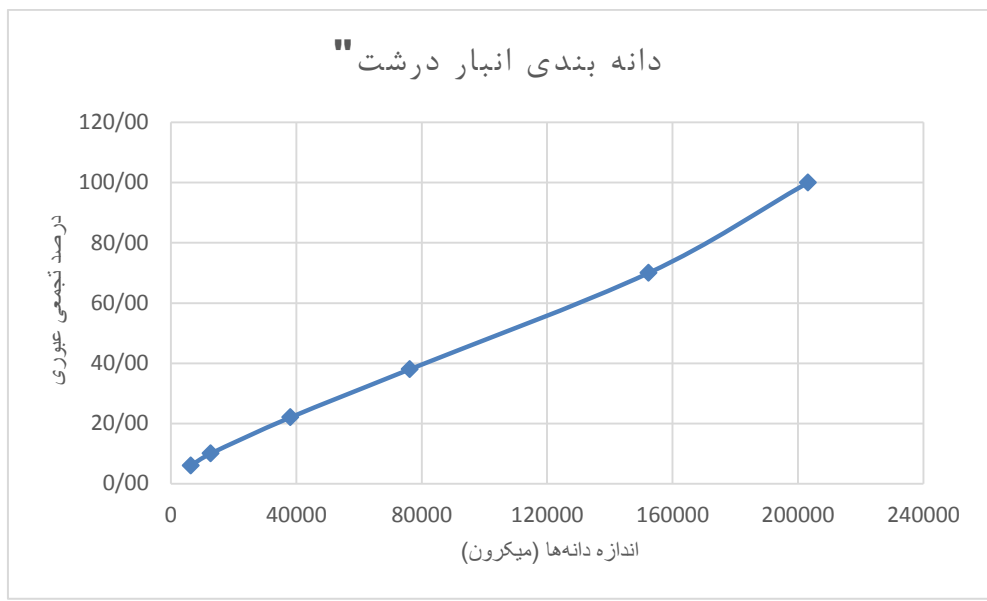
جدول ۲-۴ نتایج دانه‌بندی انبار درشت در طراحی قدیم

اندازه سرند به میلیمتر	درصد عبوری تجمعی
۲۰۳/۲	۱۰۰
۱۵۲/۴	۷۰
۷۶/۲	۳۸
۳۸/۱	۲۲
۱۲/۷	۱۰
۶/۳۵	۶

شکل ۱-۴ زیر دانه‌بندی مربوط به انبار درشت (۳A، ۳B و ۳C) را نشان می‌دهد از نمودار زیر مشخص می‌شود که خط ۳D درشت‌تر و خط ۳A ریزتر است. شکل ۲-۴ دانه بندی انبار درشت را در طرح قدیم نشان می‌دهد. همانطور که مشاهده می‌شود ذرات با ابعاد بزرگتر از ۱۲/۷ میلی‌متر نسبت به دانه‌بندی طراحی جدید بیشتر است و درصد عبوری آن ۱۰ درصد بوده است.



شکل ۱-۴ دانه‌بندی نوارهای (۳A، ۳B و ۳C)



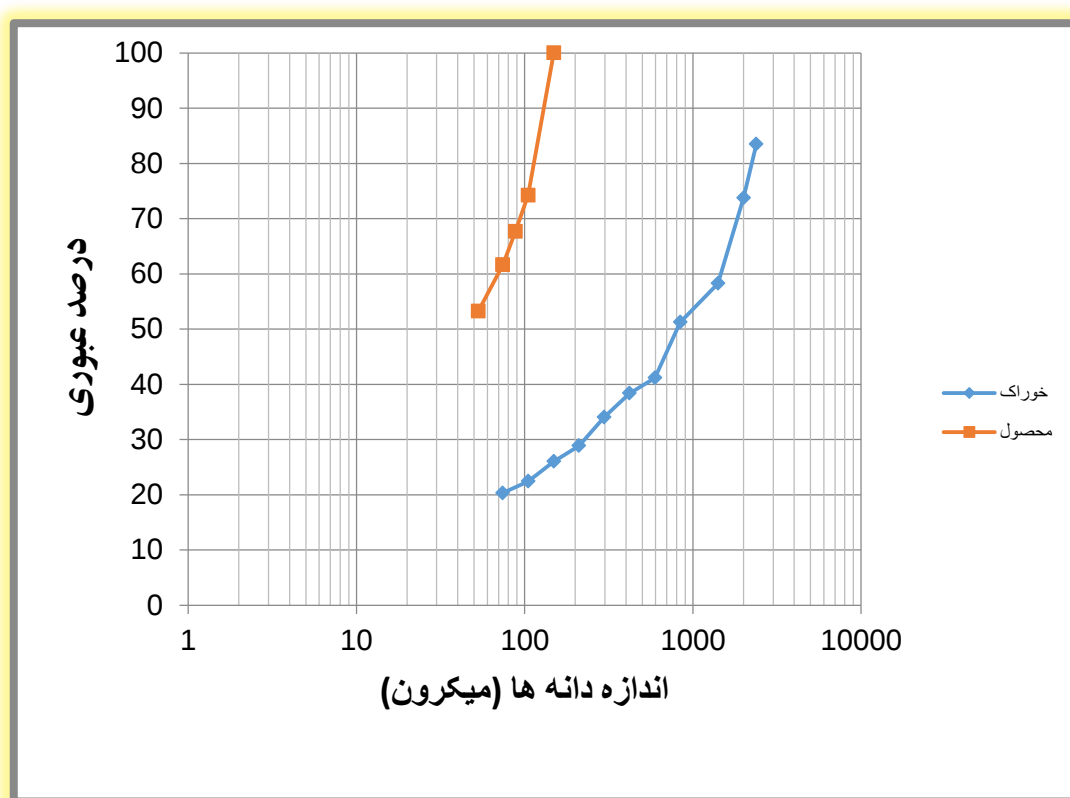
شکل ۴-۲ دانه بندی انبار درشت در طراحی قدیم

برای انجام این آزمایش ابتدا تعدادی ۲۰ نمونه با ابعاد ۵۰ تا ۷۰ میلی متر انتخاب شده و با استفاده از دستگاه اندیس کار ضربه ای باند موجود در آزمایشگاه مرکز تحقیقات کرج آزمایش بر روی نمونه ها انجام شد که نتایج آن در جدول ۴-۳ آمده است.

جدول ۳-۴ نتایج نهایی آزمایش اندیس کار ضربه‌ای

شماره نمونه	ضخامت نمونه (cm)	زاویه انحراف (درجه)	اندیس کار (kWh/t)
۱	۴/۲۰	۳۵	۹/۸۵
۲	۴/۸۰	۵۰	۱۳/۷
۳	۵/۴۰	۵۰	۱۴/۱۸
۴	۴/۹۰	۵۰	۱۴/۵۶
۵	۷/۲۰	۶۰	۱۵/۴۶
۶	۴/۶۰	۵۰	۱۵/۹۴
۷	۴/۴۰	۵۰	۱۷/۹۸
۸	۵	۵۰	۱۵/۰۵
۹	۴/۸۰	۵۰	۱۵/۷۷
۱۰	۴/۳۰	۵۰	۱۶/۷
۱۱	۴/۷۰	۵۰	۱۶/۷۷
۱۲	۴/۲۰	۵۰	۱۶/۹
۱۳	۴/۹۰	۵۰	۱۷
۱۴	۴/۹۰	۵۰	۱۷/۶
۱۵	۵/۸۰	۶۰	۱۸/۰۴
۱۶	۵/۵۶	۵۰	۱۳/۵
۱۷	۴/۲۰	۵۰	۱۷/۹۹
۱۸	۵/۵۰	۶۰	۱۸/۱۴
۱۹	۳/۹۰	۶۰	۱۹/۳۶
۲۰	۵/۱۰	۵۰	۱۴/۵
میانگین			۱۵/۹
چگالی نمونه انتخاب شده $2/56 \text{ g/cm}^3$ است			

برای تعیین اندیس باند ۱۰ کیلوگرم نمونه معرف از خوراک آسیاها تهیه شد که پس از خردایش توسط سنگ‌شکن‌های فکی آزمایشگاهی از سرند ۶ مش عبور داده شد که آنالیز سرندي این نمونه در جدول ۴-۴ و جدول ۵-۴ و نمودار آنالیز سرندي خوراک و محصول آزمایش اندیس باند در شکل ۳-۴ نشان داده شده است.



شکل ۳-۴ آنالیز سرندي خوراک و محصول آزمایش اندیس باند

جدول ۴-۴ آنالیز سرنندی خوراک اولیه آزمایش اندیس باند

اندازه دهانه سرن		مانده روی سرن				درصد تجمعی عبوری		
		(g)		(/.)				
مش	میکرون	نمونه ۱	نمونه ۲	نمونه ۱	نمونه ۲	نمونه ۱	نمونه ۲	میانگین ۱ و ۲
۸	۲۳۸۰	۳۸/۲	۳۶/۶	۱۶/۸	۱۶/۳	۸۳/۲	۸۳/۷	۸۳/۵
۱۰	۲۰۰۰	۲۲/۳	۲۱/۷	۹/۸	۹/۶	۷۳/۴	۷۴/۱	۷۳/۸
۱۴	۱۴۱۰	۳۵/۶	۳۴/۵	۱۵/۶	۱۵/۳	۵۷/۸	۵۸/۸	۵۸/۳
۲۰	۸۴۱	۱۵/۹	۱۵/۹	۷	۷/۱	۵۰/۸	۵۱/۷	۵۱/۲
۳۰	۵۹۵	۲۲/۲	۲۳/۳	۹/۸	۱۰/۴	۴۱	۴۱/۳	۴۱/۲
۴۰	۴۲۰	۶/۳	۶/۴	۲/۸	۲/۸	۳۸/۳	۳۸/۵	۳۸/۴
۵۰	۲۹۷	۹/۵	۱۰/۱	۴/۲	۴/۵	۳۴/۱	۳۴	۳۴
۷۰	۲۱۰	۱۱/۷	۱۱/۶	۵/۲	۵/۲	۲۸/۹	۲۸/۸	۲۸/۹
۱۰۰	۱۴۹	۵/۹	۷	۲/۶	۳/۱	۲۶/۳	۲۵/۷	۲۶/۰۳
۱۴۰	۱۰۵	۷/۸	۸/۴	۳/۴	۳/۷	۲۲/۹	۲۲	۲۲/۴
۲۰۰	۷۴	۴/۸	۴/۸	۲/۱	۲/۱	۲۰/۸	۱۹/۹	۲۰/۳
-۲۰۰	-۷۴	۴۷/۳	۴۴/۷	۲۰/۸	۱۹/۹	.	.	.
مجموع		۲۲۷/۳	۲۲۵/۰	۱۰۰	۱۰۰	F ₈₀ = ۲۲۴۰/۶۷		

جدول ۵-۴ آنالیز سرنندی محصول آزمایش اندیس باند

اندازه دهانه سرن		مانده روی سرن		درصد تجمعی عبوری
		(g)	(/.)	
مش	میکرون			
۱۰۰	۱۴۹	۰	۰	۱۰۰
۱۴۰	۱۰۵	۳۸/۶	۲۵/۸	۷۴/۲
۱۷۰	۸۸	۹/۹	۶/۶	۶۷/۷
۲۰۰	۷۴	۹/۱	۶	۶۱/۶
۲۷۰	۵۳	۱۲/۶	۸/۴	۵۳/۲
-۲۷۰	-۵۳	۷۹/۸	۵۳/۲	۰
مجموع		۱۵۰	۱۰۰	$P_{80} = ۱۱۴/۶۹$

می‌توان شاخص کار باند برای آسیای گلوله‌ای را براساس رابطه زیر محاسبه کرد.

$$W_i = \frac{49/1}{\frac{149^{0.23}}{1/94^{0.82}}} \left(\frac{1}{\frac{10}{\sqrt{114/69}} - \frac{10}{\sqrt{2240/68}}} \right) = 12/47 \text{ kWh/t}$$

تست اندیس باند گلوله‌ای در طی ۴ سری روی سنگ مس سرچشمه انجام شد. که نتایج نهایی هر ۴ تا تست در جدول ۶-۴ آورده شده است.

جدول ۶-۴ نتایج نهایی ۴ تست اندیس باند

شماره نمونه	اندیس باند گلوله‌ای
۱	۱۲/۴۷
۲	۱۲/۲۱
۳	۱۲/۰۹
۴	۱۳/۴۰
میانگین کل: ۱۲/۵۴ kWh/t	

۴-۱ نتایج آزمایش‌های فلوتاسیون

آنالیز شیمیایی خاک مس به دست آمده قبل از انجام تست‌های فلوتاسیون در جدول ۷-۴،

جدول ۸-۴ و جدول ۹-۴ آمده است.

جدول ۷-۴ ترکیب شیمیایی نمونه خاک انبار نرمه

نام ترکیب	درصد	نام ترکیب	درصد
Cu	۰/۶۰	MgO	۳/۶۷
Fe ₂ O ₃	۱۱/۲	SiO _۲	۵۵/۲۵
CuO	۰/۰۴	Al _۲ O _۳	۱۶/۹۱
MnO	۰/۱۷	S	۴/۳۳
ZnO	۰/۰۸	K ₂ O	۴/۳۹
CaO	۰/۹۸	TiO ₂	۰/۸۸

ترکیب شیمیایی نمونه خاک انبار نرمه شامل ۰/۶ درصد مس و ۰/۰۴ درصد مس اکسیدی است. سایر

ترکیبات نیز در جدول ۷-۴ مشاهده می‌شود.

جدول ۸-۴ آنالیز شیمیایی خاک انبار نرمه

نوع ترکیب	%Cu	%Cu-oxide	%Fe	%Mo
درصد	۰/۶۰	۰/۰۴	۳/۹۲	۰

آنالیز شیمیایی نمونه خاک انبار نرمه نشان داد در این نمونه میزان آهن ۳/۹۲ درصد بوده است.

جدول ۹-۴ آنالیز کانی‌شناسی خاک انبار نرمه

نوع ترکیب	کالکوسیت	کالکوپیریت	کوولیت	مس طبیعی	پیریت
فرمول	Cu ₂ S	CuFeS ₂	CuS	Cu	FeS ₂
درجه آزادی	-	۸۰/۹۶	-	-	۹۴/۷۵
مقدار (/.)	۰	۱/۶۱۸	۰	۰	۷/۳۲۷

آنالیز کانی‌شناسی نمونه خاک انبار نرمه در جدول ۹-۴ آمده است. پیریت و کالکوپیریت به ترتیب با

۷/۳۲۷ و ۱/۶۱۸ درصد می‌باشند.

۲-۴ نتایج سینتیک فلوتاسیون

در ادامه برای بررسی سینتیک فلوتاسیون مس، ۳ آزمایش سینتیک فلوتاسیون در شرایط استاندارد

کارخانه انجام شد. زمان بهینه فلوتاسیون در مقیاس آزمایشگاهی زمانی انتخاب شده که با استفاده از

معادله $R = R_{inf}(1 - e^{-Kt})$ داده‌های حاصل از آزمایش‌ها برازش گردید و مقدار ثابت سینتیک

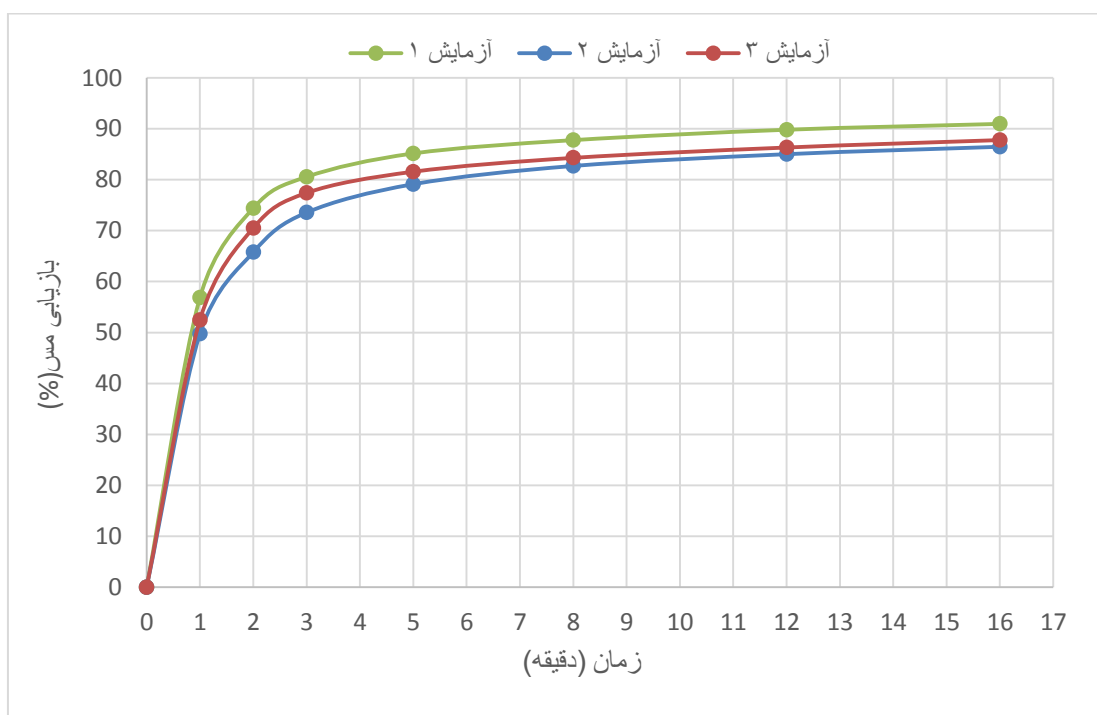
فلوتاسیون و بازیابی بینهایت بدست آمد. جدول ۴-۱۰ و شکل ۴-۴ نتایج آزمایش‌های سینتیکی را بطور

خلاصه نشان می‌دهد. با توجه به نتایج آزمایش‌های سینتیکی فلوتاسیون زمان بهینه در مقیاس

آزمایشگاهی ۱۴/۵ دقیقه انتخاب گردید.

