



بررسی اثر گلاسیسین بر بازیابی طلا در کانسنگ سولفیدی مس – طلا دار

منیره حشامی^۱، بیژن طاهری (نویسنده مسئول)^۲

^۱دانشجو دانشگاه کاشان، کاشان، M.heshami@grad.kashanu.ac.ir

^۲استاد دانشگاه کاشان، کاشان bijan.taheri@kashanu.ac.ir

چکیده

یکی از عمده‌ترین مشکلات در استحصال طلا توسط سیانید حضور کانی‌های مس در کانسنگ است. انحلال این کانی‌ها با مصرف سیانید، منجر به افزایش هزینه‌های فرآیند می‌شود. در سال‌های اخیر استفاده از گلاسیسین همراه با سیانید به‌عنوان یک روش کارآمد و ارزان مطرح شده است. در این مطالعه بررسی روش‌های تشویه و اکسیداسیون قلیایی بر روی نمونه سولفیدی مس‌دار مورد بررسی قرار گرفته است. بعد از بهینه‌سازی هر کدام از این روش‌ها اثر گلاسیسین بر روی بازیابی طلا مورد بررسی قرار گرفته است. براساس نتایج به‌دست آمده روش تشویه دارای نتایج بهتری نسبت به روش اکسیداسیون قلیایی دارد. بطوری‌که در شرایط بهینه با مقدار ۵۵۰۰ ppm سدیم سیانید و pH برابر با ۱۱ و زمان لیچینگ ۲۴ ساعت، بازیابی طلا به‌ترتیب برابر با ۳۰/۵٪ و ۲۵/۲۸٪ بوده است. حضور گلاسیسین منجر به افزایش بازیابی برای هر دو نمونه تشویه و اکسیداسیون قلیایی شده است و در غلظت ۵ مولار گلاسیسین و مقدار ۴۰۰۰ ppm سدیم سیانید و pH برابر با ۱۱ به‌ترتیب بازیابی طلا برابر با ۸۹/۱۸٪ و ۶۹/۸۳٪ بوده است.

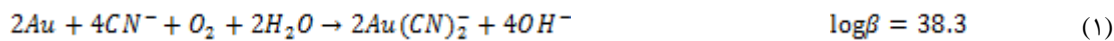
واژه‌های کلیدی

گلاسیسین، طلا، تشویه، اکسیداسیون قلیایی، کانسنگ سولفیدی.



۱. مقدمه

سیانوراسیون یکی از معمول ترین روش هایی است که، در انحلال طلا مورد استفاده قرار می گیرد، و در آن یون سیانید به همراه اکسیژن قادر است، طلا را در یک محیط بازی، به صورت یک کمپلکس محلول درآورد. روش سیانوراسیون بیش از یک قرن است که، به عنوان بهترین روش برای انحلال طلا، به کار گرفته می شود. واکنش طلا در حضور لیگاند سیانید مطابق واکنش ۱ می باشد [۱].



اگرچه فرآیند سیانوراسیون روش بسیار مؤثری برای انواع زیادی از کانه های طلا است اما این روش دارای معایبی نیز می باشد که از جمله این دلایل می توان به موارد ذیل اشاره کرد:

- سیانید یک ترکیب بسیار سمی است و بنابراین مشکلات زیست محیطی زیادی را ایجاد می کند [۲].
- سینتیک پایین لیچینگ طلا و نقره، توسط غلظت اکسیژن کنترل می شود. لیچینگ طلا به طور معمول حداقل ۲۴ ساعت طول می کشد [۲].
- بازیابی طلا از کانه های مقاوم سولفیدی و کربناته طلا با استفاده از روش سیانوراسیون از کارایی پایینی برخوردار است.

همانطور که بیان شد روش های مختلفی برای جایگزین سیانید مطرح شده است از جمله این روش ها می توان به تیواوره [۳، ۴]، تیوسیانات [۵]، تیوسولفات [۶، ۷] و هالیدها (کلر، برم و ید) [۸] اشاره کرد. اما با توجه به مشکلات متعدد فنی و اقتصادی کارآمد نبوده اند. واکنش طلا با هر یک از این کمپلکس ها در جدول ۱ آورده شده است.

