Recovery Tembaga Menggunakan Asam Sulfat

Copper Recovery Using Sulfuric Acid

Esthi Kusdarini[*1], Dewy Belavista Saleky[2], Avellyn Shinthya Sari[3]
[1-3] Program Studi Teknik Pertambangan, Institut Teknologi Adhi Tama Surabaya, Surabaya, Indonesia
Corr Author: *[1]esti@itats.ac.id, [2]dewysaleky786@gmail.com, [3]avellyn@itats.ac.id

ABSTRAK

Recovery Cu pada pengolahan bijih tembaga perlu dioptimalkan mengingat kebutuhan industri terhadap logam Cu yang sangat besar. Salah satu cara pengolahan bijih tembaga menggunakan metode pelindian menggunakan larutan H_2SO_4. Penelitian ini bertujuan mempelajari pengaruh variabel konsentrasi larutan H_2SO_4 dan waktu proses pelindian terhadap *recovery* Cu, Fe, Zn. Pada penelitian ini dilakukan eksperimen skala laboratorium dengan variabel konsentrasi H_2SO_4 : 20 g/L dan 40 g/L, sedangkan variabel waktu proses pelindian : 0,5 jam, 2 jam, 4 jam, 8 jam, 24 jam, 30 jam, 48jam, dan 72 jam. Selanjutnya untuk karakteristik bijih tembaga yang diolah mengandung Cu 1,68%, Fe 39,27%, dan Zn 1,38%. Analisa kandungan Cu, Fe, Zn dari sampel larutan kaya menggunakan metode AAS (*Atomic Absorption Spectroscopy*). Hasil penelitian menunjukkan bahwa pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 dengan konsentrasi 20 g/L menghasilkan *recovery* tertinggi : Cu sebesar 79% (24 jam pelindian), Fe sebesar 3,0% (72 jam pelindian), Zn sebesar 85% (72 jam pelindian). Sedangkan pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 dengan konsentrasi 40 g/L menghasilkan *recovery* tertinggi : Cu sebesar 68% (72 jam pelindian), Fe sebesar 3,3% (72 jam pelindian), Zn sebesar 95% (72 jam pelindian). Hasil penelitian ini sangat penting karena dapat menemukan konsentrasi larutan H_2SO_4 dan waktu pelindian terbaik sehingga dapat menghemat penggunaan larutan H_2SO_4 dan waktu pelindian.

Kata-kata kunci*:* asam; pelindian; *recovery*; sulfat; tembaga

ABSTRACT

Cu recovery in copper ore processing needs to be optimized given the industry's huge demand for Cu metal. One way of processing copper ore is using the leaching method using H_2SO_4 solution. This study aims to study the effect of variable concentration of H_2SO_4 solution and leaching process time on the recovery of Cu, Fe, Zn. In this study, laboratory scale experiments were carried out with H_2SO_4 concentration variables: 20 g/L and 40 g/L, while the leaching process time variables: 0.5 hours, 2 hours, 4 hours, 8 hours, 24 hours, 30 hours, 48 hours, and 72 hours. Furthermore, the characteristics of the processed copper ore contain 1.68% Cu, 39.27% Fe, and 1.38% Zn. Analysis of Cu, Fe, Zn content of rich solution samples using the AAS (Atomic Absorption Spectroscopy) method. The results showed that leaching using H_2SO_4 solution with a concentration of 20 g/L resulted in the highest recoveries: Cu by 79% (24 hours leaching), Fe by 3.0% (72 hours leaching), Zn by 85% (72 hours leaching). Meanwhile, leaching using H_2SO_4 solution with a concentration of 40 g/L resulted in the highest recovery: Cu by 68% (72 hours leaching), Fe by 3.3% (72 hours leaching), Zn by 95% (72 hours leaching). The results of this study are very important because it can find the best concentration of H_2SO_4 solution and leaching time so as to save the use of H_2SO_4 solution and leaching time.

Keywords: acid; leaching; recovery; sulfate; copper

Submitted: 19-10-2022; Revised: 27-01-2023; Accepted: 13-02-2023; Available Online: 15-02-2023
Published by: Mining Engineering, Faculty of Engineering, Universitas Lambung Mangkurat
This is an open access article under the CCBYND license https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/
©2023, Geosapta

PENDAHULUAN

Logam tembaga banyak dimanfaatkan untuk industri elektronik, konstruksi, telekomunikasi dan informasi. Hal ini disebabkan tembaga mempunyai sifat sebagai konduktifitas listrik dan panas yang cukup baik. Dengan berkembangnya industri telekomunikasi dan informasi dunia maka permintaan tembaga sebagai bahan baku murah dari kabel listrik maupun kabel telekomunikasi semakin meningkat. Meningkatnya permintaan tembaga seiring dengan penemuan deposit baru dan perkembangan teknologi dalam dunia pertambangan.

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). Bijih tembaga lain seperti malasit ($CuCO_3.Cu(OH)_2$), azurite ($2CuCO_3.Cu(OH)_2$), kuprit (Cu_2O), tenorit (CuO) cadangannya tidak terlalu banyak tetapi cukup ekonomis jika diolah. Untuk memenuhi permintaan industri akan tembaga serta penjualan tembaga yang tidak diperbolehkan dalam bentuk bijih tanpa pengolahan, maka perlu dikembangkan teknologi pengolahan bijih tembaga.

