



UNIVERSITAS INDONESIA

**ANALISIS PENGARUH KONSENTRASI LARUTAN FeCl_3
DAN WAKTU *LEACHING* TERHADAP REDUKSI LOGAM
TEMBAGA DARI BIJIH *CHALCOPYRITE* DENGAN METODE
*HYDROMETALLURGY***

SKRIPSI

ERWIN

0806315950

**FAKULTAS TEKNIK
DEPARTEMEN METALURGI DAN MATERIAL**

**DEPOK
JULI 2012**



UNIVERSITAS INDONESIA

**ANALISIS PENGARUH KONSENTRASI LARUTAN FeCl_3
DAN WAKTU *LEACHING* TERHADAP REDUKSI LOGAM
TEMBAGA DARI BIJIH *CHALCOPYRITE* DENGAN METODE
*HYDROMETALLURGY***

SKRIPSI

Diajukan sebagai salah satu syarat untuk memperoleh gelar Sarjana Teknik

ERWIN

0806315950

FAKULTAS TEKNIK

DEPARTEMEN METALURGI DAN MATERIAL

DEPOK

JULI 2012

HALAMAN PERNYATAAN ORISINALITAS

Skripsi ini adalah hasil karya saya sendiri,
dan semua sumber, baik yang dikutip maupun dirujuk,
telah saya nyatakan dengan benar.

Nama : Erwin

NPM : 0806315950

Tanda Tangan : 

Tanggal : 9 Juli 2012

HALAMAN PENGESAHAN

Skripsi ini diajukan oleh:

Nama : Erwin

NPM : 0806315950

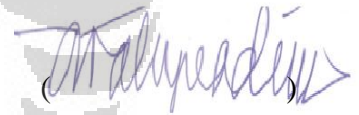
Program Studi : Teknik Metalurgi dan Material

Judul Skripsi : Analisis Pengaruh Konsentrasi Larutan FeCl_3 dan Waktu *Leaching* terhadap Reduksi Logam Tembaga dari Bijih *Chalcopyrite* dengan Metode *Hydrometallurgy*

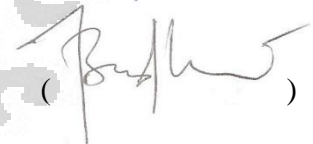
Telah berhasil dipertahankan di hadapan Dewan Penguji dan diterima sebagai bagian persyaratan yang diperlukan untuk memperoleh gelar Sarjana Teknik pada Program Studi Teknik Metalurgi dan Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia.

DEWAN PENGUJI

Pembimbing : Prof. Dr. Ir. Johnny Wahyuadi M. S., DEA.



Penguji 1 : Dr. Badrul Munir, S.T., M.Eng.Sc.



Penguji 2 : Dr. Rianti Dewi Sulamet Ariobimo, S.T., M.Eng.



Ditetapkan di : Depok

Tanggal : 9 Juli 2012

KATA PENGANTAR

Puji syukur penulis panjatkan kepada Tuhan Yang Maha Esa, karena atas rahmat dan kasih karunia-Nya penulis dapat menyelesaikan skripsi ini. Skripsi yang berjudul Analisis Pengaruh Konsentrasi Larutan FeCl_3 dan Waktu *Leaching* terhadap Reduksi Logam Tembaga dari Bijih *Chalcopyrite* dengan Metode *Hydrometallurgy* ini dibuat untuk memenuhi persyaratan untuk memperoleh gelar Sarjana Teknik pada Departemen Metalurgi dan Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia.

Dalam penulisan skripsi ini, penulis menyadari bahwa penulis mendapat banyak dukungan, bantuan, saran, dan bimbingan yang sangat berharga dari berbagai pihak. Oleh karena itu, pada kesempatan ini penulis ingin mengucapkan terima kasih kepada:

1. Bapak Prof. Dr. Ir. Johnny Wahyuadi M. Soedarsono, DEA. sebagai dosen pembimbing skripsi yang telah menyediakan waktu, tenaga, bantuan, dan bimbingannya dalam mengarahkan penulis selama penelitian hingga penulisan skripsi.
2. Kedua orang tua yang telah banyak memberikan dukungan moral dan motivasi kepada penulis.
3. Bapak Prof. Dr. Ing. Ir. Bambang Suharno sebagai Ketua Departemen Metalurgi dan Material, Fakultas Teknik Universitas Indonesia.
4. Bapak Dr. Ir. Winarto, M.Sc. sebagai Sekretaris Departemen Metalurgi dan Material, Fakultas Teknik Universitas Indonesia.
5. Bapak Dr. Badrul Munir, S.T., M.Eng.Sc. sebagai pembimbing akademis yang selalu memberikan dukungan terhadap perkembangan akademis penulis.

6. Bapak Nofrijon Sofyan, Ph.D. sebagai kepala laboratorium karakterisasi lanjut DMM FTUI yang telah membantu penulis dalam melakukan pengujian AAS.
7. Bapak dan Ibu dosen DMM FTUI yang telah memberikan banyak ilmu kepada penulis selama menjalani kegiatan perkuliahan.
8. David Natanael Hutabarat, Achmad Taufiq Shidqi, Nova Listiyanto, Suprayogi, dan teman-teman yang mengambil tema tugas akhir yang sama, yang telah membantu penulis dalam mengerjakan penelitian dan penulisan skripsi.
9. Teman-teman teknik metalurgi dan material yang selalu memberikan dukungan dan perhatiannya kepada penulis.
10. Semua pihak yang turut memberi bantuan dan dukungannya selama proses penelitian dan penulisan skripsi.

Akhir kata, penulis berharap semoga Tuhan Yang Maha Esa membalas kebaikan semua pihak yang telah membantu penulis dalam penelitian dan penulisan skripsi ini. Penulis juga berharap semoga skripsi ini dapat membawa manfaat dalam pengembangan ilmu pengetahuan dan teknologi.

Depok, 9 Juli 2012

Penulis

**HALAMAN PERNYATAAN PERSETUJUAN PUBLIKASI
TUGAS AKHIR UNTUK KEPENTINGAN AKADEMIS**

Sebagai sivitas akademik Universitas Indonesia, saya yang bertanda tangan di bawah ini:

Nama : Erwin
NPM : 0806315950
Program Studi : Teknik Metalurgi dan Material
Fakultas : Teknik
Jenis Karya : Skripsi

demikian demi pengembangan ilmu pengetahuan, menyetujui untuk memberikan kepada Universitas Indonesia, **hak bebas royalti non-eksklusif (*non-exclusive royalty-free right*)** atas karya ilmiah saya yang berjudul:

**ANALISIS PENGARUH KONSENTRASI LARUTAN FeCl_3 DAN WAKTU
LEACHING TERHADAP REDUKSI LOGAM TEMBAGA DARI BIJIH
CHALCOPYRITE DENGAN METODE HYDROMETALLURGY**

beserta perangkat yang ada (jika diperlukan). Dengan hak bebas royalti non-eksklusif ini, Universitas Indonesia berhak menyimpan, mengalihmedia/formatkan, mengelola dalam bentuk pangkalan data (*database*), merawat, dan mempublikasikan tugas akhir saya selama tetap mencantumkan nama saya sebagai penulis/pencipta dan pemilik hak cipta.

Demikian pernyataan ini saya buat dengan sebenarnya.

Dibuat di : Depok

Pada tanggal : 9 Juli 2012

Yang menyatakan,



(Erwin)

ABSTRAK

Nama : Erwin
Program Studi : Teknik Metalurgi dan Material
Judul Skripsi : Analisis Pengaruh Konsentrasi Larutan FeCl_3 dan Waktu *Leaching* terhadap Reduksi Logam Tembaga dari Bijih *Chalcopyrite* dengan Metode *Hydrometallurgy*

Tembaga merupakan salah satu logam *non-ferrous* yang cukup banyak digunakan di dunia karena memiliki sifat fisika dan kimia yang baik, terutama konduktivitas listrik dan panas yang sangat baik. Di samping itu, biasanya bijih tembaga juga berasosiasi dengan logam berharga lain, seperti emas, perak, *palladium*, dan lain-lain. Indonesia merupakan salah satu negara yang memiliki cadangan bijih tembaga cukup besar. Pada tahun 2009, Indonesia menempati urutan lima sebagai negara produksi tembaga dunia. Oleh karena itu, bijih tembaga menjadi salah satu mineral yang menarik untuk diolah.

Penelitian ini dilakukan untuk mengetahui keefektifan reduksi logam tembaga dari bijih *chalcopyrite* dengan menggunakan metode *hydrometallurgy*, yaitu *ferric chloride leaching*, yang didahului oleh proses klasifikasi dengan media air, sebagai proses pengolahan mineral. Proses *hydrometallurgy* dilakukan dengan menggunakan variasi konsentrasi pelarut FeCl_3 (0,5M; 1M; 1,5M; dan 2M) dan variasi waktu *leaching* (2, 3, 4, dan 5 hari) untuk mengetahui pengaruh dua parameter tersebut terhadap konsentrasi tembaga yang dihasilkan.

Hasil dari penelitian ini adalah terjadinya kenaikan konsentrasi tembaga yang dapat dilepaskan dari mineral *chalcopyrite* akibat semakin tinggi konsentrasi pelarut yang digunakan dan semakin lama waktu *leaching* yang diaplikasikan. Konsentrasi Cu maksimum, yaitu 394,05 ppm, didapat dari sampel tembaga *chalcopyrite* yang dilarutkan ke dalam FeCl_3 dengan konsentrasi 2M selama 5 hari.

Kata kunci: *chalcopyrite*, *hydrometallurgy*, *ferric chloride leaching*, klasifikasi, konsentrasi pelarut, waktu *leaching*

ABSTRACT

Name : Erwin

Study Program : Metallurgy and Material Engineering

Title : Analysis of FeCl_3 Concentration and Leaching Time Effect to Reduction of Copper from Chalcopyrite Ore with Hydrometallurgy Method

Copper is one of the non-ferrous metals that widely used in the world because it has good physical and chemical properties, especially excellent electrical and heat conductivity. Furthermore, copper ore is usually associated with other precious metals, like gold, silver, palladium, etc. Indonesia is a country that has substantial reserves of copper ore. In 2009, Indonesia ranked as the fifth countries in the world in copper production. Therefore, copper ore became one of the interesting mineral to be processed.

The study was conducted to determine the reduction effectiveness of copper from chalcopyrite ore using hydrometallurgy method, the ferric chloride leaching, which was preceded by a classification process in water, as a mineral processing. Hydrometallurgy process is done by using variation of the FeCl_3 concentration as lixiviant (0.5 M; 1M; 1.5 M; and 2M) and variation of leaching time (2, 3, 4, and 5 days) to determine the effect of these two parameters to the concentration of copper that can be produced.

The result of this study is the increasing of the copper concentration that can be released from the chalcopyrite because of the higher concentration of lixiviant used and the longer leaching time applied. The maximum Cu concentration, which is 394.05 ppm, obtained from chalcopyrite by leaching it using FeCl_3 2M for 5 days.

Keywords: chalcopyrite, hydrometallurgy, ferric chloride leaching, classification, lixiviant concentration, leaching time

DAFTAR ISI

	Halaman
JUDUL	i
HALAMAN PERNYATAAN ORISINALITAS	ii
HALAMAN PENGESAHAN.....	iii
KATA PENGANTAR	iv
HALAMAN PERNYATAAN PERSETUJUAN PUBLIKASI TUGAS AKHIR UNTUK KEPENTINGAN AKADEMIS	vi
ABSTRAK	vii
ABSTRACT	viii
DAFTAR ISI	ix
DAFTAR GAMBAR	xi
DAFTAR TABEL	xii
BAB 1 PENDAHULUAN	1
1.1 Latar Belakang	1
1.2 Perumusan Masalah	3
1.3 Tujuan Penelitian	4
1.4 Ruang Lingkup Penelitian.....	5
1.5 Sistematika Penulisan	5
BAB 2 DASAR TEORI	7
2.1 Bijih dan Mineral Tembaga	7
2.2 Pengolahan Mineral	10
2.2.1 <i>Crushing</i> dan <i>Grinding</i>	11
2.2.2 Proses <i>Sizing</i> (<i>Screening</i> dan Klasifikasi)	12
2.2.3 Proses Konsentrasi	15
2.3 Proses Ekstraksi Mineral	16
2.3.1 Proses <i>Hydrometallurgy</i>	16
2.3.2 Larutan <i>Leaching</i> atau <i>Lixiviant</i>	17
2.3.3 Metode <i>Leaching</i>	18
2.3.4 Proses <i>Leaching</i>	21
2.3.5 Proses <i>Hydrometallurgy</i> Mineral Tembaga.....	23
2.4 Pengujian EDX dan AAS	23
2.4.1 Pengujian EDX.....	24
2.4.2 Pengujian AAS	25
BAB 3 METODOLOGI PENELITIAN	27
3.1 Diagram Alir Penelitian	27
3.2 Alat dan Bahan.....	28
3.2.1 Alat.....	28
3.2.2 Bahan	28
3.3 Prosedur Penelitian	29

3.3.1 Persiapan Sampel dan <i>Crushing</i>	29
3.3.2 Proses Klasifikasi.....	30
3.3.3 Pembuatan Larutan <i>Leaching</i>	31
3.3.4 Proses <i>Leaching</i>	31
3.3.5 Pengujian EDX	32
3.3.6 Pengujian AAS	32
BAB 4 HASIL DAN PEMBAHASAN	34
4.1 Analisis EDX Awal Biji Tembaga <i>Chalcopyrite</i>	34
4.2 Analisis EDX Terhadap Hasil Klasifikasi Sampel Tembaga <i>Chalcopyrite</i>	36
4.3 Analisis AAS Terhadap Hasil <i>Leaching</i> Sampel Tembaga <i>Chalcopyrite</i> dengan Variasi Konsentrasi Pelarut	39
4.4 Analisis AAS Terhadap Hasil <i>Leaching</i> Sampel Tembaga <i>Chalcopyrite</i> dengan Variasi Waktu <i>Leaching</i>	44
BAB 5 KESIMPULAN DAN SARAN	48
5.1 Kesimpulan	48
5.2 Saran	49
DAFTAR PUSTAKA	50
LAMPIRAN.....	52

DAFTAR GAMBAR

	Halaman
Gambar 1.1 Produksi Tembaga Dunia	1
Gambar 1.2 Beberapa Aplikasi Logam Tembaga	2
Gambar 2.1 Pengolahan Mineral Sederhana	11
Gambar 2.2 Proses Klasifikasi	14
Gambar 2.3 <i>In Place (In Situ) Leaching</i>	19
Gambar 2.4 <i>Heap Leaching</i>	19
Gambar 2.5 <i>Sand (Perlocation) Leaching</i>	19
Gambar 2.6 <i>Agitative (Slime) Leaching</i>	20
Gambar 2.7 <i>Pressure Leaching</i>	20
Gambar 2.8 Proses <i>Leaching</i>	21
Gambar 2.9 Proses Pembentukan Karakteristik Sinar-X	25
Gambar 2.10 Prinsip Pengujian AAS.....	26
Gambar 3.1 Diagram Alir Penelitian.....	27
Gambar 3.2 Serbuk <i>Chalcopyrite</i> Setelah Pengayakan 70#.....	29
Gambar 3.3 Susunan Alat Proses Klasifikasi.....	30
Gambar 4.1 Sampel Bijih Tembaga <i>Chalcopyrite</i>	34
Gambar 4.2 Grafik Hasil Pengujian Awal Sampel Tembaga <i>Chalcopyrite</i>	35
Gambar 4.3 Grafik Hasil Pengujian EDX Setelah Klasifikasi.....	38
Gambar 4.4 Grafik Linear Konsentrasi-Signal dari Sampel Standar	41
Gambar 4.5 Grafik Konsentrasi Cu dalam Berbagai Konsentrasi FeCl_3	43
Gambar 4.6 Grafik Konsentrasi Cu dalam Berbagai Waktu <i>Leaching</i>	46

DAFTAR TABEL

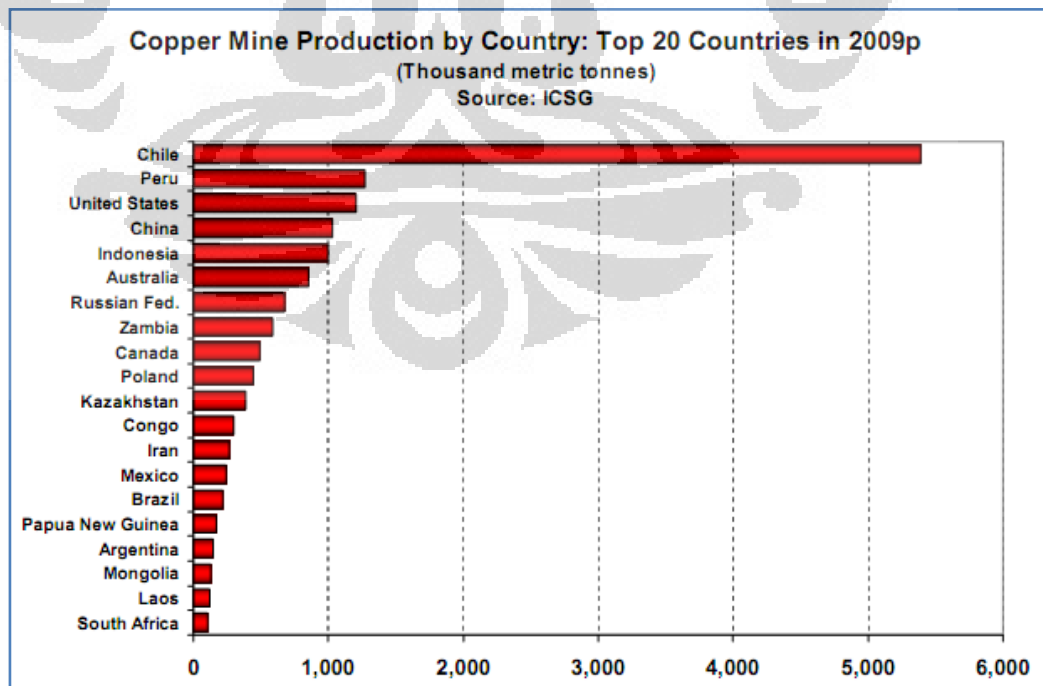
	Halaman
Tabel 2.1 Berbagai Jenis Mineral Tembaga.....	8
Tabel 2.2 Karakteristik Logam Tembaga.....	10
Tabel 2.3 <i>Tyler Standard Series</i> untuk <i>Screen Analysis</i>	13
Tabel 4.1 Hasil Pengujian Awal Sampel Tembaga <i>Chalcopyrite</i>	35
Tabel 4.2 Hasil Pengujian EDX Setelah Klasifikasi	37
Tabel 4.3 Hasil Pengujian AAS Terhadap Sampel Standar	40
Tabel 4.4 Perhitungan Persamaan Garis dengan Metode <i>Least Square</i>	40
Tabel 4.5 Hasil Pengujian AAS Terhadap Sampel Tembaga <i>Chalcopyrite</i> dengan Variasi Konsentrasi Pelarut FeCl_3	41
Tabel 4.6 Konsentrasi Cu tiap Sampel Tembaga <i>Chalcopyrite</i> dengan Variasi Konsentrasi Pelarut FeCl_3	42
Tabel 4.7 Hasil Pengujian AAS Terhadap Sampel Tembaga <i>Chalcopyrite</i> dengan Variasi Waktu <i>Leaching</i>	45
Tabel 4.8 Konsentrasi Cu tiap Sampel Tembaga <i>Chalcopyrite</i> dengan Variasi Waktu <i>Leaching</i>	46

BAB 1

PENDAHULUAN

1.1 Latar Belakang

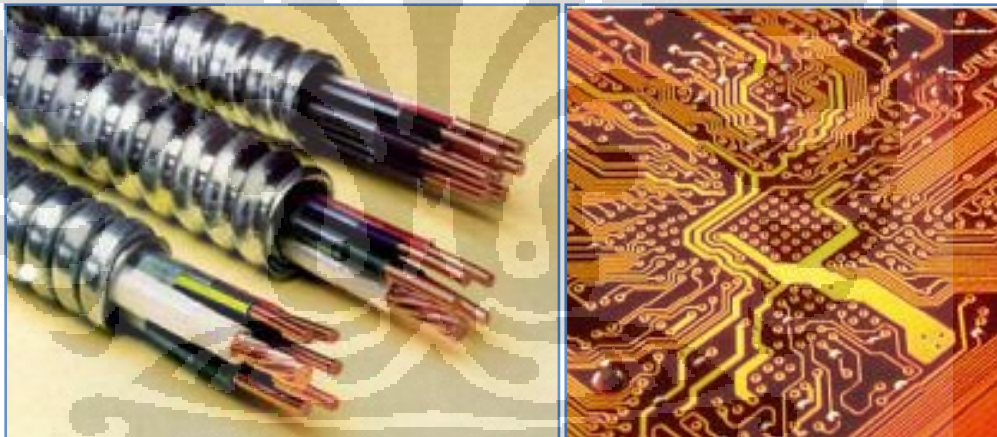
Tembaga (Cu) merupakan salah satu logam *non-ferrous* yang cukup banyak digunakan di dunia karena memiliki sifat fisika dan kimia yang baik, terutama konduktivitas listrik, panas, keuletan, mampu bentuk, dan ketahanan korosi yang sangat baik.^[1] Unsur tembaga terdapat pada hampir 250 mineral, tetapi hanya sedikit saja yang komersial.^[2] Beberapa jenis bijih tembaga sulfida adalah *chalcopyrite* (CuFeS_2), *bornite* (Cu_5FeS_4), *covellite* (CuS), *chalcocite* (Cu_2S), dan *enargite* (Cu_3AsS_4). Sedangkan bijih tembaga dalam bentuk oksida adalah *malachite* ($\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$), *azurite* ($2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$), dan *chrysocolla* ($\text{CuSiO}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$). Di samping logam tembaga, biasanya bijih tembaga juga berasosiasi dengan logam lain, seperti emas (Au), perak (Ag), dan logam jarang, seperti *palladium* (Pd), *selenium* (Se), dan lain-lain, yang memiliki harga relatif tinggi.



Gambar 1.1 Produksi Tembaga Dunia^[2]

Indonesia merupakan salah satu negara yang memiliki cadangan bijih tembaga cukup besar. Pada tahun 2009, Indonesia menempati urutan lima sebagai negara produksi tembaga dunia, seperti yang terlihat pada Gambar 1.1. Potensi tembaga terbesar yang dimiliki Indonesia terdapat di Papua dan Maluku. Potensi lainnya menyebar di Jawa Barat, Sulawesi Utara, dan Sulawesi Selatan.

Logam tembaga digunakan secara luas dalam industri peralatan listrik. Kawat tembaga dan paduan tembaga digunakan dalam pembuatan motor listrik, generator, kabel, instalasi listrik rumah dan industri, kendaraan bermotor, konduktor listrik, tabung *microwave*, *reactifier transistor*, bidang telekomunikasi, komputer, papan sirkuit, dan bidang-bidang lain yang membutuhkan sifat konduktivitas listrik dan panas yang tinggi.^[2] Beberapa contoh penggunaan tembaga dapat dilihat pada Gambar 1.2.



Gambar 1.2 Beberapa Aplikasi Logam Tembaga^[2]

Pemilihan metode yang tepat untuk memproduksi tembaga tergantung dari bijih mentah yang tersedia. Sekitar 80% bijih tembaga yang ada di dunia berasal dari bijih sulfida berkadar rendah, yang biasanya akan diproses menggunakan metode *pyrometallurgy* konvensional. Sedangkan sekitar 15% bijih tembaga berasal dari bijih oksida berkadar rendah atau campuran (sulfida dan oksida). Bijih tembaga ini biasanya diproses dengan metode *hydrometallurgy*. Sisanya adalah bijih tembaga dengan kadar tinggi yang dapat diproses dengan metode *smelting* tradisional.^[1]

Oleh karena itu, pemilihan metode ekstraksi bijih *chalcopyrite* merupakan suatu hal yang sangat penting karena dalam proses produksi selalu dibutuhkan peningkatan produksi secara berkelanjutan, penurunan konsumsi energi, dan peningkatan keselamatan lingkungan. Dengan menggunakan waktu dan energi secara lebih efektif dan efisien, maka biaya produksi dapat ditekan dan keuntungan akan meningkat.