جدول ۱- کمپلکس های مختلف طلا

واکنش شیمیایی	نوع کمپلکس	معادله
$2SC(NH_2)_2 + Au^+ \rightarrow Au(SC(NH_2)_2)_2^+$	تیواوره	(۲)
$2SCN^- + Au^+ \rightarrow Au(SCN)_2^-$	تیوسیانات	(۳)
$4Au + O_2 + 8S_2O_3^{2-} + 2H_2O \rightarrow 4Au(S_2O_3)_2^{3-} + 4OH^-$	تیوسولفات	(۴)
$Au + 2Cl^- + Cu^{2+} \rightarrow AuCl_2^- + Cu^+$	کلریدی	(۵)

از چالش های اصلی برای انتخاب جایگزین مناسب برای سیانور می توان به فراوانی، عدم سمیت و همچنین اقتصادی بودن این جایگزین ها در استحصال طلا از انواع مواد معدنی اشاره کرد. از دیگر زمینه هایی که کاربرد سیانور را با محدودیت جدی روبه رو کرده است، وجود کانی ها و مواد محلول در سیانور می باشد. یکی از عمده ترین کانی های مشکل ساز در کانسنگ های طلا، کانی های مس می باشند [۹]. در جدول ۲ کانی های اصلی مس و میزان انحلال آن ها در محلول قلیایی سیانور ارائه شده است. مس حل شده در سیانور براساس میزان سیانید در دسترس و همچنین شرایط محیط به صورت کمپلکس های $Cu(CN)_2^-$ ، $Cu(CN)_3^{2-}$ و $Cu(CN)_4^{3-}$ در محلول وجود دارد [۱۰].



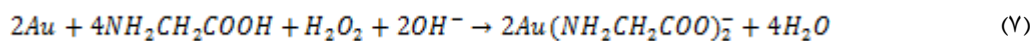
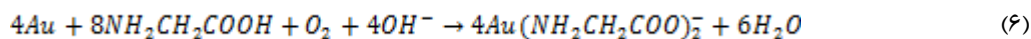
جدول ۲- میزان انحلال کانی‌های اصلی مس در محلول قلیایی سیانور در محلول ۰/۱ سیانور سدیم

درصد انحلال (۲۳°C)	فرمول شیمیایی	کانی
۹۴,۵	2CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	آزوریت
۹۰,۲	CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	مالاکیت
۹۰,۲	Cu ₂ S	کالکوسیت
۹۰,۰	Cu	فلز مس
۸۵,۵	Cu ₂ O	کوپریت
۷۰,۰	Cu ₅ FeS ₄	بورنیت
۱۱,۸	CuSiO ₃	کریزوکولا
۵,۶	CuFeS ₂	کالکوپریت

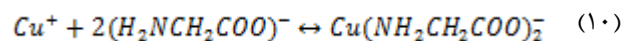
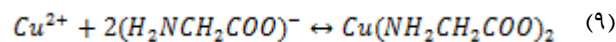
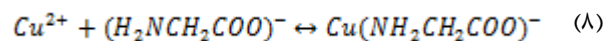
در سال‌های اخیر مطالعات محدودی بر روی استفاده از آمینواسیدها به‌عنوان حلال جایگزین سیانور در فرآیند بازیابی طلا انجام شده است [۱۱]. گلیسین یا آمینواسید ساده‌ترین اسید آمینه با فرمول NH₂-CH₂-COOH است. گلیسین در محلول آبی به‌عنوان یک عامل آمفوتر بسته به pH محلول به‌عنوان اسید (پروتون‌دهنده) و باز (پروتون‌پذیرنده) عمل می‌کند. گلیسین در محلول به سه فرم زیر وجود دارد [۱۲]:

- در pH < ۲/۳۵ به‌صورت کاتیون گلیسینیم $H_2NCH_2COOH(H_2L)^+$
- در $2/35 < pH < 9/78$ به‌صورت زوئتریون $H_2NCH_2COO^-(HL)^+$
- در $pH > 9/78$ به‌صورت آنیون گلیسینات $H_2NCH_2COO^-(L)^-$.

انحلال طلا توسط گلیسین توسط اکسیژن و هیدروژن پراکسید بعنوان عوامل اکسندة مطابق واکنش‌های ۶ و ۷ می‌باشد [۱۳، ۱۴]:



گلیسین می‌تواند به‌طور قوی با فلزاتی مانند طلا، نقره، مس، روی، سرب، پالادیم، کادمیم، نیکل و کبالت واکنش بدهد [۱۵، ۱۶]. گلیسین با مس یک ظرفیتی و مس دو ظرفیتی مطابق با روابط زیر تشکیل کمپلکس می‌دهد [۱۷]:



در این مطالعه هدف بررسی اثر غلظت گلیسین بر بازیابی طلا از کانسنگ‌های سولفیدی مس می‌باشد. برای استحصال طلا از کانسنگ‌های سولفیدی به یک مرحله اکسیداسیون احتیاج می‌باشد تا بافت سولفیدی تخریب گردیده و طلا در معرض سیانور در فرآیند لیچینگ قرار گیرد که می‌توان به روش‌های پیش‌هوادهی، کلریناسیون، تشویه، اکسیداسیون تحت فشار، بیواکسیدان، خردایش آزاد و اکسیداسیون قلیایی اشاره کرد [۱۸]. در این پژوهش برای عملیات پیش‌فرآوری کانسنگ، روش‌های تشویه و اکسیداسیون قلیایی مورد بررسی و مطالعه قرار گرفته است. سپس اثر غلظت گلیسین بر بازیابی طلا در شرایط بهینه روش‌های اکسیداسیون مورد بررسی قرار گرفته است.