جدول ۴-۱۰ نتایج بازیابی و ثابت سرعت در سه آزمایش سینتیکی

بازیابی بینهایت (%)	ثابت سینتیک (دقیقه)	شماره‌ی آزمایش
۸۸/۰۸	۰/۹۶	آزمایش اول
۸۳/۳۰	۰/۸۱	آزمایش دوم
۸۴/۹۱	۰/۹۰	آزمایش سوم
۸۵/۴۳	۰/۸۹	میانگین
$T=10/5$ زمان بهینه بدست آمده از فرمول ثابت سینتیک $T=14/5$ زمان بهینه بدست آمده از تست‌های آزمایشگاهی		



شکل ۴-۴ بازیابی تجمعی مس در سه آزمایش سینتیکی

۴-۳ نتایج آزمون آزمایشگاهی فلوتاسیون

تعدادی آزمایش فلوتاسیون در مرحله آزمایشگاهی برای هر تست با نرخ خوراک‌دهی ۱۴۷۴/۵۰ انجام

شد. مدار فلوتاسیون شامل مراحل پرعیارکنی اولیه (رافر)، پرعیارکنی ثانویه (کلینر)، پرعیارکنی نهایی

(ری‌کلینر) و رمق‌گیری (اسکاونجر) بود. یک مرحله آسیاکنی که محصول میانی (کنسانتره رافر و

اسکاونجر) را برای افزایش عیار نهایی دوباره نرم می‌کند نیز وجود دارد. نتایج آزمایش‌ها به ترتیب در جدول ۴-۱۱ و جدول ۴-۱۲ آورده شده است.

جدول ۴-۱۱ شرایط اعمال شده در تست‌های آزمایشگاهی

شرایط	مقدار	شرایط	مقدار
درصد جامد رافر(%)	۲۸	زمان فلوتاسیون (دقیقه)	۱۲
pH رافر	۱۱/۸	زمان فلوتاسیون کلینر(دقیقه)	۳/۵
اندازه ذرات در رافر (درصد زیر ۷۴ میکرون)	۷۰	زمان فلوتاسیون ری کلینر(دقیقه)	۳
مصرف کلکتور (گرم بر تن) Z_{11} و C_{7240}	۹۱۲/۵	زمان فلوتاسیون اسکاونجر(دقیقه)	۱۲
مصرف کف ساز(گرم بر تن) MIBC و F_{742}	۱۶/۳ و ۱۵	اندازه ذرات در کلینر(زیر ۳۷ میکرون)	۸۰

جدول ۴-۱۲ نتایج بدست آمده از تست‌های آزمایشگاهی

نام جریان	→	RF	RC	RT	CIT	CIC	ST _۱	SC _۱	SC _۲	ST _۲	RCIT	RCIC
نرخ وزنی جامد	gr	۱۴۷۴۵	۱۱۷۶/۶۳	۱۳۵۶۸/۳۴	۶۴۷/۳	۵۲۹/۳۳	۴۶۲/۹۹	۱۸۴/۳۱	۶۶/۳۵	۹۱/۳۳	۱۰۰/۲۶	۴۲۹/۰۷
بازیابی وزنی	وزن کنسانتره وزن خوراک		$\frac{۱۱۷۶/۶۳}{۱۴۷۴۵} = ۰/۷۹۷$		$\frac{۵۲۹/۳۳}{۱۱۷۶/۶۳} = ۰/۴۴۹$		$\frac{۱۸۴/۳۱}{۶۴۷/۳} = ۰/۲۸$		$\frac{۳۵/۶۶}{۱۰۰/۲۶} = ۰/۶۶$		$\frac{۴۲۹/۰۷}{۵۲۹/۳۳} = ۰/۸۱$	
مقدار تناژ هر قسمت	t/h	۲۳۸۸/۵۵	$\frac{۲۳۸۸/۵۵}{۰/۷۹۷} = ۱۹۰/۳۶$	۲۱۹۸/۱۹	۱۰۴/۸۹	۸۵/۴۷	۷۵/۵۳	۲۹/۳۶	۱۰/۷۱	۵/۵۳	۱۶/۲۴	۶۹/۲۳
عیار	%Cu	۰/۵۲	۵/۴	۰/۱۰	۰/۵	۱۱/۳	۰/۳	۱/۳	۵/۵	۳/۹	۵	۱۲/۸
بازیابی مس	%	۱۰۰	۸۲/۱	۱۷/۴	۵/۶	۷۸	۳۲/۷	۶۷/۳	۷۳/۵	۲۶/۵	۸/۳	۷۱/۵

RF: خوراک رافر RC: کنسانتره رافر RT: باطله رافر
CIT: باطله کلینر SC: کنسانتره رمق گیر ST: باطله رمق گیر
CIC: کنسانتره کلینر RCIT: باطله ری کلینر RCIC: کنسانتره ری کلینر

با توجه به بازیابی وزنی تناژ هر قسمت مدار بدست آمد و ملاحظه می‌شود که بازیابی مرحله رافر آزمایشگاهی ۸۲/۱ درصد است.

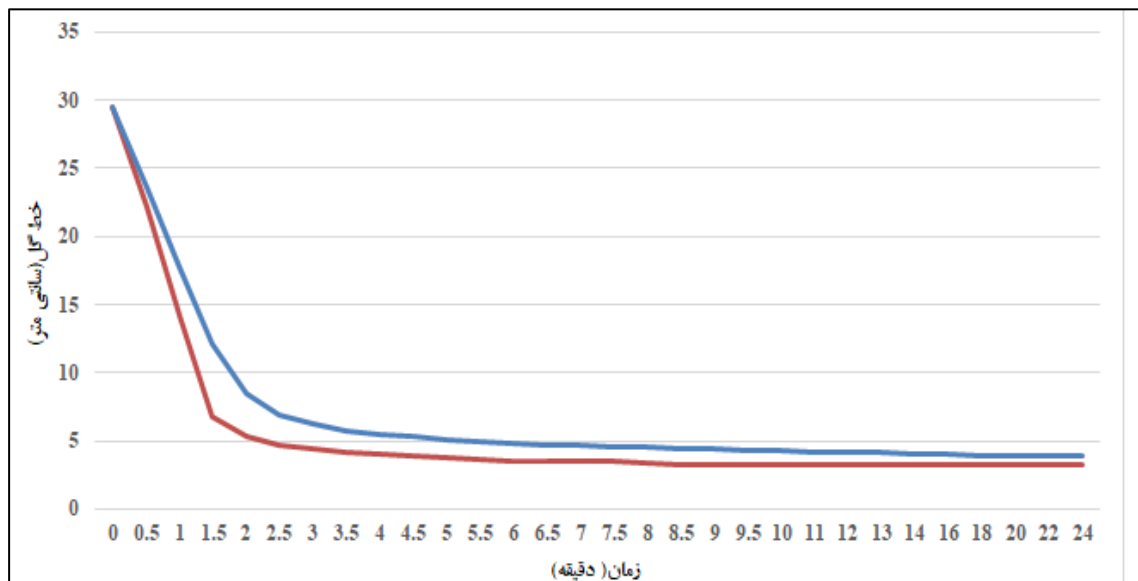
۴-۴ نتایج تست ته‌نشینی

آزمایش‌های ته‌نشینی با درصد جامد ۱۳/۲ و ۱۶ درصد روی سنگ مس مورد بررسی قرار گرفت. به منظور تعیین خطای انجام آزمایش ته‌نشینی، آزمایش‌های انجام شده با درصد جامدهای ذکر شده بین ۲ تا ۳ بار تکرار گردید. نتایج حاصله به شرح جدول ۴-۱۳ و شکل ۴-۵ می‌باشد. در این جدول تغییرات ارتفاع خط گل نسبت به زمان بیان گردیده است. با افزایش زمان ارتفاع خط گل کاهش یافته و در نهایت تقریباً ثابت می‌گردد. همچنین از نتایج سرعت ته‌نشینی محاسبه گردید که سرعت ته‌نشینی درصد جامد ۱۳/۲ درصد برابر ۰/۱۷ است. هرچه شیب نمودار کمتر باشد سرعت‌نشینی کمتر و مساحت تیکنر بیشتر است.

جدول ۴-۱۳ تغییر ارتفاع خط گل برحسب میلی لیتر نسبت به زمان

درصد جامد ۱۶٪	درصد جامد ۱۳٪/۲	زمان (دقیقه)
آزمایش ۲	آزمایش ۱	
۱۰۰۰	۱۰۰۰	۰
۸۰۰	۷۵۰	۰/۵
۶۰۰	۴۸۰	۱
۴۱۰	۲۳۰	۱/۵
۲۸۵	۱۸۰	۲
۲۳۵	۱۵۸	۲/۵
۲۱۰	۱۴۹	۳
۱۹۵	۱۴۰	۳/۵
۱۸۵	۱۳۵	۴
۱۸۰	۱۳۰	۴/۵
۱۷۰	۱۲۹	۵
۱۶۹	۱۲۵	۵/۵
۱۶۵	۱۲۰	۶
۱۶۰	۱۱۹	۶/۵
۱۵۷	۱۱۸	۷
۱۵۵	۱۱۷	۷/۵
۱۵۲	۱۱۵	۸
۱۵۰	۱۱۲	۸/۵
۱۴۹	۱۱۲	۹
۱۴۷	۱۱۰	۹/۵
۱۴۵	۱۱۰	۱۰
۱۴۲	۱۱۰	۱۱
۱۴۰	۱۱۰	۱۲
۱۳۹	۱۱۰	۱۳
۱۳۸	۱۱۰	۱۴
۱۳۶	۱۱۰	۱۶
۱۳۴	۱۱۰	۱۸
۱۳۲	۱۱۰	۲۰
۱۳۲	۱۱۰	۲۲
۱۳۲	۱۱۰	۲۴

شکل ۴-۵ نمودار تغییرات ارتفاع خط گل نسبت به زمان



همچنین در شکل نمودار مربوط به جدول ترسیم گردیده است. همانطور که در نمودار مشخص است با افزایش زمان، نمودار روند نزولی داشته و در نهایت تقریباً ثابت می‌گردد.

۴-۵ محاسبات طراحی مجدد مدار کارخانه

برای تعیین مساحت سطح موردنیاز سرند، اطلاعات اولیه‌ای، شامل حداکثر تناژ بار ورودی، دانه‌بندی بار ورودی، نوع مواد و چگالی ظاهری آنها، رطوبت مواد، شرایط ویژه عملیاتی مانند دما، ساینده‌گی، خورندگی، راندمان سرندکنی و دیگر مواردی که در اندازه سطح سرند یا ظرفیت آن تأثیرگذارند، مورد نیاز است. در اینجا سرند مورد نظر از نوع لرزان و دو طبقه است که طبقه اول فقط نقش حفاظتی در برابر ضربات ناشی از برخورد قطعات درشت بار ورودی به توری‌های ظریف طبقه دوم را ایفا می‌نماید. اندازه روزنه توری سرند طبقه دوم ۱۲/۷ میلیمتر (۵/۰ اینچ) و اندازه دهانه سرند طبقه اول ۶۴ میلیمتر در نظر گرفته شد. با توجه به چگالی بالا و ساینده بودن بار ورودی و با مراجعه به جداول استاندارد موجود قطر سیم‌های توری طبقه دوم ۴/۱ میلیمتر و قطر مفتول‌های توری طبقه اول ۱۹ میلیمتر انتخاب گردید. (پیوست ۱) شکل روزنه‌های توری سرند مستطیل در نظر گرفته شد تا از عدم ورود ذرات درشت به

محصول نهایی اطمینان حاصل گردد. با داشتن اندازه روزنه‌ها و قطر مفتول‌های تشکیل دهنده تار و پود سرند، درصد دهانه آن محاسبه می‌شود. درصد دهانه طبقه اول برابر با ۵۹/۵ درصد و درصد دهانه طبقه دوم برابر ۵۷/۲ درصد است.

$$\text{طبقه اول} = \frac{64^2}{(64 + 19)^2} \times 100 = 59/5$$

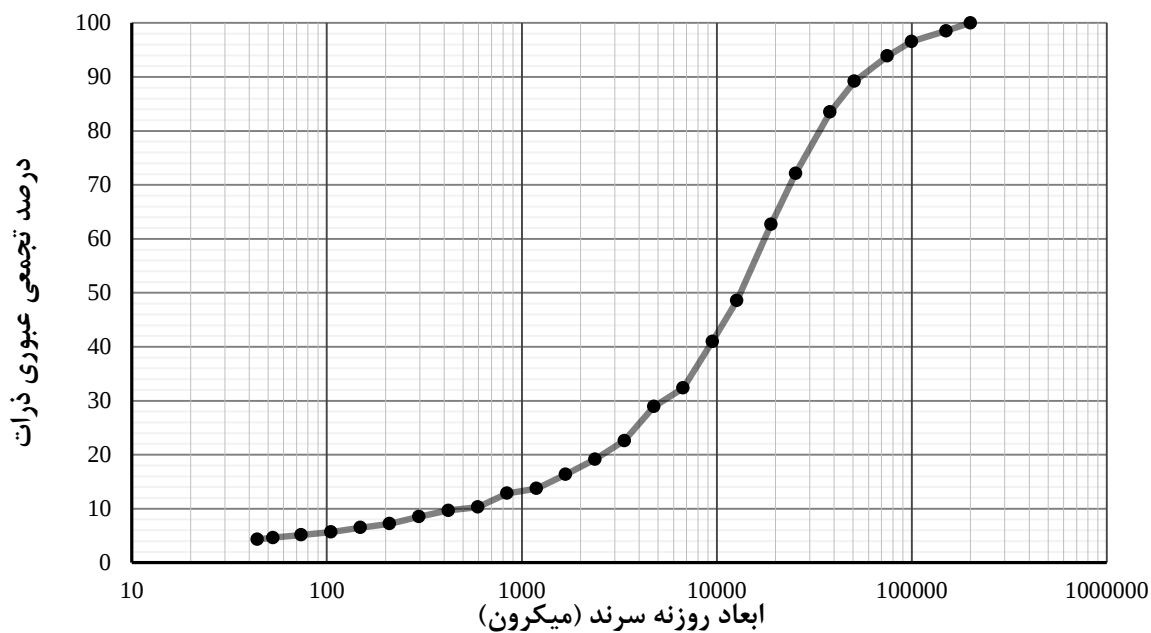
$$\text{طبقه دوم} = \frac{12/7^2}{(12/7 + 4/1)^2} \times 100 = 57/2$$

مقدار بار ورودی به سرند، مجموع بار خروجی سنگ‌شکن ژیراتوری در شرایط تعادلی، و برابر ۲۴۹۳ تن در ساعت است. در جدول ۴-۱۴ و

شکل ۴-۶ دانه‌بندی بار ورودی به سرند آمده است. در این جدول دانه‌بندی بار ورودی در اندازه‌های خاصی که دانستن آنها در تعیین سطح سرند لازم است نیز آورده شده است.

جدول ۴-۱۴ دانه‌بندی بار ورودی به سرند

اندازه سرند به میلیمتر	درصد تجمعی عبوری %
۲۰۳	۱۰۰
۱۵۰	۹۸/۵۳
۱۰۰	۹۶/۵۸
۷۵	۹۳/۸۸
۵۰/۸	۸۹/۱۸
۳۸/۱	۸۳/۴۸
۲۵/۴	۷۲/۱۳
۱۹	۶۲/۶۹
۱۲/۷	۴۸/۵۹
۹/۵۱	۴۱
۶/۷۳	۳۲/۳۶
۴/۷۶	۲۸/۹۳
۳/۳۶	۲۲/۶۱
۲/۳۸	۱۹/۱۶
۱/۶۸	۱۶/۳۴
۱/۱۹	۱۳/۷۳
۰/۸۴۱	۱۲/۸۵
۰/۵۹۵	۱۰/۳۱
۰/۴۲۰	۹/۶۷
۰/۲۹۷	۸/۵۰
۰/۲۱۰	۷/۲۲
۰/۱۴۹	۶/۴۹
۰/۱۰۵	۵/۶۶
۰/۰۷۴	۵/۱۲
۰/۰۵۳	۴/۶۴
۰/۰۴۴	۴/۳۱



شکل ۴-۶ توزیع ابعادی خوراک ورودی به سرنده

سطح مورد نیاز سرنده را به دو روش، یکی معادله تجربی ارائه شده توسط Testut و دیگری روش ارائه شده توسط Mular محاسبه گردید.

در این روش سطح مورد نیاز سرنده از رابطه زیر به دست می‌آید.

$$A = \frac{1/2 \times Q}{C \times f_1 \times f_2 \times f_3 \times f_4 \times f_5 \times f_6 \times f_7 \times f_8 \times f_9}$$

A: سطح مورد نیاز سرنده برحسب متر مربع است.

Q: بار ورودی به سرنده که برابر ۲۴۹۳ تن در ساعت است.

C: ظرفیت واحد سطح سرنده برحسب تن بر ساعت بر مترمربع است.

F_1 تا F_9 : ضرایب تصحیحی هستند که باید محاسبه و اعمال گردند.

با توجه به اینکه سطح مورد نیاز سرنده دوم بیشتر از سطح طبقه اول است، فقط محاسبه را برای

طبقه دوم انجام می‌شود.

C از رابطه زیر به دست می‌آید:

$$C = 1/1 \times a^{0.57}$$

اندازه چشمه سرند بر حسب میلیمتر و برابر ۶۴ میلیمتر است. بنابراین مقدار C برابر است با:

$$C = 1/1 \times 64^{0.57} = 16/7 \frac{t}{h/m^2}$$

f_1 ضریب تصحیح دانه‌های درشت است که با افزایش درصد دانه‌های بزرگتر از دهانه سرند در بار اولیه افزایش می‌یابد که مقدار آن از نمودار به دست می‌آید. (پیوست ۲) در این حالت که درصد مواد بزرگتر از دهانه سرند در بار ورودی ۸/۲۶ است مقدار این ضریب تصحیح برابر ۰/۹۲ به دست می‌آید.

$$f_1 = 0.92$$

f_2 ضریب تصحیح دانه‌های کوچکتر از نصف اندازه دهانه سرند است و از رابطه زیر حاصل می‌شود.

$$f_2 = 2 \times b + 0.2$$

در رابطه بالا b کسر مواد کوچکتر از نصف اندازه دهانه سرند (۳۲ میلیمتر) و برابر ۰/۷۸۳۹ است.

$$f_2 = 2 \times 0.7839 + 0.2 = 1.77$$

f_3 ضریب تصحیح چگالی ظاهری مواد است و از رابطه زیر به دست می‌آید.

$$f_3 = 6/25 \times 10^{-4} \times D$$

D چگالی ظاهری مواد بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب است و برابر ۱۶۰۰ می‌باشد.

$$f_3 = 0.00625 \times 1600 = 1$$

f_4 ضریب تصحیح دهانه سرند است و از رابطه زیر به دست می‌آید.

$$f_4 = 2 \times p$$

p نسبت سطح دهانه سرند به سطح کل سرند (درصد دهانه سرند) و برابر ۵۹,۵ است.

$$f_4 = 2 \times 0.595 = 1.19$$

f_5 ضریب تصحیح رطوبت و مقدار آن وابسته به درصد رطوبت بار ورودی است. رطوبت بار ورودی حدود

۴/۵ درصد است که ضریب تصحیح آن ۰/۸۵ می‌باشد. (پیوست ۳)

F_6 ضریب تصحیح شکل روزنه‌های سرند است که برای روزنه‌های مستطیلی نسبت طول به عرض ۲

برابر ۱/۱۵ است. (پیوست ۴) F_v ضریب تصحیح شکل ذرات است، ذرات به شکل گوشه‌دار و ضریب تصحیح آنها ۱ می‌باشد (پیوست ۵). F_s ضریب تصحیح موقعیت طبقه سرند است که برای طبقه اول سرند ۱ می‌باشد. (پیوست ۶) F_e ضریب تصحیح راندمان سرندکنی است. هرچه راندمان بالاتری از سرند انتظار داشته باشیم باید سطح بیشتری برای آن در نظر بگیریم. راندمان سرند مورد نظر ما ۸۵ درصد فرض شده است که ضریب تصحیح آن ۱/۲۵ است (پیوست ۷).