1.2 Perumusan Masalah

Dewasa ini, metode *pyrometallurgy* digunakan untuk memproduksi lebih dari setengah logam *non-ferrous* dan hampir 95% dari semua jenis logam diproduksi dengan metode ini. Produksi tembaga dengan metode *pyrometallurgy* pertama kali dilakukan pada tahun 8000 sebelum masehi. Hingga saat ini, 90% produksi katoda tembaga dunia masih diproduksi dengan cara ini. *Pyrometallurgy* menjadi metode yang dominan digunakan karena prosesnya yang sederhana, laju reaksi yang cepat, dan kemudahan untuk mendapatkan logam berharga. Tetapi, ada beberapa masalah secara metalurgi dan lingkungan ketika metode ini diaplikasikan ke mineral sulfida. Selain masalah efisiensi dalam memproses mineral sulfida, ada beberapa kerugian lain seperti:^[3]

- investasi modal yang sangat besar,
- biaya operasi yang besar,
- adanya polusi gas SO₂ dalam volume yang besar sehingga membutuhkan proses purifikasi,
- adanya polusi debu berupa Pb, As, Sb, Cu, Zn, Hg, Bi, Se, dan
- terbentuknya gas dalam lingkungan kerja.

Proses lain dalam produksi tembaga adalah proses *hydrometallurgy*. Proses ini memiliki keunggulan, yaitu dapat memperkecil emisi gas SO₂ ke lingkungan karena biji tembaga sulfida dalam proses ini dapat dikonversi menjadi unsur sulfur atau sulfat. Metode *hydrometallurgy* dilakukan dengan cara melarutkan bijih tembaga (*leaching*) ke dalam suatu larutan tertentu.

Kemudian tembaga dibersihkan dari bahan pengotornya. Proses ini dapat dilakukan dengan metode *sulphate leaching*, *chloride leaching*, *ammoniacal leaching*, dan *biological leaching (bioleaching)*.^[4]

Penelitian akan dilakukan pada bijih tembaga sulfida yang memiliki kandungan sulfur cukup tinggi. Seperti yang telah disebutkan sebelumnya, proses *pyrometallurgy* untuk bijih dengan kandungan sulfur yang cukup tinggi menjadi kurang efektif karena akan menghasilkan emisi gas SO₂ yang dapat merusak lingkungan. Oleh karena itu, dalam penelitian ini, akan digunakan metode *hydrometallurgy* dalam mengekstraksi tembaga.

Salah satu kekurangan metode *hydrometallurgy* adalah lambatnya proses *leaching* untuk memisahkan tembaga dari pengotornya. Oleh karena itu, dibutuhkan proses klasifikasi yang akan membantu mengurangi jumlah pengotor, terutama silika, pada sampel sebelum proses *leaching*. Pada metode *hydrometallurgy* yang didahului dengan proses klasifikasi akan membantu meningkatkan kecepatan *leaching* sehingga waktu yang dibutuhkan menjadi lebih singkat.

Lebih luas lagi, penulis akan mempelajari dan menghubungkan faktor-faktor yang memengaruhi kecepatan *leaching* dalam mengekstraksi tembaga dengan metode *hydrometallurgy*, termasuk upaya untuk meningkatkan keefektifan metode ini jika diterapkan pada bijih tembaga sulfida.

1.3 Tujuan Penelitian

Penelitian dengan judul “Analisis Pengaruh Konsentrasi Larutan FeCl₃ dan Waktu *Leaching* terhadap Reduksi Logam Tembaga dari Bijih *Chalcopyrite* dengan Metode *Hydrometallurgy*” ini bertujuan untuk:

1. Mengetahui keefektifan salah satu metode pengolahan mineral, yaitu klasifikasi dengan media air, yang dilakukan secara sederhana dan ekonomis.

2. Mengetahui pengaruh konsentrasi larutan FeCl_3 sebagai *lixiviant* dan waktu *leaching* terhadap keefektifan reduksi logam tembaga dari bijih *chalcopyrite*.
3. Mengetahui metode yang tepat untuk mereduksi logam tembaga sulfida secara lebih efektif dan efisien.

1.4 Ruang Lingkup Penelitian

Ruang lingkup penelitian meliputi:

1. Bijih tembaga yang digunakan dalam penelitian ini adalah bijih tembaga *chalcopyrite*.
2. Proses klasifikasi dilakukan dalam empat wadah berbentuk lingkaran dengan memanfaatkan perbedaan densitas logam di dalam aliran air.
3. Proses *hydrometallurgy* dilakukan dengan metode *chloride leaching* menggunakan beberapa konsentrasi larutan FeCl_3 dan waktu *leaching*.
4. Pengujian yang dilakukan dalam penelitian ini menggunakan:
 1. *Energy Dispersive X-Ray* (EDX)
 2. *Atomic Absorption Spectroscopy* (AAS)

1.5 Sistematika Penulisan

Penulisan hasil penelitian ini akan dibagi menjadi lima bab dan tiap bab dibagi menjadi beberapa sub bab untuk memudahkan penyusunan dan penjelasan mengenai hasil dan data yang diperoleh penulis selama melakukan penelitian. Berikut ini adalah sistematika penulisan hasil penelitian yang dilakukan oleh penulis:

BAB I PENDAHULUAN

Bab ini berisi tentang latar belakang, perumusan masalah, tujuan penelitian, ruang lingkup penelitian, dan sistematika penulisan.

BAB II DASAR TEORI

Bab ini berisi tentang tinjauan pustaka dan literatur mengenai bijih tembaga, metode penelitian, dan metode pengujian yang akan dilakukan selama penelitian.

BAB III METODOLOGI PENELITIAN

Bab ini berisi tentang tahapan-tahapan yang dilakukan selama penelitian, mencakup langkah kerja dalam preparasi awal sampel, proses *pretreatment*, proses *leaching*, dan proses pengujian dengan metode EDX dan AAS.

BAB IV HASIL DAN PEMBAHASAN

Bab ini berisi tentang data hasil penelitian dan analisis data dari pengujian dengan metode EDX dan AAS, yang akan dibandingkan dengan literatur.

BAB V KESIMPULAN DAN SARAN

Bab ini berisi tentang kesimpulan dan saran oleh penulis terhadap hasil analisis yang diperoleh dari penelitian.

BAB 2

DASAR TEORI

2.1 Bijih dan Mineral Tembaga

Berbagai bentuk logam yang ditemukan dalam kulit bumi ataupun sebagai deposit di dalam laut sangat bergantung dari tingkat reaktivitas logam-logam tersebut dengan lingkungannya, terutama dengan oksigen, sulfur, dan karbon dioksida. Logam emas dan platina dapat ditemukan dalam bentuk *native* atau logam, tanpa campuran apapun. Perak, tembaga, dan merkuri dapat ditemukan dalam bentuk *native* ataupun dalam bentuk senyawa sulfida, karbonat, dan klorida. Senyawa-senyawa yang terbentuk secara alami ini disebut dengan mineral.^[5]

Secara definisi, mineral adalah zat anorganik homogen yang terbentuk secara alami dengan komposisi kimia, struktur atom, dan karakteristik sifat fisik yang tertentu. Sedangkan bijih adalah agregat dari berbagai mineral yang terbentuk secara alami, dengan kandungan satu atau lebih jenis logam yang dapat diekstrak secara ekonomis.^[6]

Bijih merupakan deposit mineral yang terjadi secara alami pada kulit bumi. Bijih dapat ditambang dan diolah dengan berbagai jenis unit operasi (proses-proses mekanis) dan unit proses (proses-proses metalurgi-kimia) untuk mengekstrak logam, dan mengkonversi logam tersebut menjadi bentuk *native*.^[6]

Tembaga banyak ditemukan pada kulit bumi sebagai mineral tembaga-besi sulfida dan tembaga sulfida, seperti *chalcopyrite* (CuFeS_2), *bornite* (Cu_5FeS_4), dan *chalcocite* (Cu_2S). Konsentrasi dari mineral-mineral ini di dalam sebuah bijih cukup rendah. Biasanya, bijih tembaga hanya memiliki kadar tembaga dari 0,5% (dari *open pit mining*) hingga 1 atau 2% tembaga (dari *underground mining*). Tembaga juga dapat terbentuk menjadi mineral yang teroksidasi (karbonat, oksida, hidroksi-silikat, sulfat), tetapi dalam

jumlah yang lebih sedikit. Sumber utama ketiga dalam produksi logam tembaga adalah *scrap* dari tembaga dan paduan tembaga.^[7]

Tembaga termasuk tipe elemen *chalcophilic*, sehingga mineral utamanya (mineral primer) adalah sulfida, terutama *chalcopyrite*, *bornite*, dan *chalcocite*, dengan pengotor *pyrite*, galena, atau *sphalerite*. Mineral tembaga yang kedua (sekunder) berada di daerah terbentuknya bijih sulfida primer di dekat permukaan tanah, yang terbentuk dengan dua proses. Pada zona oksidasi, yang terdapat oksigen (dalam air), terbentuk tembaga oksida, sub-karbonat, sub-sulfat, dan silikat. Di bagian yang lebih dalam, zona sementasi, terbentuk tembaga sulfida sekunder (*chalcocite* dan *covellite*) dan *native copper* dengan kemurnian yang sangat tinggi.^[1] Berbagai mineral penting dari tembaga dapat dilihat pada Tabel 2.1.

Tabel 2.1 Berbagai Jenis Mineral Tembaga^[1]

Mineral	Formula	Copper	Crystal System	Density, g/cm ³
Native Copper	Cu	> 99,92	cubic	8,9
Chalcocite	Cu ₂ S	79,9	orthorhombic	5,5-5,8
Digenite	Cu ₉ S ₅	78	cubic	5,6
Covellite	CuS	66,5	hexagonal	4,7
Chalcopyrite	CuFeS ₂	34,6	tetragonal	4,1-4,3
Bornite	Cu ₅ FeS ₄ /Cu ₃ FeS ₃	55,5-69,7	tetragonal	4,9-5,3
Tennantite	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	42-52	cubic	4,4-4,8
Tetraedrite	Cu ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	30-45	cubic	4,6-5,1
Enargite	Cu ₃ AsS ₄	48,4	orthorhombic	4,4-4,5
Bournonite	CuPbSbS ₃	13	orthorhombic	5,7-5,9
Cuprite	Cu ₂ O	88,8	cubic	615
Tenorite	CuO	79,9	monoclinic	6,4
Malachite	CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	57,5	monoclinic	4
Azurite	2CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	55,3	monoclinic	3,8
Chrysocolla	CuSiO ₃ .nH ₂ O	30-36	(amorphous)	1,9-2,3
Diopside	Cu ₆ [Si ₆ O ₁₈].6H ₂ O	40,3	rhombohedral	3,3
Brochantite	CuSO ₄ .3Cu(OH) ₂	56,2	monoclinic	4
Antlerite	CuSO ₄ .2Cu(OH) ₂	53,8	orthorhombic	3,9
Chalcanthite	CuSO ₄ .5H ₂ O	25,5	triclinic	2,2-2,3
Atacamite	CuCl ₂ .3Cu(OH) ₂	59,5	orthorhombic	3,75

Elemen logam yang biasanya banyak ditemukan dalam bijih tembaga adalah besi, timbal, *antimony*, dan *arsenic*. Sedangkan elemen lain yang jarang ditemukan adalah *selenium*, *tellurium*, *bismuth*, perak, dan emas.

Deposit bijih tembaga diklasifikasikan berdasarkan cara pembentukan bijih tersebut. Berdasarkan cara terbentuknya, bijih tembaga dibagi menjadi dua grup utama, yaitu grup magmatik dan grup sedimen. Grup magmatik merupakan bijih yang terbentuk akibat proses kristalisasi magma, sedangkan grup sedimen merupakan bijih yang terbentuk karena adanya siklus pembentukkan batuan yang berulang-ulang.^[1]

Di Indonesia, bijih *chalcopyrite* termasuk ke dalam *magmatic ore formation* (grup magmatik) tipe porfiri, yang terbentuk karena pengendapan larutan hidrotermal pada akhir siklus pembekuan magma.

Eksplorasi, yang merupakan pencarian deposit bijih tembaga, sangat dibutuhkan untuk menentukan kelayakan dari sebuah penambangan. Untuk alasan ekonomi, tambang modern harus memiliki kapasitas penambangan yang besar.^[1] Ada beberapa metode untuk menambang bijih tembaga, yaitu *open-pit mining* (permukaan), *underground (deep) mining*, *in situ leaching (solution mining)*, dan *ocean mining*.

Dewasa ini, termasuk di Indonesia, sebagian besar bijih tembaga ditambang dengan sistem terbuka (*open-pit mining*) dengan semua mineral ditambang dari permukaan tanah, terutama untuk bijih tembaga tipe porfiri.

Logam tembaga memiliki beberapa karakteristik utama yang menjadi ciri khas dari tembaga, seperti konduktivitas panas dan listrik yang baik (hanya kalah dari perak), keuletan, serta mampu bentuk yang baik.^[1] Beberapa karakteristik logam tembaga dapat dilihat pada Tabel 2.2.

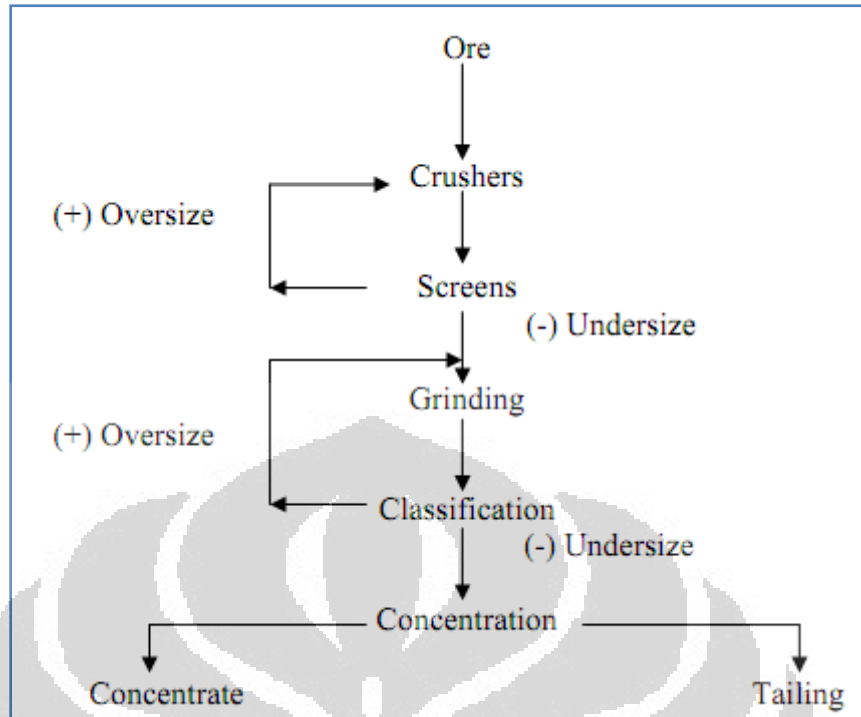
Tabel 2.2 Karakteristik Logam Tembaga^[1,2]

No	Karakteristik	
1	Nama, Simbol, No. Atom	Tembaga, Cu, 29
2	Kategori Unsur	Logam Transisi
3	Golongan	IB
4	Periode, Blok	4, D
5	Massa Atom	63,54
6	Konfigurasi Elektron	[Ar] 3d ¹⁰ 4s ¹
7	Fasa	Solid
8	Densitas	8,96 g/cm ³
9	Titik Leleh	1083 °C
10	Titik Didih	2595 °C
11	Struktur Kristal	Face-Centered Cubic
12	Radius Atom	0,1276 nm
13	Konduktivitas Panas	394 W.m ⁻¹ .K ⁻¹
14	Konduktivitas Listrik	60,7 x 10 ⁶ Ω ⁻¹ .cm ⁻¹
15	Modulus Elastisitas	100-130 GPa
16	Kekuatan Tarik	200-360 GPa

2.2 Pengolahan Mineral

Proses pengolahan mineral (*ore dressing* atau *ore processing*) merupakan proses pertama yang hampir selalu dilakukan pada bijih setelah proses penambangan. Proses pengolahan mineral merupakan suatu proses pemisahan secara mekanik antara mineral yang ingin diambil dengan pengotornya (*gangue*), untuk menghasilkan suatu konsentrat (yang sebagian besar terdiri dari mineral utama) dan *tailing* (yang merupakan mineral pengotor). Jadi, proses ini bertujuan untuk meningkatkan kandungan logam dengan cara menghilangkan pengotor.^[6]

Proses pengolahan mineral merupakan kombinasi dari beberapa unit operasi (proses mekanis) yang berbeda. Gambar 2.1 menunjukkan urutan umum unit operasi dalam proses pengolahan mineral.



Gambar 2.1 Pengolahan Mineral Sederhana^[6]

2.2.1 *Crushing dan Grinding*

Pada umumnya, mineral pada bijih selalu berukuran lebih halus dan terasosiasi dengan mineral pengotor (*gangue*). Oleh karena itu, mineral-mineral dalam bijih harus dihancurkan (dibebaskan) sehingga dapat dipisahkan sebagai suatu produk baru. Jadi, bagian pertama dari proses pengolahan mineral adalah proses *crushing* dan *grinding*, yang biasa dikenal dengan sebutan kominusi (*comminution*).

Crushing dan *grinding* biasanya dilakukan dalam beberapa langkah sehingga ukuran bijih dapat tereduksi secara bertahap. Ada tiga tahap proses *crushing*, yaitu:^[6]

1. *Primary crushing (coarse crushing)*, pada *crushing* pertama, bijih awal dengan ukuran lebih dari 1 m, dihancurkan hingga berukuran 10 cm, dengan alat *jaw* atau *gyratory crusher*.
2. *Secondary crushing (intermediate crushing)*, pada *crushing* kedua, bijih yang telah berukuran 10 cm, dihancurkan hingga berukuran 1-2

cm, dengan alat *jaw*, *cone*, atau *roll crusher*. *Crushing* kedua ini membutuhkan energi yang lebih tinggi daripada *crushing* pertama.

3. *Tertiary crushing (fine crushing)*, pada *crushing* ketiga, bijih yang telah berukuran 1-2 cm, dihancurkan hingga berukuran 0,5 cm, dengan alat *short head cone crusher*, *roll crusher*, atau *hammer mills*.

Sedangkan untuk proses *grinding*, dilakukan dalam dua tahap, yaitu:^[6]

1. *Coarse grinding, rod mills* adalah alat yang sering digunakan sebagai mesin *coarse grinding*. Dalam tahap ini, *feed* dengan ukuran 50 mm dapat dihaluskan menjadi ukuran 300 mikron.
2. *Fine grinding*, merupakan tahap akhir dari proses kominusi, dilakukan dalam *ball mills* dengan penghancur bola baja. Dalam tahap ini, *feed* dengan ukuran 0,5 mm dapat dihaluskan menjadi ukuran 100 mikron.

Tujuan dari proses *grinding* adalah:

1. Untuk mendapatkan derajat liberasi (*degree of liberation*) yang tepat dalam proses pengolahan mineral.
2. Untuk meningkatkan luas area permukaan (*specific surface area*) dari mineral berharga dalam proses *hydrometallurgy (leaching)*.

Selain *crushing* dan *grinding*, terdapat juga beberapa tahapan terkait, misalnya pengukuran atau *sizing* dan konsentrasi.

2.2.2 Proses *Sizing (Screening dan Klasifikasi)*

Pengukuran (*sizing*) dilakukan untuk untuk memisahkan material dengan ukuran yang seragam, biasanya partikel halus akan melewati suatu proses *screening* atau klasifikasi, sedangkan partikel kasar akan dikembalikan pada proses kominusi. Ukuran yang seragam dibutuhkan pada proses pengolahan mineral, apabila ukuran partikel berbeda, maka sifat fisik (misalnya berat, sifat hidrofobik, sifat magnetik, dll.) tidak akan terlihat jelas. Ukuran ditentukan agar tidak terlalu halus ataupun terlalu kasar, namun optimum untuk proses selanjutnya. Terdapat dua metode *sizing* secara umum, yaitu *screening* dan klasifikasi.^[7]

Screening biasanya dilakukan pada material yang kasar, meskipun dengan efisiensi jumlah yang menurun seiring tingkat kehalusan yang meningkat. Pengayakan biasanya terbatas pada material berukuran 250 mikron, partikel yang lebih halus akan diproses langsung dalam klasifikasi.

Distribusi ukuran partikel ditentukan oleh *screen analysis*, dengan berbagai skala yang digunakan. Salah satu skala yang umum digunakan adalah *American Tyler Screen Scale (Tyler Standard Series)*, dengan ukuran *screen* adalah jumlah *mesh (opening)* atau *wires* per linear *inch* (1 *inch* = 2,54 cm). Jadi, dimensi linear dari setiap *opening* dibedakan oleh faktor konstan, yaitu $\sqrt{2} = 1,414$.^[6]

Skala Tyler dimulai dari ukuran 1.05 *inch* (26.67 mm), untuk partikel yang lebih kecil umumnya digunakan satuan mikron (1 mikron = 10^{-3} mm). Sehingga 200 *mesh* (#) sama dengan 74 mikron pada *Tyler Screen Series*, seperti yang ditunjukkan pada Tabel 2.3.

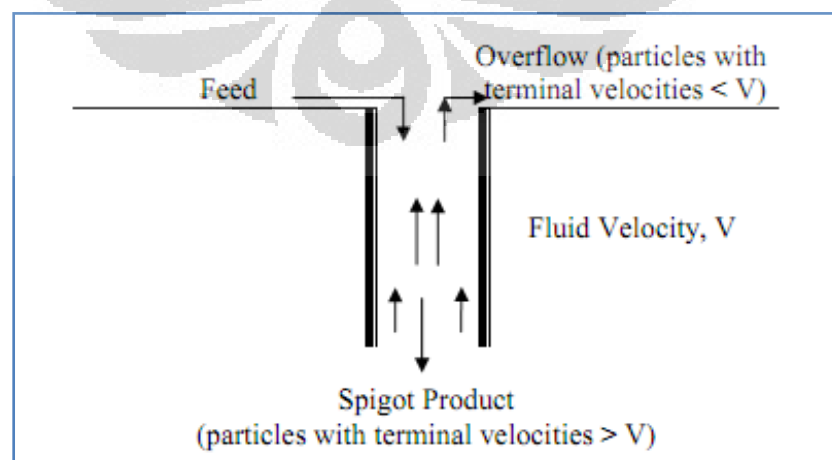
Tabel 2.3 *Tyler Standard Series* untuk *Screen Analysis*^[6]

	<i>Aperture Size</i>		<i>Tyler Mesh</i>
	<i>Milimeters</i>	<i>Microns</i>	#
$\sqrt{2}$ series ←	26,67	-	-
	18,85	-	-
	13,33	-	-
	9,423	-	-
	6,680	-	3
	4,699	-	4
	3,327	-	6
	2,362	-	8
	1,651	-	10
	1,168	-	14
	0,833	833	20
	0,589	589	28
	0,417	417	35
	0,295	295	48
	0,208	208	65
	0,147	147	100
	0,104	104	150
	0,074	74	200
	0,052	52	270
	0,037	37	400

Klasifikasi didefinisikan sebagai sebuah metode pemisahan mineral menjadi dua atau lebih produk berdasarkan kecepatan pengendapannya selama berada di dalam air, di udara, atau di dalam fluida lain. Proses klasifikasi di dunia industri dapat dilakukan dengan berbagai tipe klasifikasi (*classifiers*), misalnya klasifikasi hidrolis, klasifikasi mekanik, dan *cyclones*. Kecepatan partikel pada fluida tidak hanya dipengaruhi oleh ukuran, tetapi juga oleh gravitasi dan bentuk partikel, sehingga berbagai bentuk klasifikasi dibuat.^[6]

Pada dasarnya, proses klasifikasi bekerja berdasarkan prinsip bahwa partikel akan menunjukkan sifat yang berbeda satu sama lain, yaitu mengendap atau melawan aliran air pada proses yang bersamaan. Partikel dengan ukuran dan densitas tertentu akan terbawa oleh aliran air (*overflow*), sedangkan partikel yang lebih kasar dan berat akan tertinggal (*spigot product*), seperti yang ditunjukkan oleh Gambar 2.2.