۲. روش تحقیق

۱.۲. مواد و روش‌ها



نمونه مورد استفاده از کنسانتره فلوتاسیون واقع در خراسان رضوی تهیه شده است. نمونه تا ابعاد ۱۰۰ درصد زیر ۷۵ میکرون تحت خردایش قرار گرفته است. برای شناسایی کانی‌های تشکیل دهنده نمونه و همچنین آنالیز شیمیایی نمونه به ترتیب از آنالیزهای XRD و ICP-OES استفاده شده است. جهت اندازه‌گیری طلا خوراک و مواد جامد باقیمانده از تست لیچینگ از روش فایر اسی (Fire assay) و مقدار طلای موجود در محلول از روش جذب اتمی استفاده شده است.

۲.۲. روش تشویه

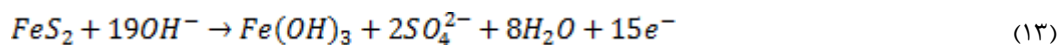
تشویه معمول‌ترین روش مورد استفاده در فرآوری کانسنگ‌های مقاوم طلا همراه با سیانوراسیون است. این روش یکی از مقرون به صرفه‌ترین روش‌های فرآوری است. فرآیند تشویه منجر به تخریب فاز سولفیدی و آزاد شدن طلا درگیر در ساختار سولفید و نهایتاً ایجاد سطح آزاد بالا جهت واکنش با عامل انحلال می‌شود. پیریت متداول‌ترین کانی سولفیدی در کانسنگ‌های طلا است. تشویه مستقیم پیریت مستلزم تبدیل سولفید آهن به اکسید در شرایط اکسیداسیون است. تشویه پیریت مطابق روابط زیر می‌باشد [۱۹، ۲۰]:



همه تست‌های تشویه در کوره مافل انجام شده است. تست‌های تشویه در دمای بین ۵۵۰ تا ۷۵۰ درجه سانتی‌گراد و مدت زمان یک ساعت انجام شده است. ویژگی نمونه‌ها بعد از تشویه توسط آنالیز FTIR، ICP و XRD مورد بررسی قرار گرفته است.

۲.۲. اکسیداسیون قلیایی

اکسیداسیون قلیایی برای اولین بار در سال ۱۹۵۰ برای فرآوری مواد سولفیدی آرسنیک‌دار به صورت تجاری استفاده شد. استفاده از اکسیداسیون قلیایی دارای چندین مزیت اجرایی بوده که شامل دما و فشار پایین عملیات، کمتر بودن مشکلات خوردگی تجهیزات و مناسب برای کانسنگ‌های کربناته که اسید زیادی مصرف می‌کنند، است. از لحاظ ترمودینامیکی، کانی‌های سولفیدی اورپیمنت، آرسنوپیریت و پیریت در pHهای بالا و پتانسیل‌های پایین پایدار نیستند و به راحتی اکسید می‌شوند. واکنش اکسیداسیون قلیایی پیریت مطابق رابطه زیر است [۲۱]:



جهت انجام تست‌های لیچینگ اکسیداسیون قلیایی نمونه‌ای با وزن ۷۵۰ گرم و ابعاد صد در صد زیر ۷۵ میکرون استفاده شده است. این تست‌ها در بشر ۲ لیتری و دمای ۶۰ درجه سانتی‌گراد و درصد جامد ۲۰٪ و سرعت همزدن ۶۰۰ rpm با هوادهی انجام شده است. pH اسلاری توسط NaOH و Ca(OH)₂ کنترل می‌شود. شرایط انجام این تست‌ها در جدول ۳ ارائه شده است. بازیابی طلا بعد از اکسیداسیون قلیایی با استفاده از لیچینگ سیانیدی تعیین شد.