با مشخص شدن ضرایب تصحیح حداقل سطح مورد نیاز سرند محاسبه می‌شود.

$$A = \frac{2493 \times 1/2}{86/7 \times 0/92 \times 1/77 \times 1 \times 1/19 \times 0/85 \times 1/15 \times 1 \times 1 \times 1/25} = 14/5 m^2$$

حداقل عرض سرند از رابطه زیر به دست می‌آید.

$$W = \frac{287 \times R}{(D \times V \times T)} + 0/15$$

در این رابطه W حداقل عرض سرند برحسب متر است. R وزن مواد باقیمانده روی سرند برحسب تن در ساعت است که با توجه به تناژ ورودی سرند و دانه‌بندی آن برابر ۲۰۵/۸۷ تن در ساعت است. D چگالی ظاهری مواد و برابر ۱۶۰۰ کیلوگرم بر مترمکعب است. V سرعت عبور مواد از روی سرند برحسب متر بر ثانیه که وابسته به شیب سرند است و برای سرند با شیب ۲۰ درجه سرعت عبور برابر ۸۰ فوت در دقیقه معادل ۰/۴۱ متر بر ثانیه است. T ضخامت مجاز لایه مواد در انتهای خروجی سرند برحسب میلیمتر است، که چهار برابر قطر روزنه‌های سرند در نظر گرفته می‌شود. در اینجا ۲۵۶ میلیمتر (۱۰/۰۷ اینچ) است. بنابراین حداقل عرض سرند عبارت است از:

$$W = \frac{287 \times 205/87}{(1600 \times 0/41 \times 256)} + 0/15 = 0/50 m$$

با توجه به جدول ابعاد سرندها، یک سرند با طول ۶ متر و عرض ۲/۴ متر مناسب می‌باشد. (پیوست ۸)

محاسبه ضخامت بستر:

$$D = \frac{287 \times 20.5/87}{(1600 \times 0.41 \times 2/4)} = 37/52 \text{ mm}$$

این مقدار کمتر از حداکثر آن ۲۵۶ میلی‌متر (۴×۶۴=۲۵۶) می‌باشد. بنابراین سطح محاسبه شده برای طبقه اول مناسب می‌باشد.

برای سرنده طبقه دوم (دهانه ۱۲/۷ میلیمتر) باید محاسبات فوق تکرار شوند:

$$C = 8/1 \times 12/7^{0.57} = 34/49 \text{ t/h/m}^2$$

ضرایب تصحیح این سرنده نیز به شرح زیر هستند:

$$f_1 = 1/17$$

$$f_2 = 2 \times 0.3176 + 0.2 = 0.84$$

$$f_3 = 0.00625 \times 1600 = 1$$

$$f_4 = 2 \times 0.57 = 1/14$$

$$f_5 = 0.85$$

$$f_6 = 1/15$$

$$f_7 = 1$$

$$f_8 = 0.9$$

$$f_9 = 1/25$$

$$A = \frac{2287 \times 1/2}{34/49 \times 1/17 \times 0.84 \times 1 \times 1/14 \times 0.85 \times 1/15 \times 1 \times 0.9 \times 1/25} = 65/12 \text{ m}^2$$

بنابراین سطح مورد نیاز برای طبقه دوم با در نظر گرفتن ۱۰ درصد سطح اضافه، ۷۱/۶۳ متر مربع به

دست می‌آید. چون سرندی با این سطح وجود ندارد می‌توان پنج سرند با ابعاد $۶ \times ۲/۴$ متر انتخاب کرد.

بنابراین حداقل عرض سرند عبارت است از:

$$W = \frac{۲۸۷ \times ۱۰۷۵/۸۷}{(۱۶۰۰ \times ۰/۴۱ \times ۵۰/۸)} + ۰/۱۵ = ۹/۴۱ \text{ m}$$

محاسبه ضخامت بستر:

$$D = \frac{۲۸۷ \times ۱۰۷۵/۸۷}{(۱۶۰۰ \times ۰/۴۱ \times ۲/۴ \times ۵)} = ۳۹/۲۲ \text{ mm}$$

این مقدار کمتر از حداکثر آن $۵۰/۸$ میلی‌متر ($۴ \times ۱۲/۷ = ۵۰/۸$) می‌باشد. بنابراین سطح محاسبه شده

برای طبقه دوم مناسب می‌باشد.

با توجه به این که سطح سرندکنی مورد نیاز برای طبقه دوم بیش از سطح سرندکنی مورد نیاز برای

طبقه اول است، بنابراین سطح سرندکنی محاسبه شده برای طبقه دوم به عنوان سطح کلی انتخاب

می‌شود. و نتایج طراحی در جدول ۴-۱۵ آورده شده است.

جدول ۴-۱۵ مقایسه سرندکنی طراحی جدید و قدیم

سرندکنی	طراحی قدیم	طراحی جدید
سطح سرند (m^2)	۱۴/۴	۱۴/۴
طول سرند (m)	۶	۶
عرض سرند (m)	۲/۴	۲/۴
تعداد	۶	۵

۴-۶ معیارهای طراحی مدار سنگ شکنی

نوع سنگ ماده اولیه ورودی مدار سنگ شکنی: کانه مس

چگالی ظاهری توده مواد:

۱۶۰۰ کیلوگرم بر مترمکعب

اندیس ضربه‌ای باند:

۱۵/۹ کیلووات ساعت بر تن

ظرفیت مدار:

۲۳۰۷۱/۳ تن در روز

اندازه بزرگترین ابعاد:

۲۰۳ میلیمتر

جدول ۴-۱۶ دانه‌بندی ورودی به سنگ‌شکن ثانویه را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۱۶ دانه‌بندی خوراک سنگ‌شکن مخروطی استاندارد

درصد تجمعی عبوری(%)	درصد وزن مانده(%)	وزن مانده روی سرنده	ابعاد سرنده(میکرون)
۱۰۰	۰	۰	۲۰۰۰۰۰
۹۷/۱۴	۲/۸۶	۴۲/۵۱	۱۵۰۰۰۰
۹۳/۳۵	۳/۷۹	۵۶/۳۴	۱۰۰۰۰۰
۸۸/۰۹	۵/۲۶	۷۸/۱۷	۷۵۰۰۰
۷۸/۹۶	۹/۱۳	۱۳۵/۶۱	۵۰۸۰۰
۶۷/۸۷	۱۱/۰۹	۱۶۴/۷۷	۳۸۱۰۰
۴۵/۷۸	۲۲/۰۹	۳۲۸/۲۵	۲۵۴۰۰
۲۷/۴۲	۱۸/۳۶	۲۷۲/۸۴	۱۹۰۰۰
۰	۲۷/۴۲	۴۰۷/۳۹	۱۲۷۰۰

با فرض ضریب دسترسی ۷۵ درصد و زمان کار تاسیسات سنگ‌شکنی سه شیفت در روز (۲۴ ساعت)،

زمان کار مفید این تاسیسات برابر است با:

$$\text{ساعت} = 24 \times 0.75 = 18$$

بنابراین ظرفیت آن برحسب مترمکعب بر ساعت برابر است با:

$$23071/3 \div 18 = 1281/74 \text{ ton/h}$$

$$1281/74 \div 1.6 = 801/08 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$801/08 \times 1/125 = 901/22 \text{ m}^3/\text{h}$$

با توجه به ظرفیت عملیات مدار سنگ‌شکنی باید دو مرحله انجام شود و مرحله دوم باید بسته باشد.

براساس ابعاد بزرگترین قطعات موجود در خوراک این سنگ‌شکن (D) اندازه دهانه برابر است با:

$$a \geq \frac{20.3}{0.85} = 23.8/82 \text{ mm}$$

اندازه ابعاد محصول d_8 با نسبت خردایش:

$$\text{اندازه ابعاد محصول} = \frac{20.3}{4} = 5.0/75 \text{ mm}$$

با توجه به ابعاد محصول مورد نیاز (d_8) گلوگاه سنگ شکن در حالت باز برابر است با:

$$b = \frac{5.0/75}{0.725} = 7.0 \text{ mm} \quad (\text{استاندارد})$$

بنابراین با توجه ظرفیت سنگ شکن و با توجه به اطلاعات به دست آمده از جدول مربوط به سنگ شکن

مخروطی استاندارد با مشخصات زیر انتخاب می شود. (پیوست ۱۰)

- نوع: سنگ شکن مخروطی استاندارد

- نوع حفره ریز

- دهانه: حداقل ۲۵۴ تا ۲۷۹ میلیمتر

- اندازه محفظه: ۲۱۰۰ میلیمتر

- گلوگاه: ۶۳ میلیمتر

- ظرفیت: ۵۵۰ مترمکعب در ساعت

- سرعت: ۴۳۵ دور در دقیقه

- توان: ۲۶۰ کیلووات

- تعداد سنگ شکن: ۲

کنترل نهایی مشخصات سنگ شکن انتخاب شده از طریق توان مصرفی انجام می شود. بدین منظور با

استفاده از رابطه باند با استفاده از اندیس کار کانسنگ، در نظر گرفتن ظرفیت خردایش و ضریب تصحیح

توان برای سنگ شکن های مخروطی (ضریب تصحیح معمولاً معادل ۱/۳)، انرژی مورد نیاز محاسبه

می شود:

$$W = 11 \times 15/9 \left(\frac{1}{\sqrt{63000}} - \frac{1}{\sqrt{203000}} \right) = 0.30 \text{ kWh/t}$$

$$p = 0.30 \times 1/3 \times (1281/74 \div 2) = 249/93 \text{ kW}$$

باتوجه به اینکه توان بدست آمده کمتر از از توان سنگ شکن انتخاب شده است لذا سنگ شکن مناسب است.

با توجه به نمودار گادین جدول ۴-۱۷ دانه بندی محصول خروجی سنگ شکن مخروطی محاسبه شده است (پیوست ۹).

جدول ۴-۱۷ دانه بندی محصول خروجی سنگ شکن مخروطی استاندارد

اندازه سرنند (mm)	درصد عبوری
۶۳	۱۰۰
۵۰	۸۰
۴۰	۶۷
۳۲	۵۷
۳۰	۵۰
۲۰	۳۶
۱۵	۲۸
۱۲/۷	۲۵
۱۰	۱۹
۷	۱۶
۵	۱۲
۳	۷
۲/۳	۵

در

جدول ۴-۱۸ نتایج مقایسه طراحی سنگ شکن ثانویه را در طرح جدید و قدیم نشان می دهد.

جدول ۴-۱۸ مقایسه نتایج طراحی مجدد سنگ شکن ثانویه طراحی جدید و طراحی قدیم

واحد	طراحی جدید	طراحی قدیم	سنگ شکن ثانویه
mm	۲۵۴ تا ۲۷۹	۳۴/۴	دهانه
mm	۶۳	۳۲	گلوگاه
t/h	۶۴۰/۸۶	۷۵۰	ظرفیت
hp	۳۴۸/۶۶	۳۰۰	توان
–	۲	۳	تعداد
–	مخروطی استاندارد	مخروطی استاندارد	نوع

برای سرند طبقه اول (دهانه ۳۲ میلیمتر) سنگ شکن مخروطی استاندارد شوند:

$$C = ۸/۱ \times ۳۲^{۰/۵۷} = ۵۸/۴ \frac{t}{h} / m^2$$

ضرایب تصحیح این سرند نیز به شرح زیر هستند:

$$f_1 = ۱/۱۲$$

$$f_2 = ۲ \times ۰/۲۹۶۲ + ۰/۲ = ۰/۷۹$$

$$f_3 = ۰/۰۰۰۶۲۵ \times ۱۶۰۰ = ۱$$

$$f_4 = ۲ \times ۰/۵۸ = ۱/۱۶$$

$$f_5 = ۰/۸۵$$

$$f_6 = ۱/۱۵$$

$$f_7 = ۱$$

$$f_8 = ۱$$

$$f_9 = ۱/۲۵$$

$$A = \frac{۱۲۸۲ \times ۱/۲}{۵۸/۴ \times ۱/۱۲ \times ۰/۷۹ \times ۱ \times ۱/۱۶ \times ۰/۸۵ \times ۱/۱۵ \times ۱ \times ۱ \times ۱/۲۵} = ۲۰/۸۹ m^2$$

بنابراین سطح مورد نیاز برای طبقه اول با در نظر گرفتن ۱۰ درصد سطح اضافه، ۲۲/۹۷ متر مربع به دست می‌آید.

بنابراین حداقل عرض سرند عبارت است از:

$$W = \frac{287 \times 551/14}{(1600 \times 0/41 \times 128)} + 0/15 = 2/03 \text{ m}$$

با توجه به جدول ابعاد سرندها، دو سرند با طول ۴/۸ متر و عرض ۲/۴ متر مناسب می‌باشد.
محاسبه ضخامت بستر:

$$D = \frac{287 \times 551/14}{(1600 \times 0/41 \times 2/4 \times 2)} = 50/23 \text{ mm}$$

این مقدار کمتر از حداکثر آن ۱۲۸ میلی‌متر (۴×۳۲=۱۲۸) می‌باشد. بنابراین سطح محاسبه شده برای طبقه اول مناسب می‌باشد.

برای سرند طبقه دوم (دهانه ۱۲/۷ میلیمتر) باید محاسبات فوق تکرار شوند:

$$C = 8/1 \times 12/7^{0/57} = 34/49 \text{ } t/h/m^2$$

ضرایب تصحیح این سرند نیز به شرح زیر هستند:

$$f_1 = 1/29$$

$$f_2 = 2 \times 0/258 + 0/2 = 0/72$$

$$f_3 = 0/00625 \times 1600 = 1$$

$$f_4 = 2 \times 0/57 = 1/14$$

$$f_5 = 0/85$$

$$f_6 = 1/15$$

$$f_v = 1$$

$$f_{\lambda} = 0/9$$

$$f_9 = 1/25$$

$$A = \frac{731 \times 1/2}{34/49 \times 1/29 \times 0/72 \times 1 \times 1/14 \times 0/85 \times 1/15 \times 1 \times 0/9 \times 1/25} = 21/94 m^2$$

بنابراین سطح مورد نیاز برای طبقه دوم با در نظر گرفتن ۱۰ درصد سطح اضافه، ۲۴/۱۳ متر مربع به دست می‌آید. با توجه به جدول ابعاد سرندها، دو سرند با طول ۶ متر و عرض ۲/۱ متر مناسب می‌باشد.

(پیوست ۸)

بنابراین حداقل عرض سرند عبارت است از:

$$W = \frac{287 \times 410/15}{(1600 \times 0/41 \times 50/8)} + 0/15 = 3/68 m$$

محاسبه ضخامت بستر:

$$D = \frac{287 \times 410/15}{(1600 \times 0/41 \times 2/1 \times 2)} = 42/72 mm$$

این مقدار کمتر از حداکثر آن ۵۰/۸ میلی‌متر (۴×۱۲/۷=۵۰/۸) می‌باشد. بنابراین سطح محاسبه شده برای طبقه دوم مناسب می‌باشد. مشخصات طراحی سرندهای سنگ‌شکن ثانویه در جدول ۴-۱۹ نشان داده شده است.

جدول ۱۹-۴ مقایسه نتایج طراحی مجدد سرندهای طراحی قدیم و جدید

طراحی جدید	طراحی قدیم	سرندهای
۱۲/۶	۱۴/۴	سطح سرنده (m ^۲)
۶	۶	طول سرنده (m)
۲/۱	۲/۴	عرض سرنده (m)
۲	۳	تعداد

با توجه به محصول سنگ شکنی مخروطی در حالت باز و با دهانه خروجی نیم اینچ ۵۶/۱۴ درصد بزرگتر از نیم اینچ می باشد و با در نظر گرفتن کارایی ۸۵ درصد برای سرندها، بار در گردش به صورت زیر محاسبه می شود.

$$(961/3 + cl) \times \frac{(100 - 56/14)}{100} \times 0.85 = 961/3$$

$$cl = 1617/25 \text{ t/h}$$

$$\text{کل تناژ سنگ شکن} = 1617/25 + 961/3 = 2578/6 \text{ t/h}$$

طراحی سنگ شکن ثالثیه:

در زیر دانه بندی خوراک سنگ شکن ثالثیه نیز نشان داده شده است (جدول ۴-۲۰).

