

PENGARUH VARIASI KONSENTRASI TIOSULFAT DALAM PROSES EKSTRAKSI EMAS ASAL KABUPATEN SANGGAU KALIMANTAN BARAT

Septami Setiawati [✉], Wahdaniah Mukhtar¹⁾, Ricka Aprillia¹⁾, Govira C. Asbanu²⁾

¹⁾ Program Studi Teknik Pertambangan Universitas Tanjungpura

²⁾ Program Studi Teknik Lingkungan Universitas Tanjungpura

Jalan Prof. Dr. H. Hadari Nawawi, Pontianak

[✉]email : septami@untan.ac.id

ABSTRAK

Penggunaan sianida dalam proses ekstraksi emas telah banyak ditinggalkan oleh negara lain sebab sifatnya yang toksik dan permasalahan lainnya. Namun saat ini, reagen tersebut masih digunakan di Kalimantan Barat dan daerah lainnya di Indonesia untuk mengekstraksi emas. Oleh karena itu, dalam penelitian ini telah dilakukan eksperimen pelindian emas menggunakan reagen alternatif sianida yang relatif lebih aman, yaitu amonia tiosulfat ($\text{Cu(II)-NH}_3\text{-S}_2\text{O}_3^{2-}$). Adapun tujuan dari penelitian ini adalah untuk menganalisis karakteristik sampel bijih emas dari desa Malenggang, Kecamatan Sekayam, Kabupaten Sanggau, Provinsi Kalimantan Barat dan mengkaji pengaruh variasi konsentrasi tiosulfat terhadap perolehan emas dalam proses pelindian. Penelitian ini terdiri dari tiga tahap, yaitu preparasi sampel dan bahan kimia, karakterisasi sampel, dan eksperimen pelindian sampel biji emas dengan variasi konsentrasi tiosulfat. Karakterisasi sampel bijih menggunakan AAS menunjukkan bahwa sampel mengandung Au (emas) sebesar 5 ppm. Hasil XRF menunjukkan bahwa sebagian besar sampel tersusun dari SiO_2 (52,04%), CaO, dan Fe_2O_3 . Berdasarkan analisis XRD, sampel diketahui mengandung beberapa mineral turunan pirit (FeS_2) seperti argentopirit (AgFe_2S_3), arsenopirit (FeAsS), dan kalkopirit (CuFeS_2). Perolehan Au tertinggi sebesar 77,13% pada pelindian dengan menggunakan natrium tiosulfat 0,6 M pada jam ke-0, di mana ore dipisahkan dari larutan tiosulfat segera setelah dicampurkan. Perolehan emas meningkat bersama dengan peningkatan konsentrasi tiosulfat sebagai *leaching agent*. Nilai pH larutan dan *recovery* emas menurun seiring dengan waktu pelindian.

Kata kunci: ekstraksi emas, pelindian amonia tiosulfat, variasi konsentrasi.

ABSTRACT

The use of cyanide in the gold extraction process has been banned by other countries because of its toxic nature and the other underlying problems. However, the reagent is still being used in West Kalimantan and other regions in Indonesia to extract gold. Therefore, in this study, leaching experiment of gold ore from West Kalimantan has been carried out using a safer alternative of cyanide, i.e., ammoniacal thiosulfate ($\text{Cu(II)-NH}_3\text{-S}_2\text{O}_3^{2-}$). The purpose of this study is to analyze the characteristics of gold ore sample from Malenggang Village, Sekayam District, Sanggau Regency, West Kalimantan and to assess the effect of variations in thiosulfate concentration on gold recovery in the leaching process. This study consists of three stages, i.e., sample and chemicals preparation, sample characterization, and leaching experiments of gold ore with varying thiosulfate concentrations. Characterization of ore sample using AAS shows that the sample contains 5 ppm of Au (gold). Analysis using XRF reveals that the sample is dominated by SiO_2 (52.04%), CaO, and Fe_2O_3 . The sample also contain pyrite (FeS_2) and its derivatives: argentopyrite (AgFe_2S_3) and arsenopyrite (FeAsS) according to the XRD result. The highest Au gained from the leaching process is 77.13% using 0.6 M

sodium thiosulfate at 0 hour where the ore is filtered out as soon as it is mixed with the thiosulfate solution. The gold recovery goes up as the concentration of thiosulfate increases. The pH of the solution and gold recovery decreases with leaching time.

