

STUDI KONSUMSI TIOSULFAT PADA PROSES EKSTRAKSI EMAS DENGAN LARUTAN AMONIA TIOSULFAT

SURATMAN

Puslitbang Teknologi Mineral dan Batubara
Jalan Jenderal Sudirman No. 623, Bandung 40211
e-mail : suratman@tekmira.esdm.go.id

SARI

Ekstraksi emas dengan menggunakan sianida makin mendapat perhatian, karena masalah lingkungan yang ditimbulkannya, juga karena tingkat efisiensinya yang rendah dalam mengolah bijih emas refraktori. Karena itu, saat ini penelitian di bidang hidrometalurgi emas terfokus pada pencarian metode alternatif. Amonia tiosulfat merupakan pelarut nontoksik untuk pelindian emas dan dianggap paling menjanjikan sebagai pengganti sianida, namun masalah utama metode ini adalah konsumsi reagen yang cukup tinggi. Penelitian ini menyajikan pengaruh aerasi, amonia dan pH terhadap konsumsi tiosulfat dan perolehan emas. Penggunaan aerasi meningkatkan kehilangan tiosulfat, tetapi penambahan amonia dan pengaturan pH dapat mengurangi dekomposisi tiosulfat. Pada percobaan ini, ekstraksi emas yang paling efektif dicapai dengan menggunakan tiosulfat 0.1M dengan perolehan emas sebesar 80%.

Kata kunci: emas, ekstraksi, perolehan, amonia tiosulfat, konsumsi tiosulfat, dekomposisi tiosulfat

ABSTRACT

Due to the increasing environmental and public concerns associated with cyanide leaching of gold, and its low efficiency in the treatment of refractory gold ores including ores containing significant amount of copper minerals or carbonaceous minerals, much of the current research in gold hydrometallurgy is focused on alternative methods, such as thiosulfate. Ammonium thiosulfate is a noncyanide lixiviant for gold leaching, which is considered to be the most promising alternative as to change cyanide. However, the major problem with this leaching method has been the high consumption of reagents. The current paper presents a study on the effect of aeration, ammonia and pH on thiosulfate consumption and gold recovery. It was shown that the aeration increased the decomposition of thiosulfate, but the addition of ammonia and controlled pH reduced the thiosulfate degradation. Under this experimental condition, the most effective gold extraction could be achieved by using thiosulfate of 0.1M with gold recovery of 80%.

Keywords: gold, extraction, recovery, ammonium thiosulfate, thiosulfate consumption, thiosulfate decomposition

PENDAHULUAN

Ekstraksi emas dari berbagai bijih emas dengan teknik sianidasi merupakan teknologi yang sudah sangat lama digunakan secara komersial. Namun, sekarang ini proses sianidasi menjadi masalah yang sangat berat karena limbah proses yang dihasilkan menimbulkan dampak lingkungan yang sangat serius, baik terhadap manusia maupun hewan. Bahkan pada tahun-tahun terakhir ini, pelindian sianida telah dilarang di beberapa wilayah negara seperti di

Amerika karena masalah lingkungan tersebut. Dampak negatif terhadap lingkungan, utamanya disebabkan oleh senyawa sianida yang bersifat toksik.

Pertimbangan lain menggunakan metode bukan sianida untuk pelarutan emas berkaitan juga dengan ketidakmampuan larutan sianida secara efektif untuk melindi bijih emas yang bersifat karbonat (*carbonaceous ores*) dan kompleks (*auriferous ores*) yang diklasifikasikan sebagai bijih emas refraktori. Pada bijih emas kompleks, sebelum proses sianidasi perlu

dilakukan pengerjaan awal (*pretreatment*) a.l. *roasting*, *bioleaching*, terhadap bijih lebih dahulu. Adapun untuk bijih tembaga-emas, adanya tembaga dapat diabaikan dalam pelindian tiosulfat namun dapat mengganggu dalam pelindian sianida (Gasparini, 1983; Wan, 2001).