Hal ini dapat berlangsung apabila sejumlah partikel dengan berbagai ukuran jatuh bebas di dalam suatu media fluida (udara, air, atau cairan lain), sehingga setiap partikel akan menerima gaya berat dan gaya gesek dari fluida. Pada saat kecepatan gerak partikel menjadi rendah (tenang/laminer), ukuran partikel yang besar akan mengendap terlebih dahulu, kemudian diikuti oleh partikel berukuran lebih kecil, sedangkan yang terhalus (antara lain *slimes*) tidak akan sempat mengendap.^[7]



Gambar 2.2 Proses Klasifikasi^[6]

2.2.3 Proses Konsentrasi

Proses kedua yang juga penting pada pengolahan mineral, setelah kominusi dan *sizing*, adalah pemisahan mineral-mineral berharga dari pengotor. Proses ini disebut dengan proses konsentrasi. Konsentrasi biasanya dilakukan dengan memanfaatkan beberapa perbedaan spesifik dalam sifat fisik atau kimia dari logam dan senyawa pengotor di dalam bijih. Dalam proses konsentrasi beberapa istilah penting yang digunakan adalah:^[6]

- *Head* adalah umpan yang diberikan ke dalam sistem konsentrasi.
- Konsentrat adalah mineral berharga yang terpisah dari bijih melalui perlakuan spesifik.
- *Tailing* adalah fraksi dari bijih yang tidak diinginkan pada proses pemisahan. Biasanya merupakan bagian yang tidak berharga.
- *Middlings* adalah partikel yang terdiri dari mineral berharga yang terkunci bersama dengan mineral pengotor, yang tidak dapat dipisahkan pada saat kominusi. Proses pemisahan dapat dicapai dengan melakukan kominusi lanjutan.
- *Recovery* adalah persentase dari jumlah seluruh logam, yang terkandung dalam bijih, yang didapatkan kembali di dalam konsentrat.

Beberapa metode konsentrasi fisik:^[6]

1. Pemisahan berdasarkan pada sifat optik dan radioaktif dari mineral (*hand pickling, optical sorting, radioactive sorting*, dan lain-lain).
2. Pemisahan berdasarkan pada perbedaan *specific gravity* (densitas) dari mineral (*heavy media separation, gravity concentration* menggunakan *jigs, cones*, tabel konsentrasi, dan lain-lain).
3. Pemisahan dengan memanfaatkan perbedaan sifat kimia permukaan dari mineral (*froth flotation* dan lain-lain).
4. Pemisahan berdasarkan dari sifat magnetik dari mineral (pemisahan tinggi-rendah (paramagnetik-diamagnetik) atau kering-basah, dan lain-lain).

5. Pemisahan berdasarkan dari sifat konduktivitas listrik dari mineral (pemisahan elektrostatik, konduktor-nonkonduktor, dan lain-lain).

Jadi, proses pengolahan mineral terutama berkaitan dengan metode pemisahan fisik dari mineral. *Pyrometallurgy* dan *hydrometallurgy* mungkin juga dapat berhubungan dengan material mentah, namun proses tersebut dapat mengubah karakter beberapa konstituen dari material mentah, umumnya disebabkan oleh reaksi kimia.

2.3 Proses Ekstraksi Mineral

Setelah penambangan, pengolahan mineral, dan beberapa proses *pretreatment* untuk mineral, proses ekstraksi dapat dilakukan dengan mengaplikasikan salah satu dari tiga metode metalurgi ekstraksi, yaitu *pyrometallurgy*, *hydrometallurgy*, atau *electrometallurgy*.

2.3.1 Proses *Hydrometallurgy*

Proses *hydrometallurgy* dilakukan dengan melakukan *leaching* pada bijih atau konsentrat dengan larutan tertentu untuk melarutkan dan *recover* logam-logam berharga.

Terdapat dua langkah penting dalam proses *hydrometallurgy*, yaitu:^[6]

1. *leaching* atau *lixivation*, melarutkan logam di dalam suatu larutan dan
2. *recovery* logam dari *pregnant leach solution*.

Ada beberapa keunggulan metode ekstraksi dengan proses *hydrometallurgy*, antara lain:^[6]

- tingkat ekstraksi yang tinggi untuk logam berharga,
- hanya membutuhkan sedikit bahan bakar,
- peralatan yang dibutuhkan relatif murah dan sederhana,
- sangat cocok untuk mengolah bijih kadar rendah sebaik konsentrat,
- masalah korosi yang ditimbulkan relatif rendah jika dibandingkan dengan kerusakan yang terjadi pada refraktori *furnace*, dan
- sedikit menghasilkan polusi atau masalah lingkungan.

Meskipun memiliki beberapa keunggulan, proses *hydrometallurgy* juga memiliki beberapa kelemahan, antara lain:^[1]

- kecepatan *leaching* yang relatif rendah,
- dibutuhkan perbandingan volume larutan yang besar per massa *feed* yang akan dilarutkan,
- kompleksitas ekstraksi lanjutan yang harus dilakukan untuk mendapatkan logam berharga lain yang masih terdapat dalam residu *leaching*, dan
- untuk mineral sulfida, meskipun tidak dihasilkan sulfur dioksida, tetapi larutan hasil *leaching* mengandung ion sulfat, yang harus dipresipitasi sebagai *gypsum* untuk menghindari polusi atau pencemaran air.

2.3.2 Larutan *Leaching* atau *Lixiviant*

Larutan *leaching* yang digunakan dalam proses *hydrometallurgy* harus memiliki beberapa persyaratan, yaitu:^[6]

- larutan *leaching* harus dapat melarutkan mineral dengan waktu yang cukup cepat agar ekstraksi dapat dilakukan secara komersial,
- larutan *leaching* tidak boleh bereaksi dengan mineral pengotor,
- larutan *leaching* harus berharga murah dan tersedia dalam jumlah yang banyak,
- jika memungkinkan, larutan *leaching* sebaiknya dapat diregenerasi (dipakai berulang-ulang).

Beberapa larutan *leaching* yang sering dipakai antara lain:^[9]

1. air, untuk melarutkan CuSO_4 dan ZnSO_4 (sebagian besar sulfat larut dengan air),
2. asam, misalnya H_2SO_4 untuk melarutkan bijih Zn atau Cu yang teroksidasi,
3. basa, misalnya NH_4OH + oksigen atau NH_4CO_3 untuk melarutkan CuCO_3 dan NaOH untuk melarutkan aluminium dari bijih bauksit,

4. garam, misalnya NaCN atau KCN untuk melarutkan emas dan perak, dan
5. *bacterial leaching*, dengan menggunakan bakteri *Thio Bacillus Thiooxidants* atau *Thio Bacillus Ferrooxidants*.

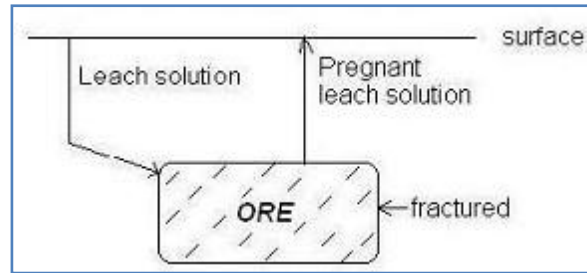
Kemampuan larutan *leaching* menyeleksi suatu mineral tertentu yang ada di dalam bijih sangat dipengaruhi oleh.^[8]

1. Konsentrasi dari larutan *leaching*
Semakin meningkatnya konsentrasi larutan *leaching*, maka jumlah mineral berharga yang larut akan semakin bertambah.
2. Temperatur
Kadang-kadang peningkatan temperatur memberikan sedikit pengaruh terhadap efisiensi *leaching* mineral berharga, tetapi berpengaruh terhadap peningkatan level pengotor dalam larutan.
3. Waktu kontak
Waktu kontak yang berlebihan antara pelarut dengan bijih dapat menyebabkan peningkatan persentase pengotor yang ada di dalam larutan, sehingga harus diketahui waktu kontak optimum agar dapat memaksimalkan *recovery* logam berharga dan meminimalisasi pengotor yang larut.

2.3.3 Metode *Leaching*

Kualitas bijih dan penggunaan larutan tertentu untuk melarutkan mineral merupakan faktor yang menentukan dalam pemilihan metode *leaching*. Beberapa metode *leaching* antara lain:^[6,8]

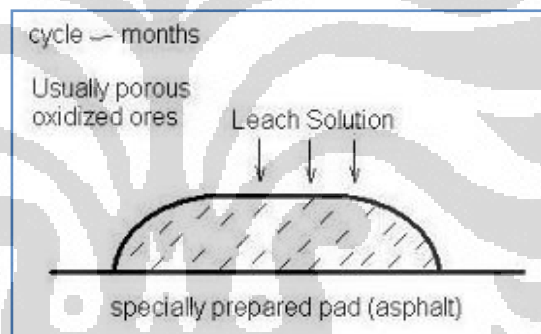
1. *In place (in situ)*
Metode ini terutama digunakan untuk bijih tembaga kadar rendah. Pada metode ini, bijih dihancurkan dan *leaching* dilakukan di tempat dengan waktu yang sangat lama.



Gambar 2.3 *In Place (In Situ) Leaching*

2. *Heap leaching*

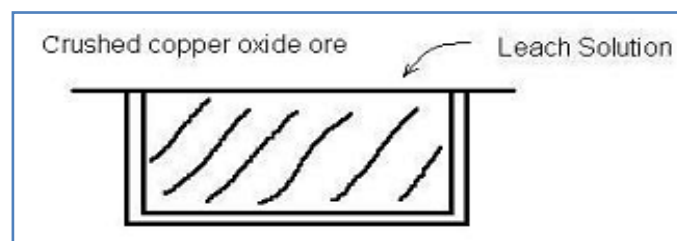
Heap leaching merupakan salah satu proses *leaching* yang biasanya digunakan untuk mengekstrak logam berharga dari bijih dengan menerapkan beberapa reaksi kimia berurutan di suatu tempat tertentu. Larutan akan menyerap mineral tertentu untuk kemudian dilanjutkan proses pemisahan lanjutan.



Gambar 2.4 *Heap Leaching*

3. *Sand (perlocation) leaching*

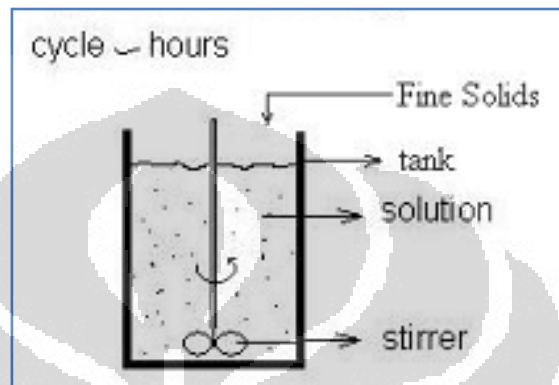
Bijih yang akan di-*leaching* ditempatkan dalam suatu tangki dengan dasar buatan yang ditutup dengan saringan. Pelarut kemudian ditambahkan dari atas tangki dan larutan akan mulai untuk melarutkan bijih.



Gambar 2.5 *Sand (Perlocation) Leaching*

4. *Agitative (slime) leaching*

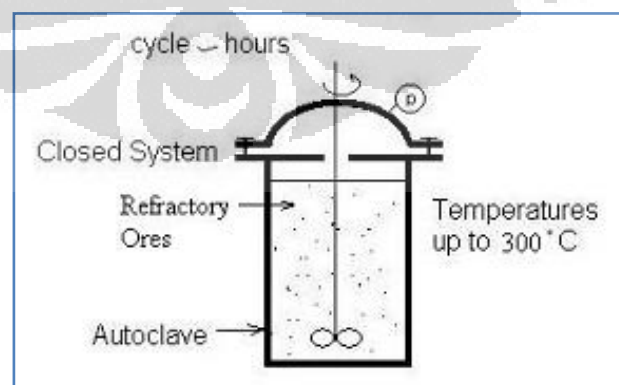
Pada metode ini, larutan *leaching* harus terus diaduk baik secara mekanik atau dengan menggunakan tekanan udara. Umpan bijih yang akan di-*leaching* dengan metode ini harus dihaluskan (*grinding*) terlebih dahulu.



Gambar 2.6 *Agitative (Slime) Leaching*

5. *Pressure leaching*

Pada metode ini, proses *leaching* dibantu dengan menggunakan tekanan yang berasal dari udara atau larutan, dan biasanya ditambah dengan pemanasan dengan suhu sekitar 300 °C. Untuk menghasilkan tekanan, maka bijih diletakkan ke dalam suatu bejana tertutup atau *autoclave*.

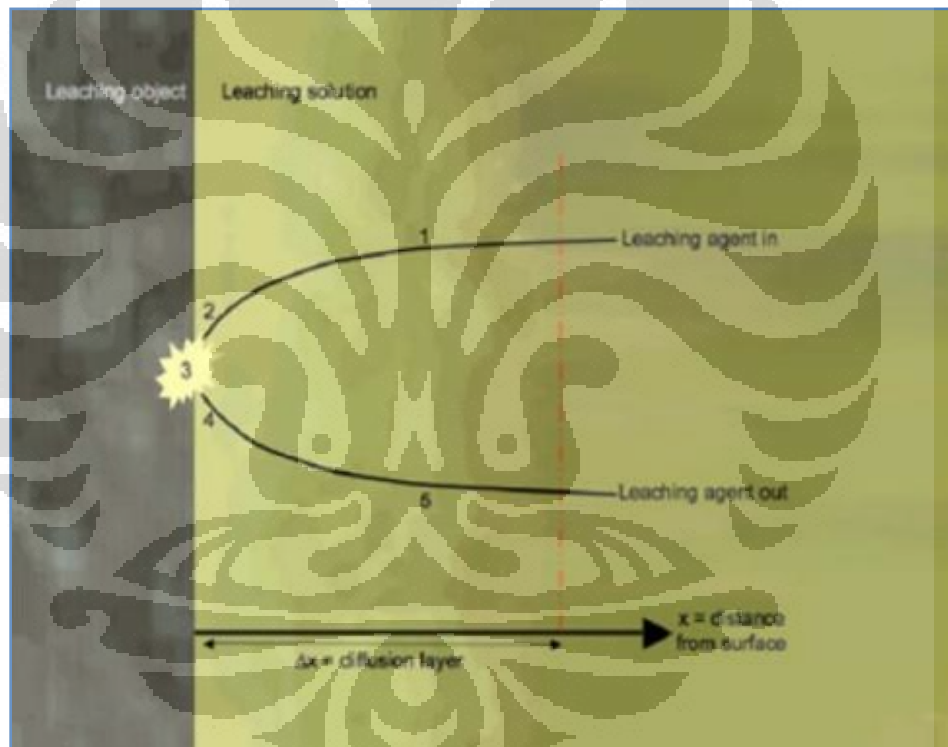


Gambar 2.7 *Pressure Leaching*

2.3.4 Proses *Leaching*

Leaching, yang dilakukan dalam proses ekstraksi, akan melarutkan logam yang diinginkan melalui beberapa langkah umum, seperti yang terlihat pada Gambar 2.8, yaitu:^[9]

1. difusi reaktan melalui *diffusion layer*,
2. adsorpsi reaktan pada permukaan konsentrat,
3. reaksi kimia antara reaktan dan konsentrat,
4. pelepasan logam berharga dari konsentrat, dan
5. difusi produk yang dihasilkan melalui *diffusion layer*.



Gambar 2.8 Proses *Leaching*^[9]

Terdapat tiga tipe proses *leaching*, yaitu:^[9]

- *Diffusion controlled process*
Pada proses ini, laju *leaching* lebih banyak didominasi oleh langkah 1 dan 5 yang dipengaruhi oleh proses difusi. Laju reaksi kimia pada permukaan konsentrat jauh lebih cepat daripada kecepatan difusi

reaktan ke permukaan konsentrat. Pada tipe *leaching* ini, pengaruh temperatur sangat kecil karena laju difusi tidak terlalu dipengaruhi oleh temperatur. Tetapi, tipe ini sangat dipengaruhi oleh kecepatan agitasi karena agitasi akan mengurangi ketebalan *boundary layer*.

- *Chemically controlled process*

Proses ini merupakan kebalikan dari *diffusion controlled process* karena kecepatan reaksi kimia jauh lebih lambat dibandingkan kecepatan difusi. Proses ini sangat dipengaruhi oleh temperatur karena laju reaksi kimia akan naik seiring dengan kenaikan temperatur.

- *Mixed kinetic process*

Proses ini merupakan gabungan dari dua proses di atas, dengan kecepatan reaksi kimia yang hampir sama dengan kecepatan difusi.

Berdasarkan tiga tipe *leaching* di atas, maka laju *leaching* dapat dipengaruhi oleh beberapa faktor, antara lain:^[8]

1. Laju *leaching* akan meningkat dengan berkurangnya ukuran dari bijih, karena semakin kecil partikel maka luas permukaan per unit berat akan semakin besar.
2. Jika proses *leaching* dikontrol oleh mekanisme difusi, maka proses *leaching* dipengaruhi oleh kecepatan agitasi. Sedangkan, jika proses *leaching* dikontrol oleh mekanisme reaksi kimia, maka *leaching* tidak terlalu dipengaruhi oleh agitasi. Agitasi dilakukan untuk mencegah padatan menggumpal.
3. Laju *leaching* meningkat seiring dengan kenaikan temperatur. Namun demikian, peningkatan ini lebih sedikit berpengaruh untuk proses yang dikontrol oleh mekanisme difusi dibandingkan dengan proses yang dikontrol oleh mekanisme reaksi kimia.
4. Laju *leaching* meningkat dengan meningkatnya konsentrasi dari zat *leaching*.
5. Laju *leaching* meningkat dengan berkurangnya massa jenis *pulp* (campuran bijih dengan air).

6. Jika terbentuk suatu produk yang tidak dapat larut selama *leaching*, maka lajunya akan dipengaruhi oleh sifat dari produk itu sendiri. Jika terbentuk lapisan yang *non-porous*, maka laju *leaching* akan menurun drastis. Tetapi jika produk padatan yang terbentuk bersifat *porous*, maka produk tersebut tidak memengaruhi laju *leaching*.

2.3.5 Proses *Hydrometallurgy* Mineral Tembaga

Bijih tembaga *chalcopyrite* mengandung produk sampingan yang memiliki nilai ekonomis yang tinggi, seperti emas, perak, *palladium*, dan lain-lain. Oleh karena itu, bijih *chalcopyrite* merupakan *feed* yang ideal untuk proses *hydrometallurgy*. Salah satu proses *hydrometallurgy* yang secara komersial telah diterapkan untuk mendapatkan logam tembaga dari bijih *chalcopyrite* adalah proses *Cuprex*. Proses *Cuprex* dilakukan dengan *leaching* konsentrat *chalcopyrite* pada tekanan atmosfer dengan larutan *ferric chloride* (FeCl_3) menggunakan metode *heap leaching* untuk menghasilkan larutan *copper chloride* (CuCl) menurut reaksi:^[10,11]



Proses *leaching* konsentrat *chalcopyrite* termasuk ke dalam tipe *chemically controlled process*. Faktor agitasi membawa pengaruh buruk dalam proses *leaching* karena berpengaruh terhadap ion *cupric* yang terbentuk selama proses. *Cupric chloride complexes* akan terbentuk selama proses *leaching*, dan ion *cupric* merupakan oksidator yang lebih kuat dibandingkan ion *ferric*. Kecepatan agitasi yang terlalu tinggi dapat menghilangkan *cupric chloride complexes* pada antarmuka (*interface*) konsentrat dengan reaktan yang dapat memperlambat tembaga melarut.^[9]

2.4 Pengujian EDX dan AAS

Pengujian EDX dan AAS bertujuan untuk menganalisis komposisi elemen yang terdapat pada sampel uji dan mengetahui besar konsentrasi tiap

elemen tersebut. Pengujian EDX diaplikasikan pada sampel berbentuk padat, sedangkan pengujian AAS diaplikasikan pada sampel berbentuk cair.

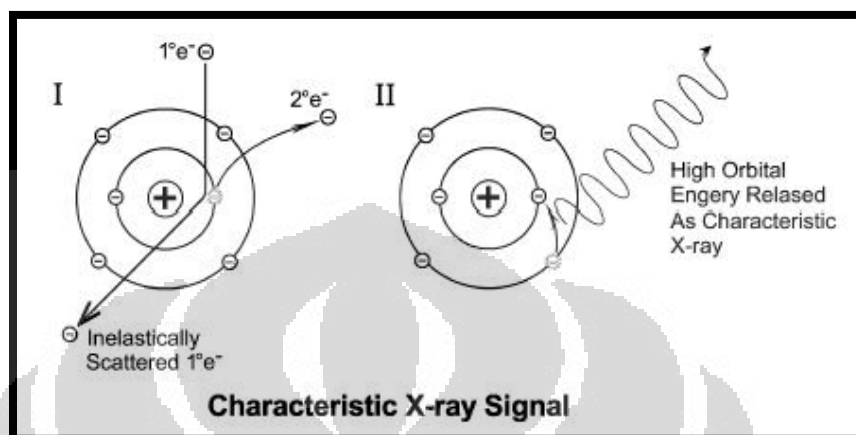
2.4.1 Pengujian EDX (*Energy Dispersive X-Ray*)

Energy dispersive X-ray spectroscopy (EDX atau EDS) merupakan suatu teknik analisis yang digunakan untuk mengetahui komposisi dan besar kadar dari elemen-elemen pada suatu sampel. EDX merupakan salah satu jenis *X-ray fluorescence spectroscopy* yang mengandalkan interaksi antara radiasi elektromagnetik dengan materi yang digunakan. Proses ini memanfaatkan sinar-X yang diemisikan oleh sampel sebagai respon terhadap partikel yang terkena muatan saat pengujian. Kemampuan karakterisasi dari EDX ini berdasarkan prinsip dasar bahwa masing-masing elemen atau unsur memiliki struktur atom yang khas (perbedaan energi antar kulit atom yang khas) sehingga memungkinkan untuk menghasilkan emisi karakteristik sinar-X yang spesifik.

Untuk menghasilkan emisi karakteristik sinar-X yang spesifik dari sampel, digunakanlah laser berenergi tinggi (*high energy beam*) yang mengandung partikel bermuatan seperti elektron, yang difokuskan atau ditembakkan dari *electron gun* ke sampel yang akan diuji.

Dalam keadaan normal, elektron dari suatu atom berada pada keadaan tidak tereksitasi (*ground state*) pada level energi tertentu yang terikat dengan inti atom. Adanya interaksi antara elektron yang berasal dari *electron gun* dengan elektron pada sampel akan mengakibatkan elektron pada kulit yang ada di bagian dalam tereksitasi, terlepas dari ikatan dengan inti, dan menghasilkan lubang elektron. Hal ini menyebabkan atom kehilangan satu buah elektronnya dan menjadi tidak stabil. Oleh karena itu, elektron yang berada pada kulit bagian luar, kulit dengan energi yang lebih besar, akan mengisi lubang yang ditinggalkan. Adanya perbedaan energi yang tercipta antara energi yang lebih besar pada kulit terluar dan energi yang rendah pada kulit dalam dapat dilepas dalam bentuk sinar-X. Jumlah energi yang diemisikan dalam bentuk sinar-X dari sampel dapat diukur menggunakan *energy dispersive spectrometer*. Karena energi dari sinar-X ini

menggambarkan suatu karakteristik khusus dari elemen pada sampel, maka komposisi kimia dari sampel yang akan dianalisis dapat diketahui. ^[12] Proses pembentukan karakteristik sinar-X dapat dilihat pada Gambar 2.9.



Gambar 2.9 Proses Pembentukan Karakteristik Sinar-X^[12]

2.4.2 Pengujian AAS (*Atomic Absorption Spectroscopy*)

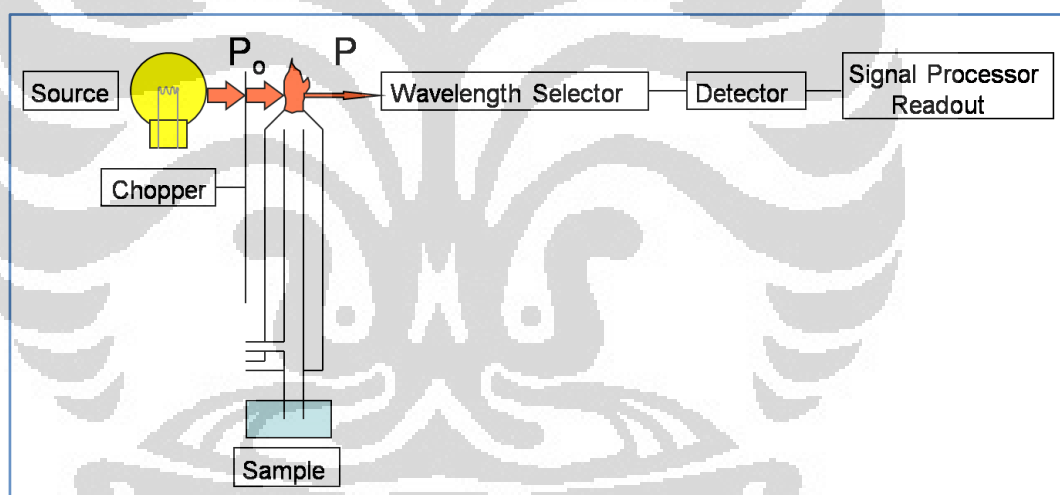
Prinsip analisis dengan AAS adalah adanya interaksi antara energi radiasi elektromagnetik dengan atom unsur yang akan dianalisis. AAS mengukur serapan, oleh atom bebas dalam larutan sampel, dari radiasi karakteristik yang dihasilkan oleh lampu (sumber radiasi). AAS digunakan untuk menentukan konsentrasi elemen pada sampel hingga tingkat ppb (*part per billion*).

