



UNIVERSITAS INDONESIA

**ANALISIS KUALITATIF PEMANGGANGAN BIJIH TEMBAGA
KALKOPIRIT DENGAN BEBERAPA VARIASI WAKTU SERTA
LEACHING DENGAN ASAM SULFAT 2 MOLAR**

SKRIPSI

DAVID NATANAEL

0806331475

**FAKULTAS TEKNIK
DEPARTEMEN METALURGI DAN MATERIAL**

**DEPOK
JULI 2012**



UNIVERSITAS INDONESIA

**ANALISIS KUALITATIF PEMANGGANGAN BIJIH TEMBAGA
KALKOPIRIT DENGAN BEBERAPA VARIASI WAKTU SERTA
LEACHING DENGAN ASAM SULFAT 2 MOLAR**

SKRIPSI

Diajukan sebagai salah satu syarat untuk memperoleh gelar Sarjana Teknik

DAVID NATANAEL

0806331475

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 : David Natanael

NPM : 0806331475

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 Kualitatif Pemanggangan Bijih Tembaga Kalkopirit
dengan Beberapa Variasi Waktu seta Leaching dengan Asam
Sulfat 2 Molar

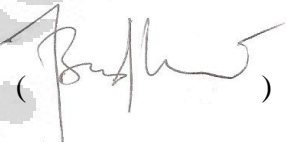
Telah berhasil dipertahankan di hadapan Dewan Penguji dan diterima sebagai bagian persyaratan yang diperlukan untuk memperoleh gelar Sarjana Teknik pada Program Studi Teknik Metalurgi dan Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia.

DEWAN PENGUJI

Pembimbing : Prof. Dr. Ir. Johnny Wahyuadi S. M., 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 Kualitatif Pemanggangan Bijih Tembaga Kalkopirit Dengan Beberapa Variasi Waktu Serta *Leaching* dengan Asam Sulfat 2 Molar 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 Soedarsono M., 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. Erwin, 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 : David Natanael

NPM : 0806331475

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 KUALITATIF PEMANGGANGAN BIJIH TEMBAGA
KALKOPIRIT DENGAN BEBERAPA VARIASI WAKTU SERTA
LEACHING DENGAN ASAM SULFAT 2 MOLAR**

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,



(David Natanael)

ABSTRAK

Nama : David Natanael V
Program Studi : Teknik Metalurgi dan Material
Judul Skripsi : Analisis Kualitatif Pemanggangan Bijih Tembaga Kalkopirit dengan Beberapa Variasi Waktu serta Leaching dengan Asam Sulfat 2 Molar

Chalcopyrite merupakan deposit bijih tembaga terbanyak di muka bumi. Indonesia merupakan salah satu negara yang memiliki cadangan *Chalcopyrite* yang cukup banyak. Namun proses pengolahan *Chalcopyrite* yang ada saat ini relatif memerlukan teknologi yang modern dan mahal, seperti penggunaan teknologi *smelting*. Hal tersebut mengakibatkan industri pertambangan kecil tidak bisa mengolah bijih *Chalcopyrite* tersebut.

Pada penelitian ini dilakukan beberapa percobaan meliputi penggabungan metode pirometalurgi dan hidrometalurgi. Bijih *Chalcopyrite* di *roasting* pada suhu 850 °C selama 0, 10, 20, dan 30 menit, kemudian bijih tersebut di *leaching* menggunakan asam sulfat 2 Molar. *Chalcopyrite* yang di *roasting* tersebut diuji dengan *X-Ray Diffraction* (XRD) dan *Energy Dispersive X-Ray* (EDX) untuk mengetahui perubahan fasa dan perubahan kadar Cu setelah *roasting*. Selain itu pengujian *Atomic Absorption Spectrophotometer* (AAS) dilakukan untuk mengetahui Cu yang terlarut saat *leaching*, dengan H₂SO₄ 2 Molar selama 5 hari, terhadap bijih yang telah di *roasting*.

Hasil penelitian menunjukkan terjadi perubahan fasa CuFeS₂ menjadi Cu₂S dan Fe₂O₃. Bijih *Chalcopyrite* yang di *roasting* 30 menit memiliki kelarutan Cu yang paling tinggi pada *pregnant leached solution* (PLS) dibandingkan sampel yang lain.

Kata kunci: *chalcopyrite*, *roasting*, *leaching*, asam sulfat, transformasi fasa

ABSTRACT

Name : David Natanael V
Program of Study : Metallurgy and Materials Engineering
Title : Qualitative Analysis of Roasting of Chalcopyrite Copper Ore with Several Roasting Time Variation and Continued with Leaching by Sulphuric Acid at 2 Molar

Chalcopyrite is the largest copper ore deposits in the earth. Indonesia is one of countries that has enough reserves of chalcopyrite. However, the existing processing of Chalcopyrite is relatively requiring a modern and expensive technology. This resulted a small mining industry could not process the chalcopyrite ore.

This study was conducted by a few experiments that include of combining pyrometallurgical and hydrometallurgical methods. Chalcopyrite ore was roasted at 850 °C for 0, 10, 20 and 30 minutes, then the ore was leached by sulphuric acid at 2 molar. The roasted chalcopyrite was tested by X-Ray Diffraction (XRD) and Energy Dispersive X-Ray (EDX) to analyze the changes of phase and the changes of Cu levels after roasting. Besides of that, Atomic Absorption Spectrophotometer (AAS) testing was performed to determine Cu levels that dissolved after the leaching of the roasted ore with H₂SO₄ at 2 Molar for 5 days.

The results showed that CuFeS₂ phase change into Cu₂S and Fe₂O₃. The roasted chalcopyrite with 30 minutes roasting time have the highest solubility of Cu in the pregnant leach solution (PLS) than the other samples.

Keyword: chalcopyrite, roasting, leaching, sulphuric acid, phase transformation

DAFTAR ISI

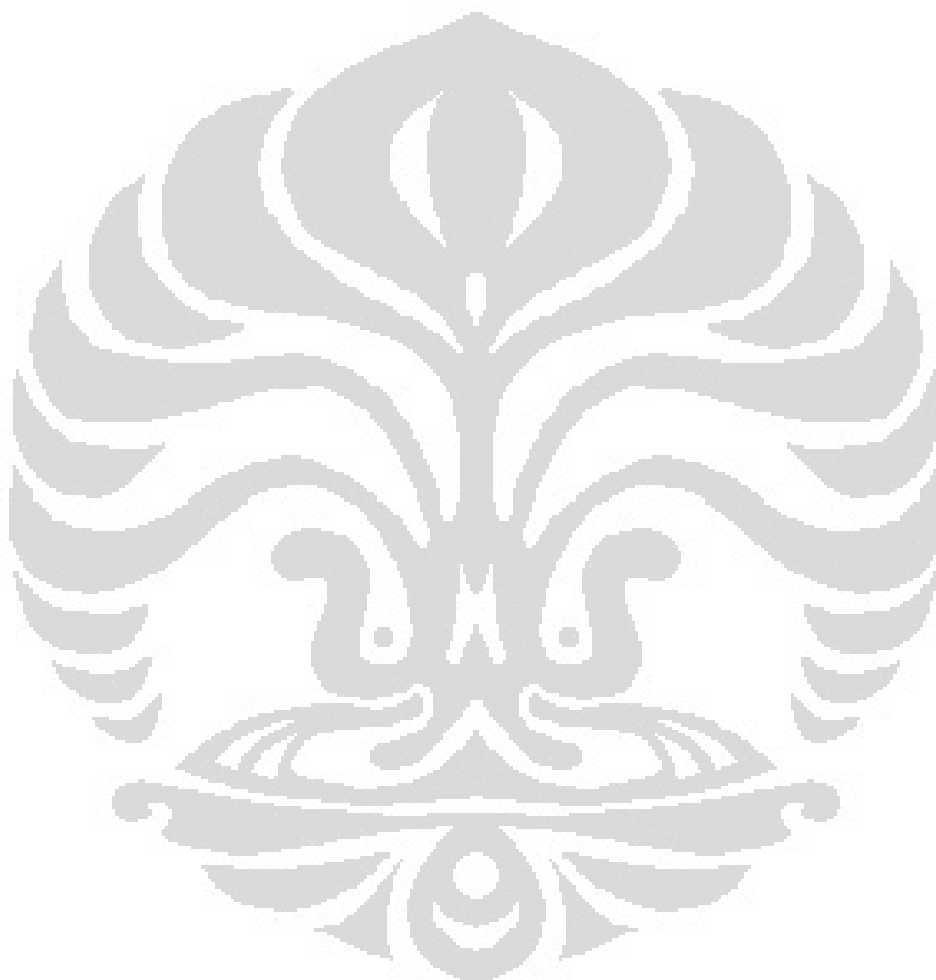
	Halaman
JUDUL	i
HALAMAN PERNYATAAN ORISINALITAS	ii
HALAMAN PENGESAHAN	iii
KATA PENGANTAR	iv
HALAMAN PERNYATAAN PERSETUJUAN PUBLIKASI TUGAS AKHIR UNTUK KEPENTINGAN AKADEMIS	vi
ABSTRAK	vii
ABSTRACT	viii
DAFTAR ISI	ix
DAFTAR GAMBAR	xi
DAFTAR TABEL	xiii
LAMPIRAN	xiv
1. PENDAHULUAN	1
1.1 Latar Belakang	1
1.2 Perumusan Masalah	3
1.3 Tujuan Penelitian	3
1.4 Ruang Lingkup Penelitian	3
1.5 Sistematika Penulisan	4
2. DASAR TEORI	5
2.1 Mineral Tembaga	5
2.1.1 Sifat Tembaga	6
2.1.2 Klasifikasi Bijih Tembaga	7
2.1.3 Aplikasi Tembaga	9
2.1.4 Kalkopirit	10
2.2 Ekstraksi Bijih Tembaga	10
2.3 Pemanggangan Bijih Tembaga	12
2.4 XRD	14
2.4.1 Hubungan Kristal dan X-Ray	15
2.4.2 Prinsip Kerja XRD	15
2.5 EDX	16
2.6 Atomic Absorption Spectrophotometer (AAS)	17
2.6.1 Prinsip dasar AAS	17
2.6.2 Metode Atomic Absorption Spectrophotometer (AAS)	18

3. METODOLOGI PENELITIAN	20
3.1 Diagram Alir Penelitian	20
3.1.1 Metodologi Leaching	21
3.2 Alat dan Bahan	21
3.2.1 Alat	21
3.2.2 Bahan	22
3.3 Prosedur Penelitian	22
3.3.1 Penghancuran	22
3.3.2 Pengayakan	23
3.3.3 Klasifikasi	23
3.3.4 Pengeringan	24
3.3.5 Pembuatan Pelet	25
3.3.6 Pemanggangan.....	25
3.3.7 Leaching	26
3.3.8 Pengujian XRD dan EDAX	26
3.3.9 Pengujian AAS	27
4. HASIL DAN PEMBAHASAN	28
4.1 Data Karakteristik Awal Sampel	28
4.2 Hasil Pengujian EDX Setelah Pemanggangan	31
4.3 Hasil Pengujian XRD Setelah Pemanggangan	34
4.4 Hasil Pengujian AAS Setelah Leaching	37
5. KESIMPULAN	42
DAFTAR PUSTAKA.....	43

DAFTAR GAMBAR

	Halaman
Gambar 2.1 Tembaga Alami.....	5
Gambar 2.2 Klasifikasi Bijih Tembaga.....	8
Gambar 2.3 Produksi Tembaga Dunia	11
Gambar 2.4 Diagram Kellogg Cu	14
Gambar 2.5 Diagram Kellogg untuk Cu-S-O dan Fe-S-O	14
Gambar 3.1 Metodologi penelitian hingga pemanggangan.....	20
Gambar 3.2 Metodologi penelitian untuk <i>leaching</i>	21
Gambar 3.3 Mortar.....	22
Gambar 3.4 Sampel batuan Kalkopirit	23
Gambar 3.5 Mesin ayak merk OCTAGON	23
Gambar 3.6 Sampel Kalkopirit setelah diayak	23
Gambar 3.7 Proses Klasifikasi.....	24
Gambar 3.8 Ilustrasi Proses Klasifikasi.....	24
Gambar 3.9 Proses Pengeringan dengan Oven.....	24
Gambar 3.10 Pelet yang akan dipanggang	25
Gambar 3.11 Nabertherm <i>Furnace</i>	25
Gambar 3.12 Sampel setelah Pemanggangan.....	26
Gambar 3.13 Sampel pemanggangan 30 menit saat di- <i>leaching</i>	26
Gambar 4.1 Hasil uji XRD sampel Kalkopirit awal	30
Gambar 4.2 Hasil XRD sampel pemanggangan 10 menit.....	34
Gambar 4.3 Hasil XRD sampel pemanggangan 20 menit.....	35

Gambar 4.4	Hasil XRD sampel pemanggangan 30 menit.....	35
Gambar 4.5	Perbandingan XRD pemanggangan 0, 10, 20, dan 30 menit.....	36
Gambar 4.6	Grafik linier larutan standar CuNO_3	37
Gambar 4.7	Pengaruh waktu panggang terhadap konsentrasi Cu setelah <i>leaching</i>	39
Gambar 4.8	Lapisan pasif pada partikel Kalkopirit	40



DAFTAR TABEL

	Halaman
Tabel 2.1 Sifat Fisis Tembaga	7
Tabel 2.2 Sifat Mekanik Tembaga.....	7
Tabel 4.1 Komposisi Unsur hasil uji EDX.....	28
Tabel 4.2 Komposisi sampel klasifikasi Wadah 1.....	29
Tabel 4.3 Komposisi sampel klasifikasi Wadah 2.....	29
Tabel 4.4 Komposisi sampel pemanggangan 0 menit.....	31
Tabel 4.5 Komposisi sampel pemanggangan 10 menit.....	32
Tabel 4.6 Komposisi sampel pemanggangan 20 menit.....	32
Tabel 4.7 Komposisi sampel pemanggangan 30 menit.....	33
Tabel 4.8 Sinyal Larutan Standar pada Pengujian AAS	37
Tabel 4.9 Sinyal Larutan <i>pregnant leach solution</i> hasil <i>leaching</i>	38
Tabel 4.10 Konsentrasi larutan PLS (<i>pregnant leach solution</i>)	39

BAB 1

PENDAHULUAN

1.1 Latar Belakang

Sebagai negara yang kaya akan bahan tambang, hampir semua pulau di Indonesia mengandung mineral-mineral berharga yang mempunyai nilai ekonomi, beberapa mineral yang dimanfaatkan sebagai bahan tambang utama Indonesia antara lain timah, tembaga, nikel, emas-perak, bauksit dan batubara.

Tembaga dan paduannya merupakan salah satu logam yang paling banyak dimanfaatkan oleh manusia selain karena kelimpahannya yang besar di alam juga disebabkan sifat-sifat yang dimiliki oleh tembaga. Tembaga mempunyai konduktivitas termal dan elektrik yang baik, relatif lunak, mudah ditempa dan mempunyai laju korosi yang lambat.^[1]

Unsur tembaga terdapat pada hampir 250 mineral, tetapi hanya sedikit saja yang komersial. Pada endapan sulfida primer, kalkopirit (CuFeS_2) adalah yang terbesar jumlahnya, diikuti oleh kalkosit (Cu_2S), bornit (Cu_5FeS_4), kovelit (CuS), dan enargit (Cu_3AsS_4)^[2]. Mineral tembaga utama dalam bentuk deposit oksida adalah krisokola ($\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{HO}$), malasit ($\text{Cu}_2(\text{OH})_2\text{CO}_3$), dan azurit ($\text{Cu}_3(\text{OH})_2(\text{CO}_3)_2$).

Pada kenyataannya kadar Cu pada kalkopirit bervariasi dan secara umum kadarnya tidak terlalu tinggi. Mineral ini biasanya berasosiasi dengan mineral lain sehingga untuk meningkatkan kadarnya perlu dilakukan pengolahan terlebih dahulu.

Pengolahan bijih kalkopirit pada umumnya menggunakan proses *direct smelting*, yaitu dengan cara memanaskan kalkopirit hingga titik leleh Cu, sehingga diperoleh Cu sebagai logam cair. Proses *smelting* dikategorikan sebagai proses pirometalurgi karena memanfaatkan panas untuk mengolah suatu bijih mineral. Proses pirometalurgi ini umumnya berlangsung sangat cepat, sehingga banyak digunakan industri pengolahan mineral.

Namun proses pirometalurgi pada pengolahan bijih kalkopirit memiliki kekurangan, yaitu menghasilkan gas buangan SO_2 . Kalkopirit yang merupakan

endapan sulfida, pada proses pemanasan akan terjadi perubahan unsur Sulfur menjadi gas SO_2 . Gas tersebut cukup berbahaya karena sifatnya beracun bagi makhluk hidup. Selain itu proses pirometalurgi pada umumnya memerlukan energi yang besar. Kebutuhan energi yang besar tersebut akan berdampak pada besarnya biaya yang dibutuhkan untuk mengolah bijih kalkopirit.

Selain dengan proses pirometalurgi, bijih kalkopirit dapat diolah juga melalui proses hidrometalurgi. Proses hidrometalurgi memanfaatkan reaktivitas unsur dalam suatu senyawa dalam bijih mineral dengan suatu larutan, sehingga unsur-unsur yang ada pada senyawa mineral tersebut terpisahkan. Metode yang umumnya digunakan adalah metode leaching. Proses hidrometalurgi ini umumnya membutuhkan waktu yang lebih lama dibandingkan proses pirometalurgi. Namun proses ini lebih aman digunakan untuk bijih kalkopirit karena tidak menghasilkan gas SO_2 serta tidak memerlukan energi yang besar.

Penelitian ini berfokus pada pengkombinasian proses pirometalurgi dan hidrometalurgi kepada bijih kalkopirit yang memiliki kadar Cu 20%. Proses pirometalurgi dilakukan dengan cara pemanggangan bijih kalkopirit pada suhu $850\text{ }^\circ\text{C}$. Pemanggangan tersebut dilakukan untuk memisahkan Cu dengan Fe yang ada pada senyawa CuFeS_2 . Selanjutnya sampel setelah pemanggangan tersebut di-*leaching* dengan asam sulfat.

Diharapkan dengan energi yang lebih sedikit dibandingkan dengan metode *direct smelting* dapat diperoleh *recovery* Cu yang tinggi sehingga dapat bernilai ekonomis. Pada penelitian ini juga diharapkan lebih ramah terhadap lingkungan karena jumlah gas SO_2 yang dihasilkan lebih sedikit. Selain itu dengan konsumsi energi yang relatif lebih sedikit dan peralatan yang sederhana dibandingkan dengan proses *direct smelting* diharapkan dapat menekan biaya pengolahan bijih kalkopirit sehingga metode tersebut dapat digunakan pada pengolahan bahan tambang pada industri rumahan.

1.2 Perumusan Masalah

Ekstraksi tembaga biasanya dilakukan dengan metode *smelting*, metode ini memerlukan energi yang sangat besar. Selain itu proses *smelting* tersebut menghasilkan gas buangan SO_2 yang beracun dan membahayakan lingkungan. Oleh karena itu pada penelitian ini dikombinasikan proses pirometalurgi dengan hidrometalurgi, dengan harapan mengurangi gas SO_2 yang terbentuk sehingga tidak terlalu membahayakan lingkungan.

Penelitian ini difokuskan pada metode pyrometallurgy dengan teknik pemanggangan untuk mentransformasi fasa bijih Kalkopirit (CuFeS_2) dan dikombinasikan dengan teknik hidrometalurgi dengan larutan asam sulfat (H_2SO_4), akan dilihat bagaimana peningkatan kadar Cu setelah proses pemanggangan dan *leaching*. Variasi waktu akan digunakan pada saat pemanggangan untuk diamati bagaimana pengaruhnya pada proses *leaching*.

1.3 Tujuan Penelitian

Penelitian dilakukan untuk mengetahui pengaruh waktu pemanggangan terhadap transformasi fasa yang terjadi pada kalkopirit setelah pemanggangan dan Mengetahui pengaruh waktu pemanggangan terhadap kadar Cu setelah *leaching* dengan asam sulfat.

1.4 Ruang Lingkup Penelitian

1. Bijih tembaga yang digunakan dalam penelitian ini adalah bijih tembaga kalkopirit kadar rendah.
2. Proses *float-sink* dilakukan dalam empat wadah berbentuk lingkaran dengan memanfaatkan sifat aliran air.
3. Proses pemanggangan dengan menggunakan *muffle furnace*.
4. Proses hidrometalurgi dilakukan dengan metode *leaching* menggunakan larutan H_2SO_4 2 Molar.
5. Proses pengujian menggunakan:
 - a. *X Ray Diffraction (XRD)*

- b. *Energy Dispersive X-Ray* (EDX)
- c. *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, yang mencakup langkah kerja dalam preparasi awal sampel, proses pemanggangan, proses *leaching*, dan proses pengujian dengan metode XRD, XRF dan AAS.