Perbandingan harga reagen per unit untuk amonia tiosulfat lebih murah dibandingkan sodium sianida (US\$ 0,13/kg vs US\$ 1,18/kg), sehingga untuk konsumsi reagen yang sama atau sedikit lebih banyak, pemakaian tiosulfat untuk perolehan emas dapat lebih ekonomis dan dapat bersaing dengan sianidasi. Sampai sekarang, konsumsi reagen memang masih merupakan salah satu masalah utama dalam pelindian tiosulfat.

Upaya mencari alternatif metode bukan sianida untuk proses ekstraksi emas dari bijih emas telah dilakukan sejak tahun 1970-an oleh sejumlah peneliti seperti yang telah dipaparkan oleh Flett dkk (1983) sebagai berikut. Khususnya, untuk media pelindian tiosulfat diperkenalkan pertama kali oleh White pada tahun 1900, yang dikenal sebagai proses Von Patera, yaitu untuk mengambil logam-logam berharga dari bijih perak sebagaimana yang telah dilansir dalam tulisan ilmiah oleh Gowland tahun 1930. Namun, sejak itu tidak ada perkembangan yang cukup berarti sampai pada tahun 1983, Flett dkk mengulas laporan ilmiah mengenai studi kimia pelindian tiosulfat untuk perak sulfida yang digunakan pada suatu pabrik pengolahan dengan kapasitas proses yang cukup besar di LaColorado Mine, Sonora, Mexico, berdasarkan pada paten yang dibuat oleh Kerley (1981). Perkembangan terbaru aplikasi secara komersial pelindian tiosulfat adalah dari Newmont, Carlin, Amerika untuk bijih refraktori karbonat dengan emas kadar rendah (1,4 hingga 2,4 g/ton) secara *heap-leaching* yang dimulai tahun 1996 dan produksi hingga tahun 2000 telah menghasilkan 1,7 ton emas. Adapun untuk sistem pelindian dengan kombinasi *resin-in-pulp (RIP)* dikembangkan sebuah *pilot plant* oleh Goldstrike Mine, Nevada, Amerika dengan pencapaian perolehan emas > 99% dari kadar konsentrat 6,9 g/t (Yen dkk, 2001; Fleming dkk, 2003).

Di Indonesia, bijih emas tersebar hampir di semua wilayah dengan berbagai jenis bijih dan kadar. Perusahaan tambang yang mengusahakan penambangan dan pengolahan bijih emas di Indonesia masih menggunakan proses pelindian sianida. Di samping itu, usaha pertambangan emas yang dikelola oleh para pengusaha pertambangan rakyat makin meluas menggunakan proses kombinasi analgamasi-sianidasi untuk mengekstraksi emas dari

bijihnya, namun sangat minim dalam pengelolaan masalah dampak lingkungan. Hal ini akan menimbulkan masalah lingkungan yang sangat serius.

Kajian ekstraksi emas dengan pelindian tiosulfat pada penelitian ini berfokus pada masalah konsumsi tiosulfat. Penelitian mencakup kajian bahan baku bijih emas sebagai bahan penelitian, percobaan pelindian sistem *batch* untuk optimasi kondisi proses pelindian, karakterisasi kondisi proses pelindian untuk parameter konsumsi tiosulfat, perolehan emas, amonia, pH larutan pelindian dan aerasi. Penelitian ini hendak mengkaji penguasaan teknologi ekstraksi emas dari bijih emas dengan pelindian tiosulfat untuk mendapatkan pemahaman lengkap sebagai alternatif proses sianidasi yang ramah lingkungan, murah dan efektif. Keberhasilan kajian diharapkan dapat memberikan prospek untuk penerapan teknologi ekstraksi emas yang tidak menimbulkan kerusakan lingkungan yang serius dalam industri pertambangan emas di Indonesia.

