

بررسی امکان بازیافت مس از باطله کارخانه فرآوری مس سرچشمه

بهرام رضایی

دانشیار دانشکده مهندسی معدن و متالورژی - دانشگاه صنعتی امیرکبیر

(تاریخ دریافت ۷۷/۲/۶، تاریخ تصویب ۷۸/۹/۱۳)

چکیده

وجود درصد قابل توجهی از مس با عیار نسبی ۰/۱۶ درصد مس در باطله کارخانه مس سرچشمه، مطالعات منسجمی را بر روی وضعیت بار ورودی، مراحل مختلف تولید و نیز باطله کارخانه طلب می کند تا عواملی که باعث تلفات مس در باطله می شوند مورد شناسایی و ارزیابی قرار گیرند. مطالعات آماری انجام شده در سالهای گذشته نشان می دهد که نوسانات بار اولیه از لحاظ عیار، وضعیت کانی شناسی، نسبت کانیهای مختلف و درصد مس اکسیدی می تواند یکی از دلایل کاهش بازیابی مس در کارخانه و افزایش عیار مس در باطله باشد. نمونه برداری منظم از گلوگاهها و نقاط حساس کارخانه و تجزیه و تحلیل نتایج حاصل شده نیز نشان می دهد که بهینه نبودن بعضی از عوامل موثر در مدار و کارائی پایین بعضی از دستگاهها نیز مبین افت بازیابی و تلفات مس در باطله است. از آنجا که هدف این تحقیق مطالعه و بررسی بازیابی مس از باطله کارخانه می باشد لذا، از باطله کارخانه نمونه برداری انجام گرفته است. پس از تهیه نمونه ترکیبی، مطالعات مقدماتی مانند دانه بندی، تجزیه شیمیایی، مطالعات کانی شناسی و میکروسکوپی و مطالعات غرق و شناور سازی بر روی باطله به انجام رسید. در بررسی حاضر نحوه بازیافت مس به روش فلوتاسیون مورد بررسی قرار گرفت و در نتیجه کنسانتره ای در مرحله پرعیار سازی اولیه با عیار ۲۳/۵ درصد مس و بازیابی ۵۵/۸ درصد مس حاصل گردید که می تواند امکان افزایش بازیابی کلی کارخانه را به میزان تقریبی ۶ درصد فراهم سازد.

واژه های کلیدی: مس، باطله، فلوتاسیون، سرچشمه، بازیابی

مقدمه

در بسیاری از کشورها، باطله های قبلی و فعلی کارخانه های مس به منظور بازیابی مجدد مورد مطالعه و بررسی عمیقی قرار گرفته و تا حد صنعتی نیز توسعه یافته است [۱]. عمدتاً بازیابی مس از باطله ها با تولید کنسانتره ای (در مرحله رافر) با عیار پایین توام بوده که مجدداً به مدار کارخانه منتقل می شود. در بسیاری از موارد، تکنولوژی فرآیند تا حدی توسعه یافته است که کنسانتره رافر تحت مراحل مختلف شستشو قرار گرفته و محصول حاصله مستقیماً در کوره های ذوب نیز بکار گرفته شده است [۱].

معدن مس سرچشمه کرمان با ذخیره اسمی ۱۲۰۰ میلیون تن و عیار متوسط ۱/۱ درصد مس و ۰/۰۳ مولیبدن و میزان قابل توجه ای طلا و نقره یکی از بزرگترین معادن مس کشور را تشکیل میدهد. کارخانه فرآوری با ظرفیت متوسط ۴۰ هزار تن در روز طبق طراحی اولیه میبایستی

کنسانتره ای با عیار ۳۲٪ و باطله ای با عیار ۰/۱۱ درصد را تولید نماید ولی عملاً به دلایلی، عیار مس در باطله (به طور نسبی ۰/۱۶ درصد) زیاد و بازیابی کارخانه نسبتاً پایین گزارش شده است [۲ و ۳].

تابحال تحقیقات زیادی به منظور کاهش عیار مس در باطله و جلوگیری از تلفات آن صورت گرفته است، مع الوصف با توجه به مشکلات موجود، عیار مس در باطله بیش از حد مجاز بوده و تحقیقات را در این راستا طلب می کند.