BAB IV HASIL DAN PEMBAHASAN

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

BAB V KESIMPULAN

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

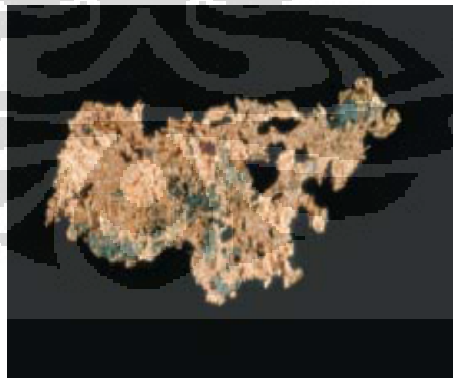
BAB 2

DASAR TEORI

2.1 Mineral Tembaga

Mineral dan bijih logam banyak ditemukan di dalam kulit bumi. Kulit bumi merupakan lapisan terluar dari bumi yang memiliki ketebalan hingga mencapai 1200 km ^[3], lapisan ini sering juga disebut dengan lithosfir (*lithosphere*). Definisi dari mineral itu sendiri adalah zat anorganik yang terbentuk secara alami yang memiliki komposisi kimia dan struktur kristal tertentu, contoh dari mineral adalah kalkopirit (CuFeS_2), *galena* (PbS), dan lain sebagainya. Mineral terdapat pada batu-batuan (*rocks*) di kulit bumi yang dapat tersusun sebagai monomineral atau gabungan dari beberapa jenis mineral lain. Sedangkan definisi dari bijih adalah deposit mineral yang mengandung satu atau lebih jenis logam yang dapat diekstrak atau diolah menjadi logam secara ekonomis.

Mineral dapat dikategorikan kedalam beberapa kelas yang disusun berdasarkan komposisi kimia (anion) dari mineral yaitu kelas silikat, karbonat, sulfat, halida, oksida, fosfat, *native element*, sulfida, *borates*, nitrates, *molybdates* ^[3]. Kebanyakan dari bijih yang diolah berasal dari kelas oksida dan sulfida.



Gambar 2.1 Tembaga Alami^[4]

Tembaga atau Cuprum ber lambang unsur Cu berasal dari bahasa Yunani Kypros atau Siprus berarti merah. Tembaga adalah salah satu dari dua logam di bumi selain emas yang berwarna merah atau kekuningan, mempunyai nomor

Atom 29 dengan kepadatan 8,92 g/cm³^[4]. Tembaga murni mencair pada suhu 1083° C dan akan menjadi uap atau mendidih pada suhu 2567° C pada tekanan normal^[5]. Tembaga adalah logam yang digunakan sebagai konduktor listrik dan panas. Tembaga memiliki kilap dan warna yang disukai, tembaga juga digunakan sebagai pemoles, dan tembaga juga membentuk campuran dengan hampir semua logam.

Tembaga ditemukan dalam bentuk logam bebas di alam yang dikenal sebagai “tembaga alami”. Tembaga ditemukan di seluruh dunia sebagai mineral primer dalam lava basaltik. Deposit tembaga terbesar yang dikenal terdapat di Popphryies yang terbentuk oleh aktivitas vulkanik di Pegunungan Andean, Cili.

Tembaga berasal dari nama kepulauan Cyprus, tempat bangsa Roma mendapatkan pasokannya^[4]. Dalam sejarah tembaga manusia neolitikum, kira-kira 10.000 tahun yang lampau, tembaga asli pertama kali digunakan sebagai pengganti batu. Bangsa Mesir dan Sumeria menemukan metalurgi, awal pengolahan bijih dengan menggunakan api dan arang sekitar 4.000 sebelum masehi. Tembaga sengaja dipadukan dengan timah sebagai perunggu kira-kira 3.500 sebelum masehi. Selain itu, logam keras ini sangat umum pada awal sejarah peradaban manusia yang dikenal dengan Zaman Perunggu.

2.1.1 Sifat Tembaga

Dalam Sistem Periodik Unsur tembaga masuk di golongan IB, satu golongan dengan perak dan emas yang berarti bahwa tembaga adalah salah satu dari logam mulia, itu karena tingkat kereaktifannya yang rendah.

Tembaga merupakan salah satu logam non-ferrous yang paling penting dan banyak dipakai mulai dari industri sederhana sampai industri berteknologi tinggi. Hal ini digunakan baik murni atau paduan dengan logam lain. Secara fisika tembaga berwarna coklat kemerahan, lunak sehingga mudah di tempa, dapat dibentuk dan merupakan konduktor panas dan penghantar listrik yang baik dengan. Tembaga adalah bahan penting dan sangat diperlukan dalam banyak aplikasi karena sifat fisik dan mekanis, termasuk konduktivitas listrik dan panas luar biasa tinggi, ketahanan terhadap korosi yang tinggi, sehingga daktilitas kemudahan pengolahan, dan mampu las yang baik.

Tabel 2.1. Sifat Fisis Tembaga^[5]

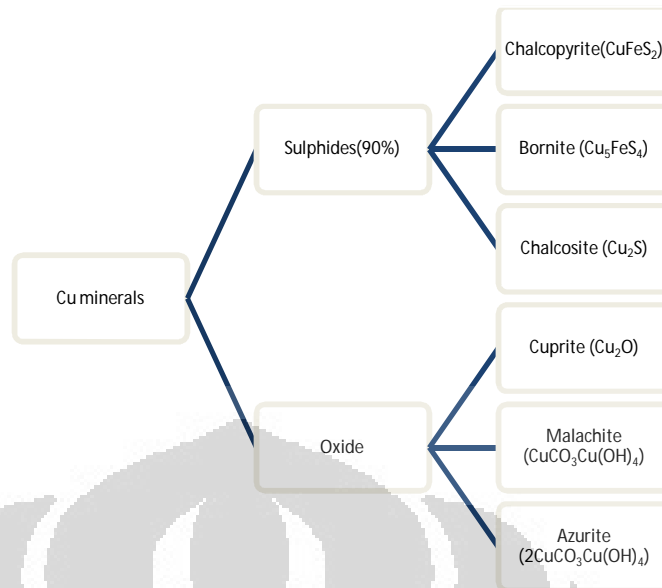
Sifat fisis	Satuan
Densitas	8920 kg/m ³
Ekspansi Thermal	16,5 x 10 ⁻⁶ K ⁻¹
Konduktivitas Panas	400 /mK

Tabel 2.2. Sifat Mekanik Tembaga^[5]

Sifat Mekanik	Satuan
Kuat Tarik	200 N/mm ²
Modulus Elastisitas	130 GPa
Brinell Hardness	874 m ⁻²

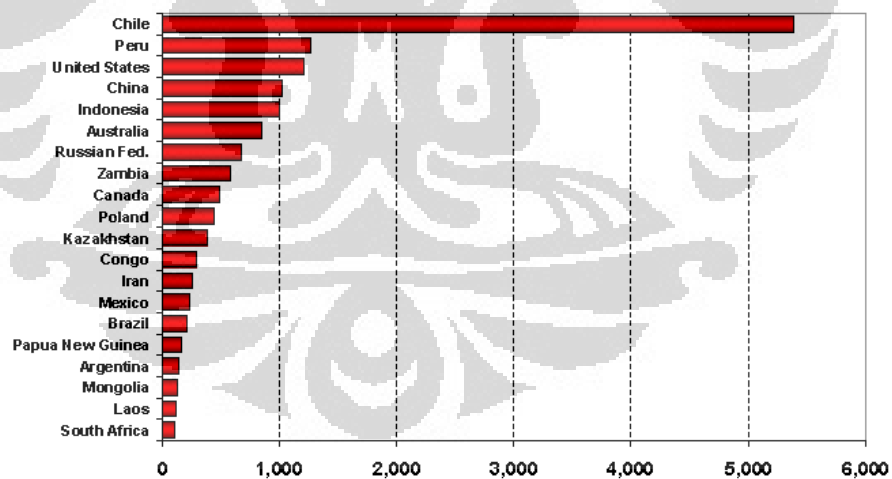
2.1.2 Klasifikasi Bijih Tembaga

Produksi bijih tembaga dapat dibagi ke dalam tiga kelas utama, yaitu bijih oksida, bijih karbonat dan bijih sulfida ^[2,6]. Bijih oksida, seperti cuprite dan tenorit, bisa diolah langsung menjadi logam tembaga melalui pemanasan dengan karbon dalam tungku. Bijih sulfida, seperti kalkopirit dan kalkosit, membutuhkan lebih banyak perlakuan karena konsentrasi tembaga dalam bijihnya rendah sehingga harus diperkaya dahulu sebelum peleburan dimulai.



Gambar 2.2 Klasifikasi Bijih Tembaga ^[2]

Bijih sulfida sangat penting secara komersial. Setengah dari deposit tembaga dunia berada dalam bentuk bijih kalkopirit. Bijih ini dikeluarkan melalui tambang terbuka atau melalui penambangan bawah tanah. Penambangan tembaga di Indonesia terdapat di Papua, Sulut, Jabar dan beberapa daerah lain di Indonesia.



Gambar 2.3 Produksi Tembaga Dunia ^[4]

Cili telah menjadi produsen tembaga terbesar di dunia dan diikuti oleh Peru di posisi kedua. Produsen tembaga lainnya adalah Kanada, Zambia, Russia, Polandia, Cina, Meksiko, Kazakhstan dan Indonesia.

Di Indonesia, persebaran tembaga bisa ditemukan hampir merata berada di berbagai provinsi, yaitu Nanggroe Aceh Darussalam, Sumatera Utara, Sumatera Barata, Jambi, Sumatera Selatan, Lampung, Jawa Tengah, Jawa Timur, Kalimantan Barat, Kalimantan Tengah, Sulawesi Selatan, Sulawesi Tengah, Nusa Tenggara Timur dan Papua.

2.1.3 Aplikasi Tembaga

Produksi tembaga sebagian besar dipergunakan dalam industri kelistrikan, karena tembaga mempunyai daya hantar listrik yang tinggi. Kotoran yang terdapat dalam tembaga akan memperkecil/mengurangi daya hantar listriknya. Selain mempunyai daya hantar listrik yang tinggi, daya hantar panasnya juga tinggi dan tahan karat. Oleh karena itu tembaga juga dipakai untuk kelengkapan bahan radiator, ketel, dan alat kelengkapan pemanasan. Tembaga mempunyai sifat dapat dirol, ditarik, ditekan, ditekan tarik dan dapat ditempa (*maleable*).

Campuran penting dimana tembaga menjadi unsur utama adalah kuningan (tembaga dan seng), perunggu (tembaga dan timah) dan nikel perak (tembaga, seng dan nikel). Tembaga digunakan dalam hampir semua jenis uang koin dan logam yang paling banyak digunakan (setelah besi) sampai 1960an. Cadangan tembaga dunia telah digunakan setidaknya selama 10.000 tahun^[4], tetapi lebih dari 95% semua tembaga yang pernah ditambang dan dilebur telah diekstrak sejak 1900.

Fakta-fakta yang ada membuktikan bahwa tembaga adalah logam tertua dalam peradaban umat manusia, yaitu sejak lebih dari 10.000 tahun yang lalu^[4]. Sebuah liontin tembaga ditemukan di tempat yang sekarang Irak utara berada kira-kira pada 8.700 sebelum masehi. Penggunaan tembaga utama yaitu pada bahan elektrik (60%), *buildings* (20%) dan mesin industri (15%).^[1]

Selain itu, tembaga juga seperti halnya aluminium, 100% bisa di daur ulang tanpa kehilangan kualitasnya, baik dalam keadaan mentah atau terkandung dalam sebuah produk manufaktur. Dalam hal volume, tembaga menduduki urutan ketiga logam yang paling banyak di daur ulang setelah besi dan aluminium. Diperkirakan bahwa 80% tembaga yang pernah ditambang masih digunakan hingga sekarang.

2.1.4 Kalkopirit

Kalkopirit adalah suatu mineral tembaga besi sulfida dengan sistem kristal kubik. Kalkopirit mempunyai komposisi kimia yaitu (CuFeS₂). Kalkopirit seperti kuningan yang mempunyai warna kuning keemasan, dan mempunyai skala kekerasan 3,5 – 4.

Kalkopirit jarang ditemukan bersama-sama tembaga murni. Kalkopirit kristalnya jarang dan lebih sedikit rapuh. Warna kalkopirit kuning gelap dengan kehitaman. Dalam kaitan dengan warna nya dan kandungan tembaganya, kalkopirit telah sering dikenal sebagai "tembaga kuningan". Kalkopirit sering diikuti dengan berbagai unsur-unsur lain seperti Fe, Mg, Mn, Zn, dan Sn.

2.2 Ekstraksi Bijih Tembaga

Proses pemurnian bijih tembaga dapat dilakukan dengan dua cara;

1. Pyrometalurgi

Adalah suatu proses pengolahan mineral dengan memanfaatkan panas. Inti dari proses ini adalah pengolahan tembaga dengan melalui suatu proses yang bertujuan untuk mengubah pengotor senyawa Sulfida menjadi Oksida atau disebut dengan proses pemanggangan ^[7]



Pada persamaan kimia tersebut menunjukkan bahwa proses pemanggangan bertujuan untuk mengubah Besi Sulfida menjadi Besi Oksida sedangkan Tembaga tetap Sulfida ^[7]. Diubahnya besi sulfida menjadi besi oksida adalah agar pada proses selanjutnya yaitu smelting atau peleburan, tembaga sulfida akan mencair meninggalkan besi oksida yang bertitik cair lebih tinggi dan akan ditinggalkan sebagai terak pengotor, sedangkan tembaga yang telah mencair akan turun kebawah karena berat jenis tembaga yang lebih tinggi dari besi oksida.

Namun seiring dengan kemajuan teknologi, proses pemanggangan sudah tidak diterapkan untuk pengolahan tembaga, karena kemudian diketahui ada suatu proses yang lebih ekonomis untuk pengolahan tembaga yaitu hidrometalurgi.

Pyrometalurgi tetap digunakan tetapi dipakai pada pengolahan-pengolahan mineral lain seperti nikel, manganese, chrom dll.

2. Hidrometalurgi

Hidrometalurgi adalah suatu proses pengolahan tembaga dari batuan alam dengan berdasar pada air sebagai pengolahnya, namun maksud air adalah bukan air biasa melainkan air yang telah dicampur dengan suatu asam tertentu sebagai reduktor. Hidrometalurgi dipakai karena keuntungan-keuntungannya antara lain :

- Biaya pengolahan yang rendah
- Recovery yang tinggi
- Proses pengolahan relatif mudah
- Investasi alat yang rendah sehingga memungkinkan percepatan BEP (Break Event Point)
- Proses pengolahan yang relatif lebih singkat

Pada proses ini dipakai suatu asam sebagai reduktor yaitu asam sulfat (H_2SO_4) yang mudah didapatkan dan rendah biaya pengolahan. Dipakainya asam sulfat sebagai reduktor adalah bertujuan untuk membentuk tembaga sulfat (CuSO_4)^[8]. Tembaga adalah suatu unsur yang sangat mudah membentuk sulfida. Maka dari itu asam sulfat dipakai sebagai pilihan.

Proses *hydrometallurgy* dapat dibagi ke dalam dua proses utama yaitu:

1. Mendapatkan mineral yang diinginkan dari bijih atau konsentrat dengan melarutkannya kedalam larutan. Contohnya adalah *leaching* (pelindian).
2. Mendapatkan mineral yang diinginkan dengan cara mengeluarkannya dari larutan. Contohnya adalah *solvent extracton*, *ion exchange*, *adsorption* dan *precipitation*^[7].

Proses tambahan yang dilakukan sebelum mendapatkan mineral dari larutan *leaching* adalah penyaringan (*filtration*) yang bertujuan untuk memisahkan *pregnant solution* (larutan *leaching* yang mengandung logam yang larut) dengan residu (zat yang tidak larut). Proses ekstraksi logam menggunakan metode

hydrometallurgy pada saat ini terus berkembang dan bersaing dengan proses *pyrometallurgy*. Keuntungan dari proses *hydrometallurgy* adalah:

1. Logam dapat langsung diperoleh dalam bentuk murni dari larutan.
2. Pengotor silikon yang terkandung dalam ore tidak mempengaruhi proses *leaching*, sedangkan pada proses *smelting* silikon harus dibuang menjadi slag.
3. Proses ini cocok untuk mengolah bijih berkadar rendah.
4. Penanganan produk *leaching* lebih murah dan mudah dibandingkan dengan penanganan *molten mattes, slag* dan logam.

2.3 Pemanggangan Bijih Tembaga

Bijih tembaga yang umumnya digunakan sebagai bahan baku adalah kalkopirit, CuFeS_2 . Karena bijih ini merupakan batuan sulfida, maka bijih tersebut harus dipanggang untuk memisahkannya dari kandungan belerang dan besi. Proses ini dinamakan Pemanggangan^[7].

Proses pemanggangan ini biasanya merupakan tahapan awal dari proses *smelting*. Konsentrat hasil pemanggangan akan membentuk Cu_2S dan Fe_2O_3 . Titik lebur dari Cu_2S lebih rendah daripada Fe_2O_3 , sehingga leburannya dapat dipisahkan dari Fe_2O_3 yang akan didapatkan sebagai slag. Prinsip inilah yang digunakan pada proses *smelting*.^[7]

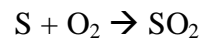
Pada furnace konsentrat tembaga dilakukan partial pemanggangan untuk membentuk *calcine* dan gas sulfur dioksida. Stoikometri dari reaksi yang terjadi adalah



Pemanggangan sudah jarang digunakan untuk mengolah konsentrat tembaga. Direct *smelting* lebih disukai, contoh: Flash *smelting*, Noranda, ISASmelt, Mitsubishi atau El Teniente furnace.

Pada awalnya, bijih sulfida seperti pyrite dan kalkopirit terurai dan membentuk uap sulfur, yang bereaksi dengan oksigen sehingga membentuk sulfur dioksida. Reaksinya adalah sebagai berikut^[7]

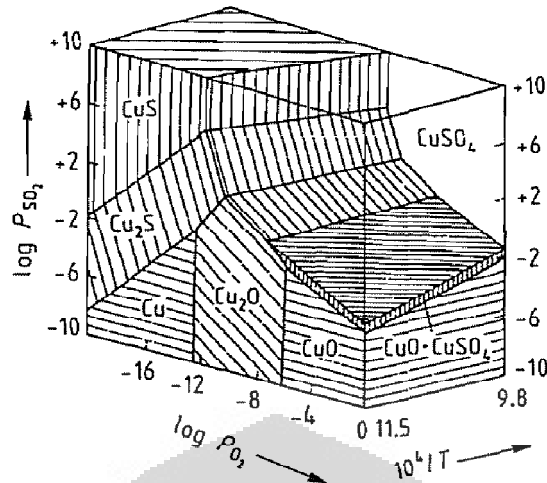




2.3.1 Metode pemanggangan

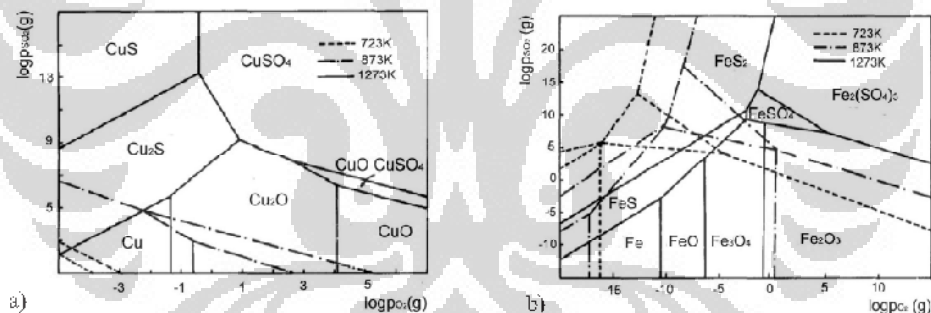
Ada beberapa metode pemanggangan yang penting. Semuanya memerlukan oksidasi pada temperatur tinggi, biasanya antara 500 sampai 800 °C [7]

1. *Partial (oxidising) roasting* adalah cara konvensional untuk mengekstrak tembaga dari konsentrat sulfida. Pada temperatur 800-850 °C, selanjutnya Sulfur berkurang dan besi yang ada pada bijih teroksidasi. Tembaga sulfida secara umum tidak berubah. Kondisi ini sangat penting untuk pembentukan matte yang sesuai.
2. *Total, or dead, roasting* biasanya digunakan untuk mengoksidasi secara sempurna semua bijih sulfida dan dilanjutkan dengan proses reduksi selanjutnya atau untuk proses hidrometalurgi.
3. *Sulfatizing roasting* dilakukan pada 550-565 °C untuk membentuk senyawa sulfat. Metode ini menghasilkan *calcine* yang cocok untuk perlakuan hidrometalurgi.
4. *Chloridizing roasting* mencakup *sulfatizing* pemanggangan ditambah dengan sodium klorida, temperatur tidak boleh melebihi 600 °C untuk menghindari tidak terbentuknya tembaga(I) klorida.
5. *Chloridizing volatilization*, melingkupi pemanasan hingga 1200 °C dengan keberadaan kalsium klorida sehingga berbagai macam logam klorida dan bagian lain yang mudah menguap dapat dipisahkan.