Teknologi pengolahan bijih tembaga dikembangkan karena peningkatan pengotor dan kompleksitas bijih tembaga yang merupakan salah satu tantangan dalam pengolahan bijih tembaga. Bijih sulfida karbon kompleks sangat sulit untuk diolah karena kompleksitas mineraloginya dan ketidakmurnian karbon organik dan karbonat. Salah satu cara pengambilan logam dari bijih batuan adalah dengan metode hidrometalurgi sebagaimana yang dilakukan Rapele dkk [1], Wahyuningsih dkk [2], Oraby dkk [3].

Hidrometalurgi adalah proses ekstraksi logam berharga memakai bantuan media cair atau larutan pada tekanan atmosfer maupun tidak. Pemilhan larutan

http://dx.doi.org/10.20527/jg.v9i1.14572

berdasarkan jenis logam yang akan diekstrak. Pada ekstrak logam emas dari bijih [4] maupun dari tailing [5] seringkali digunakan larutan sianida. Pada area pertambangan emas rakyat, masyarakat banyak menggunakan larutan natrium sianida (NaCN) untuk mengekstrak logam emas [6]. Penggunaan larutan pelindi natrium sianida dinilai lebih aman bagi lingkungan dibandingkan dengan penggunaan air raksa Selain larutan sianida terdapat larutan pelindi asam sulfat. Larutan asam sulfat sering digunakan untuk mengekstrak logam tembaga. Efektivitas penggunaan larutan asam sulfat dalam proses pelindian Cu telah diteliti lebih lanjut dengan bantuan permodelan. Selain jenis dan konsentrasi larutan pelindi, pelindian dari lapisan bijih yang dikemas dalam operasi hidrometalurgi melibatkan beberapa variabel seperti aliran larutan, pengangkutan bahan baku dan produk, reaksi cair-padat di permukaan mineral dan transfer panas reaksi. Model ini digunakan untuk menyelidiki kinetika pelindian bijih tembaga oksida oleh asam sulfat. Model bisa menggambarkan perilaku pelindian heterogeny yang dipengaruhi medan kecepatan, laju pelindian mineral, konsentrasi ion pelindian, konsentrasi bahan pelindian dan suhu [7].

Penelitian lainnya mengembangkan pelindian menggunakan larutan yang ramah lingkungan, yaitu larutan tembaga-sitrat-tiosulfat pada suhu tinggi, di mana sitrat berfungsi sebagai penstabil ion tembaga. Penelitian ini mempelajari pengaruh kecepatan agitasi, suhu, pH awal, konsentrasi tembaga, sitrat dan tiosulfat. Hasil eksperimen menunjukkan bahwa sistem tembaga-sitrat-tiosulfat memiliki kapasitas ekstraksi yang sama untuk emas dibandingkan dengan sianidasi tradisional [8].

Penelitian lain mempelajari pengaruh aglomerasi terhadap efisiensi pelindian. Pemisahan partikel, stratifikasi, ukuran umpan yang terlalu besar menyebabkan permeabilitas tumpukan yang buruk dan efisiensi pelindian rendah. Hasil penelitian tersebut menawarkan referensi yang baik untuk pengoperasian tumpukan aglomerasi industri [9]. Bijih tembaga bermutu rendah dengan kandungan butiran halus yang tinggi diperlukan untuk aglomerasi karena permeabilitas lapisan bijih yang rendah selama pelindian tumpukan asam. Penelitian Chena dkk menghasilkan metode geopolimerisasi untuk memproduksi aglomerat berbasis bijih tembaga berukuran halus dalam pelindian tumpukan [10].

Penelitian selanjutnya juga menghasilkan model jaringan saraf tiruan (JST), hibrida jaringan saraf tiruan, dan algoritma genetika (GANN) untuk memprediksi kondisi optimal pelindian kolom bijih tembaga oksida. Variabel yang digunakan adalah tinggi kolom, ukuran partikel, laju aliran asam, dan waktu pelindian. Hasil penelitian menunjukkan bahwa *recovery* meningkat dengan meningkatnya laju alir asam dan waktu pelindian serta penurunan ukuran partikel dan tinggi kolom [11].

Penelitian lainnya mempelajari kinetika pelindian bijih tembaga oksida dalam larutan asam sulfat. Pengaruh waktu, pH, kecepatan pengadukan dan suhu pada perpanjangan disolusi diselidiki. Analisis XRD menunjukkan bahwa tembaga terutama dalam bentuk mineral perunggu $CuCO_3(OH)_2$. Analisis unsur dengan XRF menunjukkan bahwa bijih tembaga oksida terutama terdiri dari 10,07% Cu; 4,12% Fe; 5,20% Mg, 1,00% Ca, 0,71% Co, 24,29% Si, 2,50% Al, dan 0,48% Mn. Hasil penelitian menunjukkan bahwa pelindian bijih tembaga oksida dalam larutan H_2SO_4 meningkat dengan bertambahnya waktu, pH, kecepatan pengadukan dan suhu pada konsentrasi H_2SO_4 tetap 0,77 M. Hasil penelitian menunjukkan bahwa pelindian bijih tembaga menggunakan larutan H_2SO_4 pada temperatur 70°C, pH 1 dalam waktu 60 menit menghasilkan *recovery* Cu sebesar 97,02%; Co sebesar 85,41%, dan Fe sebesar 39,64% [12].

