

صلى الله عليه وسلم



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

مدل سازی و بهینه سازی فرآیند فلوتاسیون فاز ۲ مجتمع مس سونگون

نگارنده

علی کاوه

اساتید راهنما

دکتر محمد کارآموزیان

دکتر محمد جهانی چگنی

مشاور صنعتی

دکتر ابوالفضل دانش

اسفند ۱۴۰۰

شماره: ۶۰۶۴۲۱۷۷
 تاریخ: ۱۴۰۱/۰۱/۱۳
 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 آقای علی کاوه زنجاب با شماره دانشجویی ۹۸۰۹۹۰۴ رشته مهندسی معدن گرایش فرآوری مواد معدنی تحت عنوان مدل‌سازی و بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون فاز ۲ مجتمع مس سونگون که در تاریخ ۱۴۰۰/۱۲/۱۱ با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار شد به شرح ذیل اعلام می‌گردد:

الف) درجه عالی: نمره ۲۰-۱۹ <input checked="" type="checkbox"/> ب) درجه خیلی خوب: نمره ۱۸/۹۹-۱۸ <input type="checkbox"/> ج) درجه خوب: نمره ۱۷/۹۹-۱۶ <input type="checkbox"/> د) درجه متوسط: نمره ۱۵/۹۹-۱۴ <input type="checkbox"/> ه) کمتر از ۱۴ غیر قابل قبول و نیاز به دفاع مجدد دارد <input type="checkbox"/> نوع تحقیق: نظری <input type="checkbox"/> عملی <input checked="" type="checkbox"/>			
عضو هیأت داوران	نام و نام خانوادگی	مراتبه علمی	امضاء
۱- استاد راهنمای اول	دکتر محمد کارآموزیان	دانشیار	
۲- استاد راهنمای دوم	دکتر محمد جهانب	استادیار	
۳- استاد مشاور	-	-	-
۴- استاد داور اول	دکتر اصغر عزیزی	دانشیار	
۵- استاد داور دوم	دکتر کیومرث سیف‌پناهی	دانشیار	
۶- نماینده تحصیلات تکمیلی	دکتر رامین رفیعی	استادیار	



فرهنگ دانشکی رئیس دانشکده:

تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:

تقدیم به

مقدس ترین واژه مادر لغت نامه دلم، مادر مهربام که زندگیم را دیدیون مهر و عطفوت ایشان

می دانم،

پدر عزیزم، مهربانی مشوق، بردبار و حامی،

خواهرانم همراهان، همگسکی و پشتیبانانهای زندگیم.

تقدیر و تشکر

سپاس خدای بزرگ را که مرا یاری رساند تا بتوانم این مقطع تحصیلی را به پایان رسانده و گامی در راستای اعتلای علم بردارم. در اینجا به خود لازم

و دانم از زحمات بی دریغ تمامی کسانی که برای به انجام رسیدن این تحقیق یاری کردند قدر دانی نمایم:

ابتدا از اساتید راهنمای گرانقدرم جناب آقایان دکتر کارآموزیان و دکتر جهانی و مشاور صنعتی عزیز جناب آقای دکتر دانش که وجودشان همیشه

قوتی برای انجام کارهایم بوده است و بدون شک انجام این پایان نامه بدون کمک و راهنمایی های ارزنده آن ها امکان پذیر نبوده است، کمال سپاس

و قدر دانی را دارم. همچنین از زحمات بی دریغ اساتید گرامی جناب آقایان دکتر عزیزمی، دکتر رفیعی و دکتر سیف پناهی که در طول تحصیل از

مخضرشان بهره جسم کمال سپاس و قدر دانی را دارم.

از مدیریت محترم امور تغلیظ مجتمع مس سونگون، جناب آقای مهندس باقریان و رئیس تحقیق و توسعه جناب آقای مهندس عزیز افشار، به خاطر فراهم آوردن شرایط انجام پروژه بهراتب سپاسگزاری خود را بیان می کنم؛ همچنین در مدت انجام پروژه از مساعدت، همکاری، همکاری مدیریت و کارکنان آن مجتمع، تشکر می نمایم.

از زحمات جناب آقای مهندس سعید ایدب زاده که در طول انجام این پروژه، همچون برادری دلسوز مرا راهنمایی نمودند نهایت سپاس را دارم.

در آخر از جایات های خانواده می عزیزم که همیشه مشوق و همراهم بودند تشکر و قدر دانی می نمایم.

تعهدنامه

اینجانب علی کاوه دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن گرایش فرآوری موادمعدنی دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه شهروود نویسنده پایان نامه مدل سازی و بهینه سازی فرآیند فلوتاسیون فاز ۲ مجتمع مس سونگون

متعهد می شوم:

- تحقیقات این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش های محقق های دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان نامه تاکنون توسط خود یا افراد دیگر برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج پایان نامه تأثیرگذار بوده اند 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.

امضاء:

تاریخ:

مالکیت نتایج و حق نشر

کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه های رایانه ای، نرم افزارها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شهروود 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

با توجه به اینکه بخش پرعیار سازی و به ویژه فرآیند فلوتاسیون اساسی ترین نقش را در راندمان یک کارخانه فرآوری مواد معدنی دارد، مدل سازی و بهینه سازی این فرآیند در فاز ۲ مجتمع مس سونگون از اهمیت ویژه ای برخوردار است. پارامترهای متعددی در عملکرد این بخش موثر می باشند، به همین دلیل کنترل همه این پارامترها دشوار بوده و این عملیات به این پارامترها حساسیت زیادی را نشان می دهد. از این رو کنترل دقیق و پیوسته همه این پارامترها از اهمیت بسزایی برخوردار بوده و برای دستیابی به نتیجه مطلوب در این بخش، یکی از موثرترین کارها مدل سازی و بهینه سازی مدار فلوتاسیون می باشد. برای مدل سازی فرآیند فلوتاسیون نمونه برداری از قسمت های مختلف فاز ۲ مجتمع مس سونگون صورت گرفت. همچنین مطالعات کانی شناسی خوراک ورودی انجام شد و زمان ماند متوسط بخش های مختلف فرآیند محاسبه شد. نتایج کانی شناسی نشان داد که خوراک مدار فلوتاسیون از ۵ گونه تشکیل شده و زمان ماند متوسط برای مرحله پرعیارکنی اولیه ۵۶ دقیقه بدست آمد. فرآیند فلوتاسیون با استفاده از نرم افزارهای MODSIM و Designe Expert 12 و مدل سازی ریاضی با استفاده از نرم افزارهای صفحه گسترده اکسل صورت گرفت. بازیابی کل مدار فلوتاسیون با مدل سازی ریاضی، Designe Expert 12 و MODSIM به ترتیب ۹۲/۷۸، ۹۳/۳۰ و ۸۶/۲ بدست آمد. میزان مصرف ۸/۱۲ گرم بر تن Z11، ۱۲/۵۲ گرم بر تن Flomin، ۵/۴۳ گرم بر تن A70 و ۵/۳۴ گرم بر تن A65 زمانیکه تناژ خوراک ورودی و عیار خوراک ورودی به ترتیب ۱۰۵۷/۸۳ تن بر ساعت و ۰/۹ در صد بودند، به عنوان حالت بهینه با استفاده از نرم افزار Designe Expert 12 بدست آمد.

کلمات کلیدی: فلوتاسیون، مدل سازی ریاضی، کانی شناسی، مس سونگون

فهرست مطالب

فصل اول	۱
۱-۱ مقدمه و بیان مسئله	۲
۲-۱ مبانی فلوتاسیون	۳
۳-۱ معرفی مجتمع مس سونگون	۶
۱-۳-۱ کارخانه تغلیظ مس سونگون	۶
۱-۱-۳-۱ مدار فلوتاسیون کارخانه تغلیظ فاز دو مس سونگون	۶
۴-۱ مدل سازی فلوتاسیون	۸
۱-۴-۱ مدل سازی سینتیکی	۹
۲-۴-۱ معرفی نرم افزار MODSIM	۱۵
۵-۱ تعیین زمان ماند و الگوی اختلاط در مدارها	۱۵
۱-۵-۱ مدل ولر	۱۵
۲-۵-۱ مدل N ظرف کاملا مخلوط	۱۶
۶-۱ ضرورت انجام تحقیق	۱۷
۷-۱ سازماندهی فصل ها	۱۸
فصل دوم	۱۹
۱-۲ مقدمه	۲۰
۲-۲ مروری بر تحقیقات انجام گرفته	۲۰
فصل سوم	۳۳

۳۴ ۱-۳ مقدمه
۳۴ ۲-۳ نمونه برداری
۳۴ ۱-۲-۳ محل های نمونه برداری
۳۶ ۲-۲-۳ ابزارآلات موردنیاز برای نمونه برداری
۳۷ ۳-۲-۳ مدت زمان نمونه برداری
۳۷ ۴-۲-۳ تعیین درصد جامد نمونه ها
۳۸ ۳-۳ تعیین زمان ماند و الگوی اختلاط مدار فلوتاسیون
۳۹ ۴-۳ مدل سازی ریاضی فلوتاسیون
۴۱ ۵-۳ مدل سازی با استفاده از نرم افزار Designe Expert 12
۴۲ ۶-۳ مدل سازی با نرم افزار MODSIM
۴۵ ۱-۶-۳ مدل FLTK
۴۶ ۲-۶-۳ مدل CYCL
۴۶ ۳-۶-۳ مدل GMSU
۴۷ فصل چهارم
۴۸ ۱-۴ زمان ماند مدار فلوتاسیون
۵۰ ۲-۴ نتایج مدل سازی سینتیکی
۵۳ ۳-۴ نتایج مدل سازی و بهینه سازی فرآیند فلوتاسیون نرم افزار Designe Expert 12
۵۳ ۱-۳-۴ مدل سازی
۵۴ ۲-۳-۴ بهینه سازی
۵۵ ۴-۴ نتایج نرم افزارهای MODSIM

۵۷ فصل پنجم
۵۸ ۱-۵ مقدمه
۵۸ ۲-۵ نتیجه گیری
۵۹ ۳-۵ پیشنهادها
۶۰ فهرست منابع و مراجع

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۱: شماتیک فرآیند فلوتاسیون [۱۲] ۴
- شکل ۱-۲: متغیرهای مختلف در روند فلوتاسیون [۱۳] ۵
- شکل ۱-۳: فلوشیت ساده یک مدار فلوتاسیون معمولی [۱۳] ۶
- شکل ۱-۴: فلوشیت فاز ۲ کارخانه تغلیظ مجتمع مس سونگون ۸
- شکل ۱-۵: نحوه ترکیب ظروف واکنش ایده‌آل در مدل ولر ۱۶
- شکل ۱-۶: نحوه ترکیب ظروف واکنش ایده‌آل در مدل مخلوط کننده کامل ۱۷
- شکل ۳-۱: نقاط نمونه برداری ۳۶
- شکل ۳-۲: فیلترپرس‌های آزمایشگاه متالوژی سونگون ۳۸
- شکل ۳-۳: اطلاعات مربوط به خوراک مدار فلوتاسیون ۳۹
- شکل ۳-۴: مدار فلوتاسیون فاز ۲ مس سونگون رسم شده محیط نرم افزار MODSIM ۴۴
- شکل ۳-۵: پنجره مربوط به تعیین مشخصات کانی‌های خوراک ۴۴
- شکل ۳-۶: پنجره مربوط به مشخصات خوراک ورودی ۴۵
- شکل ۴-۱: توزیع غلظت خروجی معرف در یک ردیف از مدار رافر فاز ۲ بر حسب زمان جهت بررسی توزیع زمان ماند ۴۸
- شکل ۴-۲: پرازش داده‌های حاصل از اندازه‌گیری زمان ماند ذرات در یک ردیف از مدار رافر فاز ۲ با مدل ولر ۴۹
- شکل ۴-۳: حالت بهینه پارامترهای فرآیند فلوتاسیون فاز ۲ ۵۵

فهرست جدول‌ها

- جدول ۳-۱: مشخصات گونه‌های مدل‌سازی فلوتاسیون ۴۰
- جدول ۳-۲: مشخصات ردیف‌های مدل‌سازی فلوتاسیون ۴۰
- جدول ۳-۳: پارامترهای ساختاری مدار فلوتاسیون فاز ۲ ۴۱
- جدول ۳-۴: بیشترین و کمترین پارامترهای ورودی به نرم‌افزار 12 Designe Expert ۴۲
- جدول ۳-۵: مدل‌های مورد استفاده در مدل‌سازی با نرم‌افزار MODSIM ۴۵
- جدول ۳-۶: پارامترهای ورودی مدل‌سازی فلوتاسیون مرحله پرعیارکنی اولیه ۴۶
- جدول ۳-۷: پارامترهای ورودی مدل‌سازی هیدروسیکلون ۴۶
- جدول ۳-۸: پارامترهای ورودی مدل‌سازی آسیا گلوله‌ای ۴۶
- جدول ۴-۱: پارامترهای مدل ولر جهت اندازه‌گیری زمان ماند مدار رافر فاز ۲ ۴۹
- جدول ۴-۲: مشخصات و زمان ماند ردیف‌های فرآیند فلوتاسیون فاز ۲ ۵۰
- جدول ۴-۳: کارایی متالورژیکی مدار فلوتاسیون فاز ۲ ۵۳
- جدول ۴-۴: آنالیز واریانس مدل درجه دوم برازش فرآیند فلوتاسیون فاز دو مس سونگون ۵۴
- جدول ۴-۵: نتایج مدل‌سازی نرم‌افزار MODSIM ۵۶

فصل اول

کلیات

۱-۱ مقدمه و بیان مسئله

بیش از ۶۷۳ نوع کانی مس دار شناخته شده است، که ۶۳ تا ۶۵ نوع آن‌ها برای استخراج مس اقتصادی هستند. کانسار مس - مولیبدن سونگون واقع در شمال غربی کشور متشکل از کانی‌های اصلی مس و مولیبدن، دومین تولیدکننده بزرگ کنسانتره مس در ایران است. این کانسار دارای بیش از ۷۵۰ میلیون تن کانسنگ سولفیدی با عیار ۰/۷۶ درصد مس و تقریباً ۰/۰۱ درصد مولیبدناست.

فلوتاسیون به طور گسترده‌ای برای جداسازی مواد معدنی مختلف مورد استفاده قرار می‌گیرد که بر تفاوت شناور بودن متکی است. فلوتاسیون یکی از مهم‌ترین و گسترده‌ترین روش‌های پرعیارسازی مختلف بوده که مبتنی بر بهره‌برداری از خواص متفاوت مواد معدنی با ارزش و گانگ^۱ است و بر پایه شناور بودن مواد متکی است. این روش مواد معدنی با ارزش را از طریق واکنش‌های فیزیکی و شیمیایی پرعیار می‌کند تا کنسانتره‌های واجد شرایط حاصل شوند. به دلیل پیچیدگی فرآیند، یک مرحله فلوتاسیون واحد برای دستیابی به جداسازی مواد کافی نیست. در نتیجه، مراحل مختلف ترکیب شده در فرآیند فلوتاسیون بکار گرفته شده‌اند [۱-۳]. در مجتمع فرآوری مس سونگون از این روش برای کانه‌آرایی کانسنگ استخراجی استفاده می‌شود. با توجه به اینکه کارخانه فرآوری فعلی سال‌ها قبل طراحی شده و ممکن است در این مدت سنگ معدن تغییراتی داشته باشد و پارامترهای متعددی که در عملکرد این بخش اثر می‌گذارند را باید تغییر داد، به همین دلیل کنترل همه این پارامترها دشوار بوده و این عملیات به این پارامترها حساسیت زیادی را نشان می‌دهد، از این رو کنترل دقیق و پیوسته همه این پارامترها از اهمیت بسزایی برخوردار بوده و برای دستیابی به نتیجه مطلوب در این بخش یکی از موثرترین کارها مدل‌سازی فرآیند فلوتاسیون می‌باشد.

مدل‌سازی فلوتاسیون، بیان ریاضی رابطه بین متغیرهای تاثیرگذار و کارایی متالورژیکی فلوتاسیون است. با استفاده از مدل‌سازی فلوتاسیون، عملکرد متالورژیکی (راندمان و محتوای محصول پرعیار) فرآیند با توجه به تغییر

^۱ Gangue

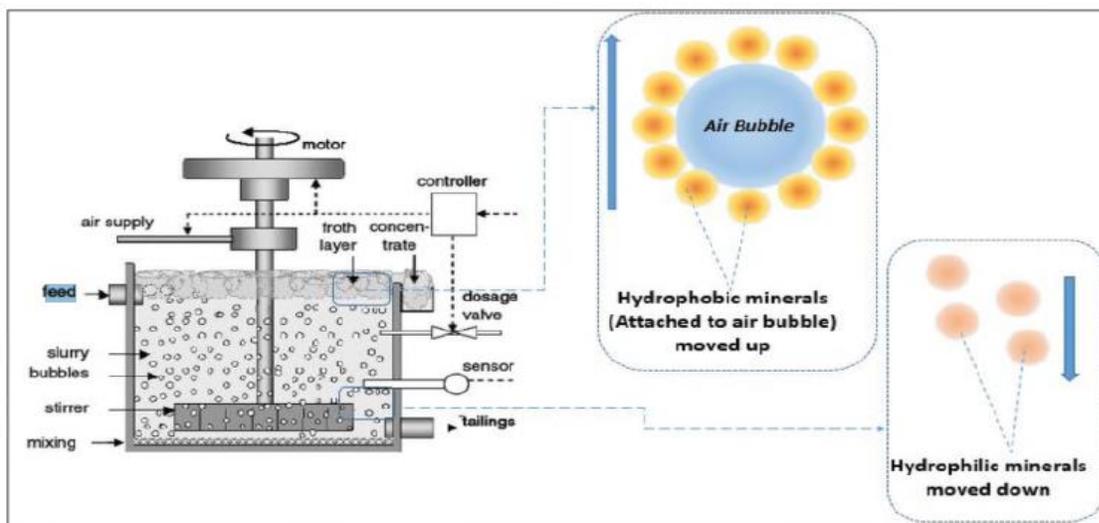
در متغیرها قابل پیش‌بینی است. آگاهی از خصوصیات متالورژیکی محصول در هر فرآیند، به راهنمای سیستم کمک می‌کند تا رویکردهای کنترلی مناسبی را جهت دستیابی به محصولی با خصوصیات متالورژیکی مطلوب اتخاذ نمایند [۴]. بر این اساس مقدار مواد شیمیایی مصرفی و دیگر موارد عملیاتی را می‌توان به بهترین شکل ممکن تعیین کرد تا بیشترین بازیابی و عیار را بتوان از خوراک گرفته و به محصول نهایی تبدیل کرد.