جدول ۳- شرایط انجام تست اکسیداسیون قلیایی

عامل	pH	دما (°C)	زمان (h)	درصد جامد (%)
NaOH	۱۲	۶۰	۶	۲۰
NaOH	۱۱	۶۰	۶	۲۰
Ca (OH) ₂	۱۲	۶۰	۶	۲۰
Ca (OH) ₂	۱۱	۶۰	۶	۲۰



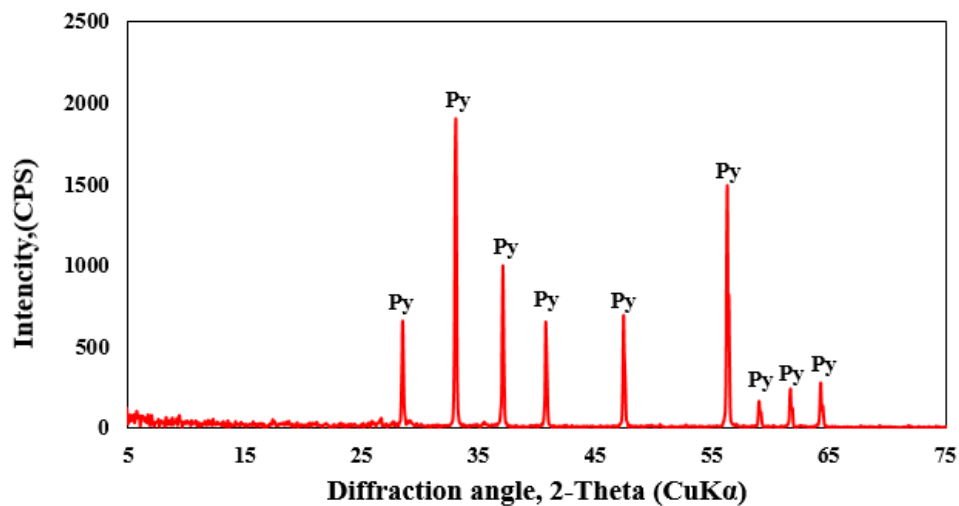
۴.۲. لیچینگ

همه آزمایش‌ها در درصد جامد ۴۰٪، نرخ هوادهی ۳ لیتر بر دقیقه، سرعت همزدن ۶۰۰ rpm و pH برابر ۱۱ و غلظت مختلف سدیم سیانید (۴۰۰۰ ppm و ۵۵۰۰ ppm) و گلیسین (۱ تا ۵ g/L) انجام شده است.

۳. نتایج

۱.۳. نتایج شناسایی نمونه

نتایج مطالعات XRD در شکل ۱ نشان داده شده است. همانطور که مشاهده می‌شود فاز اصلی نمونه پیریت می‌باشد. همچنین نتایج فایر اسی و آنالیز ICP در جدول ۴ ارائه شده است. مطابق جدول ۴، مقدار طلا در نمونه برابر با ۷/۵ ppm و مقدار سولفید و آهن نمونه به- ترتیب برابر با ۳۱/۸۷ و ۱۳/۱۰ درصد است.



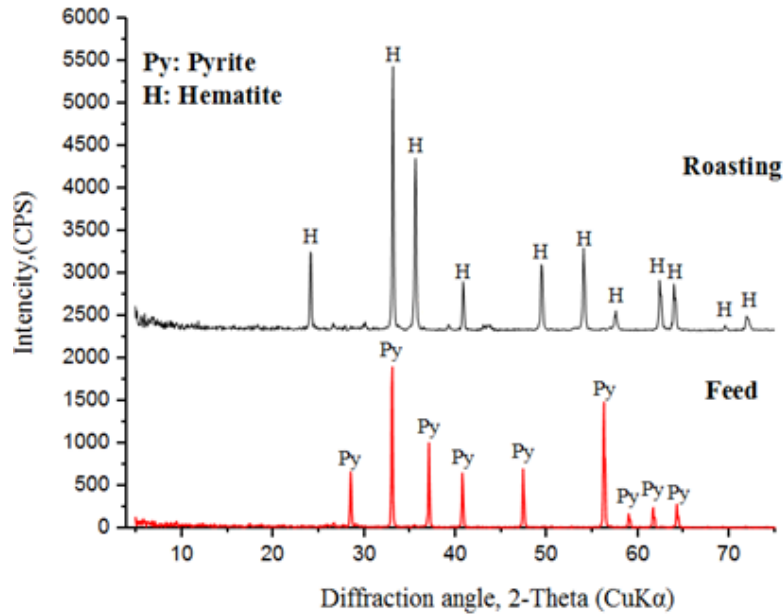
شکل ۱- نتایج XRD نمونه اصلی
 جدول ۴- نتایج آنالیز شیمیایی نمونه

g/t		%							
Au	Ag	Pb	As	S	Zn	P	Cu	Fe	
۷/۵	۴۴	۰/۰۳	۰/۰۹	۳۱/۸۷	۴/۴	۰/۰۱	۶/۶	۱۳/۱۰	

