بهینه سازی پارامترهای مؤثر در فرآوری مس سرچشمه

نوشته : دکتر بهرام رضائی* احمد امینی** و منصور صباغ کل *

The optimization of effective parameters in beneficiation of Sarcheshmeh copper mine

By: Dr.B.Rezai* A.Amini** & M.Sabaghgol

Abstract

The Sarcheshmeh copper mine with an estimated reserves of 1200 million tons of Cu and Mo grades of 1.1 and 0.03 percents respectively and other valuable elements such as gold, silver, etc., remains supreme among all other mines in the world.

The investigation carried out, clearly shows that due to variations in recovery, feed and concentrate assays from one side and unoptimized parameters in the flotation circuits from other sides, there is a meaningful reduction in overall recovery. Therefore, the investigation have been carried out to optimize the important parameters and final results shows that it would be possible to increase the recovery from 86% (with copper grade of 29%)to 91.5%(with copper grade of 34.5%).

The results obtained are not only encouraging but also form original and distinct contribution to the optimization of parameters in beneficiation of copper in general and that of Sarcheshmeh copper plants in particular, as discussed in an appropriate parts of the paper.

چکیده

معدن مس سرچشمه کرمان با ذخیره قطعی ۱۲۰۰ میلیون تن با عیار ۱/۱ درصد مس، ۰/۳ درصد مولیبدن و عناصر مفیدی چون طلا، نقره و . . . از جمله معادن بزرگ و حساس مس دنیا محسوب می‌شود.

بررسی‌های انجام شده نشان می‌دهد که بازیابی مس در کارخانه فرآوری دارای نوساناتی بوده و در مجموع نسبت به طراحی‌های انجام شده کاهش قابل توجهی دارد. بنابراین مطالعه سیستماتیک در این زمینه ضروری به نظر می‌رسد. با بررسی‌های به‌عمل آمده از وضعیت عملکرد هشت ساله، یکساله ، ماهانه و روزانه کارخانه چنین نتیجه شده که عیار بار ورودی و همچنین عیار کنسانتره از نوسانات خاصی برخوردار بوده (به عنوان مثال در مورد بار ورودی عیار مس ۰/۹۴ تا ۱/۵ درصد گزارش شده است) و بالطبع عیار باطله و بازیابی نیز متغیر است. بنابراین یکی از دلایل کاهش بازیابی را می‌توان ناشی از عدم یکنواختی بار ورودی به کارخانه دانست. از طرفی نمونه برداری سیستماتیک از نقاط حساس و گلوگاهها به منظور تطبیق با شرایط موجود کارخانه نیز نشان می‌دهد که عملکرد کارخانه نسبت به طراحی اولیه کارآیی مناسبی ندارد و بی‌تأثیر در کاهش بازیابی نیست. با مطالعه و بررسی پارامترهای مؤثر در فلوتاسیون (Floatation) می‌توان بازیابی را از ۸۶ درصد (با عیار مس ۲۹ درصد) به ۹۱/۵ درصد (با عیار ۳۴/۵ درصد) رساند.

مقدمه

معدن مس سرچشمه، بزرگترین ذخیره شناخته شده مس در ایران و یکی از معادن بزرگ مس در جهان می‌باشد. ظرفیت کارخانه فرآوری روزانه ۴۰۰۰۰ تن با عیار حدود یک درصد مس می‌باشد که توسط یک سنگ‌شکن ژیراتوری محصولی با ابعاد زیر ۲۰ سانتی‌متر تولید می‌کند. سپس این محصول تحت تأثیر دو مرحله سنگ‌شکنی دیگر (سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد و مخروطی سرکوتاه) که مرحله دوم در مدار بسته بوده و محصول آن پس از کاهش ابعاد (ریزتر از ۱۲/۷ میلی‌متر) وارد انباری به ظرفیت ۴۰ هزار تن می‌گردد. هشت آسیای گلوله‌ای توسط این انبار تغذیه می‌شوند و هر آسیا توسط خوشه‌ای از هیدروسیکلون‌ها در مدار بسته قرار می‌گیرد. ۷۰ درصد سرریز این هیدروسیکلون‌ها محتوی ابعادی ریزتر از ۷۴ میکرون است و خوراک ورودی سلول‌های رافر را تشکیل می‌دهند.