جدول ۲۰-۴ دانه بندی خوراک سنگ شکن ثالثیه

درصد تجمعی عبوری (%)	درصد وزن مانده (%)	وزن مانده روی سرنده	ابعاد سرنده (mm)
۱۰۰	۰	۰	۶۳
۷۳/۳۳	۲۶/۶۷	۲۹۷/۱۸	۵۰
۵۶	۱۷/۳۳	۱۹۳/۱۶۷	۴۰
۴۲/۶۷	۱۳/۳۳	۱۴۸/۵۹	۳۲
۳۳/۳۳	۹/۳۳	۱۰۴/۰۱۳	۳۰
۱۴/۶۷	۱۸/۶۷	۲۰۸/۰۲۶	۲۰
۴	۱۰/۶۷	۱۱۸/۸۷۲	۱۵
۰	۴	۴۴/۵۷۷	۱۲/۷
$F_{80} = 25/53 \text{ mm}$			

بنابراین ظرفیت آن بر حسب مترمکعب بر ساعت برابر است با:

$$2578/6 \div 1/6 = 1611/62 \text{ m}^3/h$$

$$1611/62 \times 1/375 = 2215/98 \text{ m}^3/h$$

براساس ابعاد بزرگترین قطعات موجود در خوراک این سنگ شکن (D) اندازه دهانه برابر است با:

$$a \geq \frac{50/75}{0/85} = 59/70 \text{ mm}$$

اندازه ابعاد محصول d_8 با نسبت خردایش:

$$\text{اندازه ابعاد محصول} = \frac{50/75}{4} = 12/7 \text{ mm}$$

با توجه به ابعاد محصول مورد نیاز (d_8) گلوگاه سنگ شکن در حالت باز برابر است با:

$$(b \text{ سر کوتاه}) = \frac{12/7}{0/76} = 16/71 \text{ mm}$$

بنابراین با توجه ظرفیت سنگ شکن و با توجه به اطلاعات به دست آمده از جداول مربوط به سنگ شکن

مخروطی سر کوتاه با مشخصات زیر انتخاب می شود: (پیوست ۱۱)

- نوع: سنگ شکن مخروطی سر کوتاه

- نوع حفره درشت

- دهانه: حداقل ۱۲۷ تا ۱۷۸ میلیمتر

- اندازه محفظه: ۲۱۰۰ میلیمتر

- گلوگاه: ۲۵ میلیمتر

- ظرفیت: ۳۵۰ مترمکعب در ساعت

- سرعت: ۴۳۵ دور در دقیقه

- توان: ۲۶۰ کیلووات

- تعداد سنگ شکن: ۶

کنترل نهایی مشخصات سنگ شکن انتخاب شده از طریق توان مصرفی انجام می شود. بدین منظور با استفاده از رابطه باند با استفاده از اندیس کار کانسنگ، در نظر گرفتن ظرفیت خردایش و ضریب تصحیح توان برای سنگ شکن های مخروطی (ضریب تصحیح معمولاً معادل ۱/۳)، انرژی مورد نیاز محاسبه می شود:

$$W = 11 \times 15/9 \left(\frac{1}{\sqrt{25000}} - \frac{1}{\sqrt{63000}} \right) = 0.40 \text{ kWh/t}$$

$$p = 0.40 \times 1/3 \times (2578/6 \div 6) = 223/47 \text{ kW}$$

باتوجه به اینکه توان بدست آمده کمتر از از توان سنگ شکن انتخاب شده است لذا سنگ شکن مناسب است، همچنین سایر مشخصات سنگ شکن طراحی شده در جدول ۴-۲۱ مشاهده می شود.

جدول ۴-۲۱ نتایج طراحی سنگ شکن ثالثیه در طراحی جدید و قدیم

واحد	طراحی جدید	طراحی قدیم	سنگ شکن ثالثیه
mm	۹۸ تا ۱۴۶	۱۲/۷	دهانه
mm	۱۹	۳۲	گلوگاه
hp	۳۴۸/۶۶	۳۰۰	توان
t/h	۴۲۹/۷۶	۴۵۰	ظرفیت
–	۶	۶	تعداد
–	مخروطی سر کوتاه	مخروطی سر کوتاه	نوع

با توجه به نمودار گادین جدول ۴-۲۲ دانه‌بندی محصول خروجی سنگ‌شکن مخروطی سرکوتاه محاسبه شده است. (پیوست ۹)

جدول ۴-۲۲ محصول خروجی سنگ‌شکن ثالثیه

ابعاد سرند (میلیمتر)	درصد عبوری
۱۹	۱۰۰
۱۵	۸۳
۱۲/۷	۷۲
۱۰	۵۹
۷	۴۴
۵	۳۲
۳	۲۲
۲	۱۵

خروجی هر سنگ‌شکن یک سرند مشابه سرندهای مرحله قبل نصب گردیده است و مواد روی سرندها به صورت بار درگردش می‌باشند.

۴-۷ طراحی مدار آسیاکنی

- نوع ماده معدنی: کانه مس
- وزن مخصوص ماده اولیه: ۲/۸
- رطوبت ماده اولیه: ۴/۳ درصد
- اندیس کارماده معدنی: ۱۲/۵۴ کیلووات ساعت بر تن
- ابعاد بار اولیه: ۹۷۲۰ میکرون (بر مبنای ۸۰ درصد عبور کرده)
- ظرفیت مدار: ۵۴۴۵۹ تن در روز
- ساعت کارروزانه: ۲۲ ساعت

جدول ۴-۲۳ دانه‌بندی ورودی مدار آسیاکنی را نشان می‌دهد که ۸۰ درصد عبوری با توجه به آن

برابر ۹۷۲۰ میلی متر می باشد.

جدول ۴-۲۳ دانه بندی ورودی به آسیاکنی

ابعاد سرنده (mm)	وزن مانده روی سرنده	درصد وزن مانده (%)	درصد تجمعی عبوری (%)
۱۲/۷	۰	۰	۱۰۰
۱۰	۱۴۵	۱۸	۸۱/۹۴
۷	۱۶۷	۲۱	۶۱/۱۱
۵	۱۳۴	۱۷	۴۴/۴۴
۳	۱۱۱	۱۴	۳۰/۵۶
۲	۷۸	۱۰	۲۰/۸۳
-۲	۱۶۷	۲۰/۸۳	۰

محصول مدار آسیاکنی باید خوراک مناسبی برای جداسازی به روش فلو تاسیون باشد. نتایج بدست آمده از آزمون های آزمایشگاهی خاک مس تجارب دیگر محققین گویای این است که برای رسیدن به بازیابی مطلوب در مرحله فلو تاسیون رافر، باید اندازه نرمی ذرات خوراک ورودی حداقل به ۷۰ درصد زیر ۷۴ میکرون برسد. مدار نرم کنی باید بطور پیوسته و بیست و چهار ساعت در روز کار کند، از طرفی به منظور نگهداری و تعمیر تجهیزات، توقف مدار اجتناب ناپذیر است. میزان کارکرد سالانه مداری با این مشخصات که تجهیزات بطور سری قرار گرفته اند حدود ۳۱۰ روز در سال برآورد می شود. به این ترتیب ظرفیت متوسط مدار ۲۳۸۸/۵۵ تن در ساعت خواهد شد.

$$\frac{54459 \text{ t/d}}{22/8 \text{ □/d}} = 2388/55 \text{ t/□}$$

با توجه به نسبت خردایش بالای ۱۰۰ و ظرفیت ۲۳۸۸/۵۵ تن در ساعت و سخت وساینده بودن ماده اولیه مدار نرم کنی آسیای گلوله ای یک مرحله ای مدار بسته انتخاب می شود. پس از مشخص شدن نوع

آسیا، برای تعیین اندازه آسیا، مهمترین مشخصه‌هایی که باید تعیین گردند قطر، طول و توان آسیا هستند.

برای تعیین اندازه آسیا باید کار یا انرژی لازم برای نرم کردن کانه تا اندازه مطلوب را تعیین نمود. مقدار کار لازم برای نرم کردن کانه از رابطه Bond محاسبه می‌شود:

با در نظر گرفتن نسبت خرد کردن ۲۰ در آسیای گلوله‌ای ابعاد محصول این (برمبنای ۸۰ درصد عبور کرده) برابر است با:

$$\text{ابعاد محصول} = \frac{9720}{20} = 486$$

$$W = 11/0.2 \times 12/5 \times \left(\frac{1}{\sqrt{486}} - \frac{1}{\sqrt{9720}} \right) = 4/85 \text{ kWh/t}$$

با بررسی ضرایب مشخص شد که در این مرحله فقط ضرایب F_3 و F_5 موثر هستید و ضریب تصحیح F_4 به ابعاد آسیا بستگی دارد و لذا پس از انتخاب اولیه بررسی می‌شود. ضریب تصحیح مربوط به بار در گردش برابر است با:

$$F_3 = \left(\frac{250}{300} \right)^{0.1} = 0.98$$

اندازه بهینه بار اولیه برای آسیای گلوله‌ای برابر است با:

$$F_5 = 4000 \times \left(\sqrt{\frac{13}{12/5}} \right) = 4079/2 \mu m$$

نسبت خرد کردن پیش‌بینی شده در آسیای گلوله‌ای برابر است با:

$$F_5 = \frac{20 + (12/5 - 7) \times \left(\frac{9720 - 4031/1}{4031/1} \right)}{20} = 1/76$$

با در نظر گرفتن ضریب تصحیح F_3 ، F_5 و ضریب تلفات $1/2$ توان آسیا برابر است با:

$$P = 4/85 \times 1/76 \times 0/98 \times 1/2 \times 2388/55 = 23977/06 \text{ kW} = 32180/58 \text{ hp}$$

با در نظر گرفتن ۷ آسیا گلوله‌ای توان هر آسیا $3425/29$ کیلووات می‌شود.

با مراجعه به جداول مربوط به نوع آسیاها که آسیایی با تخلیه سرریز به قطر $4/70$ و طول $8/23$ متر دارای توانی معادل 3100 کیلووات است که مناسب به نظر می‌رسد.

اکنون می‌توان ضریب F_4 را محاسبه کرد.

$$F_4 = \left(\frac{2/44}{4/70} \right)^{0/2} = 0/87$$

بنابراین توان آسیا برابر است با:

$$P = 3425/29 \times 0/87 = 2980/0023 \text{ kW}$$

ملاحظه می‌شود که آسیای پیش‌بینی شده مناسب است.

قطر ماکزیمم گلوله‌های مناسب برای این آسیا برابر است با:

$$B = K \times F^{0/5} \times \left[\frac{\rho \times w_i}{c_s \times \sqrt{D}} \right]^{0/34}$$

که در آن K مقدار ثابت (معادل $0/114$ به طریقه خشک و $0/111$ به طریقه تر) است.

$$B = 0/111 \times 0/00972^{0/5} \times \left[\frac{2800 \times 12/5}{75 \times 4/70^{0/5}} \right]^{0/34} = 0/0679 \text{ m} = 67/9 \text{ mm}$$

با مراجعه به جدول ترکیب گلوله‌ها برای شروع کار آسیا به شرح زیر است (۷). (پیوست ۱۲)

- گلوله به قطر ۷۵ میلی‌متر: ۳۱٪
- گلوله به قطر ۶۵ میلی‌متر: ۳۴٪
- مشخصات کامل آسیای انتخاب شده به شرح زیر است: (پیوست ۱۳)

- تعداد آسیا: ۷ عدد
- قطر داخلی: ۴/۷۰ متر
- طول داخلی: ۸/۲۳ متر
- سرعت گردش آسیا نسبت به سرعت بحرانی: ۷۵٪
- سرعت گردش آسیا: ۱۹/۵ rpm
- توان آسیا: ۳۱۰۰ kW

جدول ۴-۲۴ مقایسه آسیا در طراحی جدید و قدیم را نشان می دهد.

جدول ۴-۲۴ مقایسه آسیای گلوله‌ای اولیه در شرایط طراحی قدیم و طراحی جدید

طراحی جدید	طراحی قدیم	آسیا
۴۷۰۰ mm	۵۰۲۹ mm	قطر داخلی
۸۲۳۰ mm	۸۲۳۰ mm	طول داخلی
۷	۸	تعداد
۷۵٪	۷۱٪	سرعت گردش آسیا نسبت به سرعت بحرانی
۱۹/۵ rpm	۱۳/۶ rpm	سرعت گردش آسیا
۳۱۰۰ kW	۳۰۵۷ kW	توان آسیا

۴-۸ طراحی هیدروسیکلون

- تناژ سرریز: ۳۴۱/۲۲ تن بر ساعت
- باردر گردش: ۳۰۰ درصد
- چگالی ظاهری: ۲/۸
- اندازه دهانه: ۷۴ میکرون
- افت فشار: ۴۴/۷۸ کیلو پاسکال
- با فرض اینکه:
- درصد جامد ورودی به هیدروسیکلون: ۵۴ درصد
- درصد جامد ته‌ریز هیدروسیکلون ۷۰ درصد
- درصد جامد سرریز هیدروسیکلون: ۲۸ درصد

• مرحله اول:

• سرریز دبی خوراک جامد: 341/22 تن بر ساعت

دبی آب:

$$341/22 \times \frac{100 - 28}{28} = 877/42 \text{ t/h}$$

دبی پالپ:

$$341/22 + 877/42 = 1218/64 \text{ t/h}$$

دانسیته پالپ:

$$\frac{1218/64}{\frac{341/22}{2/8} + 877/42} = 1219/5 \text{ kg/m}^3$$

دبی پالپ:

$$\frac{341/22}{2/8} + 877/42 = 999/3 \frac{m^3}{h} = 277/58 \text{ L/s} = 4399/78 \text{ Gpm}$$

تهریز

دبی جامد خشک:

$$3 \times 341/22 = 1023/7 \text{ t/h}$$

دبی آب:

$$1023/7 \times \frac{100 - 70}{70} = 438/7 \text{ t/h}$$

دبی وزنی پالپ:

$$438/7 + 438/7 = 1462/4 \frac{t}{h}$$

چگالی پالپ:

$$\frac{1462/4}{\frac{1023/7}{2/8} + 438/7} = 1818/2 \text{ kg/m}^3$$

دبی پالپ:

$$\frac{1023/7}{2/8} + 438/7 = 8.4/3 \frac{m^3}{h} = 223/41 \text{ L/s} = 3541/22 \text{ Gpm}$$

خوراک

دبی جامد خشک:

$$341/2 + 1023/7 = 1364/9 \text{ t/h}$$

دبی آب:

$$1364/9 \times \frac{100 - 54}{54} = 1162/7 \text{ t/h}$$

دبی وزنی پالپ:

$$1364/9 + 1162/7 = 2527/6 \text{ t/h}$$

چگالی پالپ:

$$\frac{2527/6}{\frac{1364/9}{2/8} + 1162/7} = 1531/7 \text{ kg/m}^3$$

دبی پالپ:

$$\frac{1364/9}{2/8} + 1162/7 = 1650/1 \frac{m^3}{h} = 458/36 \text{ L/s} = 7265/17 \text{ Gpm}$$

درصد جامد حجمی:

$$\frac{\frac{54}{2/8}}{\frac{54}{2/8} + \frac{46}{1}} \times 100 = 29/5$$

محاسبه D_{50} برای سرریز با ۷۰ درصد عبوری از ۷۴ میکرون (پیوست ۱۵)

$$D_{50} (appliance) = 1/67 \times 74 = 123/58 \mu$$

تعیین قطر سیکلون مورد نیاز

$$C_1 = \left(\frac{53 - 29/5}{53} \right)^{-1/43} = 3/20$$

$$C_2 = 3/27 \times (44/78)^{-0/28} = 1/128$$

$$C_3 = \left(\frac{1/65}{2/8 - 1} \right)^{0/5} = 0/95$$

در نتیجه:

$$123/58 = D_{50} (base) \times 3/20 \times 1/128 \times 0/95$$

$$D_{50} (base) = 35/\mu 68$$

قطر سیکلون:

$$35/68 = 2/84 \times (D)^{0/66}$$

$$D = 46/25 \text{ cm} = 18/20 \text{ in}$$

تعیین دبی جریان سیکلون از شکل یا از رابطه:

باتوجه به شکل: (پیوست ۱۶)

$$Q = 530 \text{ Gpm} = 33/43 \text{ L/s}$$

تعداد سیکلون مورد نیاز:

$$\frac{\text{جریان کل دبی خوراک}}{\text{دبی جریان سيكلون}} = \frac{458/36}{33/43} = 13/71 \cong 14$$

محاسبه اندازه تهریز

دبی کل تهریز: ۲۲۳/۴۱ L/s

دبی تهریز برای هر سيكلون:

$$\frac{223/41}{11} = 15/9 \frac{L}{s} = 252/0.2 \text{ Gpm}$$

با توجه به شکل منحنی ظرفیت تهریز، اندازه دهانه مناسب برابر است با: (پیوست ۱۷)

$$3/5 \text{ in} = 8/89 \text{ cm}$$

مشخصات هیدروسیکلون طراحی جدید و قدیم در جدول ۴-۲۵ نشان داده شده است.

جدول ۴-۲۵ مقایسه هیدروسیکلون طراحی جدید و طراحی قدیم

واحد	طراحی جدید	طراحی قدیم	هیدروسیکلون
t/h	۳۴۱/۲۲	۲۲۵/۸	تناژ سرریز
cm	۴۶/۲۵	۵۰/۸	قطر هیدروسیکلون
-	۱۴	۱۰	تعداد
cm	۱۵	۱۶	قطر سرریز
cm	۸/۸۹	۸/۳	قطر تهریز
psi	۶/۵	۶	افت فشار

۹-۴ معیارهای طراحی فلوتاسیون

بررسی سینتیک آزمون‌های فلوتاسیون مس نشان داد که در شرایط بهینه بطور متوسط ثابت نرخ شناورسازی ۰/۸ و بازیابی زمان بینهایت ۸۵ درصد است. همچنین آزمون‌های آزمایشگاهی مشخص نمود که برای رسیدن به بازیابی مطلوب فلوتاسیون پیوسته در مقیاس آزمایشگاهی، مدت زمان فلوتاسیون ۱۴/۵ دقیقه مورد نیاز است. سایر معیارهای طراحی مدار فلوتاسیون صنعتی به قرار زیر است.

زمان کارکرد مدار: ۳۶۵ روز در سال، ۷ روز در هفته و ۲۴ ساعت در روز.

ضریب کلی دسترسی به تجهیزات: ۰/۸۵ (معادل ۳۱۰ روز در سال).

اندازه ذرات بار ورودی: ۷۰ درصد زیر ۷۴ میکرون و بزرگترین اندازه ابعاد ذرات ورودی میکرون است.

عیار ورودی: میانگین عیار ورودی ۰/۶۳ درصد مس است.

تناژ ورودی: ۲۳۸۸/۵۵ تن بر ساعت: ۸۵۳/۰۵ متر مکعب بر ساعت

مقدار آب محاسبه شده

$$۲۳۸۸/۵۵ \times \frac{۱۰۰ - ۲۸}{۲۸} = ۶۱۴۱/۹۸$$

دبی حجمی خوراک ورودی: ۶۹۹۵/۰۱ متر مکعب بر ساعت

برای تعیین اندازه و تعداد سلول‌ها، با توجه به زمان ماند مورد نیاز در هر مرحله از فلو تاسیون و نرخ

جریان حجمی مواد، حجم کلی سلول‌ها تعیین می‌گردد. حجم کلی سلول‌ها از رابطه زیر قابل محاسبه

است.

$$V_{(total)} = \frac{Q \times T \times S}{۶۰ \times a} = \frac{۶۹۹۵/۰۱ \times ۱۴/۵ \times ۱/۷}{۶۰ \times ۰/۸۵} = ۳۳۸۰/۹۲ m^3$$

Q: نرخ جریان حجمی خوراک ورودی به سلول‌ها بر حسب مترمکعب در ساعت

T: زمان بهینه فلو تاسیون بر حسب دقیقه

a: ضریب هوادهی است که معمولاً ۰/۸۵ در نظر گرفته می‌شود.