Penelitian selanjutnya mempelajari pengaruh pengadukan pada proses pelindian. Agitasi asam sulfat dan uji pelindian kolom dari bijih yang mengandung tembaga-kobalt teroksidasi (1,44% Cu dan 1,04% Co) dilakukan untuk menyelidiki kemampuannya untuk ekstraksi logam tembaga dan kobalt dalam kondisi reduksi. Zat pereduksi yang digunakan adalah natrium metabisulfit ($Na_2S_2O_5$) Selama pelindian, natrium metabisulfit bereaksi dengan asam sulfat dan berdisosiasi membentuk SO_2 yang sebenarnya mereduksi Co(III). Penelitian ini menghasilkan temuan bahwa resirkulasi cairan pelindian terbukti sangat berguna untuk mengurangi jumlah SO_2 yang tidak bereaksi dan secara signifikan meningkatkan hasil logam yang diperoleh kembali dengan sedikit konsumsi asam [13].

Selain metode hidrometalurgi, pengambilan logam dari bijih batuan juga bisa menggunakan bantuan mikroorganisme [14]. Godirilwe dkk menghasilkan temuan pengembangan proses hidrometalurgi untuk ekstraksi tembaga yang efisien dari bijih sulfida karbon kompleks yang mengandung kalkopirit, karbonat (dolomit dan kalsit), dan mineral pengotor karbon, yaitu melakukan pelindian menggunakan asam sulfat dalam tekanan tinggi. Variabel yang digunakan adalah konsentrasi asam sulfat, suhu, tekanan total, dan kepadatan pulp. Temuan dari penelitian ini adalah *recovery* Cu meningkat dengan meningkatnya suhu, konsentrasi asam sulfat, dan tekanan total, selanjutnya *recovery* Cu menurun apabila densitas pulp meningkat. Pada pelindian menggunakan 100 g/L, 1 M H_2SO_4, temperature 160 ^oC, tekanan total 1,0 MPa, *recovery* Cu dan Fe mencapai 97,55% dan 95,37% [15].

Penelitian mengenai pelindian bijih tembaga menggunakan asam nitrat juga dilakukan terhadap mineral Tunceli malachite. Penelitian ini menghasilkan temuan bahwa pada kondisi operasi terbaik yaitu konsentrasi asam nitrat 0,5 mol/L, suhu 50 °C, rasio padat-cair 0,004 g/mL, dan kecepatan pengadukan ditentukan 500 r/mnt, laju pelindian mencapai 99% selama 120 menit waktu reaksi. Selanjutnya uji evaluasi kinetik menghasilkan temuan bahwa laju pelindian meningkat dengan peningkatan suhu, konsentrasi asam dan kecepatan pengadukan, dan dengan penurunan ukuran partikel dan rasio padat-cair [16].

Penelitian selanjutnya menghasilkan temuan bahwa pelarutan tembaga mencapai *recovery* tertinggi pada konsentrasi asam sulfat 9,8%, prosentase padatan/cairan 5%, kecepatan pengadukan 200 rpm, temperatur 60^oC, dan jangka waktu pengadukan 120 menit [17]. Penelitian lain menunjukkan bahwa pelindian tembaga menggunakan asam sulfat mencapai *recovery* 53,31% [2]. Penelitian-penelitian yang telah dilakukan mendapatkan *recovery* Cu cukup tinggi, namun demikian belum mempertimbangkan kemudahan operasional apabila diterapkan dalam skala industri. Oleh karena itu penelitian ini menyempurnakan penelitian sebelumnya dengan mempelajari kondisi operasi optimal pada temperatur kamar dan tekanan udara normal. Variabel yang digunakan pada penelitian ini adalah konsentrasi larutan

http://dx.doi.org/10.20527/jg.v9i1.14572

pelindi dan waktu pelindian sehingga mudah diterapkan untuk skala industri. Temuan yang dihasilkan dari penelitian ini dapat menghemat penggunaan asam sulfat dan memperpendek waktu pelindian.

METODOLOGI

Penelitian menggunakan metode eksperimen skala laboratorium. Langkah-langkah penelitian meliputi persiapan alat dan bahan, preparasi sampel batuan, analisa sampel batuan, pengolahan bijih, analisa larutan kaya, dan pengolahan data.

Alat dan Bahan

Alat-alat yang digunakan adalah 1 set spektrofotometer (AAS), beaker glass 2000 mL, mesin agitator, pipet, tabung reaksi, alat penggerus dan kertas saring. Sedangkan bahan-bahan yang diperlukan adalah sampel batuan 1 kg (diperoleh dari area pertambangan bijih tembaga PT Batutua Tembaga Raya yang berlokasi di Pulau Wetar, Maluku), H_2SO_4, larutan standar, HNO_3, aquades. spektrofotometer (AAS), beaker glass 2000 mL, mesin agitator, pipet, tabung reaksi, alat penggerus dan kertas saring.

