تعیین پارامترهای موثر بر فلوتاسیون کانسنگ مس اسلام آباد طارم برای افزایش بازیابی

مس

آرش ثبوتی'، امیر زینالی'، بهرام رضایی"*، حسین کامران حقیقی^۴

۱- دانشجوی دکتری، دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر (پلی تکنیک تهران)، تهران، ایران ۲- کارشناسی ارشد فرآوری مواد معدنی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، ایران ۳- استاد، دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر (پلی تکنیک تهران)، تهران، ایران ۴- استادیار، دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر (پلی تکنیک تهران)، تهران، ایران

چکیدہ

در این پژوهش، برای تهیه نمونه معرف از محدوده اسلام آباد واقع در شهرستان طارم، از نمونههای مغزههای برش خورده حفاری اکتشافی استفاده شد، سپس مطالعات شناسایی نمونه معرف انجام شد. بر اساس مطالعات پتروگرافی و مینرالوگرافی، کانیهای اصلی نمونه شامل پیریت، کالکوپیریت، تنانتیت، تتراهدریت میباشد. براساس آنالیز XRD، نمونه عمدتا از کانیهای کوارتز، دولومیت، آلبیت، موسکویت-ایلیت، کلسیت، پتاسیم فلدسپات، کائولینیت، پیریت تشکیل شده است. نتایج آنالیز AAS نشان داد که عیار مس و طلا، به ترتیب ۲/۰ درصد و طوم ۳۶۸ است. در مطالعات میکروسکوپ الکترونی روبشی، هیچگونه طلای آزاد مشاهده نشد و طلا عمدتا به صورت جایگزینی در شبکه کانیهای گالن، کالکوپیریت و پیریت حضور دارد. بر اساس مطالعات درجه آزادی، درجه آزادی کالکوپیریت در دانهبندی ۹۶۴ – _مله، حدوداً ۹۷/۰۳ درصد است. به منظور فلوتاسیون کالکوپیریت، پارامترهای موثر مانند Hq، غلظت کلکتور، نوع و غلظت کفساز و غلظت بازداشت کننده بررسی شد. نتایج نشان داد که در شرایط بهینه، ۸/۸=Hq، غلظت ۱۵۰ گرم بر تن، ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم و غلظت بازداشت کننده بررسی شد. نتایج نشان داد که در شرایط بهینه، ۸/۸=Hq، غلظت ۱۵۰ گرم بر تن، ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم مالکوپیریت در دانهبندی ۲۶۰ – مله درصان داد که در شرایط بهینه، ۸/۸=Hq، غلظت ۱۵۰ گرم بر تن، ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم مالکوپیریت و خلطت بازداشت کننده بررسی شد. نتاین داد که در شرایط بهینه، ۸/۸=Hq، غلطت ۱۵۰ گرم بر تن، ترکیب دو کلیت آمیل گزنتات به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد، غلظت ۴۰۰ گرم بر تن از ترکیب دو کفساز پلی پروپیلن گلیکول و متیل ایزوبوتیل کربونیل به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد و غلظت ۶۰ روی یکسان ۵۰ درصد، غلظت ۴۰ گرم بر تن از ترکیب دو کفساز پلی پروپیلن گلیکول و متیل ایزوبوتیل کربونیل به به مرحله ۵۰ درصد و غلظت ۶۰ درصد آمده، کنسانترهای با عنار و بازیابی مس به ترتیب ۱۸/۱۰ و ۸۲ درصد باست آمد که با یک مرحله

كلمات كليدي

فلوتاسیون، کالکوپیریت، مس، طلا، پارامترهای موث

^{* &}lt;u>Rezai@aut.ac.ir</u>

۱– مقدمه

فلز مس دارای قابلیت شکل پذیری قابل توجه، مقاوم در برابر خوردگی و هدایت الکتریکی و حرارتی عالی آن در همه ابعاد زندگی روزمره ما کاربرد دارد. در طبیعت، مس معمولا به عنوان کانی سولفیدی مس وجود دارد. کالکوپیریت، برونیت و کالکوسیت سه مورد از مهم ترین کانیهای سولفیدی مس هستند [۱]. امروزه با کاهش کانسارهای با عیار نسبتاً بالا و لزوم بهره برداری از کانسارهایی با عیار کم (حدود چند دهم درصد مس)، روشهای پیشرفته تر فرآوری مواد معدنی از قبیل فلوتاسیون و هیدرومتالورژی، به کار گرفته شده است. فلوتاسیون، یکی از کارآمدترین فرآیند رایج در صنعت معدنکاری به حساب میآید که برای جداسازی مواد معدنی با ارزش از گانگها به کار میرود. این روش بر اساس تفاوت در خاصیت ترشوندگی سطح مواد مختلف استوار است، فرآیند فلوتاسیون تحت تاثیر عوامل متعددی از جمله عیار، توزیع ابعادی ذرات، درجه آزادی و ترکیب کانیشناسی و متغیرهای فرآیندی مانند میزان مصرف مواد شیمیایی، HP و غیره است [۲].

اخیرا ترکیب دوتایی کلکتورها به جای کلکتورهای تکی، به دلیل پوشش سطحی بهتر کلکتور روی سطح کانیها بخصوص کانیهای سولفیدی استفاده میشود که ترکیب دوتایی کلکتورها باعث ایجاد حالت انتخابی نسبت به آنها میشود. اغلب کلکتورهای با خاصیت انتخابی بیشتر، در صورت ترکیب با کلکتورهایی با قدرت شناورسازی بیشتر، فرآیند فلوتاسیون را بهبود میبخشد [۳].

هنگون و همکاران در سال ۲۰۰۵، از کلکتورهای مختلفی برای فلوتاسیون مس سولفیدی استفاده کردند. نتایج آنها نشان داد که دی اتیل دی تیو کربونات، ضعیف ترین کلکتورکانی های سولفیدی مس بود. در مقابل، بالاترین بازیابی مس با کلکتور دی اتیل دی تیوفسفات به دست آمد [۴]. بگسی و همکاران در سال ۲۰۰۷، از مخلوط دو کلکتور سدیم دی ایزوبوتیل دی تیوفسفات و سدیم ایزوپروپیل گزنتات برای فلوتاسیون کالکوپیریت استفاده کردند، نتایج آنها نشان داد که حداکثر اثر هم افزایی استفاده از مخلوط دو کلکتور بستگی به نسبت دو کلکتور و توالی افزودن کلکتور دارد. [۵].