S: ضریب تبدیل مقیاس صنعتی است که، اگر زمان بهینه فلو تاسیون از انجام آزمایش با سلول مقیاس

آزمایشگاهی بدست آمده باشد مقدار ضریب ۱/۷ نظر گرفته می‌شود، اگر در مقیاس نیمه صنعتی بدست

آمده باشد، ضریب ۱ و اگر در مقیاس صنعتی بدست آمده باشد ۰/۸۵ نظر گرفته می‌شود. معمولاً، برای

جلوگیری از سرریز کردن مواد در اثر نوسانات بار ورودی، بیست درصد حجم اضافی طراحی می‌شود.

با توجه به جدول کوچک‌ترین سلولی که قابلیت ۶۹۹۵/۰۱ متر مکعب بر ساعت پالپ را دارد

مدل RCS۲۰۰ (۲۵۶۰ تا ۸۰۰۰ مترمکعب بر ساعت) می‌باشد، بنابراین تعداد سلول‌های مورد نیاز از این

مدل برابر است با: (پیوست ۲۰، ۱۹)

$$N = \frac{338. / 92}{2. .} = 16 / 9. \cong 17$$

برای سلول‌های مدل RCS۲۰۰ بیشترین تعداد سلول در هر بخش ۱ دستگاه می‌باشد. بنابراین برای دو ردیف ۹ تایی سلول مطرح شده چیدمان به شرح زیر می‌باشد:

RCS\...\F-\-I-\-I-\-I-\-I-\-I-\-I-\-I-\-I-\-D

که به ترتیب عبارتند از: باکس خوراک (F)، یک سلول (۱)، باکس میانی (I)، یک سلول (۱)، باکس میانی (I)،
یک سلول (۱)، باکس میانی (I)، یک سلول (۱)، باکس میانی (I) یک سلول (۱)، باکس میانی (I)، یک
سلول (۱)، باکس میانی (I)، یک سلول (۱)، باکس میانی (I)، یک سلول (۱)، باکس میانی (I)، یک سلول (۱)،

باکس میانه، (I)، باکس تخلیه (D).

حجم موردنیاز برای سلول‌های شستشو، همانند محاسبات مرحله رافر انجام می‌شود با این تفاوت که زمان توقف را ۶۵ تا ۷۵ درصد مرحله رافر در نظر می‌گیرند.

تناژ مرحله کلینر: ۳۷/۲۳۰ تن بر ساعت: ۲۷۵/۸۲ متر مکعب بر ساعت

مقدار آب محاسبه شده:

$$23./37 \times \frac{100 - 15}{15} = 13.5/43$$

دبی حجمی خوراک ورودی: ۱۳۸۷/۷۰۵ مترمکعب بر ساعت

حجم کلی سلولهای مرحله شستشو برابر است با:

$$V_{(total)} = \frac{Q \times T \times S}{\rho \times a} = \frac{1387/7.5 \times (.75 \times 14/5) \times 1/7}{\rho \times .7/15} = 5.3/.43 m^3$$

با توجه به جدول کوچک‌ترین سلولی که قابلیت $۷۰۵/۱۳۸۷$ متر مکعب بر ساعت پالپ را دارد مدل RCS۵۰ (۶۰۰ تا ۲۰۰۰ متر مکعب بر ساعت) می‌باشد، بنابراین تعداد سلول‌های مورد نیاز از این

مدل برابر است با: (پیوست ۲۰، ۱۹)

$$N = \frac{50.3/0.43}{50} = 10$$

برای سلول‌های مدل RCS50 بیشترین تعداد سلول در هر بخش ۳ دستگاه می‌باشد. بنابراین برای دو ردیف ۵ تایی سلول مطرح شده چیدمان به شرح زیر می‌باشد:

RCS50 F-۳-I-۲-D

که به ترتیب عبارتند از: باکس خوراک (F)، سه سلول (۳)، باکس میانی (I)، دو سلول (۲)، باکس تخلیه (D).

تناژ مرحله رمق‌گیر: ۱۳/۱۲۱ تن بر ساعت: ۲۶/۴۳ متر مکعب بر ساعت

مقدار آب به روش زیر محاسبه شده است:

$$121/13 \times \frac{100 - 28}{28} = 311/47$$

دبی حجمی خوراک ورودی: ۳۵۴/۷۳ مترمکعب بر ساعت

حجم کلی سلول‌های مرحله رمق‌گیر برابر است با:

$$V_{(total)} = \frac{Q \times T \times S}{60 \times a} = \frac{354/73 \times 14/5 \times 1/7}{60 \times 0/85} = 171/45 m^3$$

با توجه به جدول کوچک‌ترین سلولی که قابلیت ۳۵۴/۷۳ متر مکعب بر ساعت پالپ را دارد مدل RCS15

(۲۲۵ تا ۶۰۰ مترمکعب بر ساعت) می‌باشد، بنابراین تعداد سلول‌های مورد نیاز از این مدل برابر است با:

(پیوست ۲۰، ۱۹)

$$N = \frac{171/45}{15} = 11/43 \cong 12$$

برای سلول‌های مدل RCS15 بیشترین تعداد سلول در هر بخش ۴ دستگاه می‌باشد. بنابراین برای دو

ردیف ۶ سلول مطرح شده چیدمان به شرح زیر می‌باشد (جدول ۴-۲۶):

RCS15 F-۴-I-۲-D

که به ترتیب عبارتند از: باکس خوراک (F)، چهار سلول (۴)، باکس میانی (I)، دو سلول (۲)، باکس تخلیه (D).

جدول ۴-۲۶ نتایج طراحی مجدد مدار فلوتاسیون

مدل	مرحله	حجم (m ^۳)	ماکزیمم دبی حجمی جریان (m ^۳ /h)	مینیمم دبی حجمی جریان (m ^۳ /h)	بیشترین تعداد سلول در هر بخش
RCS	رافر	۲۰۰	۸۰۰۰	۲۵۶۰	۱
RCS	کلینر	۵۰	۲۰۰۰	۶۰۰	۳
RCS	اسکاونجر	۱۵	۶۰۰	۲۲۵	۴

تناژ مرحله ری کلینر: ۸۵/۴۷ تن بر ساعت: ۳۰/۵۲۵ متر مکعب بر ساعت

مقدار آب محاسبه شده:

$$۸۵/۴۷ \times \frac{۱۰۰ - ۱۵}{۱۵} = ۴۸۴/۳۳$$

دبی حجمی خوراک ورودی: ۵۱۴/۸۵۵ متر مکعب بر ساعت

حجم کلی سلولهای مرحله شستشو مجدد برابر است با:

$$V_{(total)} = \frac{Q \times T \times S}{۶۰ \times a} = \frac{۵۱۴/۸۵۵ \times (۰/۷۵ \times ۱۴/۵) \times ۱/۷}{۶۰ \times ۰/۸۵} = ۱۸۶/۶۳ \text{ m}^۳$$

با توجه به جدول سلول ستونی کوچکترین سلولی که قابلیت ۵۱۴/۸۵۵ متر مکعب بر ساعت پالپ را

دارد حداقل شدت جریان ۵۷۳/۶۶ متر مکعب بر ساعت و حداکثر شدت جریان ۹۶۶/۱۰ متر مکعب بر

ساعت می باشد، بنابراین تعداد سلولهای مورد نیاز برابر است با: (پیوست ۲۱)

$$N = \frac{۱۸۶/۶۳}{۴۵/۵۵} = ۴$$

جدول ۴-۲۷ و جدول ۴-۲۷ نتایج حاصل از طراحی مدار ری کلینر را نشان می‌دهد و همچنین در

جدول ۴-۲۸ نتایج مقایسه سلول‌های فلوتاسیون در طرح جدید و قدیم آورده شده است.

جدول ۴-۲۷ نتایج طراحی مرحله ری کلینر

مرحله فلوتاسیون	ری کلینر
نوع و مدل سلول	سلول ستونی
حجم سلول (متر مکعب)	۴۵/۵۵
تعداد سلول	۴
نرخ هوادهی (m^3/h)	۵۷۳/۶۶ تا ۹۶۶/۱۰
فشار هوای سلول (kPa)	۶۵۰
توان موتور (kW/cell)	۹۳/۵۶
قطر درونی سلول (m)	۴/۷۶
حداکثر آب شستشو (m^3/h)	۱۶۰/۹۱
فشار آب (kPa)	۲۷۵

جدول ۴-۲۸ نتایج مقایسه سلول‌های فلوتاسیون در طراحی جدید و قدیم

طراحی جدید				طراحی قدیم				
ری کلینر	کلینر	اسکاونجر	رافر	ری کلینر	کلینر	اسکاونجر	رافر	مراحل
ستون	RCS	RCS	RCS	گالیگر	گالیگر	گالیگر	گالیگر	نوع سلول
۴	۱۰	۱۲	۱۸	۸	۳۲	۴۰	۱۱۲	تعداد
۴۵/۵۵	۵۰	۱۵	۲۰۰	۴/۲	۴/۲	۸/۴	۸/۴	حجم (m^3)
۹۶۶/۱۰	۲۰۰۰	۶۰۰	۸۰۰۰	۳۱/۷۹	۳۱/۷۹	۶۸/۱۳	۶۸/۱۳	ماکزیمم دبی حجمی جریان (m^3/h)

۴-۱۰ طراحی آسیای ثانویه

مدار دوباره نرم‌کنی شامل آسیای گلوله‌ای است که در مدار بسته با هیدروسیکلون ثانویه کار می‌کند. در

این بخش کنسانتره رافر و کنسانتره رمق‌گیر، وارد سیکلون ثانویه شده و ذرات درشت آن از طریق ته‌ریز

سیکلون به آسیای گلوله‌ای هدایت می‌شوند تا ذرات کانی مس که با باطله قفل هستند با عمل آسیاکنی آزاد شوند و در مرحله بعد عیار آنها افزایش یابد.

نوع ماده معدنی: کنسانتره مرحله رافر و رمق‌گیر

وزن مخصوص مواد جامد ورودی: ۲/۸

اندیس باند ماده معدنی: ۱۲/۵ کیلووات ساعت بر تن

اندازه ابعاد بار ورودی آسیا: ۷۴ میکرون (برمبنای ۸۰ درصد عبوری)

نرمی محصول نهایی مدار: ۳۷ میکرون (برمبنای ۸۰ درصد عبوری)

ظرفیت مدار: ۲۳۰/۳۷ تن بر ساعت

کارکرد روزانه: ۲۴ ساعت

$$W = 11/02 \times 12/5 \times \left(\frac{1}{\sqrt{37}} - \frac{1}{\sqrt{74}} \right) = 6/63 \text{ kWh/t}$$

با بررسی ضرایب مشخص شد که در این مرحله فقط ضرایب F_3 ، F_6 و F_7 موثر هستند و ضریب تصحیح F_4 به ابعاد آسیا بستگی دارد و لذا پس از انتخاب اولیه بررسی می‌شود. ضریب تصحیح مربوط به بار درگردش برابر است با:

$$F_3 = \left(\frac{250}{400} \right)^{0.1} = 0/95$$

اندازه بهینه بار اولیه برای آسیای گلوله‌ای برابر است با:

$$F_1 = 4000 \times \left(\sqrt{\frac{13}{12/5}} \right) = 4031/1 \mu m$$

با توجه به اینکه ابعاد بار ورودی به آسیا کوچکتر از مقدار فوق است، لذا ضریب F_5 دخالت نمی‌کند.

با توجه به اینکه ابعاد محصول مورد نظر کوچکتر از ۷۵ میکرون است، لازم است ضریب تصحیح F_6 را نیز بدست آورد:

$$F_6 = \frac{37 + 10/3}{1/145 \times 37} = 1/116$$

ضریب تصحیح پایین بودن نسبت خردایش که از رابطه زیر محاسبه شده و در مواردی که نسبت خردایش در آسیای گلوله‌ای کمتر از ۶ باشد اعمال می‌شود.

$$\frac{74}{37} = \text{نسبت خردایش} = 2$$

$$F_7 = 1 + \frac{0/13}{2 - 1/35} = 1/2$$

با در نظر گرفتن ضریب تصحیح F_3 ، F_6 و F_7 ضریب تلفات $1/2$ توان آسیا برابر است با:

$$P = 63/6 \times 0/95 \times 1/116 \times 1/2 \times 1/2 \times 230/37 = 2331/79 kW$$

با در نظر گرفتن ۲ آسیا گلوله‌ای توان هر آسیا $1165/89$ کیلووات می‌شود.

با مراجعه به جداول مربوط به نوع آسیاها که آسیایی با تخلیه سرریز به قطر $3/6$ و طول ۶ متر دارای توانی معادل ۱۲۵۰ کیلو وات است که مناسب به نظر می‌رسد.
اکنون می‌توان ضریب F_4 را محاسبه کرد.

$$F_4 = \left(\frac{2/44}{6} \right)^{0/2} = 0/83$$

بنابراین توان آسیا برابر است با:

$$P = 1165/89 \times 0/90 = 967/68 kW$$

ملاحظه می‌شود که آسیای پیش‌بینی شده مناسب است.

قطر ماکزیمم گلوله‌های مناسب برای این آسیا برابر است با:

$$B = K \times F^{0.5} \times \left[\frac{\rho \times wi}{cs \times \sqrt{D}} \right]^{0.34}$$

که در آن K مقدار ثابت (معادل ۰/۱۴۴ به طریقه خشک و ۰/۱۱۱ به طریقه تر) است.

$$B = 0.111 \times 0.000074^{0.5} \times \left[\frac{2800 \times 12/5}{71 \times 3/6^{0.5}} \right]^{0.34} = 6/3 \text{ m} = 6300 \text{ mm}$$

با توجه به رفرنس ۷ ترکیب گلوله‌ها برای شروع کار آسیا به شرح زیر است. (پیوست ۱۲)

- گلوله به قطر ۲۵ میلی‌متر: ۴۹٪

مشخصات کامل آسیای انتخاب شده به شرح زیر است (پیوست ۱۴)

- تعداد آسیا: ۲ عدد
- قطر داخلی: ۳/۶ متر
- طول داخلی: ۶ متر
- درجه انباشتگی: ۴۰٪
- وزن گلوله‌ها: ۱۱۷ t
- سرعت گردش آسیا نسبت به سرعت بحرانی: ۷۱٪
- سرعت گردش آسیا: ۱۷ rpm
- توان آسیا: ۱۲۵۰ kW

باتوجه به نتایج، مشخصات آسیای ثانویه طراحی جدید و قدیم به شرح جدول ۴-۲۹ مقایسه شده

است.

جدول ۴-۲۹ مقایسه طراحی مجدد آسیا ثانویه در طراحی قدیم و طراحی جدید

طراحی جدید	طراحی قدیم	آسیا ثانویه
3۶۰۰ mm	۳۰۴۸ mm	قطر داخلی
۶۰۰ mm	۵۷۹۱ mm	طول داخلی
۲	۴	تعداد
%۴۰	%۴۰	درجه انباشتگی
۱۱۷ t	۸۰/۲t	وزن گلوله‌ها
%۷۱	%۷۱	سرعت گردش آسیا نسبت به سرعت بحرانی
۱۷ rpm	۱۶/۸۵ rpm	سرعت گردش آسیا
۱۲۵۰ kW	۶۷۱/۱۲ kW	توان آسیا

۴-۱۱ طراحی هیدروسیکلون ثانویه

تناژ سرریز: ۱۱۵/۱۸ تن بر ساعت

بارد گردش: ۴۰۰ درصد

چگالی ظاهری: ۲/۸

اندازه دهانه: ۴۴ میکرون

افت فشار: ۱۰۳/۴۲ کیلو پاسکال

با فرض اینکه:

درصد جامد ورودی به هیدروسیکلون: ۳۹ درصد

درصد جامد ته‌ریز هیدروسیکلون: ۶۵ درصد

درصد جامد سرریز هیدروسیکلون: ۱۵ درصد

سرریز:

دبی خوراک جامد: ۱۱۵/۱۸ تن بر ساعت

دبی آب:

$$115/18 \times \frac{100 - 15}{15} = 652/7 \text{ t/h}$$

دبی پالپ:

$$115/18 + 652/7 = 767/9 \text{ t/h}$$

چگالی پالپ:

$$\frac{767/9}{\frac{115/18}{2/8} + 652/7} = 110.6/7 \text{ kg/m}^3$$

دبی پالپ:

$$\frac{115/18}{2/8} + 652/7 = 693/8 \frac{\text{m}^3}{\text{h}} = 192/72 \frac{\text{L}}{\text{s}} = 30.54/70 \text{ Gpm}$$

تھریز

دبی جامد خشک:

$$4 \times 115/18 = 460/7 \frac{\text{t}}{\text{h}}$$

دبی آب:

$$460/7 \times \frac{100 - 65}{65} = 248/1 \text{ t/h}$$

دبی وزنی پالپ:

$$460/7 + 248/1 = 708/8 \frac{\text{t}}{\text{h}}$$

چگالی پالپ:

$$\frac{708/8}{\frac{460/7}{2/8} + 248/1} = 1717/8 \text{ kg/m}^3$$

دبی پالپ:

$$\frac{460/7}{2/8} + 248/1 = 412/6 \frac{m^3}{h} = 114/61 \frac{L}{s} = 1816/62 Gpm$$

خوراک

دبی جامد خشک:

$$115/18 + 460/7 = 575/9 t/h$$

دبی آب:

$$575/9 \times \frac{100 - 39}{39} = 900/8 t/h$$

دبی وزنی پالپ:

$$575/9 + 900/8 = 1476/7 t/h$$

چگالی پالپ:

$$\frac{1476/7}{\frac{575/9}{2/8} + 900/8} = 1334/6 kg/m^3$$

دبی پالپ:

$$\frac{575/9}{2/8} + 900/8 = 1106/4 \frac{m^3}{h} = 307/33 \frac{L}{s} = 4871/33 Gpm$$

درصد جامد حجمی:

$$\frac{\frac{39}{2/8}}{\frac{39}{2/8} + \frac{61}{1}} \times 100 = 18/6$$

محاسبه $D50_c$ برای سرریز با ۸۰ درصد عبوری از ۴۴ میکرون (پیوست ۱۵)

$$D50_c (aplication) = 1/25 \times 44 = 55 \mu$$

تعیین قطر سیکلون مورد نیاز

$$C_1 = \left(\frac{53 - 18/6}{53} \right)^{-1/43} = 1/85$$

$$C_2 = 3/27 \times (103/42)^{-0/28} = 0/89$$

$$C_3 = \left(\frac{1/65}{2/8 - 1} \right)^{0/5} = 0/95$$

در نتیجه:

$$55 = D_{(c)} \cdot (base) \times 1/85 \times 0/89 \times 0/95$$

$$D_{(c)} \cdot (base) = 35/\mu 16$$

قطر سیکلون:

$$35/16 = 2/84 \times (D)^{0/66}$$

$$D = 45/23 \text{ cm} = 17/8 \text{ in}$$

تعیین دبی جریان سیکلون از شکل یا از رابطه:

باتوجه به شکل: (پیوست ۱۶)

$$Q = 73 \cdot Gpm = 46/05 \text{ L/s}$$

تعداد سیکلون مورد نیاز:

$$\frac{\text{جریان کل دبی خوراک}}{\text{دبی جریان سیکلون}} = \frac{307/33}{46/05} = 6/67 \cong 7$$

محاسبه اندازه تهریز

دبی کل تهریز: ۱۱۴/۶۱ L/s

دبی تهریز برای هر سیکلون:

$$\frac{114/61}{7} = 16/37 \frac{L}{s} = 259/46 Gpm$$

با توجه به شکل منحنی ظرفیت ته‌ریز، اندازه دهانه مناسب برابر است با: (پیوست ۱۷)

$$3/29 \text{ in} = 8/35 \text{ cm}$$

در جدول ۴-۳۰ زیر سایر مشخصات هیدروسیکلون ثانویه طراحی شده قدیم با طراحی جدید مقایسه گردیده است.