Pengujian menggunakan AAS dilakukan pada atom yang berada dalam bentuk gas. Oleh karena itu, sampel harus diuapkan pada temperatur tinggi. Larutan sampel harus dialirkan ke suatu api dalam bentuk aerosol (*dinebulasi*) dan unsur-unsur di dalam sampel diubah menjadi atom gas sehingga nyala api mengandung unsur-unsur yang akan dianalisis.

Beberapa atom dalam bentuk gas akan tereksitasi jika api yang digunakan terlalu panas, tetapi sebagian besar atom akan tetap tinggal sebagai atom netral dalam keadaan tidak tereksitasi (*ground state*). Atom-atom tak tereksitasi ini kemudian menyerap radiasi yang diberikan oleh lampu (sumber radiasi) yang terbuat dari unsur-unsur yang sama dengan atom tersebut.

Panjang gelombang yang dihasilkan oleh sumber radiasi adalah sama dengan panjang gelombang yang diabsorpsi oleh atom. Atom-atom menyerap radiasi pada panjang gelombang tertentu, tergantung pada sifat unsurnya. Nantinya absorbansi panjang gelombang ini akan menghasilkan suatu spektrum (biasanya linier vertikal) yang terbaca oleh AAS.^[13] Prinsip pengujian AAS dapat dilihat pada Gambar 2.10.

Absorpsi ini mengikuti hukum Lambert-Beer, yakni absorbansi atau penyerapan berbanding lurus dengan ketebalan lapisan penyerapan dan konsentrasi atom dalam api. Kedua variabel ini sulit untuk ditentukan tetapi ketebalan lapisan penyerapan dapat dibuat konstan sehingga absorbansi atau penyerapan hanya berbanding langsung dengan konsentrasi unsur dalam larutan sampel.

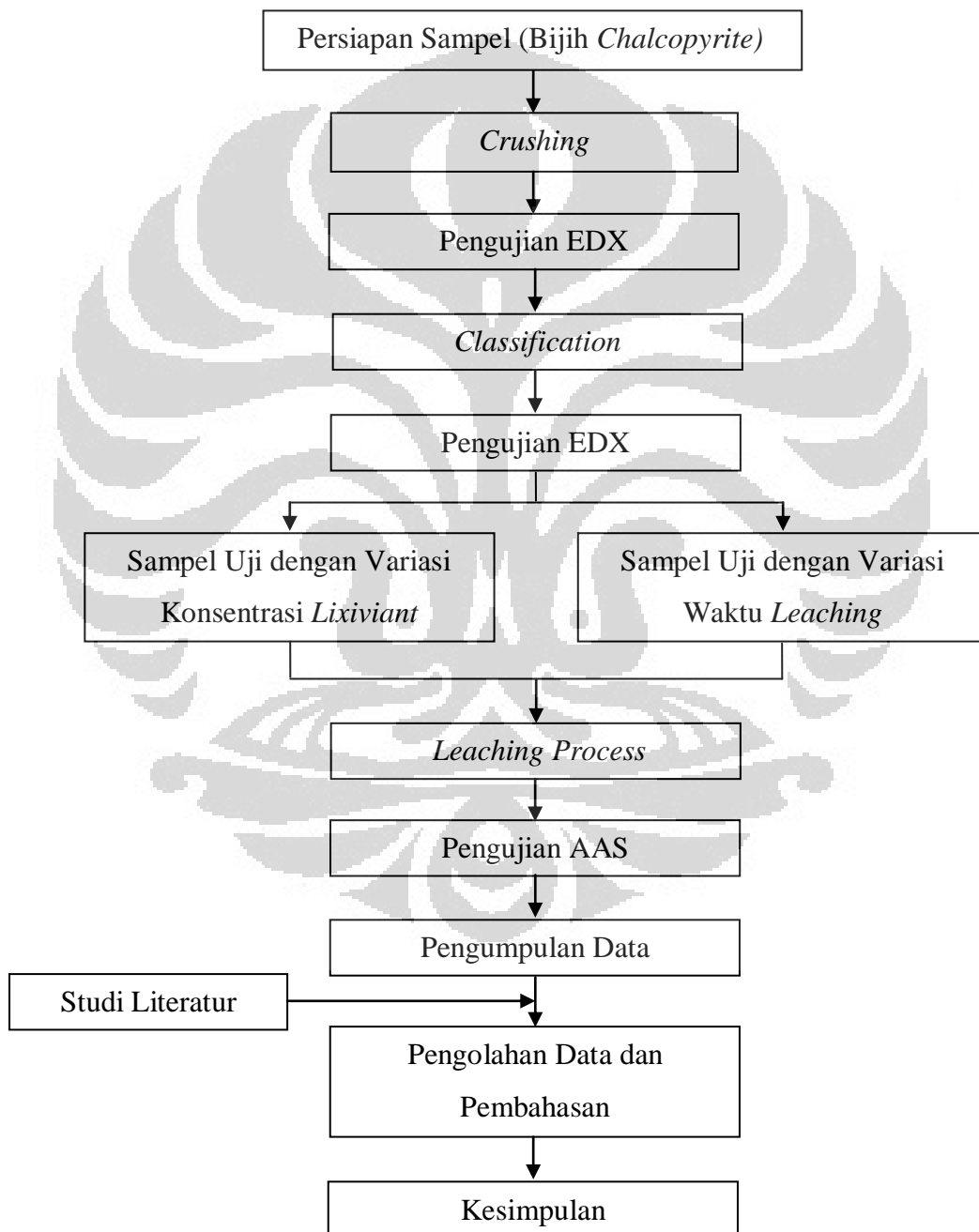


Gambar 2.10 Prinsip Pengujian AAS^[13]

BAB 3
METODOLOGI PENELITIAN

3.1 Diagram Alir Penelitian

Gambar 3.1 menunjukkan diagram alir penelitian yang akan dilakukan.



Gambar 3.1 Diagram Alir Penelitian

3.2 Alat dan Bahan

Alat dan bahan berisi semua hal yang dipakai oleh penulis berkaitan dengan penelitian yang dilakukan.

3.2.1 Alat

Alat-alat yang digunakan selama penelitian antara lain:

1. Mortar baja
2. Mesin ayak
3. Wadah silinder
4. Batang pengaduk
5. Tabung *aquadest*
6. Kertas saring
7. Corong
8. *Beaker glass*
9. Labu erlenmeyer
10. Labu ukur
11. Pipet volumetrik
12. Pipet tetes
13. Timbangan digital
14. Oven listrik
15. Botol plastik
16. Alat uji EDX
17. Alat uji AAS

3.2.2 Bahan

Bahan-bahan yang digunakan selama penelitian antara lain:

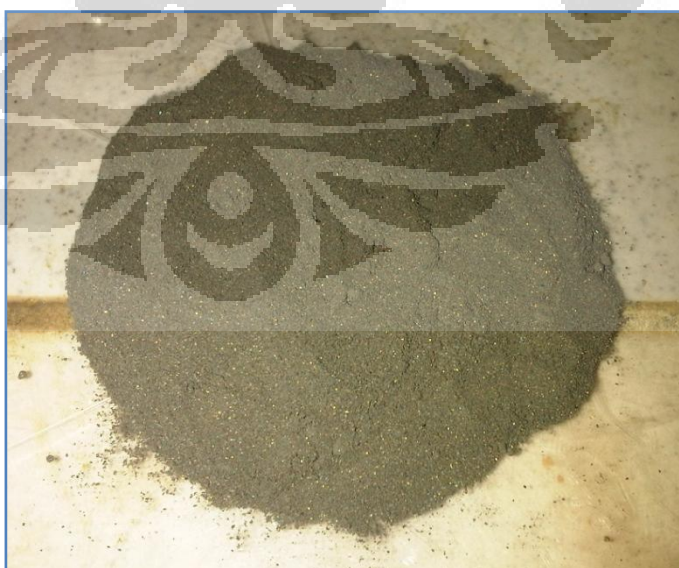
1. Bijih *chalcopryrite*
2. Air
3. *Aquadest*
4. Larutan standar $\text{Cu}(\text{NO}_3)_2$ 1000 ppm
5. Serbuk FeCl_3

3.3 Prosedur Penelitian

Prosedur penelitian berisi semua hal yang akan dilakukan penulis berkaitan dengan penelitian yang dilakukan.

3.3.1 Persiapan Sampel dan *Crushing*

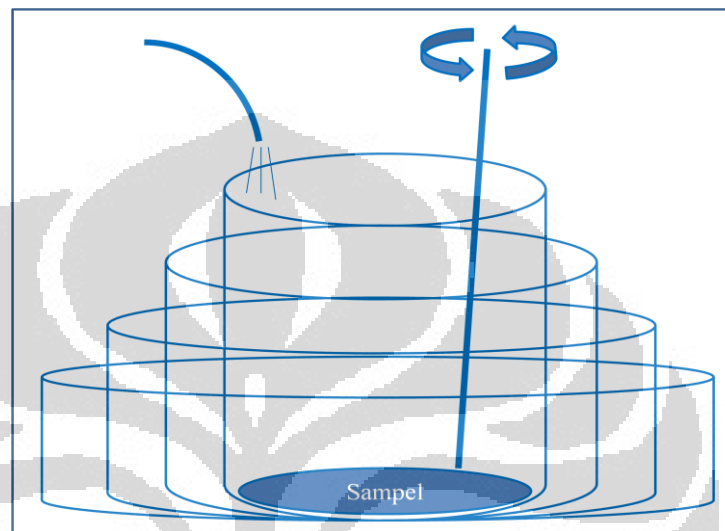
Sampel yang digunakan dalam penelitian ini adalah bijih tembaga *chalcopyrite*. Bijih tembaga *chalcopyrite* ini masih berbentuk batuan besar, dengan ukuran diameter 5 hingga 10 cm, sehingga harus dihaluskan terlebih dahulu. Penghalusan bijih dilakukan dengan menggunakan *crusher* yang terdiri dari peralatan sederhana seperti mortar dan cawan baja, sehingga didapatkan ukuran partikel yang lebih kecil. Setelah itu, partikel-partikel tersebut diayak untuk mendapatkan ukuran yang homogen, yaitu 70#, seperti yang terlihat pada Gambar 3.2, agar percobaan yang dilakukan tidak dipengaruhi oleh ukuran partikel. Setelah didapatkan butiran *chalcopyrite* berukuran homogen, dilakukan penimbangan sampel awal sebanyak 10 dan 100 gram untuk pengujian awal dengan EDX dan proses klasifikasi.



Gambar 3.2 Serbuk *Chalcopyrite* Setelah Pengayakan 70#

3.3.2 Proses Klasifikasi

Klasifikasi merupakan proses pengolahan mineral sebelum dilakukan proses ekstraksi. Proses ini dilakukan dengan menggunakan perangkat percobaan yang disusun seperti Gambar 3.3.



Gambar 3.3 Susunan Alat Proses Klasifikasi

Wadah terdiri dari empat tingkat yang berbeda tinggi dan diameternya. Wadah pertama merupakan wadah yang paling tinggi dengan diameter terkecil, wadah kedua merupakan wadah yang lebih rendah tetapi dengan diameter yang lebih besar daripada wadah pertama, demikian seterusnya hingga wadah terakhir yang merupakan wadah terendah dengan diameter terbesar.

Sampel akan dimasukkan ke wadah yang berada di tingkat pertama, kemudian wadah tersebut dialiri air secara perlahan dengan debit yang dijaga konstan menggunakan tabung *aquadest*. Selama pengaliran air berjalan, sampel juga terus diaduk dengan batang pengaduk agar terjadi aliran fluida yang baik. Sampel yang berada di wadah pertama kemudian akan meluap ke wadah kedua dan seterusnya. Setelah luapan memenuhi wadah terakhir, aliran air dihentikan dan sampel dibiarkan mengendap.

Sampel yang telah mengendap lalu disaring dengan corong dan kertas saring untuk memisahkan air yang tersisa. Proses ini dilakukan untuk setiap wadah. Setelah itu, dilakukan proses pengeringan agar air yang terdapat dalam endapan benar-benar menghilang. Pengeringan dilakukan dengan menggunakan oven listrik dengan temperatur 130°C selama 30 menit.

3.3.3 Pembuatan Larutan *Leaching*

Larutan *leaching* atau *lixiviant* yang akan digunakan dalam penelitian ini adalah FeCl₃. Dalam penelitian ini, terdapat empat variasi konsentrasi untuk proses *leaching*, sehingga akan dibuat empat larutan FeCl₃ dengan konsentrasi berbeda, yaitu 0,5M; 1M; 1,5M; dan 2M. Pembuatan larutan FeCl₃ dilakukan dengan cara melarutkan serbuk FeCl₃ di dalam *aquadest*. Berat serbuk FeCl₃ yang digunakan untuk tiap konsentrasi dapat dihitung dengan menggunakan rumus sebagai berikut:

$$m = M \cdot V \cdot M_r$$

dengan:

m = berat serbuk yang digunakan (gram)

M = konsentrasi larutan (mol/Liter)

V = volume larutan (Liter)

M_r = massa molekul relatif serbuk (gram/mol)

3.3.4 Proses *Leaching*

Proses *leaching* akan dilakukan terhadap delapan sampel yang dibagi menjadi dua bagian, yaitu empat sampel uji dengan variasi konsentrasi larutan *leaching* (FeCl₃) dan empat sampel uji dengan variasi waktu *leaching*.

Pada bagian pertama, yaitu sampel uji dengan variasi konsentrasi larutan *leaching* (FeCl₃), dilakukan proses *leaching* dengan cara melarutkan empat sampel uji ke dalam empat larutan

FeCl₃ dengan konsentrasi yang berbeda-beda, yaitu 0,5M; 1M; 1,5M; dan 2M. Kemudian larutan ini ditutup dan dibiarkan selama lima hari. Setelah lima hari, sampel disaring untuk memisahkan larutan dengan endapannya.

Pada bagian kedua, yaitu sampel uji dengan variasi waktu *leaching*, dilakukan proses *leaching* dengan cara melarutkan empat sampel uji ke dalam empat larutan FeCl₃ dengan konsentrasi yang sama, yaitu 2M. Kemudian keempat larutan ini ditutup dan dibiarkan selama 2, 3, 4, dan 5 hari. Setelah 2, 3, 4, dan 5 hari, masing-masing sampel disaring untuk memisahkan larutan dengan endapannya.

3.3.5 Pengujian EDX

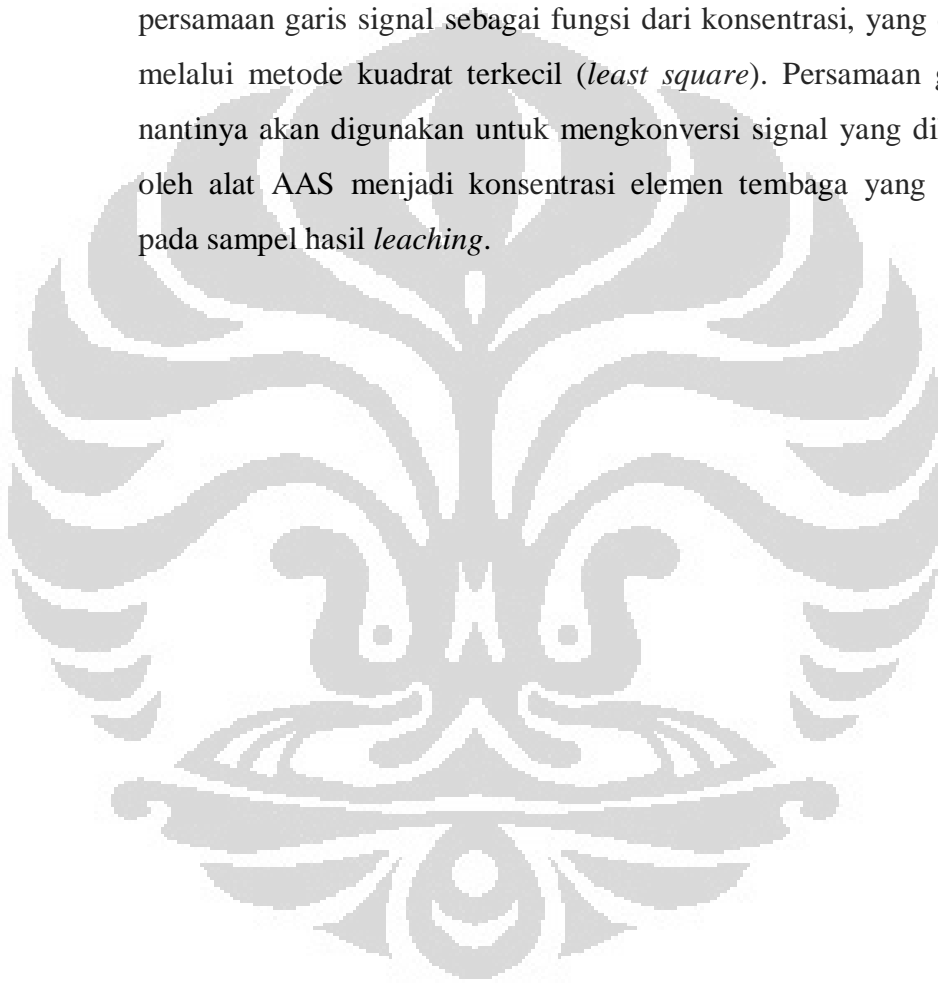
Pengujian EDX dilakukan di Departemen Metalurgi dan Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia. Pengujian EDX ini bertujuan untuk menganalisis komposisi dan konsentrasi berbagai elemen pada sampel dengan bentuk padat. Uji komposisi ini dilakukan untuk mengetahui semua jenis elemen dari sampel dan besar konsentrasi tiap elemen tersebut. Pengujian EDX dilakukan sebanyak dua kali, yaitu untuk sampel awal sebelum dan setelah proses klasifikasi. Diharapkan dari dua pengujian EDX ini dapat diambil kesimpulan bahwa akan terjadi perbedaan konsentrasi tembaga antara sampel sebelum dan setelah proses klasifikasi.

3.3.6 Pengujian AAS

Pengujian AAS dilakukan di Departemen Metalurgi dan Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia. Pengujian AAS digunakan untuk menganalisis konsentrasi satu jenis atom atau elemen pada sampel cair. Uji konsentrasi ini dilakukan untuk mengetahui besar konsentrasi atau kadar tembaga hingga level ppb (*part per billion*) setelah proses *leaching* selesai dilakukan. Pengujian AAS dalam penelitian ini dilakukan dengan menggunakan metode

atomisasi *flame technique with nebulizer*. Api dihasilkan dari campuran asetilena dan udara.

Pembuatan larutan standar (larutan $\text{Cu}(\text{NO}_3)_2$ 1000 ppm) dan pengenceran sampel hasil *leaching* dilakukan terlebih dahulu sebelum pengujian AAS dilaksanakan. Pengujian larutan standar ini digunakan untuk mendapatkan suatu grafik signal (yang didapatkan oleh alat AAS) dengan konsentrasi. Dari grafik akan didapatkan suatu persamaan garis signal sebagai fungsi dari konsentrasi, yang dihitung melalui metode kuadrat terkecil (*least square*). Persamaan garis ini nantinya akan digunakan untuk mengkonversi signal yang dihasilkan oleh alat AAS menjadi konsentrasi elemen tembaga yang terdapat pada sampel hasil *leaching*.



BAB 4

HASIL DAN PEMBAHASAN

4.1 Analisis EDX Awal Bijih Tembaga *Chalcopyrite*

Hasil observasi visual dari sampel tembaga *chalcopyrite* dan hasil perbandingan dengan literatur menunjukkan beberapa hal, antara lain:

1. Bijih tembaga *chalcopyrite* didominasi oleh warna abu-abu dengan sedikit warna keemasan, seperti yang terlihat pada Gambar 4.1.



Gambar 4.1 Sampel Bijih Tembaga *Chalcopyrite*

2. Bila dibandingkan dengan literatur, bijih tembaga *chalcopyrite* murni memiliki kadar tembaga sekitar 34,63% Cu.
3. Bila dibandingkan dengan literatur, bijih tembaga *chalcopyrite* memiliki pengotor, seperti silika, dengan kadar yang cukup tinggi.

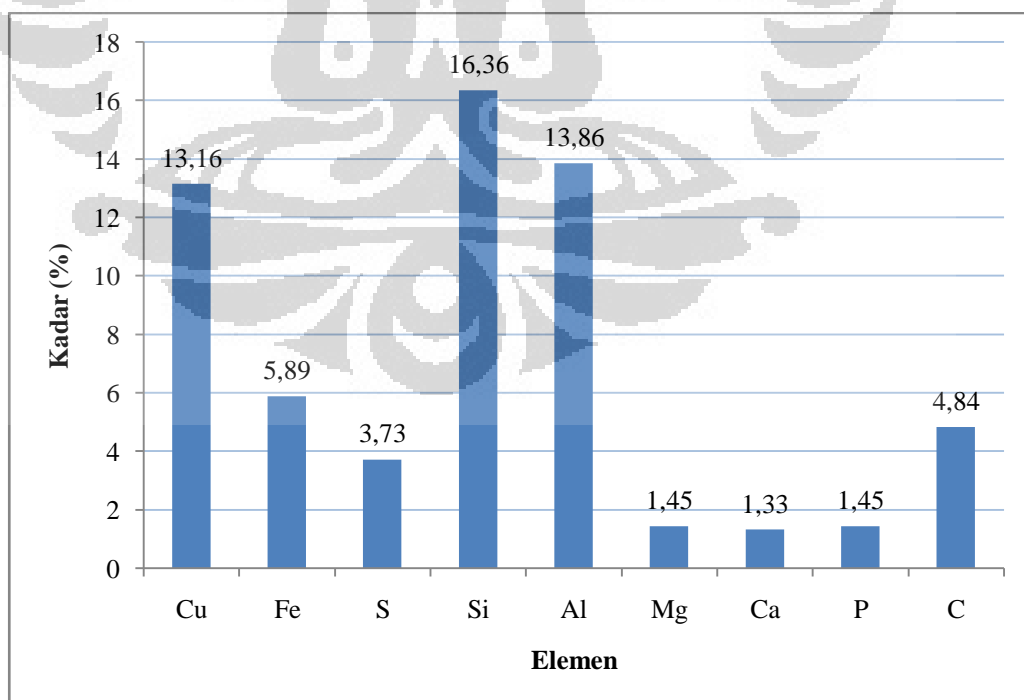
Kemudian sampel tembaga *chalcopyrite* yang telah di-*crushing* hingga berukuran 70# dikarakterisasi awal dengan menggunakan metode pengujian EDX (*Energy Dispersive X-Ray*). Dari hasil pengujian ini akan diketahui komposisi semua elemen yang terkandung dalam sampel tembaga

chalcopyrite, dan juga kadar tiap elemen tersebut. Pengujian EDX dilakukan pada tiga titik berbeda dengan hasil yang dapat dilihat pada Tabel 4.1.

Tabel 4.1 Hasil Pengujian Awal Sampel Tembaga *Chalcopyrite*

Elemen	Kadar (%)			Rata-Rata (%)
	1	2	3	
Cu	16,18	10,45	12,84	13,16
Fe	8,02	5,15	4,50	5,89
S	5,79	3,12	2,28	3,73
Si	14,49	16,34	18,26	16,36
Al	13,50	15,08	13,01	13,86
Mg	1,77	1,02	1,55	1,45
Ca	-	2,36	0,29	1,33
P	-	1,45	-	1,45
C	6,16	4,19	4,17	4,84
O	34,10	40,85	43,10	39,35

Jika hasil pengujian awal dari Tabel 4.1 dibuat dalam grafik, maka hasilnya menjadi seperti pada Gambar 4.2.