کلینی و همکاران در سال ۲۰۱۳، به بهینهسازی فرآیند فلوتاسیون انتخابی کالکوپیریت، اسفالریت و پیریت از کانسنگ حاوی مس روی معدن تکنار پرداختند. نتایج نشان داد که مؤثرترین عوامل برای بازیابی مس و بازیابی روی در کنسانتره مس، تاثیر نوع مخلوط کلکتوری است. نتایج بهینهسازی نشان داد که با بیشینه کردن بازیابی مس، به ترتیب بازیابی مس، بازیابی روی و میزان پیریت برابر با ۸۹/۰۴، ۲۵/۳ و ۲/۰۲ درصد با سدیم ایزوپروپیل گزئتات با سدیم دی بوتیل دی تیوفسفات و دکسترین به ترتیب به عنوان مخلوط کلکتوری و بازداشت کننده پیریت، سولفات روی ۵۰۰ گرم بر تن و pH=۱۱/۳۵ بدست آمد [۶]. قدرتی و همکاران در سال ۲۰۱۳، به بهینه سازی غلظت مواد شیمیایی مورد استفاده در فلوتاسیون مس مجتمع شهر بابک با استفاده از طراحی آماری پرداختند. با کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات : ۸/۹۹ گرم بر تن، کلکتور تیونوکربامات : ۲۲/۸ گرم بر تن، کلکتور دی تیوفسفات : ۵/۰۵ گرم بر تن، کفساز A65 : ۱۲/۵۲ گرم بر تن و کف ساز A70 : ۷/۶۸ گرم بر تن به عنوان شرایط بهینه جهت رسیدن به حداکثر بازیابی ۹۱/۳۱ درصد به دست آمد [۷]. معظمی و همکاران در سال ۲۰۱۴، به بهینه سازی غلظت مواد شیمیایی مصرفی در فلوتاسیون کانسنگ مس میدوک پرداختند. نتایج نشان داد که در شرایط بهینه، ۱۰ گرم بر تن کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات، ۲۰ گرم بر تن کلکتور سدیم دی ایزوبوتیل دی تیوفسفات، ۲۰ گرم بر تن MIBC و ۱۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم کنسانترهای با عیار مس ۲/۹۴ درصد و بازیابی ۹۰/۸ درصد در مرحله رافر بدست آمد [٨]. شاهچراغی و همکاران در سال ۲۰۱۴، به بررسی تاثیر چهار پارامتر pH، مقدار کلکتور، مقدار کفساز و زمان آمادهسازی بر عملکرد متالورژیکی و سینتیکی فلوتاسیون مس پرداختند. در شرایط بهینه عملیاتی (مقدار کلکتور دی تیوکربامات : ۱۳ گرم بر تن، مقدار کفساز A65 : ۸ گرم بر تن، pH=۱۱/۵۴ و زمان آماده سازی : ۴/۱۷ دقیقه)، بازیابی فلوتاسیون مس با سطح اعتماد ۹۵ درصد در محدوده (۹۰/۸۷–۹۸/۱۸) درصد، ثابت سینتیک فلوتاسیون مس در محدوده (۱/۴۱–۱/۳۵) بر دقیقه و کارایی جدایش فلوتاسیون در محدوده (۸۰/۵۳ - ۸۰/۵۷) درصد قرار گرفت [۹]. پوربهاالدینی و پازوکی در سال ۲۰۱۵، به بررسی پارامترهای موثر بر فلوتاسیون کانسنگ مس کارخانه مس فلز رنگین با تمرکز بر روی فلوتاسیون پیریت پرداختند. از سیانید سدیم و سیلیکات سدیم برای بازداشت پیریت و گانگهای سیلیکاته استفاده شد. در شرایط بهینه، عیار مس در کنسانتره در ترکیب کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات با سدیم دی ایزوبوتیل دی تیوفسفات ۱۸/۲۹ درصد و در ترکیب کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات با پتاسیم آمیل گزنتات ۱۸/۳۳ درصد بدست آمد[۱۰]. تحقیقات ژانگ و همکاران در سال ۲۰۱۵، نشان داد که کلکتور سدیم دی ایزوبوتیل دی تیوفوفینات، به دلیل جذب بیشتر بر روی کالکوپیریت و گالن، نسبت به اسفالریت و پیریت، اثر کلکتوری قدرتی تر و گزینش پذیرتر بر

روی کانههای سولفیدی مس و کانههای سولفیدی سرب و روی نسبت به کلکتورهای معمول دارد [۱۱]. آووسو و همکاران در سال ۲۰۱۶، نشان دادند که در فلوتاسیون انتخابی کالکوپیریت، در صورت استفاده از کلکتور کانولا به جای کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات، بازیابی مس کاهش مییابد اما در صورتی که از ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و کانولا، با نسبت یک به یک استفاده شود، عیار کنسانتره افزایش مییابد [۱۲]. زارع ورزقان و همکاران در سال ۲۰۱۷، به بررسی تاثیر کانیهای اکسیدی مس بر بازيابي مدار فلوتاسيون كارخانه تغليظ مس سونگون پرداختند، نتايج نشان داد كه استفاده از سولفيد آمونيوم به عنوان عامل سولفیداسیون در pH=۱۱، علاوه بر بهبود بازیابی مس اکسیدی، مقدار بازیابی مس سولفیدی نیز به مقدار ۲/۸۸ درصد افزایش یافت [۱۳]. مولایی و همکاران در سال ۲۰۱۸، به بررسی تاثیر مواد شیمیایی و همچنین پارامترهای موثر در جدایش انتخابی کالکوپیریت پرداختند. نتایج آنها نشان داد که پیریت و کالکوپیریت در تمامی شرایط مشابه هم عمل کرده و بیشترین تاثیر بر روی فلوتاسیون انتخابی کالکوپیریت، نوع کلکتور دارد. در شرایط بهینه کلکتور Aero 407 با غلظت ۲۵ گرم بر تن و pH=۱۱/۵، بیشترین عیار و بازیابی مس به ترتیب ۲۱/۳ و ۷۹/۹۵ درصد بدست آمد [۱۴]. وان ژونگ و همکاران در سال ۲۰۱۹، از ترکیب دو کلکتور سدیم بوتیل گزنتات و دودسیل آمین به همراه تست شناورسازی پتانسیل زتا و آنالیز طیف سنجی مادون قرمز مورد بررسی قرار دادند. نتایج حاصل نشان داد که استفاده ترکیبی از سدیم بوتیل گزنتات و دودسیل آمین تاثیر بهتری نسبت به استفاده از تک کلکتور سدیم بوتیل گزنتات دارد که باعث افزایش بازیابی مس میشود [16]. بازمانده و سام، در سال ۲۰۲۰، به بررسی کلکتور جدید ۲، ۵-دی مرکاپتو-۱، ۳ و ۴ – تیادیازول (DMT) برای فلوتاسیون کانسنگ مس سرچشمه پرداختند. در این تحقیق، از ماده شیمیایی DMT به عنوان کلکتور جدید در بازه pH بین ۱۰ تا ۱۱/۸ مورد آزمایش و بررسی قرار گرفت. تعداد ۹ آزمایش برای تعیین کارآیی کلکتور و تعداد ۸ آزمایش تکمیلی برای تعیین تاثیر مقادیر متفاوت از این کلکتور انجام شد. بر اساس نتایج، در pH معادل ۱۱۱/۲، درصد بازیابی و عیار مس به ترتیب ۸۸/۲ و ۱۱/۹ به دست آمد که نسبت به شرایط کارخانه به ترتیب ۲/۱ و ۳/۹ درصد افزایش داشت. در این حالت بازدهی جدایش ۱۷ درصد افزایش یافت و بازیابی و عیار آهن کنسانتره نسبت به شرایط کارخانه به ترتیب ۱۷/۱ و ۴/۸ درصد کاهش یافت [18]. منظری توکل و همکاران در سال ۲۰۲۱، به بررسی فلوتاسیون تفریقی مس، روی و سرب معدن چهل کوره زاهدان پرداختند. آزمایش فلوتاسیون رافر با هدف جداسازی کانیهای مس - سرب از کانیهای روی انجام شد و در مرحله بعد با انجام دو مرحله آزمایش فلوتاسیون کلینر، عیار مس به ۲۱/۱۲ درصد افزایش یافت [۱۷]. برفهای و پارساپور در سال ۲۰۲۲، به بررسی اثر pH و مواد شیمیایی بر پایداری کف، بر روی نمونه تهیه شده از کارخانه فرآوری مس محمدآباد دلیجان با روش تاگوچی پرداختند. نتایج نشان داد که بالاترین پایداری کف در g/t ،pH=۱۱/۲ کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات، g/t ۱۵ g/t کلکتور دی تیو فسفات، ۲۰ g/t کفساز MIBC و ۱۵ g/t كفساز Dowfroth250 حاصل شد [۱۸].