METODOLOGI

Metodologi penelitian meliputi:

- Analisis karakterisasi mineralogi bijih emas bahan penelitian
- Proses kominusi untuk menghasilkan konsentrat berukuran partikel -200 mesh
- Pengamatan pengaruh pH, ammonia, serta aerasi, terhadap konsumsi tiosulfat selama proses pelindian
- Percobaan pelindian untuk optimasi kondisi proses sistem *batch*
- Analisis larutan kaya dan residu hasil pelindian

Karakterisasi Mineralogi Bijih

Untuk mengetahui karakteristik mineralogi percontoh bijih emas yang diambil dari tambang di Sukabumi, dilakukan metode analisis terhadap bijih untuk mengetahui keberadaan logam emas dalam bijih, dan keadaan mineral pengotor yang terdapat dalam bijih, dengan analisis XRD untuk mengetahui jenis mineral – mineral yang terkandung, dan analisis mikroskopi bijih untuk melihat butiran mineral dan ikatan antara mineral-mineral yang ada serta analisis kimia untuk mengetahui kadar emas dalam bijih dan komposisinya.

Percobaan Pelindian

Pelindian dilakukan dalam reaktor *batch* dengan volume 2 liter. Tembaga sulfat dicampurkan ke dalam

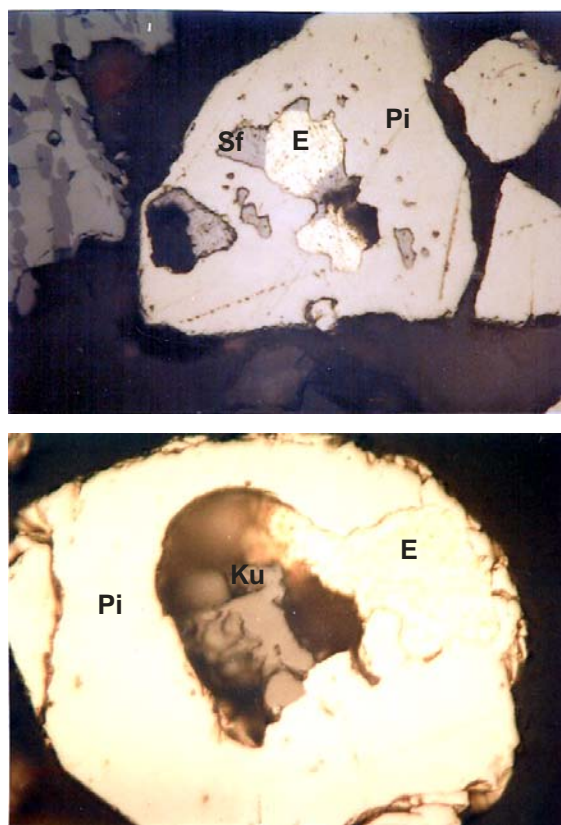
larutan amonia konsentrasi 1-5 M dan kemudian ditambahkan larutan tiosulfat konsentrasi 0,1 – 0,5 M. Contoh bijih emas dimasukkan dengan persen padatan 40%, dan dilakukan proses pelindian selama 8 jam dengan sistem pengadukan mekanis, serta ada aerasi udara atau tanpa aerasi udara. pH pelindian diukur dan diamati. Selama proses pelindian dilakukan pengambilan percontoh larutan lindian dengan selang waktu setiap kelipatan 2 jam. Percontoh larutan lindian disentrifugal dan padatannya dikembalikan ke reaktor pelindian. Cairan dari percontoh larutan pelindian kemudian dianalisis untuk mengetahui konsentrasi tiosulfat dan pH sebagai fungsi dari lama waktu pelindian. Pada akhir percobaan, larutan kaya hasil pelindian disaring dan residunya dicuci tiga kali dengan air untuk menghilangkan larutan pelindi. Residu kemudian dikeringkan dalam oven pada suhu 105°C selama 24 jam, ditimbang dan dilakukan analisis emas. Sedangkan larutan kaya hasil pelindian dianalisis untuk komponen tiosulfat, pH, dan konsentrasi emas. Selanjutnya data yang diperoleh dianalisis untuk menentukan persentase perolehan emas serta konsumsi tiosulfat untuk waktu total pelindian.

HASIL DAN PEMBAHASAN

Karakterisasi Contoh Bijih Emas Bahan Penelitian

Bijih emas bahan penelitian diambil dari Sukabumi, Jawa Barat. Emas umumnya terinklusi dalam mineral induknya baik sulfida (pirit, kalkopirit, sfalerit, galena) maupun dalam kuarsa (Gambar 1). Sering terjadi multi-inklusi; partikel emas terselimuti oleh satu mineral induk yang diselimuti lagi oleh mineral induk lainnya.