در این مرحله ۸ بخش وجود دارد و هر بخش شامل ۱۴ سلول با ظرفیت ۸/۵ متر مکعب می‌باشد. زمان توقف پالپ در این سلول‌ها در حدود ۱۱ دقیقه است. کنسانتره این سلول‌ها به ۴ آسیای اخردایش مجدد هدایت و خروجی این آسیاها در مدار بسته با هیدروسیکلون قرار می‌گیرد و سرریزی با ۹۵ درصد ریزتر از ۷۴ میکرون را تولید می‌کند. این سرریز به سلول‌های چهارگانه شستشو فرستاده می‌شود. هر بخش دارای ۸ سلول شستشو و ۲ سلول شستشوی مجدد به ظرفیت ۴/۲۵ متر مکعب و ۱۰ سلول رمق‌گیر به ظرفیت ۸/۵ متر مکعب است. بدین ترتیب کنسانتره حاصل از بخش شستشو به سلول‌های شستشوی مجدد هدایت و محصول بدست آمده از این بخش (کنسانتره مس و مولیبدن) به ۲ تیکنر به قطر ۳۹ متر هدایت می‌شود. باطله سلول‌های شستشو به بخش رمق‌گیر و کنسانتره این مرحله به‌همراه کنسانتره بخش رافر به آسیای مجدد فرستاده می‌شود. باطله سلول‌های رمق‌گیر نیز به همراه باطله رافر به ۳ تیکنر به قطر ۱۳۱ متر هدایت می‌شود. باطله سلول‌های شستشوی مجدد نیز به سلول‌های شستشو منتقل می‌گردد. کنسانتره نهایی به کارخانه مولیبدن ارسال و طی ۷ مرحله مولیبدن آن (با عیار ۵۶ درصد) بازیابی می‌گردد. کنسانتره مس نیز پس از مراحل آبگیری به واحد ذوب انتقال می‌یابد (Anaconda 1976).

فرآیند فلوتاسیون به‌عنوان یکی از مهمترین روش‌های برتر در فرآوری مواد معدنی در دنیا و به‌خصوص در مورد ذخائر پرفیری مس مطرح بوده و از متداول‌ترین و به‌ظاهر ساده‌ترین روش‌های فرآوری مواد معدنی کم عیار نیز نمود پیدا کرده است. با وجود این، یکی از پیچیده‌ترین روش‌های فرآوری نیز محسوب می‌شود. پیچیدگی این روش به‌دلیل تأثیر عوامل متعدد در عملکرد این فرآیند است. فرآیند فلوتاسیون در برابر کوچکترین تغییر عوامل و پارامترهای مؤثر به‌شدت واکنش نشان داده لذا شناسایی دقیق و سریع این عوامل در تغییر وضعیت فرآیند، همواره با دشواری زیاد همراه بوده و حتی در مواردی غیر ممکن نیز می‌باشد (INC 1973). عوامل مؤثر در فرآیندفلوتاسیون مس که شناخته شده‌تر از سایر عوامل و پارامترها هستند، عبارتند از ترکیب کانی شناختی بار ورودی (درصد پیریت، نسبت میزان کالکوسیت به کالکوپیریت، آلومینو سیلیکاتهای آبدار، اکسیدهای موجود در کانسنگ و بسیاری دیگر، نوع و غلظت مواد شیمیایی (کلکتور، کفساز و . . .) درصد جامد، pH، توزیع ابعادی ذرات، تأثیر رس و نرمه، تأثیر اندر کنش پارامترهای هیدرودینامیکی طراحی سلول‌ها و . . (Rezai 1997).

از آنجا که می‌بایست براساس طراحی‌های انجام شده کنسانتره‌ای بار عیار ۳۲ در صد و بازیابی ۹۱ درصد تولید شود، در حال حاضر بازیابی کارخانه بنا به دلایل عنوان شده کمتر از حد استاندارد است. یکی از دلایل اساسی کاهش بازیابی، عدم بهینه بودن پارامترهای مؤثر در مدار فلوتاسیون است. لذا در این زمینه بر روی نمونه‌ای مشخص و معرف از بار ورودی به کارخانه با بررسی پارامترهای ذکر شده و آزمایش‌های متعدد در خصوص هر پارامتر و تجزیه و تحلیل آنها نتیجه‌گیری لازم صورت گرفته که در ذیل به‌شرح آنها پرداخته می‌شود.

۲- مطالعات آزمایشگاهی

۲-۱- نمونه برداری و آماده سازی نمونه

برای دستیابی به نمونه‌ای معرف با کمیت و کیفیت یکنواخت، نمونه‌برداری در سه نوبت به مدت یک ماه هر دو ساعت یک بار انجام و در نهایت نمونه ترکیبی به‌وزن ۵۰ کیلوگرم برداشت و سپس خشک و تا زیر ۱۰ مش خرد گردید.