Keywords: *ammoniacal thiosulfate leaching, concentration variation, gold extraction.*

PENDAHULUAN

Salah satu metode yang biasa digunakan untuk mengekstraksi emas primer di Indonesia, termasuk di Kalimantan Barat adalah sianidasi. Kelebihan dari metode ini adalah prosesnya yang sederhana, stabilitas sianida yang lebih tinggi dan biaya yang lebih rendah. Kelemahan penggunaan sianida dalam proses ini adalah sifatnya yang beracun, masalah sianidasi bijih yang mengandung material *carbonaceous* (karbon pada bijih yang menyerap emas dari larutan sianida), dan konsumsi sianida yang tinggi akibat pembentukan spesi logam sianida (contohnya tembaga sianida) karena keberadaan pengotor seperti Cu, As, Sb, Zn, dan Ni (Mohammadi et al., 2017; Xu, Kong, et al., 2017). Karena efek negatifnya terhadap lingkungan, banyak negara telah melarang penggunaan sianida saat ini (Bocse, 2021; Official Journal of the European Union, 2010). Namun, proses ini masih digunakan di Kalimantan Barat bahkan di Indonesia.

Berbagai penelitian telah dilakukan dalam upaya mencari alternatif reagen untuk mengekstraksi emas, beberapa di antaranya adalah tiosulfat, klorin, boraks, dan tiourea (Appel & Na-Oy, 2012; Navarro et al., 2002; Ojeda et al., 2009; Örgül & Atalay, 2002). Proses klorinasi memiliki kelemahan yaitu lingkungan kerja yang berbahaya, selektivitas yang buruk, dan perlunya peralatan tahan korosi. Pelindian menggunakan tiourea juga memiliki kekurangan karena konsumsi dan harganya yang relatif tinggi serta reagen ini diduga bersifat karsinogenik (Xu, Kong, et al., 2017). Sementara itu, ekstraksi emas dengan boraks dianggap kurang menarik karena prosesnya yang cukup rumit, cukup memakan waktu, serta memerlukan waktu untuk melatih para penambang rakyat sebelum diimplementasikan (Davies, 2014). Proses *leaching* dengan menggunakan tiosulfat dianggap sebagai metode alternatif yang paling menjanjikan karena risiko lingkungan yang rendah bahkan dijadikan sebagai pupuk sejak lama, selektivitas reaksi yang tinggi, korosivitas akibat larutan pelindian yang rendah, reagen murah, dan lain-lain (Xu, Kong, et al., 2017; Zhang & Senanayake, 2016).

Pelindian bijih emas dari Sukabumi dengan reagen tiosulfat 0,1 M menghasilkan *recovery* sebesar 80% (Suratman, 2009). Proses ekstraksi sampel batuan emas dari Banyuwangi menggunakan tiosulfat menunjukkan efektivitas mencapai 44,3% (Ramadhani, 2016). Sebuah penelitian untuk mengekstraksi emas dari bijih sulfida asal Tatelu Minahasa Utara menghasilkan perolehan sebesar 66,77% dengan menggunakan tiosulfat 1 M selama 24 jam dengan 30% solid (Yustanti et al., 2018). Ekstraksi emas asal Tanggamus, Lampung dengan tiosulfat 0,6 M pada suhu 50 °C selama 12 jam menghasilkan perolehan emas sebesar 80,68% (Rahmatika, 2018). Sejauh ini belum ditemukan publikasi mengenai ekstraksi emas asal Kalimantan Barat menggunakan reagen tiosulfat.

Maka, penelitian ini dilakukan untuk mengetahui karakteristik bijih emas asal Kabupaten Sanggau Kalimantan Barat dan mencari konsentrasi tiosulfat optimum yang diperlukan untuk mengekstraksi emas dari bijih asal Kalimantan Barat. Menurut data

Pusat Sumber Daya Mineral, Batubara dan Panas Bumi (2019), cadangan emas primer terbukti di Indonesia tahun 2019 adalah sebesar 1.214,64 juta ton bijih dan 0,003 juta ton logam. Sementara itu, emas di Kalimantan Barat memiliki potensi hingga 541,6 juta ton (Suara Pemred Kalbar, 2016). Penggunaan reagen yang baik tentu akan meningkatkan perolehan emas dan mengurangi risiko pencemaran lingkungan. Selain itu, diharapkan akan muncul semakin banyak penelitian dan publikasi mengenai optimasi ekstraksi emas asal Kalimantan Barat menggunakan reagen tiosulfat atau reagen lainnya yang bersifat ramah lingkungan.