Preparasi Sampel Batuan

Sampel batuan sebanyak 1 kg diperoleh dari salah satu perusahaan tambang di Desa Lurang, Kecamatan Wetar Utara, Maluku yang berupa bijih. Preparasi diawali dengan pengecilan ukuran sampel melalui proses penggerusan sampai berukuran 400 mesh.

Analisa Sampel Batuan

Sampel batuan dianalisa kandungan logam Cu, Fe, dan Zn menggunakan metode *Atomic Absorption Spectroscopy* (AAS). Berat logam Cu, Fe, dan Zn yang terkandung dalam sampel batuan dihitung menggunakan persamaan (1).

$$L_b = K_l \times W_s \quad (1)$$

Dimana L_b adalah berat logam (g), K_l adalah kadar logam dalam sampel (%), dan W_s adalah berat sampel (g).

Pelindian *(Leaching)*

Proses pelindian (*leaching*) dilakukan dua kali. Pelindian pertama dengan melarutkan 500 g sampel batuan berukuran 400 mesh ke dalam 1500 mL larutan H_2SO_4 20 g/L. Sedangkan pelindian kedua dengan melarutkan 500 g sampel batuan berukuran 400 mesh ke dalam 1500 mL dilakukan dengan variabel konsentrasi larutan H_2SO_4, yaitu 20 g/L dan 40 g/L. Pelindian dilakukan selama 72 jam dengan kecepatan pengadukan 300 rpm, sedangkan pengambilan sampel larutan kaya dilakukan sebanyak 8 kali, yaitu 0,5 jam, 2 jam, 4 jam, 8 jam, 24 jam, 30 jam, 48 jam, dan 72 jam dari awal proses pelindian.

Analisa Analisa Larutan Kaya

Analisa kandungan Cu, Fe, dan Zn dalam sampel batuan dan larutan kaya menggunakan metode *Atomic Absorption Spectroscopy* (AAS).

Recovery Logam

Recovery logam Cu, Fe, dan Zn diperoleh dari perbandingan berat logam dalam larutan kaya dengan berat logam dalam sampel batuan. Untuk menghitung berat logam dalam bijih maka dilakukan analisa kandungan Cu, Fe, dan Zn dalam sampel batuan menggunakan metode *Atomic Absorption Spectroscopy* (AAS). Rumus untuk menghitung *recovery* logam disajikan pada persamaan (2).

$$Recovery = \frac{L_k}{L_b} \times 100\% \quad (2)$$

Dimana L_k = berat logam dalam larutan kaya (g), L_b = berat logam dalam bijih (g).

HASIL DAN DISKUSI

Penelitian ini dilakukan untuk mengetahui pengaruh perubahan konsentrasi larutan H_2SO_4 terhadap *recovery* Cu. Berat sampel batuan (W_s) adalah 500 g untuk setiap proses pelindian. Hasil analisa kadar logam (K_l) dari logam Cu, Fe, dan Zn dalam sampel batuan disajikan pada Tabel-1. Berat logam Cu, Fe, dan Zn (L_b) diperoleh dari persamaan (1) sebagai berikut :

L_b Cu = 1,68% x 500 g = 8,4 g
L_b Fe = 39,27% x 500 g = 196,35 g
L_b Zn = 0,12% x 500 g = 0,6 g

Tabel-1. Kadar logam (K_l) dan berat logam (L_b) dengan berat sampel (W_s) 500 g

Logam	K_l (g/L)	L_b (g)
Cu	1,68%	8,4
Fe	39,27%	196,35
Zn	0,12%	0,6

Sedangkan hasil analisa kadar Cu, Fe, dan Zn dalam larutan kaya dengan variabel waktu pelindian disajikan pada Tabel-2 (menggunakan larutan H_2SO_4 20 g/L) dan Tabel-3 (menggunakan larutan H_2SO_4 40 g/L).

Tabel-2. Kadar logam dalam larutan kaya pada konsentrasi H_2SO_4 20 g/L

Waktu pelindian (jam)	Kadar logam dalam larutan kaya (g/L)		
	Cu	Fe	Zn
0,5	0,36	0,80	0,03
2	0,96	1,20	0,02
4	1,17	2,30	0,05
8	2,18	2,60	0,07
24	4,43	3,20	0,27
30	3,15	2,60	0,24
48	3,17	3,50	0,24
72	3,72	3,88	0,34

Tabel-3. Kadar logam dalam larutan kaya pada konsentrasi H_2SO_4 40 g/L

Waktu pelindian (jam)	Kadar logam dalam larutan kaya (g/L)		
	Cu	Fe	Zn
0,5	0,65	2,50	0,05
2	0,96	2,70	0,09
4	1,17	1,80	0,03
8	2,18	2,40	0,09
24	2,91	3,10	0,21
30	2,98	2,90	0,19
48	2,71	3,10	0,23
72	3,80	4,34	0,38

http://dx.doi.org/10.20527/jg.v9i1.14572

Berdasarkan Tabel-2 dan Tabel-3 diperoleh berat Cu, Fe, dan Zn yang terkandung dalam larutan kaya (L_k) dengan variabel waktu pelindian (Tabel-4 dan Tabel-5), dan % *recovery* Cu, Fe, Zn (disajikan pada Gambar-1, Gambar-2, dan Gambar-3) dengan cara perhitungan sebagai berikut :

Pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 20 g/L

t = 0,5 jam

Berat Cu dalam sampel bijih (L_b Cu) = 8,4 gram
Kadar Cu dalam larutan kaya = 0,36 g/L (Tabel-2)
Berat logam Cu dalam larutan kaya (L_k Cu)
= 0,36 g/L x 1,5 L = 0,54 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{0,54}{8,4}$ x 100% = 6,43% (disajikan pada Gambar-1)

t = 2 jam

Kadar Cu dalam larutan kaya = 0,96 g/L (Tabel-2)
Berat logam Cu dalam larutan kaya (L_k Cu)
= 0,96 g/L x 1,5 L = 1,44 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{1,44}{8,4}$ x 100% = 17,14% (disajikan pada Gambar-1)

t = 4 jam

Kadar Cu dalam larutan kaya = 1,17 g/L (Tabel-2)
Berat logam Cu dalam larutan kaya (L_k Cu)
= 1,17 g/L x 1,5 L = 1,76 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{1,76}{8,4}$ x 100% = 20,95% (disajikan pada Gambar-1)

t = 8 jam

Kadar Cu dalam larutan kaya = 2,18 g/L (Tabel-2)
Berat logam Cu dalam larutan kaya (L_k Cu)
= 2,18 g/L x 1,5 L = 3,27 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{3,27}{8,4}$ x 100% = 38,93% (disajikan pada Gambar-1)

Perhitungan *recovery* logam Cu setelah 24 jam, 30 jam, 48 jam, dan 72 jam menggunakan cara yang sama, begitu pula untuk pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 40 g/L.

Selanjutnya perhitungan berat Fe dalam larutan kaya (disajkan pada Tabel-4 dan Tabel-5), dan % *recovery* Fe (disajikan pada Gambar-2) adalah :

Pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 20 g/L

t = 0,5 jam

Berat Fe dalam sampel bijih = 196,35 gram
Kadar Fe dalam larutan kaya = 0,80 g/L (Tabel-2)
Berat logam Fe dalam larutan kaya (L_k Fe)
= 0,80 g/L x 1,5 L = 1,2 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{1,2}{196,35}$ x 100% = 0,61% (disajikan pada Gambar-2)

t = 2 jam

Berat logam Fe dalam bijih = 196,35 gram
Kadar Fe dalam larutan kaya = 1,2 g/L (Tabel-2)
Berat logam Fe dalam larutan kaya (L_k Fe)
= 1,2 g/L x 1,5 L = 1,8 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{1,8}{196,35}$ x 100% = 0,92% (disajikan pada Gambar-2)

t = 4 jam

Berat logam Fe dalam bijih = 196,35 gram
Kadar Fe dalam larutan kaya = 2,3 g/L (Tabel-2)
Berat logam Fe dalam larutan kaya (L_k Fe)
= 2,3 g/L x 1,5 L = 3,45 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{3,45}{196,35}$ x 100% = 1,76% (disajikan pada Gambar-2)

t = 8 jam

Berat logam Fe dalam bijih = 196,35 gram
Kadar Fe dalam larutan kaya = 2,6 g/L (Tabel-2)
Berat logam Fe dalam larutan kaya (L_k Fe)
= 2,6 g/L x 1,5 L = 3,9 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{3,9}{196,35}$ x 100% = 1,99% (disajikan pada Gambar-2).

Perhitungan *recovery* logam Fe setelah 24 jam, 30 jam, 48 jam, dan 72 jam menggunakan cara yang sama, begitu pula untuk pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 40 g/L.

Demikian pula untuk perhitungan berat Zn dalam larutan kaya (disajikan pada Tabel-4 dan Tabel-5), dan % *recovery* Zn (disajikan pada Gambar-3) adalah :

Pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 20 g/L

t = 0,5 jam

Berat Zn dalam sampel bijih = 0,6 gram
Kadar Zn dalam larutan kaya = 0,03 g/L (Tabel-2)
Berat logam Zn dalam larutan kaya (L_k Zn)
= 0,03 g/L x 1,5 L = 0,045 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{0,045}{0,6}$ x 100% = 7,5% (disajikan pada Gambar-3)

t = 2 jam

Berat logam Zn dalam bijih = 0,6 gram
Kadar Zn dalam larutan kaya = 0,02 g/L (Tabel-2)
Berat logam Zn dalam larutan kaya (L_k Zn)
= 0,02 g/L x 1,5 L = 0,03 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{1,8}{196,35}$ x 100% = 5% (disajikan pada Gambar-3).

t = 4 jam

Berat logam Zn dalam bijih = 0,6 gram
Kadar Zn dalam larutan kaya = 0,05 g/L (Tabel-1)
Berat logam Zn dalam larutan kaya (L_k Zn)
= 0,05 g/L x 1,5 L = 0,075 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{0,075}{0,6}$ x 100% = 12,5% (disajikan pada Gambar-3).

t = 8 jam

Berat logam Zn dalam bijih = 0,6 gram
Kadar Zn dalam larutan kaya = 0,07 g/L (Tabel-1)
Berat logam Zn dalam larutan kaya (L_k Zn)
= 0,07 g/L x 1,5 L = 0,105 gram (disajikan pada Tabel 4)
Recovery = $\frac{0,105}{0,6}$ x 100% = 17,5% (disajikan pada Gambar-3).

http://dx.doi.org/10.20527/jg.v9i1.14572

Perhitungan *recovery* logam Zn setelah 24 jam, 30 jam, 48 jam, dan 72 jam menggunakan cara yang sama, begitu pula untuk pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 40 g/L.