در این رهگذر مطالعه و بررسی تعیین هویت باطله از نظر دانه بندی، تجزیه شیمیایی، وضعیت کانی شناسی و میکروسکوپی بخش های مختلف دانه بندی و جدایش بخش های مختلف با روش غرق و شناورسازی صورت گرفته است. پس از تجزیه و تحلیل نتایج حاصل از این بخش به مطالعه و بررسی روش فلوتاسیون و تاثیر

با توجه به جدول (۱) عیار مس در ذرات درشت تر از ۲۱۰ میکرون حداکثر و با کوچکتر شدن ابعاد ذرات، کاهش می یابد. تمرکز و توزیع ۳۴/۶۴ درصد مس در بخش های دانه درشت و دانه ریز (به ترتیب ۲۱۰+ و ۱۱- میکرون) مبین عدم خردایش بهینه در مدار خردایش است. شایان ذکر است انحراف معیار عیار مس در جدول (۱)، ۰/۰۶۳ درصد است.

مطالعات کانی شناسی و میکروسکپی

پس از مطالعات تجزیه شیمیایی و توزیع عناصر، هر بخش از دانه بندی مورد مطالعه دقیق کانی شناسی قرار گرفته که نتایج آن در جدول (۲) درج شده است.

کانیهای اصلی تشکیل دهنده شامل پیریت (۷/۵ درصد)، مولیبدنیت (۰/۱۴ درصد)، کالکوسیت (۰/۱۲ درصد)، کالکوپیریت (۰/۰۵۶ درصد)، کوولیت (۰/۰۰۵ درصد)، کانیهای اکسیدی مس (۰/۰۵۴ درصد)، مس طبیعی (۰/۰۵۲ درصد) و بقیه مواد را گانگ های سیلیکاته و رسی تشکیل می دهد. حضور میزان قابل توجه ای از مس اکسیدی لزوم فعال کردن این کانیها را به کمک سولفید سدیم نمایان می سازد.

با توجه به مطالعات کانی شناسی و میکروسکپی و جدول (۲)، کانیهای سولفیدی مس عمدتاً از نوع کالکوسیت، کوولیت و کالکوپیریت هستند و در بخش های دانه درشت تمرکز دارند و با کاهش ابعاد از میزان آنها کاسته می شود. کانیهای اکسیدی پراکندگی نسبتاً یکنواختی داشته ولی در محدوده ابعادی زیر ۱۱ میکرون مقدار آنها افزایش می یابد.

آزمایشات غرق و شناور سازی (روش مایعات سنگین)

در ادامه مطالعات کانی شناسی و به منظور تأیید درجه آزادی سولفیدهای مس از پیریت و دیگر مواد گانگ یکسری آزمایش غرق و شناور سازی به کمک برمفورم ($2/87-2/89 \text{ g/cm}^3$) انجام گردید. از آنجا که کانیهایی مانند کوارتز، کلسیت و انواع مواد سیلیکاته جرم مخصوصی در حدود $2/7 \text{ g/cm}^3$ دارند و از طرفی اکثر کانیهای فلزی با ارزش (به جز پیریت) جرم مخصوصی بیش از 4 g/cm^3 دارند، لذا، از محلولی با جرم مخصوص $2/87-2/89 \text{ g/cm}^3$ استفاده شده است که نتایج حاصله در جدول (۳) درج

پارامترهای مختلف در آن پرداخته که در بخش های مختلف این مقاله به آن اشاره شده است.

مطالعات مقدماتی

نمونه برداری و آماده سازی نمونه

نمونه برداری از محل خروجی باطله از تیکنرها صورت گرفته است. از آنجا که در این محل، خروجی سه تیکنر با پالپی با ۶۰ درصد وزنی جامد با یکدیگر مخلوط و به سمت سد باطله جریان می یابد لذا، بهترین محل نمونه برداری از باطله به نظر می رسد. نمونه گیری به مدت سه ماه و به طور شبانه روزی و هر دو ساعت یکبار انجام گرفته که در پایان هر روز نمونه ها خشک، و سپس در داخل پلاستیک مخصوص نگهداری شده است. برای تهیه نمونه ترکیبی، از نمونه هر روز به میزان ۵۰۰ گرم انتخاب و پس از مخلوط و همگن سازی، نمونه ترکیبی یک ماهه تهیه شده است. بدین ترتیب در پایان هر ماه نمونه ترکیبی تهیه و مطالعات دانه بندی، تجزیه شیمیایی، کانی شناسی و غرق و شناور سازی بر روی آنها انجام گرفته است. در خاتمه نمونه ای از ترکیب نمونه های ماهانه (نمونه کلی) تهیه و مورد مطالعات مذکور قرار گرفته است.