۱-۲ مبانی فلوتاسیون

در سال ۱۸۹۷، اولین فرآیند فلوتاسیون تجاری صنعتی در معدن گلاس‌دیر^۲ توسط برادران المور^۳ برای مواد معدنی سولفیدی ایجاد شد [۵]. از آن زمان، فرآیند فلوتاسیون کف به یکی از روش‌های انتخابی استفاده تبدیل شده است که در فرآیندهای جداسازی موادمعدنی مورد استفاده قرار می‌گیرد. از فلوتاسیون کف به طور گسترده‌ای برای غنی‌سازی موادمعدنی سولفیدی (به عنوان مثال: گالن، کالکوپیریت، اسفالریت، مولیبدنیت و پنتلندیت) و همچنین غیرسولفیدی‌ها مانند موادمعدنی فسفات، سنگ معدن آهن و زغال‌سنگ‌ریز استفاده می‌شود [۶-۸]. فلوتاسیون کف از اختلاف قابلیت ترشوندگی موادمعدنی در یک سیستم سه فاز متشکل از جامدات، هوا و آب استفاده می‌کند [۹]. در این فرآیند، ذرات آبران به حباب‌های هوا متصل شده و تشکیل کف می‌دهند، که اساساً توده‌های جامد حاوی آب است. موادمعدنی آبدوست به عنوان مواد زائد یا باطله‌های فلوتاسیون در پالپ باقی می‌مانند [۱۰، ۱۱]. (شکل ۱-۱) مفهوم فرآیند فلوتاسیون را نشان می‌دهد [۱۲].

^۲ Glasdir

^۳ Elmore



شکل ۱-۱: شماتیک فرآیند فلوتاسیون [۱۲]

در هر سیستم فلوتاسیون سه مولفه مربوط به هم وجود دارد، که همه آن‌ها بر کارایی فرآیند فلوتاسیون تاثیر می‌گذارند (شکل ۱-۲) [۱۳]. اولین جز مکانیکی است، که شامل طراحی سلولی، سرعت همزن و سرعت جریان هوا می‌باشد. مورد دوم شیمیایی است که شامل واکنش دهنده‌های فلوتاسیون مانند کلکتورها، کف‌سازها، مواد بازداشت‌کننده و همچنین pH پالپ فلوتاسیون است. سومین مرحله عملیاتی است که شامل سرعت جریان خوراک، اندازه ذرات خوراک فلوتاسیون و زمان فلوتاسیون می‌باشد [۱۰، ۱۴].



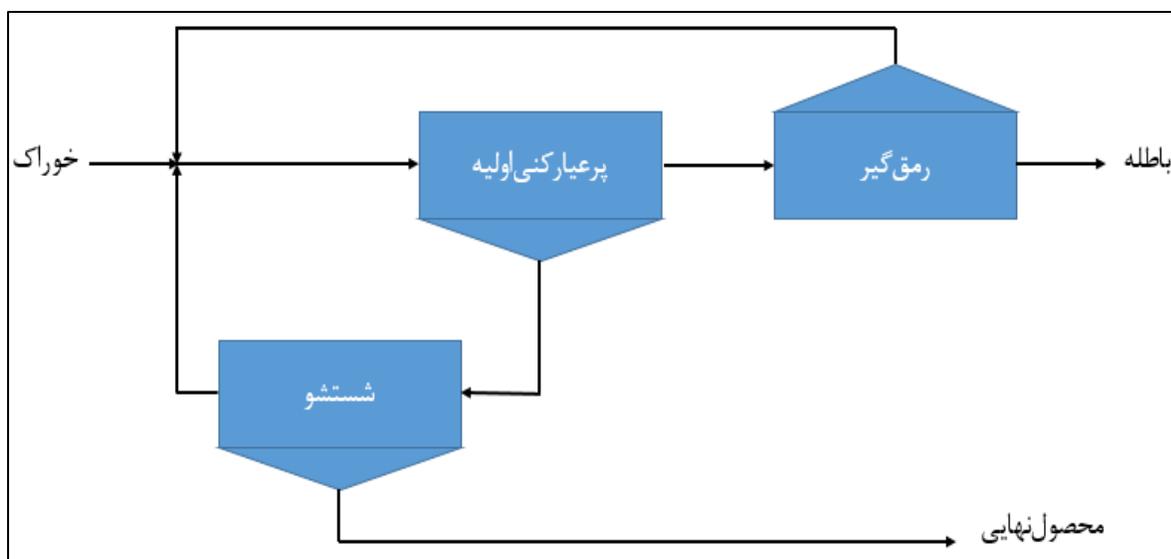
شکل ۱-۲: متغیرهای مختلف در روند فلوتاسیون [۱۳]

برای به حداکثر رساندن کارایی فلوتاسیون (بازیابی و عیار) یک ماده معدنی خاص، فرآیند فلوتاسیون معمولاً در مراحل مختلف انجام می‌شود [۱۵]. همانطور که در شکل ۳-۱ نشان داده شده است، اولین مرحله به نام مرحله پرعیاکنی اولیه^۴ است که محصولی با اندازه ذرات درشت تولید می‌کند و بیشتر ماده معدنی با ارزش را به مرحله بعدی یعنی مرحله شستشو^۵ می‌برد. مرحله شستشو با هدف تولید حداکثر عیار کنسانتره است. مرحله نهایی، مرحله رمق‌گیر^۶، برای بازیابی مواد معدنی ارزشمندی که در طول مرحله اول پرعیارکنی جمع نشده‌اند، اعمال می‌شود [۶، ۱۶، ۱۷].

^۴ Rougher

^۵ Cleaner

^۶ Scavenger



شکل ۱-۳: فلوشیت ساده یک مدار فلوتاسیون معمولی [۱۳]

۳-۱ معرفی مجتمع مس سونگون

معدن مس سونگون در ۳۰ کیلومتری شمال شهرستان ورزقان در استان آذربایجان شرقی قرار دارد. این معدن دومین معدن بزرگ ایران با ذخیره قطعی ۷۹۶ میلیون تن کانسنگ مس محسوب می‌شود [۱۸].

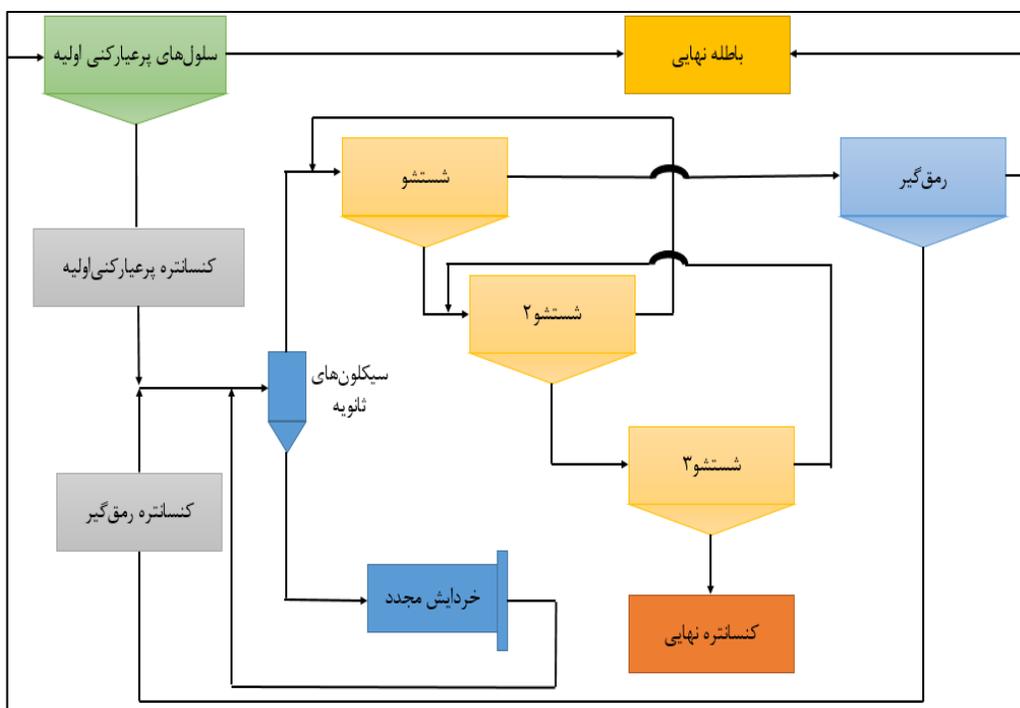
۱-۳-۱ کارخانه تغلیظ مس سونگون

کارخانه تغلیظ این مجتمع در دو فاز با ظرفیت تولید سالانه ۳۰۰ هزار تن کنسانتره مس با عیار ۳۰ درصد و عیار مولیبدن ۰/۲ درصد احداث شده است که پس از تغلیظ مس، کنسانتره حاصل وارد کارخانه مولیبدن شده و سپس فلوتاسیون تفریقی مس مولیبدن انجام می‌شود. طی این فرآیند، مس بازداشت شده و کانی مولیبدنیت شناور می‌شود. عیار مولیبدن در طی این فرآیند به ۵۲ درصد می‌رسد [۱۹].

۱-۱-۳-۱ مدار فلوتاسیون کارخانه تغلیظ فاز دو مس سونگون

مدار فلوتاسیون کارخانه تغلیظ فاز دو مس سونگون همانگونه که در شکل ۴-۱ نشان داده شده است، از یک خط، که دارای دو ردیف موازی پنج سلولی پرعیارکنی اولیه، یک ردیف رمق‌گیر چهار سلولی، یک ردیف

شستشوی ۱ چهار سلولی، یک ردیف سه سلولی شستشوی ۲ و یک ردیف دو سلولی شستشوی ۳ تشکیل شده است. خوراک به صورت پالپ وارد سلول‌های پرعیارکنی اولیه می‌شود، کنسانتره پرعیارکنی اولیه به همراه کنسانتره مرحله رمق‌گیر وارد یک مرحله بسته دانه‌بندی و خردایش ثانویه می‌شوند، سرریز هیدروسیکلون ثانویه با باطله مرحله شستشوی ۲ خوراک مرحله شستشوی ۱ را تشکیل می‌دهند، و باطله آن نیز همراه باطله مرحله رمق‌گیر باطله نهایی را تشکیل داده و از مدار خارج شده و به تیکر باطله پمپ می‌شود. باطله مرحله شستشوی ۱ به عنوان خوراک وارد مرحله رمق‌گیر شده و کنسانتره این مرحله به همراه باطله مرحله شستشوی ۳ خوراک مرحله شستشوی ۲ را تشکیل می‌دهند، محصول شستشوی ۲ به عنوان خوراک وارد مرحله شستشوی ۳ شده و کنسانتره این مرحله به عنوان محصول نهایی از مدار خارج می‌شود. دو هیدروسیکلون کار دانه‌بندی مواد اولیه‌ای که از آسیای نیمه‌خودشکن و آسیای گلوله‌ای وارد مدار می‌شوند را برعهده دارند، مواد شیمیایی مربوط به فلوتاسیون شامل Flomin, Z11 و TC به عنوان کلکتور، A65 و A70 به عنوان کف‌ساز و شیرآهک برای تنظیم مقدار pH به سرریز هیدروسیکلون‌ها اضافه می‌شوند تا به عنوان خوراک وارد مدار فلوتاسیون شده و ته‌ریز آن‌ها برای خردایش دوباره به آسیاهای گلوله‌ای برگردانده می‌شوند. هیدروسیکون‌های اولیه و آسیاهای گلوله‌ای اولیه نیز در یک مسیر بسته کار می‌کنند.



شکل ۱-۴: فلوشیت فاز ۲ کارخانه تغلیظ مجتمع مس سونگون

۴-۱ مدل سازی فلوتاسیون

مدل سازی ریاضی یک روش علمی برای بهبود کارایی فرآیند فلوتاسیون است، و زمانی که یکبار با موفقیت انجام شود، می‌تواند برای ارتقا فرآیند مورد استفاده قرار گیرد؛ حتی اگر تغییرات خاصی در درون آن ایجاد شود. یک لیست کامل از مزایایی که می‌توان به وسیله مدل سازی ریاضی، بهینه‌سازی و شبیه‌سازی فرآیند فلوتاسیون را فراهم کرد شامل موارد زیر است [۲۰]:

- کاهش هزینه‌های تولید.
- کاهش هزینه‌های تحقیق و توسعه و همچنین زمان.
- درک بیشتر از مشکلات فعلی.
- در دسترس بودن سیستم‌های پشتیبانی تصمیم‌گیری برای پرسنل کارخانه.
- بهبود دانش مدیریت.

- توانایی شناسایی و مدیریت بهتر مشکلات پیچیده.
- افزایش انتقال تکنولوژی.
- بهبود در روش‌های ایمنی کارخانجات و شرایط کار.
- توانایی ارائه کارآمدتر محصولات جدید به بازار.
- کاهش ضایعات در توسعه فرآیند.
- بهبود کیفیت محصول.
- کاهش آزمایش‌های بالقوه خطرناک.

مدل‌های فلوتاسیون را می‌توان به طور گسترده به دو دسته طبقه‌بندی کرد: مدل‌های تجربی و پدیدارشناسی

مدل‌های تجربی براساس مشاهدات، اندازه‌گیری‌ها، استنباط و داده‌های شبیه‌سازی شده ساخته شده‌اند. آنها از همبستگی آماری بین متغیرهای وابسته و مستقل بدست می‌آیند. چنین مدل‌هایی معمولاً در بخش‌های فلوتاسیون یا کل کارخانه فلوتاسیون اعمال می‌شوند [۲۱]. با در نظر داشتن ماهیت روش‌های محاسباتی نرم^۷ و تمایل آن‌ها برای تبدیل دانش انسان به شکل ریاضی می‌توان اینگونه استدلال کرد که مدل‌های مبتنی بر روش محاسبه نرم در واقع مدل‌های تجربی هستند. مدل‌های پدیدارشناسی بیشتر به عنوان تعادل احتمالی، جنبشی و جمعیتی طبقه‌بندی می‌شوند. [۲۲].

۱-۴-۱ مدل‌سازی سینتیکی

در مدل‌های سینتیکی، فرآیند فلوتاسیون مشابه یک واکنش شیمیایی در نظر گرفته می‌شود که در آن به جای برخورد و واکنش یون‌ها، برهمکنش بین ذرات کانی و حباب‌های هوا صورت می‌گیرد. ثابت نرخ فلوتاسیون

^۷ soft computing

را می‌توان برای ارزیابی تاثیر مقادیر متغیرها در فلوتاسیون به کار برد. این ثابت را می‌توان با استفاده از ماشین‌های فلوتاسیون آزمایشگاهی و اطلاع از نحوه بزرگ مقیاس کردن داده‌های آزمایشگاهی ناپیوسته، بدست آورد. مهمترین پارامتر در این مدل‌های ثابت سینتیک خوراک فلوتا سیون بوده و تفاوت عمده در انواع مدل‌های سینتیکی، تفاوت در نحوه بیان ثابت سینتیک فلوتاسیون در مدل می‌باشد [۲۳]. با توجه به اینکه پارامترهای مدل‌های سینتیکی، در صنعت قابل اندازه‌گیری می‌باشند با شبیه‌سازی سینتیکی مدار فلوتا سیون، می‌توان ساختار مدار فلوتاسیون را بهینه نمود. در این تحقیق از مدل سینتیکی با ثابت نرخ توزیع شده، استفاده گردید که در آن ذرات بر اساس ثابت نرخ شناورشدگی به چند گونه‌ی مختلف تقسیم و برای هر دسته ثابت نرخ مجزا در نظر گرفته شد. روند مدل‌سازی به این صورت است که با تعیین تعداد گونه‌ها و سهم آن‌ها در خوراک ورودی و تعیین ثابت سینتیکی گونه‌ها، مقدار بازیابی هر گونه در هر ردیف، با توجه به توزیع زمان ماند مواد، بدست می‌آید. بنابراین مهمترین پارامترهایی که در این روش مدل‌سازی مورد نیاز می‌باشد، تعداد و مشخصات گونه‌ها و الگوی اختلاط ردیف‌های فلوتا سیون می‌باشد. اگر خوراک ورودی به مدار بر اساس ثابت نرخ فلوتا سیون (k) به M گونه تقسیم شود و مدار شامل N ردیف سلول باشد، موازنه جرم مربوط به گونه mام، در ردیف سلول iام به صورت رابطه ۱-۱ است [۲۴].

$$\overline{F_i^m} = F_i^m + \sum_{j=1}^N C_j^m c_{ij} + \sum_{j=1}^N T_j^m t_{ij} = C_i^m + T_i^M \quad 1-1$$

در این رابطه:

$\overline{F_i^m}$: کل خوراک ورودی گونه mام به ردیف سلول iام

F_i^m : مقدار گونه mام در خوراک تازه ورودی به ردیف سلول iام

C_j^m : کل کنسانتره خروجی از ردیف سلول jام مربوط به گونه mام

T_j^m : کل باطله خروجی از ردیف سلول j ام مربوط به گونه m ام

یک مجموعه از f_{ij} ، c_{ij} و t_{ij} یک ترکیب از مدار را مشخص می‌کنند. به همین دلیل، به این مجموعه متغیرها پارامترهای ساختاری مدار گفته و مقادیری بین صفر و یک دارند.

عامل غنی‌شدگی (g_i^m) برای گونه m ام در ردیف سلول i ام به صورت رابطه ۲-۱ بیان می‌شود.

$$g_i^m = \frac{C_i^m}{T_i^m} \quad 2-1$$

رابطه ۱-۱ را می‌توان به صورت زیر نیز نوشت:

$$F_i^m = C_i^m + T_i^m - \sum_{j=1}^N C_j^m c_{ij} - \sum_{j=1}^N T_j^m t_{ij} \quad 3-1$$

اگر از دو عبارت مجموع، یک عضو که در آن i و j برابر هستند بیرون آورده شود، رابطه ۳-۱ به صورت زیر در خواهد آمد:

$$F_i^m = C_i^m + T_i^m - C_j^m c_{ij} \sum_{j=1}^N C_j^m c_{ij} - T_j^m t_{ij} \sum_{\substack{j=1 \\ j \neq i}}^N T_j^m t_{ij} \quad 4-1$$

با جایگذاری رابطه ۲-۱ در رابطه ۴-۱ خواهیم داشت:

$$F_i^m = (1 - t_{ii} + g_i^m - g_i^m c_{ii}) T_i^m - \sum_{\substack{j=1 \\ j \neq i}}^N (t_{ij} + g_j^m c_{ij}) T_j^m \quad 5-1$$

برای اینکه حل معادلات موازنه جرم برای مدارهایی با تعداد زیاد ردیف سلولی ساده‌تر باشد می‌توان رابطه ۵-۱ را به صورت ماتریسی نوشت و با استفاده از روابط مربوط به ماتریس‌ها معادلات را حل کرد. شکل ماتریسی رابطه ۵-۱ به صورت رابطه ۶-۱ می‌باشد.

$$[F^m] = [G^m] \times [T^m] \quad 6-1$$

که در آن $[F^m]$ یک بردار $N \times 1$ و $[G^m]$ یک ماتریس $N \times N$ و $[1]$ یک بردار $N \times 1$ است. رابطه ۶-۱ باید برای هر گونه نوشته و حل شود، در نتیجه برای خوراکی که شامل M گونه باشد باید M معادله ماتریسی طبق رابطه ۱ - ۶ نوشته و حل شود.