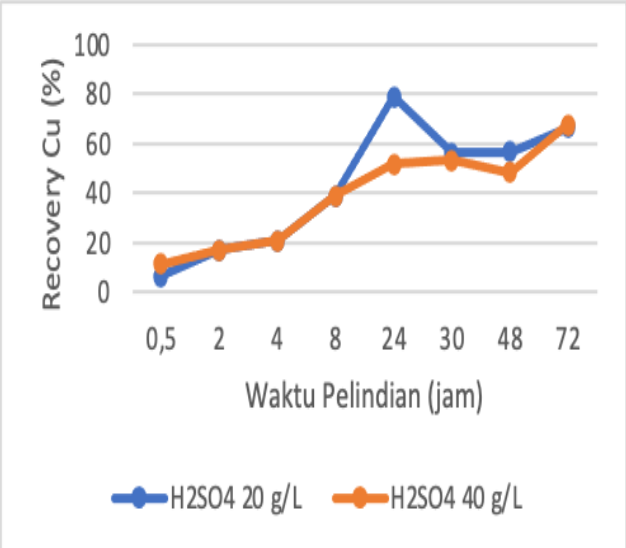
Tabel-4. Berat logam dalam larutan kaya pada konsentrasi H_2SO_4 20 g/L

Waktu pelindian (jam)	L_k (g)		
	Cu	Fe	Zn
0,5	0,54	1,2	0,045
2	1,44	1,8	0,03
4	1,755	3,45	0,075
8	3,27	3,9	0,105
24	6,645	4,8	0,405
30	4,725	3,9	0,36
48	4,755	5,25	0,36
72	5,58	5,82	0,51

Tabel-5. Berat logam dalam larutan kaya pada konsentrasi H_2SO_4 40 g/L

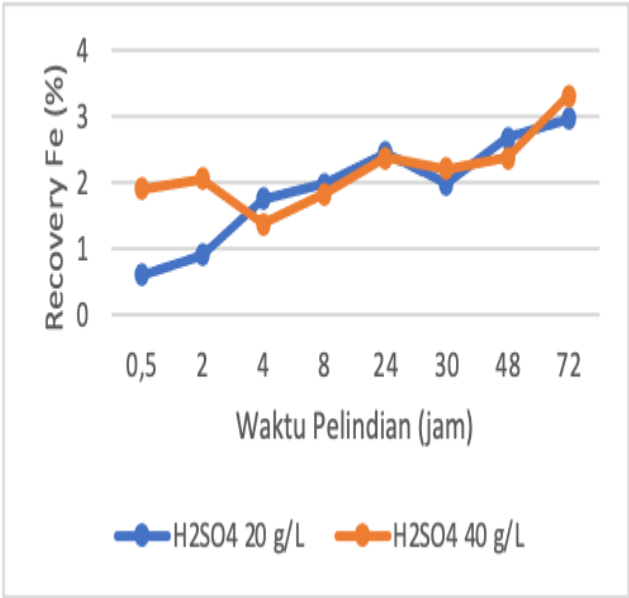
Waktu pelindian (jam)	L_k (g)		
	Cu	Fe	Zn
0,5	0,975	3,75	0,075
2	1,44	4,05	0,135
4	1,755	2,7	0,045
8	3,27	3,6	0,135
24	4,365	4,65	0,315
30	4,47	4,35	0,285
48	4,065	4,65	0,345
72	5,7	6,51	0,57

Hasil perhitungan *recovery* logam Cu, Fe, dan Zn menggunakan persamaan (1) disajikan pada Gambar-1 dan Gambar-2.



Gambar-1. Pengaruh waktu pelindian terhadap recovery Cu

Gambar-1 menunjukkan bahwa pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 20 g/L mencapai *recovery* Cu tertinggi sebesar 79% setelah pelindian 24 jam. Sedangkan pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 40 g/L mencapai *recovery* Cu tertinggi sebesar 68% setelah pelindian 72 jam. Temuan ini sesuai dengan penelitian sebelumnya yang menjelaskan bahwa semakin lama waktu pelindian maka *recovery* Cu yang dihasilkan semakin meningkat [7], [11], [12]. *Recovery* Cu hasil penelitian lebih rendah dibandingkan penelitian yang dilakukan Godirilwe dkk yang mencapai 97,55% [15]. Hal ini disebabkan Godirilwe mengendalikan keasaman larutan sehingga proses pelindian Cu menjadi optimal. Meskipun *recovery* Cu hasil penelitian lebih rendah dibandingkan penelitian Godirilwe dkk, namun masih lebih bagus dibandingkan penelitian Wahyuningsih dan Pamungkas yang mencapai *recovery* Cu 53,31% [2]. *Recovery* Cu hasil penelitian ini juga lebih tinggi dibandingkan penelitian Athalla dkk karena waktu pelindian lebih lama, yaitu 72 jam dibandingkan penelitian Athalla dkk yang hanya 2 jam [17].