Gambar 2.4 Diagram Kellogg Cu ^[7]

Diagram kellogg digunakan untuk mengontrol senyawa yang terbentuk pada sistem senyawa Cu dan S. Dengan mengontrol perbandingan antara tekanan gas SO₂ dan gas O₂, maka pada saat pemanggangan dapat diperoleh senyawa sesuai dengan yang diinginkan



Gambar 2.5 Diagram Kellogg untuk Cu-S-O (a) dan Fe-S-O (b) pada temperatur pemanggangan 723, 873 dan 1273 K ^[10]

2.4 XRD

Spektroskopi difraksi sinar-X (*X-ray diffraction/XRD*) merupakan salah satu metoda karakterisasi material yang paling tua dan paling sering digunakan hingga sekarang. Teknik ini digunakan untuk mengidentifikasi fasa kristalin dalam material dengan cara menentukan parameter struktur kisi serta untuk mendapatkan ukuran partikel.

2.4.1 Hubungan Kristal dan X-Ray

Material solid dideskripsikan sebagai amorphous: atom tersusun dalam pola acak, kaca adalah material amorphous, dan kristalin: atom tersusun dalam pola tetap. Sekitar 95% dari seluruh material padat dapat dideskripsikan sebagai kristalin. Ketika X-ray berinteraksi dengan substansi kristalin (phase), didapatkan pola difraksi. A. W. Hull dalam *A New Method of Chemical Analysis* pada tahun 1919 menyatakan bahwa setiap substansi kristalin memberikan pola yang sama; dan pada campuran substansi masing-masing menghasilkan pola yang tidak bergantung pada yang lain. Pola XRD merupakan substansi murni, seperti sidik jari dari substansi. Penggunaan utama dari XRD adalah untuk mengidentifikasi komponen sample dengan prosedur *search/match*.

Ketika sinar X-ray menabrak sebuah atom, elektron disekeliling atom tersebut akan mulai terombang-ambing (*oscillate*) dengan frekuensi yang sama dengan sinar yang masuk. Pada segala aah, akan terjadi *destructive interference*, yaitu gelombang akan kelua dari phase dan tidak ada resultan energi yang meninggalkan sampel solid. Tetapi tidak demikian dengan atom kristal. Atom pada kristal tersusun dalam pola yang teratur, dan pada beberapa arah akan terdapat *constructive interference*. Gelombang akan tetap pada phase dan terdapat sinar X-ray yang meninggalkan sampel dan menghasilkan pola difraksi.

2.4.2 Prinsip Kerja XRD

Alat yang digunakan untuk melakukan XRD adalah diffractometer. Spektrum difraksi yang khas terdiri dari alur intensitas yang terefleksi melawa sudut detektor 2 theta atau theta yang bergantung pada konfigurasi goniometer, bagian diffractometer yang memastikan posisi anguler objek.

Nilai 2 theta untuk *peak* (puncak) bergantung pada panjang gelombang (wavelength) dari material anoda *X-ray tube*. Oleh karenanya adalah biasa untuk mengurangi posisi *peak* ke *interplanar spacing* yang berkorespondensi dengan bidang h, k, l yang menyebabkan refleksi. Nilai *d-spacing* hanya bergantung kepada bentuk dari unit cell (elemen bervolume terkecil) *d-spacing* didapatkan dari fungsi 2 theta dari *Bragg's law* sebagai berikut:

$$d = n \lambda / 2\sin\theta \quad [11]$$

keterangan:

λ = Panjang gelombang sinar X yang digunakan (nm)

n = Orde pembiasan / kekuatan intensitas

θ = Sudut antara sinar datang dengan bidang normal

Setelah *d-spacing* sampel didapatkan, selanjutnya dicocokkan dengan *International Center Data* (ICDD). Hal ini yang disebut dengan prosedur search/match.

Keuntungan utama penggunaan sinar-X dalam karakterisasi material adalah kemampuan penetrasinya, sebab sinar-X memiliki energi sangat tinggi akibat panjang gelombangnya yang pendek. Sinar-X adalah gelombang elektromagnetik dengan panjang gelombang 0,5-2,0 mikron. Sinar ini dihasilkan dari penembakan logam dengan elektron berenergi tinggi. Elektron itu mengalami perlambatan saat masuk ke dalam logam dan menyebabkan elektron pada kulit atom logam tersebut terpental membentuk kekosongan. Elektron dengan energi yang lebih tinggi masuk ke tempat kosong dengan memancarkan kelebihan energinya sebagai foton sinar-X.

2.6 EDX

Analisis EDX (*energy dispersive X-ray*) atau yang juga dikenal sebagai EDS (*energy dispersive spectrometry*) merupakan teknik yang digunakan untuk mengidentifikasi komposisi elemen dari spesimen. Sistem analisis EDX bekerja berintegrasi dengan *Scanning Electron Microscope* (SEM) dan tidak dapat beroperasi tanpa mikroskop tersebut.

Prinsip dasar metode ini adalah analisis energi elektron dari material melalui emisi *Backscattered* (BSD) setelah pemberian sinar elektron. Selama analisis EDX, spesimen ditembak dengan sinar elektron didalam SEM. Elektron yang ditembakkan bertabrakan dengan elektron dari atom spesimen dan membuat elektron-elektron tersebut terlepas dalam prosesnya. Posisi yang dikosongkan oleh inner shell electron yang lepas ditempati oleh *higher energy electron* dari *outer shell*. Untuk menempati posisi tersebut, *transferring outer electron* harus mengeluarkan energinya. Jumlah energi yang dikeluarkan oleh *transferring*

electron bergantung kepada *shell* atau kulit dimana elektron tersebut berasal dan kulit tempat tujuan transfernya.

Emisi atau energi yang dikeluarkan kemudian dikumpulkan oleh detektor. Data dari detektor kemudian dianalisis untuk menetapkan elemen berdasarkan emisi energinya, dan kuantitas elemen berdasarkan perbandingan dengan standar dari alat EDX. Dalam penelitian analisis data dilakukan dengan *normalized results* yang berarti jumlah persentase dari seluruh elemen yang diperiksa adalah 100%. Hasil dari analisis EDX adalah *EDX spectrum*. Setiap puncak tersebut mempunyai kekhasan dengan sebuah atom. Semakin tinggi puncak pada spektrum, semakin tinggi konsentrasi elemen tersebut pada spesimen.

2.7 Atomic Absorption Spectrophotometer (AAS)

Disebut juga Spektroskopi Serapan Atom (SSA). Absorpsi atom adalah spektroskopi atom yang pertama kali dapat diandalkan untuk menganalisa adanya logam dalam sampel yang berasal dari lingkungan.

2.7.1 Prinsip dasar AAS

Dalam AAS kita mengukur serapan (absorpsi) yang dialami oleh seberkas sinar yang melalui kumpulan atom-atom. Serapan akan bertambah dengan bertambahnya jumlah atom yang menyerap sinar tersebut.

Sinar tersebut bersifat monokromatis dan mempunyai panjang gelombang (λ) tertentu. Suatu atom unsur X hanya bisa menyerap sinar yang panjang gelombangnya sesuai dengan unsur X tersebut. Artinya, sifat menyerap sinar ini merupakan sifat yang khas (spesifik) bagi unsur X tersebut. Misal : atom Cu menyerap sinar dengan $\lambda = 589,0$ nm sedangkan atom Pb menyerap sinar dengan $\lambda = 217,0$ nm. Dengan menyerap sinar yang khas, atom tersebut tereksitasi (elektron terluar dari atomnya tereksitasi ke tingkat energi yang lebih tinggi).

Hubungan antara serapan yang dialami oleh sinar dengan konsentrasi analit dalam larutan standar bisa dipergunakan untuk menganalisa larutan sampel yang tidak diketahui, yaitu dengan mengukur serapan yang diakibatkan oleh larutan sampel tersebut terhadap sinar yang sama. Biasanya terdapat hubungan yang linier

antara serapan (**A**) dengan konsentrasi (**c**) dalam larutan yang diukur dan koefisien absorptansi (**a**).

$$A = a \cdot b \cdot c$$

Dari **hukum Lambert-Beer / Bouguer-Beer** ^[12]

”Bila cahaya monokromatis dilewatkan pada media transparan maka berkurangnya intensitas cahaya yang ditransmisikan sebanding dengan ketebalan (**b**) dan konsentrasi larutan.”

Cara sederhana untuk menemukan konsentrasi unsur logam dalam cuplikan adalah dengan membandingkan nilai absorptansi (**A_x**) dari cuplikan dengan absorptansi zat standar yang diketahui konsentrasinya.

$$C_x = \frac{A_x \cdot C_s}{A_s} \text{ [12]}$$

Dimana

A_x = absorptansi sampel

A_s = absorptansi standar

C_x = konsentrasi sampel (ppm)

C_s = konsentrasi standar (ppm)

2.7.2 Metode Atomic Absorption Spectrophotometer (AAS)

Ada 2 metode yang umum digunakan pada pengujian AAS, teknik nyala dan teknik tanpa nyala.

1. Teknik Nyala

Sampel diaspirasikan ke *spray chamber* lewat kapiler dari *nebulizer*. Penyedotan ini akibat efek tekanan gas oksidan yang masuk ke nebulizer. Aliran larutan ini keluar kapiler dengan kecepatan tinggi dan segera menumbuk *silica glass bead* di depannya sehingga terpecahlah larutan membentuk butir-butir kabut. Kabut ini bercampur dengan gas membentuk aerosol. Setelah proses pengkabutan, campuran gas naik menuju *burner* maka terjadi proses pemanasan dan pengatoman. Setelah itu terjadi penyerapan sinar oleh atom, banyaknya sinar

yang diserap berbanding lurus dengan kadar zat. Metode ini dibagi menjadi 2 yaitu:

- a. *Hydride Generation* (analisis logam *volatile* : As, Sb, Se, Sn)
- b. *Flame* (hampir semua logam, dalam ppm)

2. Teknik Tanpa Nyala

Atomisasi tanpa nyala dilakukan dengan energi listrik pada batang karbon yang biasanya berbentuk tabung grafit. Contoh diletakkan dalam tabung grafit dan listrik dialirkan melalui tabung tersebut sehingga tabung dipanaskan dan contoh akan teratomisasikan. Temperatur tabung grafit dapat diatur dengan merubah arus listrik yang dialirkan, sehingga kondisi temperatur optimum untuk setiap macam contoh / unsur yang dianalisa dapat dicapai dengan mudah. Metode ini dibagi menjadi 2 yaitu

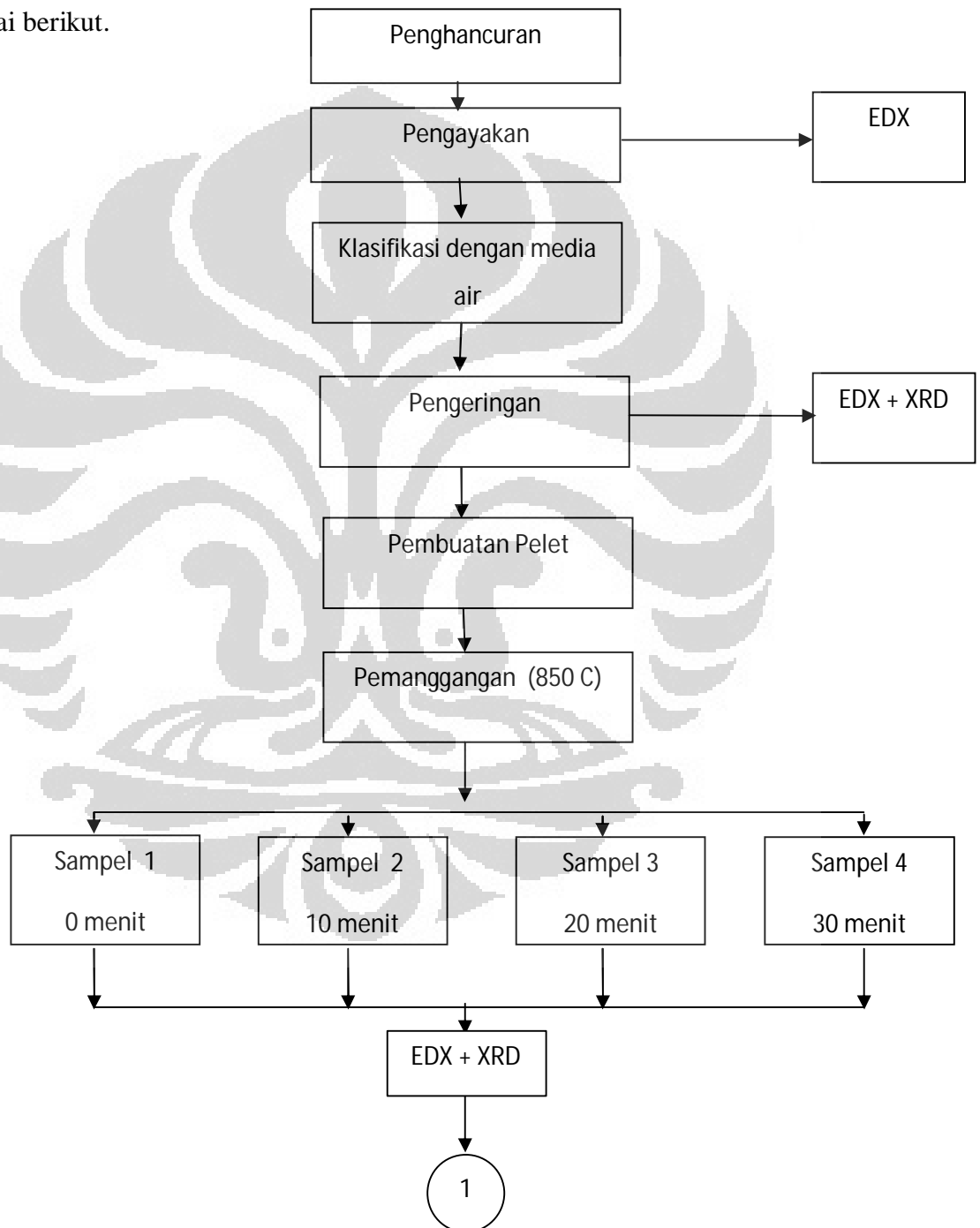
- a. *Grafit Furnace* (hampir semua logam, dalam ppb)
- b. *Cold Vapor* (khusus logam Hg)

BAB 3

METODOLOGI PENELITIAN

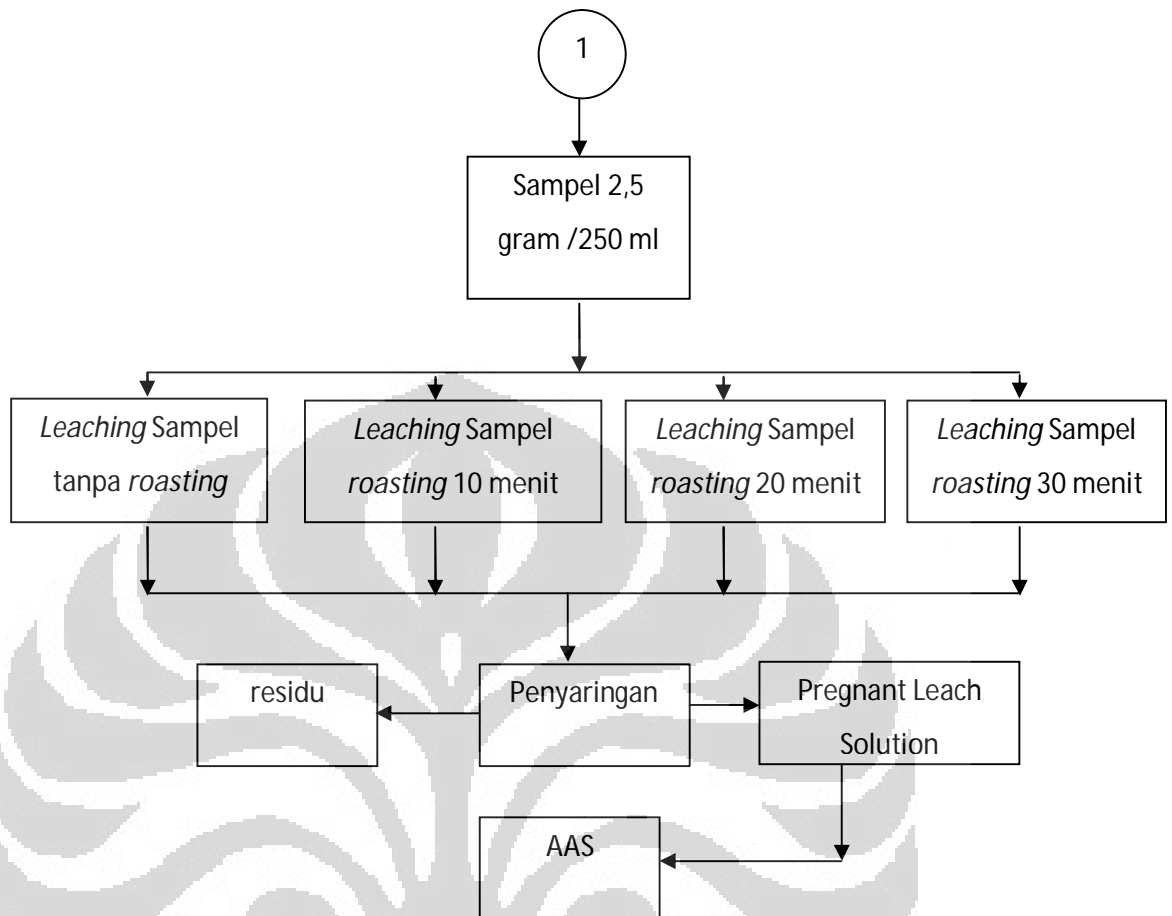
3.1 Diagram Alir Penelitian

Untuk memudahkan dalam melakukan penelitian maka dibuat diagram alir sebagai berikut.



Gambar 3.1 Metodologi penelitian hingga pemanggangan

3.1.1 Metodologi *Leaching*



Gambar 3.2 Metodologi penelitian untuk *leaching*

3.2 Alat dan Bahan

Pada penelitian ini digunakan alat-alat sebagai berikut

3.2.1 Alat

1. Palu
2. Mortar
3. Wadah berbentuk lingkaran
4. Batang pengaduk
5. Kertas saring
6. Corong
7. *Beaker glass*
8. Timbangan digital

9. Oven
10. *Catheter tip*
11. *Muffle electric furnace*
12. Alat uji XRD dan EDAX
13. Alat uji AAS
14. Kertas Saring

3.2.2 Bahan

1. Bijih *chalcopirite*
2. Air
3. Larutan H_2SO_4 2 M

3.3 Prosedur Penelitian

Prosedur penelitian ini menjelaskan tentang penjelasan dari langkah-langkah metodologi pada diagram alir yang dapat dilihat pada Gambar 3.1 dan Gambar 3.2.

3.3.1 Penghancuran

Merupakan proses penghalusan bijih kalkopirit yang berbentuk batuan menjadi bentuk serbuk. Proses ini dilakukan dengan menggunakan alat mortar dan palu



Gambar 3.3 Mortar



Gambar 3.4 sampel batuan Kalkopirit

3.3.2 Pengayakan

Bijih yang sudah berbentuk serbuk diayak menggunakan ayakan 40 #. Hal ini dilakukan agar ukuran serbuk tersebut menjadi homogen.



Gambar 3.5 Mesin ayak merk OCTAGON



Gambar 3.6 sampel Kalkopirit setelah diayak

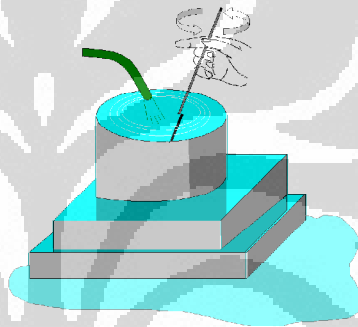
3.3.3 Klasifikasi

Proses ini bertujuan memisahkan bijih kalkopirit yang mempunyai berat jenis yang berbeda dengan pengotornya. Serbuk kalkopirit yang masuk pada wadah yang tengah sebanyak 75 gram. Bijih CuFeS_2 diharapkan dapat mengendap pada wadah pertama, sedangkan pengotor yang lain seperti silika dan magnesium mengalir ke wadah selanjutnya mengikuti arus air. Endapan pada wadah pertama selanjutnya akan digunakan sebagai konsentrat pada proses selanjutnya. Terdapat

4 wadah untuk mengalirkan air seperti terlihat pada gambar 6. Selama penuangan air, wadah tempat serbuk diaduk secara perlahan dengan batang aduk. Pengadukan dilakukan agar sampel tidak mengalami penggumpalan.