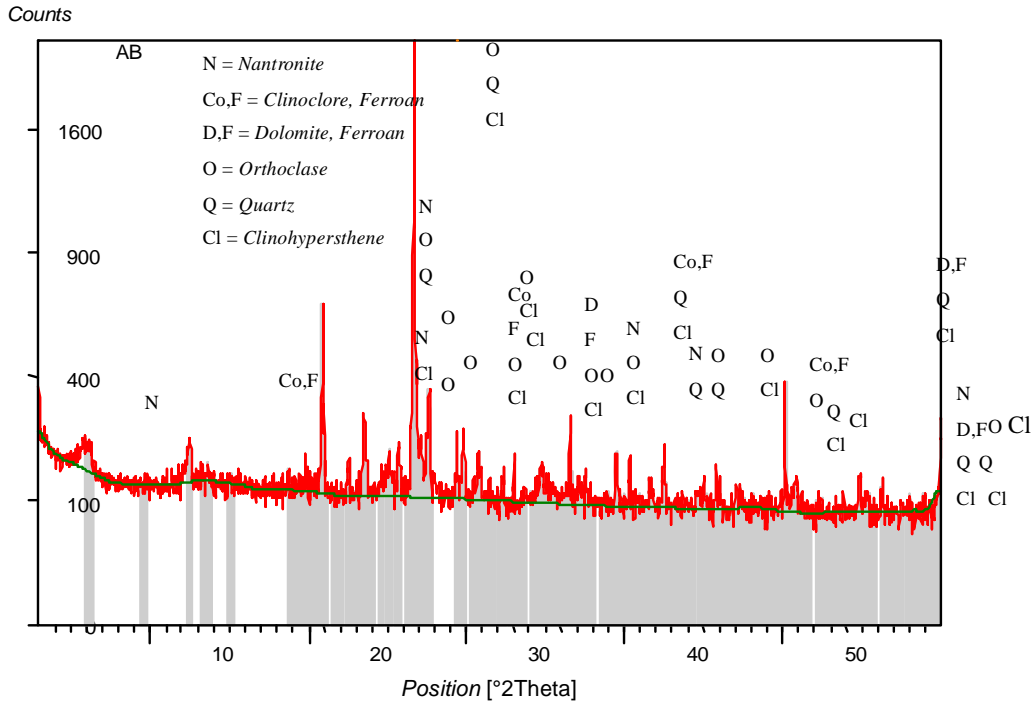
Hasil analisis ayak menunjukkan bahwa 80% *weight passing size* berada pada ukuran 85 mm, sehingga bijih yang akan dilindi, digerus pada kisaran ukuran tersebut (-200#). Pada kondisi tersebut, diharapkan banyak partikel emas yang terbebaskan. Pengamatan mikroskop pada sayatan poles seluruh percontoh fraksinasi hanya menemukan satu partikel emas bebas yaitu pada – 200 mesh (Gambar 2); selebihnya emas terinklusi oleh mineral sulfide atau kuarsa. Tidak ditemukan adanya partikel emas pada percontoh ruah yang dipoles. Diduga batuan yang disayat adalah batuan kosong (emas). Hal ini ini ditunjang oleh hasil analisis difraksi sinar X (XRD) yang didominasi oleh mineral-mineral silikat terutama kuarsa (SiO₂).