Gambar 4.2 Grafik Hasil Pengujian Awal Sampel Tembaga *Chalcopyrite*

Dari Tabel 4.1 dan Gambar 4.2, hasil pengujian awal sampel tembaga *chalcopyrite* memperlihatkan bahwa:

1. Jika elemen-elemen dalam sampel dibandingkan, terlihat bahwa unsur Si merupakan unsur dengan kadar terbesar dalam sampel penelitian (16,36%), diikuti oleh Al (13,86%), Cu (13,16%), Fe (5,89%), C (4,84%), S (3,73%), Mg (1,45%), P (1,45%), dan Ca (1,33%).
2. Unsur Cu, sebagai logam yang ingin diekstraksi dalam penelitian ini, memiliki kadar sekitar 13,16%. Bila dibandingkan dengan literatur, yang menyebutkan bahwa kadar Cu dalam bijih *chalcopyrite* murni sekitar 34,63%, maka dapat disimpulkan bahwa sampel *chalcopyrite* yang digunakan dalam penelitian merupakan bijih *chalcopyrite* berkadar rendah.
3. Unsur Ca dan P tidak terdeteksi di semua titik pengujian, hal ini disebabkan oleh sedikitnya kadar unsur Ca dan P, serta kecilnya *spot size* dari alat uji EDX, sehingga pada saat elektron ditembakkan pada daerah yang tidak terdapat unsur Ca dan P, maka detektor tidak bisa mendapatkan signal dari kedua unsur tersebut.

Dari beberapa informasi di atas, dapat disimpulkan bahwa metode yang tepat untuk mengekstraksi bijih tembaga *chalcopyrite* berkadar rendah (13,16%) adalah metode *hydrometallurgy*. Selain itu, karena adanya unsur Si dalam jumlah besar yang merupakan pengotor dalam sampel, maka harus dilakukan pengolahan mineral terlebih dahulu untuk mengurangi kadar Si yang terdapat dalam sampel.

4.2 Analisis EDX Terhadap Hasil Klasifikasi Sampel Tembaga *Chalcopyrite*

Proses klasifikasi pada penelitian ini ditujukan untuk mengurangi kadar pengotor, terutama unsur Si, yang terdapat dalam sampel sebelum dilakukan proses ekstraksi dengan metode *hydrometallurgy*. Proses klasifikasi dilakukan dengan menggunakan empat wadah plastik yang disusun berdasarkan diameter dan tingginya, kemudian dialiri fluida air yang diikuti oleh proses agitasi. Agitasi diperlukan agar semua bagian sampel mengalami proses

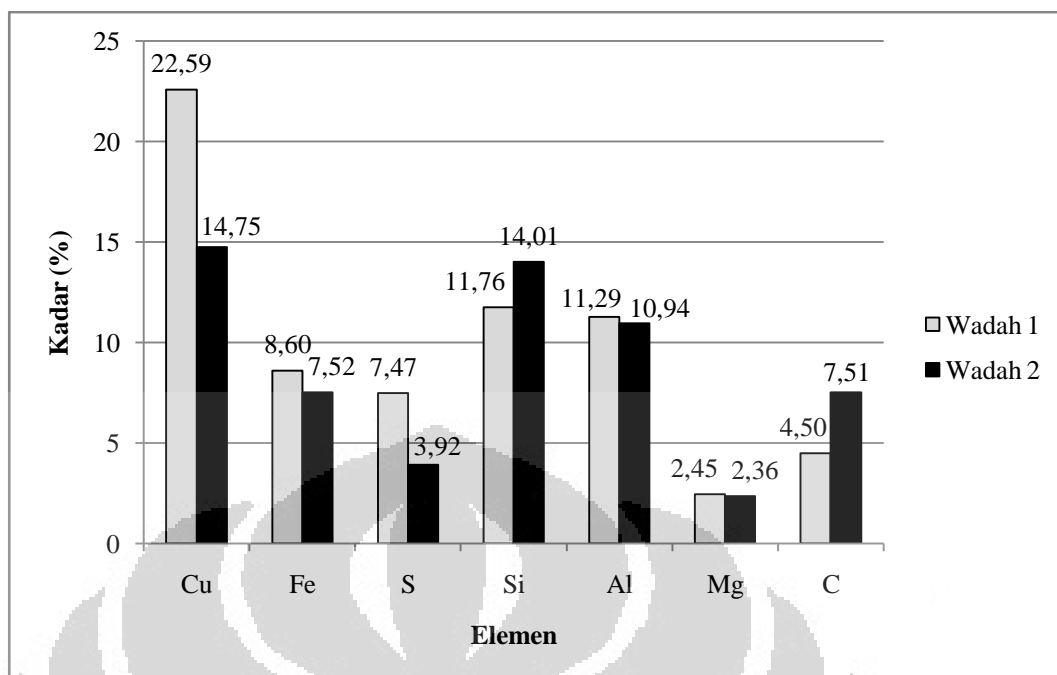
klasifikasi. Pada proses klasifikasi, partikel dengan berat jenis besar akan mengendap, sedangkan yang lebih ringan akan terbawa aliran air menuju wadah berikutnya.

Pengujian EDX hanya dilakukan pada endapan hasil klasifikasi wadah pertama dan kedua. Endapan dari wadah ketiga dan keempat hanya berjumlah sedikit sehingga tidak memungkinkan untuk dilakukan pengujian EDX dan proses selanjutnya. Dari hasil pengujian ini akan diketahui kadar tiap elemen yang terkandung dalam sampel tembaga *chalcopyrite*, yang diharapkan akan berbeda dari hasil pengujian awal sampel. Pengujian EDX setelah klasifikasi pada wadah 1 dan 2 dapat dilihat pada Tabel 4.2.

Tabel 4.2 Hasil Pengujian EDX Setelah Klasifikasi

Elemen	Wadah	Kadar (%)			Rata-Rata (%)
		1	2	3	
Cu	1	35,72	11,25	20,80	22,59
	2	13,76	15,59	14,91	14,75
Fe	1	6,72	7,88	11,21	8,60
	2	7,63	7,62	7,31	7,52
S	1	7,86	4,08	10,48	7,47
	2	4,33	3,79	3,63	3,92
Si	1	9,52	14,68	11,07	11,76
	2	12,93	13,49	15,60	14,01
Al	1	11,78	13,02	9,06	11,29
	2	11,18	10,67	10,98	10,94
Mg	1	1,69	3,38	2,27	2,45
	2	2,14	2,26	2,68	2,36
C	1	4,49	4,45	4,55	4,50
	2	9,85	7,98	4,69	7,51
O	1	22,21	41,26	30,56	31,34
	2	38,19	38,60	40,21	39,00

Jika hasil pengujian EDX dari Tabel 4.2 dibuat dalam grafik, maka hasilnya menjadi seperti pada Gambar 4.3.



Gambar 4.3 Grafik Hasil Pengujian EDX Setelah Klasifikasi

Dari Tabel 4.2 dan Gambar 4.3, hasil pengujian EDX sampel tembaga *chalcopyrite* setelah klasifikasi memperlihatkan bahwa:

1. Adanya penurunan kadar unsur-unsur utama (Cu dan Fe) dari wadah 1 ke wadah 2.
2. Adanya peningkatan kadar unsur pengotor Si, dari 11,76% di wadah 1 ke 14,01% di wadah 2.

Dari beberapa informasi di atas, dapat disimpulkan bahwa peningkatan kadar pengotor Si terjadi akibat adanya unsur Si yang mengalir dari wadah 1 ke wadah 2. Hal ini dapat terjadi akibat adanya perbedaan densitas logam pada suatu aliran fluida. Unsur Si memiliki densitas terendah, yaitu $2,75 \text{ g/cm}^3$, sedangkan unsur Cu dan Fe memiliki densitas yang lebih besar, yaitu $8,96 \text{ g/cm}^3$ dan $7,87 \text{ g/cm}^3$.^[7] Perbedaan densitas ini akan membuat perilaku ketiga unsur menjadi berbeda di dalam aliran air. Partikel yang lebih ringan, yaitu Si akan terbawa aliran air sehingga kadarnya di wadah 1 akan berkurang. Sedangkan, partikel yang lebih berat akan tetap mengendap di wadah 1.

Jika dibandingkan dengan kadar awal sampel sebelum klasifikasi, kadar Cu mengalami peningkatan yang cukup berarti, yaitu dari 13,16% menjadi 22,59%. Sedangkan unsur Si, mengalami penurunan kadar dari 16,36% menjadi 11,76%. Hal ini membuktikan bahwa proses klasifikasi dengan media air mampu mengurangi kadar pengotor yang terdapat pada sampel *chalcopyrite* secara sederhana dan ekonomis. Secara umum, proses klasifikasi dengan media air ini telah berfungsi dengan baik karena:

1. mampu memisahkan mineral berharga dari pengotornya berdasarkan perbedaan densitas logam dan
2. mampu meningkatkan kadar mineral berharga karena berkurangnya pengotor pada sampel.

4.3 Analisis AAS Terhadap Hasil *Leaching* Sampel Tembaga *Chalcopyrite* dengan Variasi Konsentrasi Pelarut

Sampel hasil klasifikasi pada wadah pertama kemudian dibagi menjadi dua bagian untuk dilanjutkan ke proses ekstraksi dengan metode *hydrometallurgy*. Pada bagian pertama dilakukan proses *leaching* dengan cara melarutkan empat sampel uji ke dalam empat larutan FeCl_3 dengan konsentrasi yang berbeda-beda, yaitu 0,5M; 1M; 1,5M; dan 2M. Kemudian larutan ini ditutup dan dibiarkan selama lima hari. Setelah lima hari, sampel disaring untuk memisahkan larutan dengan endapannya. Kemudian sampel hasil *leaching* dikarakterisasi dengan menggunakan metode pengujian AAS. Dari hasil pengujian ini akan diketahui perilaku logam Cu di tiap konsentrasi pelarut yang berbeda.

Sebelum pengujian AAS pada sampel dilakukan, terlebih dahulu dilakukan pembuatan larutan standar yang nantinya akan dipakai sebagai acuan penerimaan signal bagi sampel yang akan diuji. Hasil pengujian sampel standar dapat dilihat pada Tabel 4.3.

Tabel 4.3 Hasil Pengujian AAS Terhadap Sampel Standar

Konsentrasi Cu (ppm)	<i>Blkcorr Signal</i>
0	0,100
10	1,018
20	1,671
30	1,932

Dari Tabel 4.3, akan dibuat suatu grafik linear antara signal (yang didapatkan oleh alat AAS) dengan konsentrasi sehingga akan didapatkan suatu persamaan garis signal sebagai fungsi dari konsentrasi, yang dihitung melalui metode kuadrat terkecil (*least square*). Persamaan garis ini nantinya akan digunakan untuk mengkonversi signal yang dihasilkan oleh alat AAS menjadi konsentrasi elemen tembaga yang terdapat pada sampel hasil *leaching*.

Tabel 4.4 adalah hasil perhitungan persamaan garis linear ($y = m \cdot x + c$) melalui metode kuadrat terkecil (*least square*):

Tabel 4.4 Perhitungan Persamaan Garis dengan Metode *Least Square*

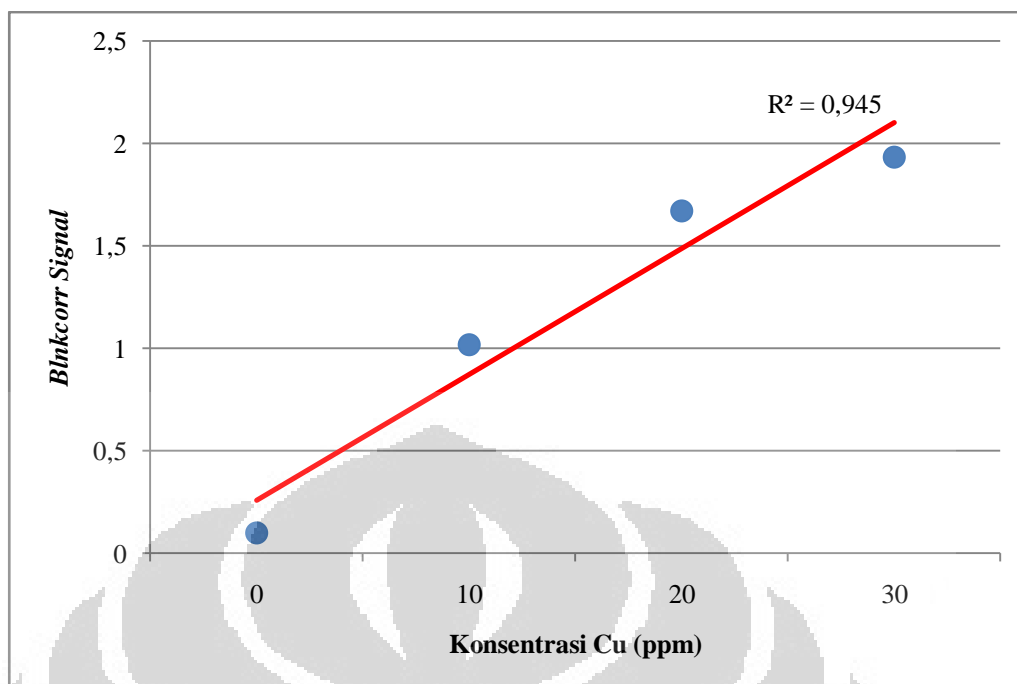
Konsentrasi Cu (ppm) (x)	<i>Blkcorr Signal</i> (y)	x^2	$x \cdot y$
0	0,100	0	0
10	1,018	100	10,18
20	1,671	400	33,42
30	1,932	900	57,96
60	4,721	1400	101,56

$$m = \frac{4 \cdot (101,56) - 60 \cdot (4,721)}{4 \cdot (1400) - 60^2} = 0,0615$$

$$c = \frac{1400 \cdot (4,721) - 60 \cdot (101,56)}{4 \cdot (1400) - 60^2} = 0,2579$$

Sehingga, didapat persamaan garis linear: $y = 0,0615x + 0,2579$

Grafik persamaan garis linear yang dihasilkan dari sampel standar dapat dilihat pada Gambar 4.4.



Gambar 4.4 Grafik Linear Konsentrasi-Signal dari Sampel Standar

Setelah hasil pengujian dari sampel standar diketahui, kemudian dilakukan pengujian pada sampel tembaga *chalcopyrite* variasi konsentrasi *lixiviant* dengan hasil yang dapat dilihat pada Tabel 4.5.

Tabel 4.5 Hasil Pengujian AAS Terhadap Sampel Tembaga *Chalcopyrite* dengan Variasi Konsentrasi Pelarut FeCl_3

Sampel (Variasi Konsentrasi)	Blankcorr signal
$\text{CuFeS}_2 + \text{FeCl}_3$ 0,5 M	1,897
$\text{CuFeS}_2 + \text{FeCl}_3$ 1 M	1,994
$\text{CuFeS}_2 + \text{FeCl}_3$ 1,5 M	2,038
$\text{CuFeS}_2 + \text{FeCl}_3$ 2 M	2,053

Dari Tabel 4.5, hasil signal yang diperoleh alat uji AAS, harus dikonversi menjadi konsentrasi Cu yang terdapat pada sampel dengan memasukkan nilai *blankcorr signal* ke persamaan garis $y = 0,0615x + 0,2579$.

$$(1) \quad y_1 = 0,0615x_1 + 0,2579$$

$$1,897 = 0,0615x_1 + 0,2579$$

$$x_1 = 26,652$$

$$(2) \quad y_2 = 0,0615x_2 + 0,2579$$

$$1,994 = 0,0615x_2 + 0,2579$$

$$x_2 = 28,229$$

$$(3) \quad y_3 = 0,0615x_3 + 0,2579$$

$$2,038 = 0,0615x_3 + 0,2579$$

$$x_3 = 28,945$$

$$(4) \quad y_4 = 0,0615x_4 + 0,2579$$

$$2,053 = 0,0615x_4 + 0,2579$$

$$x_4 = 29,189$$

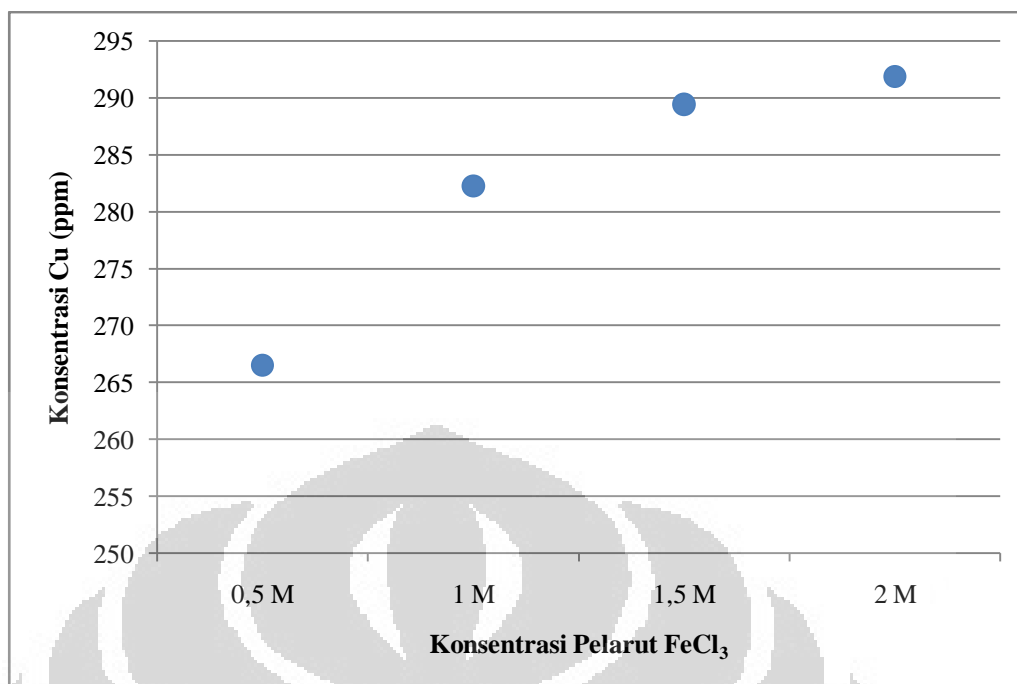
Sehingga didapatkan konsentrasi Cu dalam satuan ppm di tiap sampel, seperti yang terlihat pada Tabel 4.6.

Tabel 4.6 Konsentrasi Cu tiap Sampel Tembaga *Chalcopyrite* dengan Variasi Konsentrasi Pelarut FeCl_3

Sampel (Variasi Konsentrasi)	[Cu] (ppm)	[Cu] sebelum pengenceran (ppm)
$\text{CuFeS}_2 + \text{FeCl}_3$ 0,5 M	26,652	266,520
$\text{CuFeS}_2 + \text{FeCl}_3$ 1 M	28,229	282,290
$\text{CuFeS}_2 + \text{FeCl}_3$ 1,5 M	28,945	289,450
$\text{CuFeS}_2 + \text{FeCl}_3$ 2 M	29,189	291,890

Faktor Pengenceran: 10 kali

Jika hasil perhitungan konsentrasi Cu dari Tabel 4.6 dibuat dalam grafik, maka hasilnya menjadi seperti pada Gambar 4.5.

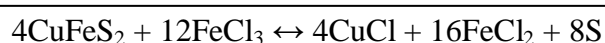
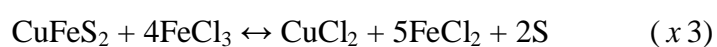


Gambar 4.5 Grafik Konsentrasi Cu dalam Berbagai Konsentrasi FeCl₃

Dari Tabel 4.6 dan Gambar 4.5, hasil pengujian AAS sampel tembaga *chalcopyrite* setelah di-*leaching* dalam berbagai konsentrasi memperlihatkan bahwa:

1. Semakin tinggi konsentrasi pelarut FeCl₃ yang digunakan, maka semakin tinggi pula konsentrasi tembaga yang dapat dilepaskan dari mineral *chalcopyrite*.
2. Konsentrasi Cu maksimum didapat dari sampel tembaga *chalcopyrite* yang dilarutkan ke dalam FeCl₃ dengan konsentrasi 2M.

Dari beberapa informasi di atas, dapat disimpulkan bahwa larutan FeCl₃ dapat digunakan sebagai pelarut logam Cu karena adanya ion Fe³⁺ atau ion *ferric* sebagai oksidator yang kuat.^[9] Selain adanya ion *ferric* dari pelarut FeCl₃, reaksi antara *chalcopyrite* dan *ferric chloride* juga akan menghasilkan ion *cupric* yang merupakan oksidator yang lebih kuat dari ion *ferric* menurut reaksi:^[11]



Dengan adanya dua oksidator kuat tersebut, maka logam tembaga dapat dilarutkan dari mineral *chalcopyrite*.

Selain itu, dengan semakin bertambahnya kandungan ion *ferric* akibat kenaikan konsentrasi FeCl_3 di dalam proses *leaching*, maka akan meningkatkan ratio ion *ferric/ferrous* di dalam larutan yang akan mempercepat reaksi berlangsung. Dengan banyaknya ion *ferric*, maka reaksi akan berusaha kembali ke keadaan yang setimbang dengan membuat reaksi bergeser ke kanan, prinsip ini disebut juga dengan asas *Le Chatelier*.^[9] Asas *Le Chatelier* menyatakan bila pada sistem kesetimbangan dikenakan suatu aksi, maka sistem akan mengadakan reaksi sedemikian rupa sehingga pengaruh aksi itu menjadi sekecil-kecilnya. Perubahan dari keadaan kesetimbangan semula ke keadaan kesetimbangan yang baru akibat adanya aksi atau pengaruh dari luar itu dikenal dengan pergeseran kesetimbangan.

4.4 Analisis AAS Terhadap Hasil *Leaching* Sampel Tembaga *Chalcopyrite* dengan Variasi Waktu *Leaching*

Pada bagian kedua dilakukan proses *leaching* dengan cara melarutkan empat sampel uji ke dalam empat larutan FeCl_3 dengan konsentrasi yang sama, yaitu 2M. Kemudian keempat larutan ini ditutup dan dibiarkan selama 2, 3, 4, dan 5 hari. Setelah 2, 3, 4, dan 5 hari, masing-masing sampel disaring untuk memisahkan larutan dengan endapannya. Kemudian sampel hasil *leaching* dikarakterisasi dengan menggunakan metode pengujian AAS. Dari hasil pengujian ini akan diketahui perilaku logam Cu di tiap waktu *leaching* yang berbeda.

Hasil pengujian pada sampel tembaga *chalcopyrite* variasi waktu *leaching* dapat dilihat pada Tabel 4.7.

Tabel 4.7 Hasil Pengujian AAS Terhadap Sampel Tembaga *Chalcopyrite* dengan Variasi Waktu *Leaching*

Sampel (Variasi Waktu)	<i>Blkcorr signal</i>
2 Hari	1,981
3 Hari	2,004
4 Hari	2,012
5 Hari	2,053

Dari Tabel 4.7, hasil signal yang diperoleh alat uji AAS, harus dikonversi menjadi konsentrasi Cu yang terdapat pada sampel dengan memasukkan nilai *blkcorr signal* ke persamaan garis $y = 0,0615x + 0,2579$.

$$(1) y_1 = 0,0615x_1 + 0,2579$$

$$1,981 = 0,0615x_1 + 0,2579$$

$$x_1 = 28,018$$

$$(2) y_2 = 0,0615x_2 + 0,2579$$

$$2,004 = 0,0615x_2 + 0,2579$$

$$x_2 = 28,392$$

$$(3) y_3 = 0,0615x_3 + 0,2579$$

$$2,012 = 0,0615x_3 + 0,2579$$

$$x_3 = 28,522$$

$$(4) y_4 = 0,0615x_4 + 0,2579$$

$$2,053 = 0,0615x_4 + 0,2579$$

$$x_4 = 29,189$$

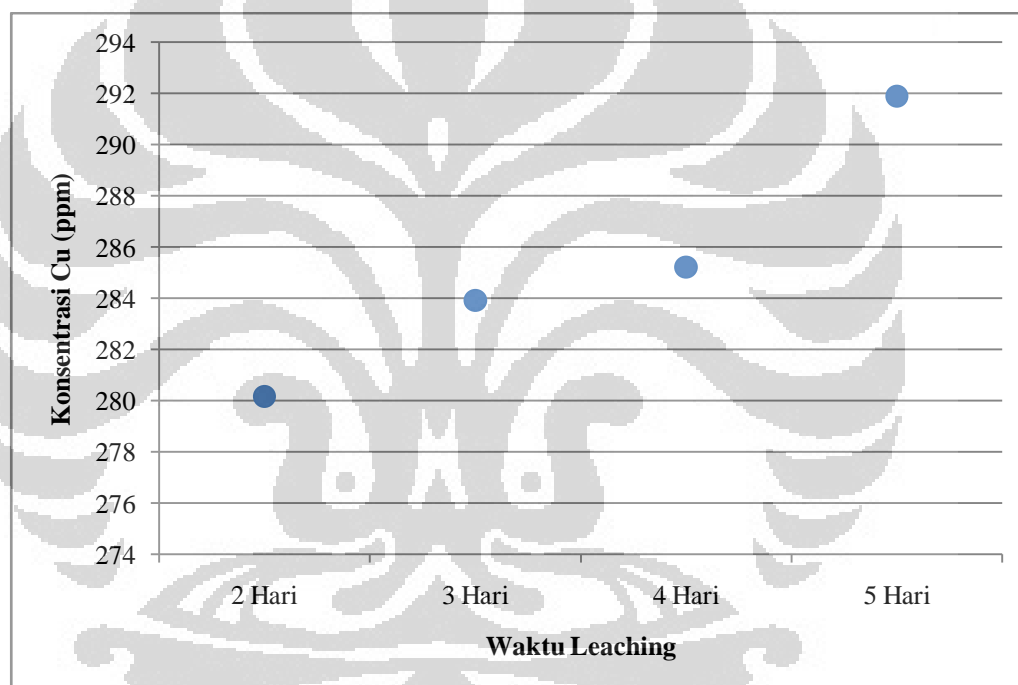
Sehingga didapatkan konsentrasi Cu dalam satuan ppm di tiap sampel, seperti yang terlihat pada Tabel 4.8.