برای مثال شکل ماتریسی موازنه جرم گونه m ام، برای مداری شامل چهار ردیف سلول به صورت زیر می‌باشد:

$$\begin{bmatrix} F_1^m \\ F_2^m \\ F_3^m \\ F_4^m \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 1 - t_{11} + g_1^m - g_1^m c_{11} & -(t_{12} + g_2^m c_{12}) & -(t_{12} + g_3^m c_{13}) & -(t_{14} + g_4^m c_{14}) \\ -(t_{21} + g_1^m c_{21}) & 1 - t_{22} + g_2^m - g_2^m c_{22} & -(t_{23} + g_3^m c_{23}) & -(t_{24} + g_4^m c_{24}) \\ -(t_{31} + g_1^m c_{31}) & -(t_{32} + g_2^m c_{32}) & 1 - t_{33} + g_3^m - g_3^m c_{33} & -(t_{34} + g_4^m c_{34}) \\ -(t_{41} + g_1^m c_{41}) & -(t_{42} + g_2^m c_{42}) & -(t_{43} + g_3^m c_{43}) & 1 - t_{44} + g_4^m - g_4^m c_{44} \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} T_1^m \\ T_2^m \\ T_3^m \\ T_4^m \end{bmatrix}$$

به طور کلی:

$$G_{ij}^m = \begin{cases} 1 - t_{ij} + g_j^m - g_j^m c_{jj} & : i = j \\ -(t_{ij} + g_j^m c_{ij}) & : i \neq j \end{cases} \quad 7-1$$

باید توجه شود که رابطه ۶-۱ باید با محدودیت‌های زیر حل گردد:

$$c_{oj} + \sum_{i=1}^N c_{ij} = 1 \quad 8-1 \text{ (مجموع کسر جرمی کنسانتره سلول نام برابر ۱ است.)}$$

و

$$t_{oj} + \sum_{i=1}^N t_{ij} = 1 \quad 9-1 \text{ (مجموع کسر جرمی باطله سلول نام برابر ۱ است.)}$$

با حل رابطه ۶-۱ مقدار ماتریس $[1]$ مشخص می‌شود. با مشخص شدن ماتریس $[1]$ ، مقدار کنسانتره و باطله

خروجی از مدار برای هر گونه از روابط ۱۰-۱ و ۱۱-۱ محاسبه می‌شود.

$$C_o = \sum_{m=1}^m \sum_{j=1}^N c_{oj} g_j^m T_j^m \quad 10-1$$

$$T_o = \sum_{m=1}^m \sum_{j=1}^N t_{oj} T_j^m \quad 11-1$$

اگر W^m جزء جرمی ماده بارزش در گونه m ام باشد، مقدار ماده با ارزش در خوراک تازه ورودی به مدار (M_f)

وکنسانتره (M_c) به ترتیب از روابط ۱۲-۱ و ۱۳-۱ بدست می‌آید.

$$M_f = \sum_{m=1}^m \sum_{j=1}^N w^m F_j^m \quad 12-1$$

$$M_c = \sum_{m=1}^m \sum_{j=1}^N w^m c_{0j} g_j^m T_j^m \quad 13-1$$

در نتیجه عیار کنسانتره (G) و بازیابی مدار (R) با استفاده از روابط ۱۴-۱ و ۱۵-۱ می‌تواند محاسبه می‌شود [۲۴].

$$G = \frac{M_c}{C_o} \times 100 \quad 14-1$$

$$R = \frac{M_c}{M_f} \times 100 \quad 15-1$$

غنی‌شدگی با توجه به الگوی اختلاط ردیف سلول تعریف می‌شود. برای مثال اگر ردیف سلول i ام معادل z_i ظرف مخلوط کامل با زمان ماند τ_i و یک ظرف پیستونی با زمان ماند $\tau_{pf,i}$ باشد، مقدار g_i^m به صورت زیر قابل محاسبه است:

میزان از دست رفتن گونه یا هدرروی برابر است با:

$$T_i^m = \frac{e^{-k^m \tau_{pf,i}}}{(1 + k^m \tau_i)^z} F_i^m \quad 16-1$$

رابطه ۲-۱ را می‌توان به صورت زیر نیز نوشت:

$$g_i^m = \frac{F_i^m - T_i^m}{T_i^m} - 1 \quad 17-1$$

با جایگذاری رابطه ۱۶-۱ در رابطه ۱۷-۱ خواهیم داشت:

$$g_i^m = \frac{(1 + k^m \tau_i)^z}{e^{-k^m \tau_{pf.i}}} - 1 \quad ۱۸-۱$$

با استفاده از اطلاعات اولیه مربوط به خوراک و مشخص کردن پارامترهای ساختاری مدار (f_{0i}، c_{ij} و t_{ij}) و الگوی اختلاط در هر ردیف سلول، روال مدل‌سازی مدار فلوتاسیون آغاز می‌شود.

با توجه به رابطه ۱۸-۱ می‌توان مشاهده کرد که مقدار غنی‌شدگی برای هر گونه در یک ردیف به τ_i ، Z_i و $\tau_{pf.i}$ بستگی دارد و با مشخص شدن این عوامل، مقدار g_i برای همه گونه‌ها قابل محاسبه است.

با مشخص کردن مقدار g_i ها و با در نظر گرفتن متغیرهای ساختاری مدار مورد نظر، می‌توان مقادیرها را T محاسبه کرد.

با مشخص کردن مقدار باطله خروجی از هر ردیف سلول، دبی باطله آن ردیف مشخص می‌شود. با توجه به اینکه زمان ماند در هر ردیف سلول به دبی باطله وابسته است، در نتیجه در صورت تفاوت قابل توجه بین دبی باطله حاصل از مدل‌سازی با دبی باطله در زمان تعیین الگوی اختلاط باید مراحل مدل‌سازی با در نظر گرفتن زمان ماند جدید تکرار شود.

اگر τ_i و $\tau_{pf.i}$ زمان ماند مربوط به دبی Q_t باشند که برای شروع مدل‌سازی استفاده شده‌اند و دبی محاسبه شده از مدل‌سازی $Q_{t(model)}$ باشد، زمان ماند های جدید ($\tau'_{pf.i}$ و τ'_i) برای تکرار مدل‌سازی از روابط ۱۶-۱ و ۱۷-۱ قابل محاسبه است.

$$\tau'_{pf.i} = \tau_{pf.i} \times \frac{Q_t}{Q_{t(model)}} \quad ۱۹-۱$$

$$\tau'_i = \tau_i \times \frac{Q_t}{Q_{t(model)}} \quad ۲۰-۱$$

با مشخص شدن زمان ماندهای جدید، مراحل مدل‌سازی تکرار می‌شود تا زمانی که نسبت برابر یک شود.

سپس کارایی متالورژیکی از روابط ۱-۱۰ و ۱-۱۵ محاسبه می‌شود [۲۵].

۱-۴-۲ معرفی نرم‌افزار MODSIM

نرم افزار MODSIM نرم‌افزاری است که به شبیه‌سازی و موازنه جرمی مواد در یک کارخانه فرآوری مواد معدنی می‌پردازد. موازنه جرمی تمامی مواد ورودی از آب و مواد جامد گرفته تا اندازه ذرات، توزیع آن‌ها و ترکیب شیمیایی فازهای جامد را در بر می‌گیرد. این نرم‌افزار این امکان را به ما می‌دهد تا با استفاده از ابزار و آیکون‌های مختلف، هر یک از اجزای یک کارخانه واقعی را در محیط نرم‌افزار به کار گرفته و عملکرد و ورودی و خروجی آن‌ها را کنترل نماییم [۲۶].

۱-۵-۵ تعیین زمان ماند و الگوی اختلاط در مدارها

به طور کلی در هر سیستم که یک واکنش اتفاق می‌افتد الگوی اختلاط مواد و توزیع زمان ماند آن‌ها دارای اهمیت می‌باشد [۲۷]. یک روش مناسب برای اندازه‌گیری توزیع زمان ماند، تزریق ضربه‌ای یک ماده ردیاب در خوراک ورودی به ظرف و اندازه‌گیری تغییرات آن در خروجی در طول زمان می‌باشد [۲۸]. پیوسته بودن عملیات فلوتاسیون باعث می‌شود تا زمان ماند ذرات در سلول‌ها متفاوت باشد. برخی از ذرات زودتر از زمان ماند متوسط از سلول خارج می‌شوند، این امر باعث می‌شود تا امکان بازیابی ذرات با ارزش کمتر شود، از طرفی با افزایش زمان ماند ذرات داخل سلول ظرفیت سلول کاهش می‌یابد و این ذرات جای موادی که آماده فلوته شدن هستند را می‌گیرند. با گذشت زمان و با تغییر میزان خوراک کارخانجات، ایراد پیدا کردن سلول‌های مکانیکی و رسوب مواد، زمان متوسط ماند تغییر می‌کند. برای سلول‌های کارخانه‌ی تغلیظ فاز دو از نمک به عنوان ردیاب استفاده شد.

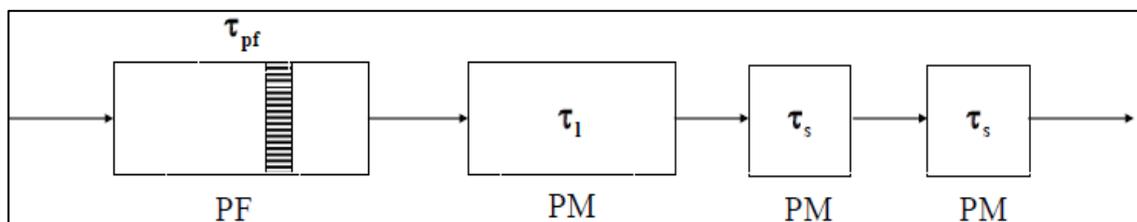
۱-۵-۱ مدل ولر^۸

مدل ولر از یک جریان پیستونی، یک ظرف مخلوط کننده کامل بزرگ و دو مخلوط کننده کامل کوچک استفاده

^۸ Weller

می‌کند، نحوه ترکیب این ظروف و معادله توزیع زمان ماند این مدل در شکل ۵-۱ و معادله ۲۱-۱ آورده شده است. [۲۹]

$$RTD(t) = \left\{ -\frac{t - \tau_{pf}}{\tau_s} \exp\left(\frac{t - \tau_{pf}}{\tau_s}\right) - A \exp\left(\frac{t - \tau_{pf}}{\tau_s}\right) + \left(\frac{t - \tau_{pf}}{\tau_1}\right) \right\} \left(\frac{A}{\tau_1}\right) \quad ۲۱-۱$$



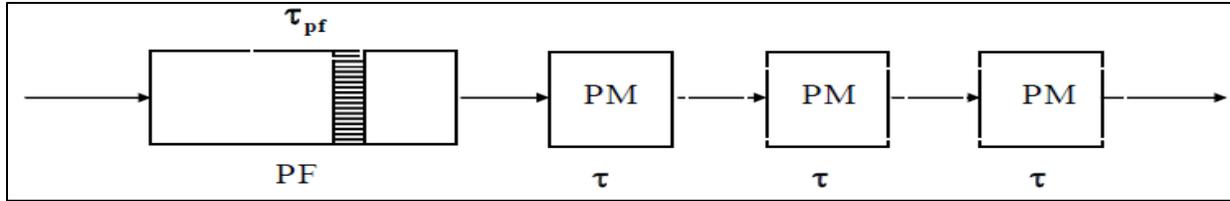
شکل ۵-۱: نحوه ترکیب ظروف واکنش ایده‌آل در مدل ولر

۱-۵-۲ مدل N ظرف کاملاً مخلوط^۹

مدل مخلوط‌کننده کامل از یک ظرف با جریان پیستونی و n ظرف کاملاً مخلوط استفاده می‌کند. نحوه ترکیب این ظروف و معادله توزیع زمان ماند این مدل به در شکل ۶-۱ و معادله ۲۲-۱ آورده شده است [۲۹].

$$RTD(t) = \frac{n^n (t - \tau_{pf})^{n-1} \exp\left(\frac{-n(t - \tau_{pf})}{\tau_\Sigma}\right)}{(\tau_\Sigma)^n (n-1)!}; \tau_\Sigma = n\tau \quad ۲۲-۱$$

^۹ N-Mixer



شکل ۱-۶: نحوه ترکیب ظروف واکنش ایده‌آل در مدل مخلوط کننده کامل

در این روابط:

$$\frac{\tau_l}{\tau_l - \tau_s} = A$$

τ_l : متوسط زمان ماند کاملاً مخلوط بزرگ

τ_s : متوسط زمان ماند کاملاً مخلوط کننده کوچک

τ_{pf} : متوسط زمان ماند پیستونی

۱-۶ ضرورت انجام تحقیق

با توجه به اینکه کارخانه فرآوری فعلی سال‌ها قبل طراحی شده و ممکن است در این مدت سنگ معدن تغییراتی داشته باشد، و با توجه به این تغییرات، رفتار خردایش و فلوتاسیون نیز تغییر می‌یابد. از آنجاییکه فرآیند فلوتاسیون گسترده‌ترین روش در فرآوری کانسارهای سولفیدی مس می‌باشد. پارامترهای متعددی در عملکرد این بخش اثر می‌گذارد، به همین دلیل کنترل همه این پارامترها دشوار بوده و این عملیات به این پارامترها حساسیت زیادی را نشان می‌دهد، از این رو کنترل دقیق و پیوسته همه این پارامترها از اهمیت بسزایی برخوردار بوده و برای دستیابی به نتیجه مطلوب در این بخش یکی از موثرترین کارها مدل‌سازی مدار فلوتاسیون می‌باشد، تا با استفاده از این مدل‌ها بتوان مدار را بهینه‌سازی کرد.

۷-۱ سازماندهی فصل‌ها

این پایان‌نامه مشتمل بر پنج فصل است که در فصل اول، کلیات و تئوری تحقیق آورده شده است. در فصل دوم به بیان خلاصه‌ای از تحقیق‌های مشابه صورت گرفته در زمینه مدل‌سازی و بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون پرداخته شده است. در فصل سوم به شرح مواد و روش انجام تحقیق از جمله نحوه نمونه‌برداری، آماده‌سازی نمونه برای انجام آزمایشها و روش انجام آزمایشها پرداخته شده است. در فصل چهارم نیز شرح و تفسیر اطلاعات حاصل از یافته‌ها و نتایج حاصل از انجام آزمایشها، آورده شده است. نهایتاً در فصل پنجم به نتیجه‌گیری و ارائه پیشنهادهایی برای تغییر در میزان استفاده از مواد شیمیایی در فرآیند و پیشنهاد تحقیقات بعدی پرداخته شده است.

فصل دوم

مروری بر تحقیقات گذشته و مبانی نظری تحقیق

۲-۱ مقدمه

مدل‌سازی فرآیند فلوتاسیون روش‌های مختلفی دارد، هر فرد با توجه به اهداف، امکانات و داده‌هایی که در اختیار دارد از روش‌های مختلفی برای مدل‌سازی پارامترهای مختلف این فرآیند استفاده می‌کند، در این بخش از پایان‌نامه به مروری بر انواع مدل‌سازی‌های انجام گرفته در ایران و خارج از کشور، پرداخته می‌شود.

۲-۲ مروری بر تحقیقات انجام گرفته

ابراموف^{۱۰} و همکاران (۲۰۰۵) اطلاعات معتبری از سطح موادمعدنی مس سولفیدی و اکسیدی، تشکیل ترکیب لایه‌های جذب بر روی سطح موادمعدنی در برخورد با گزنتات یا دیگزونتوزن، تاثیر کلکتور بر جذب موادمعدنی مس، قابلیت فلوته شدن و شرایط بهینه فلوتاسیون و هدر رفت موادمعدنی مس تحت تغییر مقدار pH و افزودنی‌های سولفید سدیم، آهک، سیانید و کمپلکس روی - سیانید را به دست آوردند. معادلات به دست آمده در مقیاس آزمایشگاهی و صنعتی به اثبات رسیده است، که می‌تواند در سیستم‌های کنترل خودکار در کارخانجات و همچنین برای بهبود فرآیندهای فن‌آوری فلوتاسیون انتخابی سنگ معادن مس مورد استفاده قرار گیرد [۳۰].

موروزوف^{۱۱} و همکاران (۲۰۰۶) نشان دادند توسعه سیستم‌های کنترل خودکار فرآیند فلوتاسیون، روش امیدوار کننده‌ای برای افزایش اثربخشی فرآیند تغلیظ سنگ معدن باقی مانده است. طبق برآوردها، ناپایداری و پارامترهای بهینه‌سازی نشده فلوتاسیون، ۳ تا ۶ درصد از تلفات اجزای با ارزش را به خود اختصاص می‌دهند. تثبیت پارامترهای تکنولوژیکی اصلی امکان افزایش اثربخشی فرآیند فلوتاسیون را فراهم می‌آورد. یکی دیگر از راه‌های بهینه‌سازی فرآیند، فراهم آوردن تعیین و حفظ پارامترهای بهینه فرآیند است. دلیل اصلی نوسانات فرآیند فلوتاسیون، مخلوط کردن سنگ معدن با ویژگی‌های مختلف از بخش‌های مختلف یک کانسار است. از دیگر دلایل مهم تغییر در پارامترهای تجهیزات چرخه فن‌آوری و همچنین خواص مواد شیمیایی به کار رفته می‌باشد. در این

^{۱۰} Abramov

^{۱۱} V. Morozov

شرایط استفاده از مدل‌های ریاضی مختلف امکان کنترل فرآیند را از طریق عمل بر روی پارامترهای ورودی فرآیند با رسیدن دقیق‌تر مقادیر مورد نیاز پارامترهای خروجی فراهم نمی‌کند. استفاده از مدل‌های فلوتاسیون برای حل مسائل انتخاب و بهینه‌سازی سیستم‌های کنترل خودکار موثرتر است [۳۱].

مالدونادو^{۱۲} و همکاران (۲۰۰۷) بر کنترل بهینه فرآیند فلوتاسیون رافر بر اساس برنامه‌نویسی پویا پرداختند، حتی افزایش جزئی در مقدار بازیابی تاثیر مهمی در اقتصاد دارد، برای اینکار از تکنیک برنامه‌نویسی پویا برای بهینه کردن هر بانک مدار فلوتاسیون با استفاده از داده‌های نمونه‌گیری شده از یک کارخانه مواد معدنی فرآوری در شیلی استفاده کردند، هدف اینکار به حداقل رساندن عیار باطله مس در هر بانک با توجه به عیار کنسانتره مس بود. نتایج شبیه‌سازی، با در نظر گرفتن سناریوهای مختلف عملیاتی، مطابقت مناسبی بین استراتژی بهینه‌سازی پیشنهادی و روش‌های عملیاتی واقعی در کارخانه فلوتاسیون رافر مورد مطالعه نشان داد [۳۲].

وظیفه و همکاران (۲۰۱۰) با استفاده از روش RSM سه پارامتر کنترلی مقدار فعال‌کننده، کلکتور و pH را در پنج سطح مختلف برای سنگ معدن اسفالریت حاوی سرب و روی به ترتیب با عیار ۳ و ۱ درصد بهینه کردند، در نتیجه میزان بازیابی و کارایی جدایش برای ماده معدنی روی به ترتیب ۹ و ۵ درصد افزایش یافت، این مطالعه نشان داد که روش RSM را می‌توان برای مدل‌سازی فرآیند فلوتاسیون و یافتن حالت بهینه کارایی جدایش و مقدار مصرف مواد شیمیایی استفاده کرد [۳۳].