METODE PENELITIAN

Preparasi Sampel dan Bahan Kimia

Sampel batuan diperoleh dari desa Malenggang, Kecamatan Sekayam, Kabupaten Sanggau, Provinsi Kalimantan Barat. Sampel kemudian dikeringanginkan, dihaluskan, diayak dengan ukuran 200 mesh dan dicampur hingga homogen.

Bahan yang digunakan dalam penelitian ini adalah larutan tiosulfat dengan variasi konsentrasi (0,15, 0,3, 0,45, dan 0,6 M) yang dibuat dari $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$. Bahan kimia lainnya adalah $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ dan NH_4OH . Keseluruhan proses preparasi reagen dan eksperimen pelindian menggunakan akuademin.

Karakterisasi Sampel

Kandungan mineral pada sampel bijih dianalisis menggunakan *X-Ray Diffraction* (XRD). Analisis *X-Ray Fluorescence* (XRF) dilakukan untuk mengetahui komposisi elemen dalam bentuk senyawa oksida pada sampel. Konsentrasi emas (Au) pada sampel dianalisis menggunakan *Atomic Absorption Spectroscopy* (AAS).

Pelindian Bijih Emas dengan Variasi Tiosulfat

Pelindian dilakukan dengan mencampurkan tembaga sulfat ke dalam larutan amonia konsentrasi 1 M dan kemudian ditambahkan larutan tiosulfat dengan variasi konsentrasi 0,15, 0,3, 0,45, dan 0,6 M. Sampel bijih emas dimasukkan dengan rasio 30% solid, dan proses pelindian dilakukan selama 8 jam sambil diaduk. Selama proses tersebut, dilakukan pengambilan sampel larutan dengan interval waktu 2 jam. Sampel larutan pada jam ke-0 diperoleh dengan cara mencampurkan sampel bijih dan larutan tiosulfat kemudian disaring segera setelah pencampuran dilakukan, tanpa melalui proses pengadukan. Sampel disaring dan padatannya dikembalikan ke reaktor. Cairan dari sampel kemudian dianalisis untuk mengetahui konsentrasi emas dan pH sebagai fungsi dari lama waktu pelindian. Selanjutnya data yang diperoleh dianalisis untuk menentukan persentase perolehan emas untuk waktu total pelindian. Eksperimen pelindian dilakukan secara duplo.

HASIL PENELITIAN DAN PEMBAHASAN

Karakteristik Sampel

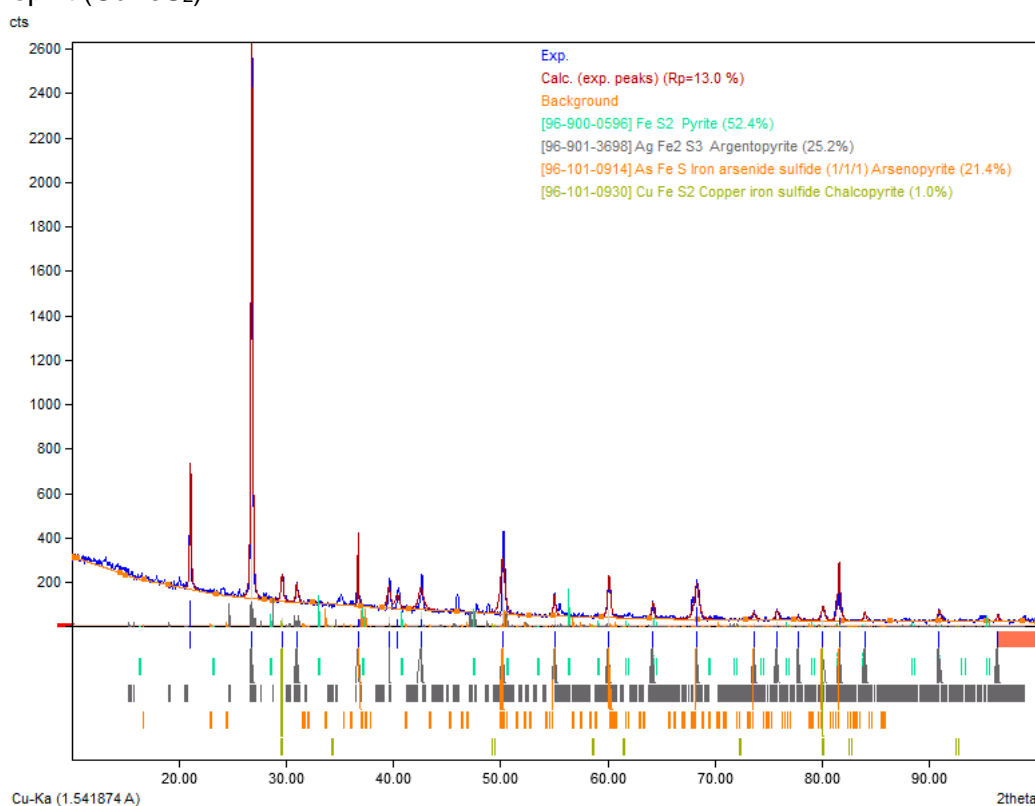
Berdasarkan hasil analisis XRF, sampel bijih dari desa Malenggang diketahui mengandung senyawaan oksida yang didominasi oleh SiO_2 (52,04%), CaO (20,64%), dan Fe_2O_3 (8,07%). Hasil analisis juga menunjukkan bahwa sampel tersebut mengandung unsur-unsur tanah jarang, yaitu Y dan Eu, dalam jumlah kecil (< 0,1%).