Gambar 3.7 proses klasifikasi



Gambar 3.8 Ilustrasi proses klasifikasi

3.3.4 Pengeringan

Konsentrat yang masih dalam keadaan basah kemudian dikeringkan dengan menggunakan oven biasa pada suhu 130 C, agar memudahkan dalam proses pembuatan pellet.



Gambar 3.9 proses pengeringan dengan *oven*

3.3.5 Pembuatan Pelet

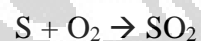
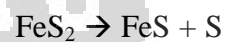
Pembuatan pelet menggunakan campuran antara konsentrat dengan molases (gula tetes) sebagai perekat. Campuran tersebut kemudian diaduk agar penyebaran molases merata. Setelah itu campuran tersebut dikompaksi menggunakan *catheter tip* sehingga menghasilkan pellet. Pada proses ini dibuat 4 pelet dengan campuran 15 gram konsentrat + 3 gram molases.



Gambar 3.10 pelet yang akan di panggang

3.3.6 Pemanggangan

Proses pemanggangan dilakukan dengan menggunakan *muffle furnace* dengan merk Nabertherm pada suhu 850 C dengan 4 buah sampel yang masing-masing di-roasting dengan suhu 0, 10, 20 dan 30 menit. Diharapkan terjadi reaksi^[7]



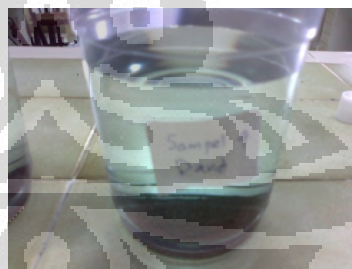
Gambar 3.11 Nabertherm *furnace*



Gambar 3.12 sampel setelah pemanggangan

3.3.7 *Leaching*

Pada proses *leaching* sampel hasil pemanggangan dihancurkan kembali menjadi serbuk untuk kemudian dimasukkan ke dalam wadah yang berisi larutan asam sulfat. Perbandingan antara serbuk sampel dengan larutan asam sulfat adalah 2,5 gram sampel untuk 250 ml larutan asam sulfat. Terdapat 4 buah wadah untuk melakukan proses *leaching*, masing-masing wadah digunakan untuk mengekstraksi sampel kalkopirit yang telah dipanggang dengan waktu 0, 10, 20, dan 30 menit. *Leaching* dilakukan selama 5 hari. Setelah *leaching* selesai dilakukan pemisahan antara endapan dengan larutan yang mengandung Cu. Pemisahan dilakukan dengan menggunakan kertas saring.



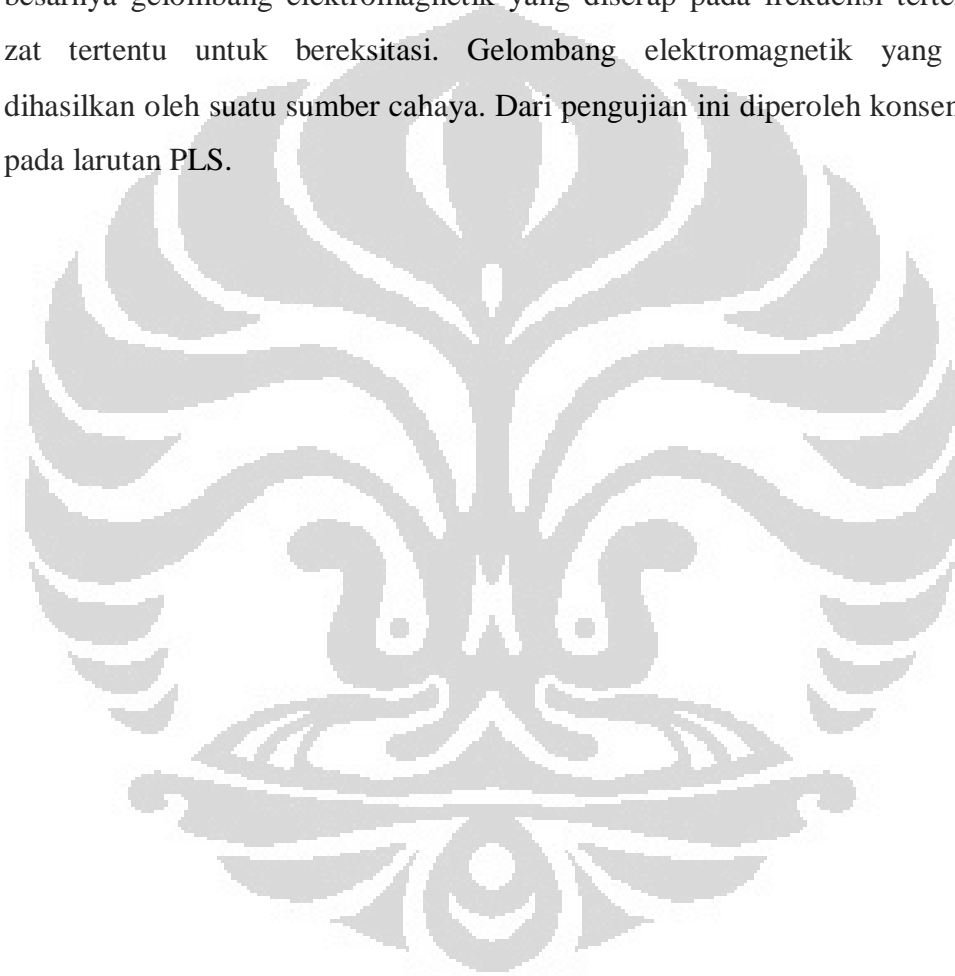
Gambar 3.13 sampel pemanggangan 30 menit saat di-*leaching*

3.3.8 Pengujian XRD dan EDAX

Pengujian XRD digunakan untuk menganalisis senyawa yang ada pada sampel, pengujian dilakukan dengan mesin XRD shimadzu tipe XD-610 di Universitas Islam Negeri Syarif Hidayatullah, dengan rentang 2 theta dari 20 sampai 80. Sedangkan pengujian EDX digunakan untuk menganalisis komposisi unsur pada sampel. Pengujian EDX dilakukan di Departemen Metalurgi dan Material, Fakultas Teknik, Universitas Indonesia.

3.3.9 Pengujian AAS

Pengujian AAS dilakukan di Laboratorium Karakterisasi Lanjut, Departemen Metalurgi dan Material, Fakultas Teknik, Universitas Indonesia. Mesin yang digunakan adalah mesin AAS merk Perkin Elmer AA 200. Pengujian ini membandingkan serapan gelombang dari *Hollow Cathode Lamp* (HCL) Cu dari larutan standar CuNO_3 dengan larutan *Pregnant Leach Solution* (PLS) dari hasil *leaching*. AAS adalah suatu teknik spektroskopi yang memanfaatkan besarnya gelombang elektromagnetik yang diserap pada frekuensi tertentu oleh zat tertentu untuk bereksitasi. Gelombang elektromagnetik yang diserap dihasilkan oleh suatu sumber cahaya. Dari pengujian ini diperoleh konsentrasi Cu pada larutan PLS.



BAB 4

HASIL DAN PEMBAHASAN

4.1 Data Karakteristik Awal Sampel

Pada proses pengolahan mineral kalkopirit untuk penelitian ini. Batuan kalkopirit ditumbuk hingga berbentuk serbuk. Serbuk kalkopirit tersebut kemudian diayak dengan ayakan 40 mesh dengan tujuan menyeragamkan ukuran partikel.

Tabel 4.1 Komposisi Unsur hasil uji EDX

unsur	Persentase Kadar (%)			rata-rata
	Pengujian 1	Pengujian 2	Pengujian 3	
C	6,16	4,19	4,17	4,84
O	34,1	40,85	43,1	39,35
Mg	1,77	1,02	1,55	1,45
Al	13,5	15,08	13,01	13,86
Si	14,49	16,34	18,26	16,36
S	5,79	1,45	2,28	3,17
Fe	8,02	5,15	4,5	5,89
Cu	16,18	10,45	12,84	13,16

Dari data pengujian EDX pada Tabel 4.1 untuk sampel awal, unsur Cu yang dikandung dalam bijih kalkopirit jumlahnya 13,15%. Terlihat juga bahwa terdapat pengotor berupa Si yang dapat dikurangi jumlahnya melalui proses klasifikasi dengan air. Selain Si terdapat pengotor lain, yaitu C, O, Mg.

Untuk Fe dan S, unsur tersebut jumlahnya berbanding lurus dengan unsur Cu karena merupakan kesatuan senyawa, yaitu CuFeS_2 .

Tabel 4.2 Komposisi sampel klasifikasi Wadah 1/ panggang 0 menit

unsur	Persentase Kadar (%)			rata-rata
	Pengujian 1	Pengujian 2	Pengujian 3	
C	4,49	4,45	4,55	4,49
O	22,21	41,26	30,56	31,34
Mg	1,69	3,38	2,27	2,45
Al	11,78	13,02	9,06	11,29
Si	9,52	14,68	11,07	11,76
S	7,86	4,08	10,48	7,47
Fe	6,72	7,88	11,21	8,60
Cu	35,72	11,25	20,8	22,59

Tabel 4.3 Komposisi sampel klasifikasi Wadah 2

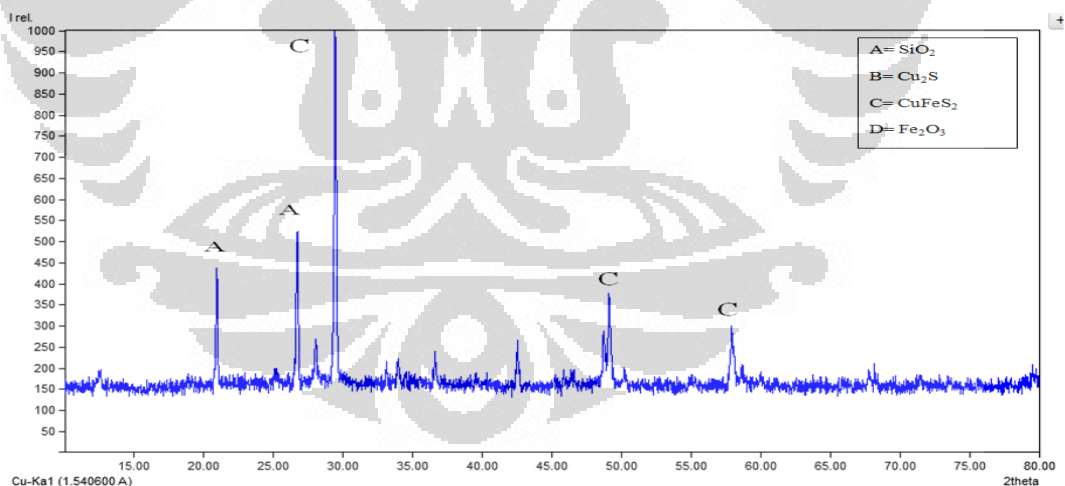
unsur	Persentase Kadar (%)			rata-rata
	Pengujian 1	Pengujian 2	Pengujian 3	
C	9,85	7,98	4,69	7,51
O	38,19	3,6	40,21	27,33
Mg	2,14	2,26	2,68	2,36
Al	11,18	10,67	10,98	10,94
Si	12,93	13,49	15,6	14,01
S	4,33	3,79	3,63	3,92
Fe	7,63	7,62	7,31	7,52
Cu	13,76	15,59	14,91	14,75

Proses klasifikasi dilakukan dengan menggunakan 4 wadah plastik yang memiliki diameter dan tinggi yang telah disusun. Sampel dimasukan pada wadah yang tengah (wadah 1) kemudian air diallirkan dengan pelan sembari diaduk dengan batang pengaduk. Kemudian sampel dari setiap wadah disaring dengan kertas saring untuk memisahkan air dengan endapan.

Wadah 1 dan 2 diuji dengan EDX karena memiliki massa yang relatif besar. Dari 75 gram sampel yang diklasifikasi dengan air, 63,96 gram tersisa dalam wadah 1, sedangkan pada wadah 2 tersisa sekitar 10 gram. Wadah 3 dan 4 tidak digunakan karena massanya terlalu kecil sehingga tidak efisien dan tidak dapat dilanjutkan dengan proses pemanggangan.

Dari data hasil pengujian EDX pada Tabel 4.2 dan Tabel 4.3 dapat diamati bahwa Cu yang berada pada wadah 1 (22,59%) lebih besar daripada yang berada pada wadah 2 (14,75%). Hal ini dapat terjadi karena massa jenis Cu cukup besar yaitu $8,9 \text{ gr/cm}^3$, sehingga unsur Cu banyak yang tetap mengendap dalam wadah 1 dan tidak hanyut mengikuti aliran air yang massa jenisnya 1 gr/cm^3 . Hal yang sama terjadi pada unsur Fe yang massa jenisnya $7,87 \text{ gr/cm}^3$, jumlahnya pada wadah 1 (8,6%) lebih besar daripada wadah 2 (7,52%).

Proses klasifikasi telah mengurangi jumlah Si pada wadah 1. Massa jenis Si yang ringan $2,33 \text{ gr/cm}^3$ menyebabkan Si hanyut mengikuti aliran air pada saat pengadukan, pada proses klasifikasi. Hal ini terbukti berdasarkan peningkatan persentase Si pada wadah 2 (14,01%) dibandingkan pada wadah 1 (11,75%).



Gambar 4.1 hasil uji XRD sampel Kalkopirit awal

Pola difraksi XRD terdiri dari beberapa ‘puncak’. Intensitas ‘puncak’ diplot dalam sumbu y dan sudut difraksi yang terukur diplot dalam sumbu x. Setiap puncak dalam pola difraksi terjadi akibat sinar X yang terdifraksi dari

bidang dalam spesimen atau material yang diuji XRD. Setiap puncak mempunyai tinggi intensitas yang berbeda, intensitas yang terjadi berbanding lurus dengan jumlah foton sinar X yang terdeteksi oleh detektor untuk setiap sudut.

Hasil dari pengujian XRD akan memberi tahu senyawa yang terkandung dalam bijih kalkopirit secara kualitatif. Dari data hasil pengujian XRD pada Gambar 4.1, dapat diamati bahwa senyawa yang dominan pada bijih kalkopirit yang diuji adalah SiO_2 dan CuFeS_2 . Senyawa-senyawa tersebut sesuai dengan yang ada pada literatur.

Dapat disimpulkan bahwa Cu, Fe dan S saling berikatan, sehingga pada proses klasifikasi dengan air kadar unsur-unsur tersebut seharusnya berbanding lurus. Pemanggangan dilakukan dengan tujuan memisahkan Cu dengan Fe.

4.2 Hasil Pengujian EDX Setelah Pemanggangan

Berikut ini merupakan data hasil pengujian EDX untuk sampel setelah pemanggangan.

Tabel 4.4 Komposisi sampel pemanggangan 0 menit

unsur	Persentase Kadar (%)			rata-rata
	Pengujian 1	Pengujian 2	Pengujian 3	
C	4,49	4,45	4,55	4,49
O	22,21	41,26	30,56	31,34
Mg	1,69	3,38	2,27	2,45
Al	11,78	13,02	9,06	11,29
Si	9,52	14,68	11,07	11,76
S	7,86	4,08	10,48	7,47
Fe	6,72	7,88	11,21	8,60
Cu	35,72	11,25	20,8	22,59

Tabel 4.5 Komposisi sampel pemanggangan 10 menit

unsur	Persentase Kadar (%)			rata-rata
	Pengujian 1	Pengujian 2	Pengujian 3	
C	0,77	0,84	0,79	0,8
O	10,19	27,78	20,24	19,40
Mg	0,46	0,47	2,17	1,03
Al	3,84	2,92	12,01	6,26
Si	5,07	23,91	9,93	12,97
S	1,4	1,43	2,23	1,69
Fe	30,5	17,83	12,46	20,26
Cu	47,75	24,82	17,98	30,18

Tabel 4.6 Komposisi sampel Pemanggangan 20 menit

unsur	Persentase Kadar (%)			rata-rata
	Pengujian 1	Pengujian 2	Pengujian 3	
C	0,94	1,07	1,45	1,15
O	12,52	13,95	16,88	14,45
Mg	0,61	0,63	0,59	0,61
Al	4,1	3,94	4,11	4,05
Si	4,54	4,87	7,63	5,68
S	1,47	1,7	1,53	1,57
Fe	42,03	26,92	41,71	36,89
Cu	33,79	46,54	26,09	35,47

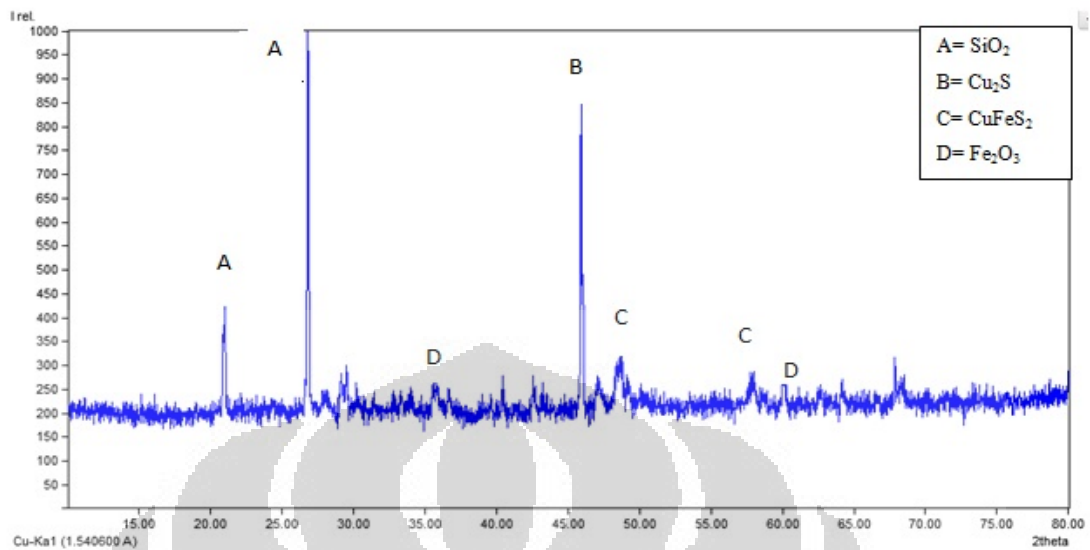
Tabel 4.7 Komposisi sampel pemanggangan 30 menit

unsur	Persentase Kadar (%)			rata-rata
	Pengujian 1	Pengujian 2	Pengujian 3	
C	0,82	0,66	0,69	0,72
O	10,48	21,26	10,22	13,99
Mg	0,56	1,58	0,51	0,88
Al	3,08	8,03	5,62	5,58
Si	2,95	6,91	2,78	4,21
S	1,47	1,9	1,18	1,52
Fe	26,15	25,65	23,27	25,02
Cu	54,48	33,64	55,73	47,95

Pada data yang didapatkan dari pengujian EDX pada Tabel 4.4, Tabel 4.5, Tabel 4.6, dan Tabel 4.7, dari sampel yang telah dipanggang selama 0, 10, 20, dan 30 menit, maka dapat disimpulkan bahwa terjadi peningkatan kadar Cu. Pada pemanggangan 10 menit seperti terlihat pada Tabel 4.5 diperoleh kadar Cu 30,18%; selanjutnya meningkat pada pemanggangan 20 menit menjadi 35,47%, seperti terlihat pada Tabel 4.6 serta pada pemanggangan 30 menit menjadi 47,95%, seperti terlihat pada Tabel 4.7. Peningkatan ini terjadi karena berkurangnya massa total sampel hasil pemanggangan akibat berubahnya unsur S menjadi gas SO_2 serta unsur C dan O yang berkurang karena berubah menjadi CO dan O_2 .

Unsur yang paling banyak mengalami pengurangan adalah unsur O, dimana sebelum pemanggangan kadarnya mencapai 31, 34% namun setelah pemanggangan pada suhu $850\text{ }^\circ\text{C}$ selama 10, 20, dan 30 menit kadarnya menurun secara berurutan yaitu 19,4%; 14,45%; dan 13,99%.