نمونه‌های ۱۲۸۰ گرمی به روش‌های معمول خلاصه کردن (کاهش ابعاد و کاهش وزن) آماده و جهت انجام آزمایش‌ها مورد استفاده قرار گرفت.

۲-۲- مطالعات کانی‌شناسی و میکروسکوپی

برای تعیین نوع و درصد حجمی کانی‌ها از یک سو و میزان درگیری آنها با یکدیگر، ابعاد ذرات، شکل ذرات و حد بهینه خردایش از سوی دیگر، بیش از ۲۰ مقطع تهیه و مورد مطالعات میکروسکوپی قرار گرفت. جدول ۱ نوع و درصد تقریبی کانی‌های موجود در نمونه‌های مطالعه شده را نشان می‌دهد.

جدول ۱- نوع و درصد تقریبی کانیهای موجود در بار اولیه

نوع کانی	درصد تقریبی
کالکوپیریت	۰/۴۹
کالکوسیت	۰/۳۳
کوولیت	۰/۴۰
پیریت	۶/۵
لیمونیت	۰/۵۶
اسفالریت	۰/۵۵
هماتیت	۰/۱۹
منیتیت	۰/۰۹
کانی های غیر فلزی	۹۰/۶۱
کانی های اکسیدی	۰/۲۴

مطالعات میکروسکوپی ۲۰ مقطع مشخص نمود که حداقل خردایش جهت دستیابی به درجه آزادی حدود ۶۰ میکرون است.

۲-۳- خردایش در زمان‌های مختلف و تعیین درجه آزادی

برای تعیین زمان بهینه خردایش نسبت به آزاد بودن ذرات، نمونه مورد نظر در زمان‌های مختلف خرد و پس از دانه‌بندی میزان درصد ذرمه زیر ۲۰۰ مش تعیین گردید. از نظر وضعیت کانی‌ها در زمان‌های مختلف خردایش، مطالعات کانی‌شناسی و تجزیه شیمیایی بر روی نمونه‌ها انجام گرفت که نتایج بدست آمده در جدول ۲ آورده شده است.

بنابراین با توجه به جدول ۲ به نظر می‌رسد که جهت آزادی کامل کانی‌ها تقریباً ۹۰ تا ۹۵ درصد ذرات باید ریزتر از ۷۴ میکرون باشد.

۲-۴- آزمایش‌های فلوتاسیون (Floatation)

کلیه آزمایش ها در آزمایشگاه فرآوری کارخانه مس سرچشمه انجام گردیده و از آسیای گلوله‌ای (جارمیل) و سلول‌های ۴/۵ لیتری جهت آماده سازی نمونه و آزمایش‌های فلوتاسیون استفاده شده است. از آب محلی به‌عنوان سیال در دمای اطاق و کلیه مواد شیمیایی موجود و مورد مصرف

جدول ۲- خردایش نمونه در زمانهای مختلف و تعیین درجه آزادی

نوع کانی	زمان خردایش (دقیقه)	درصد ذرات زیر ۲۰۰ مش	درجه آزادی* (درصد)
کالکوسیت	۵	۶۵	۷۶/۴۲
کوولیت	۵	۶۵	۷۵/۴۷
کالکوپیریت	۵	۶۵	۵۴/۴۷
کالکوسیت	۶/۵	۷۱/۶	۷۸/۸۳
کوولیت	۶/۵	۷۱/۶	۷۵/۷۳
کالکوپیریت	۶/۵	۷۱/۶	۶۷/۰۳
کالکوسیت	۸	۷۵	۸۲/۳۷
کوولیت	۸	۷۵	۷۷/۸۵
کالکوپیریت	۸	۷۵	۷۱/۷۸
کالکوسیت	۱۰	۸۰	۸۶/۰۱
کوولیت	۱۰	۸۰	۸۵/۸۰
کالکوپیریت	۱۰	۸۰	۷۰/۴۰

در کارخانه بهره‌گیری گردید. آزمایش‌ها در دو مرحله رافر و شستشو صورت گرفته است.

۲-۴-۱- تأثیر نوع و غلظت کلکتور (Z_{11} ، R_{407}) نسبت به عیار بازیابی مس

آزمایش‌ها در شرایط زیر انجام شده است.