Unsur As ditemukan sebesar 1,232% pada sampel. Hasil karakterisasi XRF berupa komposisi senyawa kimia dari sampel dapat dilihat pada Tabel 1.

Tabel 1. Komposisi Kimia Sampel Bijih Emas

Senyawa	SiO ₂	CaO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	Al ₂ O ₃	MgO	K ₂ O	As ₂ O ₃	TiO ₂	Lain-lain
Konsentrasi (%)	52,04	20,64	8,07	5,42	4,26	3,68	3,17	0,69	0,62	1,41

Sampel juga dianalisis menggunakan XRD dan hasilnya ditunjukkan pada Gambar 1. Hasil analisis difraktogram menunjukkan bahwa sampel mengandung mineral pirit (FeS₂) beserta turunannya seperti argentopirit (AgFe₂S₃), arsenopirit (FeAsS), dan kalkopirit (CuFeS₂).

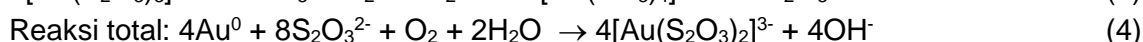
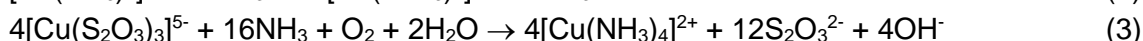
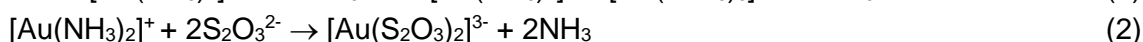
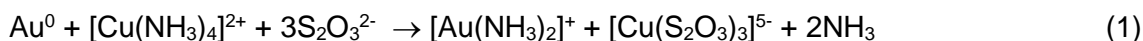


Gambar 1. Difraktogram XRD Sampel Bijih Emas

Untuk memperoleh konsentrasi emas yang lebih akurat, telah dilakukan analisis AAS terhadap sampel bijih yang telah didestruksi terlebih dahulu menggunakan aqua regia. Proses ini bertujuan untuk melarutkan semua unsur di dalam sampel padatan agar dapat terdeteksi oleh instrumen. Analisis tersebut menunjukkan bahwa konsentrasi Au pada sampel adalah sebesar 5 g/ton.

Uji Pelindian Emas dengan Tiosulfat

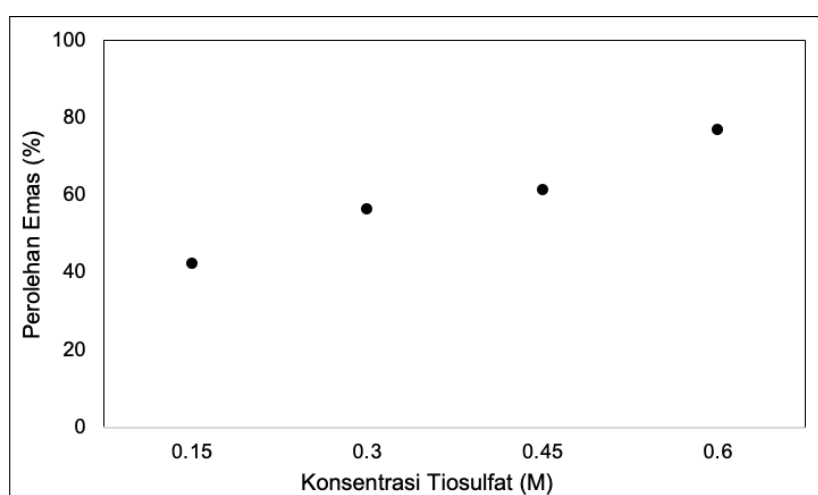
Dalam penelitian ini, pelindian emas dilakukan menggunakan sistem *ammoniacal thiosulfate*. Reaksi kimia yang terjadi selama proses pelindian ditunjukkan oleh Persamaan (1-4) berikut ini (Grosse et al., 2003).