۲.۳. تشویه و لیچینگ طلا

۱.۲.۳. آنالیز پراش اشعه ایکس (XRD) بعد از تشویه

آنالیز XRD نمونه بعد از تشویه در دمای ۶۵۰ درجه سانتی‌گراد و مدت زمان ۴ ساعت در شکل ۲ نشان داده شده است. مطابق شکل ۲، نمونه در اثر حرارت مطابق با رابطه ۱۱، فاز پیریت کامل به هماتیت تبدیل شده است.



شکل ۲- نتایج آنالیز XRD نمونه اصلی و بعد از تشویه در دمای ۶۵۰ درجه سانتی گراد و زمان ۴ h

۲.۲.۳. آنالیز شیمیایی نمونه تشویه شده

کاهش وزن نمونه بعد از تشویه و نتایج آنالیز شیمیایی نمونه در جدول ۵ ارائه شده است. مطابق جدول ۵، وزن کاهش یافته نمونه بعد از تشویه برابر با ۳۲/۵۹٪ است که تأیید می‌کند در طول فرآیند تشویه گوگرد به صورت گاز SO_2 از نمونه خارج می‌شود و مقدار سولفور نمونه از ۳۱/۸ درصد به ۱/۲۴ درصد کاهش یافته است. مطابق آنالیز XRD هماتیت در طول فرآیند تشویه تولید شده است و مقدار آهن به ۳۶/۶۶ درصد افزایش یافته است. علاوه بر این عیار طلا در نمونه از ۷/۵ ppm به ۱۰/۹۵ ppm افزایش یافته است.

جدول ۵- آنالیز شیمیایی و کاهش وزن نمونه بعد از تشویه در دمای ۶۵۰ درجه سانتی گراد

	Weight loss (%)	Chemical assay								
		g/t				%				
		Au	Ag	Fe	S	Cu	Pb	P	As	Zn
نمونه اصلی	-	۷/۵	۴۴	۱۳/۱۰	۳۱/۸۷	۶/۶	۰/۰۳	۰/۰۱	۰/۰۹	۴/۴
نمونه بعد از تشویه	۳۲/۵۹	۱۰/۹۵	۶۱	۱۷/۹	۱/۲۴	۱/۲۴	۰/۰۵	۰/۰۲	۰/۰۹	۵<

۳.۲.۳. اثر دمای تشویه بر لیچینگ سیانیدی

بعد از تشویه نمونه در pH برابر با ۱۱ و مدت زمان ۲۴ ساعت در غلظت ۵۵۰۰ ppm سدیم سیانید تحت لیچینگ قرار گرفت. نتایج لیچینگ نمونه در دماهای مختلف تشویه در جدول ۵ نشان داده شده است. همان‌طور که مشاهده می‌شود بدون تشویه بازیابی طلا بسیار پایین و برابر با ۱۱/۸۷ درصد است. بیشترین بازیابی لیچینگ طلا در دمای ۶۵۰ درجه سانتی گراد و برابر با ۳۰/۵ درصد بوده است. با افزایش دمای تشویه تا ۷۵۰ درجه سانتی گراد، بازیابی تا ۲۵/۳۲ درصد کاهش یافته است که دلیل این امر همجوشی و تبلور مجدد کانی-های آهن و کاهش سطح ویژه می‌باشد که باعث کاهش دسترسی سیانید به طلا می‌گردد و با نتایج مطالعات محققان قبلی همخوانی دارد [۲۳، ۲۲].



جدول ۵- اثر دمای تشویه بر روی لیچینگ سیانیدی طلا

	دما (° C)	زمان (h)	دمای محلول (° C)	عیار طلا (ppm)		بازیابی (%)
				خوراک	جامد باقیمانده	
نمونه اصلی	-	۲۴	۲۵	۷/۵	۶/۶۱	۱۱/۸۷
نمونه تشویه شده	۵۵۰	۲۴	۲۵	۱۰/۸۵	۷/۶۵	۲۹/۴۹
	۶۵۰	۲۴	۲۵	۱۰/۹۵	۷/۶۱	۳۰/۵۰
	۷۵۰	۲۴	۲۵	۱۱/۰۲	۸/۲۳	۲۵/۳۲