دانه بندی و توزیع ابعادی ذرات

ابتدا نمونه ها، به روش تراز سرند ۴۰۰ مش (تیلور) عبور داده شده، بخش باقی مانده روی (۴۰۰ + مش) به روش خشک تجزیه سرندی و بخش ۴۰۰- مش توسط دستگاه سیکلو سایزر به بخش های مختلف تفکیک گردیده که نتایج کلی آن در جدول ۱ درج شده است.

با توجه به جدول (۱) میزان ذرات ریزتر از ۷۵ میکرون ۶۶/۸ درصد است که نسبت به طراحی اولیه (۷۰ درصد ریزتر از ۷۵ میکرون) حدود ۳٪ درشت تر از ۷۵ میکرون می باشند. بنابراین ممکن است یکی از دلایل افت مس در باطله عدم نرم شدن بهینه در مدار خردایش باشد.

تجزیه شیمیایی بخش های دانه بندی و توزیع عناصر

پس از نمونه برداری از بخش های مختلف دانه بندی، عناصر مس، مولیبدن و مس اکسیدی، تعیین و توزیع این عناصر در بخش های مختلف دانه بندی محاسبه و در جدول (۱) درج شده است.

جدول ۱: دانه بندی و توزیع عناصر در بخش های مختلف.

توزیع (درصد)				عناصر (درصد)				وزن عبور کرده (درصد)	وزن (درصد)	شماره سرند (مش تیلور)	ابعاد ذرات (میکرون)
آهن	مس	مولیبدن	مس	آهن	مس	مولیبدن	مس				
۱/۷۸	۲/۴۴	۵/۰۸	۱۰/۹۴	۱/۲	۰/۰۲۰	۰/۰۰۵	۰/۳۰۵	۹۳/۹۰	۶/۱۰	۵۶	+۲۱۲
۲/۴۸	۳/۴۰	۸/۵۰	۱۳/۲۵	۱/۲۰	۰/۰۲۰	۰/۰۰۶	۰/۲۶۵	۸۴/۴۰	۸/۵۰	۱۰۰	-۲۱۲+۱۵۰
۵/۵۱	۶/۵۶	۱۸/۸۳	۱۴/۶۲	۲	۰/۰۲۵	۰/۰۱۰	۰/۲۲۰	۷۴/۱۰	۱۱/۳۰	۱۵۰	-۱۵۰+۱۰۶
۸/۰۱	۵/۱۰	۱۳/۳۸	۷/۹۸	۴/۵	۰/۰۳۵	۰/۰۱۱	۰/۱۸۶	۶۶/۸۰	۷/۳۰	۲۰۰	-۱۰۶+۷۵
۱۲/۶۳	۵/۹۲	۱۱/۱۰	۷/۱۸	۷/۰	۰/۰۴۰	۰/۰۰۹	۰/۱۵۴	۵۹/۴۰	۷/۴۰	۲۷۰	-۷۵+۵۳
۸/۲۹	۴/۰۰	۵/۸۳	۴/۷۰	۶/۸	۰/۰۴۰	۰/۰۰۷	۰/۱۶۰	۵۴/۴۰	۵/۰۰	۳۲۵	-۵۳+۴۵
۹/۵۴	۴/۰۵	۵/۶۲	۵/۱۶	۵/۸	۰/۰۳۰	۰/۰۰۵	۰/۱۳۰	۴۷/۶۵	۶/۷۵	-	-۴۵+۳۳
۸/۰۴	۳/۸۸	۴/۳۱	۳/۸۰	۵/۱	۰/۰۳۰	۰/۰۰۴	۰/۱	۴۱/۱۸	۶/۴۷	-	-۳۳+۲۳
۸/۰۷	۵/۸۸	۶/۱۳	۴/۳۲	۴/۵	۰/۰۴۰	۰/۰۰۵	۰/۱	۳۳/۸۲	۷/۳۶	-	-۲۳+۱۵
۵/۴۴	۳/۹۶	۳/۳۰	۲/۶۲	۴/۵	۰/۰۴۰	۰/۰۰۴	۰/۰۹۰	۲۸/۸۶	۴/۹۶	-	-۱۵+۱۱
۲۸/۰۸	۵۷/۵۸	۱۹/۱۹	۲۳/۷۰	۴	۰/۱۰۰	۰/۰۰۲	۰/۱۴۰	-	۲۸/۸۹	-	-۱۱
۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۴/۱	۰/۰۵	۰/۰۰۶	۰/۱۷	-	-	-	کل