کریمی و همکاران (۲۰۱۱) از روش‌های سطح پاسخ مرکزی RSM و طرح مرکب مرکزی (CCD) برای مدل‌سازی و بهینه‌سازی تاثیر ۳ متغیر عملیاتی (زمان خردایش، غلظت سیانور سدیم و pH) بر بازیابی طلا و نقره در یک فرآیند سیانوراسیون استفاده کردند. تعداد ۲۰ آزمایش مبتنی بر طرح مرکب مرکزی طراحی کردند. حالت بهینه برای بازیابی طلا را به ترتیب ۴۱/۸۹ دقیقه، ۳۶۶۵/۲۸ ppm و ۹/۳۲ و برای نقره ۴۴/۳۹ دقیقه، ۴۵۱۱/۳۴ ppm و ۱۲/۶۶۸ به دست آوردند، و بازیابی بهینه برای طلا ۹۶/۲۳ درصد و برای نقره ۶۵/۶۲ درصد بود که مقدار

^{۱۲} Maldonado

پیش‌بینی شده با مقدار آزمایشگاهی مطابقت خوبی داشته و ضریب همبستگی آن‌ها به ترتیب ۰/۹۱ و ۰/۹۴ بوده است [۳۴].

سروانی و همکاران (۲۰۱۴) یک مدل فازی برای شبیه‌سازی رابطه بین شرایط فرآیند (برای مثال سرعت گاز، درصد جامد پالپ، مقدار و نوع کف‌ساز) و عملکرد متالورژی یک سلول فلوتاسیون ستونی صنعتی در یک کارخانه تغلیظ مس در ایران توسعه دادند. سپس یک سیستم کنترل هوشمند مبتنی بر مدل برای کنترل عملکرد فرآیند در سطح مطلوب با استفاده از قوانین منطق فازی طراحی کردند. نتایج شبیه‌سازی نشان داد که کنترل‌کننده توسعه‌یافته قادر به حفظ عملکرد فرآیند در سطح هدف خود در یک زمان معقول است [۳۵].

جی یاناتوس^{۱۳} و همکاران (۲۰۱۵) در تحقیقی اندازه‌گیری و مدل‌سازی توزیع زمان ماند (RTD) را در ستون‌های فلوتاسیون صنعتی چندین کارخانه که دارای هندسه‌های مختلف بودند را با استفاده از ردیاب‌های رادیواکتیو و نمک اندازه‌گیری کردند. برای نمونه‌برداری از مایعات و مواد جامد شناور و غیرشناور استفاده شد. زمان ماند تجربی در چندین ساختار مدل از جمله: مخلوط‌کننده کامل، پراکندگی محوری، مخازن بزرگ و کوچک به صورت سری و دو مخلوط‌کننده کامل موازی محاسبه شد. مشاهده شد که جریان اختلاط در ستون‌های فلوتاسیون را نمی‌توان با یک ساختار مدل واحد توصیف کرد و همچنین نمی‌تواند مربوط به شکل‌های مقطع یا اندازه ستون‌ها باشد. با این حال، LSTS و همچنین دو مدل مخلوط‌کننده کامل موازی در مقایسه با سایر سازه‌ها به طرز چشمگیری انعطاف‌پذیر بودند. اندازه‌گیری RTD همچنین باعث می‌شود توزیع نامتوازن جریان در مقیاس صنعتی قابل تشخیص باشد [۲۸].

عزیزی (۲۰۱۷) شاخص انتخاب و ثابت‌های سرعت فلوتاسیون مس و آهن را براساس مدل سینتیکی آگر بر روی سنگ معدن مس پروفیری سرچشمه در مرحله رافر با تعدادی از تست‌های فلوتاسیون بررسی کرد. نتایج نشان دادند، با افزایش مقدار pH، درصد جامد و مقدار کلکتور انتخابیت بین مس و آهن به ترتیب ترکیب Z11 و

^{۱۳} Yianatos, J

MBTs بیشتر از فلومین و ترکیب فلومین با MBTs بیشتر از Z11 در فلوتاسیون می‌شود. همچنین بهترین نتایج برای سینتیک فلوتاسیون در pH ۱۱/۵، درصد جامد ۲۸ و مقدار کلکتور ۴۰ گرم در تن (۱۵ گرم در تن سدیم ایزوپروپیل گزانتات و ۲۵ گرم در تن مرکاپتو بنزوتیازول) به دست آمدند. مقدار شاخص انتخاب بهینه در شرایط مطلوب ۵/۱۲ تعیین شد [۳۶].

حسن‌زاده و کاراکاس (۲۰۱۷) یکسری آزمایش فلوتاسیون به منظور ارزیابی رفتار سینتیک مواد معدنی کالکوپریت و پریت انجام دادند. ثابت سینتیک برای کالکوپریت و پریت را زمانی که تست را با ۱۵ گرم برتن Z11، ۲۵ گرم برتن F7240، ۱۵ گرم برتن MIBC و ۱۵ گرم برتن F742 انجام دادند به ترتیب ۰/۸۴۶ و ۰/۱۲۲ min^{-1} به دست آوردند [۳۷].

سلمانی‌نوری و همکاران (الف) (۲۰۱۷) نگرش جدیدی برای بهینه‌سازی کارایی جدایش (SE) و شاخص انتخاب (SI) در یک فرآیند فلوتاسیون توسط شبکه‌های عصبی مصنوعی ترکیبی (ANN) و الگوریتم ژنتیک (GA) ارائه دادند، مقدار واکنشگرهای شیمیایی (کلکتور، کفساز و گازوئیل)، pH، درصد جامد، مقدار خوراک ورودی، عیار مس، مولیبدن و آهن در خوراک فلوتاسیون به عنوان پارامترهای ورودی، کارایی جدایش مس، شاخص انتخاب آهن و مولیبدن به عنوان خروجی انتخاب شدند. چند لایه NN با الگوریتم پس‌انتشار (BP) با استفاده از الگوریتم استاندارد بیزین که داده‌ها تنظیم شدند، با استفاده از روش GA-ANN ترکیبی منجر به بهبود قابل توجه در سازگاری GA شد، که کارایی جدایش مس برابر ۸۸ و شاخص انتخاب آهن و مولیبدن به ترتیب ۱۲/۸۵ و ۴/۴۷ به دست آمدند. بهترین سازگاری GA به دست آمده، پس از ۱۰ تولید با میانگین تولید ۲/۲۳ به دست آمد [۳۸].

سلمانی‌نوری و همکاران (ب) (۲۰۱۷) از شبکه عصبی مصنوعی برای پیش‌بینی شاخص‌های فلوتاسیون سنگ مس از کارایی جدایش (SE) و شاخص انتخاب (SI) در شرایط مختلف عملیاتی استفاده کردند. هدف پیش‌بینی SE_{Cu} و SI_{Fe} و SI_{Mo} به عنوان تابعی از مقدار واکنشگرهای شیمیایی (کلکتور، کفساز و تنظیم‌کننده)، میزان خوراک، درصد جامد و عیار خوراک Cu، Fe و Mo بود، یک شبکه عصبی انتشار سه لایه با ساختار ۱۰-۱۰-۹-۱۰-

۳ انتخاب کرده و از تنظیم قاعده‌بندی بیزی به عنوان یک عملکرد آموزشی استفاده کردند. مزیت این الگوریتم به حداقل رساندن وزن‌ها و ترکیبات خطی خطاهای مربع تولید شبکه مناسب است. در مراحل آموزش و آزمایش، ضریب همبستگی کاملاً رضایت‌بخش برای سه خروجی آموزش و ۰/۹۳، ۰/۹ و ۰/۸۸ برای خروجی آزمایش بدست آوردند. نتایج نشان داد که می‌توان از مدل‌های رویکرد پیشنهادی برای تعیین مناسب‌ترین شرایط صنعتی برای SE و SI مورد انتظار در فرآیند فلوتاسیون استفاده کرد [۳۹].

هایو یان^{۱۴} و همکاران (۲۰۱۸) از روش‌های شبکه‌های عصبی^{۱۵}، حداقل مربعات جزئی^{۱۶}، تطبیقی حداقل مربعات جزئی^{۱۷}، روزنه تطبیقی حداقل مربعات جزئی^{۱۸} و حداقل مربعات جزئی یاد شده^{۱۹} برای مدل‌سازی تخمین عیار کنسانتره مس در فرآیند فلوتاسیون استفاده کردند، نتایج پیش‌بینی و خطاهای آزمون این مدل‌سازی‌ها با استفاده از اندازه‌گیری عیار مس با استفاده از X-ray مقایسه و تحلیل شدند. نتایج نشان داد که روش روزنه تطبیقی حداقل مربعات جزئی دقیق‌ترین روش برای پیش‌بینی عیار کنسانتره مس و هدایت عملیات می‌باشد [۴۰].

لوئیس آ. سیسترناسا^{۲۰} و همکاران (۲۰۱۸) بررسی و تحلیل کاربردی برای حل مشکلات طراحی فلوتاسیون ارائه دادند. به طور خاص، از الگوریتم‌های فوق ساخت، مدل‌های ریاضی و بهینه‌سازی استفاده کردند. همچنین اثر عدم قطعیت‌های معرفتی و تصادفی بحث کردند، آنها نتیجه گرفتند همانطور که این تکنیک‌ها در عمل مورد استفاده قرار نمی‌گیرند، شکاف‌ها برای پیاده‌سازی مشخص شده و دانش جدید تولید شده با استفاده از این نوع تکنیک‌ها برجسته می‌شود [۴۱].

^{۱۴} Yan, H

^{۱۵} BPNN

^{۱۶} PLS

^{۱۷} adaptive-PLS

^{۱۸} adaptive-PLS-window

^{۱۹} JIT- PLS

^{۲۰} Cisternas, L.A

آکوستا فلور^{۲۱} و همکاران (۲۰۱۸) یک روش برای طراحی مدارهای تمرکز مواد معدنی ارائه دادند که بر مشکلات مرتبط با طراحی مدار فلوتاسیون غلبه می‌کند. این روش امکان استفاده از سلول مناسب‌تر یا مدل‌های بانکی و گنجاندن چندین گونه را فراهم می‌کند. این روش براساس دو مرحله است. مرحله اول مجموعه‌ای از ساختارهای بهینه با استفاده از مقادیر گسسته بهبود مرحله را شناسایی می‌کند و چندین مسئله برنامه‌نویسی خطی عدد صحیح مختلط^{۲۲} را حل می‌کند. در مرحله دوم، طراحی بهینه برای هر یک از ساختارهای به دست آمده در مرحله قبل با استفاده از یک مدل مناسب برای بازیابی در هر سلول یا بانک تعیین می‌شود، که منجر به یک مدل برنامه‌ریزی غیرخطی عدد صحیح مختلط^{۲۳} می‌شود. طراحی یک کارخانه تغلیظ مس با هشت گونه و طراحی کارخانه تغلیظ روی با سه گونه و پنج جز اندازه توسط گونه‌ها برای تایید روش پیشنهادی مورد استفاده قرار گرفت [۴۲].

رنجبرافقی و همکاران (۲۰۱۸) شبیه‌سازی مدار آسیای خود شکن چغارت و بررسی امکان افزودن گلوله به این آسیا با استفاده از نرم‌افزار JKSimMet را انجام دادند. بدین منظور از جریان‌های ورودی و خروجی به آسیای خود شکن نمونه‌گیری شده و آزمایش‌های خردایش جهت خصوصیت سنجی بار اولیه انجام دادند. با استفاده از نتایج این شبیه‌سازی، پیشبینی کردند که ظرفیت این مدار، با افزودن گلوله‌های ۱۰۰ میلیمتری به میزان ۵ و ۱۰ در صد حجمی آسیا، به ترتیب حدود ۳ و ۷ در صد افزایش یافت. افزودن ۲/۵ در صد حجمی گلوله در شرایط نسبتاً مشابه منجر به افزایش ظرفیت به میزان حدود ۸ درصد و افزایش ابعاد محصول به میزان حدود ۹۰ میکرون گردید، در حالی که توان مصرفی نیز حالت پایداری داشت [۴۳].

بهرامی و همکاران (۲۰۱۹) در مطالعه دیگری اثرات متغیرهای عملیاتی بر عیار کنسانتره، بازیابی، کارایی جدایش و پارامترهای سینتیکی فرآیند فلوتاسیون مس را مورد بررسی قرار دادند. برای این منظور، اثرات مقدار

^{۲۱} Acosta-Flores, R

^{۲۲} MILP

^{۲۳} MINLP

درصد جامد پالپ، مقدار کلکتور و کفساز، زمان آماده‌سازی و جمع‌آوری کنسانتره با استفاده از طرح آزمایشی تاگوچی مورد مطالعه قرار گرفت. نتایج تجزیه و تحلیل‌های آماری نشان داد که زمان جمع‌آوری کنسانتره و چگالی پالپ مهم‌ترین پارامترهای تاثیرگذار بر عیار کنسانتره هستند. با در نظر گرفتن بازیابی مس، زمان جمع‌آوری کنسانتره، مقدار کلکتور و چگالی پالپ مهم‌ترین متغیرها بودند که به ترتیب از اهمیتشان کاسته می‌شود. کارایی جدایش عمدتاً تحت تاثیر زمان جمع‌آوری کنسانتره بود. علاوه بر این، مطالعات سینتیکی نشان داد که مدل توزیع یکنواخت مرتبه دوم کاملاً با داده‌های آزمایشگاهی فلوتاسیون مطابقت داشته و بیش‌ترین ثابت سینتیکی s^{-1} ۰/۰۷۵۶ از آزمایش به دست آمد که به ترتیب با ۳۵ درصد مواد جامد و ۴۰ و ۲۰ گرم بر تن کلکتور و کفساز انجام شد. بیش‌ترین مقدار پیش‌بینی شده بازیابی مس ۹۹/۵۷ درصد به ترتیب از آزمایش در درصد جامد ۳۰ درصد و مقدار کلکتور و کفساز ۴۰ و ۱۵ گرم بر تن بدست آمد [۴۴].

در پیچ^{۲۴} و موناردس^{۲۵} (۲۰۱۹) بر روی بهینه‌سازی پارامترهای فرآیند فلوتاسیون سنگ معدن مس، به منظور بهبود عیار مس در کنسانتره مس و بازیابی متالورژیکی، برای به دست آوردن تناژ نهایی بیشتر مس مناسب در کنسانتره تحقیقاتی انجام دادند. آن‌ها نتیجه گرفتند بهبود بازیابی باعث کاهش کل هزینه کار در واحد می‌شود. علاوه بر این، جنبه‌های مربوط به ماده اولیه وارد شده (عیار و سختی سنگ ورودی) به فرآیند و مفاهیم فنی مختلفی از جمله مدارهای خردایش، فلوتاسیون، غلظت و مقدار مصرف مواد شیمیایی وجود دارد، که این امر به مدیریت و تصمیم‌گیری فرآیند بستگی دارد [۴۵].

اصغری و همکاران (الف) (۲۰۱۹) بر روی پیدا کردن دلایل احتمالی از دست رفتن مس در باطله و ارائه روش‌هایی برای بهبود عملکرد مدار فلوتاسیون مجتمع مس سرچشمه کار کردند. تقریباً ۹۵ درصد ریزش کلی مس در باطله نهایی در مدار رافر اتفاق می‌افتد و یکی از عوامل مهم کاهش بازیابی به علت افزایش نسبت مس

^{۲۴} Derpich

^{۲۵} Monardes

اکسید در خوراک رافر است. نتایج تجزیه و تحلیل نشان داد که بیشترین اتلاف مس سولفید در ذرات درشت (بزرگتر از ۷۴ میکرون) و بالاترین اتلاف مس اکسید در ذرات ریز (کوچکتر از ۹ میکرون) رخ داده است. با انجام آزمایش‌های فلوتاسیون دسته‌ای، نشان دادند که بازیابی نهایی با افزایش مقدار کلکتور (۵۰ گرم بر ثانیه)، افزایش و پس از آن کاهش یافت. افزایش مقدار NaHS به ۸۰۰ گرم در تن منجر به افزایش ۴/۵ درصدی در بازیابی از ۷۹/۳ درصد به ۸۳/۸ درصد با افزایش قابل توجه در عیار شد. همچنین مشاهده شد که کاهش اندازه ذرات درشت (بزرگتر از ۷۴ میکرون) از باطله رافر و سپس فلوتاسیون آن‌ها تاثیر قابل توجهی بر بهبود بازیابی کلی از ۷۹/۳ درصد به ۸۲/۲ درصد دارد [۴۶].

اصغری و همکاران (ب) (۲۰۱۹) تأثیر pH، اندازه ذرات، نوع کلکتور و کف‌ساز و غلظت آن‌ها بر روی پارامترهای سینتیک فلوتاسیون، میزان غنی‌شدگی و بازیابی نهایی مورد بررسی قرار دادند. در این راستا، سه مدل مختلف سینتیک فلوتاسیون مانند مدل کلاسیک، مدل کلیمپل و مدل واکنشگر کاملاً مخلوط برای ارزیابی نتایج فلوتاسیون دسته‌ای استفاده شد. نتایج نشان داد که مدل واکنشگر کاملاً مخلوط بهترین تناسب را با داده‌های آزمایشی دارد. در مرحله دوم، تغییرات ثابت سرعت فلوتاسیون و بازیابی نهایی با توجه به اندازه ذرات و شرایط شیمیایی بررسی می‌شود. مشخص شد که ثابت بودن سرعت و بازیابی نهایی به شدت به pH و انواع کلکتور و میزان مصرف و دوز آن‌ها بستگی دارد [۴۷].

اسدی و همکاران (۲۰۱۹) برای فلوتاسیون متوالی مس اکسیدی مالاکیت با عیار ۳/۱ درصد مس، با استفاده از روش طرح مرکب مرکزی (CCD) برای طراحی آزمایش‌ها، شرایط عملیاتی بهینه را در $pH=9/72$ با استفاده از سلیکات سدیم، سولفید سدیم و آمیل گزنات پتاسیم با زمان آماده‌سازی ۵ دقیقه برای هر کدام به دست آوردند. عیار و بازیابی در مرحله رافر به ترتیب ۹/۲۹ و ۸۱/۱۵ درصد و در مرحله کلینر عیار مس ۲۴ درصد و بازیابی دو مرحله را ۷۴ به دست آمد [۴۸].

جی یاناتوس^{۲۶} و همکاران (۲۰۲۰) توسعه مدل فلوتاسیونی مبتنی بر داده‌های صنعتی از سلول‌های فلوتاسیون مدرن و بزرگ (تا ۳۰۰ مترمکعب) توسعه دادند و با استفاده از داده‌های صنعتی از کارخانه‌های مختلف فلوتاسیون، یک مدل کلی با توجه به عملکرد متالورژی، توزیع زمان ماند و شرایط عملیاتی و هیدرودینامیکی ایجاد کردند. این مدل رفتار را در یک سلول فلوتاسیون به طور جداگانه در نظر می‌گیرد. بازیابی کل کانی‌ها با فلوتاسیون محاسبه شد، و خصوصیات خوراک مواد معدنی با توجه به اندازه ذرات و کلاس‌های آزادسازی امکان ارزیابی عملکرد متالورژی در امتداد سلول فلوتاسیون را فراهم کرد. در این مقاله یک روش جدید برای مدل‌سازی مدار فلوتاسیون و شبیه‌سازی ارائه شده که با تغییر طراحی سلول و همچنین پتانسیل بهینه‌سازی مدار، چالش‌های بهبود رفتار کف را مورد بررسی قرار گرفت [۴۹].