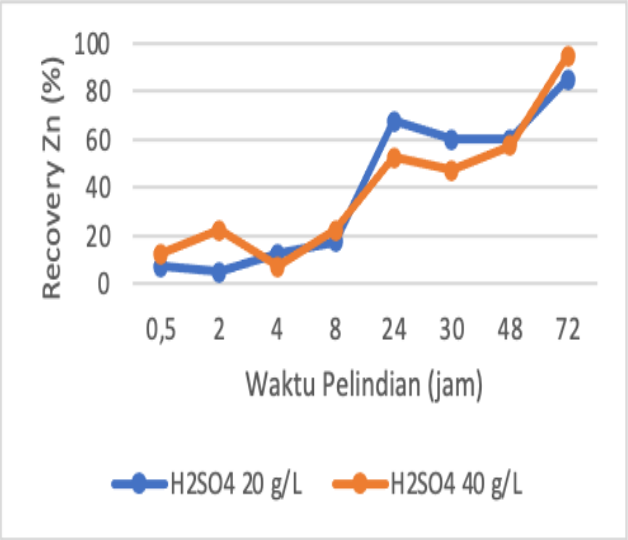


Gambar-2. Pengaruh waktu pelindian terhadap recovery Fe

Gambar-2 menunjukkan bahwa pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 20 g/L mencapai *recovery* Fe tertinggi sebesar 3,0% setelah pelindian 72 jam. Sedangkan pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 40 g/L mencapai *recovery* Fe tertinggi sebesar 3,3 % setelah pelindian 72 jam. *Recovery* Fe hasil penelitian lebih rendah dibandingkan penelitian yang dilakukan Godirilwe dkk yang mencapai 95,37% [15]. Sama halnya dengan recovery Cu, Godirilwe mengendalikan keasaman larutan sehingga proses pelindian Fe menjadi optimal.

Gambar-3 menunjukkan bahwa pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 20 g/L mencapai *recovery* Zn tertinggi sebesar 85% setelah pelindian 72 jam. Sedangkan pelindian menggunakan larutan H_2SO_4 40 g/L mencapai *recovery* Zn tertinggi sebesar 95% setelah pelindian 72 jam. Meskipun penelitian ini berfokus pada *recovery* Cu, namun analisa kadar Fe dan Zn pada larutan kaya bisa menunjukkan kemampuan larutan H_2SO_4 yang kurang bagus melarutkan logam Fe dan sangat bagus melarutkan logam Zn.

http://dx.doi.org/10.20527/jg.v9i1.14572



Gambar-3. Pengaruh waktu pelindian terhadap recovery Zn

KESIMPULAN DAN SARAN

Penelitian ini telah menghasilkan temuan kondisi operasi terbaik untuk memperoleh logam tembaga (Cu) dari bijihnya. Hasil penelitian menunjukkan bahwa :

- Pengambilan logam Cu, Fe, dan Zn dari bijih tembaga melalui proses pelindian batuan manganoan larutan H_2SO_4 20 g/L mencapai *recovery* tertinggi untuk logam Cu sebesar 79% (setelah pelindian selama 24 jam), Fe sebesar 3,0% (setelah pelindian selama 72 jam) dan Zn sebesar 85% (setelah pelindian selama 72 jam).
- Pengambilan logam Cu, Fe, dan Zn dari bijih tembaga melalui proses pelindian batuan menggunakan larutan H_2SO_4 40 g/L mencapai *recovery* tertinggi untuk logam Cu sebesar 68%, Fe sebesar 3,3% dan Zn sebesar 95% setelah pelindian selama 72 jam.
- *Recovery* logam Cu tertinggi mencapai 79%, terjadi pada penggunaan larutan pelindi H_2SO_4 20 g/L dengan waktu pelindian salama 24 jam.
- Proses hidrometalurgi pada penelitian ini menggunakan metode pelindian *(leaching)* dengan satu jenis pelarut, yaitu H_2SO_4 kadar 20 g/L dan 40 g/L. Dengan demikian dalam penelitian ini belum membandingkan efektifitas dan harga pelarut H_2SO_4 dengan pelarut lain.
- Penelitian dapat disempurnakan dengan mengolah bijih tembaga skala laboratorium menggunakan larutan pelindi yang lain seperti HCl, HNO_3, ataupun larutan asam lain sehingga bisa diperoleh jenis larutan pelindi dan kondisi operasi terbaik yang dapat menghasilkan *recovery* logam Cu tertinggi. Selain itu harga larutan pelindi juga bisa menjadi bahan pertimbangan.

UCAPAN TERIMA KASIH

Penulis mengucapkan terima kasih kepada pimpinan PT Batutua Tembaga Raya yang telah memberi dukungan dalam bentuk fasilitas penyediaan lokasi penelitian, sampel batuan, laboratorium penelitian, pendampingan, penginapan, konsumsi, dan fasilitas lainnya untuk peneliti selama melakukan penelitian.

DAFTAR ACUAN

[1] Rapele, N. P., Fajar, N.A., Febriana, F. dan M. Ridzuan, M. 2022. Ekstraksi Emas Dan Perak Menggunakan Tiourea. *Jurnal Geosapta*. vol. 8. no. 1. hal 39–43.