بازیافت مجدد مس از باطله باشد. کلیه آزمایشها در سلولهای ۳ لیتری و بعضاً در سلولهای ۵ و ۱۰ لیتری انجام شده است. در تمام مراحل سعی شده است تا شرایط مواد مصرفی و سایر عوامل موثر، مطابق شرایط فعلی کارخانه باشد. در این آزمایشها متغیرهای مهمی از جمله زمان فلوتاسیون، pH، درصد جامد، نوع و میزان مواد شیمیایی، مورد بررسی و تجزیه و تحلیل قرار گرفته اند که در ذیل به شرح آنها پرداخته می شود.

تهیه و آماده سازی نمونه

نمونه برداری از محل ورودی پالپ باطله به تیکنرها و از اصل محلی که پالپ دست نخورده و بدون تغییر است صورت گرفته زیرا پالپ خروجی از تیکنر به دلیل افزایش فلوکولان، درصد جامد و پارامترهای دیگر ماهیت پالپ واقعی کارخانه را نخواهد داشت. نمونه ها در مخزن آماده ساز بخوبی مخلوط و در سطل های پلاستیکی درب دار جهت انجام آزمایشها فلوتاسیون نگهداری شده اند.

فلوتاسیون با شرایط موجود پالپ

در این آزمایش هیچ نوع تغییری در پالپ صورت نگرفته و آزمایش عیناً بر روی پالپ موجود (جهت اطمینان از صحت، آزمایش سه بار تکرار شده است) در شرایط ذیل انجام گرفته است:

شده است.

با توجه به جدول (۳) با کاهش ابعاد ذرات، توزیع مس در بخش غرق شده افزایش می یابد. جدول (۴) نیز کانی شناسی بخش های غرق و شناور را در بخش های مختلف دانه بندی نشان می دهد.

پس از وضعیت کانیها در بخش های مختلف غرق و شناور سازی درجه آزادی سه کانی اصلی سولفید مس به روش ذره شماره در باطله محاسبه شده است که نتایج حاصل در جدول (۵) درج شده است.

به طور کلی بخش های ۷۵+ میکرون حدود ۳۳ درصد وزنی باطله را به خود اختصاص می دهد که توزیع قابل توجه ای از مس را نیز در بر می گیرد. از طرفی حدود ۳۰ درصد وزنی باطله را ابعاد زیر ۱۱ میکرون تشکیل می دهد که عمدتاً از اکسیدهای مس تشکیل شده اند. بنابراین چنانچه بتوان ذرات درشت تر از ۷۵ میکرون را به نحوی نرم نمود که از میزان ذرات زیر ۱۱ میکرون نیز جلوگیری شود (ترجیحاً ۸۰ درصد ریزتر از ۴۴ میکرون با توجه به بررسی درجه آزادی) می توان حجم قابل توجه ای از مس را بازیابی نمود.

آزمایشات فلوتاسیون

با توجه به مطالعات اولیه، وضعیت و حجم بسیار زیاد باطله به نظر می رسد که فلوتاسیون مناسب ترین روش

جدول ۲: وضعیت کانیهای مختلف موجود در بخش های مختلف باطله.