Tabel 4.8 Konsentrasi Cu tiap Sampel Tembaga *Chalcopyrite* dengan Variasi Waktu *Leaching*

Sampel (Variasi Waktu)	[Cu] (ppm)	[Cu] sebelum pengenceran (ppm)
2 Hari	28,018	280,180
3 Hari	28,392	283,920
4 Hari	28,522	285,220
5 Hari	29,189	291,890

Faktor Pengenceran: 10 kali

Jika hasil perhitungan konsentrasi Cu dari Tabel 4.8 dibuat dalam grafik, maka hasilnya menjadi seperti pada Gambar 4.6.



Gambar 4.6 Grafik Konsentrasi Cu dalam Berbagai Waktu *Leaching*

Dari Tabel 4.8 dan Gambar 4.6, hasil pengujian AAS sampel tembaga *chalcopyrite* setelah di-*leaching* dalam berbagai waktu memperlihatkan bahwa:

1. Semakin lama waktu *leaching* yang diaplikasikan, maka semakin tinggi konsentrasi tembaga yang dapat dilepaskan dari mineral *chalcopyrite*.

2. Konsentrasi Cu maksimum didapatkan dari sampel tembaga *chalcopyrite* yang dilarutkan ke dalam FeCl_3 selama 5 hari.

Dari beberapa informasi di atas, dapat disimpulkan bahwa waktu *leaching* atau waktu kontak antara sampel dengan pelarut FeCl_3 dapat memengaruhi konsentrasi tembaga yang dapat dilepaskan dari mineral *chalcopyrite*. Waktu *leaching* dapat memengaruhi hasil *leaching* karena FeCl_3 sebagai pelarut membutuhkan waktu untuk dapat bereaksi dengan logam Cu agar dapat membentuk senyawa CuCl .^[14] Karena proses *leaching chalcopyrite* termasuk ke dalam tipe *chemically controlled process*, yang memiliki kecepatan reaksi kimia (reaksi antar konsentrat dengan pelarut) jauh lebih lambat dibandingkan kecepatan difusi (kemampuan pelarut mencapai permukaan konsentrat), maka waktu kontak sangat dibutuhkan agar proses *leaching* dapat berlangsung optimal. Namun demikian, waktu kontak yang berlebihan antara pelarut FeCl_3 dengan sampel dapat menyebabkan peningkatan persentase pengotor yang ada di dalam larutan, sehingga harus diketahui waktu kontak optimum agar dapat memaksimalkan *recovery* logam tembaga dan meminimalisasi pengotor yang larut.^[8]

BAB 5

KESIMPULAN DAN SARAN

5.1 Kesimpulan

1. Pengolahan mineral sederhana pada bijih tembaga *chalcopyrite* dapat dilakukan dengan dua cara, yaitu kominusi (hingga ukuran 70#) dan klasifikasi (dengan menggunakan media air).
2. Proses klasifikasi dengan menggunakan media air memanfaatkan adanya perbedaan densitas logam pada suatu aliran fluida, partikel dengan densitas besar akan tetap mengendap, sedangkan partikel dengan densitas ringan akan terbawa aliran fluida.
3. Jika dibandingkan dengan kadar awal sampel sebelum klasifikasi, kadar Cu mengalami peningkatan yang cukup berarti, yaitu dari 13,16% menjadi 22,59%. Sedangkan unsur Si, unsur pengotor, mengalami penurunan kadar dari 16,36% menjadi 11,76%. Hal ini membuktikan bahwa akan ada partikel yang mengendap (berat) dan terbawa aliran fluida (ringan).
4. Proses klasifikasi dengan menggunakan media air terbukti dapat mengurangi kadar pengotor yang terdapat pada sampel *chalcopyrite* secara sederhana dan ekonomis.
5. Larutan FeCl_3 dapat digunakan sebagai pelarut logam tembaga karena adanya ion Fe^{3+} atau ion *ferric* sebagai oksidator yang kuat.
6. Berdasarkan hasil pengujian AAS sampel tembaga *chalcopyrite* setelah di-*leaching* dalam berbagai konsentrasi FeCl_3 memperlihatkan bahwa semakin tinggi konsentrasi pelarut FeCl_3 yang digunakan, maka semakin tinggi pula konsentrasi tembaga yang dapat dilepaskan dari mineral *chalcopyrite*.
7. Semakin bertambahnya kandungan ion *ferric* akibat kenaikan konsentrasi FeCl_3 di dalam proses *leaching*, maka akan meningkatkan ratio ion

ferric/ferrous di dalam larutan yang akan mempercepat reaksi berlangsung, prinsip ini disebut juga dengan asas *Le Chatelier*.

8. Berdasarkan hasil pengujian AAS sampel tembaga *chalcopyrite* setelah di-*leaching* dalam berbagai waktu memperlihatkan bahwa semakin lama waktu *leaching* yang diaplikasikan, maka semakin tinggi konsentrasi tembaga yang dapat dilepaskan dari mineral *chalcopyrite*.
9. Waktu *leaching* dapat memengaruhi hasil *leaching* karena FeCl_3 sebagai pelarut membutuhkan waktu untuk dapat bereaksi dengan logam Cu untuk membentuk senyawa CuCl .
10. Konsentrasi Cu maksimum, yaitu 291,89 ppm, didapatkan dari sampel tembaga *chalcopyrite* yang dilarutkan ke dalam FeCl_3 dengan konsentrasi 2M selama 5 hari.

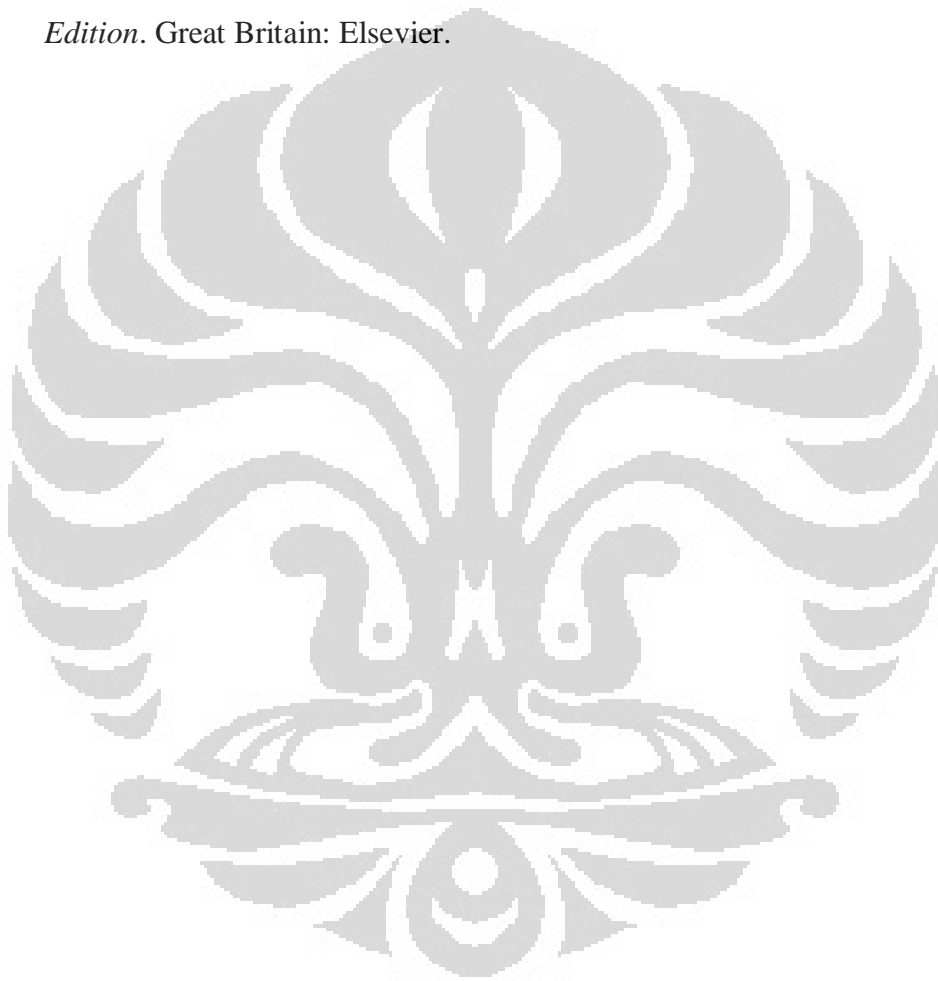
5.2 Saran

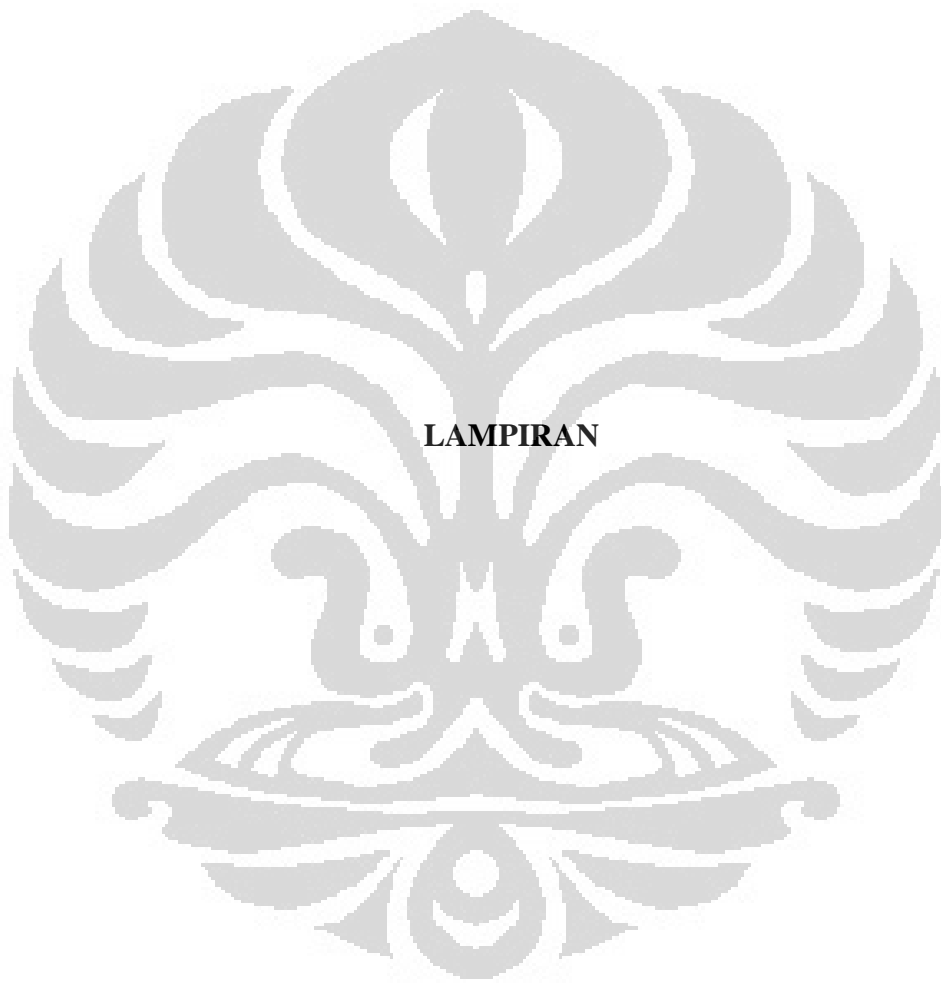
1. Proses pengolahan mineral secara sederhana dapat ditambahkan dengan proses konsentrasi, seperti *magnetic separation*, yang dapat menurunkan kadar pengotor besi (Fe) dalam bijih tembaga *chalcopyrite*.
2. Karena proses *leaching chalcopyrite* termasuk ke dalam tipe *chemically controlled process*, maka proses ini dipengaruhi oleh adanya temperatur (laju reaksi kimia akan naik seiring dengan kenaikan temperatur), sehingga akan lebih baik jika proses *leaching* dapat dilakukan pada temperatur yang lebih tinggi (sekitar 90 °C).
3. Proses lanjutan untuk mendapatkan tembaga murni dapat dilakukan dengan mengaplikasikan proses *electrowinning* pada larutan hasil *leaching*.

DAFTAR PUSTAKA

1. Habashi, Fathi. 1997. *Handbook of Extractive Metallurgy*. Weinheim: Wiley-VCH.
2. International Copper Study Group. 2010. *The World Copper Factbook 2010*. Lisbon: International Copper Study Group.
3. Harvey, Todd J., et al. 2002. *Thermophilic Bioleaching of Chalcopyrite Concentrates with Geocoat[®] Process*. Colorado: GeoBiotics.
4. Prasad S. dan Pandey B. D. 1998. *Alternative Processes For Treatment of Chalcopyrite - A Review*. Jamshedpur: Non-Ferrous Process Division, National Metallurgical Laboratory. 11, 763-781.
5. Wills, Barry A. dan Napier-Munn, Tim. 2006. *Mineral Processing Technology*. Elsevier Science and Technology Books.
6. Prof. Dr. Yavus A. *Chemical Principles of Material Production*. MetE 208.
7. Wening, Elizabeth. 2009. *Studi Pengaruh Klasifikasi Dengan Media Air Pada Bauksit Kabupaten Tayan, Kalimantan Barat*. Depok: Departemen Metalurgi dan Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia.
8. Handaru, Suganta. 2008. *Recovery Nikel dari Bijih Limonite Tereduksi oleh Leaching Amonium Bikarbonat*. Depok: Departemen Metalurgi dan Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia.
9. Busang, Kealeboga dan Poole, Colin. *Ferric Chloride Leaching of Copper from Chalcopyrite*. School of Process, Environmental and Materials Engineering, Faculty of Engineering.
10. Paynter, J.C. 1973. *A Review of Copper Hydrometallurgy*. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. 158-170.
11. Wang, Shijie. 2005. *Copper Leaching from Chalcopyrite Concentrates*. Utah: Kennecott Utah Copper Corporation. 48-51.

12. Nurjaya, Dwi Marta. 2012. *Material Characterization 2 – Scanning Electron Microscope*. Depok: Departemen Metalurgi dan Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia.
13. Nurjaya, Dwi Marta. 2012. *Material Characterization 2 – Atomic Spectroscopy*. Depok: Departemen Metalurgi dan Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia.
14. Davenport, William G., *et al.* 2011. *Extractive Metallurgy of Copper fifth Edition*. Great Britain: Elsevier.





LAMPIRAN

SEMQuant results. Listed at 15:43:11 on 19/03/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: chalcopyrite awal-1

System resolution = 61 eV

Quantitative method: ZAF (3 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

Standards :

C K Carbon Low 13/09/06
O K AL2O3 20/05/11
Mg K Magnesium Oxide 20/05/11
Al K AL2O3 20/05/11
Si K Jadeite 18/05/11
S K FeS2 18/05/11
Fe K FeS2 18/05/11
Cu K Copper 18/05/11

Elmt	Spect. Type	Element %	Atomic %
C K	ED	6.16	11.89
O K	ED	34.10	49.43
Mg K	ED	1.77	1.69
Al K	ED	13.50	11.60
Si K	ED	14.49	11.96
S K	ED	5.79	4.19
Fe K	ED	8.02	3.33
Cu K	ED	16.18	5.91
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

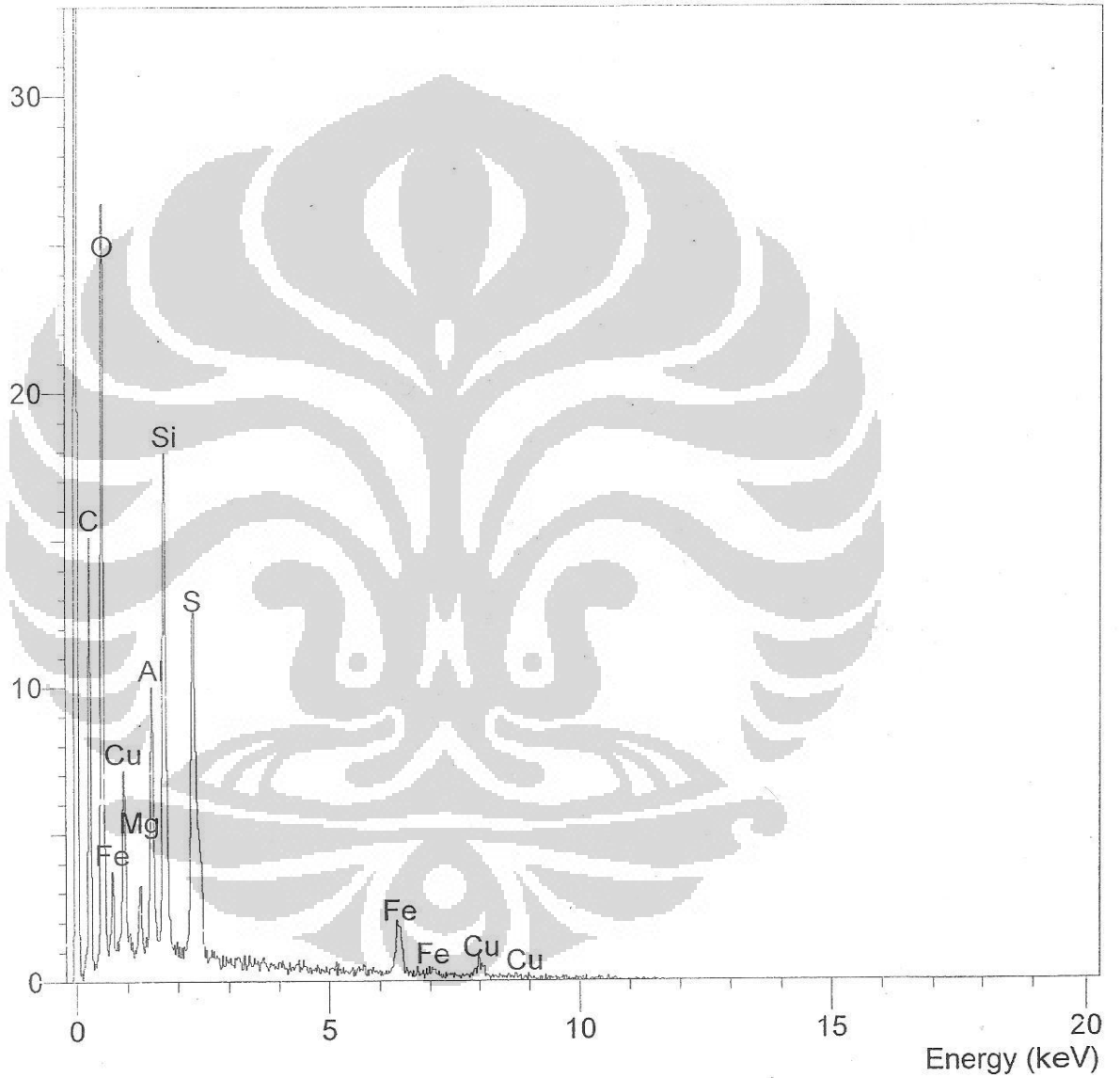
Operator : Ferdian

Client : Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI

Job : Energy Dispersive X-ray Analysis

chalcopyrite awal-1 (19/03/12 15:02)

cps



SEMQuant results. Listed at 15:43:34 on 19/03/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: chalcopyrite awal-2

System resolution = 61 eV

Quantitative method: ZAF (4 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

Standards :

C K	Carbon Low 13/09/06
O K	AL2O3 20/05/11
Mg K	Magnesium Oxide 20/05/11
Al K	AL2O3 20/05/11
Si K	Jadeite 18/05/11
P K	GaP 18/05/11
S K	FeS2 18/05/11
Ca K	Wollastonite 18/05/11
Fe K	FeS2 18/05/11
Cu K	Copper 18/05/11

Elmt	Spect. Type	Element %	Atomic %
C K	ED	4.19	7.67
O K	ED	40.85	56.20
Mg K	ED	1.02	0.92
Al K	ED	15.08	12.30
Si K	ED	16.34	12.80
P K	ED	1.45	1.03
S K	ED	3.12	2.14
Ca K	ED	2.36	1.30
Fe K	ED	5.15	2.03
Cu K	ED	10.45	3.62
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

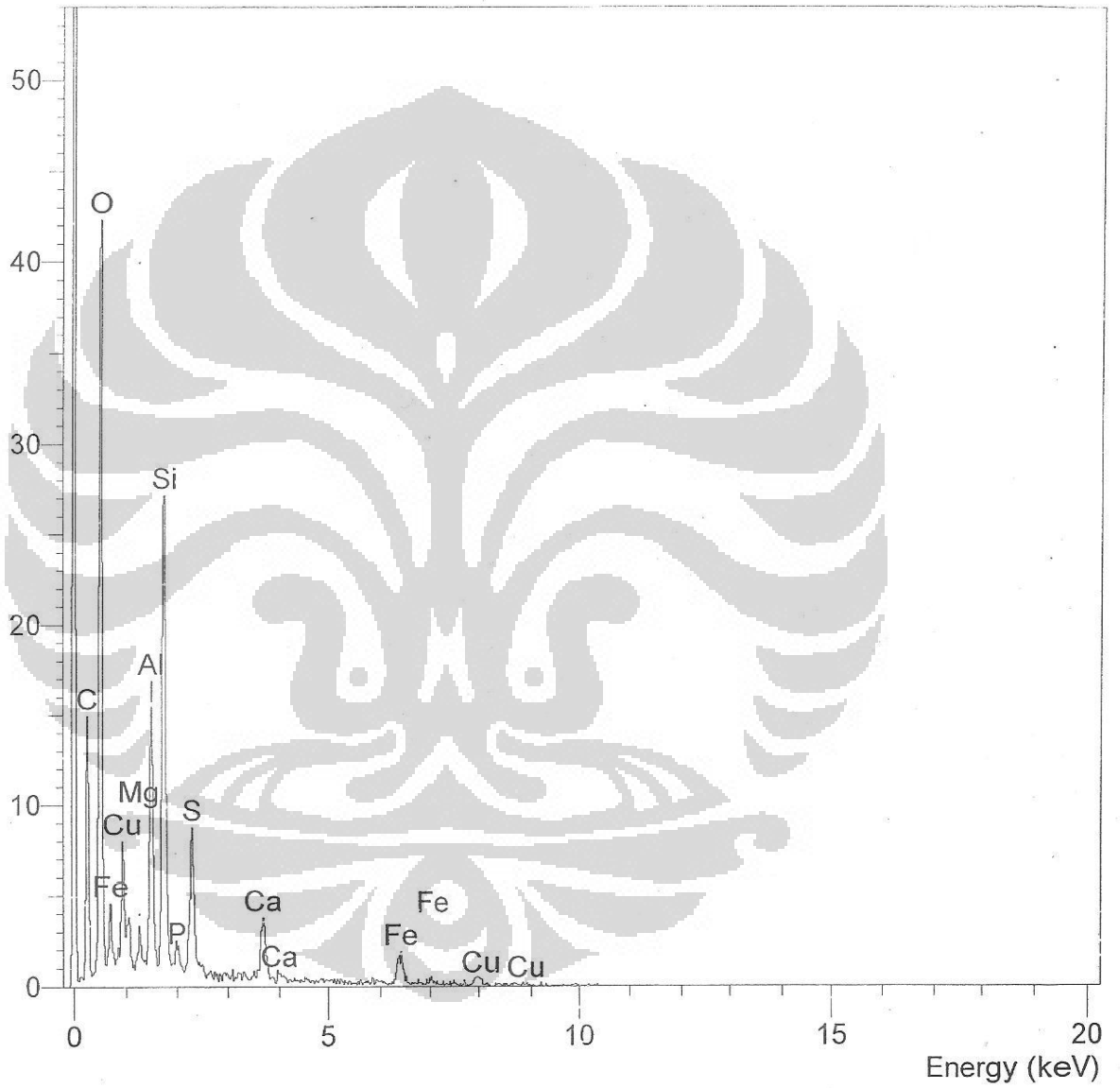
Operator : Ferdian

Client : Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI

Job : Energy Dispersive X-ray Analysis

chalcopyrite awal-2 (19/03/12 15:03)

cps



SEMQuant results. Listed at 15:43:55 on 19/03/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: chalcopyrite awal-3