محدوده اسلام آباد در شهرستان طارم واقع شده است که بر اساس مطالعات اکتشافی صورت گرفته، ذخیره قابل قبولی میباشد، اما هیچ گونه امکان سنجی از دیدگاه فرآوری مواد معدنی صورت نگرفته است. بدین منظور ابتدا نمونههای مغزههای برش خورده حفاری اکتشافی تهیه شد، هدف از این پژوهش، ابتدا شناسایی و خواص سنجی دقیق نمونه با آنالیزهای دستگاهی مانند XRF، XRD و SEM-WDX از دیدگاه فرآوری مواد معدنی است، سپس بررسی مقادیر بهینه پارامترهای موثر مانند pH، غلظت کلکتور، نوع و غلظت کفساز و غلظت بازداشت کننده جهت دستیابی به کنسانتره با عیار و بازیابی مناسب مس و عیار بالا طلا با فرآیند فلوتاسیون و توسعه فلوشیت فرآیند فلوتاسیون است.

۲- مواد و روش آزمایش

۲-۱- مواد معدنی و روشها

برای تهیه نمونه معرف از محدوده اسلام آباد واقع در شهرستان طارم، ابتدا نمونههای مغزههای برش خورده حفاری اکتشافی تهیه شد، سپس کل نمونهها با سنگ شکنهای فکی، مخروطی و غلتکی، تا ابعاد زیر ۲ میلی متر خرد شدند، در ادامه؛ نمونه همگن و با استفاده از تقسیم کن ریفل به دو بخش مساوی تقسیم شدند. یک بخش از نمونه به قسمت بایگانی و بخش دیگر با آسیای گلولهای تحت نرمایش قرار گرفت. به منظور تعیین ترکیب شیمیایی نمونه، آنالیز فلوئورسانس اشعه ایکس (XRF) مدل X Unique II ساخت شرکت فیلیپس و جهت شناسایی کانیهای تشکیل دهنده از آنالیز پراش اشعه ایکس (XRD) مدل YPert MPD ساخت شرکت فیلیپس و همچنین برای شناسایی کمی عناصر موجود در نمونه از روش آنالیز AAS استفاده شد. برای شناسایی دقیق کانیها و همچنین برای محاسبه درجه آزادی کانیهای حاوی مس، مطالعات پتروگرافی و مینرالوگرافی با میکروسکوپ نوری و الکترونی با تهیه مقاطع صیقلی و نازک، استفاده شد. بعد از تهیه مقاطع صیقلی، مطالعات با استفاده از میکروسکوپ الکترونی مدل XL ساخت شرکت فیلیپس و مجهز به 'WDX و تهیه نقشه توزیع عناصر (Ray Mapping) انجام شد. تصویربرداری با این آشکارساز، فازها یا کانیهای سنگین به صورت روشن دیده می شود. با کاهش متوسط عدد اتمی فاز یا کانی، از روشنی آن در تصویر کاسته میشود.

۲-۲- مواد شیمیایی مورد استفاده

برای انجام آزمایشهای فلوتاسیون از مواد شیمیایی مختلفی استفاده شده است (جدول ۱).

نقش و کاربرد	فرمول شيميايي	مواد شیمیایی
كلكتور آنيونى	C5H11OCS2K	پتاسیم آمیل گزنتات (PAX)
كلكتور آنيونى	C ₃ H ₇ S ₂ Na	سدیم ایزوپروپیل گزنتات (SIPX)
بازداشت كننده	Na ₂ SiO ₃	سيليكات سديم
كفساز	C ₆ H ₁₃ OH	متيل ايزوبوتيل كربونيل (MIBC)
كفساز	H(C ₃ H ₆ O) _{6.5} OH	پلی پروپیلن گلیکول (A65)
كفساز	مشابه MIBC	متيل ايزوبوتيل كربونيل (A70)
تنظيم pH	CaCO ₃	آهک

جدول ۱ : مشخصات مواد شیمیایی مورد استفاده در آزمایشهای فلوتاسیون Table 1: The specifications of the chemicals used in flotation tests

۲-۳- آزمایشهای فلوتاسیون

(1)

آزمایشهای فلوتاسیون در یک سلول مکانیکی دنور و محدوده پارامترهای مورد بررسی در جدول ۲ آورده شده است که نقطه میانی محدودهها، به عنوان نقطه شروع در نظر گرفته شده است. کنسانتره جمعآوری شده و نیز باطله باقیمانده در سلول پس از فیلتراسیون و خشک کردن توزین شدند. عیار محصولات با نمونه گیری از کنسانتره و باطله در هر آزمایش، توسط دستگاه جذب اتمی خوانش شد و با در اختیار داشتن عیار و وزن، بازیابی هر آزمایش با استفاده از رابطه (۱)، محاسبه شد. همچنین؛ تمام دادهها، موازنه جرم شده و آزمایش هایی که میزان خطای بالایی در موازنه جرم داشتند، تکرار شدند [۱۹].

$$R = \frac{C.c}{F.f} \times 100$$

که در آن C : وزن کنسانتره (گرم)، c : عیار مس در کنسانتره (درصد)، F : وزن خوراک (گرم) و f : عیار مس در خوراک (درصد)

^{1.} Wavelength Dispersive X-Ray

^{2 .} Back scattered electron



کانسنگ تهیه شده بعد از خردایش با سنگ شکنهای فکی، مخروطی و استوانهای، بر اساس مطالعات درجه آزادی، با آسیای گلولهای تحت نرمایش قرار گرفت و آنالیز ابعادی شد (جدول ۳ و شکل ۱). بر اساس جدول ۳ و شکل ۱، اندازه ۸۰ درصد ذرات کمتر از ۶۳ میکرون (d_۸.=۶۳ μ) است.