انواع ذرات (میکرون)	کالکوسیت (درصد)			کالکوپیریت (درصد)			مس اکسیدی (درصد)			کولیت (درصد)			توزیع ترکیب اتمی (درصد)		
	کل	آزاد	ترکیب	کل	آزاد	ترکیب	کل	آزاد	ترکیب	کل	آزاد	ترکیب	کالکوسیت	کالکوپیریت	مس اکسیدی
۰-۲۱۲	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۲۱۲+۱۵۰	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۱۵۰+۱۰۶	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۱۰۶+۷۵	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۷۵+۵۳	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۵۳+۲۳	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۲۳+۱۵	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۱۵+۱۱	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۱۱	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
مجموع	۱۱۲۰	۱۰۲۰	۱۱۰۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰	۱۰۲۰

جدول ۳: نتایج حاصل از مطالعات غرق و شناورسازی.

ابعاد ذرات میکرون	وزن غرق (٪)	وزن شناور (٪)	عیار مس (٪)			عیار مس اکسیدی (٪)		
			باراولیه	غرق	شناور	باراولیه	غرق	شناور
۰-۲۱۲	۲۱/۲۰	۹۶/۸۸۰	۰/۳۰۵	۰/۳۸۰	۰/۳۳۰	۰/۲۰	۰/۱۱۰	۰/۱۸
۰-۲۱۲+۱۵۰	۲۱۰۰	۹۶۰۰	۰/۳۵۶	۰/۳۰۰	۰/۱۸۰	۰/۲۰	۰/۱۴۰	۰/۱۵
۰-۱۵۰+۱۰۶	۵/۱۰۰	۹۶/۹۰۰	۰/۳۲۰	۱/۷۰۰	۰/۱۳۰	۰/۲۵	۰/۱۶۰	۰/۱۸
۰-۱۰۶+۷۵	۱۰/۶۰۰	۸۹/۴۰۰	۰/۱۸۶	۰/۷۰۰	۰/۱۲۰	۰/۳۵	۰/۱۲۰	۰/۲۲

جدول ۴: وضعیت کانیها در بخش های مختلف غرق و شناور.

ابعاد ذرات (میکرون)	کالکوسیت (٪)			کالکوپیریت (٪)			کولیت (٪)			مس اکسیدی (٪)		
	غرق (٪)	شناور (٪)	ترکیب (٪)	غرق (٪)	شناور (٪)	ترکیب (٪)	غرق (٪)	شناور (٪)	ترکیب (٪)	غرق (٪)	شناور (٪)	ترکیب (٪)
۰-۲۱۲	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۲۱۲+۱۵۰	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۱۵۰+۱۰۶	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۰-۱۰۶+۷۵	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

جدول ۵: درجه آزادی کانیهای سولفیدی مس.

ابعاد ذرات میکرون	درجه آزادی		
	کالکوسیت	کالکوپیریت	کولیت
+۲۱۲	-	-	-
-۲۱۲+۱۵۰	-	-	-
-۱۵۰+۱۰۶	۱۲/۳۸	۱/۶	-
-۱۰۶+۷۵	۶۰/۹۱	۱۰	۴۱/۳۸
-۷۵+۵۳	۱۱/۹۲	۲۰	۴۲/۰۴
-۵۳+۲۳	۹۳/۰۶	۲۸	-
-۴۵+۲۳	۷۷/۵	۴۸	۸۴/۶۲
-۲۳+۱۵	۵۴/۵۵	۷۲	۱۰۰
-۱۵+۱۱	۱۰۰	۱۶/۶۷	۳۰
-۱۱	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰
کل	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰

درصد مس، مس اکسیدی، مولیبدن و آهن در بار اولیه به ترتیب معادل ۰/۱۶، ۰/۰۳۵، ۰/۰۰۳ و ۴/۵ درصد (با دقت ۰/۰۱ ± درصد) است. نتایج حاصل از این آزمایش در جدول ۶ درج شده است. با توجه به جدول (۶) بازیابی مس ۲۷/۷۳ درصد با عیار ۱/۴۰ درصد مس می باشد که مبین کارایی فرایند فلوتاسیون در این مرحله است.