Amonia merupakan reaktan kompleksasi dalam reaksi pelindian emas dengan tiosulfat. Penambahan amonia dapat menstabilkan tiosulfat dan kompleks tembaga-amina. Amonia mencegah proses pasivasi emas dengan menempel pada permukaan emas sehingga emas terlarut sebagai kompleks amina. Kompleks tembaga-amina yang dihasilkan dari reaksi antara amonia dan tembaga berperan sebagai katalis dalam proses ekstraksi ini. Laju pelindian emas meningkat 18-20 kali dengan adanya ion tembaga dalam larutan. Di sisi lain, katalis ini juga mempercepat dekomposisi tiosulfat karena kemampuan oksidasinya yang relatif kuat (Aylmore & Muir, 2001; Suratman, 2009; Xu, Kong, et al., 2017).

Pengaruh Variasi Konsentrasi Tiosulfat terhadap Perolehan Emas

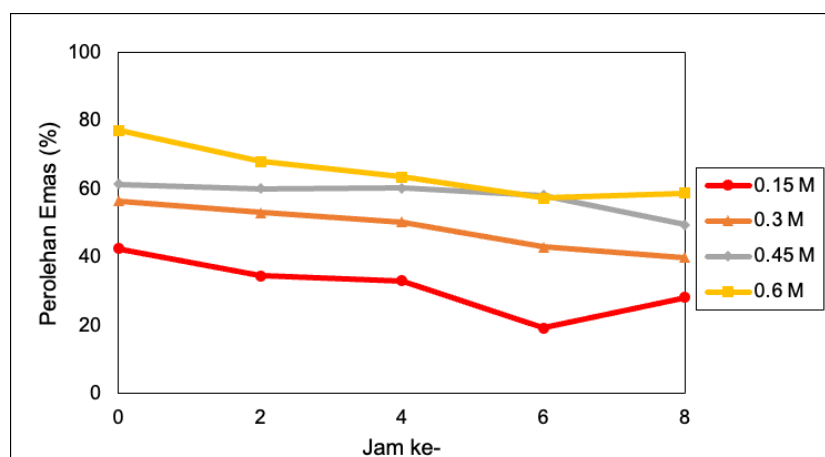
Gambar 2 menunjukkan hubungan antara variasi konsentrasi tiosulfat sebagai *leaching agent* dengan tingkat perolehan emas pada jam ke-0. Semakin tinggi konsentrasi tiosulfat yang digunakan, semakin banyak Au yang dapat terekstraksi dari sampel bijih. Perolehan emas tertinggi (77,13%) dicapai dengan pelindian menggunakan tiosulfat 0,6 M yang merupakan konsentrasi reagen tertinggi yang digunakan dalam penelitian ini. Beberapa penelitian bahkan dapat mencapai lebih dari 90% *recovery* dengan menggunakan tiosulfat (Aylmore & Muir, 2001). Sedangkan hasil *recovery* emas terendah (42,60%) diperoleh dari proses *leaching* menggunakan tiosulfat dengan konsentrasi terendah (0,15 M). Hal ini terjadi karena semakin banyak tiosulfat yang digunakan, semakin banyak tiosulfat yang dapat berkontak dengan permukaan sampel. Sehingga kemungkinan terlarutnya emas dalam sampel juga meningkat. Penelitian Suratman (2009) yang menggunakan variasi tiosulfat 0,1-0,5 M juga menunjukkan peningkatan perolehan emas seiring dengan kenaikan konsentrasi tiosulfat.