[2] Wahyuningnsih, T. dan Pamungkas, W. 2022. Proses Acid Wash Untuk Menurunkan Kadar Pengotor Pada Cake Hasil Merril Crowe. Journal Metall. *Eng. Process. Technol.*. vol. 2. no. 2. hal 28–38.

[3] Oraby, E. A., Eksteen, E. J. J dan Tanda, B. C. 2017. Gold And Copper Leaching From Gold-Copper Ores and Concentrates Using A Synergistic Lixiviant Mixture of Glycine and Cyanide. *Hydrometallurgy*. *doi: 10.1016/j.hydromet.2017.02.019.*

[4] Kusdarini, E., Budianto, A. dan Gingga, F. 2018. Recovery of Gold with AgNO 3 Pretreatment by Cyanidation at Heap Leaching Cijiwa Gold Ore Processing. *Makara J. Sci.*. vol. 22. no. 2, hal 77–81.

[5] Kusdarini, E., Budianto, A. dan Fitriawan, E. A. 2018. The Effect of Ag+ Ion Existence in The Cyanidation Process of Tailing of Cijiwa Gold Ore Process on Gold Recovery. *Int. J. Appl. Eng. Res.*. vol. 13. no. 15. hal 12111–12114.

[6] Kusdarini, E. dan Budianto, A. 2021. *Pengelolaan Tambang Emas Rakyat Berbasis Masyarakat. in Penerapan Teknologi Berbasis Pengembangan Pada Industri Pertambangan di Indonesia*. Kyta. Yogyakarta. hal 13–24.

[7] Miaoa, X., Wub, A., Yang, B. dan Narsiliod, G. 2021. Development of A 3D Dual Pore–System Leaching Model: Application on Metal Extraction From Oxide Copper Ore. *Int. J. Heat Mass Transf.*. vol. 169. *doi: https://doi.org/10.1016/j.ijheatmasstransfer.2020.120895.*

[8] Wang, J., Xie, F., Wang, W., Bai, Y., Fu, Y. dan Chang, Y. 2020. Leaching of Gold from A Free Milling Gold Ore in Copper-Citrate-Thiosulfate Solutions at Elevated Temperatures. *Miner. Eng.* vol. 155. *doi: https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106476.*

[9] Wang, L., Yin, S. dan Wu, A. 2021. Ore Agglomeration Behavior and Its Key Controlling Factors in Heap Leaching of Low-Grade Copper Minerals. *J. Clean. Prod.*. vol. 279. *doi: https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2020.123705.*

[10] Chena, K., Yina, W., Raoa, F., Wua, J., Zhuc, Z. dan Tang, Y. 2020. Agglomeration of Fine-Sized Copper Ore in Heap Leaching Through Geopolymerization Process. *Miner. Eng.*. vol. 159. *doi: https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106649.*

[11] Hoseinian, F. S., Abdollahzade, A., Mohamadi, S. S. dan Hashemzadeh, M. 2017. Recovery Prediction of Copper Oxide Ore Column Leaching by Hybrid Neural Genetic Algorithm. *Trans. Nonferrous Met. Soc. China*. vol. 27. hal 686–693. *doi: DOI: 10.1016/S1003-6326(17)60076-1.*

[12] Apuaa, M. C dan and Madiba, M. S. 2021. Leaching Kinetics and Predictive Models for Elements Extraction from Copper Oxide Ore in Sulphuric Acid. *J. Taiwan Inst. Chem. Eng.*. vol. 121. hal 313–320. *doi: https://doi.org/10.1016/j.jtice.2021.04.005.*

[13] Ntakamutshia, P. T., Kime, M. B., Mwemaa, M. E., Ngenda, B. R. dan Kanikia, T. A. 2017. Agitation and Column Leaching Studies of Oxidised Copper-Cobalt Ores under Reducing Conditions. *Miner. Eng.*. vol. 111. hal 47–54. *doi: http://dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2017.06.001*.

[14] Handayani, S. 2020. Penggunaan Mikroorganisme Dalam Industri Pemrosesan Mineral. *J. Teknol. Miner. dan Batubara*. vol. 16. no. 2. hal 57–68. *doi: 10.30556/jtmb.Vol16.No2.2020.1088*.

[15] Godirilwe, L. L. et al. 2021. Extraction of Copper from Complex Carbonaceous Sulfide Ore by Direct High-Pressure Leaching. *Miner. Eng.*. vol. 173. hal 1–12.

[16] Tanaydin, M. K., Tanaydin, Z. B dan Demirkiran, N. 2022. Optimization of Process Parameters and Kinetic Modelling for Leaching of Copper from Oxidized Copper Ore in Nitric Acid Solutions. *Nonferrous Met. Soc. China.*. vol. 32, hal 1301–1313. *doi: 10.1016/S1003-6326(22)65875-8*.

[17] Athalla, F., Sulistiawati, E dan Setiawan, I. 2022. Optimization of Copper Dissolution from Electronic Waste Printed Circuit Board Using Leaching Method. *J. Sains Nat.*. vol. 121–9, *2022, doi: https://doi.org/10.31938/jsn.v 12i1.322.*