- ۱- حجم سلول: ۳ لیتر
- ۲- حجم پالپ: ۲ لیتر
- ۳- دانسیته پالپ: ۱/۱۸ گرم بر سانتی متر مکعب
- ۴- درصد جامد: ۲۴ درصد (درصد واقعی جامد در پالپ)
- ۵- زمان هوادهی: ۱۱/۳ دقیقه
- ۶- pH: نسبتاً اسیدی (شرایط کارخانه)
- ۷- دور همزن: ۱۲۰۰ (rpm)

جدول ۶: نتایج حاصل از آزمایش فلوتاسیون بر روی پالپ باطله.

بازیابی (%)			عیار (%)			وزن (%)	مشخصات
آهن	مس اکسیدی	مس	آهن	مس اکسیدی	مس		
۴/۰۸	۱۶/۳۰	۲۷/۷۳	۵/۸	۰/۱۸	۱/۴۰	۳/۱۷	کنسانتره
۹۵/۹۴	۸۳/۷۰	۷۲/۷۷	۴/۴۵	۰/۰۳	۰/۱۲	۹۶/۸۳	باطله
۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۴/۵	۰/۰۳۵	۰/۱۶	۱۰۰	باراولیه

دلیل عدم پی گیری آزمایشها در pH کمتر از ۱۰/۳، شناور شدن بیش از حد پیریت است که افزایش عیار آهن را در کنسانتره به دنبال دارد.

تاثیر غلظت کلکتور

با توجه به شرایط بهینه بدست آمده از آزمایشهای قبل تعداد ۸ آزمایش با ترکیب مختلفی از کلکتورها (Z-11، R-407، (Z6.R-407)، (5415 R407) و Z6 و با نسبت های مختلفی از آنها انجام گرفت که نتیجه بهینه در جدول (۷)، درج شده است.

مشاهده می شود که استفاده از کلکتور Z6 به تنهایی با غلظت (g/t) ۱۰ بازیابی قابل ملاحظه ای را (۴۱/۴۸٪) را به همراه داشته است هر چند که عیار مس در کنسانتره (۱/۵۲٪) کاهش یافته است ولی از آنجا که در مرحله رافر هدف افزایش بازیابی است به نظر منطقی می رسد.

تاثیر افزایش سولفید سدیم به عنوان فعال کننده

با توجه به شرایط بهینه بدست آمده در آزمایشهای قبلی، تعداد ۱۲ آزمایش در pH، زمان و غلظت های مختلف سولفید سدیم انجام گردید که بهترین نتایج در pH نزدیک به ۱۰/۳، زمان ۲ دقیقه (با تاثیر سولفید سدیم) و غلظت ۶ گرم در تن حاصل گردید که نتیجه بهینه در جدول (۸) درج شده است.

بهینه سازی زمان کف گیری

آزمایشها مطابق شرایط قبل و در pH=۱۰ برای فواصل زمانی ۲ دقیقه ای انجام گردیده است. با افزایش زمان تجمع، عیار و بازیابی جمععی افزایش می یابد ولی به نظر می رسد با توجه به محدودیت زمان، زمانهای بین ۵ تا ۶ دقیقه مناسب باشد (جدول ۷).

تاثیر درصد جامد

مطابق شرایط قبل (زمان هوادهی ۵ دقیقه) و لسی در pH=۱۰ شش آزمایش با درصد جامد ۱۸، ۲۲، ۲۶، ۳۰، ۳۴ و ۳۷ انجام شد که میزان بهینه آن ۲۲ درصد جامد تعیین شده است. افزایش درصد جامد (بیشتر از ۲۲) کاهش عیار و بازیابی مس را به دنبال دارد. بنابراین محیط هایی با رقت زیاد به دلیل تراکم بسیار ناچیز ذرات مناسب تر است و به همین دلیل درصد جامد ۲۲ به عنوان بهینه در آزمایشهای بعدی استفاده شد (جدول ۷).

تاثیر pH

برای تعیین pH مناسب، آزمایشهایی با توجه به pH خود پالپ و pH متداول (۱۰/۳، ۱۰/۸، ۱۱/۳ و ۱۲/۳) در فلوتاسیون انجام که نتیجه بهینه آن (pH = ۱۰/۳) تعیین شده است (جدول ۷).