Gambar 2. Pengaruh Variasi Konsentrasi Tiosulfat terhadap Ekstraksi Emas

Pengaruh Waktu Pelindian terhadap Perolehan Emas

Gambar 3 menunjukkan hubungan antara waktu pelindian terhadap jumlah emas terlindi. Secara umum, proses pelindian dengan empat variasi konsentrasi tiosulfat menunjukkan bahwa semakin lama waktu pelindian, semakin rendah konsentrasi Au yang diperoleh. Hasil Au tertinggi untuk setiap variasi konsentrasi tiosulfat dicapai pada jam ke-0 (sampel *ore* dipisahkan dari larutan tiosulfat segera setelah dicampurkan, tanpa pengadukan) dan *recovery* Au terendah terjadi pada akhir proses pelindian, yaitu pada jam ke-8. Hal ini dapat disebabkan oleh adanya *preg-robbing material* seperti *carbonaceous matter* (karbon alami) dalam bijih yang dapat menyerap Au dan unsur lain yang terlarut (Tan et al., 2005). Sehingga menyebabkan konsentrasi Au semakin menurun seiring dengan semakin lamanya waktu pelindian. Analisis lebih lanjut diperlukan untuk mengkonfirmasi keberadaan dan jumlah kandungan karbon pada sampel. Selama 8 jam reaksi, pelindian dengan menggunakan tiosulfat 0,6 M mengalami penurunan *recovery* emas terbesar, yaitu sejumlah 18,36%. Sementara itu, penurunan perolehan emas terkecil pada awal dan akhir reaksi dialami oleh sampel dengan pelindian menggunakan 0,45 M tiosulfat, yaitu sebesar 11,86%.



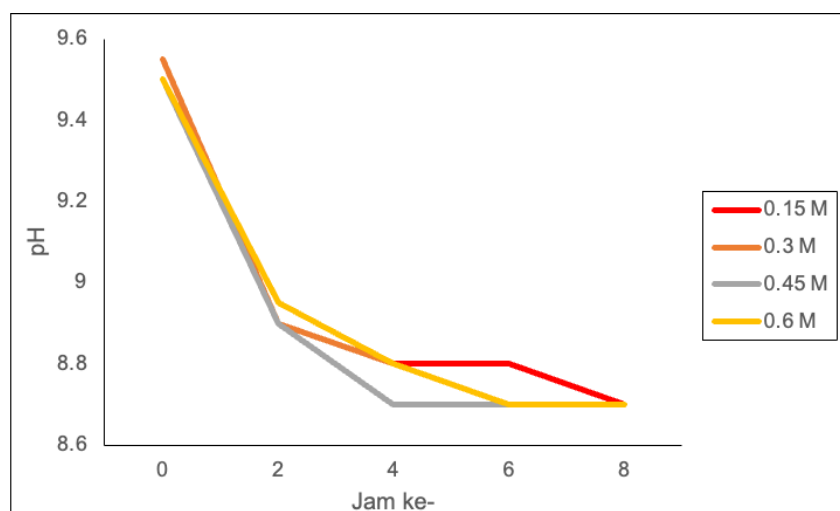
Gambar 3. Pengaruh Waktu Pelindian terhadap Perolehan Emas

Menurunnya perolehan emas juga dapat disebabkan oleh proses pasivasi. Keberadaan mineral sulfida pada sampel (Gambar 1) dapat mempercepat konsumsi tiosulfat dan menghambat pelarutan emas dengan laju berbeda. Laju konsumsi tiosulfat dengan keberadaan sulfida mengikuti urutan berikut ini: pirit > arsenopirit > galena > sfalerit. Laju kelarutan emas mengikuti urutan berikut: sfalerit > arsenopirit > pirit \approx galena > kalkopirit. Dengan demikian, dapat disimpulkan bahwa mineral tertentu mengkatalisis oksidasi tiosulfat dan mempercepat konsumsi reagen tersebut (Xu, Yang, et al., 2017). Produk oksidasi atau dekomposisi tiosulfat dapat menghalangi penetrasi pelindi ke permukaan sampel dengan membentuk lapisan pasivasi pada permukaan emas, dan berakibat pada terhambatnya proses pelarutan emas. Mineral sulfida tertentu seperti pirit dan arsenopirit dapat mengkatalisis dekomposisi tiosulfat karena afinitasnya yang kuat terhadap spesi sulfur dalam larutan berair dan sifat semikonduktornya. Selain produk dekomposisi, senyawa logam yang berasal dari pelarutan mineral sulfida juga dapat teradsorpsi pada permukaan emas dan mencegah pelindiannya (Xu, Kong, et al., 2017). Berkurangnya gugus tiosulfat dan terbentuknya lapisan pasivasi pada permukaan sampel bijih karena keberadaan mineral sulfida terlarut dapat menjadi salah satu

penyebab penurunan konsentrasi emas terlarut seiring dengan berjalannya waktu pelindian (Gambar 3).