جدول ۴-۳۰ مقایسه طراحی مجدد هیدروسیکلون ثانویه در طراحی قدیم و طراحی جدید

واحد	طراحی جدید	طراحی قدیم	هیدروسیکلون ثانویه
t/h	۱۱۵/۱۸	۸۰	تناژ سرریز
cm	۴۵/۲۳	۳۸/۱	قطر هیدروسیکلون
-	۷	۶	تعداد
cm	۱۵	۱۵/۲۴	قطر سرریز
cm	۸/۳۵	۷/۶۲	قطر ته ریز
psi	۱۵	۱۵	افت فشار

۴-۱۲ طراحی تیکنر

منظور از طراحی تیکنر انتخاب عمق و قطر مناسب برای تیکنر می‌باشد به نحوی که سطح آن برای عبور مقدار مشخصی جامد که بصورت پالپ وارد می‌شود، باشد و همچنین عمق آن در حدی باشد که پالپ خروجی از ته‌ریز آن دارای درصد جامد مورد نظر باشد.

آزمایش‌های ته‌نشینی ناپیوسته تنها روش عملی برای تعیین اندازه و طراحی تیکنر بواسطه محدودیت زمان، بودجه و مواد نمونه در دسترس می‌باشد.

معیارهای طراحی تجهیزات این بخش به قرار زیر است:

نوع بار ورودی: دوغاب کنسانتره مدار فلو تاسیون مس

اندازه ذرات بار ورودی: ۸۶ درصد زیر ۴۴ میکرون

چگالی مواد جامد ورودی: ۴/۸ تن بر متر مکعب

ارتفاع خط گل: ۰/۲۹۵ متر

درصد جامد در پالپ ورودی تیکنر: ۱۳/۲ درصد

زمان ته‌نشینی: ۱۸ دقیقه

دبی جامد خشک: ۶۹/۲۳ تن بر ساعت

با استفاده از رابطه تجربی زیر می‌توان سطح بهینه و مناسب را برای تیکنر محاسبه کرد:

$$A = \frac{(F - D) \times W}{R \times S} = \frac{\left(\frac{۱۶/۸}{۱۳/۲} - \frac{۳۵}{۶۵} \right) \times ۶۹/۲۳}{۰/۱۷ \times ۱} = ۲۴۵۸/۶ \text{ m}^2 \div ۲ = ۱۲۲۹/۳ \text{ m}^2$$

S: وزن مخصوص آب (t/m^3)

F: نسبت وزنی مایع به جامد در هر ناحیه داخل تیکنر

D: نسبت وزنی مایع به جامد در ته‌ریز

W: دبی جامد خشک بر حسب تن بر ساعت (t/h)

R: سرعت ته‌نشینی ذرات (m/h)

A: سطح تیکنر (m^2).

دو تیکنر با مساحت ۱۲۲۹/۳ متر مربع با قطر ۳۹/۵۷ متر نیاز است.

عمق تیکنر با قطر آن مرتبط است بنابراین پس از انجام محاسبات می‌توان از طریق جدول، ابعاد بهینه

تیکنر را انتخاب کرد [۳]. (پیوست ۲۲)

در

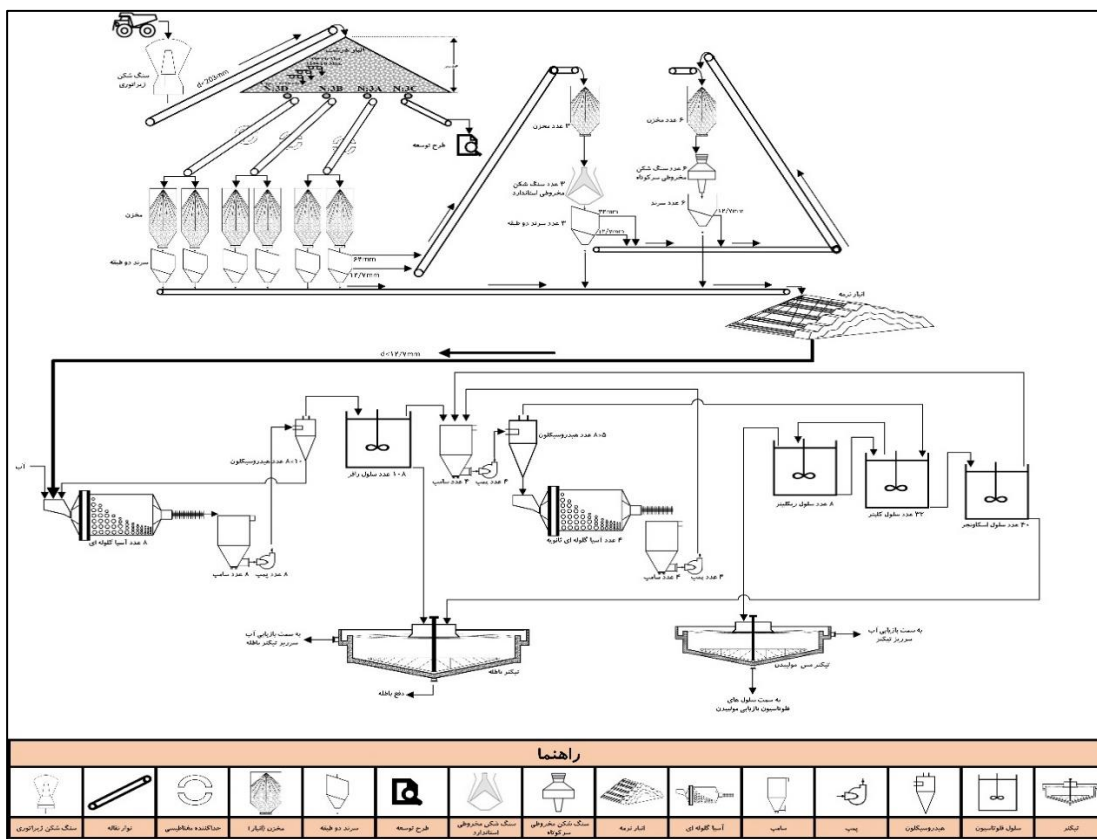
جدول ۳۱-۴ تیکنر طراحی جدید با تیکنر در طراحی قدیم مقایسه شده است.

جدول ۳۱-۴ مقایسه طراحی مجدد تیکنر در شرایط جدید و قدیم

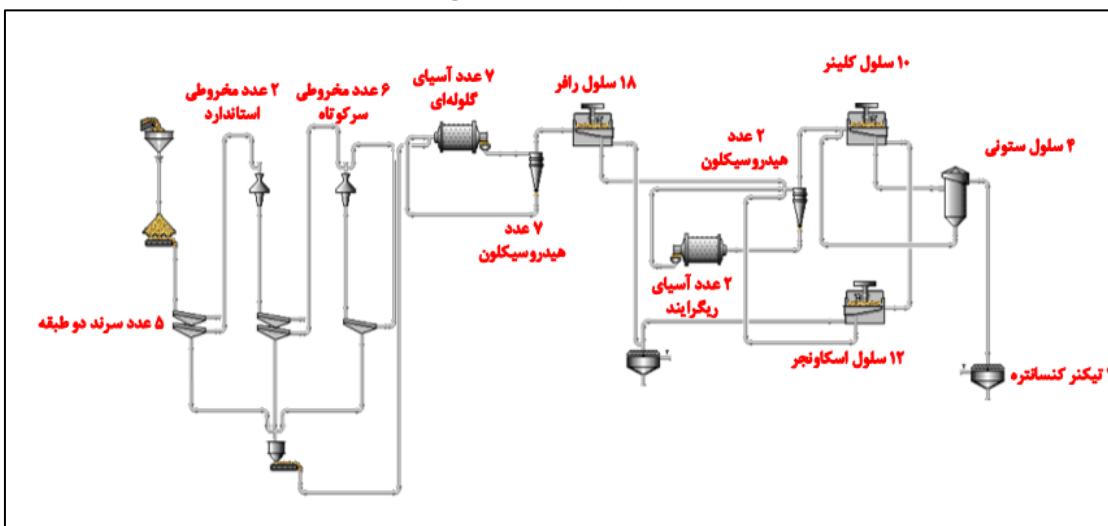
تیکنر	طراحی قدیم	طراحی جدید
سطح	۱۲۲۴	۱۲۲۹/۳
عمق	۳/۰۹	۴/۹
قطر	۳۹/۵	۳۹/۵۷
تعداد	۲	۲

۱۳-۴ فلوشیت پیشنهادی

در شکل ۷-۴ فلوشیت قدیم کارخانه پریارکنی ۱ مس سرچشمه و در شکل ۸-۴ نیز فلوشیت جدید کارخانه پریارکنی ۱ مس سرچشمه مشاهده می شود.



شکل ۴-۷ فلوشیت قدیم کارخانه پریارکنی ۱ مس سرچشمه



شکل ۴-۸ فلوشیت جدید کارخانه پریارکنی ۱ مس سرچشمه

فصل ۵ نتیجه گیری و پیشنهادات

۵-۱ نتیجه گیری

پس از نمونه گیری از مدار و انجام آزمایش های و بررسی های مختلف نتایج حاصل گردید:

- باتوجه به بررسی آنالیز سرنندی خوراک ورودی به کارخانه، خوراک با ابعاد زیر $۱۲/۷$ میلیمتر از ۱۰ درصد به $۴۸/۵$ درصد افزایش داشته است. مواد نسبت به طراحی ریزتر شده بود.
- اندیس کار ضربه ای سنگ مس $۱۵/۹$ kWh/t بدست آمده است که نشان می دهد سنگ از نظر سختی سخت تر شده است که از این اندیس در انتخاب نوع سنگ شکن استفاده گردید.
- با استفاده از آزمایش اندیس باند، شاخص کار آسیای گلوله ای $۱۲/۵$ kWh/t به دست آمد که این شاخص بیانگر سختی متوسط سنگ مس در آسیای گلوله ای است. این داده در طراحی و انتخاب آسیای گلوله فلوشیت استفاده شده است.
- با استفاده از آزمایش های سینتیک فلوتاسیون با شرایط استاندارد بهترین زمان بهینه $۱۴/۵$ دقیقه به دست آمد این داده در طراحی و انتخاب تجهیزات فلوتاسیون استفاده شده است.
- با استفاده از تست ته نشینی سرعت ته نشینی ۱۷ m/h /۰ به دست آمد این داده در محاسبه ی سطح بهینه تیکنر استفاده گردید.
- پس از انجام آزمایش ها و بررسی های صورت گرفته شده، فلوشیت پیشنهادی مدار کارخانه فراوری پرعیارکنی اولیه مس سرچشمه با استفاده از روش دستی طراحی شد. مدار خردایش آن خط خشک (سنگ شکنی و سرندکنی) در سه شیفت قبل سنگ شکنی ۵ دستگاه سرنند با مساحت $۱۴/۴$ متر مربع، با استفاده از اندیس کار ضربه ای دو سنگ شکن ثانویه با ظرفیت $۶۴۰/۸۶$ t/h و شش سنگ شکن ثالثیه با ظرفیت $۴۲۹/۷۶$ t/h در مسیر بسته انتخاب شد و خط تر (آسیاکنی) در سه شیفت با استفاده از اندیس باند گلوله ای ۷ آسیای گلوله ای با توان ۳۱۰۰ kW و با ظرفیت $۳۴۱/۲۲$ t/h در مسیر بسته با ۷ عدد هیدروسیکلون $۴۶/۲۵$ cm با حد جدایش ۷۴ میکرون برای موادی که هنوز به درجه آزادی نرسیده اند پیش بینی شد. مدار فلوتاسیون شامل ۱۸

سلول رافر RCS با حجم ۲۰۰ متر مکعب، ۱۲ سلول رمق گیر RCS با حجم ۱۵ متر مکعب، ۱۰ سلول شستشو RCS با حجم ۵۰ متر مکعب و ۴ سلول ستونی با حجم ۴۶/۵۵ متر مکعب طراحی شده است و همچنین ۲ آسیای گلوله‌ای ریگرایند با توان ۱۲۵۰kW و با ظرفیت ۱۱۵/۱۸t/h در مسیر بسته با ۲ عدد هیدروسیکلون با ۴۵/۲۳cm انتخاب گردید. برای آبگیری دو تیکنر با سطح ۱۲۲۹/۳ متر مربع با عمق ۴/۹ متر انتخاب شد.

۵-۲ پیشنهادات

۱. پیشنهاد می‌شود با توجه به نتایج طرح فعلی بدست آمده، در مقیاس نیمه صنعتی طرح اجرا شود و در مدار تغلیظ یک تغییرات ایجاد گردد و نتایج مورد بررسی قرار گیرد.
۲. پیشنهاد می‌شود تغییرات ایجاد شده در طرح پیشنهادی از لحاظ اقتصادی بودن مورد بررسی قرار گیرد.
۳. بررسی تغییر مدار برای کاهش عیار باطله نهایی

فهرست منابع و مآخذ

- ۱- راهنمای انتخاب مدار خردایش مواد معدنی، امور نظام مهندسی، نشریه شماره ۶۷۰
- ۲- دستور العمل اولیه طراحی کارخانه پرعیارکنی ۱
- ۳- بنیسی، صمد، جزوه مهندسی خردایش، دانشگاه شهید باهنر کرمان، ۱۳۹۱
- ۴- راهنمای انتخاب و محاسبه ظرفیت ماشین آلات و تجهیزات کارخانه‌های کانه‌آرایی، امور نظام مهندسی نشریه شماره ۵۴۵
- ۵- Rowland, C. A. (۲۰۰۲). Selection of rod mills, ball mills and regrind mills. Book entitled: Mineral Processing Plant Design, Practice and Control, edited by: Mular, AL, Doug, NH, Derek, JB, SME Publishers, ۷۱۰-۷۵۴.
- ۶- D, Barratt, & m, Sherman "selection and sizing of Autogenous and semi autogenous mills". Mineral Processing Plant Design, practice, and control: proceedings. Vol. 1. SME, ۲۰۰۲
- ۷-Starkey, J. H., S. Hindstrom, and T. Orser. "Choosing a SAG Mill to Achieve Design Performance." In Proceedings of the CMP Conference, Ottawa. ۲۰۰۳.
- ۸- نعمت‌اللهی، حسین، کتاب کانه‌آرایی جلد اول، دانشگاه تهران، سال ۱۳۷۸.
- ۹- Olson, T. J., & Turner, P. A. (۲۰۰۲). Hydrocyclone selection for plant design. Mineral Processing Plant Design, Practice and Control Proceedings, ۱, ۸۸۰-۸۹۳.
- ۱۰-عباس زاده. محمود، قبادی. بهمن، طراحی مدارهای فرآوری مواد معدنی باز نگرشی خاص به کارخانه‌های فلوتاسیون مس، انتشارات نگارنده دانش، سال ۱۳۹۰
- ۱۱-Gupta,Ashok.,Yan, Denis., Mineral Processing Design and Operations., (۲۰۰۶)
- ۱۲- Metso " Basics In Minerals Processing Handbook ", Elsevier science and technology book, April ۲۰۰۷
- ۱۳- Bulatovic, S. M., D. M. Wyslouzil, and C. Kant. "Operating practices in the beneficiation of major porphyry copper/molybdenum plants from Chile: Innovated technology and opportunities, a review." Minerals engineering ۱۱.۴ (۱۹۹۸): ۳۱۳-۳۳۱.

۱۴- D.R. Seaman, F. Burns, B. Adamson, B.A. Seaman, and P. Manton, Telfer processing plant upgrade-the implementation of additional cleaning capacity and the regrinding of copper and pyrite concentrates, Mill operators' conference, ۲۰۱۲.

۱۵- M.G. Bergerman, L.C. RennóMachado, V. K. Alves and H. Delboni, Copper concentrate regrind at Sossego plant using vertical mill – an evaluation on the first years of operation, ۲۶th International mineral processing congress, pp ۴۳۲-۴۴۱, ۲۰۱۲

۱۶- Gomes¹, Marcos Paulo, et al. "OPTIMIZATION OF THE SAG MILL CIRCUIT AT KINROSS PARACATU BRAZIL."

۱۷- حامد غلامی "طراحی و ساخت هیدروسیکلون به منظور طبقه بندی ذرات در مدار خردایش اولیه کارخانه نیمه صنعتی مجتمع مس سرچشمه" پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی (دانشگاه بیرجند)، ۱۳۹۳

۱۸- رنجبر بافقی محمد "اصلاح مدار آسیای خط چغارت" پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه یزد، ۱۳۹۳

۱۹- حسین زعیمی بافقی "طراحی مدار خردایش سنگ آهن هماتیتی چغارت" پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه یزد، ۱۳۹۴

۲۰- امین دهقان "طراحی مجدد مدار فلو تاسیون کارخانه فراوری مولیبدنیت سرچشمه" پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه یزد (دانشکده مهندسی و متالورژی)، ۱۳۹۴

۲۱- Napier-Munn TJ, Morrell S., Morrison R D., Kojovic T, Mineral Comminution Circuits, Their Operation and Optimization JKMC. Australia, ۱۹۹۶.