Gambar 1. Partikel emas (E) terinklusi oleh mineral sfalerit (Sf) yang diselimuti lagi oleh pirit (Pi) dan emas (E) terdistribusi dalam pirit (Pi) yang tumbuh dalam rekahan kuarsa (Ku)



Gambar 2. Partikel emas bebas yang terdapat pada fraksi -200#



Visible	Ref. Code	Score	Compound Name	Displacement [°2Th.]	Scale Factor	Chemical Formula
*	00-002-0017	13	Nontronite	0.000	0.036	$\text{Na}_{0.33}\text{Fe}_2^{+3}(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \times \text{H}_2\text{O}$
*	00-007-0076	17	Clinoclore, ferroan	0.000	0.044	$(\text{Mg}_{2.8}\text{Fe}_{1.7}\text{Al}_{1.2})(\text{Si}_{2.8}\text{Al}_{1.2})\text{O}_{10}(\text{OH})_8$
*	00-034-0517	23	Dolomite, ferroan	0.000	0.034	$\text{Ca}(\text{Mg}, \text{Fe})(\text{CO}_3)_2$
*	00-022-1212	41	Orthoclase	0.000	0.098	KAlSi_3O_8
*	01-085-0794	64	Quartz	0.000	0.836	SiO_2
*	01-070-2284	10	Clinohypersthene	0.000	0.090	$\text{Mg}_{0.31}\text{Fe}_{0.67}\text{Ca}_{0.015}\text{SiO}_3$

Gambar 3. Hasil analisis XRD bahan penelitian asal Sukabumi

Komposisi Kimia Bijih

Dari hasil analisis komposisi kimia bijih emas sebagai bahan penelitian (Tabel 1) menunjukkan kadar emas sekitar 8.5 g/t dan kadar perak hampir 9 kali dari kandungan emas sekitar 67 g/t. Data analisis

kimia contoh bijih emas menunjukkan ada unsur sulfur yang relatif tinggi sekitar 5 %. Oleh karena itu contoh bijih emas yang digunakan dapat dikategorikan bersifat refraktori karena adanya dua faktor : keberadaan emas dan jenis mineral asosiasinya, yaitu karbonat dan sulfide (Senayake, 2004).

Tabel 1. Komposisi kimia percontoh bijih emas

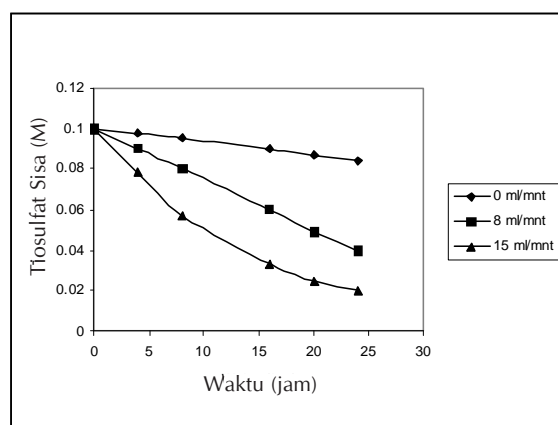
Kadar Unsur (%)							
Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)	Pb (%)	Zn (%)	Mn (%)	S (%)
8.5	67	0.005	0.600	0.006	0.006	0.170	5.11

Pelindian Tiosulfat

Pengaruh Laju Alir Udara (Aerasi)

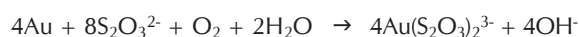
Pengaruh laju alir udara terhadap kestabilan tiosulfat dapat dilihat pada Gambar 4. Kisaran laju alir udara yang digunakan antara 0 sampai 15 ml/menit.

Gambar 4 menunjukkan bahwa konsentrasi tiosulfat sisa menurun dari 0,1 M menjadi 0,079 M dengan makin lamanya waktu pelindian pada jam ke 24 ketika tidak ada suplai udara. Dekomposisi tiosulfat adalah 21%. Dengan pemberian udara 8 dan 15 ml/menit, konsentrasi tiosulfat akhir berkurang berturut-turut menjadi 0,025 M dan 0,016 M., berarti dekomposisi tiosulfatnya adalah sebesar 75% dan 84%. Dengan demikian, oksigen merupakan faktor penyebab utama dekomposisi tiosulfat. Oleh karena itu, pemantauan suplai oksigen harus dilakukan untuk menjaga kestabilan larutan tiosulfat.