الف- خردایش نمونه در یک مرحله جهت دستیابی به ۷۱/۶ درصد ریزتر از ۷۴ میکرون با ۲۵ درصد جامد.

ب- pH: به کمک آهک در حد ۱۱/۵

ج- کلکتور: R_{407} به میزان ۱۰ تا ۴۰ گرم به تن

د- کفساز: A_{65} و MIBC به ترتیب معادل ۱۱ و ۵/۶ گرم بر تن

هـ- زمان آماده سازی: ۲ دقیقه

و- زمان کف‌گیری در مرحله رافر: ۷ دقیقه

ز- آماده سازی مجدد و کف‌گیری مشابه حالت انجام شده (MIBC معادل ۷/۸ g/t)

آزمایش در مورد کلکتور Z_{11} نیز مشابه حالت عنوان شده صورت گرفته است. نتایج حاصل از این بخش در جدول ۳ و ۴ درج شده است.

با توجه به جدول ۳ و ۴ مشاهده می‌شود که غلظت ۲۵ گرم بر تن R_{407} و ۱۵ تا ۲۰ گرم بر تن Z_{11} بهترین حالت را بدست داده است.

جدول ۳- تاثیر غلظت R_{407} نسبت به عیار و بازیابی مس

غلظت کلکتور (g/t)	عیار سنجی (٪)				کنسانتره Cu (٪)	باطله Cu (٪)	بازیابی (٪)		
	$Cu_{کل}$	CuO	CuS	$CuO/Cu_{کل}$			$Cu_{کل}$	CuO	CuS
۱۰	۰/۹۱	۰/۰۷	۰/۸۳	۷/۶۹	۱۱/۸۰	۰/۱۶	۸۴/۰۰	۲۲/۸۰	۹۳/۰۰
۱۵	۰/۹۱	۰/۰۷	۰/۸۳۲	۷/۶۹	۱۲/۰۲	۰/۱۶	۸۳/۴۳	۲۱/۸۳	۸۸/۷۵
۲۰	۰/۹۱۲	۰/۰۸۲	۰/۸۰	۸/۹۹	۵/۴۵	۰/۱۲	۸۶/۶۸	۴۷/۲۹	۹۳/۷۲
۲۵	۰/۹۱	۰/۰۸	۰/۸۲۲	۸/۷۹	۵/۱۵	۰/۱۰	۹۰/۷۴	۴۸/۷۵	۹۴/۰۱
۳۰	۰/۹۱	۰/۰۸	۰/۸۳۳	۸/۷۹	۵/۴۵	۰/۱۲	۸۹/۰۴	۴۸/۲۰	۹۲/۹۹
۳۵	۰/۹۱۲	۰/۰۷۸	۰/۸۳۴	۸/۵۵	۷/۸۶	۰/۱۲	۸۸/۰۰	۴۴/۶۱	۹۲/۳۲
۴۰	۰/۹۱	۰/۰۹	۰/۸۱۷	۹/۸۹	۵/۰۵	۰/۱۱	۹۰/۵	۴۲/۹۰	۹۱/۹۶

جدول ۴ - تاثیر غلظت Z_{11} نسبت به عیار و بازیابی مس

غلظت کلکتور (g/t)	عیار سنجی (٪)				کنسانتره Cu (٪)	باطله Cu (٪)	بازیابی (٪)		
	$Cu_{کل}$	CuO	CuS	$CuO/Cu_{کل}$			$Cu_{کل}$	CuO	CuS
۱۰	۰/۹۱	۰/۰۷۸	۰/۸۳۲	۸/۵۷	۶/۰۷	۰/۱۴	۸۶/۶۸	۴۲/۲۵	۹۰/۸۸
۱۵	۰/۹۱	۰/۰۷	۰/۸۲۱	۷/۶۹	۵/۷۸	۰/۱	۹۰/۱۵	۴۶/۴۶	۹۵/۰۲
۲۰	۰/۹۱	۰/۰۸۵	۰/۸۱۴	۹/۳۴	۵/۴۵	۰/۱۱	۸۹/۸۰	۵۴/۸۰	۹۳/۸۳
۲۵	۰/۹۱	۰/۰۹	۰/۷۶۹	۹/۸۹	۶/۰۶	۰/۱۲	۸۹/۱۴	۴۶/۴۳	۹۳/۹۶
۳۰	۰/۹۱	۰/۰۸۸	۰/۸۲۰	۹/۶۷	۵/۵۵	۰/۱۲	۸۹/۱۲	۵۰/۸۳	۹۳/۸۹
۳۵	۰/۹۱	۰/۰۸۸	۰/۸۲	۹/۶۷	۵/۸۶	۰/۱۲	۸۸/۶۱	۵۴/۱۱	۹۲/۵۹
۴۰	۰/۹۱	۰/۰۹	۰/۸۱۹	۹/۸۹	۵/۲۵	۰/۱۲	۸۷/۸۰	۵۴/۹۰	۹۳/۴۵