یو لیانگا^{۲۷} و همکاران (۲۰۲۰) بهینه‌سازی قوی توزیع فازی را برای تنظیمات مدار فلوتاسیون برای یافتن تنظیمات مدار فلوتاسیون بهینه بر اساس مشخصات توزیع عملکرد اقتصادی پیشنهاد دادند، و نشان دادند می‌توان بهترین و بدترین توزیع‌ها را با تئوری عدم قطعیت شناسایی کرد. عدم قطعیت‌های در نظر گرفته شده در اینجا شامل جریان خوراک، قیمت مس و پارامترهای مدل است که به عنوان اعداد فازی تعریف شده‌اند. بهینه‌سازی فرآیند بر اساس عدم قطعیت‌ها به فرمول‌بندی قطعی معادل با مقادیر مورد انتظار فازی تبدیل کرده و راه‌حل‌های بهینه پارتو توسط الگوریتم ژنتیک مرتب‌سازی مغلوب بدست آوردند. همچنین آن‌ها اظهار داشتند در نظر گرفتن آن‌تروپی فازی در این واقعیت نهفته است که هدف طراحان دستیابی به توزیع سود بهتر تحت عدم قطعیت کمتر سیستم است. روش پیشنهادی از تقسیم پارامترهای نامشخص به تعداد محدودی از سناریوها در روش برنامه‌نویسی تصادفی جلوگیری می‌کند و می‌تواند طرح‌های بهینه‌تری به دست آورد. نتایج نشان داد که ترکیبی از این روش‌ها می‌تواند طرح‌های فلوتاسیون بهتری را با استفاده از پروفایل‌های توزیع سود تحت عدم قطعیت تصادفی و وابسته

^{۲۶} Yianatos, J

^{۲۷} Liang, Y

فراهم کند که در مطالعات موجود نادر است [۵۰].

گویچوان یه^{۲۸} و همکاران (۲۰۲۰) رابطه بین عملکردهای پاسخ (درصد خاکستر و شاخص تکمیل‌کننده فلوتاسیون [FPI]) و متغیرها (مقدار کلکتور، مقدار کف‌ساز و سرعت هم‌زدن) بررسی کرده، و از طرح آزمایشی Box-Behnken و روش سطح پاسخ برای مدل‌سازی تأثیر برخی از متغیرها بر عملکرد فلوتاسیون زغال‌سنگ استفاده کردند. آن‌ها آزمایش‌هایی را با در نظر گرفتن مقادیر کلکتور، کف‌ساز و سرعت هم‌زدن به عنوان متغیرها توسط یک ماشین فلوتاسیون آزمایشگاهی طراحی و اجرا کردند. درصد خاکستر و FPI به عنوان پاسخ فرآیند تعریف شدند، نتایج آزمون نشان داد که هم مدل‌های به دست آمده برای درصد خاکستر و هم FPI از نظر آماری معنی‌دار بوده و مقادیر پیش‌بینی‌شده با مقادیر آزمایشی مطابقت خوبی دارند (مقدار R^2 برای درصد خاکستر ۰/۸۷۳۳ و برای FPI برابر با ۰/۹۹۳۹ است). همچنین آن‌ها اثرات متغیرها را در درصد خاکستر و FPI مورد بحث قرار داده و آزمایش‌های راستی‌آزمایی در شرایط مطلوب پیشنهادی توسط مدل‌ها برای تعیین اعتبار مدل‌های پیش‌بینی شده انجام دادند. نتایج نشان داد که مقدار کلکتور نقش مهمی در درصد خاکستر داشته، اما FPI بیشتر به سرعت هم‌زدن بستگی دارد. همچنین نتیجه گرفتند حداکثر FPI در سطح مطلوب ۱۲/۵ درصد خاکستر، می‌تواند ۳۹/۷۵ درصد باشد، که مقادیر کلکتور، کف‌ساز و سرعت هم‌زدن به ترتیب ۱/۰۲ و ۰/۰۶ کیلوگرم بر تن و ۱۷۵۴ دور در دقیقه باشد. بر اساس نتایج مدل‌سازی، آزمایش اکتشافی را برای افزایش بیشتر عملکرد فلوتاسیون با استفاده از فرآیند پیش‌خیز انجام دادند. نتایج نشان داد که FPI با استفاده از فرآیند تجدید نظر ۱/۶۶ درصد افزایش یافته است [۵۱].

قدرتی و همکاران (۲۰۲۰) تأثیر عوامل اصلی و موثر بر فلوتاسیون مس با استفاده از روش سطح پاسخ در نرم‌افزار Design Expert مورد بررسی قرار دادند و مقدار بهینه ترکیبات را مشخص کردند که دوزهای معرف بهینه ۵ گرم در تن Z11، ۳۴ گرم در تن C4132، ۵ گرم در تن A3477، ۱۵ گرم در تن AF65 و ۸ گرم در تن MIBC

^{۲۸} Ye, G

یافت شدند. حداکثر بازیابی ۹۱/۴ درصد و عیار ۸/۱۳ درصد در شرایط بهینه بدست آمدند که در مقایسه با حالت عادی بازیابی مس و عیار با استفاده از افزودن مرحله بهینه از معرفها به ترتیب حدود ۲ و ۱/۸ درصد بهبود یافت [۵۲].

خلاصه ای از مروری بر تحقیقات پیشین

سال	نویسنده	پارامترهای مورد بررسی
۱۹۹۷	F.A. Cubillis	شناسایی و بهینه‌سازی کنترل یک مدار شناور سخت‌تر با استفاده از مدل عصبی هیبرید مناسب
۲۰۰۹	Maldonado	استفاده بالقوه از مدل پیش‌بینی کنترلی برای بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون ستونی
۲۰۱۱	B. Bag	بهینه‌سازی هندسی کلکتورهای گزینتات با یون‌های مس و پاسخ آنها به فلوتاسیون
۲۰۱۲	F. Nakhaei	بازیابی و پیش‌بینی دقیق عیار کنسانتره فلوتاسیون ستونی پایلوت: شبکه عصبی و تکنیک‌های آماری
۲۰۱۴	معظمی	بهینه‌سازی غلظت مواد شیمیایی مصرفی در فلوتاسیون کانسنگ مس میدوک با استفاده از طراحی آماری
۲۰۱۴	رحمتی	مدل‌سازی فلوتاسیون گالن مجتمع ایرانکوه متناسب با مواد شیمیایی مصرفی
۲۰۱۵	Jovanovic	تکنیک‌های کنترل پیشرفته برای کارخانه‌های فلوتاسیون با استفاده از سلول‌های فلوتاسیون مکانیکی
۲۰۱۵	Jovanovic	مدل‌سازی فرآیندهای فلوتاسیون مبتنی بر محاسبات نرم
۲۰۱۵	Azizi	بررسی مدل‌های سینتیک فلوتاسیون مرتبه اول برای سنگ مس سولفید معدن سرچشمه
2015	Jovanovic	مدل‌سازی فرآیندهای فلوتاسیون توسط روش‌های کلاسیک ریاضی
۲۰۱۷	قاسمی	بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون سرب اکسیدی کارخانه سرمک با روش

سطح پاسخ		
بهینه‌سازی عیار و راندمان مس سولفوری کارخانه تغلیظ مس سونگون در مرحله رافر (فلوتاسیون)	اسماعیلی	۲۰۱۸
بررسی عملکرد مدار فلوتاسیون کارخانه تغلیظ (فاز یک) مجتمع مس سونگون	طهماسبی	۲۰۱۹
بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون رافر سنگ معدن مس	Derpich	۲۰۱۹
بهبود در جدایش انتخابی با استفاده از فراصوت در مرحله رافر و ری کلینر در فلوتاسیون مس	Hassanzadeh	۲۰۲۰
بهینه‌سازی پارامتری عملکرد فلوتاسیون رافر از سنگ معدن مس سولفیده مخلوط	Azizi	۲۰۲۰
استفاده از شبکه‌های عصبی در ترکیب با الگوریتم تکاملی برای حل کردن فرآیند فلوتاسیون مس	Jamróz	۲۰۲۰

فصل سوم

مواد و روش تحقیق

۳-۱ مقدمه

همانطور که در فصل اول ضرورت و اهداف تحقیق حاضر بیان شد، ابتدا نمونه‌برداری از خوراک، محصول و باطله تمامی مراحل مدار برای مطالعات کانی‌شناسی، تعیین درصد جامد، کارآیی جدایش، بازیابی و دیگر پارامترهای مورد نیاز برای مدل‌سازی و نمونه‌برداری دوره‌ای صورت گرفت. نمونه‌برداری دقیق و ایجاد شرایط با خطای کمینه از هر قسمت، مستلزم طراحی و ساخت ابزار نمونه‌برداری مخصوص خود است. در این فصل به مواردی مانند مکان‌های نمونه‌برداری، نحوه آماده‌سازی نمونه و غیره همچنین به توضیح نحوه مدل‌سازی هر یک از روش‌های مدل‌سازی پرداخته شده است.

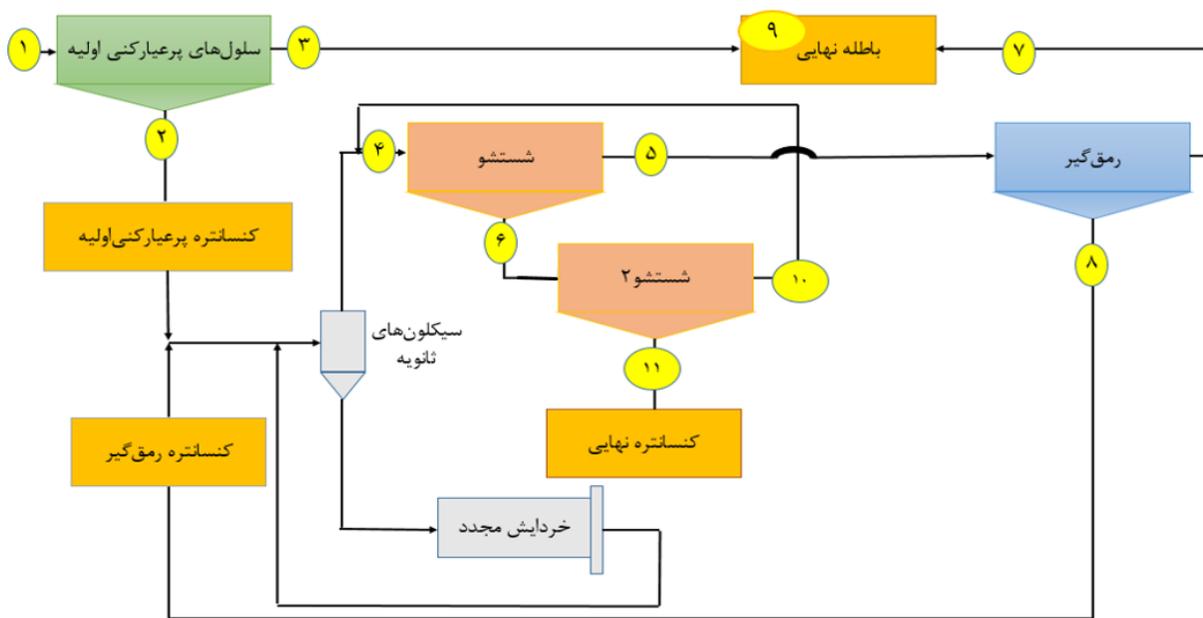
۳-۲ نمونه‌برداری

هدف از نمونه‌برداری در هر واحد کانه‌آرایی، کنترل کیفیت خوراک، باطله و محصول (کنسانتره) از لحاظ عیار و مشخصات فیزیکی (دانه‌بندی) و نیز راندمان واحد کانه‌آرایی است. روش نمونه‌برداری و فاصله زمانی دو برداشت متوالی به عیار ماده معدنی و ارزش آن، ابعاد ذرات، توزیع ماده معدنی در سنگ، همگنی و یا ناهمگنی ماده معدنی، روش کانه‌آرایی و ظرفیت واحد بستگی دارد. اصولاً نمونه‌برداری در کارخانه‌های بزرگ و ظرفیت‌های بالا به صورت مکانیکی و خودکار و در ظرفیت‌های کم و واحدهای کوچک، با استفاده از روش‌های دستی انجام می‌شود. در نمونه‌گیری، مناسب‌ترین نمونه از محلی است که مواد به حالت آزاد در حال سقوط هستند و برای جلوگیری از خطای بوجود آمده از نظر ابعاد یا ترکیب شیمیایی، نمونه برداشت شده باید در برگیرنده تمام مقطع جریان باشد [۵۳].

۳-۲-۱ محل‌های نمونه‌برداری

همان‌طور که در فصل اول مدار کارخانه تغلیظ فاز ۲ معدن مس سونگون توضیح داده شد، بر این اساس از ورودی (خوراک) و خروجی (محصول و باطله) همه مراحل به صورت دوره‌ای نمونه‌گیری صورت گرفت. محل‌های نمونه‌گیری شامل دوازده نقطه هستند که در شکل ۳-۱ مشخص شده اند:

- ۱- خوراک پرعیارکنی اولیه
- ۲- باطله پرعیارکنی اولیه
- ۳- کنسانتره پرعیارکنی اولیه
- ۴- خوراک شستشو ۱
- ۵- باطله شستشو ۱ (خوراک رمق گیر)
- ۶- کنسانتره شستشو ۱
- ۷- باطله رمق گیر
- ۸- محصول رمق گیر
- ۹- باطله نهایی
- ۱۰- باطله شستشو ۲
- ۱۱- محصول شستشو ۲ (محصول نهایی)



شکل ۳-۱: نقاط نمونه برداری

۳-۲-۲ ابزارآلات موردنیاز برای نمونه برداری

برای به دست آوردن نمونه معرف مناسب از هر یک از قسمت‌های تعیین شده در قسمت قبل، بسته به شرایط نیاز به طراحی و ساخت ابزارآلات نمونه برداری خاص خود را می‌باشد. در برخی از نقاط مانند باطله و محصول نهایی محل‌هایی برای نمونه‌گیری تعبیه شده است که در اصلاح کاتر^{۲۹} گفته می‌شوند که کار را برای نمونه برداری ساده‌تر می‌کند. قسمت‌هایی چون باطله شستشوا (خوراک رmq گیر) و خوراک شستشوا^۲ به دلیل در دسترس نبودن نمونه نیاز داشتند تا نمونه‌گیر سوزنی براساس ارتفاع سلول‌های این مراحل طراحی و ساخته شوند. همانطور که از نام آم مشخص است مانند سرنگ عمل می‌کند؛ این نمونه‌گیر به داخل سلول فرستاده می‌شود و براساس طراحی وقتی نمونه‌گیر به انتهای سلول رسید از بالا پیستون را فشار داده می‌شود تا مواد بتوانند به داخل آن جریان پیدا کنند و بعد از چند لحظه با رها کردن پیستون دهانه نمونه‌گیر بسته می‌شود و با بیرون کشیدن سرنگ نمونه در ظرف مورد نظر خالی می‌شود. در سایر نقاط نمونه برداری مانند خوراک پرعبارکنی اولیه، خوراک

^{۲۹} Cutter

شستشوی ۱ و غیره از نمونه‌گیر قاشقی استفاده شد.

۳-۲-۳ مدت زمان نمونه‌برداری

در طول دو ماه به صورت دوره‌ای هر سه هفته یکبار از هر ۱۱ نقطه ذکر شده نمونه‌گیری به عمل آمد. در هر یک از مراحل نمونه‌برداری در بازه‌های ۱۵ دقیقه‌ای به مدت ۲ ساعت صورت گرفت. باید به این نکته توجه کرد که هر چقدر فاصله زمانی جزء نمونه‌گیری کمتر باشد نتایج قابل استنادتری ارائه می‌کند.

۳-۲-۴ تعیین درصد جامد نمونه‌ها

نمونه‌های گرفته شده پس از جمع‌آوری در ظروف به محل آزمایشگاه متالوژی در معدن مس سونگون انتقال یافتند. در ابتدا نمونه‌ها که به صورت پالپ بودند با استفاده از ترازویی که در آزمایشگاه واحد متالوژی موجود بود برای به دست آوردن درصد جامد وزن شدند. سپس به صورت پالپ توزین گردیده و با استفاده از فیلترپرس‌های موجود در آزمایشگاه واحد متالوژی که در شکل ۳-۲ نشان داده شده است، آبگیری شدند. رطوبت باقی‌مانده طی فرآیند فیلترپرس با استفاده از دستگاه خشک‌کن^{۳۰} در دمای ۱۰۰ درجه سانتی‌گراد خشک گردید؛ سپس با وزن کردن مقدار خشک نمونه‌ها با استفاده از فرمول ۳-۱ درصد جامد هرکدام محاسبه شد.

$$X_s = \frac{W_d}{W_w} \times 100 \quad 1-3$$

که در آن W_d وزن نمونه خشک شده، W_w وزن نمونه تر و X_s درصد جامد می‌باشد.

^{۳۰} Oven



شکل ۳-۲: فیلترپرس‌های آزمایشگاه متالوژی سونگون

۳-۳ تعیین زمان ماند و الگوی اختلاط مدار فلوتاسیون

در این کار از نمک خوراکی به دلیل ارزانی، سادگی اندازه‌گیری غلظت آن و تاثیر نداشتن در فرآیند فلوتاسیون به عنوان ردیاب استفاده شد. برای مدار پرعیارکنی در ابتدا مقدار ۴۰ کیلوگرم نمک طعام را با آب مخلوط کرده و به عنوان ردیاب در ورودی سلول‌ها به صورت ضربه‌ای اضافه شد، از باطله این مرحله تعداد ۱۸۰ نمونه با حجم ۱/۵ لیتری برداشته شدند. به صورتی که ۱۰۰ نمونه با فاصله زمانی ۳۰ ثانیه، ۶۰ نمونه با فاصله زمانی ۱ دقیقه و ۳۰ نمونه با فاصله ۲ دقیقه در طول مدت ۱۷۰ دقیقه گرفته شدند. پس از نمونه‌برداری، ظروف نمونه به آزمایشگاه دانشگاه صنعتی سهند منتقل شده و بعد از ته‌نشینی مواد جامد با استفاده از دستگاه هدایت‌سنج^{۳۱} هدایت الکتریکی نمونه‌ها اندازه‌گیری شدند. قبل از اندازه‌گیری هر کدام از نمونه‌ها، ابتدا الکترو

^{۳۱} Conduct meter

هدایت‌سنج به مدت ۳۰ ثانیه در دو ظرف حاوی آب خالص قرار داده شد تا اثر نمونه‌های قبلی در الکتروود باقی نماند. پس از ثبت هدایت الکتریکی پالپ در زمان‌های مختلف با استفاده از نرم‌افزار RTD منحنی تغییرات هدایت الکتریکی بر حسب زمان‌های بدست آمده با مدل ولر و مخلوط کننده کامل مدل‌سازی شده و الگوی اختلاط این قسمت از مدار به دست آمد. برای سایر قسمت‌ها با استفاده از حجم سلول‌ها و میزان ورود و خروج مواد با استفاده از زمان ماند مدار پرعیارکنی اولیه محاسبه شد.