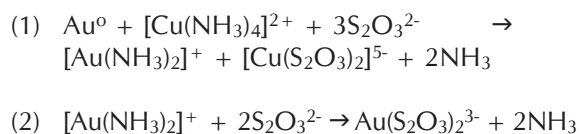
Gambar 4. Pengaruh laju alir udara terhadap dekomposisi tiosulfat (Tiosulfat 0,1M, amonia 3M, tembaga sulfat 0,03M, pH 10,2)

Reaksi pelindian emas dalam tiosulfat secara keseluruhan dituliskan dengan persamaan reaksi sebagai berikut:



Pembentukan senyawa $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ tidak langsung seperti persamaan reaksi tersebut tetapi merupakan

hasil reaksi antara dengan persamaan reaksi sebagai berikut (A.C. Grosse et. Al, 2003):



Dari persamaan reaksi yang berlangsung pada pelindian emas dalam tiosulfat seperti dituliskan di atas, maka aerasi tidak berpengaruh langsung terhadap reaksi pembentukan senyawa emas tiosulfat, $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$.

Pengaruh Konsentrasi Amonia

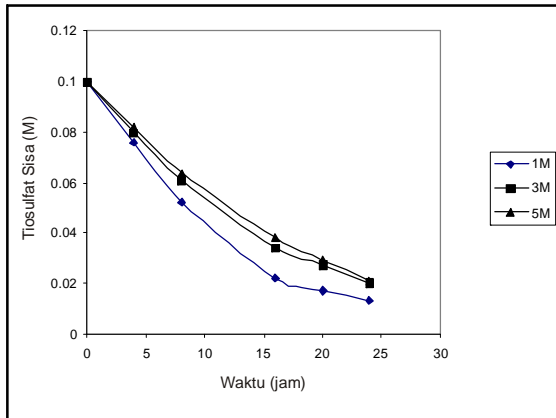
Amonia bertindak sebagai pereaksi kompleksasi dalam pelindian emas dengan tiosulfat. Tembaga amina diproduksi dari reaksi amonia dan tembaga berperan sebagai katalis reaksi ekstraksi emas. Penambahan amonia dapat menstabilkan tembaga amina dan mengurangi konsentrasi ion tembaga dan kompleks tembaga tiosulfat.

Gambar 5 menunjukkan bahwa konsentrasi tiosulfat berkurang dari 0,1M menjadi 0,013M setelah 24 jam dengan 1M amonia. Dekomposisi tiosulfatnya 88%. Dengan peningkatan konsentrasi amonia dari 1M menjadi 3M dan 5M, konsentrasi tiosulfat akhir meningkat berturut-turut menjadi 0,02M dan 0,021M. Dekomposisi tiosulfat adalah berturut-turut 80% dan 79%. Peningkatan kestabilan tiosulfat dengan penambahan konsentrasi amonia dari 3 M menjadi 5 M tidak begitu nyata.

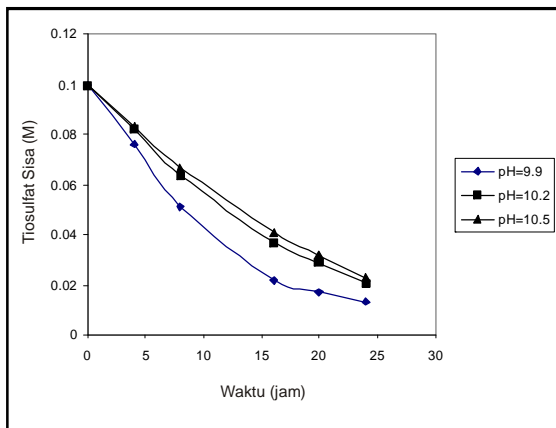
Pengaruh pH Larutan

Tembaga tetra-amina stabil pada kisaran pH yang lebar bila konsentrasi larutan tinggi. Kisaran pH untuk kestabilan tembaga tetra amina menyempit bila konsentrasi larutan rendah. Kisaran pH optimum untuk tembaga tetra-amina stabil adalah juga merupakan kondisi optimum untuk ekstraksi emas (Grosse dkk, 2003).