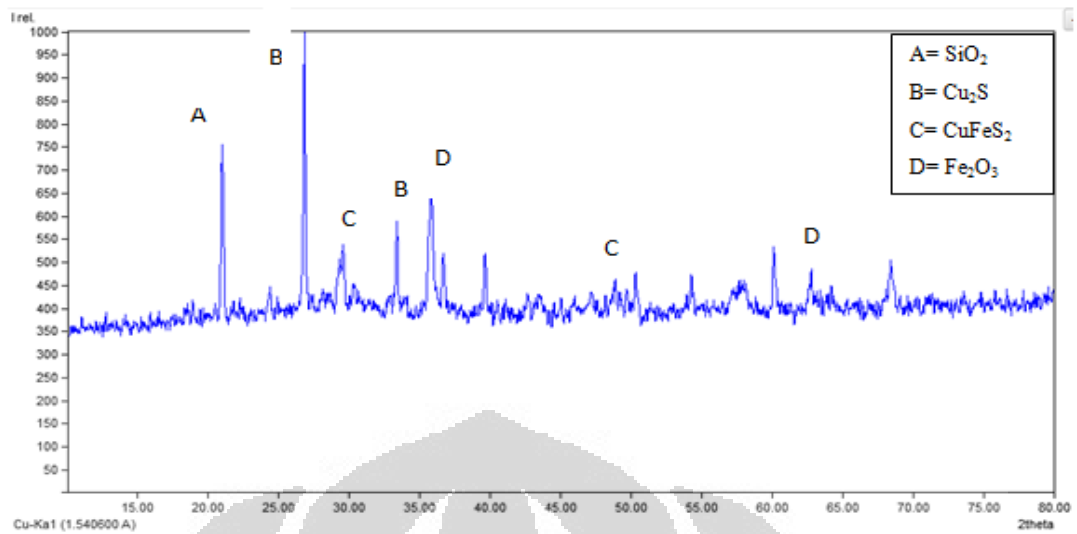
4.3 Hasil Pengujian XRD Setelah Pemanggangan



Gambar 4.2 Hasil XRD sampel pemanggangan 10 menit

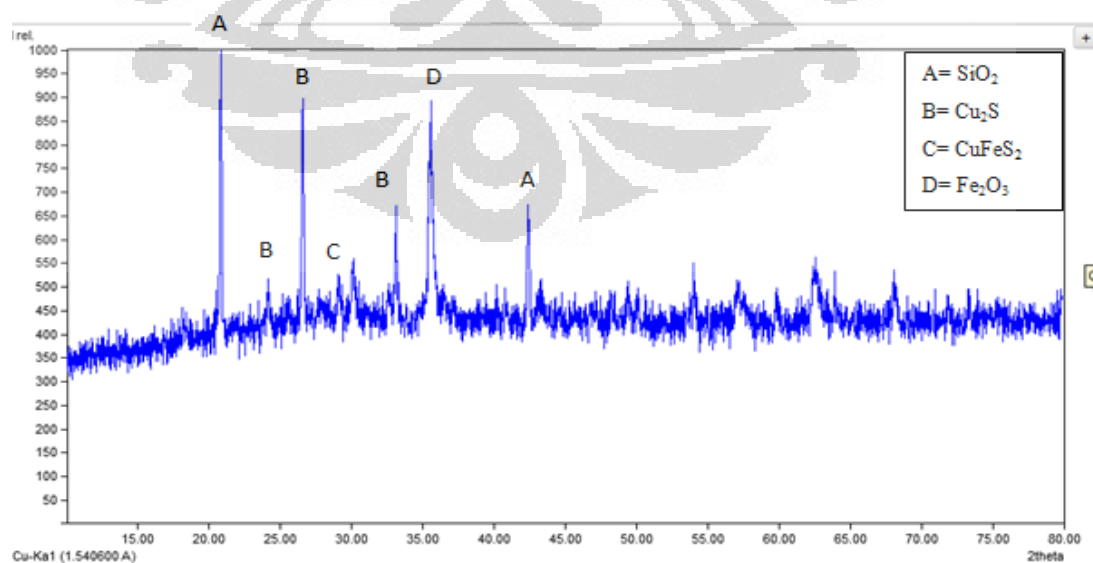
Pada sampel dengan waktu panggang 10 menit pada suhu 850 °C, hasil pengujian XRD, seperti terlihat pada Gambar 4.2, menunjukkan terbentuknya senyawa Cu_2S dan Fe_2O_3 . Hal ini mengindikasikan bahwa telah terjadi pemisahan antara Cu dengan Fe, dimana sebagian Fe yang ada dalam senyawa CuFeS_2 teroksidasi dan membentuk senyawa Fe_2O_3 . FeS tidak terdeteksi karena terdekomposisi menjadi Fe oksida dengan mudah pada suhu 850 C.^[10]

Selain terjadi pemisahan antara Cu dan Fe, unsur S yang ada dalam CuFeS_2 bereaksi dengan O_2 dan membentuk SO_2 . Namun masih terdeteksi senyawa CuFeS_2 , hal itu berarti tidak semua CuFeS_2 yang bereaksi saat pemanggangan, itu dapat terjadi karena waktu panggang yang relatif singkat.



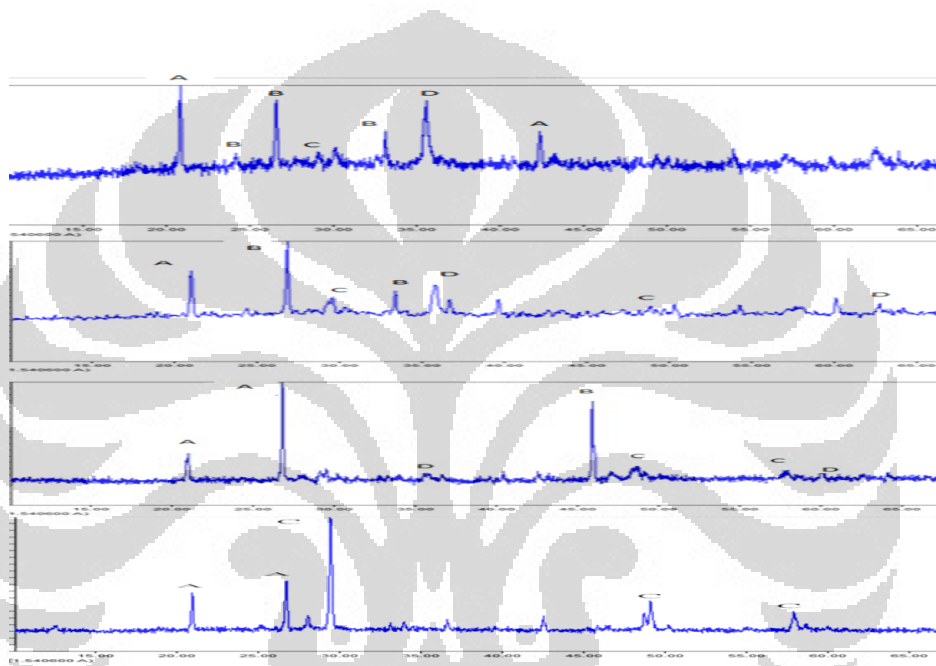
Gambar 4.3 Hasil XRD sampel pemanggangan 20 menit

Sama dengan sampel yang dipanggang selama 10 menit, pemanggangan selama 20 menit juga menunjukkan terbentuknya senyawa Cu_2S dan Fe_2O_3 , seperti terlihat pada Gambar 4.3. Namun intensitas Fe_2O_3 yang dihasilkan lebih tinggi dibandingkan dengan pemanggangan 10 menit. Hal ini menunjukkan bahwa Cu_2S dan Fe_2O_3 yang terbentuk lebih banyak dibandingkan dengan pemanggangan 10 menit.



Gambar 4.4 Hasil XRD sampel pemanggangan 30 menit

Pada sampel hasil pemanggangan 30 menit, hasil pengujian XRD, seperti terlihat pada Gambar 4.4, menunjukkan terbentuknya Cu_2S dan Fe_2O_3 . Fe_2O_3 yang terbentuk intensitasnya lebih tinggi dibandingkan dengan sampel yang di panggang 10 dan 20 menit. Hal ini menunjukkan bahwa semakin lama pemanggangan, Fe_2O_3 yang terbentuk semakin banyak. Selain itu CuFeS_2 yang terdeteksi intensitasnya semakin kecil, hal ini menunjukkan bahwa CuFeS_2 bertransformasi menjadi senyawa lain yaitu Cu_2S dan Fe_2O_3 .

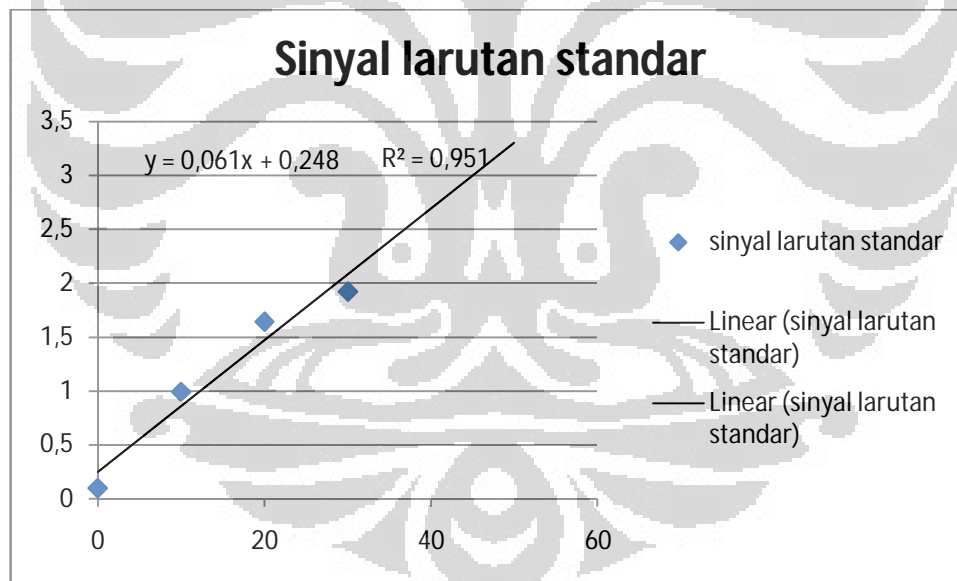


Gambar 4.5 perbandingan XRD pemanggangan 0, 10, 20, dan 30 menit

4.4 Hasil Pengujian AAS Setelah *Leaching*

Tabel 4.8 Sinyal Larutan Standar pada pengujian AAS

Larutan Standar CuNO ₃ (mg/L)	BlkCorr Signal
0	0,101
10	0,993
20	1,643
30	1,921
40	2,11
50	2,124



Gambar 4.6 grafik linier larutan standar CuNO₃

Persamaan garis sampel standar: $y = 0.061x + 0.248$

Data pengujian AAS diperoleh dengan memasukan sinyal dari sampel kedalam persamaan garis yang diperoleh dari larutan standar (Blanko). Larutan standar

yang digunakan pada pengujian AAS ini adalah CuNO_3 dengan konsentrasi 1000 ppm.

Tabel 4.9 Sinyal Larutan *pregnant leach solution* hasil *leaching*

Sampel (Variasi Waktu Panggang)	Blkcorr signal
(1) 0 Menit dipanggang	0.895
(2) 10 Menit dipanggang	1.501
(3) 20 Menit dipanggang	2.116
(4) 30 Menit dipanggang	2.148

Perhitungan kadar larutan *leaching* setiap sampel.

$$(1) y_1 = 0,061x_1 + 0,248$$

$$0,895 = 0,061x_1 + 0,248$$

$$x_1 = 10,61$$

$$(2) y_2 = 0,061x_2 + 0,248$$

$$1,501 = 0,061x_2 + 0,248$$

$$x_2 = 20,54$$

$$(3) y_3 = 0,061x_3 + 0,248$$

$$2,116 = 0,061x_3 + 0,248$$

$$x_3 = 30,62$$

$$(4) y_4 = 0,061x_4 + 0,248$$

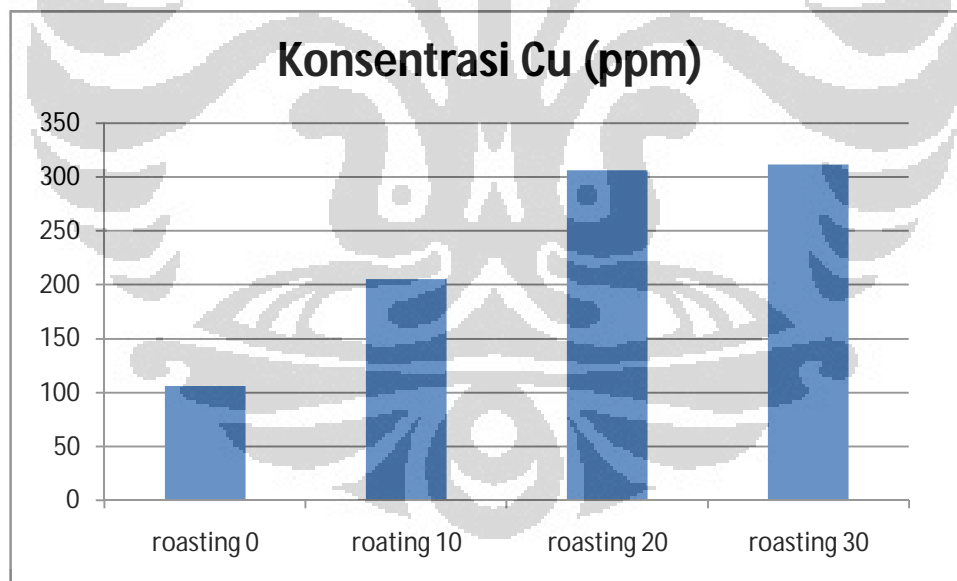
$$x_4 = 31,14$$

Tabel 4.10 Konsentrasi larutan PLS (*pregnant leach solution*)

Sampel (Variasi Waktu panggang)	[Cu] (ppm)	[Cu] sebelum pengenceran (ppm)
(1) 0 Menit dipanggang	10,61	106,1
(2) 10 Menit dipanggang	20,54	205,4
(3) 20 Menit dipanggang	30,62	306,2
(4) 30 Menit dipanggang	31,14	311,4

Faktor pengenceran: 10 kali

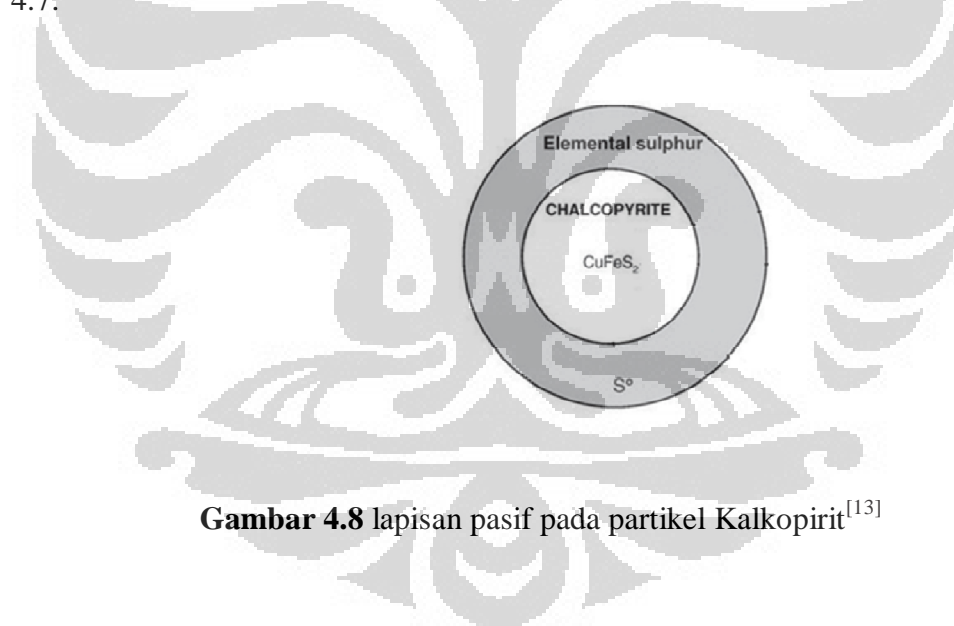
Sampel hasil *leaching* yang diuji dengan AAS, sebelum diuji diencerkan terlebih dahulu. Dari 10 ml larutan pregnant leach solution diencerkan hingga 100 ml. Faktor pengenceran tersebut harus dikalikan dengan konsentrasi yang diperoleh dari percobaan AAS sehingga diperoleh Tabel 4.10.

**Gambar 4.7** pengaruh waktu panggang terhadap konsentrasi Cu setelah *leaching*

Berdasarkan hasil AAS seperti terlihat pada Gambar 4.6, sampel yang dipanggang selama 30 menit memperoleh kadar Cu ppm yang paling tinggi (311,4 ppm). Ini menunjukkan bahwa semakin lama waktu pemangangan maka semakin

besar kadar Cu yang diperoleh dalam larutan *pregnant leach solution*. Meningkatnya kadar Cu tersebut disebabkan oleh lebih banyaknya Cu_2S yang terbentuk saat sampel dipanggang 30 menit. Senyawa CuFeS_2 lebih sulit di *leaching* dengan H_2SO_4 2 Molar dibandingkan dengan *leaching* Cu_2S dengan larutan H_2SO_4 . Ini terbukti dengan membandingkan sampel 1 yang merupakan kalkopirit awal tanpa pemangangan dan hanya memperoleh konsentrasi 106,1 ppm.

Berdasarkan penelitian yang dilakukan oleh Munoz (1979)^[13] bahwa *leaching* kalkopirit dengan menggunakan dengan $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ pada suhu dibawah $110\text{ }^\circ\text{C}$ akan mengalami perlambatan laju *leaching* ketika 30% tembaga telah larut. Perlambatan tersebut diakibatkan oleh terbentuknya lapisan pasif di sekitar partikel kalkopirit yang menghalangi *leaching* terjadi. Munoz mengusulkan bahwa lapisan beleranglah yang terbentuk seperti yang ditunjukkan pada Gambar 4.7.



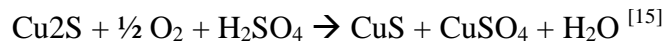
Gambar 4.8 lapisan pasif pada partikel Kalkopirit^[13]

Reaksi yang terjadi pada *leaching* berbeda antara sampel yang dipanggang dengan yang tidak dipanggang. Untuk sampel yang tidak dipanggang Cu yang di *leaching* berasal dari senyawa CuFeS_2 , sedangkan untuk sampel yang dipanggang Cu yang di-*leaching* berasal dari perpaduan senyawa CuFeS_2 dan Cu_2S . Semakin lama waktu panggang maka jumlah Cu_2S yang terbentuk semakin banyak, hal itu terlihat dari hasil pengujian XRD yang menunjukkan peningkatan intensitas untuk senyawa Cu_2S seiring dengan penambahan waktu panggang.

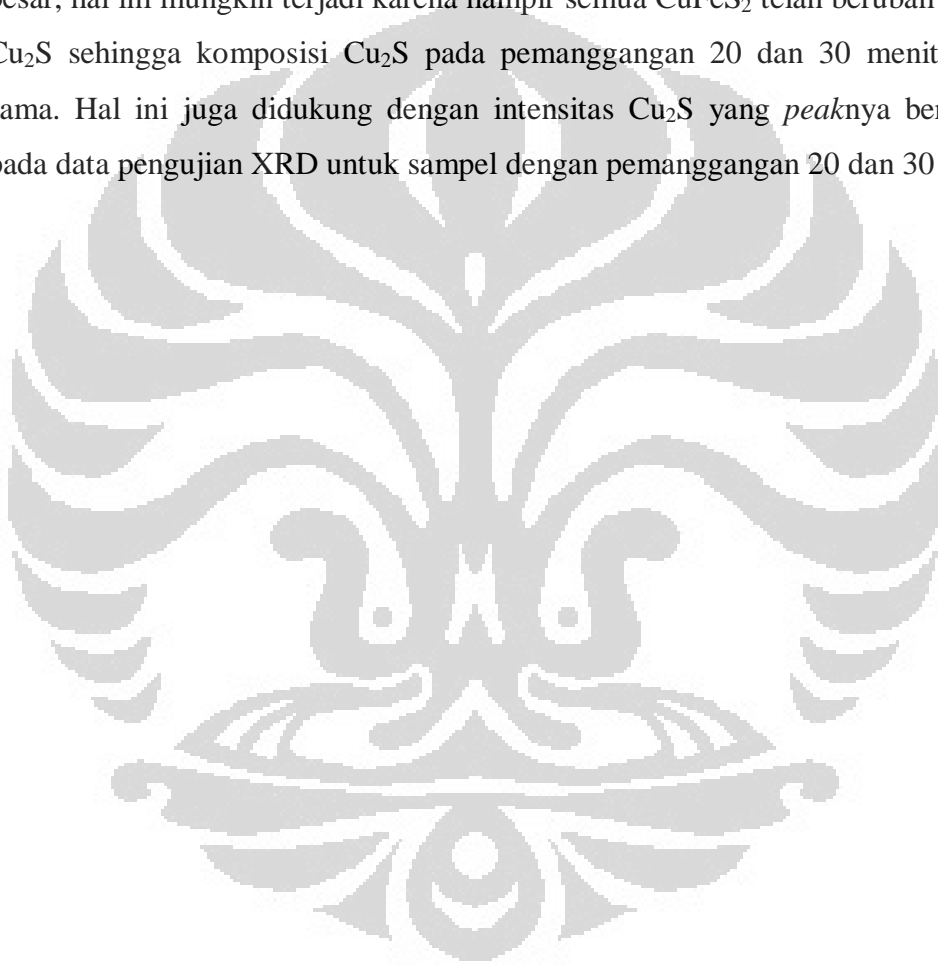
Reaksi pada saat *leaching* untuk chalcopyrite (CuFeS_2):



Reaksi untuk Cu_2S



. Peningkatan konsentrasi Cu terjadi untuk pemanggangan 10, 20, dan 30 menit. Namun pada pemanggangan 20 dan 30 menit peningkatan tidak terlalu besar, hal ini mungkin terjadi karena hampir semua CuFeS_2 telah berubah menjadi Cu_2S sehingga komposisi Cu_2S pada pemanggangan 20 dan 30 menit hampir sama. Hal ini juga didukung dengan intensitas Cu_2S yang *peaknya* berdekatan pada data pengujian XRD untuk sampel dengan pemanggangan 20 dan 30 menit.