۴.۲.۳. اثر اکسیداسیون قلیایی بر لیچینگ سیانیدی

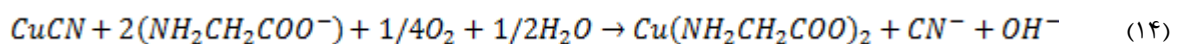
نتایج اکسیداسیون قلیایی با سدیم هیدروکسید و آهک در pHهای مختلف و سپس لیچینگ سیانیدی طلا در جدول ۵ ارائه شده است. همانطور که مشاهده می شود اکسیداسیون قلیایی با سدیم هیدروکسید نتایج بهتری نسبت به آهک دارد، بطوری که بازیابی طلا در pH برابر با ۱۲ در حضور سدیم هیدروکسید و آهک به ترتیب برابر با ۲۸/۲۸ درصد و ۱۷/۸۵ درصد می باشد. همچنین افزایش pH نیز باعث بهبود بازیابی در حضور هر دو عامل اکسیداسیون می شود. همچنین مشاهده می شود که روش تشویه دارای نتایج بهتری نسبت به روش اکسیداسیون قلیایی دارد. بطوری که در بهترین شرایط برای هر دو روش بازیابی طلا به ترتیب برابر با ۳۰/۵ و ۲۵/۲۸٪ بوده است.

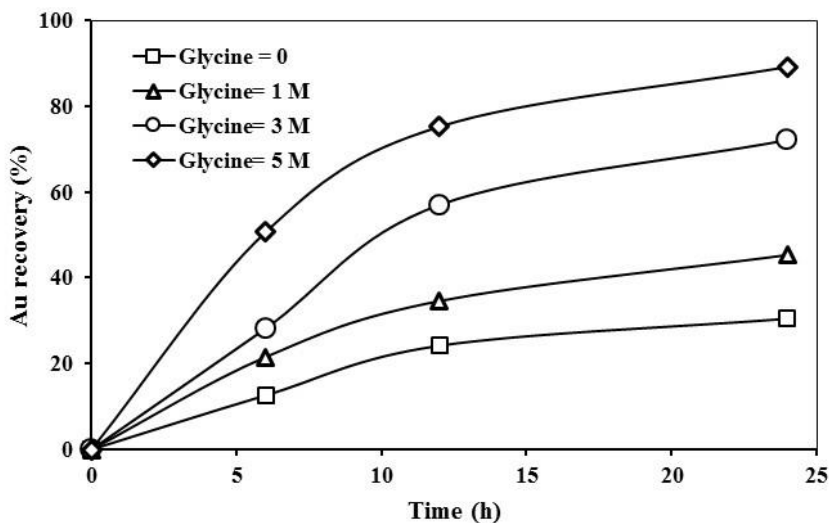
جدول ۵- اثر اکسیداسیون قلیایی بر روی لیچینگ سیانیدی طلا

	بازیابی طلا (%)	
pH	۱۱	۱۲
نمونه اصلی	۱۱/۸۷	-
NaOH	۱۸/۱۱	۲۵/۲۸
Ca(OH) ₂	۱۵/۲۴	۱۷/۸۵

۵.۲.۳. اثر غلظت گلايسين بر لیچینگ نمونه تشویه شده

اثر غلظت های مختلف گلايسين بر روی نمونه تشویه در دمای ۶۵۰ درجه سانتی گراد در شکل ۳ نشان داده شده است. همانطور که مشاهده می شود در حضور گلايسين، بازیابی طلا افزایش یافته است. بطوری که در حضور گلايسين بازیابی طلا از ۳۰/۵ (بدون گلايسين) به ۸۹/۱۸ درصد رسیده است. در حضور گلايسين، عمده مس در محلول با گلايسين واکنش می دهند و مقدار سیانید آزاد بیشتری جهت واکنش با طلا در محیط وجود دارد. مطابق معادله ۱۴ گلايسين قابلیت انحلال لایه CuCN روی سطح طلا را دارد و منجر به تولید یون سیانید می شود. همچنین با افزایش غلظت گلايسين از ۱ مولار تا ۵ مولار بازیابی طلا به ترتیب از ۴۵/۳۵ درصد به ۸۹/۱۸ درصد رسیده است.