جدول ۷: نتایج حاصل از شرایط بهینه فلو تاسیون.

پارامتر مورد نظر	حد بهینه	عیار کنسانتره (درصد)			بازیابی کنسانتره (درصد)		
		مس	مس اکسیدی	آهن	مس	مس اکسیدی	آهن
زمان کف گیری	۶ دقیقه	۲/۶۵	۰/۳۷	۱۶/۰۱	۲۴/۱۶	۱۷/۲۷	۵/۷
درصد جامد	۲۲ درصد	۲/۱۸	۰/۱۹	۶/۳	۲۵/۲	۱۰/۰۴	۲/۵۹
pH	۱۰/۳	۲/۵۳	۰/۳۲	۶/۸۵	۲۷/۱۹	۱۰/۸	۲/۶۱
نوع و میزان کلکتور	Z61۰ g/t	۱/۵۲	۰/۲	۱۶/۸	۵۵/۸۱	۳۰/۴	۱۳/۹۳

جدول ۸: تاثیر سولفید سدیم.

مشخصات	وزن (%)	عیار (%)			بازیابی (%)		
		مس	مس اکسیدی	آهن	مس	مس اکسیدی	آهن
کنسانتره	۳/۸	۲/۳۵	۰/۲۸	۱۶/۵	۵۵/۸۱	۳۰/۴	۱۳/۹۳
باطله	۹۶/۲۰	۰/۰۷۳	۰/۰۲۵	۴	۴۴/۱۹	۶۹/۶	۸۶/۱۷
باراولیه	۱۰۰	۰/۱۶	۰/۰۳۵	۴/۵	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰

تجزیه و تحلیل نتایج

با عنایت به جدول (۱)، میزان ذرات ریزتر از ۷۵ میکرون در باطله ۶۶/۸ درصد است که نسبت به طراحی اولیه (۷۰ درصد ریزتر از ۷۵ میکرون) دانه درشت تر به نظر می رسد و از طرفی عیار مس در ذرات درشت تر از ۲۱۰ میکرون حداکثر و با کوچکتر شدن ابعاد ذرات کاهش می یابد (حدود ۰/۳ درصد). بنابراین تمرکز بیش از ۳۴ درصد مس در بخش های دانه درشت و ریز دانه (۱۱- میکرون) تابیدی بر عدم نرم کردن بهینه در مدار خردایش است.

با توجه به جدول (۲) کانیهای سولفیدی مس عمدتاً از نوع کالکوسیت، کوولیت و کالکوپیریت است و تمرکز آنها در بخش های دانه درشت بیشتر است و با کاهش ابعاد از میزان آنها کاسته می شود. کانیهای اکسیدی، پراکندگی نسبتاً یکنواختی داشته ولی در محدوده ابعادی زیر ۱۱ میکرون میزان آنها افزایش می یابد. مشابه چنین نتایجی در مراکز مشابه در جهان نیز مشاهده شده است [۴]. بنابراین با کنترل خردایش می توان تمرکز کانیهای

سولفیدی مس را در محدوده ابعادی زیر ۲۱۰ و بالای ۱۱ میکرون میسر ساخت.

مطالعات درجه آزادی (غرق و شناور سازی) نشان می دهد که بخش های ۷۵+ میکرون حدود ۳۳ درصد وزنی باطله را به خود اختصاص داده و توزیع قابل توجه ای از مس را در بر می گیرد، در صورتیکه حدود ۳۰ درصد وزنی باطله را ابعاد زیر ۱۱ میکرون تشکیل می دهد که عمدتاً از اکسیدهای مس تشکیل شده است. بنابراین چنانچه بتوان ذرات درشت تر از ۷۵ میکرون را به نحوی نرم نمود که از میزان ذرات زیر ۱۱ میکرون نیز جلوگیری شود (ترجیحاً ۸۰ درصد ریزتر از ۴۴ میکرون) می توان میزان قابل توجه ای از مس را بازیابی نمود.