جدول ۳ : آنالیز دانه بندی

Table 3: Particle Size Analysis			
درصد تجمعي عبور	درصد تجمعي باقيمانده	درصد وزن باقيمانده	سرند(ميكرون)
۹٩/+۵	٠/٩۵	۰/۹۵	+149
9.W/V	۶/٣	۵٬۳۵	۱۴۹ - و ۱۴۹
$\lambda F / \lambda$	۱۳/۲	۶۱۹	۱۰۵ - و ۲۴+
٧٩/۴۵	۲ • /۵۵	۷/۳۵	۷۴- و ۶۳+
VT/T	۲۶/۸	8180	۶۳- و ۶۳
88/0	۳۳/۵	۶/Y	۵۳- و ۴۴+
•	1	88/0	-FF
		1	مجموع



Figure 1: Particle Size Analysis curve

۳- نتايج

۳-۱- نتایج شناسایی و خواص سنجی نمونه

۳-۱-۱- نتایج مطالعات میکروسکوپ نوری

نتایج حاصل از مطالعات میکروسکوپ نوری نشان داد که نمونه، مربوط به نوعی سنگ آذرین خروجی تا آذرآواری با ترکیب حدواسط تا فلسیک است. مطابق شکل ۲، درشت بلورها از جنس پلاژیوکلاز و بیوتیت اند که اغلب توسط کانیهای ثانویه از جمله کربناتها، سریسیت، کوارتز و کانیهای رسی به همراه کانیهای ایک جانشین شدهاند. زمینه سنگ به صورت شیشهای با بافت جریانی است و اغلب به کانیهای رسی دگرسان شده است. کانهزایی اغلب در راستای رگچهی ثانویه با ترکیب کوارتز و کربنات تشکیل شده است. بافت سنگ هیالو میکرولیتی پورفیریک بوده است و توسط رگچههای ثانویه هیدروترمالی بارور قطع شده است.



شکل ۲ : الف و ب– تصاویری از کانیهای فنوکریستال پلاژیوکلاز (Pl) در زمینه شیشهای با جانشینی آنها با کوارتز (Qz) و کربنات (Ca)، ج– تشکیل کوارتز و کربنات هیدروترمالی به صورت بلورین در شکستگی، د– کربناتهای هیدروترمالی به همراه کانهها با بافت پراکنده در زمینه آن، نور عبوری XPL.

Figure 2: a and b – Images of phenocryst minerals of plagioclase (Pl) in a glassy matrix with their replacement by quartz (Qz) and carbonate (Ca); c – Formation of quartz and hydrothermal carbonate as crystalline in fractures; d – Hydrothermal carbonates along with minerals with a disseminated texture in the matrix, transmitted light XPL.

براساس مطالعات مینرالوگرافی (شکل ۳)، مهمترین کانههای تشکیل دهنده نمونه، شامل بلورهای پیریت، کالکوپیریت، تنانتیت، تتراهدریت و بیسموت هستند. پیریت به صورت شکلدار تا نیمه شکلدار با بافت دانهای پراکنده و در راستای رگچهی ثانویه هیدروترمالی با ترکیب سیلیسی-کربناتی تشکیل شده است. ابعاد بلورهای پیریت از کوچکتر از ۲/۱ میلیمتر تا بزرگتر از ۵/۱ سانتی-متر متغیر هستند. کالکوپیریت به صورت بی شکل با بافت دانه پراکنده و رگچهای تشکیل شده است. ابعاد کالکوپیریت کوچکتر از ۲/۱ تا بزرگتر از ۲ میلیمتر متغیر است. تنانتیت و تتراهدریت اغلب به همراه کالکوپیریت تشکیل شده است. دارای بافت دانه پراکنده و رگچه ای تشکیل شده است. ابعاد کالکوپیریت کوچکتر از ۲/۱ ای هستند. ابعاد آنها کوچکتر از ۲/۱ میلیمتر تا ۱ میلیمتر متغیر هستند. بیسموت به صورت ادخال در داخل پیریت و کالکوپیریت دیده می شود و ابعاد آنها اغلب بین ۲/۱ تا ۲/۲ میلیمتر است. براساس مطالعات بافتی، پیریت قبل از کالکوپیریت و تنانتیت/ تتراهدریت تشکیل شده است. در شکستگیها و فضای بین بلورهای شکلدار پیریت، کانههای کالکوپیریت به همراه تنانتیت و تتراهدریت تشکیل شده است. در برخی از بخشها، کالکوپیریت جانشین سولفوسالتها از جمله تنانتیت و تتراهدریت شده و در برخی بخشها برعکس بوده است. در این نمونه طلای آزاد مشاهده نگردید.





شکل ۳ : الف – پیریت (Py) و کالکوپیریت (Cpy) به همراه تنانتیت (Tn) / تتراهدریت (Tt) با ادخالهای بیسموت، ب – تشکیل کالکوپیریت (Tn) ((Tn) به همراه تنانتیت (Tn) به همراه تنانتیت (Tn) به همراه تنانتیت (Tn) ((Tn) به همراه تنانتیت (Tn) تتراهدریت (Tn) ، به ممراه تنانتیت (Tn) ، به مورت دانه پراکنده در زمینه کربناتی، د، ه – تشکیل کالکوپیریت (Ty) ، به صورت جانشینی در حاشیه کانیهای تنانتیت (Tn) ، تتراهدریت (Tt) ، مورت دانه پراکنده در زمینه کربناتی، د، ه – تشکیل کالکوپیریت (Tn) ، به صورت دانه پراکنده در زمینه کربناتی، ده – تشکیل کالکوپیریت (Tn) ، به صورت دانه پراکنده در زمینه کربناتی، در مان یی در Tn) ، مورت دانه پراکنده در زمینه کربناتی، ده – تشکیل کالکوپیریت (Tt) ، مورت جانشینی در حاشیه کانیهای تنانتیت (Tn) ، تتراهدریت (Tt) ، و – کالکوپیریت (Cpy) ، به مراه تنانتیت (Tn) ، تتراهدریت (Tt) در شکستگی و فضای بین بلورهای پیریت، نور

Figure 3: a - Pyrite (Py) and Chalcopyrite (Cpy) with Tennantite (Tn)/Tetrahedrite (Tt) with bismuth inclusions, b -Formation of Chalcopyrite (Cpy) with Tennantite (Tn)/Tetrahedrite (Tt) in the space between pyrite crystals, c -Chalcopyrite (Cpy) with Tennantite (Tn)/Tetrahedrite (Tt) as scattered grains in a carbonate matrix, d - Formation of Chalcopyrite (Cpy) as replacement along the margins of Tennantite (Tn)/Tetrahedrite (Tt) minerals, e - Chalcopyrite (Cpy) with Tennantite (Tn)/Tetrahedrite (Tt) in fractures and spaces between pyrite crystals, reflected light.

۳-۱-۲- درجه آزادی کالکوپیریت

مطالعات درجه آزادی کانی کالکوپیریت به عنوان مهمترین و فراوان ترین کانه حاوی مس، با انجام دانه شماری دانههای حاوی کالکوپیریت صورت گرفت. کالکوپیریت فراوانی قابل توجهی نسبت به سایر کانهها دارد و در نمونه دانهبندی شده، ابعاد دانههای کالکوپیریت اغلب بین ۲۰ میکرومتر تا ۰/۰۷ میلیمتر متغیر است. از حدود ۱۳۵ کانه کالکوپیریت شمارش شده در ۹۳ = ۵٫۰ در نمونه، ۱۳۱ دانه آزاد بوده و ۴ دانه به صورت درگیر با سایر کانهها میباشد. بر این اساس، درجه آزادی کالکوپیریت در دانه بندی ۹ م. حدوداً ۹۷/۰۳ درصد است.