Hubungan antara Waktu Pelindian dengan Perubahan pH Larutan

Nilai pH larutan pelindian menurun seiring dengan semakin lamanya waktu pelindian (Gambar 4). Penurunan pH tertinggi untuk semua variasi konsentrasi tiosulfat terjadi pada 2 jam pertama pelindian dengan penurunan sebesar 5,79-6,81%, dengan pH awal > 9 menjadi < 9. Sementara penurunan pH larutan pelindian mulai jam ke-2 hingga jam ke-8 lebih kecil dibandingkan 2 jam pertama, yaitu masih di bawah 2,5%. Penurunan pH ini dapat menjadi salah satu penyebab ketidakstabilan dari tiosulfat dan kompleks tembaga amonia karena kedua senyawa tersebut stabil pada pH 9-10 (Molleman & Dreisinger, 2002). Turunnya pH larutan yang menyebabkan ketidakstabilan dari kedua senyawa tersebut dapat menjadi salah satu pemicu menurunnya tingkat perolehan emas seiring dengan semakin lamanya waktu pelindian (Gambar 3). Hal ini terjadi karena semakin sedikit kompleks tembaga amonia yang dapat berikatan dengan emas terlarut sehingga emas yang terdeteksi oleh AAS pun semakin turun.



Gambar 4. Korelasi antara Waktu Pelindian dengan pH Larutan

SIMPULAN DAN SARAN

SIMPULAN

Karakterisasi menggunakan XRD menunjukkan bahwa sampel mengandung beberapa mineral, antara lain pirit (FeS_2), argentopirit (AgFe_2S_3), arsenopirit (FeAsS), dan kalkopirit (CuFeS_2). Berdasarkan analisis XRF, diketahui bahwa sampel bijih ini sebagian besar terdiri dari SiO_2 (52,04%), CaO (20,64%), dan Fe_2O_3 (8,07%). Beberapa elemen lain ada dalam jumlah kecil termasuk As, Ag, dan Au. Analisis AAS terhadap sampel yang didestruksi dengan asam kuat menunjukkan bahwa kandungan emas (Au) pada sampel adalah sebesar 0,005 mg/g.

Percobaan pelindian menunjukkan bahwa perolehan Au tertinggi sebesar 77,13% diperoleh dengan menggunakan natrium tiosulfat 0,6 M pada jam ke-0 (ore dipisahkan dari larutan tiosulfat segera setelah dicampurkan). Secara umum, persentase perolehan emas meningkat bersama dengan peningkatan konsentrasi tiosulfat sebagai *leaching agent*. Persentase emas terlarut dan nilai pH larutan menurun seiring dengan

waktu pelindian. Penurunan konsentrasi emas ini dapat terjadi karena tiga hal: (1) adanya material bersifat *preg-robbing* (karbon alami) dalam sampel bijih yang memiliki kemampuan untuk menyerap Au dan unsur-unsur terlarut, (2) larutnya kandungan mineral sulfida pada bijih sehingga terjadi pasivasi pada permukaan sampel bijih emas dan menurunnya gugus tiosulfat yang dapat berikatan dengan emas terlarut, dan (3) turunnya pH larutan selama pelindian sehingga kompleks tembaga-amonia menjadi tidak stabil.

SARAN

Perlu dilakukan karakterisasi lebih lanjut untuk mengkonfirmasi kandungan karbon pada sampel dan pra-perlakuan sampel untuk menghilangkan karbon dan senyawa sulfida sebelum dilakukan proses pelindian emas.

UCAPAN TERIMA KASIH

Penelitian ini didanai oleh DIPA Penelitian Fakultas Teknik Universitas Tanjungpura Tahun 2021.

