



Studi Pelindian Bijih Tembaga Sulfida Asal Gorontalo Menggunakan Asam Sulfat Berdasarkan Variasi Waktu

A. Anisa Nur Ramadani*, Sitti Ratmi Nurhawaisyah, Mubdiana Arifin, Habibie Anwar, Alfian Nawir, Muhammad Idris Juradi, Firdaus

Program Studi Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Industri, Universitas Muslim Indonesia, Makassar, Indonesia

*Email: andianisanurr@gmail.com

ABSTRAK

Dalam industri pertambangan, meningkatkan kadar bijih perlu dilakukan agar dapat menambah nilai ekonominya. Salah satu metode untuk meningkatkan kadar bijih tembaga yaitu pelindian menggunakan larutan asam sulfat. Adapun tujuan penelitian ini adalah untuk mengetahui pengaruh variasi waktu pelindian terhadap perolehan tembaga. Pelindian dilakukan menggunakan larutan asam sulfat 4M sebanyak 40 ml tiap pelindian, berat sampel 20 gr untuk setiap pelindian, ukuran butir -250 *mesh*, kecepatan pengadukan 300 rpm dengan variasi waktu pelindian 2 jam, 6 jam, 8 jam, 10 jam. Filtrat hasil pelindian kemudian dianalisis menggunakan *Atomic Absorption Spectrophotometer* (AAS). Hasil penelitian ini memperoleh perolehan Cu terlarut pada waktu pelindian 2 jam yaitu 69,18455161%, pada waktu pelindian 6 jam yaitu 70,36049180%, pada waktu pelindian 8 jam yaitu 63,10885423% dan pada waktu pelindian 10 jam yaitu 48,40958584%. Berdasarkan hasil penelitian tersebut, didapatkan waktu optimum pelindian untuk mendapatkan *recovery* Cu terlarut tertinggi adalah pada waktu pelindian 6 jam.

Kata Kunci: tembaga sulfida; waktu pelindian; perolehan Cu; AAS; asam sulfat.

ABSTRACT

In the mining industry, it is necessary to increase the grade of ore in order to increase its economic value. One method to increase the level of copper ore is leaching using a sulfuric acid solution. The purpose of this study was to determine the effect of variations in leaching time on copper recovery. Leaching was carried out using a 4M sulfuric acid solution of 40 ml per leaching, sample weight of 20 g for each leaching, grain size -250 mesh, stirring speed 300 rpm with variations in leaching time of 2 hours, 6 hours, 8 hours, 10 hours. The leaching filtrate was then analyzed using an Atomic Absorption Spectrophotometer (AAS). The results of this study showed that the recovery of dissolved Cu at 2 hours leaching time was 69.18455161%, at 6 hours leaching time was 70.36049180%, at 8 hours leaching time was 63.10885423% and at 10 hours leaching time was 48.40958584%. Based on the results of this study, the optimum leaching time to obtain the highest dissolved Cu recovery was 6 hours of leaching.

Keywords: copper sulfide; leach time; Cu recovery; AAS; sulfuric acid.

PENDAHULUAN

Indonesia merupakan salah satu negara yang memiliki sumber daya alam dan mineral yang berlimpah, termasuk tembaga. Tembaga secara alami terdapat di dalam lapisan kulit bumi dalam berbagai bentuk. Bijih tembaga yang paling sering ditemukan dan merupakan cadangan penting dunia antara lain kalkopirit (CuFe_2), bornit (Cu_5FeS_4), kovelit (CuS) dan kalkosit (Cu_2S). Kebanyakan tembaga ditambang atau diekstraksi dalam bentuk tembaga sulfida dari tambang terbuka atau deposit (Kusdarini et al., 2023).

Proses ekstraksi tembaga di industri juga dilakukan dengan hidrometalurgi. Hidrometalurgi merupakan proses ekstraksi logam berharga menggunakan bantuan media cair atau larutan pada tekanan atmosfer maupun tidak. Hidrometalurgi ini terdiri dari proses pelindian dalam asam sulfat atau klorida diikuti ekstraksi pelarut dan *electrowinning*. Pelindian adalah proses pemisahan logam berharga dari material-material pengotor dengan cara dilarutkan kedalam pelarut (Pedroza et al., 2014).

Berdasarkan hasil penelitian-penelitian sebelumnya, menyatakan bahwa salah satu faktor yang mempengaruhi peningkatan nilai *recovery* yaitu waktu pelindian (*leaching*). Sehingga penelitian ini dilakukan untuk mengetahui pengaruh waktu pelindian terhadap nilai *recovery* tembaga menggunakan larutan asam sulfat serta untuk menyempurnakan penelitian-penelitian sebelumnya dengan menggunakan berbagai variasi waktu yang lebih singkat dalam mengekstrak bijih tembaga.