AAS و XRF ، XRD و XRF و XRD

نتایج آنالیز XRD تایید کننده مطالعات میکروسکوپی بود، نتایج آنالیز XRD در شکل ۴ و جدول ۴ آورده شده است که بر اساس آن، کانی های اصلی نمونه عمدتا شامل کانیهای کوارتز، دولومیت، آلبیت، موسکویت-ایلیت، کلسیت، پتاسیم فلدسپات، کائولینیت و پیریت تشکیل شده است. نتایج آنالیز XRF در جدول ۵ آورده شده است. نتایج آنالیز AAS نشان داد که عیار مس و طلا موجود در نمونه به ترتیب ۰/۳ درصد و ۳۶۸ ppm است. با توجه به مقدار کم طلا، امکان شناسایی کانیهای مرتبط با استفاده از آنالیز XRD و میکروسکوپ نوری نیست. بنابراین برای شناسایی کانیهای حاوی طلا از میکروسکوپ الکترونی مجهز به WDX استفاده شد.



جدول ۵ : ترکیب شیمیایی نمونه مورد استفاده با آنالیز XRF

Table 5: Chemical composition of sample determined by XRF								
K ₂ O	Cl	S	P_2O_5	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	Na ₂ O	تركيب
٣/٧۵	•/• 49	•/44	٠/١۵	۵۲/۵	17/1	۲/۹۷	۰ /۳۱	درصد
L.O.I	PbO	CuO	Fe_2O_3	MnO	V_2O_5	TiO ₂	CaO	تركيب
۱۱/۵۸	•/•٣	٠/۴	۶/۵	۰/٣٣	•/• ۳۵	• /VA	V/۵	درصد
-								

٣-١-۴- نتايح مطالعات ميكروسكوپ الكتروني

نتایج حاصل از مطالعات میکروسکوپ الکترونی نمونه با تهیه نقشه توزیع عناصر در شکل ۵ و ۶ نشان داده شده است. در شکل ۵، یک ذره با ابعاد حدود ۱۵ میکرون، درگیری کانیهای کالکوپیریت (خاکستری روشن) نشان داده شده است که با یک ذره روشن با ابعاد کوچکتر از ۲ میکرون درگیر هستند. کانی روشن به دلیل حضور سرب و حضور گوگرد، گالن است؛ که مقداری طلا در شبکه هر دو کانی کالکوپیریت و گالن قابل مشاهده است. در شکل ۶، دو ذره درگیر کنار هم را نشان میدهد. ذرات خاکستری تیره که دارای آهن و گوگرد و فاقد مس هستند، پیریت بوده و ذرات خاکستری روشن که دارای مس و آهن و گوگرد بوده، کالکوپیریت میباشد که هر کانی حاوی مقداری طلا در شبکه خود هستند.



شکل ۵ : الف: درگیری کالکوپیریت با یک ذره حاوی گالن. ب: نقشه توزیع Cu در تصویر الف. ج: نقشه توزیع Fe در تصویر الف. د: نقشه توزیع در تصویر الف. ح: نقشه توزیع Pb در تصویر الف. خ: نقشه توزیع Au در تصویر الف.

Figure 5: a - Chalcopyrite interacting with a particle containing galena. b - Distribution map of Cu in image a. c - Distribution map of Fe in image a. d - Distribution map of S in image a. e - Distribution map of Pb in image a. f - Distribution map of Au in image a.



شکل ۶ : الف: درگیری کانی کالکوپیریت با پیریت. ب: تصویر الف با بزرگنمایی بیشتر. ج: نقشه توزیع Cu در تصویر ب. د: نقشه توزیع Fe در تصویر ب. ح: نقشه توزیع S در تصویر ب. خ: نقشه توزیع Au در تصویر ب.

Figure 6: a - Interaction of chalcopyrite with pyrite. b - Magnified view of image a. c - Distribution map of Cu in image b.
d - Distribution map of Fe in image b. e - Distribution map of S in image b. f - Distribution map of Au in image b.

۲-۳- نتایج آزمایشهای فلوتاسیون

در این پژوهش، تأثیر عوامل عملیاتی pH، غلظت کلکتور، نوع کفساز و غلظت آن و غلظت بازداشت کننده بر عیار و بازیابی فلوتاسیون مس بررسی شده است. نتایج آزمایش های فلوتاسیون در جدول ۶ آورده شده است.

	Table	6: Results of cop	oper flotation	experiments		
	غلظت بازداشت	غلظت كفساز	نوع كفساز	غلظت كلكتور	pН	شماره
بابی (٫٫)	کننده (g/ton)	(g/ton)		(g/ton)		آزمايش
۶۰/۵۶	۶ ۳۰	۲.	MIBC	1	λ/λ	١
۵۸/۲	٣.	۲.	MIBC	۱۰۰	١٠	٢
۵۵/۰۵	۶	۲.	MIBC	۱۰۰	۱ ۱/۲	٣
۳۵/۲	٣.	۲.	MIBC	۵۰	λ/λ	۴
۶۰/۵۶	- ۳.	۲۰	MIBC	۱۰۰	λ/λ	۵
۶٨/۵۵	۰۳ (X	۲.	MIBC	10.	λ/λ	۶
80/11	f 77.	۲.	MIBC	۲۰۰	λ/λ	۷
۶۸/۵۵	۰۳ C	۲۰	MIBC	10.	λ/λ	٨
V7/01	f 77.	۲۰	A65/A70	10.	λ/λ	٩
VT/01	f	۲.	A65/A70	10.	λ/λ	١٠
۲۴/۹۶	- ۳.	۳۰	A65/A70	10.	λ/λ	١١
۷۷/۴	٣.	۴.	A65/A70	10.	λ/λ	١٢
۷۷/۴	۳.	۴.	A65/A70	10.	λ/λ	۱۳
۸١/۶۵	۶۰ ک	۴.	A65/A70	10.	Λ/Λ	14
۲۶/۲۲	۳۹۰	۴.	A65/A70	10.	λ/λ	۱۵
۸١/۶۵	۶۰ ک	۴.	A65/A70	۱۵۰	A//A	18
٨٢/١	۶.	4.	A65/A70	10.	λ/λ	١٧
٨٢/٢٥	۶۰	۴.	A65/A70	10.	λ/λ	١٨

جدول ۶: نتایج آزمایشهای فلوتاسیون مس

PH -1−1−۳ اثر

pH یکی از پارامترهای موثر در شناورسازی کانیهای سولفیدی به شمار میرود. در این پژوهش، برای بررسی اثر pH، آزمایشهای فلوتاسیون در شرایط مشابه و در سه سطح pH، مورد بررسی قرار گرفت که نتایج آن در شکل ۷ نشان داده شده است. مطابق شکل ۷ با افزایش pH، عیار مس به تدریج افزایش مییابد، زیرا با افزایش pH از ۸/۸ به ۱۱/۲، سایر کانیهای سولفیدی موجود در نمونه مانند پیریت و گالن، بازداشت میشوند. زیرا یون OH به دلیل فعالیت زیاد در pH بیشتر از ۱۱، از اکسایش گزنتات و تبدیل آن به دی گزنتوژن جلوگیری می کند و همین عامل باعث بازداشت پیریت میشود، همچنین در PH، به دلیل تشکیل هیدروکسی سرب است که به شکل پایدار در سطح گالن تشکیل میشود و باعث بازداشت گالن میشود [۲۰]، درحالیکه با افزایش pH، بازیابی مس از H۸ ۸/۸ تا ۱۲/۱ کاهش می یابد.