۲-۴-۲- تأثیر تغییرات R_{407}/Z_{11} نسبت به عیار و بازیابی مس

شرایط آزمایش مشابه حالت قبل بوده ولی تغییرات نسبت ترکیبی دو کلکتور مورد بررسی قرار گرفته است که نتایج آن در جدول ۵ آورده شده است.

با توجه به جدول ۵ نسبت بهینه ۲۵/۱۵ است.

۲-۴-۳- تأثیر تغییرات pH نسبت به عیار و بازیابی مس

آزمایش مشابه حالت قبل و در شرایط بهینه نسبت دو کلکتور و تغییرات pH (۹/۵ تا ۱۲) صورت گرفته و نتایج حاصل شده در جدول ۶ نشان داده شده است.

۲-۴-۴- تغییرات زمان خردایش نسبت به عیار و بازیابی مس

آزمایش مشابه حالت قبل بوده که با توجه به پارامترهای بهینه بدست آمده از آزمایش‌های قبلی انجام گردیده و نتایج آن در جدول ۷ آورده شده است.

با توجه به جدول ۷ شرایط بهینه ۷۱/۶درصد ریزتر از ۷۴ میکرون است.

جدول ۵ - تغییرات R_{407}/Z_{11} نسبت به عیار و بازیابی مس

غلظت کلکتور (g/l)	عیار سنجی (٪)				کنسانتره Cu (٪)	باطله Cu (٪)	بازیابی (٪)		
	$Cu_{کل}$	CuO	CuS	$CuO/Cu_{کل}$			$Cu_{کل}$	CuO	CuS
۴۰/۰	۰/۹۱۰	۰/۰۷۹	۰/۸۶	۸/۱۳	۵/۱۵	۰/۱۱	۹۰/۵۴	۴۲/۷۵	۹۱/۹۱
۳۵/۵	۰/۹۱۰	۰/۰۷۲	۰/۸۴	۷/۹۱	۴/۹۵	۰/۱۰	۹۰/۸۰	۵۳/۷۱	۹۴/۰۷
۳۰/۱۰	۰/۹۱۱	۰/۰۷	۰/۸۴	۷/۶۸	۵/۲۵	۰/۱۰	۹۰/۵۹	۵۳/۴۰	۹۳/۸۶
۲۵/۱۵	۰/۹۱۲	۰/۰۷	۰/۸۴	۷/۶۷	۵/۰۵	۰/۱۰	۹۰/۸۴	۵۴/۰۹	۹۴/۰۳
۲۰/۲۰	۰/۹۱۰	۰/۰۸	۰/۸۲	۸/۷۹	۴/۹۵	۰/۱۱	۸۹/۶۵	۵۰/۹۰	۹۳/۷۵
۱۵/۲۵	۰/۹۱۱	۰/۰۹	۰/۸۲	۹/۸۷	۴/۶۰	۰/۱۱	۹۰/۱۹	۵۴/۲۹	۹۴/۰۷
۱۰/۳۰	۰/۹۱۱	۰/۰۹	۰/۸۲	۹/۸۷	۴/۶۰	۰/۱۱	۹۰/۰۶	۵۲/۹۸	۹۴/۰۰
۵/۳۵	۰/۹۱۰	۰/۰۸۵	۰/۸۲	۹/۳۴	۴/۸۵	۰/۱۲	۸۸/۱۱	۵۹/۴۷	۹۱/۲۲
۰/۴۰	۰/۹۱۰	۰/۰۹	۰/۸۲	۹/۸۹	۵/۳۵	۰/۱۲	۸۸/۸۶	۵۴/۸۹	۹۲/۷۶