BAB 5

KESIMPULAN

1. Proses pemanggangan bijih kalkopirit pada temperatur 850 °C menyebabkan transformasi fasa pada bijih kalkopirit. Senyawa CuFeS_2 berubah menjadi Cu_2S dan Fe_2O_3 .
2. Waktu roasting 30 menit merupakan waktu panggang yang paling efisien karena menghasilkan kadar Cu paling tinggi. Berdasarkan hasil pengujian EDX kadar Cu dengan pemanggangan 30 menit adalah 47,95%, lebih tinggi dari pemanggangan 20 menit (35,47%) dan pemanggangan 10 menit (30,18%).
3. Terjadi pemisahan antara Cu dengan Fe dalam senyawa CuFeS_2 saat proses pemanggangan. Cu dan Fe terpisah menjadi dua senyawa yang berbeda yaitu Cu_2S dan Fe_2O_3 .
4. Asam Sulfat 2 Molar dapat melarutkan Cu yang berasal dari kalkopirit.
5. Kalkopirit yang dipanggang lebih mudah di-*leaching* dibandingkan kalkopirit yang tidak dipanggang. Pada saat *leaching* untuk sampel yang dipanggang senyawa yang bereaksi adalah Cu_2S sedangkan sampel yang tidak dipanggang senyawa yang bereaksi tetap CuFeS_2 . Senyawa Cu_2S lebih mudah di-*leaching* itu terbukti dari hasil *leaching* dimana kadar Cu untuk kalkopirit yang dipanggang 30 menit paling tinggi yaitu 311,4 ppm.

DAFTAR PUSTAKA

1. Fathi Habashi. (1997). *Handbook of Extractive Metallurgy*. Weinheim: WILEY-VCH.
2. Dmitrii Vasil'evich Rundkvist dan Con Gillen. (1997). *Developments in Economic Geology Volume 30 Precambrian ore Deposits of the East European and Siberians Cratons*. Elsevier Science B. V.
3. Chiranjib Kumar Gupta. (2003) *Chemical Metallurgy: Principles and Practice*. Weinheim: WILEY-VCH.
4. *The World Copper Factbook 2010*. (2010). International Copper Study Group.
5. William D. Callister. (2007). *Materials Science and Engineering An Introduction 7th Ed.*, WILEY-VCH.
6. Hammond, C. R. (2004). *The Elements, in Handbook of Chemistry and Physics 81st edition*. CRC press.
7. Fathi Habashi. (1980). *Principles of Extractive Metallurgy Volume 2*. London: Gordon and Breach.
8. Ishwinder Singh Grewal. (1991). *Thesis: Oxidative Pressure Leaching of Chalcocite in Sulphuric Acid*. University of British Columbia
9. Mustafa Gulen, et.al. (2007). *Dissolution kinetics of calcined chalcopyrite ore in sulphuric acid solution*. Indian Journal of Chemical Technology Vol.15.
10. M. Sokic et al. (2008). *Investigation of Mechanism and Kinetics of Chalcopyrite Concentrate Oxidation Process*. Journal METALURGIJA 47.
11. B. D. Cullity. (2011). *Elements of X-Ray Diffraction*. BiblioBazar.
12. Skoog, D.A. (1985). *Principles of Instrumental Analysis, 3rd ed.*, Saunders College Publ, Philadelphia.
13. James Schaming. (2011). *Thesis: An Investigation of Leaching Chalcopyrite ore*. Ontario: Queen's University.
14. David Dreisinger. (2006). *Copper leaching from primary sulfides: Options for biological and chemical extraction of copper*. Journal Hydrometallurgy 83.
15. Schlesinger Mark E. (2011). *Extractive Metallurgy of Copper Fifth Edition*. Elsevier Ltd.

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.	Element	Atomic
	Type	%	%
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

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

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. Type	Element %	Atomic %
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

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

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.	Element	Atomic
	Type	%	%
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

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

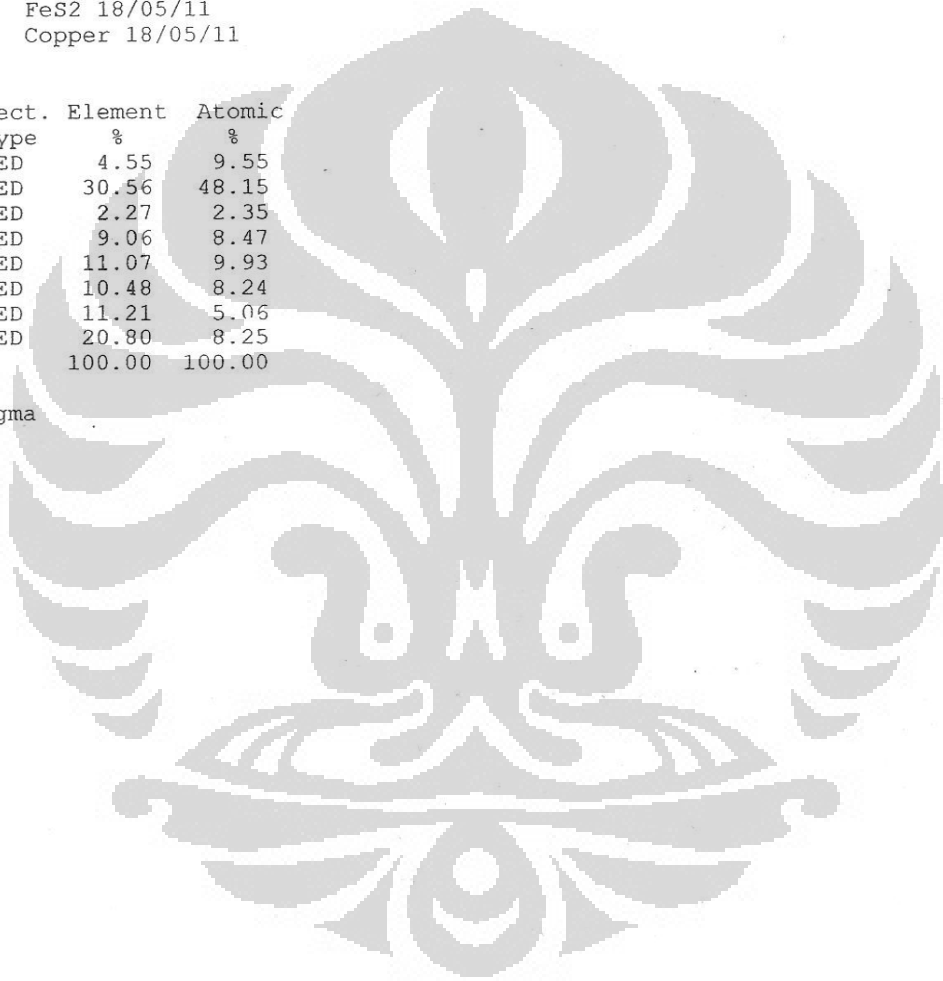
Quantitative method: ZAF (3 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

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



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

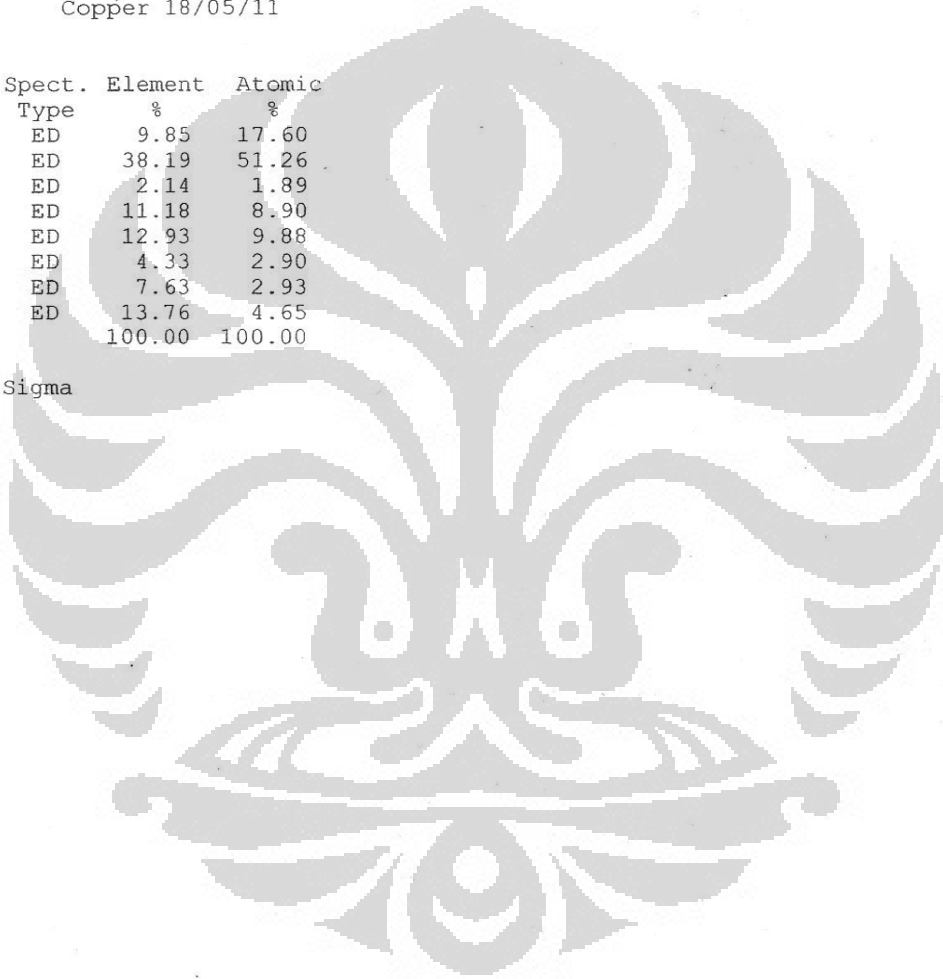
Quantitative method: ZAF (4 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

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.	Element	Atomic
	Type	%	%
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



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.	Element	Atomic
	Type	%	%
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

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

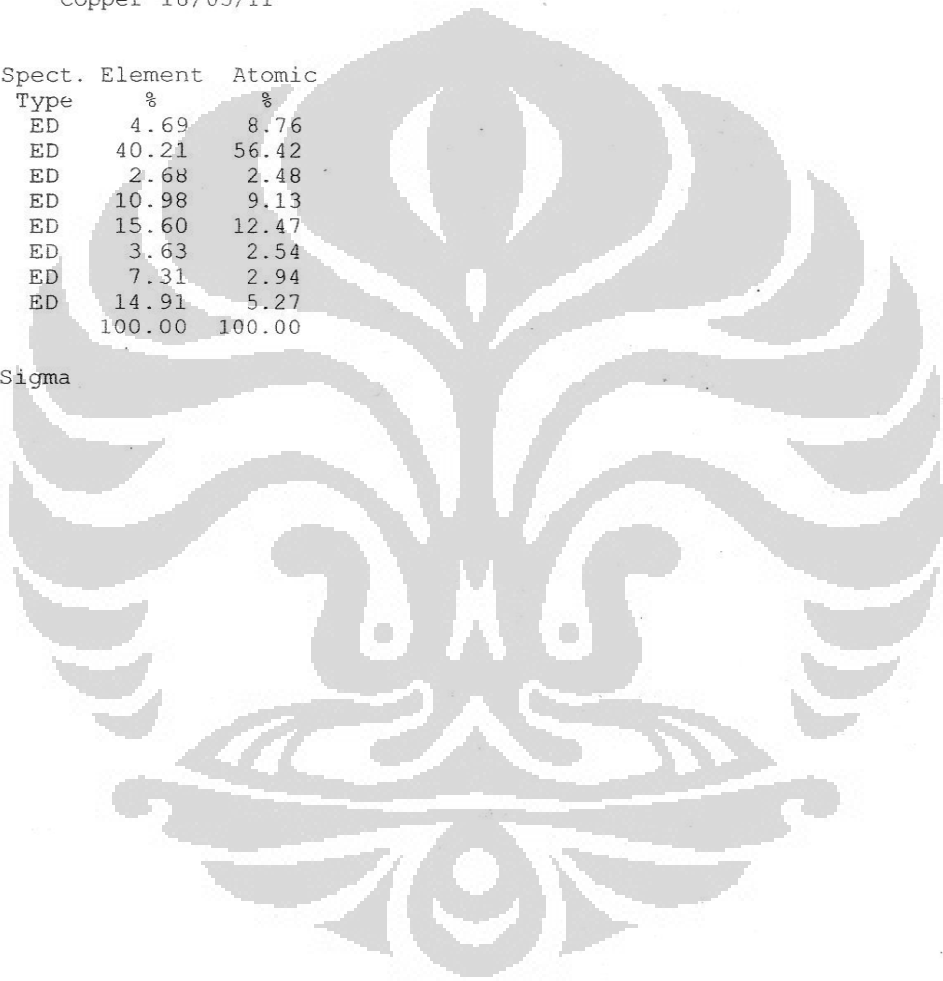
Quantitative method: ZAF (4 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

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



SEMQuant results. Listed at 14:31:28 on 16/06/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: 0797-kalkopirit-roasting 10'-1

System resolution = 61 eV

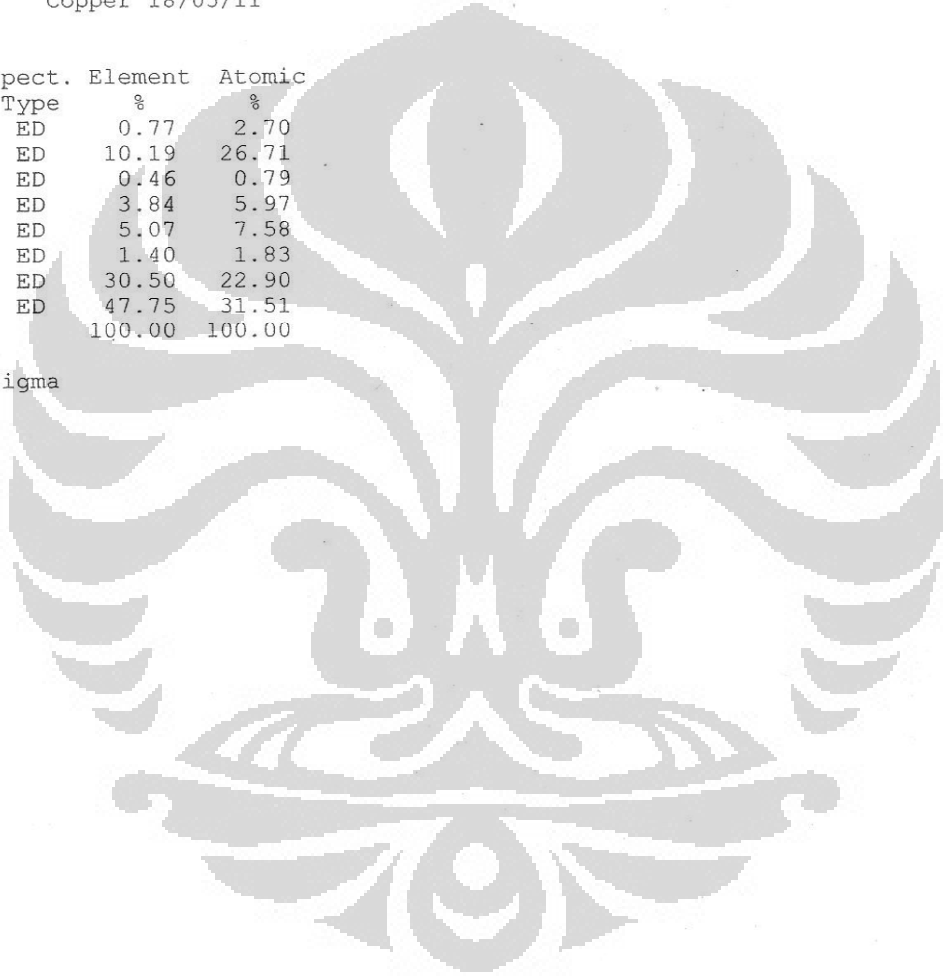
Quantitative method: ZAF (3 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

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	0.77	2.70
O K	ED	10.19	26.71
Mg K	ED	0.46	0.79
Al K	ED	3.84	5.97
Si K	ED	5.07	7.58
S K	ED	1.40	1.83
Fe K	ED	30.50	22.90
Cu K	ED	47.75	31.51
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma



SEMQuant results. Listed at 14:31:41 on 16/06/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: 0797-kalkopirit-roasting 10'-2

System resolution = 61 eV

Quantitative method: ZAF (2 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	0.84	1.97
O K	ED	27.78	49.06
Mg K	ED	0.47	0.55
Al K	ED	2.92	3.06
Si K	ED	23.91	24.05
S K	ED	1.43	1.26
Fe K	ED	17.83	9.02
Cu K	ED	24.82	11.03
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

SEMQuant results. Listed at 14:31:49 on 16/06/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: 0797-kalkopirit-roasting 10'-3

System resolution = 61 eV

Quantitative method: ZAF (2 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	0.79	2.14
O K	ED	20.24	41.09
Mg K	ED	1.62	2.17
Al K	ED	9.98	12.01
Si K	ED	8.59	9.93
S K	ED	2.20	2.23
Fe K	ED	21.42	12.46
Cu K	ED	35.16	17.98
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

SEMQuant results. Listed at 14:32:02 on 16/06/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: 0797-kalkopirit-roasting 20'-1

System resolution = 61 eV

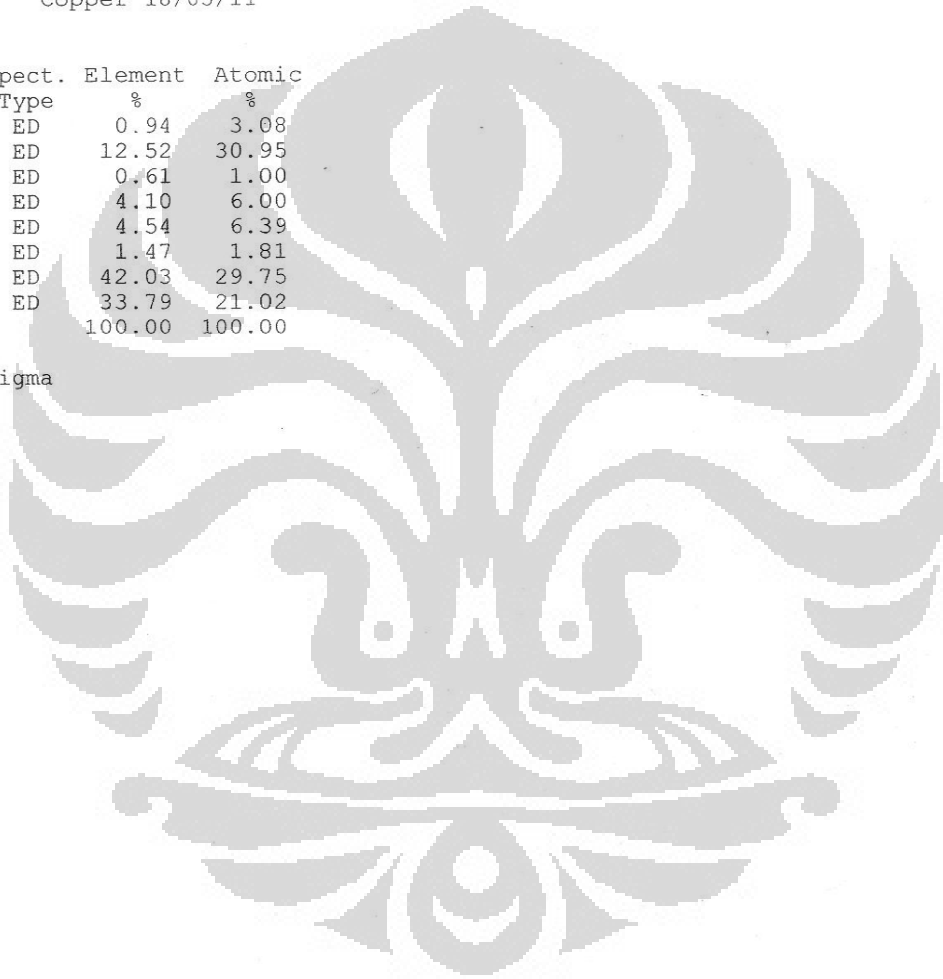
Quantitative method: ZAF (2 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