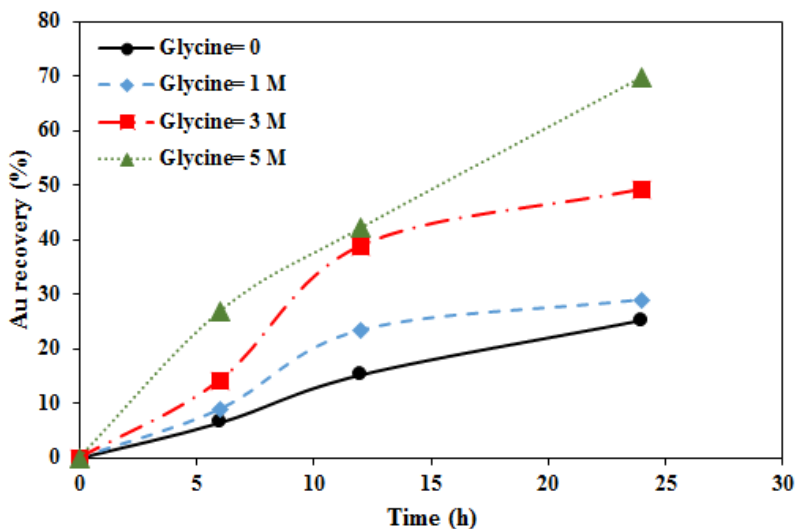




شکل ۳- اثر غلظت گلیسین بر بازیابی طلا نمونه تشویه در دمای ۶۵۰ درجه سانتی‌گراد و سدیم سیانید ۴۰۰۰ ppm

۶,۲,۳. اثر غلظت گلیسین بر روی نمونه تحت اکسیداسیون قلیایی

اثر غلظت‌های مختلف گلیسین بر روی بازیابی طلا از نمونه تحت اکسیداسیون قلیایی در شکل ۴ نشان داده شده است. همان‌طور که مشاهده می‌شود، با افزایش غلظت گلیسین بازیابی طلا از ۲۵/۲۸٪ تا ۶۹/۸۳٪ افزایش یافته است. علاوه بر این غلظت و زمان لیچینگ نیز تأثیر مثبتی بر بازیابی طلا دارند. بطوری‌که با افزایش غلظت و زمان لیچینگ بازیابی طلا افزایش یافته است. در غلظت‌های ۱ و ۳ مولار بعد از ۱۲ ساعت بازیابی به مقدار کمی افزایش یافته است. این نتایج نشان می‌دهد که حضور گلیسین منجر به مصرف کمتر سیانید و بازیابی بیشتر طلا می‌شود.



شکل ۴- اثر غلظت گلیسین بر بازیابی طلا نمونه اکسیداسیون قلیایی در دمای ۶۵۰ درجه سانتی‌گراد و سدیم سیانید ۴۰۰۰ ppm



۴. بحث و نتیجه‌گیری

در این مطالعه بازیابی طلا از کانسنگ‌های سولفیدی مس‌دار با روش‌های تشویه و اکسیداسیون قلیایی و همچنین تأثیر گلیسین در حضور سیانید مورد بررسی و مطالعه قرار گرفته است. براساس نتایج تست‌های پیش‌فراوری، روش تشویه دارای نتایج بهتری نسبت به روش اکسیداسیون قلیایی دارد. بطوری‌که در بهترین شرایط برای هر دو روش بازیابی طلا به‌ترتیب برابر با ۳۰/۵٪ و ۲۵/۲۸٪ بوده است. همچنین حضور گلیسین همراه سدیم سیانید به‌عنوان سینرجیسم منجر به افزایش بازیابی نمونه شده است. بطوری‌که بازیابی طلا برای هر دو نمونه تشویه و اکسیداسیون قلیایی در غلظت ۵ مولار گلیسین و مقدار ۴۰۰۰ ppm سدیم سیانید و pH برابر با ۱۱ به‌ترتیب ۸۹/۱۸٪ و ۶۹/۸۳٪ بوده است. بنابراین حضور گلیسین منجر به کاهش مصرف سیانید و هم‌چنین افزایش بازیابی طلا شده است.

۵. تشکر و قدردانی

این پژوهش با حمایت مالی شرکت کانساران آسیا پی‌جو بینالود انجام شده است. لذا از همکاری‌های این شرکت کمال تشکر و قدردانی را دارم.