جدول ۶ - تغییرات pH نسبت به عیار و بازیابی مس

تغییرات pH	عیار سنجی (٪)				کنسانتره Cu (٪)	باطله Cu (٪)	بازیابی (٪)		
	$Cu_{کل}$	CuO	CuS	$CuO/Cu_{کل}$			$Cu_{کل}$	CuO	CuS
۹/۵	۰/۹۱۶	۰/۰۷۹	۰/۸۵۴	۷/۶۴	۵/۰۰	۰/۱۲	۸۹/۰۸	۵۶/۹۳	۹۲/۰۵
۱۰	۰/۹۱۵	۰/۰۸۱	۰/۸۴۳	۸/۸۵	۵/۱۵	۰/۱۰	۹۰/۶۵	۵۸/۵۱	۹۳/۸۳
۱۰/۵	۰/۹۱۵	۰/۰۸۰	۰/۸۳۴	۸/۷۴	۵/۰۰	۰/۱۰	۹۰/۷۷	۵۸/۷۱	۹۳/۹۳
۱۱	۰/۹۱۵	۰/۰۸۳	۰/۸۳۰	۹/۰۷	۴/۸۰	۰/۱۰	۹۰/۸۲	۵۸/۸۲	۹۴/۲۰
۱۱/۵	۰/۹۱۵	۰/۰۷۰	۰/۸۴۳	۷/۶۵	۵/۰۵	۰/۱۰	۹۰/۸۴	۵۸/۰۶	۹۴/۰۳
۱۲	۰/۹۱۵	۰/۰۷۰	۰/۸۴۰	۰/۶۵	۴/۸۵	۰/۱۲	۸۸/۸۴	۵۴/۰۶	۹۲/۰۳

جدول ۷ - تغییرات زمان خردایش نسبت به عیار و بازیابی مس

تعداد ذرات زیر ۷۴ میکرون	زمان خردایش دقیقه	عیار سنجی (٪)				کنسانتره Cu (٪)	باطله Cu (٪)	بازیابی (٪)		
		$Cu_{کل}$	CuO	CuS	$\frac{CuO}{Cu}_{کل}$			$Cu_{کل}$	CuO	CuS
۶۵/۳۱	۵	۰/۹۱۰	۰/۰۷	۰/۸۳۹	۷/۶۹	۴/۸۰	۰/۱۶	۸۵/۰۷	۵۲/۳۰	۸۷/۸۶
۷۱/۶	۶/۵	۰/۹۱۲	۰/۰۷	۰/۸۴۰	۷/۶۷	۵/۰۵	۰/۱۰	۹۰/۸۴	۵۴/۰۹	۹۳/۹۴
۷۴/۷	۸	۰/۹۱۴	۰/۰۸	۰/۸۳۰	۸/۶۴	۴/۱۰	۰/۲۲	۸۰/۳۵	۵۲/۳۱	۸۳/۲۶
۸۱/۸۸	۱۰	۰/۹۱۰	۰/۰۸	۰/۸۳۴	۸/۷۹	۳/۷	۰/۲۳	۷۹/۳۷	۵۵/۱۳	۸۲/۲۰

جدول ۸ - تاثیر غلظت سیلیکات سدیم نسبت به بازیابی و عیار مس

غلظت سیلکیات سدیم (g/t)	عمار سنجی (٪)				کنسانتره Cu (٪)	باطله Cu (٪)	بازیابی (٪)		
	$Cu_{کل}$	CuO	CuS	$\frac{CuO}{Cu}_{کل}$			$Cu_{کل}$	CuO	CuS
—	۰/۹۱۲	۰/۰۷	۰/۸۴۰	۷/۶۷	۵/۰۵	۰/۱۰	۹۰/۸۴	۵۴/۰۹	۹۴/۰۳
۲۹/۷۰	۰/۹۱۰	۰/۰۷	۰/۸۲۷	۷/۶۹	۵/۰۵	۰/۱۰	۹۰/۵۴	۵۴/۲۳	۹۳/۸۱
۵۹/۴۰	۰/۹۲۰	۰/۰۷	۰/۸۳۶	۷/۹۳	۳/۹۸	۰/۰۸	۹۲/۸۱	۵۶/۹۶	۹۶/۰۸
۸۹/۰۶	۰/۹۲۰	۰/۰۷	۰/۸۴۲	۷/۸۲	۴/۷۰	۰/۱۱	۹۰/۳۷	۵۲/۳۵	۹۴/۲۱
۱۱۸/۷	۰/۹۲۰	۰/۰۷	۰/۸۵۴	۷/۶۰	۵/۰۳	۰/۰۷	۹۳/۹۳	۵۹/۰۹	۹۶/۳۰
۱۴۸/۴	۰/۹۲۰	۰/۰۷	۰/۸۵۰	۷/۶۰	۴/۸۰	۰/۰۸	۹۲/۵۲	۵۶/۰۷	۹۵/۵۱

۲-۴-۵- تغییرات غلظت سیلیکات سدیم نسبت به عیار و بازیابی مس

آزمایش مشابه حالت قبل و با توجه به پارامترهای بهینه بدست آمده از آزمایش‌های قبلی صورت گرفته است.