مقدار بازیابی طلا در pH=۱۱/۲، برابر با ۳۵/۵ درصد بود و با توجه به مطالعات میکروسکوپ الکترونی، به دلیل وجود طلا در شبکه کانیهای سولفیدی نمونه مانند کالکوپیریت، گالن و پیریت و دستیابی به کنسانترهای با عیار بالای طلا، pH=۸/۸ برای تعیین مقادیر بهینه سایر پارامترها در نظر گرفته شد.



شکل PH بر عیار و بازیابی مس (غلظت کلکتور : ۱۰۰ گرم بر تن، کفساز MIBC و غلظت آن : ۲۰ گرم بر تن و غلظت سیلیکات سدیم : ۳۰ گرم بر تن).

Figure 7: Effect of pH on Cu grade and recovery (collector concentration: 100 g/t, frother type: MIBC and its concentration: 20 g/t, and sodium silicate concentration: 30 g/t).

٣- ٢- ٢- ١ثر غلظت كلكتور

یکی از مهمترین عوامل موثر در افزایش بازیابی کانی با ارزش، بهینه سازی غلظت کلکتور مورد استفاده در فرآیند فلوتاسیون است. در فلوتاسیون کالکوپیریت، کلکتور پتاسیم آمیل گزنتات، قدرت شناورسازی بیشتری دارد و کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات، انتخابی تر عمل می کند. در این پژوهش، از دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم آمیل گزنتات به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد گرفت که نتایج آن در شکل ۸ نشان داده شده است. با افزایش غلظت کلکتور از ۵۰ به ۱۵۰ گرم بر تن، مقدار بازیابی مس افزایش می یابد ولی از غلظت کلکتور، آزمایشهای فلوتاسیون در شرایط مشابه و در چهار سطح غلظت کلکتور، مورد بررسی قرار گرفت که نتایج آن در شکل ۸ نشان داده شده است. با افزایش غلظت کلکتور از ۵۰ به ۱۵۰ گرم بر تن، مقدار بازیابی مس افزایش می یابد ولی از غلظت ۱۵۰ گرم بر تن، بازیابی مس، روند کاهش پیدا می کند که این پدیده ممکن است به دلیل تشکیل همی میسل در سط کانی باشد که به دلیل وجود کلکتور مازاد باعث مسیل بحرانی می شود؛ در حالیکه با افزایش غلظت کلکتور از ۵۰ تا ۱۵۰ گرم بر تن، عیار مس حدود ۷/۰ درصد کاهش می یابد که حاکی از انتقال ذرات گانگ به کنسانتره است؛ که این موضوع می تواند نشان از قدرتی عمل کردن کلکتور پتاسیم آمیل گزنتات باشد و همچنین به دلیل قفل شدگی کانیهای مس نظیر کالکوپیریت و کالکوسیت با سایر کانیهای گانگ سولفیدی، مانند پیریت و گالن باشد [۲۱]. همچنین زمانیکه غلظت کلکتور از حدی بیشتر می شود، مولکولهای کلکتور یک لایه ضخیم بر روی سطح کانیها تشکیل می دهند که می تواند مانع از اتصال حبابهای هوا به کانیها شود که این ام تستاور شدن کانیها را دشوار می کند [۲۲]. بر اساس نتایج حاصل از عیار و بازیابی در غلظتهای محتلف کلکتور، غلظت دام را گرم بر تن از ترکیب دو کلکتور با نسیت وزنی یکسان ۵۰ درصد به عنوان غلظت بهینه انتخاب شد.



تن).

Figure 8: Effect of collector concentration on Cu grade and recovery (pH = 8.8, frother type: MIBC and its concentration: 20 g/t, and sodium silicate concentration: 30 g/t).

۳-۲-۳- اثر نوع کفساز

کفسازها ترکیبات فعال سطحیاند که از یک گروه قطبی و یک زنجیر هیدروکربنی تشکیل شدهاند. در این پژوهش، برای تعیین نوع کفساز بهینه، از دو کفساز، یکی MIBC و دیگری ترکیب A65 و A70 به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد، در شرایط یکسان استفاده شد. مطابق شکل ۹، زمانی که از کفساز MIBC استفاده شد، مقادیر درصد عیار مس محصول و درصد بازیابی مس، نسبت به زمانی که از ترکیب A65 و A70 به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد استفاده شد، کمتر است، همچنین مشاهده شد در کفساز MIBC حبابهایی درشت با تراکم کم تولید می شود، بازیابی و انتقال آب و نرمه به زون کف کمتر است. بنابراین، برای فلوتاسیون ذرات ریز مناسبتر می باشد.

در عمل، استفاده از دو یا چند کفساز جهت دستیابی به ترکیبی از ویژگیهای با ارزش آنها، رایج است؛ در فرآیند فلوتاسیون، اختلاط کفسازها، بسیار مرسوم و از نظر علمی، ثابت شده است. هدف از ترکیب دو کفساز، بهبود کنترل فرآیند، تثبیت کف، تولید حبابهای درشت و ریز برای فلوتاسیون محدوده وسیعی از دانهبندی است [۲۴, ۲۴]. در نتیجه، کفساز بهینه، استفاده از ترکیب دو کفساز A65 و A67 به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد است.



شکل ۹ : اثر نوع کفساز با غلظت ۲۰ گرم بر تن بر عیار و بازیابی مس (۵/۸=pH، غلظت کلکتور : ۱۵۰ گرم بر تن و غلظت سیلیکات سدیم : ۳۰ گرم بر تن).

Figure 9: Effect of frother type at a concentration of 20 g/t on Cu grade and recovery (pH = 8.8, collector concentration: 150 g/t, and sodium silicate concentration: 30 g/t).

۳-۲-۴ غلظت كفساز

برای تعیین مقدار بهینه غلظت کفساز، آزمایش هایی در سه سطح ۲۰، ۳۰ و ۴۰ گرم بر تن از ترکیب دو کفساز A65 و A70 به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد، در شرایط یکسان انجام شد. مطابق با نتایج ارائه شده در شکل ۱۰، مشاهده شد که در غلظت ۲۰ گرم بر تن کفساز، بازیابی مس ۷۲/۵۴ درصد بوده و با افزایش غلظت کفساز به ۴۰ گرم بر تن، بازیابی مس به ۷۲/۴ درصد افزایش می یابد. این افزایش بازیابی به دلیل تولید حباب هایی با توزیع ابعادی وسیع تر و پایداری بیشتر در فرآیند فلوتاسیون است که منجر به بهبود عملکرد فرآیند می شود. در عین حال، با افزایش غلظت کفساز از ۲۰ به ۳۰ گرم بر تن، عیار مس ۲۰۰ درصد کاهش می یابد، اما از ۳۰ به ۴۰ گرم بر تن، تغییرات عیار مس تقریباً ثابت است. این تغییرات نشان دهنده عدم تاثیر قابل توجه افزایش غلظت کفساز از ۳۰ به ۴۰ گرم بر تن بر پایداری و توزیع ابعادی حباب هاست. با افزایش غلظت کفساز، ساختار کلی کف به طور کلی از حباب های بزرگتر با توزیع اندازه وسیع تر به حباب های کوچکتر و با توزیع اندازه بیشتر تغییر می کند [۲۵]. بنابراین، با توجه به نتایچ حاصل از تغییرات عیار و بازیابی در غلظت های مختلف کفساز، غلظت ۴۰ بر تن از ترکیب دو کفساز، ساختار های کف به طور کلی از حباب های بزرگتر با کرم بر تن بر پایداری و توزیع ابعادی حباب هاست. با افزایش غلظت کفساز، ساختار کلی کف به طور کلی از حباب های بزرگتر با



تن).