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	0.94	3.08
O K	ED	12.52	30.95
Mg K	ED	0.61	1.00
Al K	ED	4.10	6.00
Si K	ED	4.54	6.39
S K	ED	1.47	1.81
Fe K	ED	42.03	29.75
Cu K	ED	33.79	21.02
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma



SEMQuant results. Listed at 14:32:18 on 16/06/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: 0797-kalkopirit-roasting 20'-2

System resolution = 61 eV

Quantitative method: ZAF (2 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. Type	Element %	Atomic %
C K	ED	1.07	3.45
O K	ED	13.95	33.74
Mg K	ED	0.63	1.00
Al K	ED	3.94	5.66
Si K	ED	4.87	6.71
S K	ED	1.70	2.05
Ca K	ED	0.38	0.37
Fe K	ED	26.92	18.66
Cu K	ED	46.54	28.35
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

SEMQuant results. Listed at 14:32:47 on 16/06/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: 0797-kalkopirit-roasting 20'-3

System resolution = 61 eV

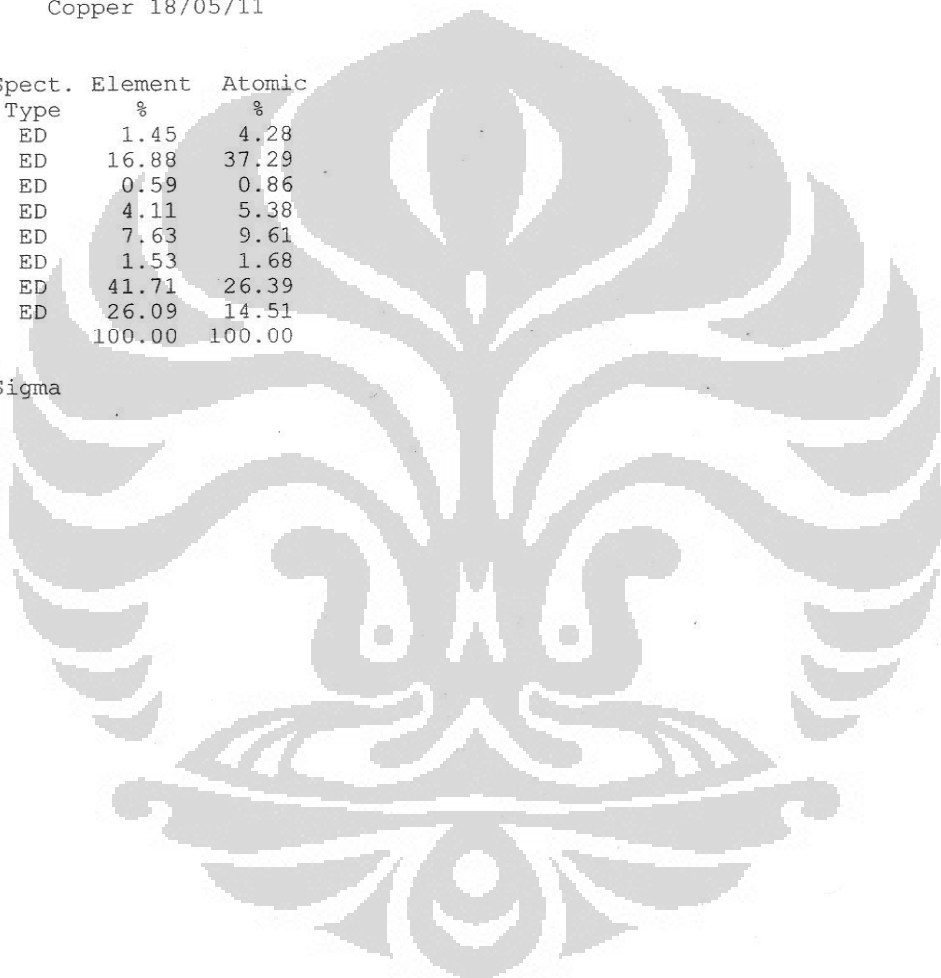
Quantitative method: ZAF (2 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

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	1.45	4.28
O K	ED	16.88	37.29
Mg K	ED	0.59	0.86
Al K	ED	4.11	5.38
Si K	ED	7.63	9.61
S K	ED	1.53	1.68
Fe K	ED	41.71	26.39
Cu K	ED	26.09	14.51
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma



SEMQuant results. Listed at 14:32:57 on 16/06/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: .0797-kalkopirit-roasting 30'-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	0.82	2.92
O K	ED	10.48	28.04
Mg K	ED	0.56	0.99
Al K	ED	3.08	4.88
Si K	ED	2.95	4.49
S K	ED	1.47	1.96
Fe K	ED	26.15	20.04
Cu K	ED	54.48	36.69
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

SEMQuant results. Listed at 14:35:54 on 16/06/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: 0797-kalkopirit-roasting 30'-2

System resolution = 61 eV

Quantitative method: ZAF (2 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. Type	Element %	Atomic %
C K	ED	0.66	1.80
O K	ED	21.26	43.57
Mg K	ED	1.58	2.14
Al K	ED	8.03	9.76
Si K	ED	6.91	8.07
S K	ED	1.90	1.94
Ca K	ED	0.38	0.31
Fe K	ED	25.65	15.06
Cu K	ED	33.64	17.36
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma

SEMQuant results. Listed at 14:36:08 on 16/06/12
Operator: Ferdian
Client: Departemen Teknik Metalurgi dan Material
Job: Energy Dispersive X-ray Analysis
Spectrum label: 0797-kalkopirit-roasting 30'-3

System resolution = 61 eV

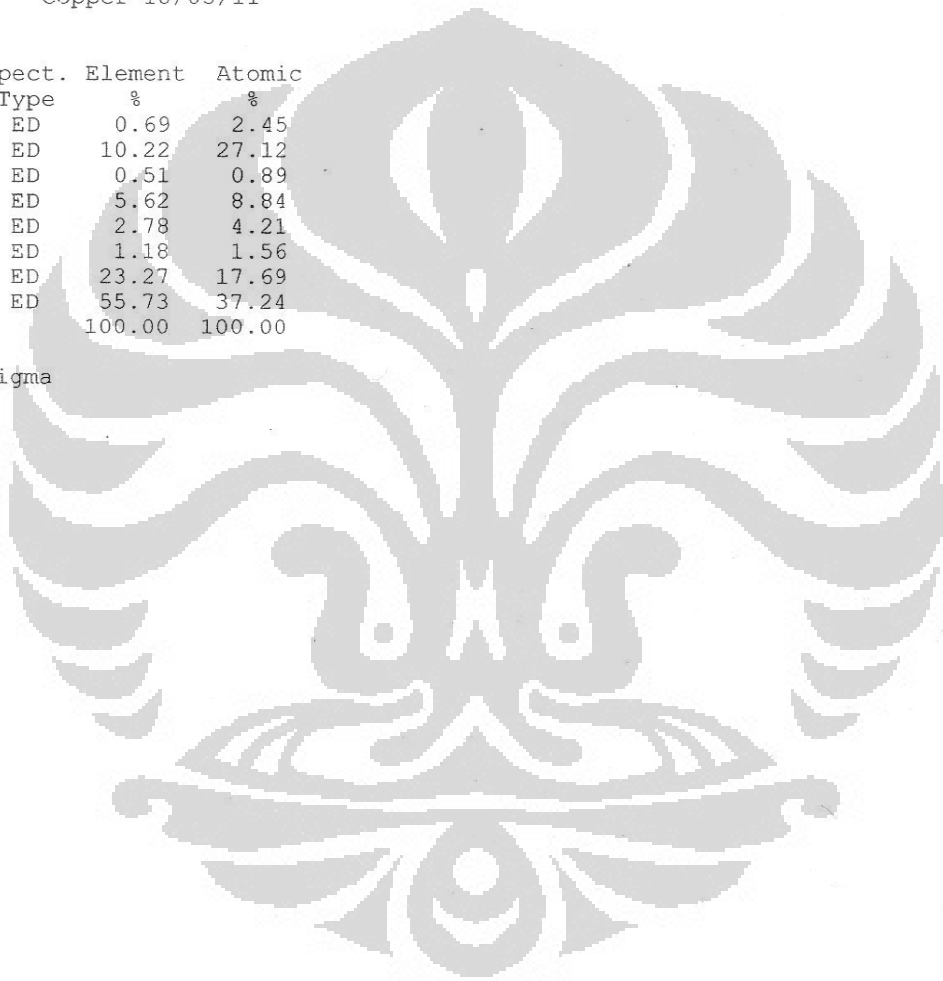
Quantitative method: ZAF (3 iterations).
Analysed all elements and normalised results.

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.	Element	Atomic
	Type	%	%
C K	ED	0.69	2.45
O K	ED	10.22	27.12
Mg K	ED	0.51	0.89
Al K	ED	5.62	8.84
Si K	ED	2.78	4.21
S K	ED	1.18	1.56
Fe K	ED	23.27	17.69
Cu K	ED	55.73	37.24
Total		100.00	100.00

* = <2 Sigma



*** Basic Data Process ***

Group : 0612
Data : D-TR

Strongest 3 peaks

no.	peak no.	2Theta (deg)	d (Å)	I/I1	FWHM (deg)	Intensity (Counts)	Integrated Int (Counts)
1	9	29.3960	3.03597	100	0.15980	1290	11156
2	6	26.6598	3.34103	42	0.15200	547	4489
3	3	20.8925	4.24845	29	0.14040	376	2886

Peak Data List

peak no.	2Theta (deg)	d (Å)	I/I1	FWHM (deg)	Intensity (Counts)	Integrated Int (Counts)
1	12.4722	7.09132	4	0.25560	49	958
2	20.7000	4.28753	3	0.07420	43	275
3	20.8925	4.24845	29	0.14040	376	2886
4	25.0600	3.55058	3	0.12800	42	366
5	25.2000	3.53117	3	0.12000	43	394
6	26.6598	3.34103	42	0.15200	547	4489
7	27.9980	3.18431	12	0.14450	151	1538
8	29.1600	3.06001	6	0.08760	71	596
9	29.3960	3.03597	100	0.15980	1290	11156
10	33.0681	2.70675	5	0.14380	67	734
11	33.9107	2.64139	8	0.13850	104	966
12	34.4605	2.60050	4	0.14760	46	479
13	36.5742	2.45491	10	0.13420	124	1001
14	39.4937	2.27990	3	0.15250	44	480
15	42.4788	2.12634	12	0.16840	161	1520
16	45.1598	2.00614	4	0.10540	49	386
17	45.8122	1.97908	6	0.12050	73	545
18	46.3524	1.95726	4	0.21150	49	850
19	48.5400	1.87404	4	0.09880	50	354
20	48.6950	1.86844	16	0.15170	207	1669
21	49.0784	1.85473	27	0.17520	344	3531
22	50.1789	1.81661	4	0.24220	56	1014
23	52.3781	1.74539	3	0.12380	42	471
24	54.8257	1.67311	3	0.17510	41	469
25	55.0516	1.66678	3	0.12330	43	464
26	57.8751	1.59200	17	0.19620	221	2724
27	58.6061	1.57388	5	0.16780	68	888
28	59.9825	1.54101	5	0.14500	62	618
29	60.9460	1.51893	3	0.10800	41	362
30	67.7380	1.38221	4	0.21890	57	636
31	68.1807	1.37431	5	0.13200	63	519
32	71.4618	1.31905	3	0.16360	40	654
33	73.4420	1.28830	4	0.15600	47	570
34	79.5202	1.20439	6	0.17380	74	1017

*** Basic Data Process ***

Data Infomation

Group : 0612
Data : D-TR
Sample Nmae : Tanpa Roasting
Comment :
Date & Time : 06-15-12 14:51:08

Measurement Condition

X-ray tube
target : Cu
voltage : 40.0 (kV)
current : 30.0 (mA)

Slits
Auto Slit : not Used
divergence slit : 1.00000 (deg)
scatter slit : 1.00000 (deg)
receiving slit : 0.30000(mm)

Scanning
drive axis : Theta-2Theta
scan range : 10.0000 - 80.0000 (deg)
scan mode : Continuous Scan
scan speed : 2.4000 (deg/min)
sampling pitch : 0.0200 (deg)
preset time : 0.50 (sec)

Data Process Condition

Smoothing [AUTO]
smoothing points : 11

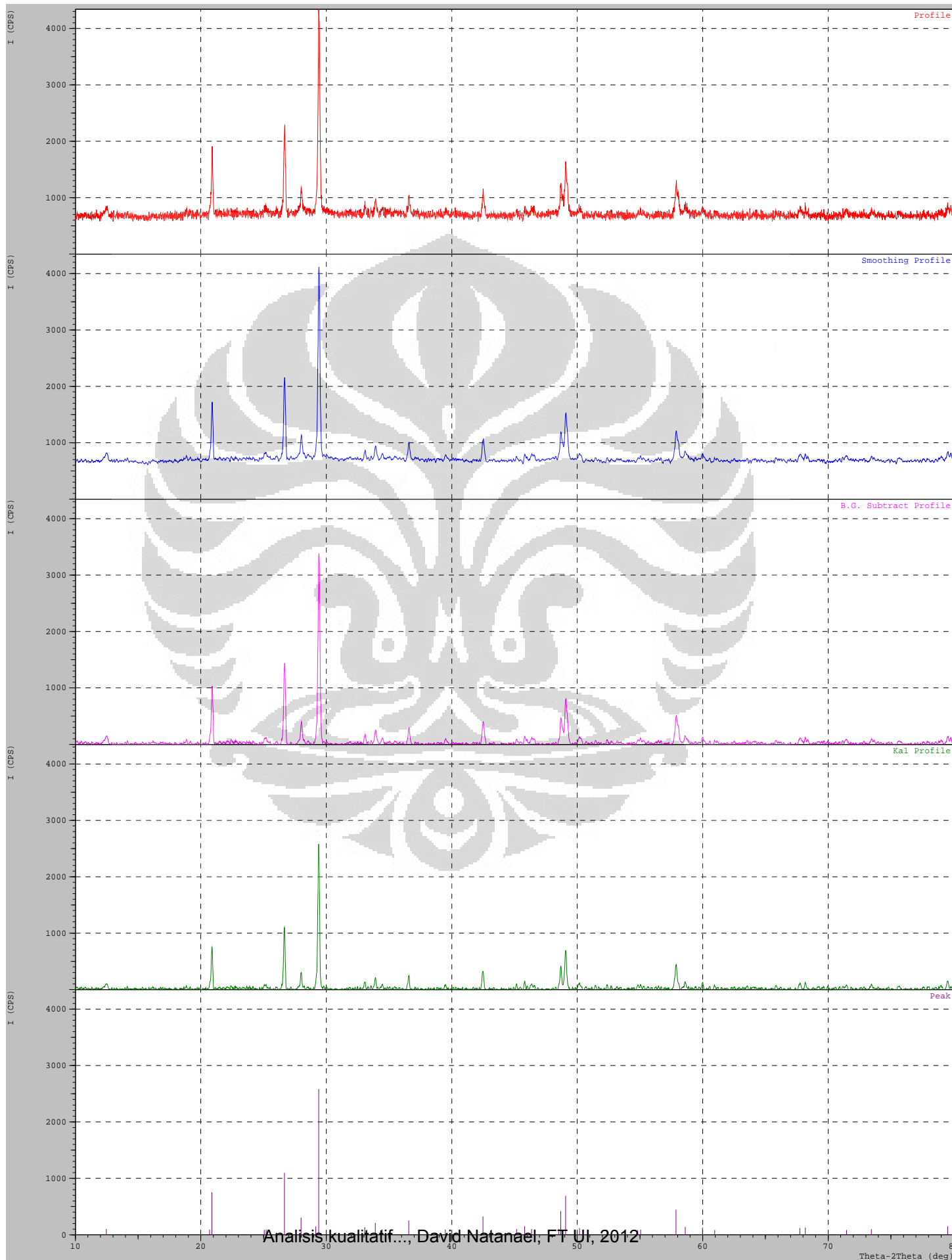
B.G.Subtruction [AUTO]
sampling points : 11
repeat times : 30

Kal-a2 Separate [MANUAL]
Kal a2 ratio : 50 (%)

Peak Search [AUTO]
differential points : 9
FWHM threhold : 0.050 (deg)
intensity threhold : 30 (par mil)
FWHM ratio (n-1)/n : 2

System error Correction [NO]
Precise peak Correction [NO]

< Group: 0612 Data: D-TR >



*** Basic Data Process ***

Group : 0612
Data : D-R10

# Strongest 3 peaks							
no.	peak no.	2Theta (deg)	d (Å)	I/I1	FWHM (deg)	Intensity (Counts)	Integrated Int (Counts)
1	4	26.7022	3.33582	100	0.13080	805	5870
2	23	45.8428	1.97783	91	0.11260	730	4581
3	3	20.8328	4.26049	25	0.22770	200	2248

Peak Data List

peak no.	2Theta (deg)	d (Å)	I/I1	FWHM (deg)	Intensity (Counts)	Integrated Int (Counts)
1	13.0800	6.76314	3	0.30660	25	1010
2	14.3266	6.17734	3	0.07330	26	217
3	20.8328	4.26049	25	0.22770	200	2248
4	26.7022	3.33582	100	0.13080	805	5870
5	27.2152	3.27410	3	0.08380	25	231
6	27.9691	3.18753	7	0.10830	53	791
7	29.0378	3.07260	9	0.22220	76	1172
8	29.4068	3.03488	11	0.14480	91	762
9	30.1203	2.96460	5	0.10940	41	384
10	31.3380	2.85212	4	0.08400	32	280
11	32.6650	2.73922	4	0.08000	34	229
12	33.1835	2.69760	6	0.12430	46	439
13	33.9104	2.64142	5	0.16080	43	590
14	34.6687	2.58536	4	0.07590	34	228
15	35.6550	2.51607	8	0.14200	67	1118
16	36.5513	2.45640	6	0.12490	49	389
17	37.7805	2.37926	3	0.07100	25	164
18	39.5226	2.27830	5	0.12130	39	329
19	40.3027	2.23599	8	0.11070	63	508
20	41.2942	2.18456	4	0.12440	29	375
21	42.4625	2.12712	9	0.15500	71	753
22	43.0457	2.09964	3	0.18860	27	496
23	45.8428	1.97783	91	0.11260	730	4581
24	46.9933	1.93205	6	0.30670	49	1089
25	48.4335	1.87791	12	0.50710	95	2188
26	49.0555	1.85555	8	0.12900	63	498
27	49.9576	1.82413	4	0.11130	34	329
28	53.4316	1.71343	5	0.14330	37	429
29	55.1899	1.66293	3	0.11480	25	198
30	56.2421	1.63429	4	0.08430	29	167
31	57.7425	1.59534	6	0.52500	47	1383
32	58.4385	1.57799	3	0.18290	25	400
33	59.9646	1.54142	11	0.18340	92	1108
34	61.0466	1.51667	3	0.08670	26	179
35	61.6275	1.50376	3	0.10850	27	184
36	61.9983	1.49565	4	0.11670	33	202
37	64.0737	1.45212	9	0.13510	73	576
38	66.4265	1.40628	4	0.23840	33	630
39	67.1063	1.39368	4	0.11090	36	340
40	67.7802	1.38145	15	0.11280	121	772
41	68.1766	1.37438	8	0.16670	67	869
42	70.9672	1.32703	3	0.18550	24	226
43	71.4488	1.31926	3	0.12230	26	160
44	73.2180	1.29169	4	0.10800	31	293
45	74.6228	1.27081	3	0.08900	26	163
46	76.4998	1.24424	3	0.11240	27	176
47	77.5789	1.22961	4	0.07120	29	159
48	78.0617	1.22321	3	0.08750	25	172
49	79.0182	1.21078	3	0.14640	27	344

*** Basic Data Process ***

Data Infomation

Group : 0612
Data : D-R10
Sample Nmae : Roas
Comment :
Date & Time : 06-15-12 15:18:45

Measurement Condition

X-ray tube
target : Cu
voltage : 40.0 (kV)
current : 30.0 (mA)

Slits
Auto Slit : not Used
divergence slit : 1.00000 (deg)
scatter slit : 1.00000 (deg)
receiving slit : 0.30000(mm)

Scanning
drive axis : Theta-2Theta
scan range : 10.0000 - 80.0200 (deg)
scan mode : Continuous Scan
scan speed : 2.4000 (deg/min)
sampling pitch : 0.0200 (deg)
preset time : 0.50 (sec)