با توجه به جدول ۸ غلظت بهینه سیلیکات سدیم نسبت به عیار و بازیابی معادل ۱۱۸/۵ گرم بر تن است.

۲-۵- آزمایش های مرحله شستشو

در مرحله شستشو آزمایش‌ها در چند نوبت و در شرایط بهینه مطابق با وضعیت زیرانجام گردیده است.

الف- نمونه، بدست آمده حاصل از شرایط بهینه رافر با درصد جامد ۱۵

ب- زمان خردایش: ۱۵ دقیقه جهت دستیابی به ۸۴ درصد ریزتر از ۲۲۵ مش

ج- pH: به کمک آهک (۱۲)

د- نسبت غلظت کلکتور:

$R07 / Z_{11}$ =۲/۵ :۲/۵

ه-غلظت‌سیلیکات‌سدیم،۵۹گرم‌بر‌تن

و-زمان‌آماده‌سازی‌وکف‌گیری‌مرحله‌اول‌به‌ترتیب۴و۷دقیقه

ز-زمان‌آماده‌سازی‌وکف‌گیری‌مرحله‌دوم‌به‌ترتیب۲و۷دقیقه(برای‌نتایج حاصل‌از‌این‌مرحله‌از‌آزمایش‌نگاه‌کنیدبه‌جدول۹.)

جدول ۹- نتایج حاصل از آزمایشات مرحله شستشو در شرایط بهینه

محصول	وزن (٪)	عیار (٪)		بازیابی (٪)
		CuO	Cu	
باطله رافر	۸۶	۰/۱۶	۰/۰۷	—
شستشوی باطله ۱	۹/۴	۰/۱	۰/۴	—
شستشوی باطله ۲	۱/۴۳	۰/۲۲	۰/۴۳	
کنسانتره نهایی	۳/۱۷	۱/۲۲	۳۴/۸	۹۱/۴۸

۳-تجزیه‌وتحلیل‌نتایج

باتوجه‌به‌جدول۳،درمرحله‌ای‌که‌ازکلکتورR_{407}به‌تنهایی استفاده گردید و در شرایطی که مصرف کلکتور ۲۵ تا ۴۰ گرم بر تن در نظر گرفته شود، بازیابی معادل ۹۰/۸۴ درصد عیار مس در باطله در حدود ۰/۱ درصد است.

در صورتی که در وضعیت Z_{11} با مصرف ۱۵ تا ۲۰ گرم بر تن باشد، بازیابی در حدود ۹۰/۵۴ و عیار مس در باطله تغییر به‌خصوصی نشان نمی‌دهد، ولی از آنجا که هر یک از کلکتورهای عنوان شده در فرآیند فلوتاسیون(Floatation) رفتار مخصوص به‌خود را دارند لذا با توجه به تجربیات دیگر کارخانجات، بهتر است از ترکیب آنها استفاده شود. میزان ترکیبی این کلکتورها اغلب بین ۱۰ تا ۱۰۰ گرم بر تن است ، که در این حالت بهترین شرایط نسبت ترکیبی ۲۵/۱۵ بوده که با توجه به حفظ بازیابی (۹۰/۸ درصد) عیار باطله را به ۷٪ درصد کاهش می‌دهد.

از آنجا که در کارخانه فرآوری مس سرچشمه از آهک جهت افزایش pH، استفاده می‌شود و آن را به‌صورت خشک به آب و یا به‌صورت شیرآهک به پالپ اضافه می‌کنند، لذا به‌منظور قلیایی کردن محیط، از آهک استفاده شده است. آنچه مسلم است میزان مصرف آهک برای مقادیر بیشتر از ۷، لگاریتمی بوده و کم وبیش حالت تصاعدی دارد. به‌عبارتی مصرف آهک جهت افزایش pH در محیطهای قلیایی است.

جدول ۶ نشان می‌دهد که pH≅۱۱/۵ حد بهینه بوده زیرا از نظر ترمودینامیکی نیز در این pH پیریت عملاً بازداشت می‌باشد (Rezai 1997).