۲۲- Elias Stamboliadis, Stamatis Emmanouilidis, Evangelos Petrakis "A New Approach to the Calculation of Work Index and the Potential Energy of a Particulate Material " June

۲۸, ۲۰۱۱

۲۳-Herbst, J., Rajamani, R. K., Mular, A., & Flintoff, B. (۲۰۰۲). Mineral processing plant/circuit simulators: an overview. Mineral Processing Plant Design, Practice and Control, ۱, ۳۸۳-۴۰۳.

۲۴- رضایی ب.، (۱۳۷۵)، فلوتاسیون، تهران، انتشارات دانشگاه هرمزگان.

۲۵- Behrouzi, K., Vafaei Fard, M., Raeiszadeh, A., & Faeghinia, A. (۲۰۱۱). Water recycling at processing plants in water scarce regions-a case study of thickener design for the Mansour Abad processing plant. Proceeding Tailings and Mine Waste
۲۶-www.flsmidth.com, column flotation cell (۲۰۲۰)

پیوست‌ها

پیوست ۱: مشخصات سرندهای بافته شده رایج [۱۰].

دهانه (mm)	قطر سیم سرند (mm)			
	نوع نسبتا سبک	نوع متوسط	نوع نسبتا سنگین	نوع سنگین
۱۰۸	۱۳	۱۶	۱۹	۲۵
۱۰۲	۱۳	۱۶	۱۹	۲۵
۹۱	۱۱	۱۶	۱۹	۲۲
۷۶	۱۱	۱۳	۱۶	۱۹
۷۰	۱۰	۱۱	۱۶	۱۹
۶۳	۱۰	۱۱	۱۶	۱۹
۵۷	۱۰	۱۱	۱۶	۱۹
۵۴	۸	۱۰	۱۳	۱۶
۵۱	۸	۱۰	۱۳	۱۶
۴۵	۷	۱۰	۱۱	۱۶
۳۸	۶/۴	۸	۱۰	۱۳
۳۵	۶/۴	۸	۱۰	۱۱
۳۲	۵/۷	۸	۱۰	۱۱
۲۷	۵/۳	۶/۴	۸	۱۰
۲۵	۵/۳	۶/۴	۸	۱۰
۲۳	۴/۹	۵/۷	۷/۲	۱۰
۱۹	۴/۱	۵/۳	۶/۴	۸
۱۶	۳/۴	۴/۹	۵/۷	۷/۲
۱۳/۵	۳	۴/۱	۵/۳	۶/۴
۱۲/۷	۳	۴/۱	۵/۳	۶/۴
۱۱/۲	۲/۷	۳/۴	۴/۵	۵/۷
۱۰	۲/۳	۳	۴/۱	۴/۹

پیوست ۲: ضریب تصحیح دانه‌های درشت [۸].



پیوست ۳: ضریب تصحیح رطوبت [۱۰]

میزان رطوبت (٪)	ضریب تصحیح
کمتر از ۳	۱
بین ۳ تا ۶	۰/۸۵
بین ۶ تا ۹	۰/۵۰
سرنده کردن به روش تر	۱

پیوست ۴: ضریب تصحیح شکل چشمه‌ها [۱۰].

شکل چشمه‌ها	نسبت طول به عرض	ضریب تصحیح
مستطیلی	۴	۱/۲۵
مستطیلی	۳	۱/۲۰
مستطیلی	۲	۱/۱۵
مربعی	۱	۱

پیوست ۵: ضریب تصحیح شکل دانه‌ها [۱۰].

ضریب تصحیح	شکل ذرات
۱/۲	بدون گوشه
۱	گوشه‌دار
۰/۹۵	ورقه‌ای
مراجعه به کاتالوگ‌های سازندگان	سوزنی

پیوست ۶: ضریب تصحیح موقعیت سرند [۱۰].

ضریب تصحیح	طبقات سرند
۱	طبقه اول
۰/۹	طبقه دوم
۰/۸	طبقه سوم
مراجعه به کاتالوگ‌های سازندگان	بقیه طبقات

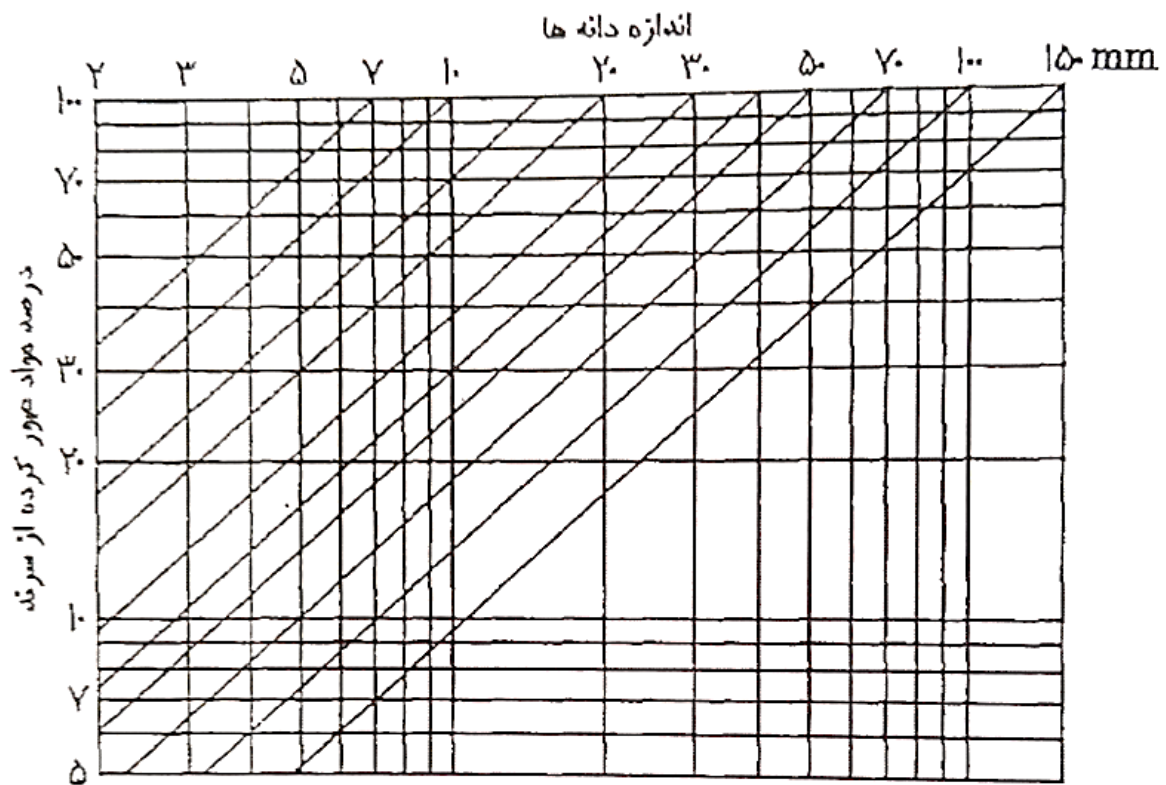
پیوست ۷: ضریب تصحیح بازدهی سرند [۱۰].

ضریب تصحیح	بازدهی سرند (%)
۰/۸۳	۹۵
۱	۹۰
۱/۲۵	۸۵
۱/۶	۸۰
۲	۷۵
۲/۵	۷۰

پیوست ۸: اندازه سطح سرندهای صنعتی نسبت به طول و عرض آنها [۱۰].

سطح سرند بر حسب متر مربع نسبت به طول و عرض									
طول سرند (متر)									عرض سرند (متر)
۶	۴/۸	۴/۲	۳/۶	۳	۲/۴	۱/۸	۱/۲	۰/۹	۰/۷۵
							۰/۳۶		۰/۲۲۵
								۰/۴۰۵	۰/۴۵
						۱/۰۸	۰/۷۲		۰/۶
	۴/۳۲	۳/۷۸	۳/۲۴	۲/۷	۲/۱۶	۱/۶۲	۱/۰۸		۰/۹
	۵/۷۶	۵/۰۴	۴/۳۲	۳/۶	۲/۸۸	۲/۱۶			۱/۲
۹	۷/۲	۶/۳	۵/۴	۴/۵	۳/۶	۲/۷			۱/۵
۱۰/۸	۸/۶۴	۷/۵۶	۶/۴۸	۵/۴	۴/۳۲	۳/۲۴			۱/۸
۱۲/۶	۱۰/۰۸	۸/۸۲	۷/۵۶						۲/۱
۱۴/۴	۱۱/۵۲	۱۰/۰۸	۸/۶۴						۲/۴

پیوست ۹: دانه‌بندی محصولات خرد توسط سنگ‌شکن‌های مخروطی [۱۲].



پیوست ۱۰: مشخصات سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد [۸].

اندازه (mm)	دهانه (mm)		نوع	وزن (ton)	سرعت (rpm)	توان (kw)	ظرفیت تقریبی (m ³ /h) نسبت به گلوگاه در حالت باز (mm)									
	حداقل	حداکثر					۶	۱۰	۱۳	۱۶	۱۹	۲۵	۳۲	۳۸	۵۰	۶۳
۶۰۰	۵۷	۷۱	F	۵	۶۷۵	۳۷	۷	۱۱	۱۳	۱۵	۱۸	۲۲	۲۷	۳۰		
	۸۲	۹۵	C					۱۱	۱۴	۱۸	۲۱	۲۷	۳۵	۴۲		
۹۰۰	۱۰۰	۱۱۷	F	۱۰	۵۸۰	۷۵		۲۲	۲۸	۳۴	۴۰	۴۵	۵۰	۵۰		
	۱۳۱	۱۴۹	C						۲۸	۳۴	۴۲	۵۰	۶۶	۸۰		
	۱۷۵	۱۹۰	X								۴۲	۵۰	۶۶	۸۰		
۱۲۷۵	۱۱۴	۱۳۶	F	۲۰	۴۸۵	۱۵۰			۶۵	۷۵	۸۵	۹۵	۱۱۰	۱۲۰	۱۲۵	
	۱۸۸	۲۱۱	M							۸۰	۹۰	۱۰۵	۱۲۵	۱۲۵	۱۵۵	
	۲۴۴	۲۶۳	C								۹۵	۱۱۰	۱۳۵	۱۵۵	۱۹۰	
	۲۶۲	۲۸۴	X									۱۱۰	۱۳۵	۱۵۵	۱۹۰	
۱۶۵۰	۱۸۰	۱۹۶	F	۴۰	۴۸۵	۱۸۵			۱۰۰	۱۲۰	۱۴۵	۱۷۰	۱۹۵	۲۲۵	۲۴۵	
	۲۱۹	۲۴۱	M								۱۶۰	۱۹۰	۲۱۰	۲۵۰	۲۸۵	
	۲۵۰	۲۷۲	C								۱۷۰	۲۱۰	۲۴۰	۲۹۵	۳۵۰	
	۲۴۲	۲۶۹	X										۲۴۰	۲۹۵	۳۵۰	
۲۱۰۰	۲۵۴	۲۷۹	F	۶۰	۴۲۵	۲۶۰						۲۵۰	۳۳۰	۹۳۰	۱۰۵۰	۵۵۰
	۲۹۲	۳۲۳	M									۳۰۰	۳۹۰	۱۶۶۰	۱۸۱۵	۷۰۰
	۳۴۲	۳۷۷	C										۴۱۰	۱۶۸۰	۱۸۵۰	۷۵۰
	۴۲۵	۴۶۰	X										۷۱۰	۱۶۸۰	۱۸۵۰	۷۵۰

پیوست ۱۱: مشخصات سنگ‌شکن‌های مخروطی سرکوتاه [۸].

اندازه (mm)	دهانه (mm)		نوع	وزن (ton)	سرعت (rpm)	توان (kw)	ظرفیت تقریبی (m ³ /h) نسبت به گلوگاه در حال باز (mm)							
	حداقل	حداکثر					۳	۵	۶	۱۰	۱۳	۱۶	۱۹	۲۵
۶۰۰	۵۷	۷۱	F	۵	۶۷۵	۳۷	۶	۹	۱۰	۱۴	۱۶	۱۹		
	۸۲	۹۵	C						۱۳	۱۴	۲۰	۲۳	۲۶	
۹۰۰	۱۰۰	۱۱۷	F	۱۰	۵۸۰	۷۵	۱۵	۲۳	۲۷	۳۸	۴۳	۴۷	۵۰	
	۱۳۱	۱۴۹	C						۳۲	۴۵	۵۰	۵۷	۶۰	۷۰
۱۲۷۵	۱۱۴	۱۳۶	F	۲۵	۴۸۵	۱۵۰			۳۷	۴۴	۷۰	۸۵	۹۵	
	۲۴۴	۲۶۳	C						۶۵	۷۵	۹۵	۱۱۰	۱۲۰	۱۵۰
۱۶۵۰	۱۸۰	۱۹۶	F	۴۰	۴۳۵	۱۸۵			۶۵	۸۰	۱۲۰	۱۳۵	۱۴۵	
	۲۵۰	۲۷۲	C							۱۲۵	۱۵۰	۱۸۰	۱۹۰	۲۱۵
۲۱۰۰	۲۵۴	۲۷۹	F	۶۵	۴۳۵	۲۶۰			۱۳۰	۱۵۰	۲۲۰	۲۵۰	۲۷۰	۲۹۰
	۲۹۲	۳۲۳	M							۲۲۵	۲۶۰	۲۸۰	۲۹۵	۳۱۰
	۳۴۲	۳۷۷	C								۲۷۰	۲۹۵	۳۱۵	۳۵۰

F ریزدانه، M متوسط‌دانه، C درشت‌دانه و E خیلی درشت‌دانه

پیوست ۱۲: ترکیب گلوله‌های لازم برای شروع کار آسیاهای گلوله‌ای [۱۲].

درصد وزنی گلوله‌ها							قطر گلوله‌ها (mm)
-	-	-	-	-	-	۲۳	۱۱۵
-	-	-	-	-	۲۳	۳۱	۱۰۰
-	-	-	-	۲۴	۳۴	۱۸	۹۰
-	-	-	۳۱	۳۸	۲۱	۱۵	۷۵
-	-	۳۴	۳۹	۲۰/۵	۱۲	۷	۶۵
	۴۰	۴۳	۱۹	۱۱/۵	۶/۵	۳/۸	۵۰
۵۱	۴۵	۱/۷	۸	۴/۵	۲/۵	۱/۷	۴۰
۴۹	۱۵	۶	۳	۱/۵	۱	۰/۵	۲۵
۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	جمع

پیوست ۱۳: مشخصات آسیای گلوله‌ای [۱۲].

Drive	ø Diameter		EGL Length		Installed Power		L/D
Roller Driven	0,80 m	(1,97 ft)	0,90 m	(2,95 ft)	2,2 kW	(1 HP)	1,50
Roller Driven	0,80 m	(2,62 ft)	1,20 m	(3,94 ft)	5,5 kW	(7 HP)	1,50
Roller Driven	1,00 m	(3,28 ft)	1,50 m	(4,92 ft)	11,0 kW	(15 HP)	1,50
Roller Driven	1,20 m	(3,94 ft)	2,40 m	(7,87 ft)	30 kW	(40 HP)	2,00
Roller Driven	1,50 m	(4,92 ft)	3,00 m	(9,84 ft)	75 kW	(101 HP)	2,00
Direct Drive	1,60 m	(5,25 ft)	2,80 m	(9,19 ft)	75 kW	(101 HP)	1,75
Direct Drive	1,80 m	(5,91 ft)	3,15 m	(10,33 ft)	110 kW	(148 HP)	1,75
Direct Drive	2,00 m	(6,56 ft)	3,50 m	(11,48 ft)	160 kW	(215 HP)	1,75
Direct Drive	2,20 m	(7,22 ft)	3,30 m	(10,83 ft)	185 kW	(248 HP)	1,50
Direct Drive	2,20 m	(7,22 ft)	3,85 m	(12,63 ft)	200 kW	(268 HP)	1,75
Direct Drive	2,40 m	(7,87 ft)	3,60 m	(11,81 ft)	250 kW	(335 HP)	1,50
Direct Drive	2,40 m	(7,87 ft)	4,20 m	(13,78 ft)	280 kW	(375 HP)	1,75
Direct Drive	2,70 m	(8,86 ft)	4,05 m	(13,29 ft)	355 kW	(476 HP)	1,50
Direct Drive	2,70 m	(8,86 ft)	4,73 m	(15,50 ft)	450 kW	(603 HP)	1,75
Gear Driven	3,00 m	(9,84 ft)	4,50 m	(14,76 ft)	500 kW	(671 HP)	1,50
Gear Driven	3,00 m	(9,84 ft)	5,25 m	(17,22 ft)	600 kW	(805 HP)	1,75
Gear Driven	3,20 m	(10,50 ft)	4,80 m	(15,75 ft)	650 kW	(872 HP)	1,50
Gear Driven	3,20 m	(10,50 ft)	5,60 m	(18,37 ft)	750 kW	(1 006 HP)	1,75
Gear Driven	3,40 m	(11,15 ft)	5,10 m	(16,73 ft)	850 kW	(1 140 HP)	1,50
Gear Driven	3,40 m	(11,15 ft)	5,95 m	(19,52 ft)	950 kW	(1 274 HP)	1,75
Gear Driven	3,60 m	(11,81 ft)	5,40 m	(17,72 ft)	1 050 kW	(1 408 HP)	1,50
Gear Driven	3,60 m	(11,81 ft)	6,30 m	(20,67 ft)	1 250 kW	(1 676 HP)	1,75
Gear Driven	3,80 m	(12,47 ft)	5,70 m	(18,70 ft)	1 250 kW	(1 676 HP)	1,50
Gear Driven	3,80 m	(12,47 ft)	6,65 m	(21,82 ft)	1 500 kW	(2 012 HP)	1,75
Gear Driven	4,00 m	(13,12 ft)	6,00 m	(19,69 ft)	1 500 kW	(2 012 HP)	1,50
Gear Driven	4,00 m	(13,12 ft)	7,00 m	(22,97 ft)	1 750 kW	(2 347 HP)	1,75
Gear Driven	4,20 m	(13,78 ft)	6,30 m	(20,67 ft)	1 800 kW	(2 414 HP)	1,50
Gear Driven	4,20 m	(13,78 ft)	7,35 m	(24,11 ft)	2 050 kW	(2 749 HP)	1,75
Gear Driven	4,50 m	(14,76 ft)	6,75 m	(22,15 ft)	2 300 kW	(3 084 HP)	1,50
Gear Driven	4,50 m	(14,76 ft)	7,88 m	(25,84 ft)	2 700 kW	(3 621 HP)	1,75
Gear Driven	4,70 m	(15,42 ft)	7,05 m	(23,13 ft)	2 700 kW	(3 621 HP)	1,50
Gear Driven	4,70 m	(15,42 ft)	8,23 m	(26,98 ft)	3 100 kW	(4 157 HP)	1,75
Gear Driven	5,00 m	(16,40 ft)	7,50 m	(24,61 ft)	3 400 kW	(4 559 HP)	1,50
Gear Driven	5,00 m	(16,40 ft)	8,75 m	(28,71 ft)	3 900 kW	(5 230 HP)	1,75
Gear Driven	5,50 m	(18,04 ft)	8,25 m	(27,07 ft)	4 300 kW	(5 766 HP)	1,50
Gear Driven	5,50 m	(18,04 ft)	9,63 m	(31,58 ft)	5 000 kW	(6 705 HP)	1,75
Gear Driven	5,50 m	(18,04 ft)	11,00 m	(36,09 ft)	5 700 kW	(7 644 HP)	2,00
Gear Driven	6,00 m	(19,69 ft)	9,00 m	(29,53 ft)	5 900 kW	(7 912 HP)	1,50
Gear Driven	6,00 m	(19,69 ft)	10,50 m	(34,45 ft)	6 800 kW	(9 119 HP)	1,75
Gear Driven	6,00 m	(19,69 ft)	12,00 m	(39,37 ft)	7 800 kW	(10 460 HP)	2,00