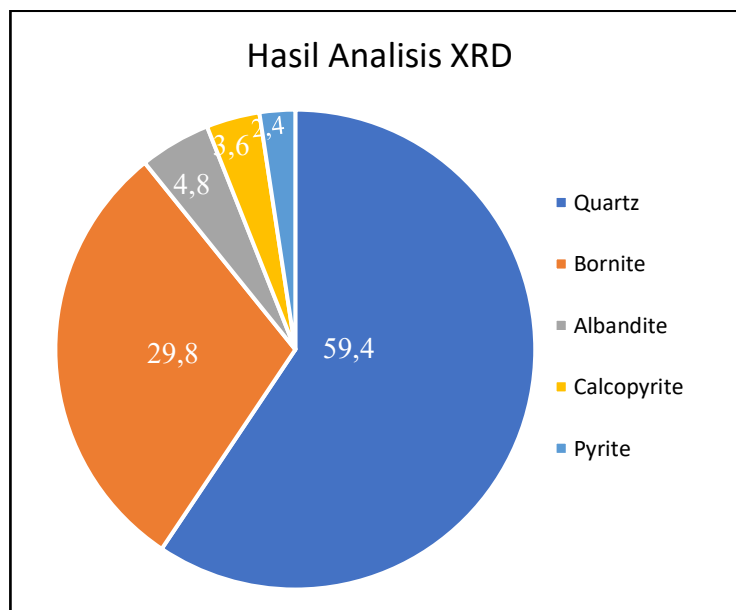
METODE

Penelitian dilakukan dengan skala laboratorium. Langkah-langkah penelitian meliputi persiapan alat dan bahan, preparasi sampel bijih tembaga sulfida, analisa sampel bijih tembaga sulfida, proses pelindian, analisa larutan kaya menggunakan AAS dan pengolahan data.

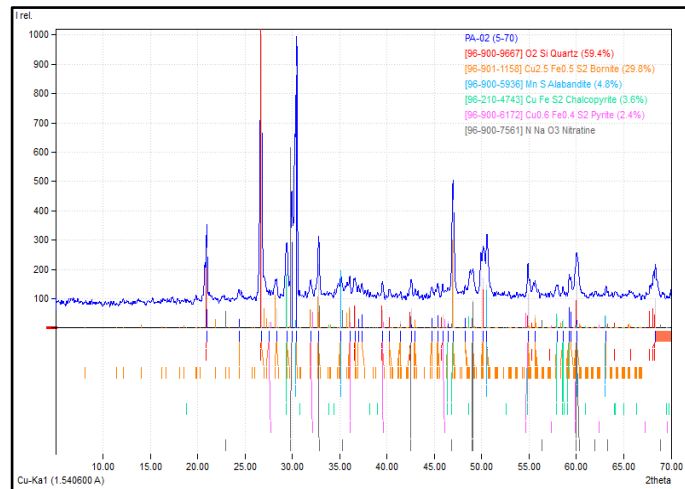
HASIL PENELITIAN

Karakterisasi Awal Menggunakan XRD

Berdasarkan karakterisasi awal yang dilakukan pada sampel tembaga sulfida menggunakan analisis *X-Ray Diffraction* (XRD), didapatkan beberapa mineral sulfida salah satunya yaitu *Bornite* yang memiliki persen kuantitatif tertinggi yaitu 29,8%. Hasil analisis XRD dapat dilihat pada gambar 1 dan gambar 2.



Gambar 1. Diagram Hasil Analisis XRD



Gambar 2. Grafik Pola Difraksi Sampel Bijih Tembaga

Kadar Logam Cu dalam Sampel Bijih

Analisis *Atomic Absorption Spectrophotometer* (AAS) juga dilakukan untuk mengetahui kadar logam Cu dalam sampel bijih sebelum dilakukan pelindian yang dapat dilihat pada tabel 1. Tabel 1. Kadar Logam Cu dalam Sampel Bijih

Kode Sampel	Absorban	[Cu] (mg/L)	fp(kali)	[Cu] x fp (mg/L)	B. Sampel (g)	V. Sampel (mL)	Kadar Cu (mg/kg)
II	0,0367	0,67	10000	6648,35	1,0634	100	622990,87
	0,0355	0,65					
	0,0373	0,68					
Rata-Rata	0,0365	0,6648					

Hasil *Recovery* Tembaga

Larutan Cu terlarut yang didapatkan dari hasil pelindian selanjutnya akan dilakukan analisis *Atomic Absorption Spectrophotometer* (AAS) untuk mengetahui kadar Cu yang terdapat didalam larutan. Adapun hasil AAS Cu terlarut dapat dilihat pada tabel 2.