Figure 10: Effect of frother concentration (A65, A70) on Cu grade and recovery (pH = 8.8, collector concentration: 150 g/t, and sodium silicate concentration: 30 g/t).

۳-۲-۵- اثر غلظت بازداشت کننده

به منظور بازداشت کانیهای کوارتز و گانگهای کلسیت و دولومیت و همچنین متفرق سازی نرمهها، از سیلیکات سدیم استفاده شد [۲۶]. برای بررسی اثر غلظت سیلیکات سدیم، آزمایشهای فلوتاسیون در شرایط مشابه و در سه سطح غلظت بازداشت کننده مورد بررسی قرار گرفت که نتایج آن در شکل ۱۱ نشان داده شده است. در غلظت ۳۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم، مقدار بازیابی و عیار مس، به ترتیب ۷۷/۴ و ۱۱/۵۳ درصد است که با افزایش غلظت بازداشت کننده به ۹۰ گرم بر تن، مقدار عیار مس به ۱۲/۱۸ درصد افزایش ولی در طرف مقابل، بازیابی مس با افزایش ۳۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم، به ۶۰ گرم بر تن، به ۸۱/۵۶ درصد افزایش میابد ولی با افزایش مجدد غلظت سیلیکات سدیم به ۹۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم به ۶۰ گرم بر تن، به ۸۱/۵۶ درصد افزایش می بابد ولی با تعدادی از کانیهای کالکوپیریت با گانگهای کوارتز و کلسیت است که با افزایش غلظت سیلیکات سدیم، کانیهای درگیر هم بازداشت شدهاند. بر اساس نتایج حاصل، وجود سیلیکات سدیم برای کاهش اثرات نرمه و متفرق کردن ذرات ضروری می باشد. همچنین بر ساس عیار و بازیابی حاصل در غلظتهای مختلف سیلیکات سدیم، غلظت ۶۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم، کانیهای در گیر هم بازداشت



تن).

Figure 11: Effect of depressant concentration on Cu grade and recovery (pH = 8.8, collector concentration: 150 g/t, frothers A65 and A70 with concentration: 40 g/t).

۳-۳- شرایط بهینه و توسعه فلوشیت

بر اساس نتایج آزمایشهای فلوتاسیون در مقادیر مختلف پارامترها، مقادیر بهینه پارامترها بدست آمد. شرایط بهینه شامل PH=۸/۸ غلظت ۱۵۰ گرم بر تن از ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم آمیل گزنتات به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد، غلظت ۴۰ گرم بر تن از ترکیب دو کفساز A65 و A70 به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد و غلظت ۶۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم بود. برای اعتبار سنجی شرایط بهینه، آزمایش فلوتاسیون، سه مرتبه تکرار شد که میانگین عیار و بازیابی مس به ترتیب ۱۲/۲ و ۸۲ درصد بدست آمد که نشان دهنده صحت شرایط بهینه پارامترها میباشد. در ادامه برای افزایش عیار، یک مرحله شستشوی مجدد بر روی کنسانتره انجام شد که در نهایت، کنسانترهای با عیار مس و طلا به ترتیب ۱۸/۴۸ درصد و او بازیابی مس ۲۰ درصد م درصد بدست آمد که فلوشیت آن در شکل ۱۲ نشان داده شده است.



Figure 12: Proposed flowsheet for optimizing the flotation process of chalcopyrite ore.

۴– نتیجه گیری

در این پژوهش، پرعیارسازی کانسنگ کالکوپیریت محدوده اسلام آباد واقع در شهرستان طارم به روش فلوتاسیون بررسی شد. به منظور شناسایی و خواص سنجی بهتر نمونه و همچنین برای محاسبه درجه آزادی کانیهای حاوی مس، مطالعات پتروگرافی و مینرالوگرافی با میکروسکوپ نوری و الکترونی انجام شد. برای تعیین ترکیب شیمیایی نمونه، آنالیز XRF و جهت شناسایی کانیهای تشکیل دهنده XRD و همچنین برای شناسایی کمی عناصر موجود در نمونه از آنالیز AAS استفاده شد. عیار مس و طلا در نمونه به ترتیب ۲۰ درصد و XRD به همچنین برای شناسایی کمی عناصر موجود در نمونه از آنالیز AAS استفاده شد. عیار مس و طلا در نمونه به ترتیب ۲۰ درصد و XRD بود. پارامترهای موثر مانند pH، غلظت کلکتور، نوع و غلظت کفساز و غلظت بازداشت کننده در فرآیند فلوتاسیون بررسی شد. در شرایط بهینه، در ۸/۸–pH، غلظت ۱۵۰ گرم بر تن از ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم آمیل گزنتات به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد، غلظت ۲۰ گرم بر تن از ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم درصد و غلظت ۶۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم به عنوان بازداشت کننده، عیار و بازیابی مس به ترتیب ۲/۱ درصد و ۱۵/۶ و بازیابی مس با دو مرحله شستشو بر روی کنسانتره بدست آمده، کنسانتره و طلا به ترتیب ۱۸/۴۸ درصد و از ۱۹/۶ و بازیابی مس

منابع

[1] C. Owusu, D. Fornasiero, J. Addai-Mensah, M. Zanin, Effect of regrinding and pulp aeration on the flotation of chalcopyrite in chalcopyrite/pyrite mixtures, Powder technology, 267 (2014) 61-67.
[2] B. Shean, J. Cilliers, A review of froth flotation control, International Journal of Mineral Processing, 100(3-4) (2011) 57-71.

[3] T. Güler, C. Hiçyılmaz, G. Gökağaç, Z. Ekmekçi, Electrochemical behaviour of chalcopyrite in the absence and presence of dithiophosphate, International Journal of Mineral Processing, 75(3-4) (2005) 217-228.

[4] G. Hangone, Bradshaw, D.**, Z. Ekmekci, Flotation of a copper sulphide ore from Okiep using thiol collectors and their mixtures, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 105(3) (2005) 199-206.

[5] E. Bagci, Z. Ekmekci, D. Bradshaw, Adsorption behaviour of xanthate and dithiophosphinate from their mixtures on chalcopyrite, Minerals Engineering, 20(10) (2007) 1047-1053.

[6] F.S. S.M.J Koleini, M Abdollahy, Optimization of the reagent types and dosage in selective flotation of Cu-Zn Taknar mine by using D-Optimal method of statistical experiments design, Iranian Journal of Mining Engineering (IRJME), 8 (2013) 1-11, in Persian.