System resolution = 61 eV

Quantitative method: ZAF (4 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

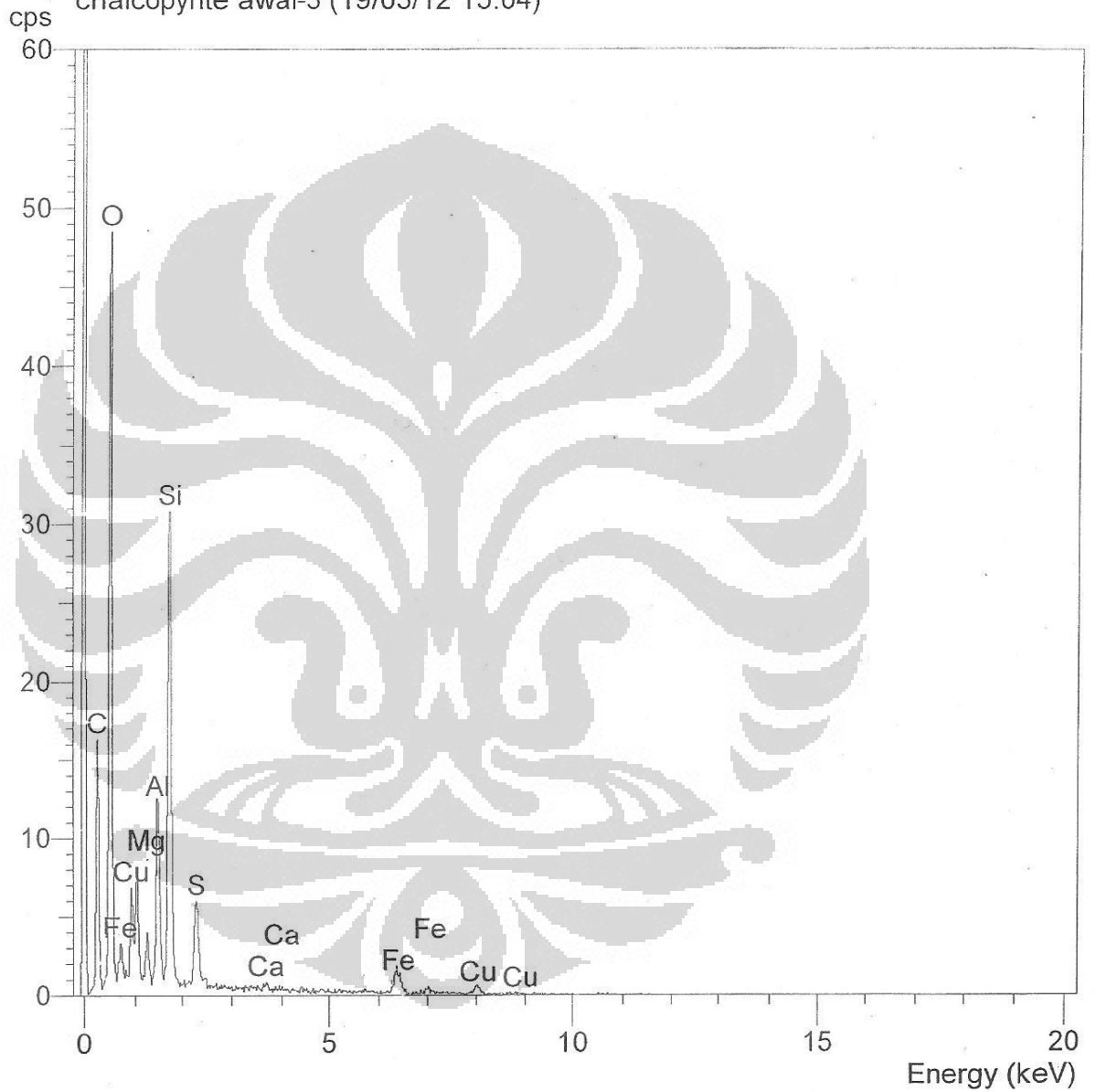
Standards :

C K Carbon Low 13/09/06
O K AL2O3 20/05/11
Mg K Magnesium Oxide 20/05/11
Al K AL2O3 20/05/11
Si K Jadeite 18/05/11
S K FeS2 18/05/11
Ca K Wollastonite 18/05/11
Fe K FeS2 18/05/11
Cu K Copper 18/05/11

Elmt	Spect.	Element	Atomic
	Type	%	%
C K	ED	4.17	7.55
O K	ED	43.10	58.59
Mg K	ED	1.55	1.39
Al K	ED	13.01	10.49
Si K	ED	18.26	14.14
S K	ED	2.28	1.54
Ca K	ED	0.29	0.16
Fe K	ED	4.50	1.75
Cu K	ED	12.84	4.40
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

Operator : Ferdian
Client : Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job : Energy Dispersive X-ray Analysis
chalcopyrite awal-3 (19/03/12 15:04)



SEMQuant results. Listed at 15:41:58 on 19/03/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: erwin-chalcopyrite-wadah 1-1

System resolution = 61 eV

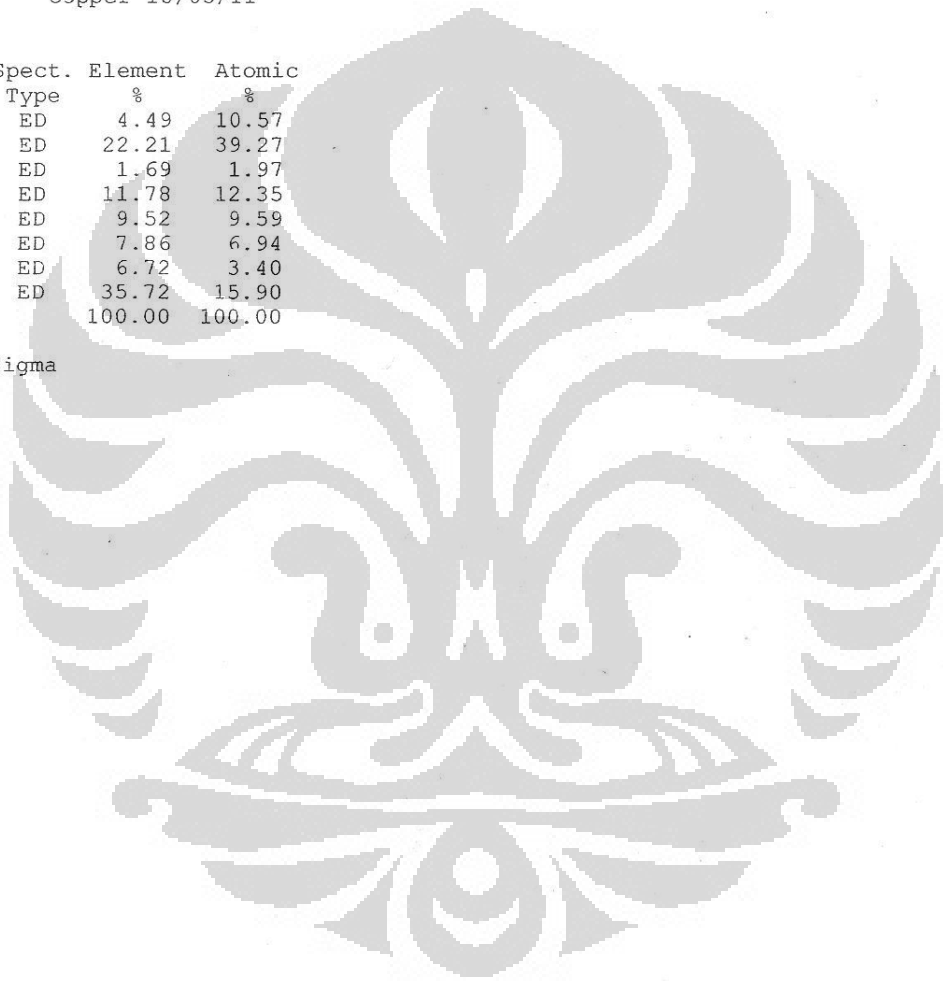
Quantitative method: ZAF (3 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

Standards :

C K Carbon Low 13/09/06
O K AL2O3 20/05/11
Mg K Magnesium Oxide 20/05/11
Al K AL2O3 20/05/11
Si K Jadeite 18/05/11
S K FeS2 18/05/11
Fe K FeS2 18/05/11
Cu K Copper 18/05/11

Elmt	Spect.	Element	Atomic
	Type	%	%
C K	ED	4.49	10.57
O K	ED	22.21	39.27
Mg K	ED	1.69	1.97
Al K	ED	11.78	12.35
Si K	ED	9.52	9.59
S K	ED	7.86	6.94
Fe K	ED	6.72	3.40
Cu K	ED	35.72	15.90
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma



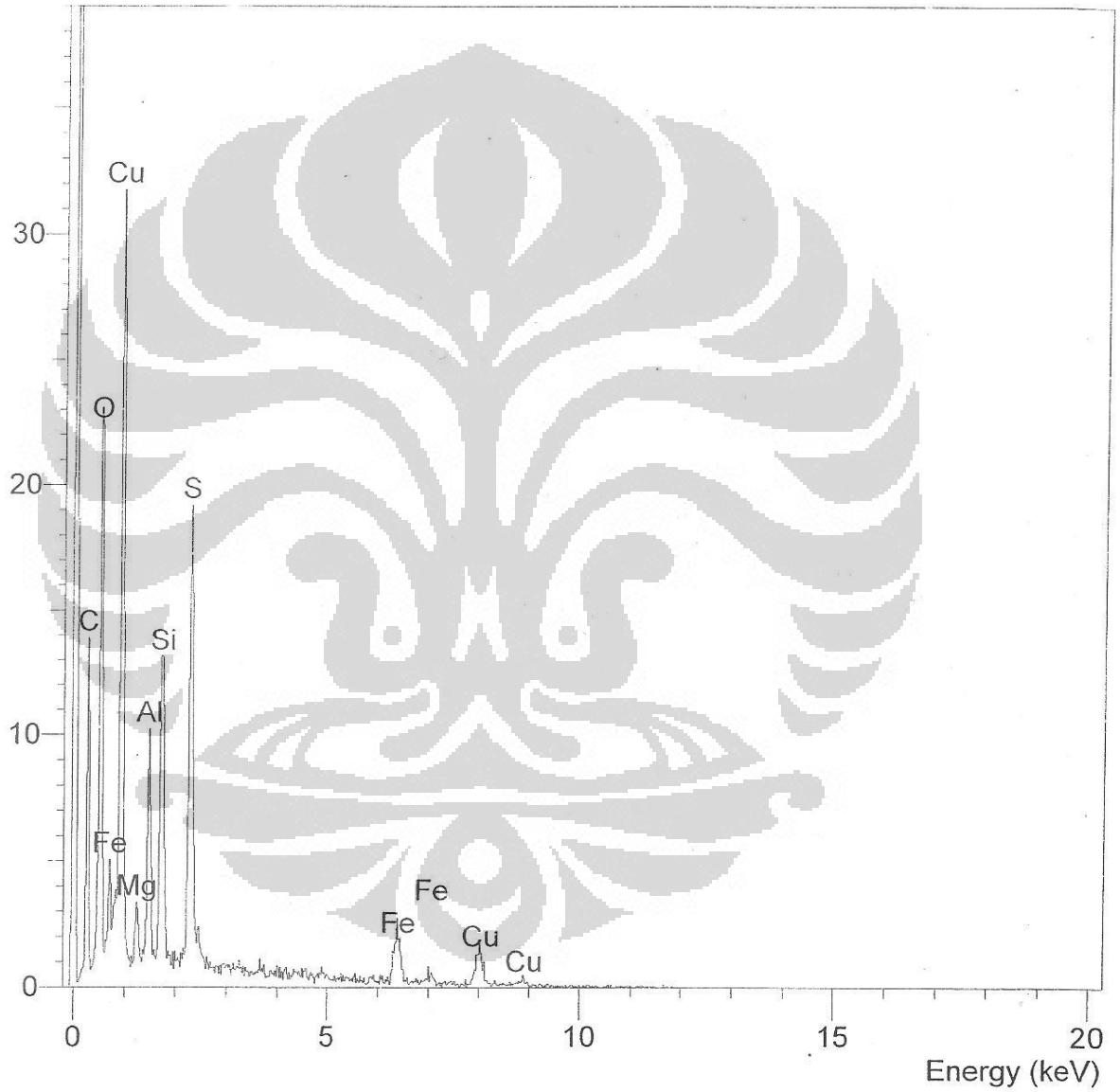
Operator : Ferdian

Client : Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI

Job : Energy Dispersive X-ray Analysis

erwin-chalcopyrite-wadah 1-1 (19/03/12 14:54)

cps



SEMQuant results. Listed at 15:42:18 on 19/03/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: erwin-chalcopyrite-wadah 1-2

System resolution = 61 eV

Quantitative method: ZAF (4 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

1 peak possibly omitted: 3.72 keV

Standards :

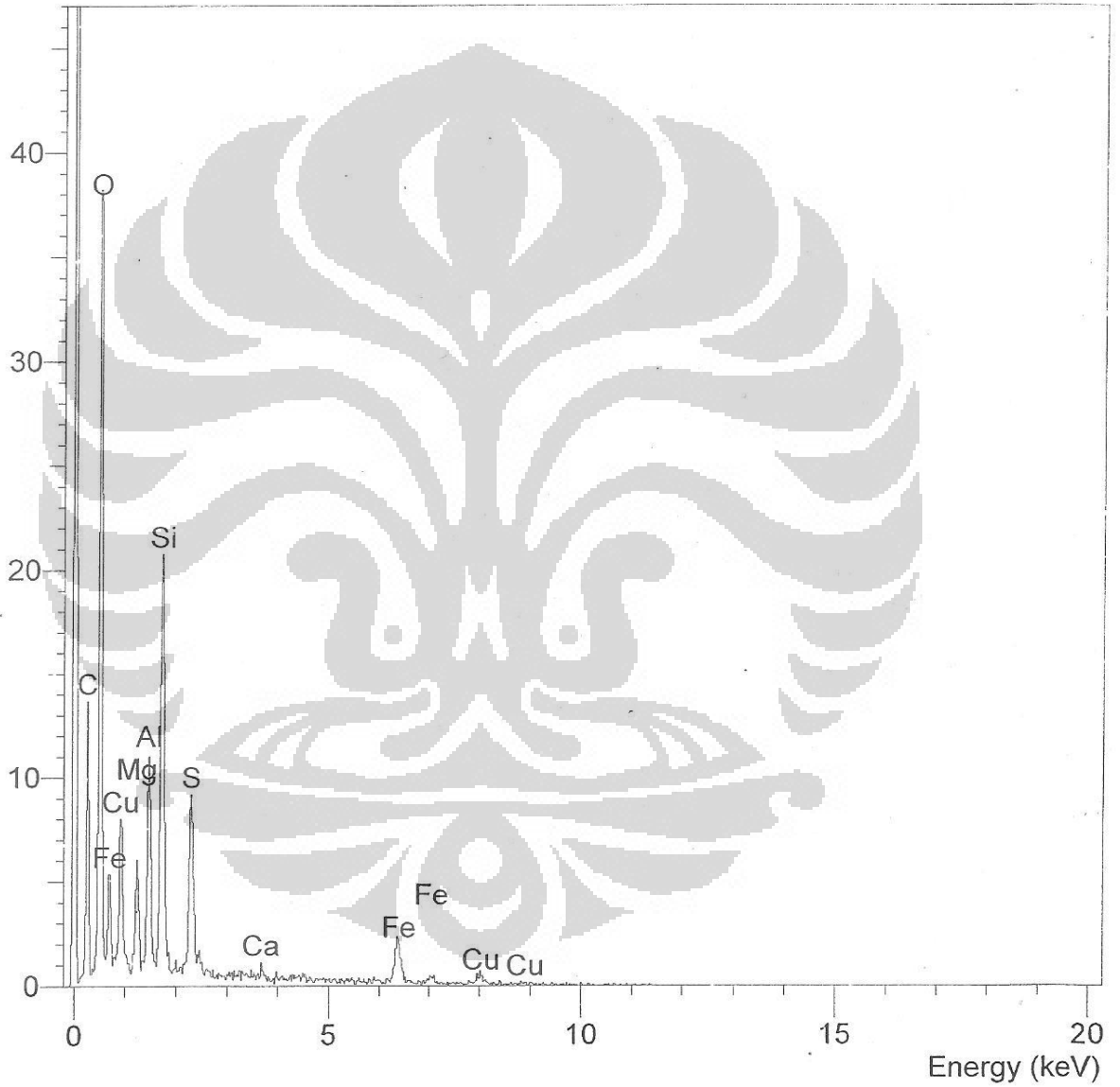
C K	Carbon Low 13/09/06
O K	AL2O3 20/05/11
Mg K	Magnesium Oxide 20/05/11
Al K	AL2O3 20/05/11
Si K	Jadeite 18/05/11
S K	FeS2 18/05/11
Fe K	FeS2 18/05/11
Cu K	Copper 18/05/11

Elmt	Spect. Type	Element %	Atomic %
C K	ED	4.45	8.15
O K	ED	41.26	56.82
Mg K	ED	3.38	3.06
Al K	ED	13.02	10.63
Si K	ED	14.68	11.52
S K	ED	4.08	2.80
Fe K	ED	7.88	3.11
Cu K	ED	11.25	3.90
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

Operator : Ferdian
Client : Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job : Energy Dispersive X-ray Analysis
erwin-chalcopyrite-wadah 1-2 (19/03/12 14:56)

cps



SEMQuant results. Listed at 15:42:28 on 19/03/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: erwin-chalcopyrite-wadah 1-3

System resolution = 61 eV

Quantitative method: ZAF (3 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

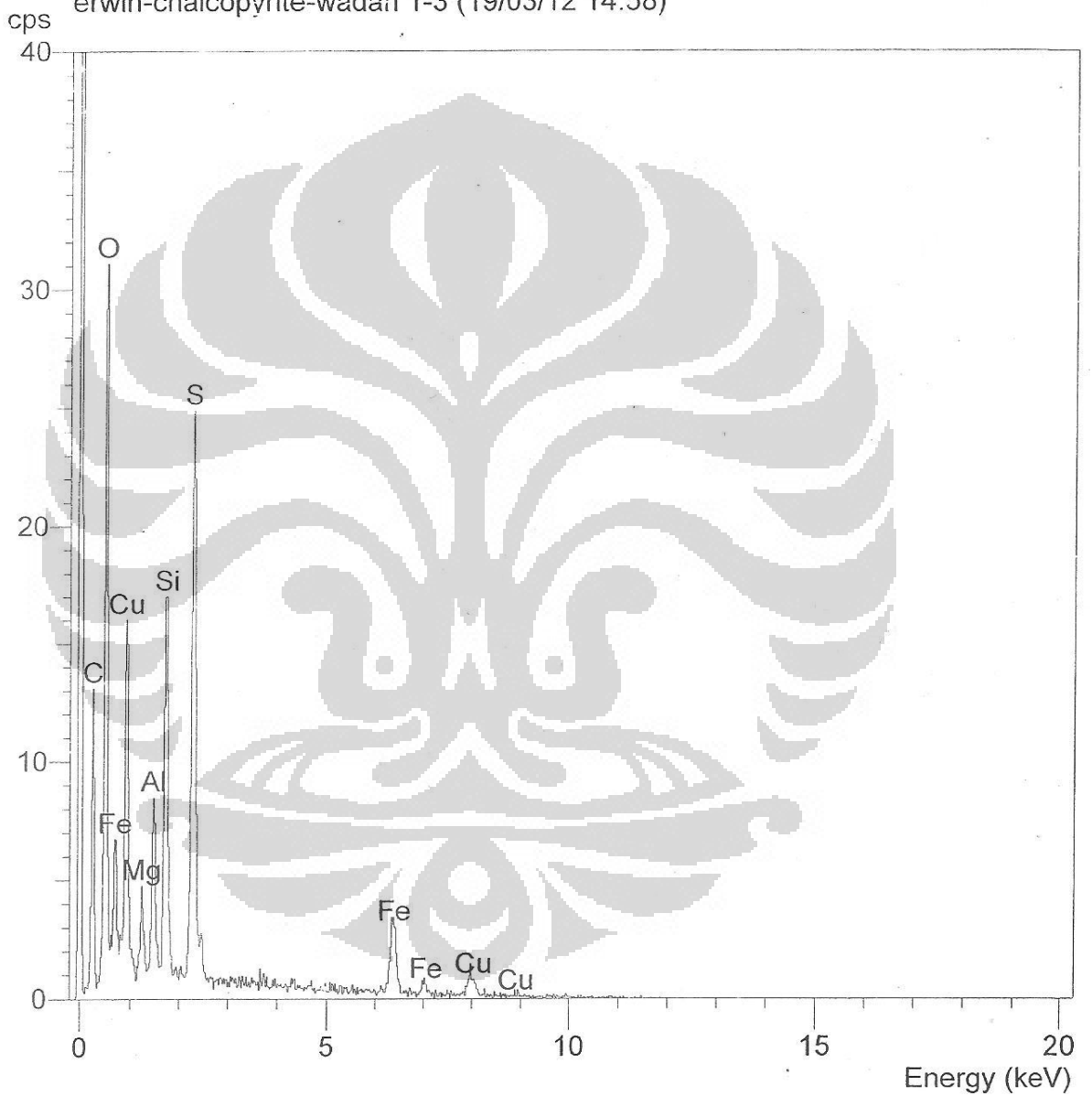
Standards :

C K Carbon Low 13/09/06
O K AL2O3 20/05/11
Mg K Magnesium Oxide 20/05/11
Al K AL2O3 20/05/11
Si K Jadeite 18/05/11
S K FeS2 18/05/11
Fe K FeS2 18/05/11
Cu K Copper 18/05/11

Elmt	Spect. Type	Element %	Atomic %
C K	ED	4.55	9.55
O K	ED	30.56	48.15
Mg K	ED	2.27	2.35
Al K	ED	9.06	8.47
Si K	ED	11.07	9.93
S K	ED	10.48	8.24
Fe K	ED	11.21	5.06
Cu K	ED	20.80	8.25
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

Operator : Ferdian
Client : Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job : Energy Dispersive X-ray Analysis
erwin-chalcopyrite-wadah 1-3 (19/03/12 14:58)



SEMQuant results. Listed at 15:42:38 on 19/03/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: erwin-chalcopyrite-wadah 2-1

System resolution = 61 eV

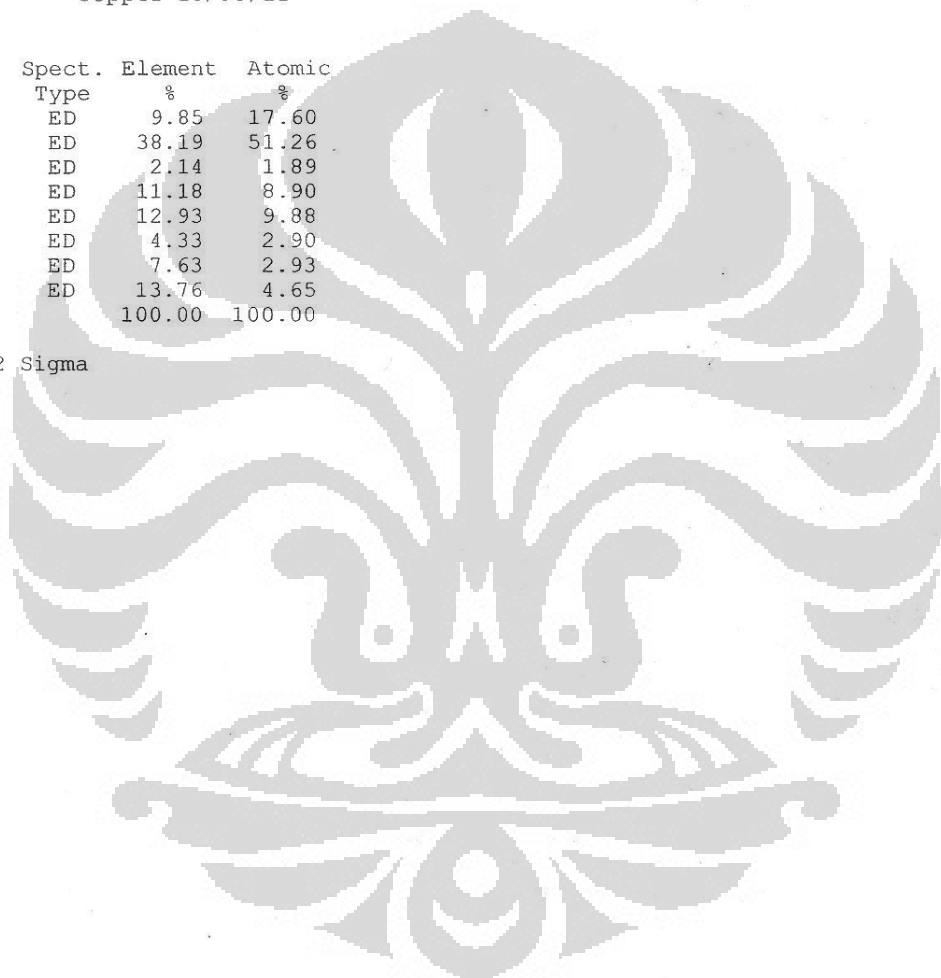
Quantitative method: ZAF (4 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