DAFTAR PUSTAKA

- Appel, P. W. U., & Na-Oy, L. (2012). The Borax Method of Gold Extraction for Small-Scale Miners. *Blacksmith Institute Journal of Health & Pollution*, 2(3), 5–10.
- Aylmore, M. G., & Muir, D. M. (2001). Thiosulfate leaching of gold—A review. *Minerals Engineering*, 14(2), 135–174. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(00\)00172-2](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(00)00172-2)
- Bocse, A.-M. (2021). Hybrid transnational advocacy networks in environmental protection: Banning the use of cyanide in European gold mining. *International Environmental Agreements: Politics, Law and Economics*, 21(2), 285–303. <https://doi.org/10.1007/s10784-020-09492-6>
- Davies, G. R. (2014). A toxic free future: Is there a role for alternatives to mercury in small-scale gold mining? *Futures*, 62, 113–119. <https://doi.org/10.1016/j.futures.2013.11.004>
- Grosse, A. C., Dicoski, G. W., Shaw, M. J., & Haddad, P. R. (2003). Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors (a review). *Hydrometallurgy*, 69(1–3), 1–21. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00169-X](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00169-X)
- Mohammadi, E., Pourabdoli, M., Ghobeiti-Hasab, M., & Heidarpour, A. (2017). Ammoniacal thiosulfate leaching of refractory oxide gold ore. *International Journal of Mineral Processing*, 164, 6–10. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2017.05.003>
- Molleman, E., & Dreisinger, D. (2002). The treatment of copper–gold ores by ammonium thiosulfate leaching. *Hydrometallurgy*, 66(1–3), 1–21. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00080-4](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00080-4)
- Navarro, P., Vargas, C., Villarroel, A., & Alguacil, F. J. (2002). On the use of ammoniacal/ammonium thiosulphate for gold extraction from a concentrate. *Hydrometallurgy*, 65(1), 37–42. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00062-2](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00062-2)
- Official Journal of the European Union. (2010). *Ban on use of cyanide mining technologies: European Parliament resolution of 5 May 2010 on a general ban on the use of cyanide mining technologies in the European Union*. Official Journal

- of the European Union. <https://eur-lex.europa.eu/LexUriServ/LexUriServ.do?uri=OJ:C:2011:081E:0074:0077:EN:PDF>
- Ojeda, M. W., Perino, E., & Ruiz, M. del C. (2009). Gold extraction by chlorination using a pyrometallurgical process. *Minerals Engineering*, 22(4), 409–411. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2008.09.002>
- Örgül, S., & Atalay, Ü. (2002). Reaction chemistry of gold leaching in thiourea solution for a Turkish gold ore. *Hydrometallurgy*, 67(1–3), 71–77. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00136-6](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00136-6)
- Pusat Sumber Daya Mineral, Batubara dan Panas Bumi. (2019). *Neraca Sumber Daya dan Cadangan Mineral, Batubara, dan Panas Bumi Indonesia Status 2019*. Kementerian Energi dan Sumber Daya Mineral, Badan Geologi.
- Rahmatika, A. (2018). *Pelindian Bijih Emas dari Tambang Tanggamus Lampung Menggunakan Amonia-Tiosulfat dengan Oksidator CuSO4*. Universitas Sultan Ageng Tirtayasa.
- Ramadhani, F. S. (2016). *Efektivitas Larutan Leaching Tiourea dan Tiosulfat dengan Bantuan Oksidator dalam Proses Ekstraksi Emas (Au)*. Universitas Jember.
- Suara Pemred Kalbar. (2016). *Potensi Emas di Kalbar Mencapai 541,6 Juta Ton*. <https://www.suarapemredkalbar.com/read/regional/25012016/potensi-emas-di-kalbar-mencapai-5416-juta-ton>
- Suratman. (2009). Studi Konsumsi Tiosulfat pada Proses Ekstraksi Emas dengan Larutan Amonia Tiosulfat. *Jurnal Teknologi Mineral Dan Batubara*, 5(3), 114–120.
- Tan, H., Feng, D., Lukey, G. C., & van Deventer, J. S. J. (2005). The behaviour of carbonaceous matter in cyanide leaching of gold. *Hydrometallurgy*, 78(3–4), 226–235. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2005.03.001>
- Xu, B., Kong, W., Li, Q., Yang, Y., Jiang, T., & Liu, X. (2017). A Review of Thiosulfate Leaching of Gold: Focus on Thiosulfate Consumption and Gold Recovery from Pregnant Solution. *Metals*, 7(6), 222. <https://doi.org/10.3390/met7060222>
- Xu, B., Yang, Y., Li, Q., Jiang, T., Zhang, X., & Li, G. (2017). Effect of common associated sulfide minerals on thiosulfate leaching of gold and the role of humic acid additive. *Hydrometallurgy*, 171, 44–52. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2017.04.006>
- Yustanti, E., Guntara, A., & Wahyudi, T. (2018). Ekstraksi Bijih Emas Sulfida Tatelu Minahasa Utara Menggunakan Reagen Ramah Lingkungan Tiosulfat. *Jurnal Teknik*, 12(2), 97–106.
- Zhang, X. M., & Senanayake, G. (2016). A Review of Ammoniacal Thiosulfate Leaching of Gold: An Update Useful for Further Research in Non-cyanide Gold Lixiviants. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 37(6), 385–411. <https://doi.org/10.1080/08827508.2016.1218872>