Tabel 2. Hasil Analisis AAS Cu Terlarut

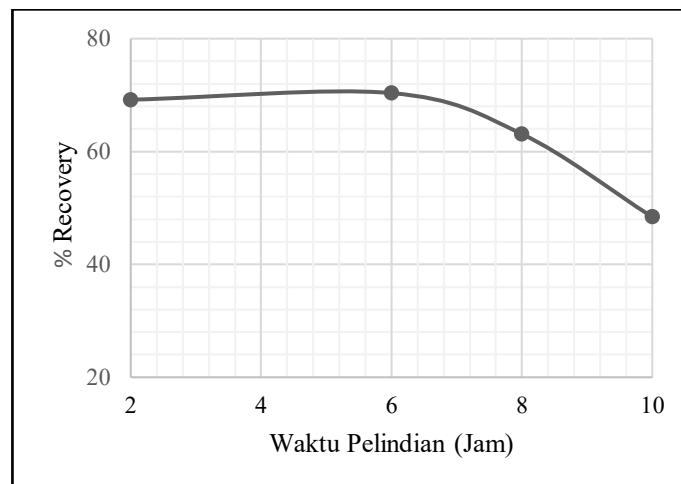
Kode Sampel	Absorban	[Cu] (mg/L)	fp (kali)	Konst Cu (mg/L)
N1	0,0124	0,216	100000	21550,672
	0,0119			
	0,0116			
Rata-Rata	0,0120			
N2	0,0119	0,219	100000	21916,972
	0,0116			
	0,0130			
Rata-Rata	0,0122			
N3	0,0170	0,197	100000	19658,120
	0,0083			
	0,0075			
Rata-Rata	0,0109			

	0,0080			
N4	0,0078	0,151	100000	15079,365
	0,0095			
Rata-Rata	0,0084			

Penelitian ini dilakukan untuk mengetahui pengaruh waktu pelindian terhadap *recovery* tembaga. *Recovery* tembaga diperoleh dari perbandingan antara berat logam dalam larutan kaya dan berat logam dalam sampel bijih. Adapun pengaruh waktu pelindian terhadap *recovery* tembaga dapat dilihat pada tabel 3 dan pada gambar 3.

Tabel 3. Hasil *Recovery* Tembaga

Kode Sampel	Waktu (Jam)	Recovery (%)
N1	2	69,18455161
N2	6	70,36049180
N3	8	63,10885423
N4	10	48,40958584



Gambar 3. Diagram Pengaruh Waktu Pelindian Terhadap *Recovery* Tembaga

PEMBAHASAN

Recovery Tembaga

Hasil analisa kadar logam Cu (K_1) dalam sampel batuan dengan berat sampel (W_s) Berat logam Cu dalam sampel bijih diperoleh dari persamaan (1) disajikan pada tabel 4.

Tabel 4. Kadar Logam (K_1) dan Berat Logam (L_b) Dengan Berat Sampel (W_s) 20 g

Logam	K_1 (%)	W_s (g)	L_b (g)
Cu	6,2299087%	20	1,24598174

Sedangkan hasil analisa kadar logam Cu dalam larutan kaya dengan volume larutan. Berat logam Cu dalam larutan kaya diperoleh dari persamaan (2) disajikan pada tabel 5.

Tabel 5. Kadar Logam dan Berat Logam Cu (L_k) dengan Volume Larutan 0,04 L

Sampel	Kadar Cu (g/L)	Volume larutan (L)	L_k (g)
N1	21,550672	0,04	0,86202688
N2	21,916972	0,04	0,87667888
N3	19,658120	0,04	0,78632480
N4	15,079365	0,04	0,60317460

Berdasarkan Tabel 4 diperoleh berat Cu dalam sampel bijih (L_b) dan Tabel 5 diperoleh berat Cu yang terkandung dalam larutan kaya (L_k) serta untuk perhitungan %*recovery* Cu (disajikan pada Tabel 3 dan Gambar 3) menggunakan persamaan (3) sebagai berikut:

t = 2 Jam

Berat Cu dalam sampel bijih (L_b Cu) = 1,24598174 g

Berat Cu dalam larutan kaya (L_k Cu) = 0,86202688 g

$$Recovery = \frac{0,86202688}{1,24598174} \times 100\% = 69,18455161\%$$

t = 6 Jam

Berat Cu dalam sampel bijih (L_b Cu) = 1,24598174 g

Berat Cu dalam larutan kaya (L_k Cu) = 0,87667888 g

$$Recovery = \frac{0,87667888}{1,24598174} \times 100\% = 70,36049180\%$$

t = 8 Jam

Berat Cu dalam sampel bijih (L_b Cu) = 1,24598174 g

Berat Cu dalam larutan kaya (L_k Cu) = 0,78632480 g

$$Recovery = \frac{0,78632480}{1,24598174} \times 100\% = 63,10885423\%$$

t = 10 Jam

Berat Cu dalam sampel bijih (L_b Cu) = 1,24598174 g

Berat Cu dalam larutan kaya (L_k Cu) = 0,60317460 g

$$Recovery = \frac{0,60317460}{1,24598174} \times 100\% = 48,40958584\%$$

Pengaruh Waktu Pelindian Terhadap Nilai *Recovery* Cu

Pada hasil pengolahan data untuk mendapatkan *recovery* Cu terlarut didapatkan hasil yang bervariasi sesuai dengan waktu yang digunakan. Berdasarkan grafik pada Gambar 4.3 menunjukkan bahwa pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 4M mencapai *recovery* Cu tertinggi sebesar 70,36049180% setelah pelindian 6 jam. Namun hasil yang didapatkan setelah 8 jam dan 10 jam, *recovery* Cu yang dihasilkan mengalami penurunan. Hasil *recovery* Cu yang didapatkan tidak sesuai dengan hasil penelitian sebelumnya yang menjelaskan bahwa semakin lama waktu pelindian maka *recovery* Cu yang dihasilkan juga akan semakin meningkat (Clotilde and Madiba, 2021).

Hal serupa terjadi pada penelitian yang dilakukan (Sönmez et al., 2020) yaitu hasil *recovery* Cu yang menurun bersamaan dengan waktu yang semakin meningkat. Hal ini dikarenakan bertambahnya waktu pelindian dapat dikaitkan dengan peningkatan nilai pH karena oksigen ikut terlarut dalam larutan. Pendapat lain dari penelitian yang dilakukan (Subagja and Andriyah, 2013) juga didapatkan hasil *recovery* Cu yang menurun, hal ini dikarenakan terbentuknya senyawa timbal sulfat yang menyebabkan unsur tembaga harus berdifusi melewati timbal sulfat sebelum larut ke dalam larutan asam sulfat.

KESIMPULAN

Dari hasil percobaan dapat disimpulkan bahwa *recovery* Cu terlarut dengan variasi waktu pelindian 2 jam, 6 jam, 8 jam dan 10 jam berturut-turut yaitu 69,18455161%, 70,36049180%,



63,10885423% dan 48,40958584%. Adapun waktu optimum pelindian untuk mendapatkan *recovery* Cu terlarut tertinggi adalah pada waktu pelindian 6 jam.

Adapun saran yang dapat diberikan yaitu perlu dilakukan penelitian lain dengan menggunakan waktu yang lebih bervariasi serta penelitian ini dapat disempurnakan dengan menggunakan larutan pelindi yang lain seperti HCl, HNO₃, ataupun larutan asam lain sehingga bisa diperoleh jenis larutan pelindi dan kondisi operasi terbaik yang dapat menghasilkan *recovery* logam Cu tertinggi.

UCAPAN TERIMA KASIH

Penulis mengucapkan terima kasih kepada kepala Laboratorium Analisis dan Pengolahan Bahan Galian Universitas Hasanuddin yang telah membantu dalam analisis XRD, kepada kepala Laboratorium FMIPA Universitas Hasanuddin yang telah membantu dalam analisis AAS, kepada Laboratorium Pengolahan Bahan Galian Universitas Muslim Indonesia yang telah membantu dalam preparasi sampel dan kepada Laboratorium Kimia Dasar Universitas Muslim Indonesia yang telah membantu dalam proses pelindian sampel bijih tembaga sulfida.

DAFTAR PUSTAKA

- Clotilde Apua, M., & Madiba, M. S. (2021). *Leaching kinetics and predictive models for elements extraction from copper oxide ore in sulphuric acid*. *Journal of the Taiwan Institute of Chemical Engineers*, 121, 313–320.
- Kusdarini, E., Saleky, D. B., & Sari, A. S. (2023). *Recovery Tembaga Menggunakan Asam Sulfat*. *Jurnal GEOSAPTA*, 9(1), 33–39.
- Pedroza, F. R. C., Aguilar, M. D. J. S., Rodriguez, S. E., Luevanos, A. M., Trevino, T. E. P., & Sanchez, A. D. (2014). *Oxidative Hydrometallurgy of Sulphide Minerals. Recent Researches in Metallurgical Engineering - From Extraction to Forming*.
- Subagja, R., & Andriyah, L. (2013). *Kinetika Reaksi Pelarutan Tembaga dari Malachite Ke Dalam Larutan Asam Sulfat*.