Gambar 6 menunjukkan bahwa konsentrasi awal tiosulfat 0,1 M berkurang menjadi 0,013 M setelah 24 jam pada pH 9,9. Dekomposisi tiosulfatnya 87%. Pada pH 10,2 dan 10,5, konsentrasi tiosulfat akhir meningkat menjadi 0,021M dan 0,023 M, dan dekomposisi tiosulfatnya berturut-turut 79% dan 77%.



Gambar 5. Pengaruh konsentrasi amonia terhadap kestabilan tiosulfat (pH larutan 11, tiosulfat 0,1M, tembaga sulfat 0,03M, laju alir udara 15 ml/menit)



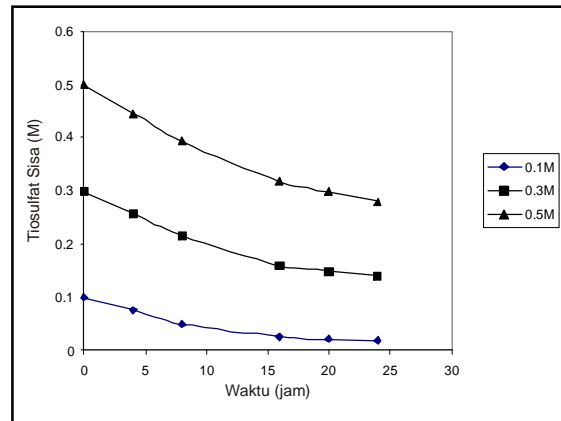
Gambar 6. Pengaruh pH larutan terhadap dekomposisi tiosulfat (Tiosulfat 0,1M, amonia 3M, tembaga sulfat 0,03M, laju alir udara 15 ml/menit)

Pengaruh Konsentrasi Awal Tiosulfat

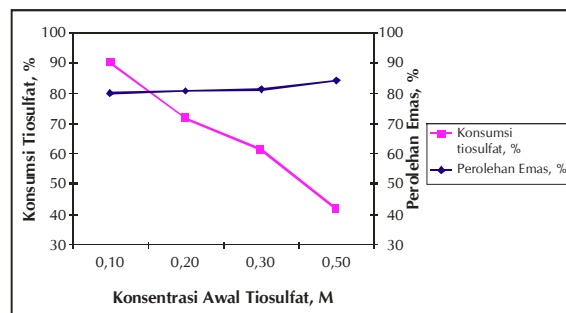
Gambar 7. menunjukkan bahwa kestabilan tiosulfat meningkat dengan meningkatnya konsentrasi awal tiosulfat yang diberikan. Konsentrasi awal tiosulfat 0,1 M berkurang menjadi 0,018 M dengan konsumsi 82% setelah 24 jam. Ketika konsentrasi awal tiosulfat 0,3 M dan 0,5 M, konsentrasi akhir menjadi 0,14 M dan 0,28 M dengan konsumsi berturut-turut 53,3% dan 44%.

Gambar 8 menunjukkan bahwa konsumsi tiosulfat menurun dengan meningkatnya konsentrasi awal tiosulfat yang diberikan. Konsentrasi awal tiosulfat 0,1M berkurang menjadi 0,018M dengan konsumsi

90.2% setelah 24 jam. Ketika konsentrasi awal tiosulfat 0,2 M, 0,3 M, dan 0,5 M, konsentrasi akhir menjadi 0,01 M, 0,05 M dan 0,24 M dengan konsumsi berturut-turut 71,9%, 61,3% dan 41,6%. Dengan demikian penggunaan tiosulfat yang paling efektif dicapai untuk konsentrasi tiosulfat 0,1 M dan pencapaian perolehan emas 80%.



Gambar 7. Pengaruh konsentrasi awal tiosulfat terhadap dekomposisi (Laju alir udara 15 ml/menit, tembaga sulfat 0,03M, amonia 3M, pH 10,2)



Gambar 8. Pengaruh konsentrasi awal tiosulfat terhadap perolehan emas (umpan 200 g,kerapatan ruah 44%, laju alir udara 15 ml/menit, tembaga sulfat 0,03M, pH 10,2, waktu pelindian 24 jam)

KESIMPULAN

Kajian pelindian bijih emas dengan media pelindi tiosulfat ini adalah optimasi proses pelindian tiosulfat sistem *batch* dan karakterisasi proses pelindian terhadap tipe bijih emas, terutama mengenai pengaruh pH, ammonia dan laju aerasi

terhadap masalah konsumsi tiosulfat dan perolehan emasnya. Hasil percobaan menunjukkan bahwa konsumsi tiosulfat sangat dipengaruhi oleh aerasi, konsentrasi penambahan amonia, pH larutan dan besaran konsentrasi awal tiosulfat.