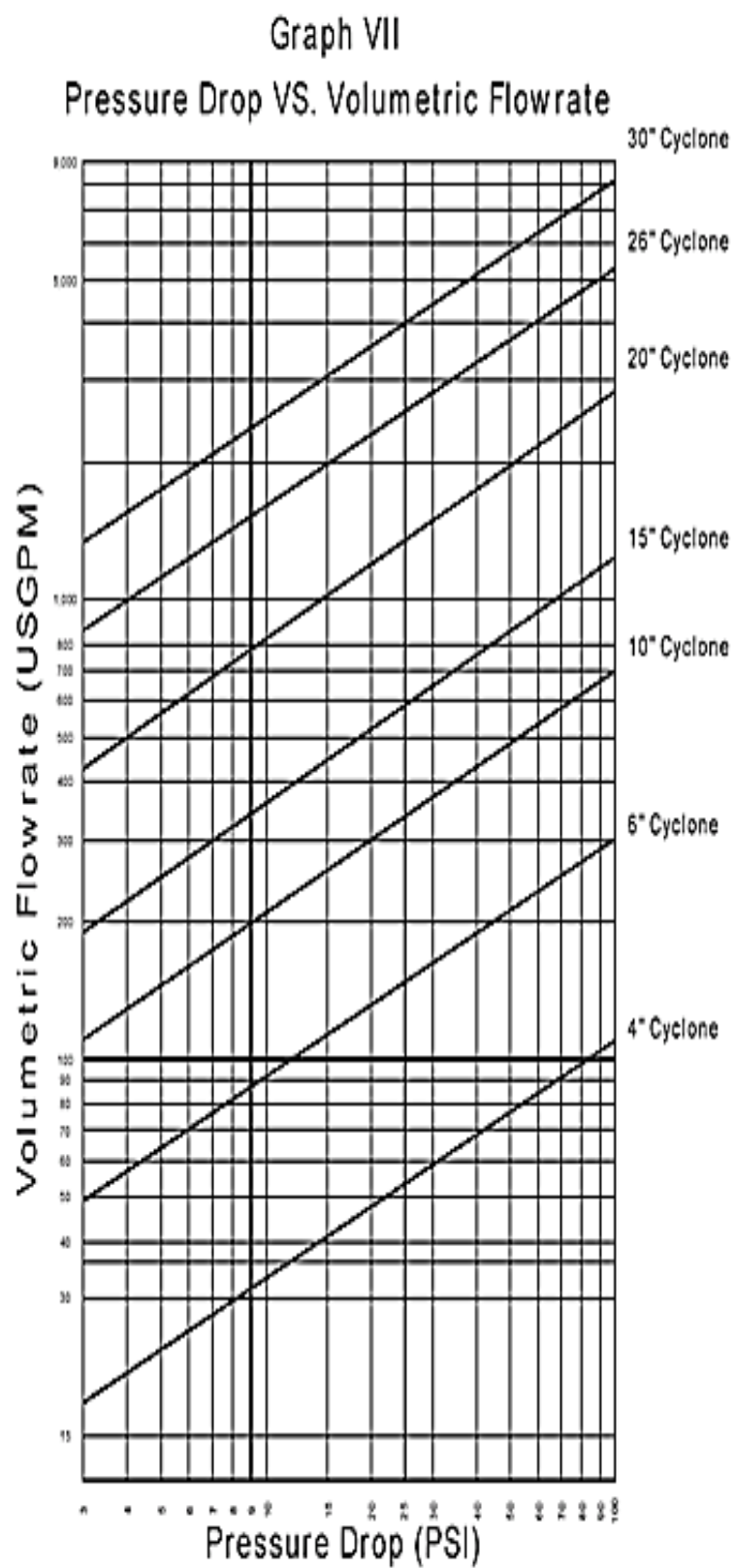
پیوست ۱۴: مشخصات آسیای گلوله‌ای [۱۲]

Model	Cylinder rotary speed (r/min)	Loading ball weight (t)	Input size (mm)	Discharge size (mm)	Capacity (t/h)	Motor power (kw)	Weight (t)
900×1800	39	1.5	≤20	0.075-0.89	0.8-2	18.5	4.6
900×3000	39	2.7	≤20	0.075-0.89	1-4	22	5.6
1200×3000	36	3.5	≤25	0.074-0.4	1.6-5	37	12.8
1200×4500	32	5	≤25	0.074-0.4	1.6-5.8	55	13.8
1500×3000	27	7.5	≤25	0.074-0.4	2-5	75	15.6
1500×5700	28	12	≤25	0.074-0.4	3.5-6	130	24.7
1830×3000	25	11	≤25	0.074-0.4	4-10	130	28
1830×6400	24	21	≤25	0.074-0.4	7-16	210	34
1830×7000	24	23	≤25	0.074-0.4	8-18	245	36
2100×3600	23	19	≤25	0.074-0.4	10-36	210	46
2200×4500	21	27	≤25	0.074-0.4	12-23	280	48.5
2200×6500	21	35	≤25	0.074-0.4	14-26	380	52.8
2200×7000	21	35	≤25	0.074-0.4	15-28	380	54
2200×7500	21	35	≤25	0.074-0.4	15-30	380	56
2400×4500	21	30	≤25	0.074-0.4	18-45	320	65
2400×8000	20	36	≤25	0.074-0.4	20-48	410	81
2700×3600	21	39	≤25	0.074-0.4	19-75	400	83
2700×4000	20	40	≤25	0.074-0.4	20-78	400	85
2700×4500	20	48	≤25	0.074-0.4	22-85	430	89
3200×4500	18	65	≤25	0.074-0.4	29-140	800	137
3200×5400	18	81.6	≤25	0.074-0.4	30-180	800-1000	146
3600×4500	17	88	≤25	0.074-0.4	35-210	1000	190
3600×6000	17	117	≤25	0.074-0.4	38-240	1250-1500	220
3600×8500	17	144	≤25	0.074-0.4	45-260	1800	260

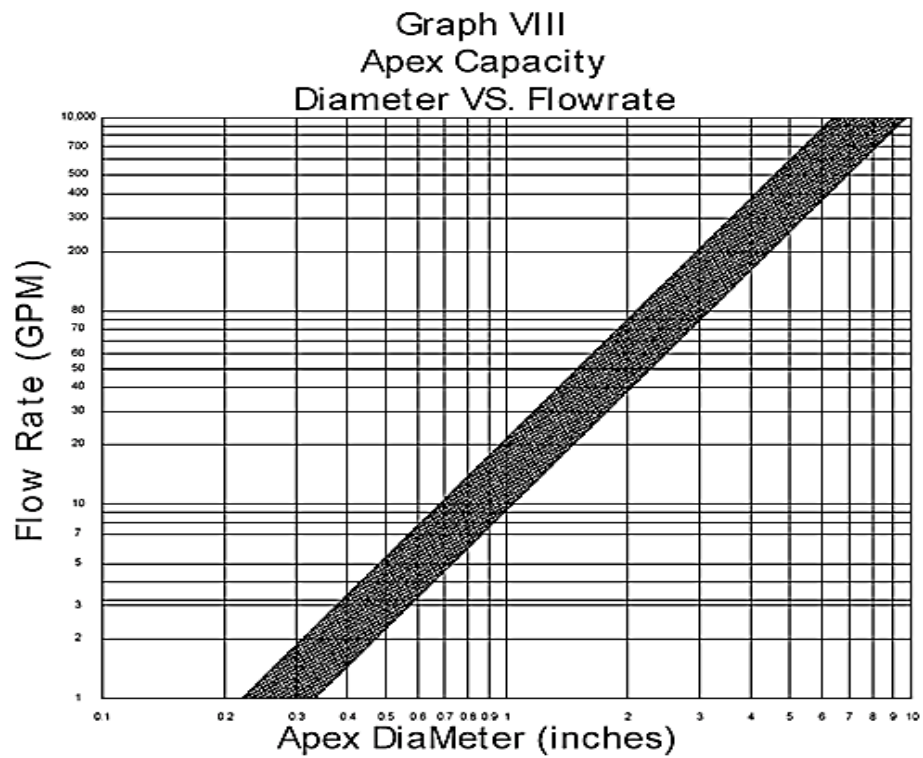
پیوست ۵: تغییرات d_{50} نسبت به توزیع دانه‌بندی [۱۰]

ضریب d_{50}	درصد عبور کرده
۰/۵۴	۹۸/۸
۰/۷۳	۹۵
۰/۹۱	۹۰
۱/۲۵	۸۰
۱/۶۷	۷۰
۲/۰۸	۶۰
۲/۷۸	۵۰

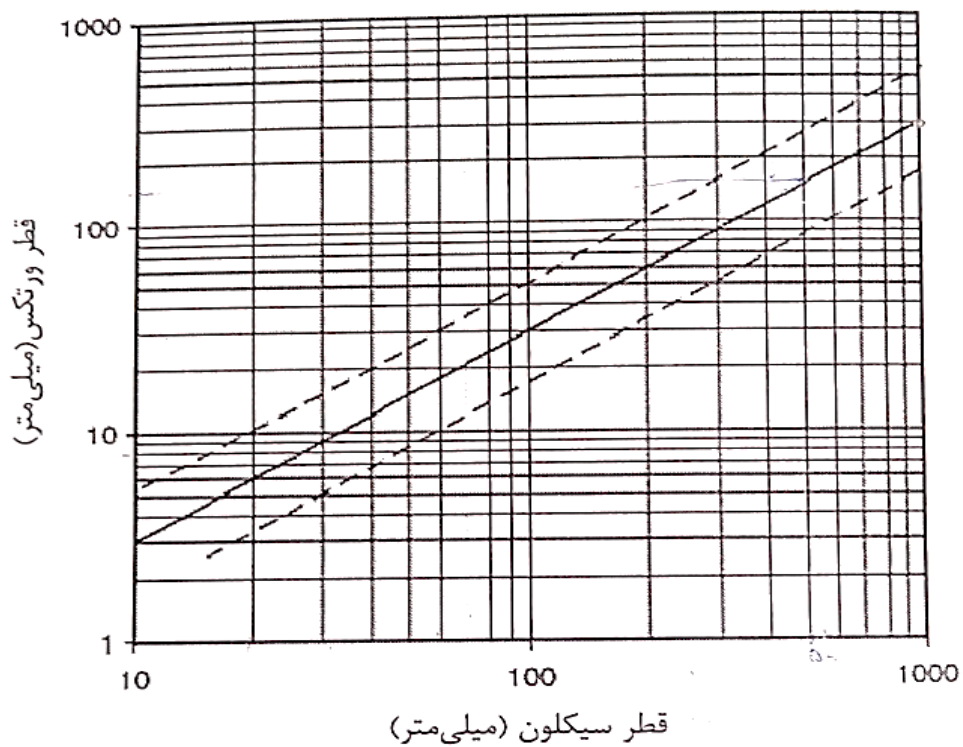
پیوست ۱۶: رابطه نرخ جریان حجمی قابل عبور از سیکلون با افت فشار [۱۲]



پیوست ۱۷: رابطه نرخ جریان حجمی عبوری از تهریز و قطر تهریز [۱۲]



پیوست ۱۸: رابطه تقریبی بین قطر سیکلون و قطر ورتکس [۱۲].



پیوست ۱۹: دبی حجمی جریان برای سلول‌های شرکت سودالا [۱۲].

مدل سلول	حجم (m ^۳)	حداکثر جریان (h/m ^۳)	حداقل جریان (h/m ^۳)	حداکثر سلول در هر بخش
RCS	۵	۲۰۰	۷۰	۴
RCS	۱۰	۴۰۰	۱۱۵	۴
RCS	۱۵	۶۰۰	۲۲۵	۴
RCS	۲۰	۸۰۰	۲۳۰	۳
RCS	۳۰	۱۲۲۰	۳۸۰	۳
RCS	۴۰	۱۶۰۰	۴۰۰	۳
RCS	۵۰	۲۰۰۰	۶۰۰	۳
RCS	۷۰	۲۸۰۰	۹۰۰	۲
RCS	۱۰۰	۴۰۰۰	۱۰۲۰	۲
RCS	۱۳۰	۵۲۰۰	۱۶۶۰	۲
RCS	۱۶۰	۶۴۰۰	۱۷۱۰	۱
RCS	۲۰۰	۸۰۰۰	۲۵۶۰	۱

پیوست ۲۰: سایر پارامترها RCS برای سلول‌های شرکت سودالا [۱۲].

RCS specifications

Model	Standard Drive (1)	Cell volume (2)		Connected motor (3)		Air requirements (4)			
		m ³	ft ³	kW	HP	Am ³ /min	kPag	Acfm	psig
RCS 0,8	For specifications please contact your local Metso sales office								
RCS 3	VB	3	105	11	15	2	17	70	2,5
RCS 5	VB	5	175	15	20	3	19	110	2,8
RCS 10	VB	10	355	22	30	4	22	140	3,2
RCS 15	VB	15	530	30	40	6	25	210	3,6
RCS 20	VB	20	705	37	50	7	27	250	3,9
RCS 30	VB	30	1060	45	60	9	31	320	4,5
RCS 40	VB	40	1410	55	75	10	34	350	4,9
RCS 50	VB	50	1765	75	100	12	38	420	5,5
RCS 70	VB	70	2470	90	125	15	41	530	5,9
RCS 100	VB/GB	100	3530	110	150	19	47	670	6,8
RCS 130	VB/GB	130	4590	132	200	23	51	810	7,4
RCS 160	GB	160	5650	160	200/250	25	55	880	8,0
RCS 200	GB	200	7060	200	250	30	59	1060	8,6
RCS 300	For specifications please contact your local Metso sales office								

پیوست ۲۱: مشخصات سلول‌های ستونی [۲۶]

Internal Diameter (m)	Air Demand (Am ³ /h*)		Air Supply Pressure (kPa)	Installed Power (kW)	Feed Capacity (t/h)	Max Wash Water (m ³ /h)	Water Supply Pressure (kPa)
	MIN	MAX					
1	25	45	650	15	5	7	275
1.5	60	95	650	18.5	12	15	275
1.75	75	130	650	22	16	25	275
2	100	170	650	30	21	30	275
2.5	160	265	650	30	33	45	275
2.75	190	320	650	37	40	55	275
3	230	385	650	37	47	65	275
3.5	310	520	650	45	64	85	275
4	400	680	650	75	84	115	275
4.5	510	860	650	75	106	145	275
5	630	1060	650	110	131	175	275
5.5	770	1290	650	110	158	215	275
*Actual air flow at site conditions							

پیوست ۲۲: ارتباط عمق تیکر با قطر [۴].

۵۳	۵۰	۴۷	۴۳	۳۸	۲۷	۱۹/۶	۱۲/۳	۷/۸	۳/۶	۲/۴	۱/۵	قطر (m)	
تا	تا	تا	تا	تا	تا	تا	تا	تا	تا	تا	تا		
۵۵	۵۲	۴۹	۴۶	۴۲	۳۸	۲۷/۳	۱۹/۵	۱۲	۷/۵	۳/۳	۱/۲		
۷/۶	۷/۳	۷	۵/۸	۵/۵	۵/۲	۴/۲	۳/۶	۳	۲/۱	۱/۸	۱/۳	نرمال	عمق (m)
۶/۷	۶/۴	۵/۸	۵/۲	۴/۹	۴/۹	-	-	-	-	-	-	کمترین حد	

Abstract

Sarcheshmeh copper mine has 1.2 billion tons of porphyry copper ore reserve. Due to the fact that the depth of the mine has increased and the grade, mineralogical composition, plant feed tonnage and quality of feed to the processing plant 1 have been changed. Due to the mentioned changes, the performance of the copper flotation circuit has been reduced in some cases. The copper processing circuit was redesigned using the current plant feed. For this purpose, experiments such as initial feed granulation, impact Bond index, ball Bond index, flotation tests and sedimentation test were performed on copper ore samples. According to the initial granulation of feed, particle size of 12.7 mm has increased from 20% to 48.5%. Finally, using the results of the above experiments, a new circuit was designed for processing plant 1. Results showed that the comminution circuit included 5 double-sided screening machines with a length of 6 meters and a width of 2.4 meters, two standard cone crushers with a 63 mm closed side setting and 6 short head cone crushers with a closed side setting of 19 that both types of crushers had more power from 300 hp to 348.7 hp rather than the initial design. 7 ball mills with a length of 8.23 meters, internal diameter of 4.7 meters, power of 3100 kW and tonnage of mill have increased from 225.8 tons per hour to 341.22 tons per hour compared to initial design and 7 with a diameter of 46.25 cm and the separation limit will be 74 microns and also the flotation circuit included 18 rougher cells with a volume of 200 cubic meters, 12 scavenger cells with a volume of 15 cubic meters, 10 cleaner cells with a volume of 50 cubic meters of RCS type and 4 column recleaner cell with a volume of 45.55 cubic meters were selected and two ball mills for regrinding with a length of 6 meters, an inner diameter of 3.6 meters, a power of 1250 kW and 2 hydrocyclones with a diameter of 45 cm and the cut off size was 55 microns and for dewatering two thickeners with an area of 1229.3 square meters and a depth of 4.9 meters were designed.

Keywords: processing circuit redesign, Flotation circuit, Comminution circuit, Sarcheshmeh copper complex, efficiency



Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering
M.Sc. Thesis in Mineral Processing

Copper processing redesign in Sarcheshmeh copper complex in order to improve performance

By:

Mahdiyeh sabouri

Supervisor:

Dr.Mohammad karamouzian

September 2021