۳-۴ مدل‌سازی ریاضی فلوتاسیون

پس از تعیین مقدار تناز ورودی، گونه‌های موجود در خوراک فلوتاسیون، درصد جامد هر کدام از جریان‌ها و دبی ورودی به مدار فلوتاسیون (شکل ۳-۳)، مدل‌سازی با استفاده از نرم‌افزار صفحه‌گسترده اکسل صورت گرفت.

Species	Feed Species	cu Percent	Density(g/m ³)	K(1/min)			
1	10/26	34	4/25	0/846			
2	8/87	80	5/75	0/6			
3	11/29	66	4/68	0/4			
4	7/04	0	5/02	0/122			
5	89/91	0	2/6	0/14			
		Solids percent		Mixing pattern			Q t (m ³ /h)
		Feed	Concentrate	$\tau_{pf} (min)$	$\tau (min)$	z	
Bank flotation 1		31	18	3/43	7/85	4	1130
Bank flotation 2		24	20	2/7	3/65	3	385
Bank flotation 3		20	18	1/75	2/3	2	120
Bank flotation 4		24	16	3/25	6/5	4	347

شکل ۳-۳: اطلاعات مربوط به خوراک مدار فلوتاسیون

مشخصات گونه‌های موجود خوراک و ردیف‌های فلوتاسیون فاز ۲ مس سونگون بدست آمده از نمونه‌برداری به ترتیب در جدول ۱-۳ و جدول ۲-۳ بیان شده است. طبق جدول ۱-۳ خوراک کارخانه در این نمونه‌برداری از ۵ گونه شامل کالکوپیریت، کالکوسیت، کوولیت، پیریت و بقیه مواد (مواد رسی و باطله) تشکیل شده است. مدل‌سازی مدار فلوتاسیون فاز ۲ مجتمع مس سونگون در طراحی اصلی از ۳ مرحله تشکیل شده است، با توجه به سیاست گذاری کارخانه بر تولید بیشتر مقدار کنسانتره مرحله آخر شستشو که شامل ۲ سلول ۱۰ مترمکعبی هست را حذف کردن و مواد پس از مرحله شستشو ۲ به عنوان محصول نهایی از مدار خارج می‌شود.

جدول ۱-۳: مشخصات گونه‌های مدل‌سازی فلوتاسیون

شماره گونه	نام گونه	نام انگلیسی
۱	کالکوپیریت	Calcopryrite
۲	کالکوسیت	Calcocite
۳	کوولیت	Covollite
۴	پیریت	Pyrite
۵	بقیه مواد (باطله)	Tail

جدول ۲-۳: مشخصات ردیف‌های مدل‌سازی فلوتاسیون

نام ردیف	عنوان ردیف
پرعیار کنی اولیه	Bank Flotation 1
شستشو ۱	Bank Flotation 2
شستشو ۲	Bank Flotation 3
رمق‌گیر	Bank Flotation 4

جدول ۳-۳ بیان کننده پارامترهای ساختاری مدار فلوتاسیون فاز ۲ مس سونگون می‌باشد. پارامترهای ساختاری در واقع یک نوع تو صیف ارتباط بین بخش‌های مختلف مدار فلوتا سیون به زبان ریاضی می‌باشد و با صفر و یک بیان شده و مشخص می‌کند که مواد وارد کدام یک از مراحل می‌شوند و یا نمی‌شوند.

جدول ۳-۳: پارامترهای ساختاری مدار فلوتاسیون فاز ۲

f10	1	c34	۰
f20	0	c44	۰
f30	0	t01	۱
f40	0	t11	۰
c01	0	t21	۰
c11	0	t31	۰
c21	1	t41	۰
c31	0	t02	۰
c41	0	t12	۰
c02	0	t22	۰
c12	0	t32	۰
c22	0	t42	۱
c32	1	t03	۰
c42	0	t13	۰
c03	1	t23	۱
c13	0	t33	۰
c23	0	t43	۰
c33	0	t04	۱
c43	0	t14	۰
c04	0	t24	۰
c14	0	t34	۰
c24	1	t44	۰

۳-۵ مدل سازی با استفاده از نرم افزار Designe Expert 12

پس از بررسی و پایش کامل مدار، پارامترهایی مانند میزان تزریق مواد شیمیایی، عیار و تناژ خوراک ورودی مشاهده شد که بیشترین تاثیر را در کیفیت محصول نهایی دارند. این پارامترها انتخاب شده و به عنوان پارامترهای آزمایش به نرم افزار Designe Expert 12 وارد شدند. بازیابی به عنوان پاسخ آزمایشها انتخاب شد. داده‌های موردنیاز از اتاق کنترل فاز دو مجتمع گرفته شدند، داده‌های ارائه شده از طرف اتاق کنترل برای هر ۲۰ دقیقه ثبت می‌شوند، نمونه برداری از خط هر ۲ ساعت یکبار انجام می‌شود، از این رو برای ایجاد یک فرمول بین داده‌ها از داده‌هایی که به صورت ۲۰ دقیقه‌ای برداشت می‌شدند میانگین گرفته شد.

Z11 و Flomin به عنوان کلکتور، A65 و A70 به عنوان کفساز به مدار تزریق می‌شدند. داده‌های این قسمت به صورت فشار خروجی پمپ‌ها در اتاق کنترل ثبت می‌شوند، از این رو برای به دست آوردن مقدار تزریق هر یک

از مواد ابتدا با استفاده از استوانه مدرج و کورنومتر میزان تزریق هریک از پمپها در یک زمان مشخص به دست آورده، برای پیدا کردن فرمول خطی برای میزان تزریق مواد از اتاق کنترل خواسته شد که پمپها را در ۳ فشار مختلف قرار داده شود تا بتوان یک فرمول خطی برای تزریق هر کدام از مواد شیمیایی بدست آورد.

داده‌ها پس از بررسی و حذف مواردی که در آن دوره یک یا چند داده ثبت نشده داشت به ۷۱۹ داده نهایی کاهش یافتند. داده‌ها را در نرم‌افزار Designe Expert 12 بخش داده‌های قبلی^{۳۲} وارد کرده، در جدول ۳-۴ بیشترین و کمترین مقدار هر کدام از متغیرها قرار داده شد است.

جدول ۳-۴: بیشترین و کمترین پارامترهای ورودی به نرم‌افزار Designe Expert 12

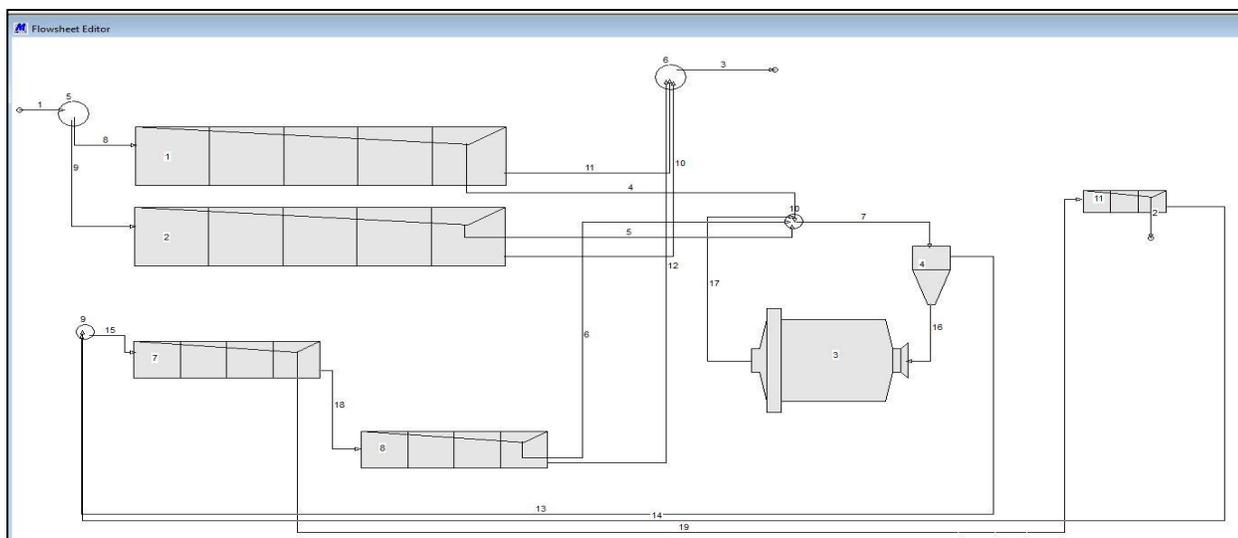
پارامتر ورودی	واحد	بیشترین مقدار	کمترین مقدار
Z11	تن/گرم	۱/۵۶	۳۵/۹۹
Flomin	تن/گرم	۰	۴۳/۹۲
A65	تن/گرم	۰	۸/۸۵
A70	تن/گرم	۰/۰۸	۱۴/۹۳
عیار خوراک	درصد	۰/۴	۰/۹
تناژ خوراک	ساعت/تن	۴۰۹/۸۳	۱۰۵۷/۸۳

۳-۶ مدل سازی با نرم‌افزار MODSIM

طراحی مدار فلوتاسیون شامل تعداد سلولها و نیز چیدمان آنها از لحاظ سری و موازی بودن برای دستیابی به حداکثر بازیابی از مسائل مهم در کارخانه‌های فرآوری موادمعدنی می‌باشد. در اکثر کارخانه‌ها از تجربیات گذشته و الگوهای از پیش تعریف شده برای طراحی استفاده می‌شود. برای کاهش میان‌بر زدن مواد در سلولها، از پشت سرهم قرار دادن سلولها به صورت سری استفاده می‌شود. با این عمل موادی که زمان ماند کمتری برای بازیابی

^{۳۲} Historical Data

داشته‌اند و از سلول خارج شده‌اند، در سلول بعدی بازیابی مجدد می‌شوند. در شکل ۳-۴ مدار فلوتاسیون فاز ۲ مس سونگون را که در محیط نرم‌افزار MODSIM رسم شده، نشان داده شده است. پس از رسم مدار همانطور که شکل ۳-۵ نشان می‌دهد، پنجره مربوط به تعیین مشخصات خوراک مدار، از قبیل دانه‌بندی، تناژ ورودی و درصد جامد، آورده شده است.



شکل ۳-۴: مدار فلوتاسیون فاز ۲ مس سونگون رسم شده محیط نرم افزار MODSIM

MODSIM - Specify ore characteristics and stream data for job phase 2 songun

File

Double click to specify size distribution for comparison on output

ORE CHARACTERISTICS

Select type of mineral to be processed

Conventional minerals

Coal processing plant

Number of minerals: 5

Mineral names:

chalcopryite	4.25
chalocite	5.75
covolite	4.68
pyrite	5
silica	2.7

Mineral specific gravities

Specify sp.gr by

Mineral

Particle type

Number of size classes: 25

Largest particle size: 0.0006 m

Number of grade classes: 5

Number of S-classes: 1

Set up grade classes

Set up S-classes

Feed streams

1 feed

Water addition streams

Internal and product streams

3 tail

7

8

9

10

11

12

Set convergence properties

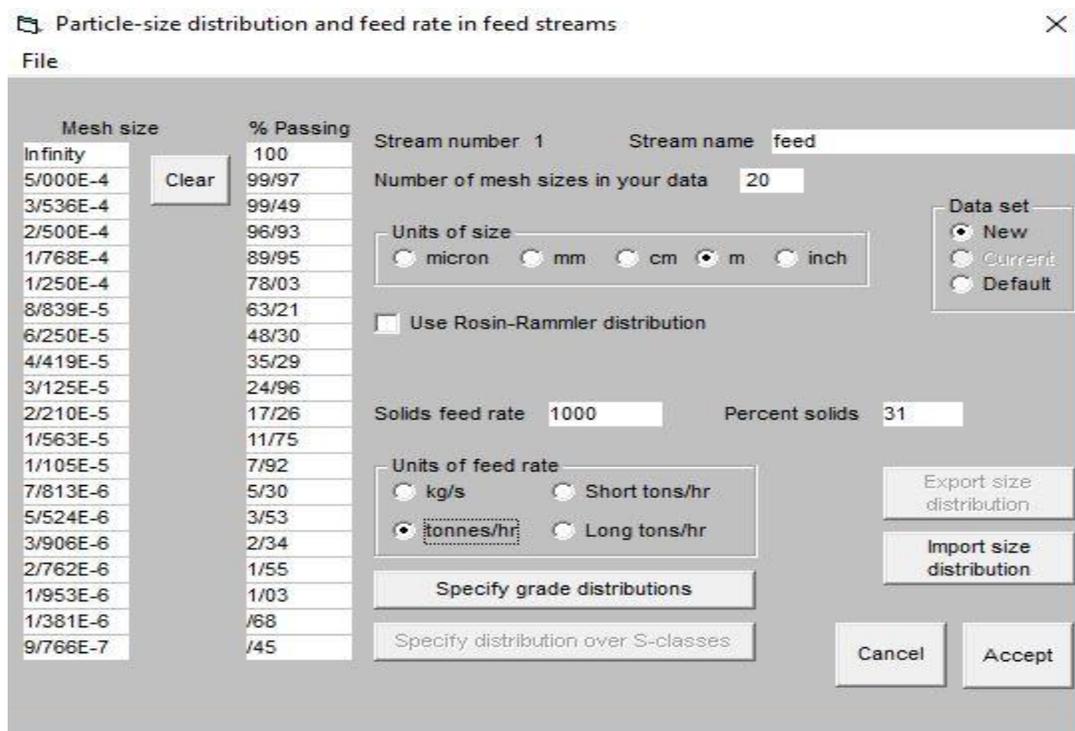
Cancel

Accept

شکل ۳-۵: پنجره مربوط به تعیین مشخصات کانی‌های خوراک

پس از وارد کردن مشخصات گونه‌های خوراک، همانند شکل ۳-۶ پنجره مربوط به بخش خوراک را وارد بخش

مخصوص در محیط نرم‌افزار کرده، پس از وارد کردن مشخصات خوراک شکل ۳-۶ و تایید آن، جدول ۳-۵ مدل‌هایی که در محیط نرم‌افزار طبق آن هر یک از واحدها را مدل‌سازی شده‌اند.



شکل ۳-۶: پنجره مربوط به مشخصات خوراک ورودی

جدول ۳-۵: مدل‌های مورد استفاده در مدل‌سازی با نرم‌افزار MODSIM

واحد مدار فلوتاسیون	مدل‌های مورد استفاده
فلوتاسیون	FLTK
هیدروسیکلون	CYCL
آسیای گلوله‌ای	GMSU
همزن	MIXR

۳-۶-۱ مدل FLTK

این مدل از مدل ثابت سینتیک فلوتاسیون توزیع شده گسسته می‌باشد. برخی از پارامترهای لازم برای مدل‌سازی این مدل برای هر کدام از مراحل مورد نیاز است، در جدول ۳-۶ پارامترهای مرحله پرعیارکنی اولیه آورده شده است.

جدول ۳-۶: پارامترهای ورودی مدل سازی فلو تاسیون مرحله پرعیارکنی اولیه

عنوان پارامتر	ورودی	عنوان پارامتر	ورودی
تعداد سلول های سری برای هر بانک	۵ عدد	تعداد بانک ها به صورت موازی	۲ عدد
حجم سلول	۱۶۰ (مترمکعب)	اندازه بزرگترین ذره آبران شده بر حسب میکرون	۱۰۶ (میکرون)
درصد جامد کنسانتره	۱۸	زمان ماند هر سلول	۳۳۶ (ثانیه)

۳-۶-۲ مدل CYCL

مدل هیدرو سیکلون بر اساس مدل ریاضی L R Plitt برای طبقه بندی هیدرو سیکلون ساخته شده است. برخی از پارامترهای لازم برای مدل سازی با این مدل در جدول ۳-۷ آورده شده است.

جدول ۳-۷: پارامترهای ورودی مدل سازی هیدروسیکلون

عنوان پارامتر	ورودی	عنوان پارامتر	ورودی
قطر سیکلون	۳۸۰ (میلی متر)	تعداد سیکلون های موازی	۶
قطر سرریز	۷۶/۲ (میلی متر)	قطر ته ریز	۱۱۴/۳ (میلی متر)
جریان پالپ خوراک	۱۰۲/۸۷ (تن بر ساعت)	ضریب کالیبراسیون Plitt برای D _{۵۰}	۰/۵ ^۱

۱: طبق قانون استوکس

۳-۶-۳ مدل GMSU

این مدل زمانی باید مورد استفاده قرار گیرد که پارامترهای عملیاتی و ابعاد آسیا در مقیاس کامل مشخص باشد. پارامترهای ورودی برای این مدل در جدول ۳-۸ بیان شده است.