با عنایت به وضعیت کانی‌ها از نظر درجه آزادی (در مرحله رافر) و با توجه به‌جدول ۷، زمان بهینه خردایش، ۶/۵ دقیقه محاسبه شده، که محصول آن ۷۱/۶ درصد ریزتر از ۷۴ میکرون است. کاهش بازیابی و عیار در زمان‌های بیش از این حد ناشی از خردایش بیش از حد مواد سیلیکاته است که با تولید پوشش نرمه، افت بازیابی و عیار را نیز به‌دنبال داشته است.

به‌منظور نرمه‌زدایی از سطوح، نرات و افزایش بار سطحی آنها و بازداشت مواد رسی و سیلیکاته، از سیلیکات سدیم استفاده شده است. با توجه به این که مصرف سیلیکات سدیم از نظر مقدار بسیار حساس می‌باشد، لذا تغییرات خاصی را در عیار مس باعث نشده ولی مصرف آن تا حد ۱۱۸/۷ گرم بر تن باعث بهبود در بازیابی گردیده است.

۴- نتیجه‌گیری

کارخانه فرآوری مس سرچشمه براساس طراحی‌های انجام شده با ظرفیت ۴۰۰۰۰ تن در روز قادر است بیش از ۱۲۰۰ تن مس کنسانتره با عیار ۳۲٪ و عیار باطله ۱۲٪ با بازیابی ۹۱٪ را به مرحله نوب ارسال نماید.

با بررسی وضعیت هشت ساله، یک ساله، ماهانه و روزانه کارخانه، مشخص گردید که علیرغم تولید کنسانتره با عیار مورد نظر، بازیابی بسیار کمتر از مقدار طراحی‌های انجام شده بوده و در بسیاری موارد، عیار مس در باطله بیشتر از حد مجاز می‌باشد که این خود در وضعیت اقتصادی کارخانه روند منفی را طی می‌نماید. تغییرات کانی شناختی در بار اولیه و فرسودگی تجهیزات، خرابی پمپ‌ها و عدم بهینه‌سازی پارامترهای مؤثر از عوامل مهم در کاهش بازیابی شناخته شده است.

نمونه‌گیری سیستماتیک به‌عمل آمده از نقاط حساس کارخانه، نیز نشان دهنده وضعیت نامناسب مؤثر آن است. لذا آزمایش‌های انجام شده بر روی هر یک از پاراسترهای مورد نظر اعم از ماده شیمیایی، زمان فلوتاسیون، زمان خردایش، pH، توزیع ابعادی ذرات، وجود نرمه و بهینه‌سازی انجام شده مشخص گردید که در مرحله رافر میزان مصرف ماده شیمیایی بهینه ۱۵ گرم بر تن با کلکتور Z_{11} و ۲۵ گرم بر تن با کلکتور R_{407} می‌باشد. زمان فلوتاسیون ۱۴ دقیقه، زمان خردایش در آسیا، ۶/۵ دقیقه، pH=۱۱/۵، درصد ابعاد زیر ۲۰۰ مش، ۷۱/۶٪ و میزان سیلیکات سدیم ۱۱۸/۷ گرم بر تن می‌باشد که با این شرایط بازیابی حاصله در مرحله رافر معادل ۹۳/۹۰ درصد خواهد بود.

در مرحله شستشوی رافر نیز مشخص گردید که نیاز به استفاده از سیلیکات سدیم نیست و با مصرف کلکتور Z_{11} و R_{407} هر یک به‌میزان ۲/۵ گرم در تن می‌توان عیار مطلوب و قابل قبول را با بازیابی ۹۱/۴٪ بدست آورد.

در پایان نتایج حاصل از آزمایش‌های انجام شده را چنانچه بتوان با آزمایش‌های چرخه (Cycle) بسته و یا نیمه صنعتی تطبیق داد، می‌توان با سطح اعتماد مهندسی در مقیاس صنعتی نیز بکار برد.

References

Anaconda 1976- Sarcheshmeh design., Sarcheshmeh copper mining company, 1973 Feasibility report (INC).

Rezai, B. 1997- Flotation, Hormozgan University pub., 340-325.

Mining chemical handbook, 1988- Revised Ed. Mineral dressing notes Nb-26.

* دانشکده مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر

** سازمان زمین‌شناسی و اکتشافات معدنی کشور

* Mining and Metallurgical Engineering Department, Amir Kabir University of Technology.

** Geological Survey of Iran.