Standards :

C K Carbon Low 13/09/06
O K AL2O3 20/05/11
Mg K Magnesium Oxide 20/05/11
Al K AL2O3 20/05/11
Si K Jadeite 18/05/11
S K FeS2 18/05/11
Fe K FeS2 18/05/11
Cu K Copper 18/05/11

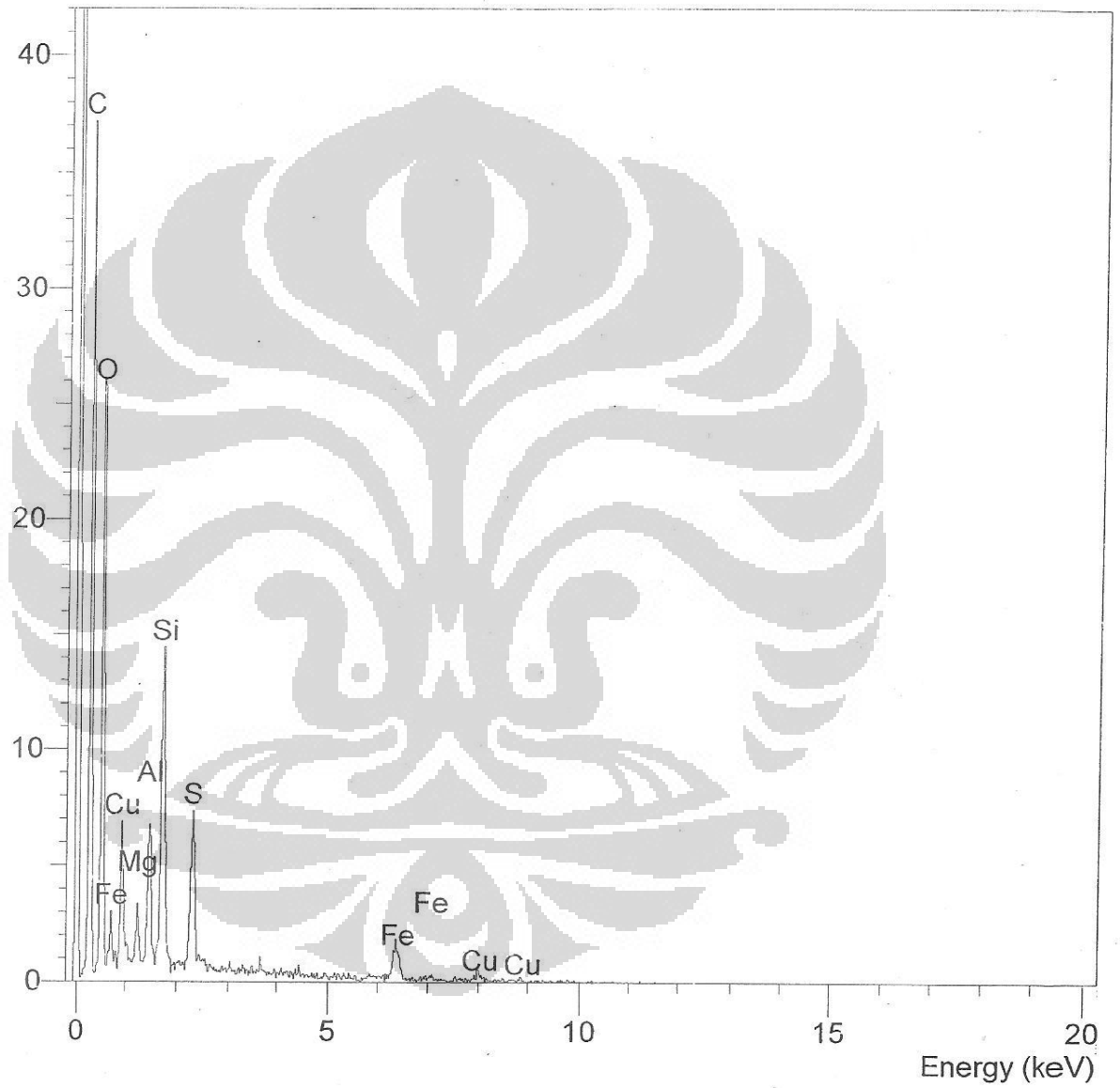
Elmt	Spect. Type	Element %	Atomic %
C K	ED	9.85	17.60
O K	ED	38.19	51.26
Mg K	ED	2.14	1.89
Al K	ED	11.18	8.90
Si K	ED	12.93	9.88
S K	ED	4.33	2.90
Fe K	ED	7.63	2.93
Cu K	ED	13.76	4.65
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma



Operator : Ferdian
Client : Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job : Energy Dispersive X-ray Analysis
erwin-chalcopyrite-wadah 2-1 (19/03/12 14:59)

cps



SEMQuant results. Listed at 15:42:48 on 19/03/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: erwin-chalcopyrite-wadah 2-2

System resolution = 61 eV

Quantitative method: ZAF (4 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

Standards :

C K	Carbon Low 13/09/06
O K	AL2O3 20/05/11
Mg K	Magnesium Oxide 20/05/11
Al K	AL2O3 20/05/11
Si K	Jadeite 18/05/11
S K	FeS2 18/05/11
Fe K	FeS2 18/05/11
Cu K	Copper 18/05/11

Elmt	Spect. Type	Element %	Atomic %
C K	ED	7.98	14.61
O K	ED	38.60	53.07
Mg K	ED	2.26	2.05
Al K	ED	10.67	8.70
Si K	ED	13.49	10.57
S K	ED	3.79	2.60
Fe K	ED	7.62	3.00
Cu K	ED	15.59	5.40
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

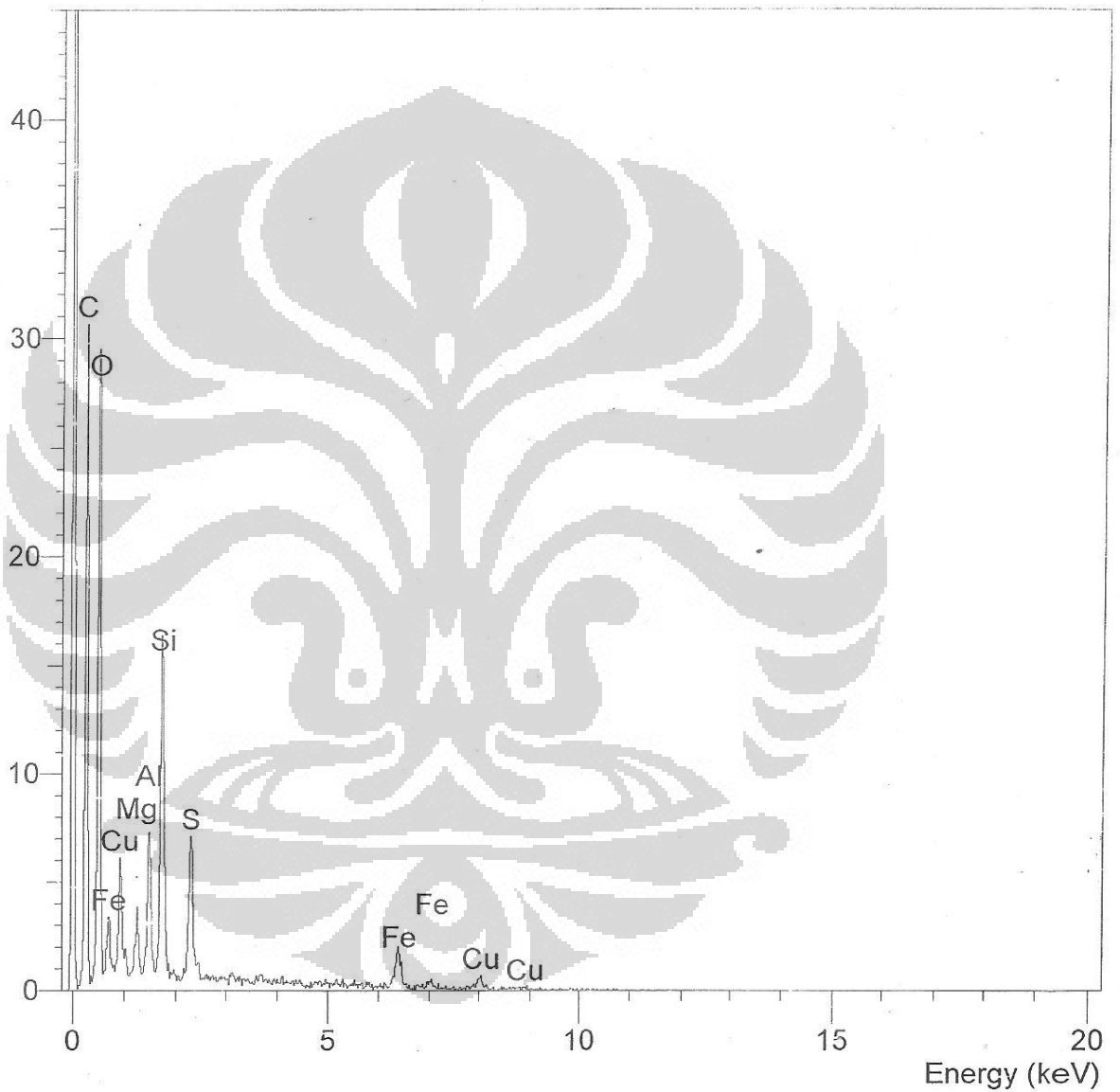
Operator : Ferdian

Client : Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI

Job : Energy Dispersive X-ray Analysis

erwin-chalcopyrite-wadah 2-2 (19/03/12 15:00)

cps



SEMQuant results. Listed at 15:43:00 on 19/03/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: erwin-chalcopyrite-wadah 2-3

System resolution = 61 eV

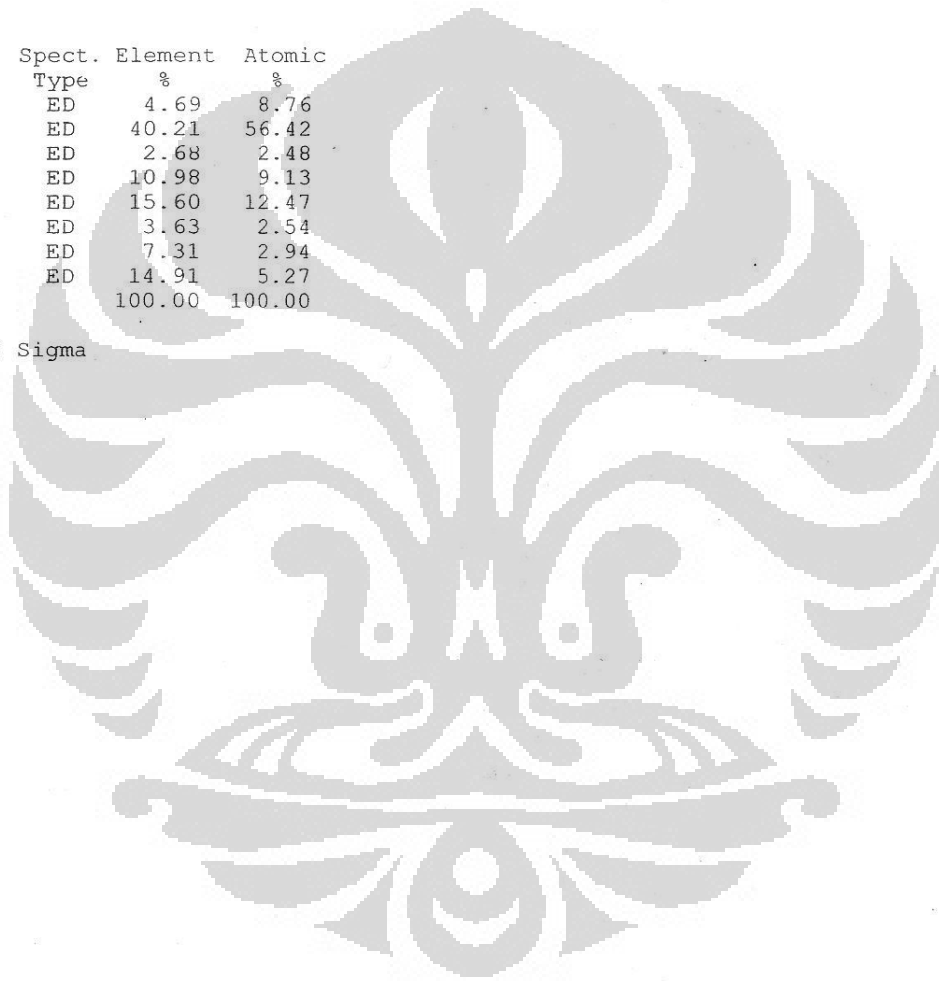
Quantitative method: ZAF (4 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

Standards :

C K Carbon Low 13/09/06
O K AL2O3 20/05/11
Mg K Magnesium Oxide 20/05/11
Al K AL2O3 20/05/11
Si K Jadeite 18/05/11
S K FeS2 18/05/11
Fe K FeS2 18/05/11
Cu K Copper 18/05/11

Elmt	Spect. Type	Element %	Atomic %
C K	ED	4.69	8.76
O K	ED	40.21	56.42
Mg K	ED	2.68	2.48
Al K	ED	10.98	9.13
Si K	ED	15.60	12.47
S K	ED	3.63	2.54
Fe K	ED	7.31	2.94
Cu K	ED	14.91	5.27
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma



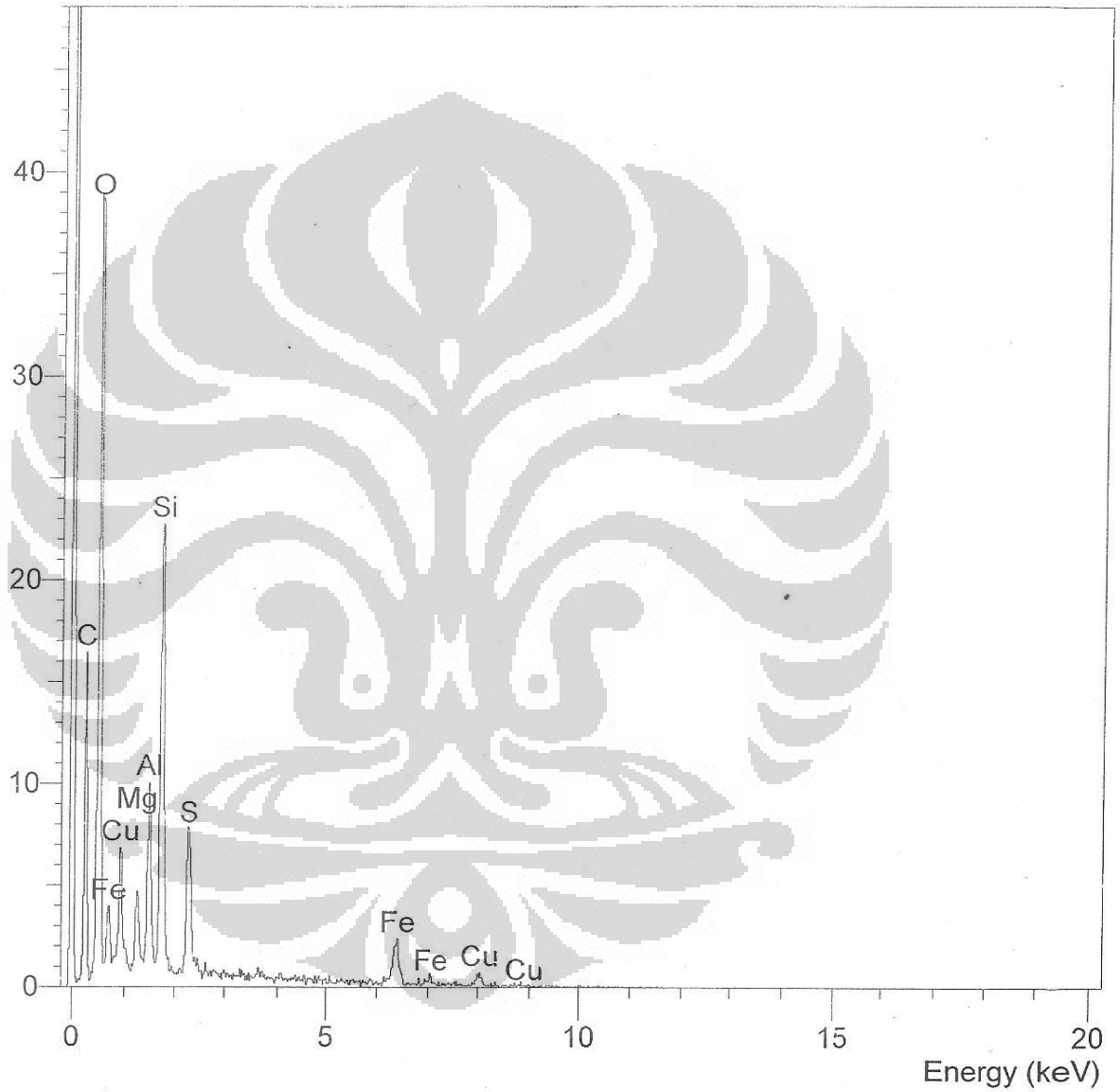
Operator : Ferdian

Client : Departemen Teknik Metalurgi dan Material FTUI

Job : Energy Dispersive X-ray Analysis

erwin-chalcopyrite-wadah 2-3 (19/03/12 15:01)

cps



=====
Analysis BegunLogged In Analyst: dell
Technique: AA Flame
Spectrometer Model: AAnalyst 400, S/N 201S11112201Autosampler Model:Sample Information File: C:\data-AA\dell\Sample Information\Chalcopyrite.sif
Batch ID:
Results Data Set:
Results Library:=====
Method LoadedMethod Name: Chalcopyrite
Method Last Saved: 6/6/2012 11:40:22 AM
Method Description: Penentuan Cu dalam chalcopyrite=====
Sequence No.: 1
Sample ID: Cu 0 ppm
Analyst:
Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 11:40:28 AM
Data Type: Original-----
Replicate Data: Cu 0 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	Blncorr Signal	Time	Signal Stored
1		[0]	0.100	11:40:32	No
2		[0]	0.100	11:40:36	No
3		[0]	0.100	11:40:41	No
Mean:		[0]	0.100		
SD:		0	0.0001		
%RSD:		0	0.07		

Standard number 1 not applied. [0]

No calibration because the signs of absorbance and concentration may differ.

=====
Sequence No.: 2
Sample ID: Cu 10 ppm
Analyst:
Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 11:41:05 AM
Data Type: Original-----
Replicate Data: Cu 10 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	Blncorr Signal	Time	Signal Stored
1		[10]	1.022	11:41:06	No
2		[10]	1.015	11:41:11	No
3		[10]	1.015	11:41:15	No
Mean:		[10]	1.018		
SD:		0	0.0040		
%RSD:		0	0.39		

Standard number 2 not applied. [10]

No calibration because an error occurred in the least squares routine.

=====
Sequence No.: 3
Sample ID: Cu 20 ppm
Analyst:
Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 11:41:32 AM
Data Type: Original-----
Replicate Data: Cu 20 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	Blncorr Signal	Time	Signal Stored
1		[20]	1.670	11:41:32	No
2		[20]	1.671	11:41:36	No
3		[20]	1.671	11:41:40	No
Mean:		[20]	1.671		
SD:		0	0.0007		

%RSD: 0 0.04

Standard number 3 not applied. [20]

No calibration because an error occurred in the least squares routine.

Sequence No.: 4

Sample ID: Cu 30 ppm

Analyst:

Autosampler Location:

Date Collected: 6/6/2012 11:41:59 AM

Data Type: Original

Replicate Data: Cu 30 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1		[30]	1.931	11:42:00	No
2		[30]	1.934	11:42:04	No
3		[30]	1.932	11:42:09	No
Mean:		[30]	1.932		
SD:		0	0.0016		
%RSD:		0	0.08		

Standard number 4 not applied. [30]

No calibration because an error occurred in the least squares routine.

Sequence No.: 5

Sample ID: Cu 40 ppm

Analyst:

Autosampler Location:

Date Collected: 6/6/2012 11:42:27 AM

Data Type: Original

Replicate Data: Cu 40 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1		[40]	2.112	11:42:27	No
2		[40]	2.099	11:42:32	No
3		[40]	2.093	11:42:36	No
Mean:		[40]	2.102		
SD:		0	0.0098		
%RSD:		0	0.47		

Standard number 5 not applied. [40]

No calibration because an error occurred in the least squares routine.

Sequence No.: 6

Sample ID: Cu 50 ppm

Analyst:

Autosampler Location:

Date Collected: 6/6/2012 11:42:52 AM

Data Type: Original

Replicate Data: Cu 50 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1		[50]	2.133	11:42:53	No
2		[50]	2.130	11:42:58	No
3		[50]	2.127	11:43:02	No
Mean:		[50]	2.130		
SD:		0	0.0028		
%RSD:		0	0.13		

Standard number 6 not applied. [50]

No calibration because an error occurred in the least squares routine.

Sequence No.: 7

Sample ID: Erwin 1

Analyst:

Autosampler Location:

Date Collected: 6/6/2012 11:44:19 AM

Data Type: Original

Replicate Data: Erwin 1

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
--------	-----------------	---------------	----------------	------	---------------

1	2.054	11:44:21	No
2	2.050	11:44:25	No
3	2.055	11:44:29	No
Mean:	2.053		
SD:	0.0027		
%RSD:	0.13		

Sequence No.: 8
 Sample ID: Erwin 2
 Analyst:

Autosampler Location:
 Date Collected: 6/6/2012 11:45:20 AM
 Data Type: Original

Replicate Data: Erwin 2

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1			2.038	11:45:22	No
2			2.039	11:45:26	No
3			2.038	11:45:30	No
Mean:			2.038		
SD:			0.0007		
%RSD:			0.03		

Sequence No.: 9
 Sample ID: Erwin 3
 Analyst:

Autosampler Location:
 Date Collected: 6/6/2012 11:46:17 AM
 Data Type: Original

Replicate Data: Erwin 3

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1			1.995	11:46:18	No
2			1.994	11:46:22	No
3			1.994	11:46:27	No
Mean:			1.994		
SD:			0.0008		
%RSD:			0.04		

Sequence No.: 10
 Sample ID: Erwin 4
 Analyst:

Autosampler Location:
 Date Collected: 6/6/2012 11:47:24 AM
 Data Type: Original

Replicate Data: Erwin 4

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1			1.855	11:47:26	No
2			1.915	11:47:30	No
3			1.920	11:47:34	No
Mean:			1.897		
SD:			0.0365		
%RSD:			1.92		

Sequence No.: 11
 Sample ID: Erwin 5
 Analyst:

Autosampler Location:
 Date Collected: 6/6/2012 11:48:22 AM
 Data Type: Original

Replicate Data: Erwin 5

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1			2.010	11:48:23	No
2			2.014	11:48:27	No
3			2.011	11:48:32	No

Mean: 2.012
SD: 0.0020
%RSD: 0.10

=====
Sequence No.: 12
Sample ID: Erwin 6
Analyst:

=====
Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 11:49:49 AM
Data Type: Original

Replicate Data: Erwin 6

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1			2.010	11:49:50	No
2			2.001	11:49:54	No
3			2.000	11:49:59	No
Mean:			2.004		
SD:			0.0057		
%RSD:			0.28		

=====
Sequence No.: 13
Sample ID: Erwin 7
Analyst:

=====
Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 11:50:44 AM
Data Type: Original

Replicate Data: Erwin 7

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1			1.982	11:50:46	No
2			1.982	11:50:50	No
3			1.979	11:50:54	No
Mean:			1.981		
SD:			0.0017		
%RSD:			0.08		