جدول ۳-۸: پارامترهای ورودی مدل سازی آسیا گوله ای

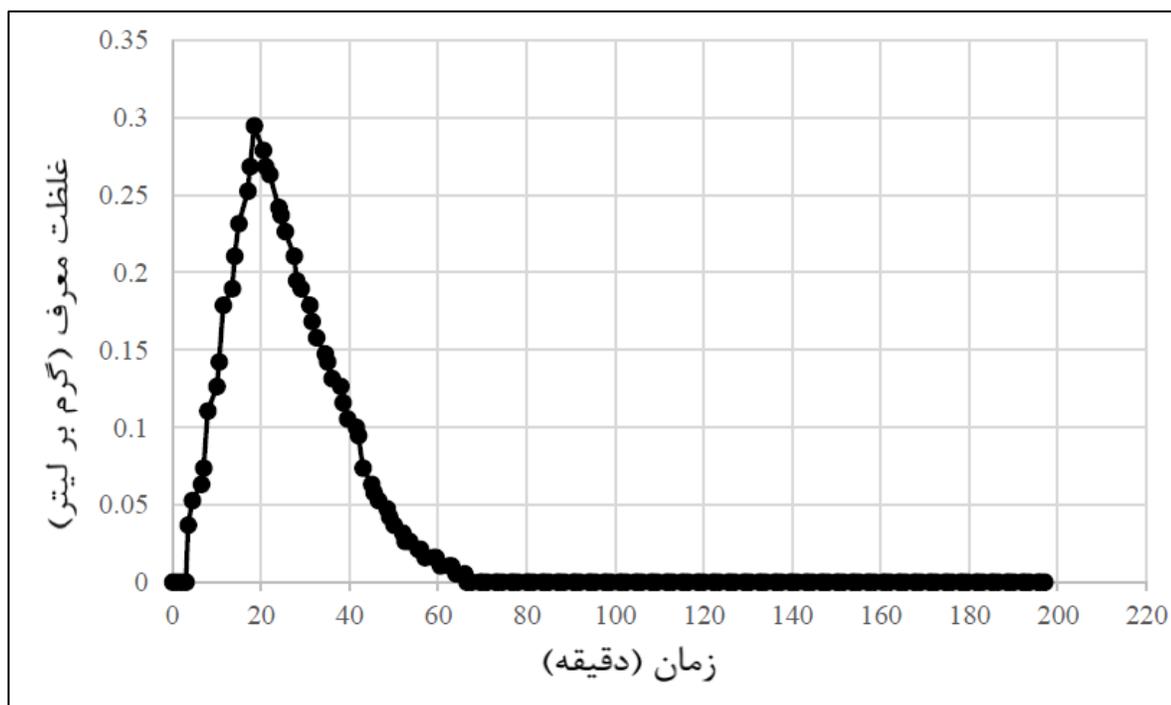
عنوان پارامتر	ورودی	عنوان پارامتر	ورودی
طول آسیا	۶ (متر)	قطر آسیا	۳/۹۹۸ (متر)
درصد جامد وزنی پالپ	۶۵ درصد	مقدار بار خردکننده	۱۶ درصد حجم شارژ

فصل چہارم

نتیجہ و بحث

۴-۱ زمان ماند مدار فلو تاسیون

پس از به دست آوردن غلظت نمونه‌ها و برآزش داده‌ها و مدل‌سازی توزیع زمان ماند در سلول‌های پرعیارکنی فاز ۲ مجتمع مس سونگون به دست آمد. میزان خوراک ورودی هنگام اندازه‌گیری زمان ماند واحد موردنظر به طور میانگین ۱۰۰۰ تن بر ساعت بوده و بر اساس اندازه‌گیری غلظت معرف در جریان خروجی، حداکثر و حداقل زمان ماند ذرات داخل سلول‌های یک ردیف از مدار پرعیارکنی فاز ۲ مجتمع مس سونگون به ترتیب برابر ۶۶ و ۳ دقیقه بوده و بیشترین فراوانی ذرات خروجی از مدار در بازه زمانی ۱۹ الی ۲۲ دقیقه رخ داده است. نتایج به دست آمده نشان می‌دهند که بعضی از ذرات حدود ۳ برابر زمان ماند در مدار رافر باقی می‌مانند و برخی بسیار سریع‌تر از آن خارج می‌شوند، هرچند مقدار این ذرات کمتر است. شکل ۴-۱ توزیع غلظت خروجی معرف بر حسب زمان را در یک ردیف مدار رافر فاز ۲ را نشان می‌دهد.

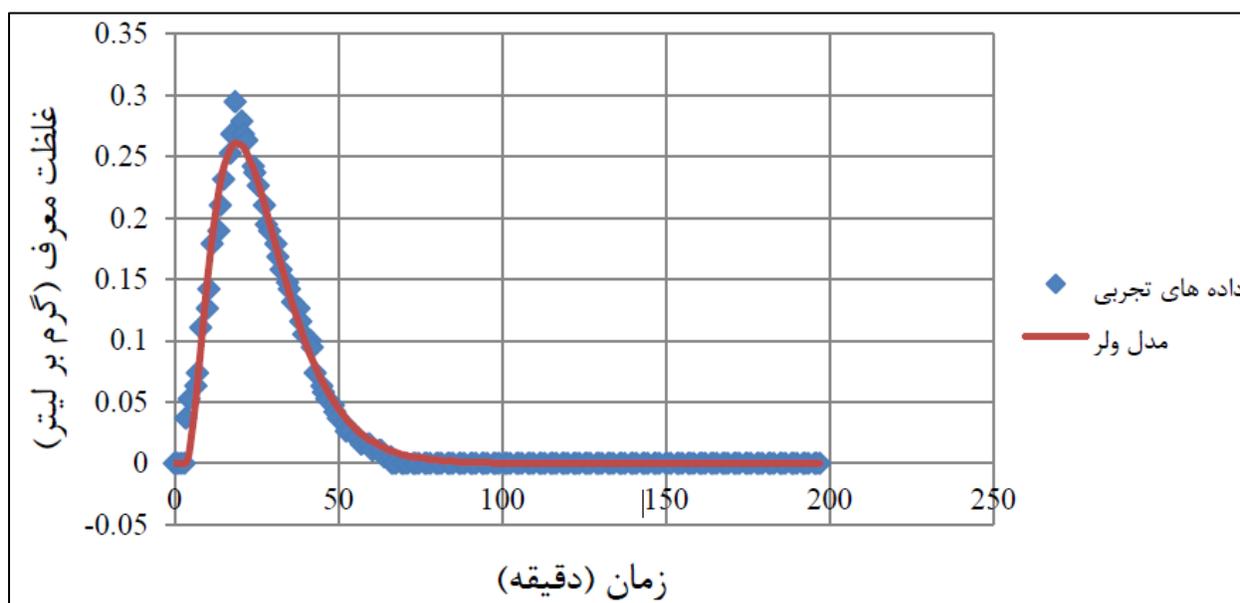


شکل ۴-۱: توزیع غلظت خروجی معرف در یک ردیف از مدار رافر فاز ۲ بر حسب زمان جهت بررسی توزیع زمان ماند

پس از برداشش داده‌ها مشخص شد که ذرات داخل مدار رافر فاز ۲ از مدل ولر پیروی کرده و زمان ماند هر یک از ردیف‌ها زمانیکه ۱۰۰۰ تن بر ساعت خوراک وارد مدار می‌شود برابر با ۲۸ دقیقه بوده و از آنجاییکه خوراک مدار ابتدا به دو قسمت تقسیم می‌شود زمان ماند متوسط مدار رافر فاز ۲ در تناژ ورودی ۱۰۰۰ تن بر ساعت برابر با ۵۶ دقیقه به دست آمد. با توجه به شبیه‌سازی، پارامترهای مدل به شرح جدول ۱-۴ می‌باشد. در شکل ۲-۴ نیز برآزش داده‌های تجربی حاصل از اندازه‌گیری زمان ماند ذرات در یک ردیف از مدار رافر فاز ۲ با مدل ولر نشان داده شده است.

جدول ۱-۴: پارامترهای مدل ولر جهت اندازه‌گیری زمان ماند مدار رافر فاز ۲

T_{ave}	τ_s	τ_l	τ_{pf}	پارامترهای مدل
۲۸	۷/۸۳۴	۷/۹۸۳	۳/۴۳۲	زمان (دقیقه)



شکل ۲-۴: برآزش داده‌های حاصل از اندازه‌گیری زمان ماند ذرات در یک ردیف از مدار رافر فاز ۲ با مدل ولر

پس از بدست آوردن زمان ماند متوسط مدار پرعیارکنی اولیه با دانستن ظرفیت هر کدام از سلول‌های ردیف‌ها و محاسبه مقدار بار ورودی به هر یک از مدارها مقدار زمان ماند هر کدام بدست آمد. جدول ۲-۴ مشخصات و زمان ماند هر کدام از ردیف‌های فرآیند فلوتاسیون را نشان می‌دهد. طبق جدول ۲-۴ زمان ماند

برای مرحله شستشو اول ۱۳/۲۸ دقیقه، مرحله شستشو دوم ۴/۴۵ دقیقه و برای مرحله رمق گیر ۲۳/۴۰ دقیقه محاسبه شدند.

جدول ۴-۲: مشخصات و زمان ماند ردیف‌های فرآیند فلوتاسیون فاز ۲

مدار	پالپ ورودی	تعداد سلول در ردیف	ابعاد سلول	زمان ماند
پرعیارکنی	۱۳۰۰ (t/h)	۵	۱۶۰ (m ³)	۲۸ (دقیقه)
شستشوا	۶۷۵ (t/h)	۴	۵۰ (m ³)	۱۳/۲۸ (دقیقه)
شستشو۲	۲۹۰ (t/h)	۳	۱۰ (m ³)	۴/۴۵ (دقیقه)
رمق‌گیر	۳۸۵ (t/h)	۴	۵۰ (m ³)	۲۳/۴۰ (دقیقه)

۴-۲ نتایج مدل‌سازی سینتیکی

پس از بدست آوردن مقادیر مورد نیاز از طریق نمونه‌برداری با استفاده از صفحه گسترده اکسل و فرمول‌های مربوطه مقادیر مربوطه به بازیابی فرآیند فلوتاسیون فاز ۲ محاسبه شدند.

مقدار خوراک تازه ورودی به هر ردیف سلول (F_t^i) با توجه به پارامترهای ساختاری و سهم هر گونه در خوراک به صورت زیر محاسبه شد. بر اساس این محاسبات برای کالکوپیریت ۱۰/۲۶ تن بر ساعت، کالکوسیت ۸/۸۷ تن بر ساعت، کوولیت ۱۱/۲۹ تن بر ساعت، پیریت ۷۰/۴۵ تن بر ساعت و ۸۹۹/۱۳ تن بر ساعت از خوراک ورودی را دیگر مواد (باطله) تشکیل می‌دهد.

$$F_i^1(t/h) = \begin{bmatrix} 10/26 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{bmatrix}$$

$$F_i^2(t/h) = \begin{bmatrix} 8/87 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{bmatrix}$$

$$F_i^3(t/h) = \begin{bmatrix} 11/29 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{bmatrix}$$

$$F_i^4(t/h) = \begin{bmatrix} 70/45 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{bmatrix}$$

$$F_i^5(t/h) = \begin{bmatrix} 899/13 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{bmatrix}$$

با استفاده از رابطه ۱-۱۸ و زمان مانده‌های اندازه‌گیری شده عامل غنی‌شدگی (g_i) برای همه گونه‌ها محاسبه

گردید.

$$g_i^1 = \begin{bmatrix} 62064/54 \\ 669/68 \\ 37/14 \\ 27890/94 \end{bmatrix}$$

$$g_i^2 = \begin{bmatrix} 8322/82 \\ 163/04 \\ 15/18 \\ 4050/89 \end{bmatrix}$$

$$g_i^3 = \begin{bmatrix} 1157/39 \\ 42/84 \\ 6/43 \\ 615/3 \end{bmatrix}$$

$$g_i^4 = \begin{bmatrix} 21/33 \\ 14/26 \\ 1/03 \\ 14/37 \end{bmatrix}$$

$$g_i^5 = \begin{bmatrix} 30/38 \\ 4/04 \\ 1/24 \\ 19/97 \end{bmatrix}$$

با توجه به معادله ۱-۷ ماتریس ارتباط G برای هر گونه محاسبه شد.

$$G^1 = \begin{vmatrix} 62065/55 & 0 & 0 & 0 \\ -62064/54 & 670/69 & -1 & -27890/95 \\ 0 & -669/69 & 38/14 & 0 \\ 0 & -1 & 0 & 27891/95 \end{vmatrix} \quad G^2 = \begin{vmatrix} 8323/82 & 0 & 0 & 0 \\ -8323/82 & 164/04 & -1 & -4050/90 \\ 0 & -164/04 & 16/19 & 0 \\ 0 & -1 & 0 & 4050/90 \end{vmatrix}$$

$$G^3 = \begin{vmatrix} 1158/39 & 0 & 0 & 0 \\ -1158/39 & 43/84 & -1 & -615/3 \\ 0 & -43/84 & 7/43 & 0 \\ 0 & -1 & 0 & 616/3 \end{vmatrix}$$

$$G^4 = \begin{vmatrix} 21/33 & 0 & 0 & 0 \\ -21/33 & 15/26 & -1 & -14/36 \\ 0 & -14/26 & 2/04 & 0 \\ 0 & -1 & 0 & 15/36 \end{vmatrix}$$

$$G^5 = \begin{vmatrix} 31/37 & 0 & 0 & 0 \\ -30/38 & 5/04 & -1 & -19/97 \\ 0 & -4/23 & 2/23 & 0 \\ 0 & -1 & 0 & 20/97 \end{vmatrix}$$

مقدار باطله خروجی از هر ردیف سلول برای هر گونه با استفاده از فرمول ۱-۶ با ضریب وارون ماتریس

خوراک ورودی محاسبه شد.

$$T_i^1(t/h) = \begin{bmatrix} 0 \\ 0 \\ 0/12 \\ 0 \end{bmatrix}$$

$$T_i^2(t/h) = \begin{bmatrix} 0 \\ 0 \\ 0/2 \\ 0 \end{bmatrix}$$

$$T_i^3(t/h) = \begin{bmatrix} 0 \\ 0 \\ 0/49 \\ 0 \end{bmatrix}$$

$$T_i^4(t/h) = \begin{bmatrix} 2/86 \\ 8/36 \\ 58/39 \\ 7/82 \end{bmatrix}$$

$$T_i^5(t/h) = \begin{bmatrix} 896/07 \\ 1599/87 \\ 877/29 \\ 18/78 \end{bmatrix}$$

پس از مشخص شدن مقدار باطله خروجی از هر ردیف سلول، مقدار کنسانتره نیز محاسبه شد، طبق جدول ۳-۴ کارایی متالورژیکی محاسبه شده و مقدار بازیابی ۹۲/۷۸ بدست آمد. همانطور که جدول ۳-۴ نشان می‌دهد، به ازای ۱۰۰۰ تن در ساعت محصول ورودی به مدار، ۲۹/۵۰ تن در ساعت مس به عنوان محصول و ۹۷۰/۵۰ تن در ساعت باطله از مدار خارج می‌شود. همان طور که جدول ۳-۴ نشان می‌دهد، به ازای ۲۹/۵۰ تن محصول خروجی از مدار ۱۰/۲۶ تن را کالکوپیریت، ۸/۸۷ تن را کالکوسیت و ۱۱/۲۹ تن را کولیت تشکیل می‌دهد. ۹۷۰/۵۰ تن باطله خروجی نیز ۹۸۸/۱۳ تن را باطله، ۷۰/۴۵ تن را پیریت، ۰/۵۸ تن را کولیت، ۰/۲۲ تن را کالکوسیت و ۰/۱۲ تن آن را کالکوپیریت تشکیل داده است.

جدول ۴-۳: کارآیی متالوژیکی مدار فلوتاسیون فاز ۲

گونه	کالکوپیریت	کالکوسیت	کوولیت	پیریت	باطله	جمع
خوراک(تن بر ساعت)	۱۰/۲۶	۸/۸۷	۱۱/۲۹	۷۰/۴۵	۸۹۹/۱۳	۱۰۰۰
محصول(تن بر ساعت)	۱۰/۱۴	۸/۶۵	۱۰/۷۱	۰	۰	۲۹/۵۰
باطله(تن بر ساعت)	۰/۱۲	۰/۲۲	۰/۵۸	۷۰/۴۵	۸۹۹/۱۳	۹۷۰/۵۰
بازیابی کل (%)	۹۲/۶۸					

۴-۳ نتایج مدل سازی و بهینه سازی فرآیند فلوتاسیون نرم افزار Design Expert 12

مدل سازی و بهینه سازی فرآیند فلوتاسیون با استفاده از داده های ارائه شده توسط اتاق کنترل با استفاده از نرم افزار Design Expert 12 به منظور تعیین میزان تاثیرگذاری هریک از پارامترها و شناخت بیشتر رفتار پارامترها همچنین یافتن حالت بهینه پارامترها زمانی که بیشترین بازیابی حاصل می شود، انجام پذیرفت.

۴-۳-۱ مدل سازی

مدل نهایی برازش شده بر روی داده های گرفته شده از اتاق کنترل برای تخمین بازیابی فرآیند فلوتاسیون فاز دو به صورت زیر به دست آمد.

$$R = 88.33 - 0.3273 \times A - 2.21 \times B - 0.9785 \times C - 1.46 \times D - 1.56 \times E + 2.65 \times F$$

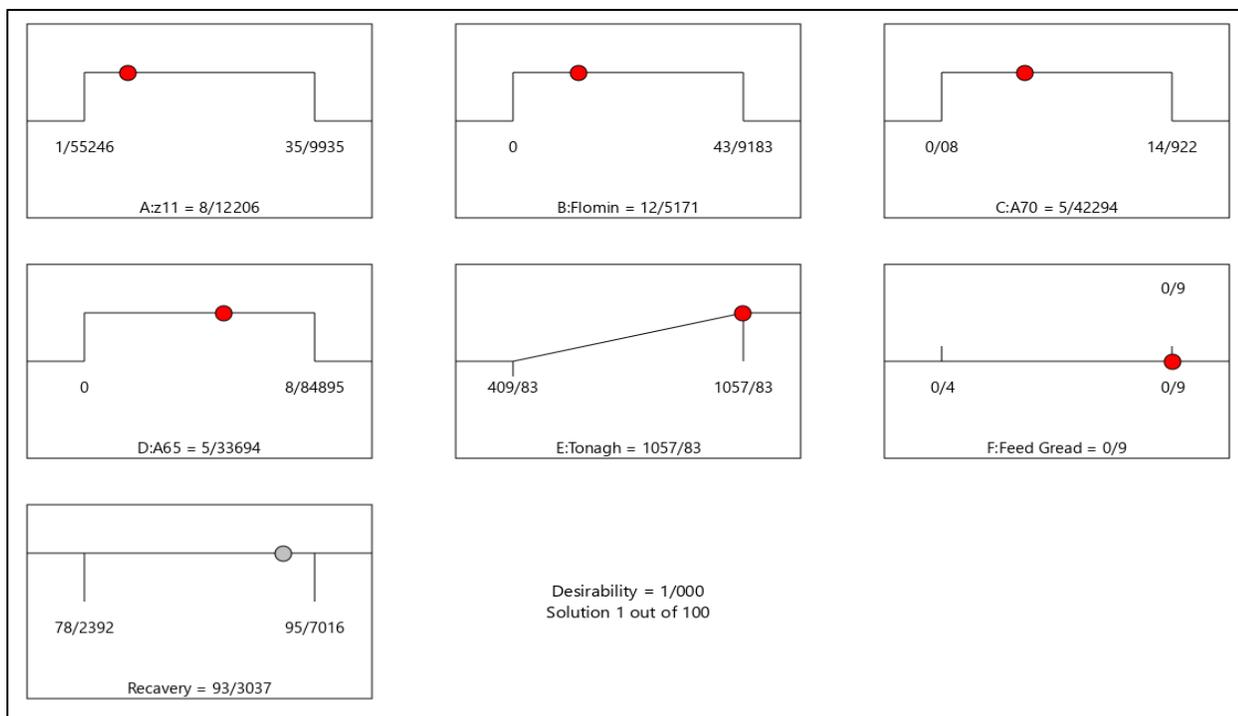
در رابطه فوق A، B، C، D، E و F به ترتیب نشان دهنده میزان مصرف Z11 (گرم بر تن)، میزان مصرف Flomin (گرم بر تن)، میزان مصرف A65 (گرم بر تن)، میزان مصرف A70 (گرم بر تن)، میزان تناژ خوراک ورودی (تن) و عیار خوراک ورودی (درصد) هستند. جدول ۴-۴ آنالیز واریانس معادله برازش شده فرآیند فلوتاسیون فاز دو مس سونگون را نشان می دهد.