۶. منابع

- [1]- Fleming, C., et al., Factors influencing the rate of gold cyanide leaching and adsorption on activated carbon, and their impact on the design of CIL and CIP circuits. *Minerals Engineering*, 2011. **24**(6): p. 484-494.
- [2]- Han, K.N. and Meng, X., 1994. Ammonia extraction of gold and silver from ores and other materials. *Patent Number US 5308381*.
- [3]- Munganyinka, J.P., Habinshuti, J.B., Komadja, G.C., Uwamungu, P., Tanvar, H., Ofori-Sarpong, G., Mishra, B., Onwualu, A.P. and Shuey, S., 2022. Optimization of Gold Dissolution Parameters in Acidified Thiourea Leaching Solution with Hydrogen Peroxide as an Oxidant: Implications of Roasting Pretreatment Technology. *Metals*, **12**(10), p.1567.
- [4]- Li, J., 2004. *Reaction kinetics of gold dissolution in acid thiourea solutions*. The University of Utah.
- [5]- Azizitorghabeh, A., Wang, J., Ramsay, J. A., & Ghahreman, A. (2021). A review of thiocyanate gold leaching—Chemistry, thermodynamics, kinetics and processing. *Minerals Engineering*, **160**, 106689.
- [6]- Sitando, O., Senanayake, G., Dai, X., Nikoloski, A.N. and Breuer, P., 2018. A review of factors affecting gold leaching in non-ammoniacal thiosulfate solutions including degradation and in-situ generation of thiosulfate. *Hydrometallurgy*, **178**, pp.151-175.
- [7]- Wang, J., Wang, W., Dong, K., Fu, Y., & Xie, F. (2019). Research on leaching of carbonaceous gold ore with copper-ammonia-thiosulfate solutions. *Minerals Engineering*, **137**, 232-240.
- [8]- Sousa, R., Futuro, A., Fiúza, A., Vila, M.C. and Dinis, M.L., 2018. Bromine leaching as an alternative method for gold dissolution. *Minerals Engineering*, **118**, pp.16-23.
- [9]- Rees, K.L. and Van Deventer, J.S.J., 1999. The role of metal-cyanide species in leaching gold from a copper concentrate. *Minerals Engineering*, **12**(8), pp.877-892.
- [10]- Marsden, J. and House, I., 2006. *The chemistry of gold extraction*. SME.
- [11]- Tanda, B.C., 2017. *Glycine as a lixiviant for the leaching of low grade copper-gold ores* (Doctoral dissertation, Curtin University).



- [12]- Tauetsile, P.J., Oraby, E.A. and Eksteen, J.J., 2018. Adsorption behaviour of copper and gold glycinate in alkaline media onto activated carbon. Part 1: Isotherms. *Hydrometallurgy*, 178, pp.202-208.
- [13]- Oraby, E.A. and Eksteen, J.J., 2015. The leaching of gold, silver and their alloys in alkaline glycine-peroxide solutions and their adsorption on carbon. *Hydrometallurgy*, 152, pp.199-203.
- [14]- Altinkaya, P., Wang, Z., Korolev, I., Hamuyuni, J., Haapalainen, M., Kolehmainen, E., Yliniemi, K. and Lundström, M., 2020. Leaching and recovery of gold from ore in cyanide-free glycine media. *Minerals engineering*, 158, p.106610.
- [15]- Eksteen, J.J., Oraby, E.A., Tanda, B.C., Tauetsile, P.J., Bezuidenhout, G.A., Newton, T., Trask, F. and Bryan, I., 2018. Towards industrial implementation of glycine-based leach and adsorption technologies for gold-copper ores. *Canadian metallurgical quarterly*, 57(4), pp.390-398.
- [16]- Barani, K., Dehghani, M., Azadi, M.R. and Karrech, A., 2021. Leaching of a polymetal gold ore and reducing cyanide consumption using cyanide-glycine solutions. *Minerals Engineering*, 163, p.106802.
- [17]- Oraby, E.A. and Eksteen, J.J., 2015. Gold leaching in cyanide-starved copper solutions in the presence of glycine. *Hydrometallurgy*, 156, pp.81-88.
- [18]- Celep, O., Alp, İ., Deveci, H. and Vicil, M., 2009. Characterization of refractory behaviour of complex gold/silver ore by diagnostic leaching. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 19(3), pp.707-713.
- [19]- Hammerschmidt, J., Güntner, J. and Kerstiens, B., 2005. Roasting of gold ore in the circulating fluidized-bed technology. *Developments in mineral processing*, 15, pp.433-453.
- [20]- Zhang, Y., Li, Q., Liu, X., Xu, B., Yang, Y. and Jiang, T., 2019. A thermodynamic analysis on the roasting of pyrite. *Minerals*, 9(4), p.220.
- [21]- Li, J., Dabrowski, B., Miller, J.D., Acar, S., Dietrich, M., LeVier, K.M. and Wan, R.Y., 2006. The influence of pyrite pre-oxidation on gold recovery by cyanidation. *Minerals Engineering*, 19(9), pp.883-895.
- [22]- Fernandez, R.R., 2003. Better temperature control of Newmont's roasters increased gold recovery. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 20(4), pp.191-196.
- [23]- Phiri, T.R., 2012. *Roasting of sulphide concentrates and acid leaching of calcines emanating from conventional and microwave assisted roasting*. University of Johannesburg (South Africa).