[7] M.A. Saeed Ghodrati, S. M. J. Koleini, M. Hekmati, Optimization of Reagent Dosages for Copper Flotation in Shahr-E-Babak Copper Complex Using Statistical Design, Journal of Separation Science and Engineering, 4 (2013) 17-27, in Persian.

[8] S.Z.S. Yaser Moazzami, M.noeparast, M.gharabaghi, Optimization of the reagent dosage used in the flotation of Meiduk copper ore by statistical design, in: The 5th Mining Engineering Conference, Tehran, Iran, 2014, pp. in Persian.

[9] M.A. S.H Shahcheraghi, M.R Khalesi, Investigation of the effect of operating parameters on copper flotation kinetics in the rougher stage, Journal of Mining Engineering, 9(22) (2014).

[10] A.P. Ali Pourbahaldini, Optimization of parameters affecting copper ore flotation at the Rangin Copper Metal Plant, Lorestan University, 2015, in Persian.

[11] H. Zhong, Z. Huang, G. Zhao, S. Wang, G. Liu, Z. Cao, The collecting performance and interaction mechanism of sodium diisobutyl dithiophosphinate in sulfide minerals flotation, Journal of Materials Research and Technology, 4(2) (2015) 151-161.

[12] C. Owusu, K. Quast, J. Addai-Mensah, The use of canola oil as an environmentally friendly flotation collector in sulphide mineral processing, Minerals Engineering, 98 (2016) 127-136.

[13] M.K. Ahad Zare Varzeghan, Asghar Azizi., Investigation on the effect of copper oxide minerals on flotation circuit recovery of the sungun copper complex concentration plant and introducing solutions to increase recovery, Shahrood University of Technology, 2017, in Persian.

[14] N. Molaei, F.S. Hoseinian, B. Rezai, A study on the effect of active pyrite on flotation of porphyry copper ores, Physicochemical Problems of Mineral Processing, 54(3) (2018) 922-933.

[15] W.-z. Yin, Q.-y. Sun, L. Dong, T. Yuan, Y.-f. Fu, Y. Jin, Mechanism and application on sulphidizing flotation of copper oxide with combined collectors, Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 29(1) (2019) 178-185.

[16] M. Bazmandeh, A. Sam, Introduction and Investigation of the New DMT Collector for Flotation of Sarcheshmeh Copper Ore, Journal of Mineral Resources Engineering, 6(4) (2021) 129-140.

[17] M.M.M. Hossien Manzry Tavakoli, Mohamd MahmoudiMeymandi, Investigating the Subtractive Flotation Of Cu - Pb – Zn from the Zahedan ChehelKoure Mine Concentrate, in: 10th Iranian Mining Engineering Conference, in Persian, Sistan O Balouchestan - Zahedan, 2021.

[18] M. Barfaei, G. Parsapour, Effect of pH and reagents on the froth stability in the copper flotation; Case study: Mohammadabad-E-Delijan copper company, Journal of Separation Science and Engineering, 13(2) (2022) 1-12.

[19] S. Koleini, F. Soltani, M. Abdollahy, Optimization of the reagent types and dosage in selective flotation of Cu-Zn Taknar mine by using D-Optimal method of statistical experiments design, Journal of Mining Engineering, 8(19) (2013) 1-11.

[20] H. Maleki, M. Noparast, S. Chehreghani, M.S. Mirmohammadi, A. Rezaei, Optimization of flotation of the Qaleh Zari mine oxidized copper ore sample by the sequential sulfidation approach using the response surface method technique, Rudarsko-geološko-naftni zbornik, 38(1) (2023) 59-68.

[21] N. Lotter, D. Bradshaw, The formulation and use of mixed collectors in sulphide flotation, Minerals engineering, 23(11-13) (2010) 945-951.

[22] S.R. Rao, Surface chemistry of froth flotation: Volume 1: Fundamentals, Springer Science & Business Media, 2013.

[23] H. Khoshdast, A. Sam, Flotation frothers: review of their classifications, properties and preparation, The Open Mineral Processing Journal, 4(1) (2011) 25-44.

[24] H. Khoshdast, A. Hassanzadeh, P.B. Kowalczuk, S. Farrokhpay, Characterization techniques of flotation frothers-A review, Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 44(2) (2023) 77-101.

[25] A. Samiee Bayragh, M. Zakeri, Z. Bahri, Estimation of copper grade from the flotation froth using image analysis and machine vision, Amirkabir Journal of Civil Engineering, 54(3) (2022) 869-884.

[26] M. Liu, B. Hu, C. Zhang, Q. Wang, Z. Sun, P. He, Y. Chen, D. Chen, J. Zhu, Effect of sodium silicate on the flotation separation of chalcopyrite and galena using sodium sulfite and sulfonated lignin as depressant, Minerals Engineering, 182 (2022) 107563.

Determining effective parameters on flotation of Islamabad-Tarom copper ore to increase copper recovery

Arash Sobouti^a, Amir.Zeynali^b, Bahram Rezai^{c*}, Hossein Kamran Haghighi^d

^a Ph.D Student, Department of Mining Engineering, Amirkabir University of Technology, Iran, Tehran
 ^b Msc in Mineral Processing, Faculty of Engineering, Tarbiat Modares University, Tehran, Iran
 ^c Professor, Department of Mining Engineering, Amirkabir University of Technology, Iran, Tehran
 ^d Assistant Professor, Department of Mining Engineering, Amirkabir University of Technology, Iran, Iran

Tehran

ABSTRACT

In this study, samples of cut cores from exploratory drilling were used to prepare a representative sample from the Islamabad area located in Tarom, then identification studies were conducted. Based on petrographic and mineralographic studies, the main minerals in the sample include pyrite, chalcopyrite, tennantite, and tetrahedrite. Based on XRD analysis, the sample mainly consists of the minerals quartz, dolomite, albite, muscovite-illite, calcite, potassium feldspar, kaolinite, and pyrite. AAS analysis results indicated that the copper and gold grades are 0.3% and 368 ppb, respectively. In scanning electron microscope studies, no free gold was observed; instead, gold is primarily present as a replacement in the lattice of the minerals galena, chalcopyrite, and pyrite. Based on liberation studies, the liberation degree of chalcopyrite at a particle size of $d_{80} = 63\mu$ is approximately 97.03%. For chalcopyrite flotation, effective parameters such as pH, collector concentration, type and concentration of frother, and concentration of depressant were examined. The results showed that under optimal conditions, pH 8.8, collector concentration of 150 g/t, a mixture of sodium isopropyl xanthate and potassium amyl xanthate in equal weight ratio (50%), a frother concentration of 40 g/t using a mixture of polypropylene glycol and methyl isobutyl carbinol in equal weight ratio (50%), and a depressant concentration of 60 g/t of sodium silicate, the copper grade and recovery were 12.2% and 82%, respectively. With a re-cleaner step on the obtained concentrate, a concentrate with a grade and copper recovery of 18.48% and 80.05% was obtained, respectively.

KEYWORDS

Flotation, Chalcopyrite, Copper, Gold, Effective parameters.

^{*} Corresponding Author: Email: <u>Rezai@aut.ac.ir</u>