آزمایشهای فلوتاسیون بر روی پالپ طبیعی بدست آمده از باطله کارخانه (بدون افزایش هیچ نوع مواد شیمیایی و تغییر در pH) نشان می دهد که می توان عیار مس را از ۰/۱۶ درصد به ۱/۴ درصد با بازیابی ۲۷/۷۳ درصد رساند. چنین نتایجی حاکی از عدم کارایی فرآیند فلوتاسیون در این مرحله در بازیابی مس از باطله و عدم

باطله بازیافت نمود. البته این امر مستلزم بهینه سازی عملیات آسیاکردن است.

۳- چنانچه تابع هدف را دست یابی به ۸۰ درصد ابعاد عبور کرده از ۴۴ میکرون و همچنین کاهش ذرات زیر ۱۱ میکرون در نظر گرفت، پیشنهاد می گردد در مقیاس آزمایشگاهی، سرعت بحرانی آسیا، میزان گلوله، ابعاد گلوله، زمان توقف پالپ در داخل آسیا، رقت پالپ و دیگر پارامترها را با استفاده از تغییر یک پارامتر و ثابت نگاه داشتن پارامترهای دیگر بهینه نمود تا بتوان به محصول بهینه بادشده دست یافت، بدیهی است چنین نتایجی باید در مقیاس نیمه صنعتی نیز مورد آزمایش قرار گیرد.

۴- آزمایشهای فلوتاسیون رافر با توجه به تغییر بسیاری از پارامترها نشان می دهد که پس از بهینه سازی پارامترها می توان عیار مس در باطله را از ۰/۱۶ درصد به ۲/۳۵ درصد با بازیابی ۵۵/۸ درصد رساند.

چنین کنسانتره ای را می توان یا به خط کارخانه انتقال داد که در نهایت حدود ۶ درصد بازیابی کارخانه را افزایش می دهد و یا می توان به طور مستقل مورد شستشو قرار گیرد که مستلزم انجام آزمایشهای شستشو است.

۵- بدیهی است آزمایشها باید در مقیاس نیمه صنعتی نیز انجام گیرد تا بتوان با اعتماد بیشتری راجع به نتایج اظهار نظر نمود.

بهینه کارایی خط فلوتاسیون است. تغییرات زمان کف گیری (جدول ۷) نشان می دهد که زمان کف گیری بین ۵ تا ۶ دقیقه مناسب ترین نتیجه را بدست داده که با توجه به مرحله رافر زمان قابل قبولی است.

با توجه به جدول ۸ و بهینه سازی پارامترهایی نظیر درصد جامد، pH، غلظت کلکتور و سولفید سدیم می توان عیار مس را در کنسانتره رافر به ۲/۳۵ درصد با بازیابی ۵۵/۸ درصد رساند که با توجه به بعضی از تجارب، نتیجه امیدوارکننده ای است [۱].

نتیجه گیری

با مطالعات و بررسیهای انجام شده می توان به نتایج زیر دست یافت:

۱- با توجه به آزمایشهای دانه بندی و تجزیه شیمیایی بخش های مختلف دانه بندی به نظر می رسد که عدم خردایش بهینه در مدار خردایش یکی از دلایل افت مس در باطله باشد.

۲- مطالعات کانی شناسی، میکروسکوپی و تعیین درجه آزادی نشان می دهد که چنانچه بتوان باطله را به نحوی نرم نمود تا ۸۰ درصد ابعاد ذرات ریزتر از ۴۴ میکرون شوند (البته کنترل شده تا میزان ذرات زیر ۱۱ میکرون کمتر باشد) می توان میزان قابل توجه ای از مس را در

مراجع

- 1 - Gomez, L. and Solar, R. D. (1995). *Tailings retreatment plant in codelco*. V.II- Mineral Processing and Environment.
- ۲ - ناصح زاده، ن. "مطالعه و بررسی بازیافت مس از باطله کارخانه مس سرچشمه". پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی امیر کبیر (۱۳۷۵).
- ۳ - کارگر، ع. "شناسایی عوامل موثر در کاهش مس در باطله کارخانه مس سرچشمه". پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه علم و صنعت (۱۳۷۴).
- 4 - Holms, J. A. and Fisher, F. C. (1972). "Development of a process for the extraction of copper from tailings and low grade minerals at the Chingola division." *Chem. Eng.* PP. 169-188.