Penggunaan aerasi dalam proses pelindian akan meningkatkan kecepatan kehilangan tiosulfat; sebaliknya, penambahan konsentrasi ammonia dan pengaturan pH larutan pelindian akan mengurangi jumlah kehilangan tiosulfat.

Besaran konsentrasi awal tiosulfat menunjukkan karakteristik pengurangan tiosulfat dalam larutan pelindian sebagai fungsi dari waktu untuk berbagai konsentrasi memberikan karakteristik yang sama.

Pengaruh karakteristik tiosulfat dalam proses pelindian terhadap perolehan emas dengan melihat besaran konsentrasi awal dan waktu pelindian optimal, menunjukkan bahwa proses pelindian bijih emas dalam media pelindi tiosulfat yang paling efektif dicapai untuk konsentrasi tiosulfat 0,1M dengan perolehan emas 80%.

Dari karakterisasi ekstraksi emas dari bijih emas dengan pelindian tiosulfat dalam percobaan skala *batch*, telah diperoleh data yang menjadi parameter utama yang paling berpengaruh dalam proses pelindian bijih emas dengan media tiosulfat, dan telah didapat pula pemahaman lengkap sebagai alternatif proses sianidasi yang ramah lingkungan, murah dan efektif.

Percobaan skala *batch* ini telah memberikan pula pengalaman praktis mengenai metode pelindian tiosulfat untuk ekstraksi emas dari bijih emas, terutama dalam memahami mekanisme dan pengendalian proses. Hal ini akan menjadi dasar teknis untuk merancang pengembangan ke skala sistem kontinu (*bench scale*) yang selanjutnya dapat dilanjutkan ke skala *pilot plant*.

DAFTAR PUSTAKA

- Fleming, C.A., McMullen, J., Thomas, K.G., dan Wells, J.A., 2003, Recent advances in the development of an alternative to the cyanidation process: Thiosulfate leaching and resin in pulp, *Minerals and Metallurgical Processing*, Vol.20, No.1.
- Flett, D.S., Derry, R., dan Wilson., J.C., 1983. Chemical Study of Thiosulfate leaching of Silver Sulphide, *Transaction Institute of Mining and Metallurgy* 92, C216-223.
- Gasparini, Claudia,1983. The Mineralogy of Gold and its Significance in Metal Extraction. *CIM Bull.* v. 76, n. 851, March 1983.
- Grosse, A.C., Dicoski, G.W., Shaw, M.J., dan Haddad, P.R., 2003. Leaching and Recovery of Gold Using Ammoniacal Thiosulfate Leach Liquors (a Review), *Hydrometallurgy*, Vol 69, hal. 1-21.
- Kerley, B., dan Bernard, J., 1981. *Recovery of Precious Metals from Difficult Ores*, US Patent 4.269.622.
- Senayake, G., 2004. *Role of copper (II), carbonate and sulphite in gold leaching and thiosulphate degradation by oxygenated alkaline non-ammoniacal solution*. Minerals Engineering 8 Agustus 2004.
- Wan, R.Y., 2001. Importance of metallurgical research on refractory gold ore, *Processing Mining Engineering*, November 2001, hal. 41-46.
- Yen, W.T., Descenes, G., Aylmore, M., 2001. Thiosulphate Leaching as an Alternative to Cyanidation: A Review of the Latest Development. *33rd Annual Operator's Conference of the Canadian Mineral Processors* 23-25, Ontario, January.
- Yen, W.T., Stogran, K., Fujita, T., 1996. Gold Extraction from a Copper Bearing Ore by Thiosulphate Leaching, *Resources Treatment Technology*, August Vol 43 No.2, hal. 83-87.