جدول ۴-۴: آنالیز واریانس برازش فرآیند فلوتاسیون فاز دو مس سونگون

منبع تغییرات	مجموع مربعات	درجه آزادی	میانگین مربعات	F مقدار	P مقدار
مدل	۸۳۵/۱۳	۶	۱۳۹/۱۹	۲۱/۸۵	<۰/۰۰۰۱
A-Z11	۸/۱۸	۱	۸/۱۸	۱/۲۸	۰/۲۵۷۶
B-Flomin	۸۴/۰۸	۱	۸۴/۰۸	۱۳/۲۰	۰/۰۰۰۳
C-A70	۶۵/۹۷	۱	۶۵/۹۷	۱۰/۳۵	۰/۰۰۱۴
D-A65	۶۱/۱۰	۱	۶۱/۱۰	۹/۵۹	۰/۰۰۲۰
تناژ خوراک ورودی-E	۱۱۳/۴۶	۱	۱۱۳/۴۶	۱۷/۸۱	<۰/۰۰۰۱
عیار خوراک ورودی-F	۵۱۲/۶۴	۱	۵۱۲/۶۴	۸۰/۴۶	<۰/۰۰۰۱
باقیمانده	۴۵۳۶/۵۴	۷۱۲	۶/۳۷		
جمع کل	۵۳۷۱/۶۷	۷۱۸			

۴-۳-۲ بهینه سازی

یافتن کمینه مصرف مقدار موادشیمیایی برای رسیدن به بیشینه مقدار بازیابی از اهداف بهینه کردن فرآیند فلوتاسیون بوده، شکل ۴-۳ شرایط بهینه پارامترهای فلوتاسیون را نشان می‌دهد. طبق شکل ۴-۳ بهینه حالت مقدار بازیابی ۹۳/۳ درصد زمانی که ۸/۱۲۲۰۶ گرم بر تن Z11، ۱۲/۵۲ گرم بر تن Flomin، ۵/۴۳ گرم بر تن A70 و ۵/۳۴ گرم بر تن A65 مصرف می‌شود و تناژ خوراک ورودی ۱۰۵۷/۸۳ تن بر ساعت و عیار خوراک ورودی ۰/۹ درصد بدست می‌آید.



شکل ۴-۳: حالت بهینه پارامترهای فرآیند فلوتاسیون فاز ۲

۴-۴ نتایج نرم افزارهای MODSIM

مدل سازی ابزار مناسبی برای طراحی، تحلیل، بهینه سازی و کنترل مدارها و واحدهای عملیاتی فرآوری مواد معدنی است. از نرم افزار MODSIM به دلیل داشتن مدل های مناسب و مرتبط با مدار پرعیار سازی مس برای مدل سازی این خط، استفاده شد. نتایج مدل سازی شامل دبی خوراک جامد ورودی، دبی جامد محصول خروجی، عیار خوراک ورودی، عیار محصول خروجی و بازیابی هر کدام از بخش ها در جدول ۴-۵ آورده شده است. طبق جدول ۴-۵ این مدار به ازای هر ۱۰۰۰ تن خوراک ورودی در ساعت با عیار ۰/۷ درصد مس به مرحله پرعیارکنی اولیه شده و از این مقدار از این مرحله مقدار ۸۰/۶۶ تن با عیار ۸/۰۸ درصد به عنوان محصول وارد مراحل دیگه فرآیند فلوتاسیون شده و بقیه مواد جزئی از باطله نهایی را تشکیل می دهد. مقدار ۱۱۶/۵۷ تن در ساعت از سرریز سیکلون ثانویه وارد مرحله شستشو شده، ۵۴/۱۹ تن محصول با عیار ۲۰/۸۲ درصد در این مرحله تولید شده و به عنوان خوراک وارد مرحله شستشو ۲ می شود. در مرحله شستشو ۲ پس از آرایش مواد، ۲۸/۴۲ تن مس با عیار ۲۳/۱۸ بعنوان محصول تولید شده از مرحله شستشو ۲ در هر ساعت از این مدار خارج می شود، بر اساس این مدل سازی بازیابی مدار فلوتاسیون فاز ۲ مس سونگون ۸۶/۲۰ بدست آمد.

جدول ۴-۵: نتایج مدل‌سازی نرم‌افزار MODSIM

شماره واحد	واحد مدار	بازیابی (%)	عیار ورودی (%)	عیار محصول خروجی (%)	مقدار خوراک ورودی (تن/ساعت)	مقدار محصول خروجی (تن/ساعت)
۱ و ۲	پرعیارکنی اولیه	۹۰/۶۴۲	۰/۷	۸/۰۸	۱۰۰۰	۸۰/۶۶
۷	شستشوی ۱	۹۳/۳۸	۹/۸۳	۲۰/۸۲	۱۱۶/۵۷	۵۴/۱۹
۱۱	شستشوی ۲	۷۷/۵۵	۲۰/۸۲	۲۳/۱۸	۵۴/۱۹	۲۸/۴۲
۸	رمق‌گیر	۶۵/۱۹	۱/۱۶	۷/۶۱	۶۵/۸۱	۷/۴۹
-	کل	۸۶/۲	۰/۷	۲۳/۱۸	۱۰۰۰	۲۸/۴۲

فصل پنجم

تیج کیری و پیشہ ماہ

۵-۱ مقدمه

در این پژوهش سعی شد با استفاده از روش‌های مختلف فرآیند فلوتاسیون فاز ۲ مس سونگون مدل‌سازی شده و در نتیجه بتوان به حالت بهینه فرآیند دست یافت، بدین منظور نقاط مختلفی برای نمونه‌برداری انتخاب شده و با استفاده از داده‌های بدست آمده از نمونه‌برداری و گرفته شده از اتاق کنترل مدل‌سازی صورت گرفت. در ادامه نتایج حاصل از این مدل‌سازی‌ها بیان شده است. با توجه به فعالیت‌های انجام شده و مطالعات صورت گرفته در این زمینه در پایان این فصل پیشنهاداتی نیز ارائه گردید.

۵-۲ نتیجه‌گیری

- طبق مطالعات کانی‌شناسی خوراک مدار فلوتاسیون از ۵ گونه کالکوپریت، کالکوسیت، کولیت، پیریت و باطله (کانی‌های رسی و غیره) تشکیل شده است.
- زمان ماند متوسط برای مراحل فلوتا سیون برای پرعیارکنی اولیه، شست‌شوی ۱، شست‌شوی ۲ و رمق‌گیری به ترتیب ۲۸، ۱۳/۲۸، ۴/۴۵ و ۳۲/۴۰ محاسبه شدند.
- بازیابی با مدل‌سازی ریاضی ۹۲/۷۸، در حالت بهینه با استفاده از نرم‌افزار Designe Expert 12 ۹۳/۳۰ و با نرم‌افزار MODSIM ۸۶/۲ درصد بدست آمدند.
- مصرف ۸/۱۳ گرم بر تن Z11، ۱۲/۵۱۷۱ گرم بر تن Flomin، ۵/۴۳ گرم بر تن A70 و ۵/۳۴ گرم بر تن A65 زمانیکه تناژ خوراک ورودی ۱۰۵۷/۸۳ تن بر ساعت و عیار خوراک ورودی ۰/۹ در صد به عنوان حالت بهینه با استفاده از نرم‌افزار Designe Expert 12 بودند.

۳-۵ پیشنهادها

- با توجه به مدل سازی فرآیند فلوتاسیون در این پژوهش پیشنهاد می شود دیگر قسمت های کارخانه تغلیظ مانند خردایش و طبقه بندی اولیه و ثانویه مدل سازی شوند.
- برای استفاده از مدل سازی لازم است قبل از خوراک دهی آنالیز کانی شناسی انجام شود.
- از نقاط بیشتر مدار برای کنترل بهتر فرآیند نمونه برداری و آنالیز صورت گیرد.

فهرست منابع و مراجع

۱. Moimane T, Corin K, Wiese J. Investigation of the interactive effects of the reagent suite in froth flotation of a Merensky ore. *Minerals Engineering*. 2016;96:39-45.
۲. Jamett N, Cisternas LA, Vielma JP. Solution strategies to the stochastic design of mineral flotation plants. *Chemical Engineering Science*. 2015;134:850-60.
۳. Zhang X, Lu L, Cao Y, Yang J, Che W, Liu J. The flotation separation of molybdenite from chalcopyrite using a polymer depressant and insights to its adsorption mechanism. *Chemical Engineering Journal*. 2020;395:125137.
۴. Lynch AJ, Johnson N, Manlapig E, Thorne C. *Mineral and coal flotation circuits: Their simulation and control*: Elsevier Amsterdam; 1981.
۵. Ek C. Energy usage in mineral processing. *Mineral Processing at a Crossroads*: Springer; 1986. p. 133-55.
۶. Wills BA, Finch J. *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*: Butterworth-Heinemann; 2015.
۷. Rao SR, Leja J. *Surface chemistry of froth flotation: Reagents and mechanisms* 2004.
۸. Rao SR. *Surface chemistry of froth flotation: Volume 1: Fundamentals*: Springer Science & Business Media; 2013.
۹. Zhang L. *Enhanced phosphate flotation using novel depressants*. 2013.
۱۰. Kawatra SK, Carlson J. *Beneficiation of phosphate ore*: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration; 2013.
۱۱. Tao D. Role of bubble size in flotation of coarse and fine particles—a review. *Separation science and technology*. 2005;39(4):741-60.
۱۲. Bakker C, Meyer C, Deglon D. The development of a cavern model for mechanical flotation cells. *Minerals Engineering*. 2010;23(11-13):968-72.
۱۳. Sis H, Chander S. Reagents used in the flotation of phosphate ores: a critical review. *Minerals Engineering*. 2003;16(7):577-85.
۱۴. Klimpel R. *The influence of frother structure on industrial coal flotation*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., Littleton, CO (United ...; 1995.
۱۵. Houot R. Beneficiation of phosphatic ores through flotation: Review of industrial applications and potential developments. *International Journal of Mineral Processing*. 1982;9(4):353-84.
۱۶. Bergh L, Yianatos J. Control of rougher flotation circuits aided by industrial simulator. *Journal of Process Control*. 2013;23(2):140-7.
۱۷. Ni C, Xie G, Jin M, Peng Y, Xia W. The difference in flotation kinetics of various size fractions of bituminous coal between rougher and cleaner flotation processes. *Powder Technology*. 2016;292:210-6.
۱۸. عباس س، عطاله ب، جعفر عش. طراحی بهره برداری معادن روباز با نگرش کاهش اثرات زیست محیطی در معدن مس سونگون.
۱۹. صبوری، حسین. بهینه سازی عیار و بازیابی مولیبدن در مدار فلوتاسیون مس - مولیبدن مطالعه موردی مجتمع مس سونگون. دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود. ۱۳۹۳.
۲۰. Ali S. *Mathematical Models for the Efficiency of Flotation Process for*

North Waziristan Copper. PhD Thesis University of Education Lahore, Pakistan,

۱۶۷p. 2007.

۲۱. Lynch AJ, Johnson N, Manlapig E, Thorne C. Mineral and coal flotation circuits: Their simulation and control. 1981.

۲۲. Polat M, Chander S. First-order flotation kinetics models and methods for estimation of the true distribution of flotation rate constants. *International Journal of Mineral Processing*. 2000;58(1-4):145-66.

۲۳. Gupta A, Yan D. Introduction to mineral processing design and operation. Perth, Australia. 2006:564-70.

۲۴. Dey A, Kapur P, Mehrotra S. A search strategy for optimization of flotation circuits. *International Journal of Mineral Processing*. 1989;26(1-2):73-93.

۲۵. قبادی پ. کاربرد الگوریتم ژنتیک در بهینه سازی ترکیب مدارهای فلوتا سیون پایان نامه جهت دریافت مدرک کارشناسی ارد فراوری مواد معدنی، دانشکده فنی دانشگاه شهید باهنر. ۱۳۸۸.

۲۶. <http://www.irockloxblog.com/product/16>.

۲۷. Bazin C, Proulx M. Distribution of reagents down a flotation bank to improve the recovery of coarse particles. *International Journal of Mineral Processing*. 2001;61(1):1-12.

۲۸. Yianatos J, Bergh L, Vinnett L, Panire I, Díaz F. Modelling of residence time distribution of liquid and solid in mechanical flotation cells. *Minerals Engineering*. 2015;78:69-73.

۲۹. بنیسی ص. مدلسازی و کنترل سیستم های فرآوری مواد معدنی دانشگاه شهید باهنر کرمان. ۱۳۹۳.

۳۰. Abramov A, Forssberg K. Chemistry and optimal conditions for copper minerals flotation: Theory and practice. *Mineral Processing & Extractive Metall Rev*. 2005;26(2):77.۱۴۳-

۳۱. Morozov V, Avdochin V, Stolyarov V, Delgerba L. Application of computerized models for optimizing automatic control systems of flotation process. *IFAC Proceedings Volumes*. 2006;39(22):220-5.

۳۲. Maldonado M, Sbarbaro D, Lizama E. Optimal control of a rougher flotation process based on dynamic programming. *Minerals engineering*. 2007;20(3):221-32.

۳۳. Mehrabani J, Noaparast M, Mousavi S, Dehghan R, Ghorbani A. Process optimization and modelling of sphalerite flotation from a low-grade Zn-Pb ore using response surface methodology. *Separation and Purification Technology*. 2010;72(3):242-9.

۳۴. Karimi P, Abdollahi H, Aslan N, Noaparast M, Shafaei S. Application of response surface method and central composite design for modeling and optimization of gold and silver recovery in cyanidation process. *Mineral Processing & Extractive Metallurgy Review*. 2010;32(1):1-16.

۳۵. Saravani A, Mehrshad N, Massinaei M. Fuzzy-based modeling and control of an industrial flotation column. *Chemical Engineering Communications*. 2014;201(7):896-908.

۳۶. Azizi A. A study on the modified flotation parameters and selectivity index in copper flotation. *Particulate Science and Technology*. 2017;35(1):38-44.

۳۷. Hassanzadeh A, Karakaş F. The kinetics modeling of chalcopyrite and pyrite, and the contribution of particle size and sodium metabisulfite to the flotation of copper complex ores.

Particulate Science and Technology. 2017;35(4):455-61.

.۳۸ Nuri OS, Allahkarami E, Abdollahzadeh A. Modeling and Optimization of SE and SI of Copper Flotation via Hybrid GA-ANN. Transactions of the Indian Institute of Metals. 2017;70(9):2255-63.

.۳۹ Salmani Nuri O, Allahkarami E, Irannajad M, Abdollahzadeh A. Estimation of selectivity index and separation efficiency of copper flotation process using ANN model. Geosystem Engineering. 2017;20(1):41-50.

.۴۰ Yan H, Wang Q, Wang Z, Wang X, Yu F. Estimation of copper concentrate grade for copper flotation. IFAC-PapersOnLine. 2018;51(21):94-8.

.۴۱ Cisternas LA, Lucay FA, Acosta-Flores R, Gálvez ED. A quasi-review of conceptual flotation design methods based on computational optimization. Minerals Engineering. 2018;117:24-33.

.۴۲ Acosta-Flores R, Lucay F, Cisternas L, Gálvez E. Two-phase optimization methodology for the design of mineral flotation plants ,including multispecies and bank or cell models. Minerals & Metallurgical Processing. 2018;35(1):24-34.

.۴۳ bafghi MR, Dehghani A, rad MmK. Simulation of Choghart AG mill circuit using JKSimMet software and investigating the possibility of converting to SAG mill. Journal of Aalytical and Numerical Methods in Mining Engineering. 2018;8(16):71-85.

.۴۴ Bahrami A, Ghorbani Y, Hosseini MR, Kazemi F, Abdollahi M, Danesh A. Combined effect of operating parameters on separation efficiency and kinetics of copper flotation. Mining, Metallurgy & Exploration. 2019;36(2):409-21.

.۴۵ Derpich I, Monardes V, editors. Optimizing the Rougher Flotation Process of Copper Ore. Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection- MPES 2018; :۲۰۱۹ Springer.

.۴۶ Asghari M, Nakhaei F, VandGhorbany O. Copper recovery improvement in an industrial flotation circuit: A case study of Sarcheshmeh copper mine. Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects. 2019;41(6):761-78.

.۴۷ Asghari M, Salmani Nuri O, Allahkarami E. Analysis of kinetic models for chalcopyrite flotation: effect of operating parameters. Geosystem Engineering. 2019;22(5):263-70.

.۴۸ Asadi M, Soltani F, Mohammadi MRT, Khodadadi DA, Abdollahy M. A successful operational initiative in copper oxide flotation: Sequential sulphidisation-flotation technique. Physicochemical Problems of Mineral Processing. 2019;55.

.۴۹ Yianatos J, Vallejos P, Grau R, Yañez A. New approach for flotation process modelling and simulation. Minerals Engineering. 2020;156:106482.

.۵۰ Liang Y, He D, Su X, Wang F. Fuzzy distributional robust optimization for flotation circuit configurations based on uncertainty theories. Minerals Engineering. 2020;156:106433.

.۵۱ Ye G, Ma L, Li L, Liu J, Yuan S, Huang G. Application of Box- Behnken design and response surface methodology for modeling and optimization of batch flotation of coal. International Journal of Coal Preparation and Utilization. 2020;40(2):131-45.

.۵۲ Ghodrati S, Nakhaei F, VandGhorbany O, Hekmati M. Modeling and optimization of

chemical reagents to improve copper flotation performance using response surface methodology. Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects. 2020;42(13):1633-48.

۵۳. حسین نا. انتشارات دانشگاه تهران. ۱۳۸۴؛ چاپ چهارم، جلد دوم.

Abstract

Regarding that the concentration section and especially the flotation process has the most fundamental role in the efficiency of a mineral processing plant, modeling and optimization of this process in Phase2 of Sungun Copper Complex is of particular importance. Several parameters are effective in the performance of this section, so it is difficult to control all of these parameters and this operation shows great sensitivity to these parameters. Therefore, accurate and continuous control of all these parameters is very important and to achieve the desired result in this section, one of the most effective tasks is modeling and optimizing the flotation circuit. To model the flotation process, sampling was performed from different parts of Phase 2 of Sungun Copper Complex. Also, mineralogy studies of the input feed were performed and the average retention time of different parts of the process was calculated. Mineralogy results demonstrated that the feed of flotation circuit consisted of 5 species and the mean retention time for the rougher stage was 56 minutes. Modeling of the flotation process was performed using MODSIM and Designe Expert 12 software and mathematical modeling was performed using Excel spreadsheet software. Total flotation circuit recovery with mathematical modeling, Designe Expert 12 and MODSIM was 92.78, 93.30 and 86.2, respectively. Consumption amount of 8.12 g/t Z11, 12.52 g/t Flomin, 5.43 g/t A70 and 5.34 g/t A65 when the input feed tonnage and the input feed grade were respectively 107.83 t/h and 0.9%, was obtained as a mode optimal using Designe Expert 12 software.

Key Words: Flotation, Mathematical Modeling, mineralogy studies, Sungun Copper



Shahrood University of Technology
Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering

Thesis Submitted for the Degree of M.Sc. on Mineral Processing Engineering

Modeling and optimization of flotation process of Phase 2 concentration plant of Songun copper mine

Ali Kaveh

Supervisors

Dr. Mohammad Karamoozian

Dr. Mohammad Jahani Chegeni

Industrial Advisors

Dr. Abolfazl Danesh

January 2022