Data Process Condition

Smoothing [AUTO]
smoothing points : 9

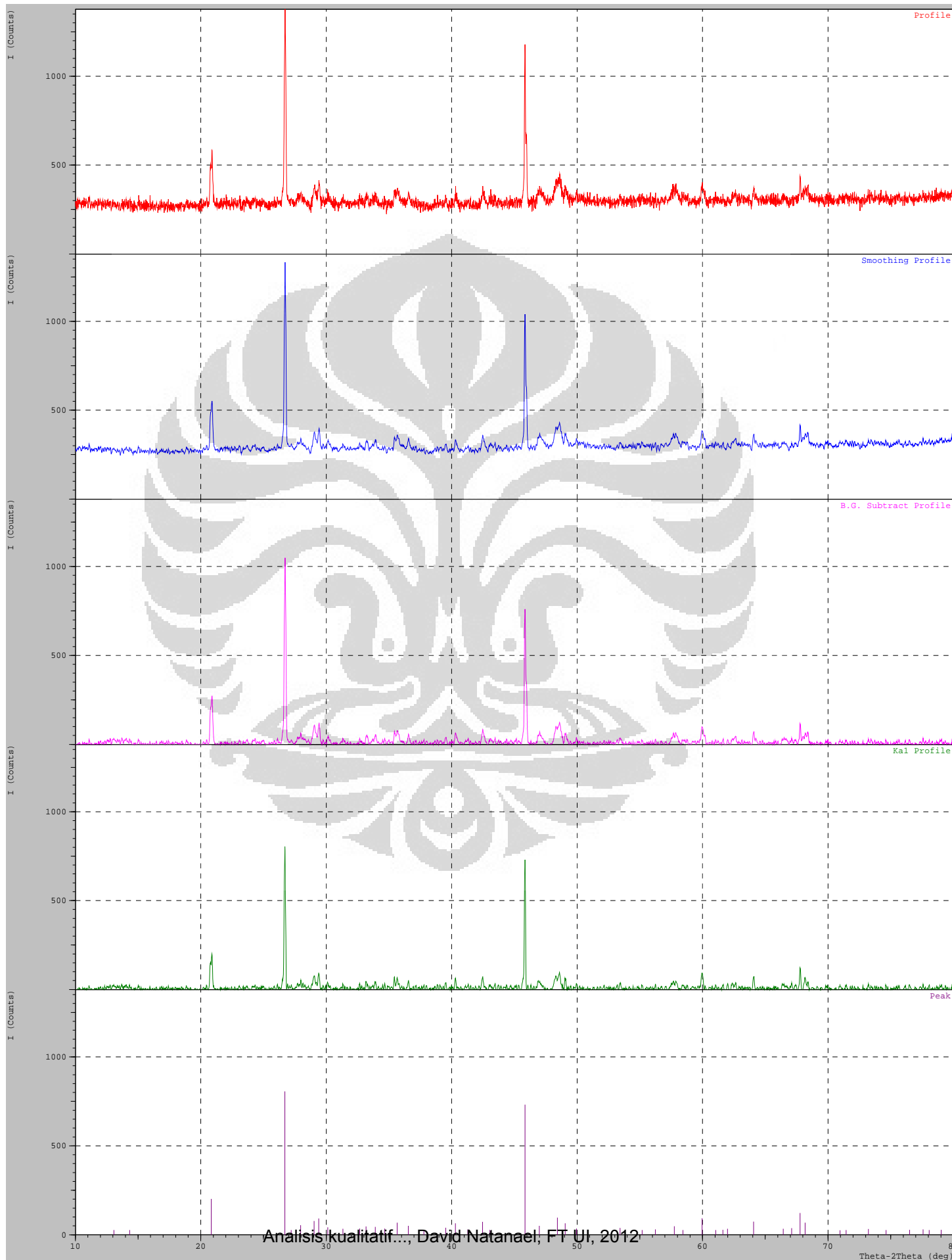
B.G.Subtruction [AUTO]
sampling points : 9
repeat times : 30

Ka1-a2 Separate [MANUAL]
Ka1 a2 ratio : 50 (%)

Peak Search [MANUAL]
differential points : 29
FWHM threhold : 0.050 (deg)
intensity threhold : 30 (par mil)
FWHM ratio (n-1)/n : 2

System error Correction [NO]
Precise peak Correction [NO]

< Group: 0612 Data: D-R10 >



*** Basic Data Process ***

Group : 0612
Data : D-R20

Strongest 3 peaks

no.	peak no.	2Theta (deg)	d (Å)	I/I1	FWHM (deg)	Intensity (Counts)	Integrated Int (Counts)
1	19	26.6803	3.33851	100	0.13930	418	3558
2	11	20.8572	4.25556	61	0.18080	253	2526
3	31	35.6378	2.51724	41	0.33850	172	3312

Peak Data List

peak no.	2Theta (deg)	d (Å)	I/I1	FWHM (deg)	Intensity (Counts)	Integrated Int (Counts)
1	10.8734	8.13016	6	0.09890	26	180
2	13.0603	6.77330	3	0.06930	13	104
3	13.9791	6.33011	6	0.08180	24	306
4	14.6246	6.05213	5	0.06270	20	151
5	15.7450	5.62390	6	0.08500	26	173
6	16.3685	5.41105	5	0.10910	22	240
7	17.2289	5.14271	5	0.05780	21	101
8	18.4083	4.81580	7	0.14330	29	447
9	18.7433	4.73047	10	0.12220	40	323
10	20.3291	4.36491	7	0.13820	28	274
11	20.8572	4.25556	61	0.18080	253	2526
12	21.6643	4.09881	6	0.09670	26	236
13	22.1035	4.01835	8	0.07290	35	204
14	22.9190	3.87718	3	0.09000	14	102
15	23.4150	3.79616	3	0.07000	13	84
16	24.2057	3.67392	11	0.21800	47	689
17	24.7662	3.59203	9	0.07900	39	302
18	25.8923	3.43830	6	0.08390	23	215
19	26.6803	3.33851	100	0.13930	418	3558
20	27.2780	3.26670	5	0.06400	22	132
21	27.9610	3.18844	6	0.12930	27	269
22	28.4796	3.13155	6	0.08730	25	210
23	29.4271	3.03284	22	0.22840	90	1777
24	30.2750	2.94980	9	0.11000	39	524
25	30.7188	2.90819	3	0.02420	13	28
26	31.2500	2.85995	4	0.10000	18	146
27	31.7580	2.81535	5	0.05200	19	69
28	32.7092	2.73562	6	0.26510	26	538
29	33.2337	2.69364	36	0.13110	152	1111
30	33.8581	2.64538	7	0.11040	30	384
31	35.6378	2.51724	41	0.33850	172	3312
32	36.5280	2.45791	20	0.19400	82	963
33	37.7905	2.37865	6	0.12900	24	265
34	38.7444	2.32226	5	0.07550	20	100
35	38.9350	2.31132	6	0.07000	23	85
36	39.4868	2.28029	25	0.14360	106	993
37	40.4030	2.23067	7	0.09940	31	247
38	40.9601	2.20160	9	0.09090	37	274
39	42.5291	2.12394	11	0.14180	44	534
40	43.3401	2.08606	10	0.14430	40	701
41	44.9133	2.01657	7	0.10670	31	243
42	45.8697	1.97673	8	0.08600	33	196
43	47.0383	1.93031	8	0.21670	35	586
44	47.5000	1.91262	4	0.06460	18	135
45	48.6800	1.86898	9	0.37000	38	970
46	48.8200	1.86394	8	0.04360	34	106
47	49.5493	1.83820	13	0.13210	55	475
48	50.1810	1.81653	18	0.14550	75	810
49	51.2300	1.78177	6	0.12660	26	298

peak no.	2Theta (deg)	d (Å)	I/I1	FWHM (deg)	Intensity (Counts)	Integrated Int (Counts)
50	51.7494	1.76511	7	0.09390	28	186
51	52.7200	1.73487	3	0.08000	14	360
52	53.7000	1.70550	6	0.06860	23	195
53	54.1342	1.69284	18	0.13350	76	704
54	55.7428	1.64774	4	0.12570	17	167
55	56.3466	1.63151	5	0.10670	22	171
56	57.0211	1.61380	7	0.19780	28	664
57	57.8375	1.59295	11	0.15500	45	794
58	59.9987	1.54063	30	0.14020	126	1012
59	60.5743	1.52736	4	0.05720	18	89
60	61.1743	1.51381	6	0.15530	26	250
61	61.6678	1.50287	6	0.08430	23	197
62	62.5200	1.48442	8	0.00000	33	0
63	65.2213	1.42932	6	0.08270	26	174
64	65.6160	1.42168	6	0.05200	23	141
65	66.0600	1.41319	5	0.08000	21	167
66	66.6910	1.40134	8	0.09140	35	242
67	67.2577	1.39091	6	0.07040	23	121
68	68.2856	1.37245	19	0.27130	81	1428
69	68.9200	1.36136	4	0.06660	18	128
70	69.4948	1.35150	6	0.05730	27	111
71	70.1634	1.34025	7	0.08450	30	254
72	70.7431	1.33068	8	0.07380	32	311
73	71.4600	1.31908	3	0.10000	14	417
74	72.0330	1.30999	6	0.21400	24	625
75	72.7882	1.29825	6	0.04930	23	78
76	73.4522	1.28815	8	0.14440	35	463
77	74.7068	1.26959	7	0.08640	29	298
78	75.1600	1.26306	5	0.12000	21	212
79	75.7211	1.25509	7	0.10630	31	269
80	76.5315	1.24380	10	0.08810	43	269
81	77.0590	1.23660	6	0.07800	26	245
82	77.7028	1.22796	9	0.08930	38	248
83	78.1600	1.22191	4	0.02140	17	110
84	78.6085	1.21606	4	0.06700	18	239

*** Basic Data Process ***

Data Infomation

Group : 0612
Data : D-R20
Sample Nmae : Roasting 20
Comment :
Date & Time : 06-15-12 16:14:32

Measurement Condition

X-ray tube
target : Cu
voltage : 40.0 (kV)
current : 30.0 (mA)

Slits
Auto Slit : not Used
divergence slit : 1.00000 (deg)
scatter slit : 1.00000 (deg)
receiving slit : 0.30000(mm)

Scanning
drive axis : Theta-2Theta
scan range : 10.0000 - 80.0000 (deg)
scan mode : Continuous Scan
scan speed : 2.4000 (deg/min)
sampling pitch : 0.0200 (deg)
preset time : 0.50 (sec)

Data Process Condition

Smoothing [AUTO]
smoothing points : 9

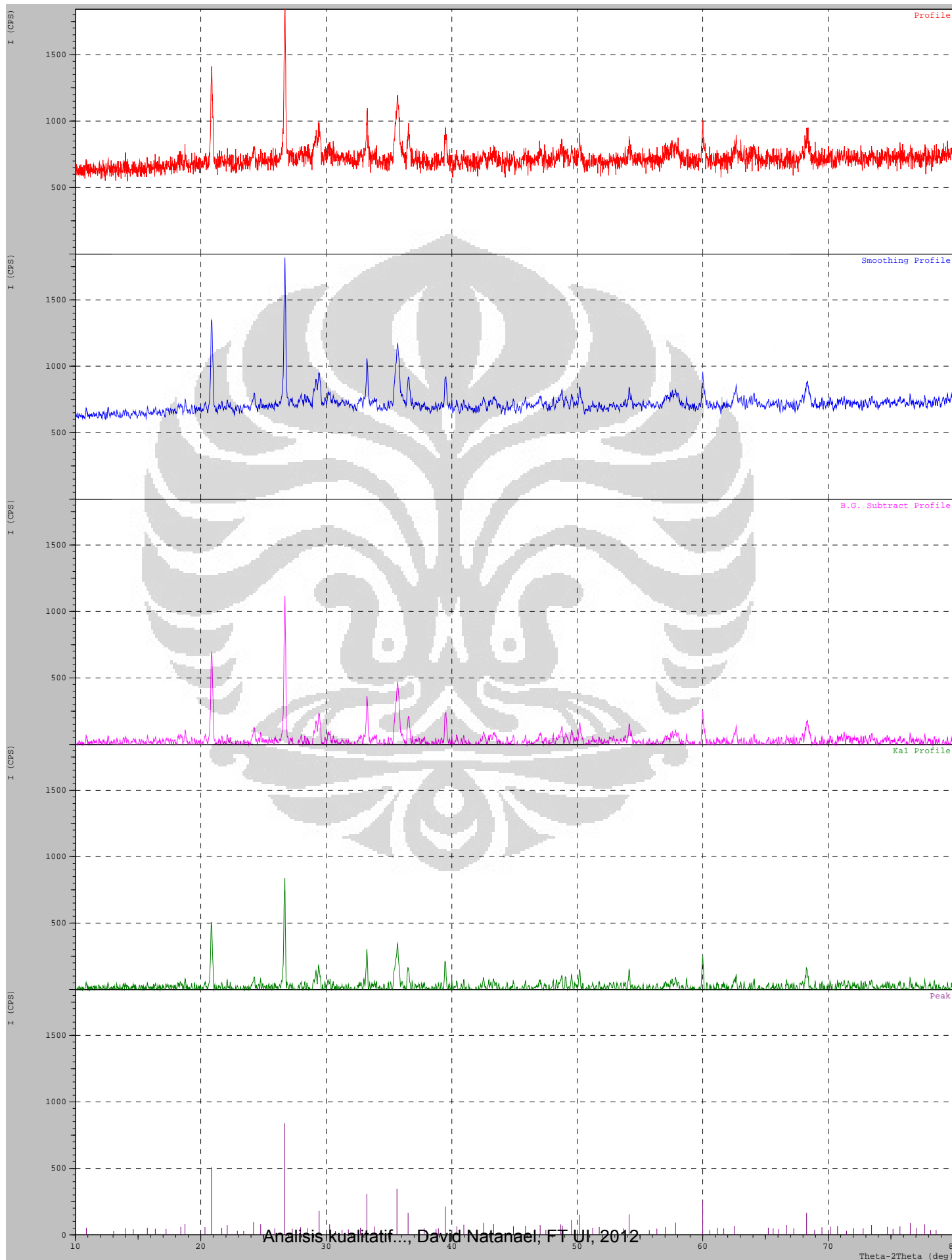
B.G.Subtruction [AUTO]
sampling points : 11
repeat times : 30

Ka1-a2 Separate [MANUAL]
Ka1 a2 ratio : 50 (%)

Peak Search [MANUAL]
differential points : 39
FWHM threhold : 0.050 (deg)
intensity threhold : 30 (par mil)
FWHM ratio (n-1)/n : 2

System error Correction [NO]
Precise peak Correction [NO]

< Group: 0612 Data: D-R20 >



*** Basic Data Process ***

Group : 0612
Data : D-R30

Strongest 3 peaks

no.	peak no.	2Theta (deg)	d (Å)	I/I1	FWHM (deg)	Intensity (Counts)	Integrated Int (Counts)
1	16	20.9332	4.24029	100	0.13630	483	3941
2	23	26.6803	3.33851	74	0.14020	359	3126
3	36	35.6354	2.51741	65	0.27180	313	5316

Peak Data List

peak no.	2Theta (deg)	d (Å)	I/I1	FWHM (deg)	Intensity (Counts)	Integrated Int (Counts)
1	10.7860	8.19584	4	0.11600	17	340
2	11.4680	7.70992	5	0.10400	26	331
3	11.9002	7.43086	5	0.10850	25	283
4	12.5062	7.07212	6	0.10750	27	388
5	12.9100	6.85181	4	0.10000	17	274
6	13.5323	6.53809	4	0.07810	20	344
7	14.2228	6.22219	6	0.14560	31	564
8	14.7701	5.99283	6	0.05440	27	113
9	15.8400	5.59038	4	0.02280	17	29
10	16.0934	5.50292	4	0.03780	17	70
11	16.2688	5.44399	6	0.07770	30	181
12	16.9225	5.23513	5	0.11500	22	187
13	18.4744	4.79872	8	0.09690	40	478
14	19.2180	4.61469	4	0.10800	18	145
15	19.6600	4.51192	3	0.04800	15	147
16	20.9332	4.24029	100	0.13630	483	3941
17	21.7991	4.07377	7	0.07830	36	273
18	22.9348	3.87455	7	0.06380	36	261
19	23.4000	3.79856	5	0.12000	26	243
20	23.5569	3.77362	10	0.08620	48	296
21	24.2185	3.67200	15	0.22830	74	1272
22	25.6851	3.46556	5	0.12110	26	338
23	26.6803	3.33851	74	0.14020	359	3126
24	27.7890	3.20778	9	0.10200	45	519
25	28.2480	3.15669	5	0.09600	26	290
26	28.5400	3.12506	7	0.05000	36	227
27	29.1958	3.05634	16	0.20170	75	1260
28	30.2109	2.95591	19	0.22180	93	1685
29	31.1633	2.86771	5	0.18670	23	416
30	31.8200	2.81001	3	0.06120	16	160
31	32.7608	2.73143	10	0.36410	48	1068
32	33.2287	2.69403	41	0.11980	196	1438
33	33.9425	2.63899	10	0.07500	46	244
34	34.4459	2.60157	5	0.07440	22	100
35	34.6953	2.58344	5	0.06440	22	157
36	35.6354	2.51741	65	0.27180	313	5316
37	36.6031	2.45304	11	0.08380	53	306
38	37.2377	2.41268	5	0.09260	24	149
39	38.2068	2.35369	4	0.06630	21	201
40	38.7201	2.32366	5	0.07110	22	121
41	39.5367	2.27752	9	0.09920	44	333
42	39.7200	2.26744	4	0.00000	19	0
43	40.3650	2.23268	10	0.09000	50	369
44	40.9156	2.20390	14	0.09710	66	516
45	41.5976	2.16933	6	0.09060	30	302
46	42.5143	2.12465	46	0.13890	224	1835
47	43.3438	2.08588	12	0.18580	59	1175
48	44.6943	2.02595	7	0.15530	35	715
49	45.8362	1.97810	8	0.11250	41	403

peak no.	2Theta (deg)	d (Å)	I/I1	FWHM (deg)	Intensity (Counts)	Integrated Int (Counts)
50	46.4411	1.95373	5	0.10890	24	218
51	46.8826	1.93635	10	0.16020	47	438
52	47.1200	1.92715	4	0.06860	20	153
53	47.3800	1.91718	4	0.02900	17	138
54	47.7400	1.90356	3	0.02340	14	58
55	48.2042	1.88631	8	0.10190	40	441
56	49.5156	1.83938	15	0.11990	71	572
57	50.1802	1.81656	10	0.19250	48	609
58	50.7631	1.79706	5	0.14230	26	302
59	51.2518	1.78107	6	0.09640	31	261
60	51.9000	1.76034	4	0.02660	17	78
61	52.7207	1.73485	5	0.02670	24	62
62	53.6437	1.70716	6	0.09750	29	344
63	54.1628	1.69202	19	0.16140	93	1241
64	55.5958	1.65175	6	0.06170	27	122
65	56.0880	1.63842	6	0.15110	29	508
66	57.2000	1.60918	8	0.00000	39	0
67	57.6248	1.59832	10	0.16170	46	1010
68	58.7412	1.57058	4	0.09750	19	203
69	59.0350	1.56346	4	0.07000	19	190
70	59.9389	1.54202	15	0.22220	71	1213
71	60.6200	1.52632	4	0.04360	21	169
72	62.6517	1.48162	19	0.39490	90	1668
73	62.9200	1.47594	4	0.04000	18	101
74	63.3800	1.46634	5	0.03200	24	48
75	63.5504	1.46281	5	0.04670	22	112
76	64.0695	1.45221	15	0.12380	73	536
77	64.8392	1.43682	5	0.18700	22	271
78	65.3619	1.42659	4	0.07950	21	173
79	65.7771	1.41858	5	0.10000	24	221
80	66.3587	1.40755	3	0.07750	15	117
81	67.1525	1.39283	6	0.06500	27	180
82	67.7394	1.38218	10	0.10110	48	467
83	68.2446	1.37318	22	0.20420	108	1352
84	69.7200	1.34768	4	0.02760	18	27
85	71.4200	1.31972	5	0.06400	23	214
86	72.0142	1.31029	15	0.12850	71	657
87	72.6200	1.30084	5	0.12000	24	438
88	73.4728	1.28784	12	0.17940	56	587
89	74.0500	1.27922	6	0.07820	30	197
90	74.8900	1.26694	6	0.18000	28	378
91	75.4000	1.25963	7	0.17000	33	405
92	76.3627	1.24613	5	0.07450	26	123
93	76.8271	1.23975	4	0.07020	19	165
94	77.2800	1.23361	4	0.02460	17	22
95	77.4600	1.23120	3	0.08000	16	258
96	77.8220	1.22637	6	0.20000	27	368
97	78.7731	1.21393	8	0.09020	38	207
98	79.2460	1.20787	6	0.06800	30	123

*** Basic Data Process ***

Data Infomation

Group : 0612
Data : D-R30
Sample Nmae : Roasting 30
Comment :
Date & Time : 06-15-12 15:46:29

Measurement Condition

X-ray tube
target : Cu
voltage : 40.0 (kV)
current : 30.0 (mA)

Slits
Auto Slit : not Used
divergence slit : 1.00000 (deg)
scatter slit : 1.00000 (deg)
receiving slit : 0.30000(mm)

Scanning
drive axis : Theta-2Theta
scan range : 10.0000 - 80.0000 (deg)
scan mode : Continuous Scan
scan speed : 2.4000 (deg/min)
sampling pitch : 0.0200 (deg)
preset time : 0.50 (sec)

Data Process Condition

Smoothing [AUTO]
smoothing points : 9

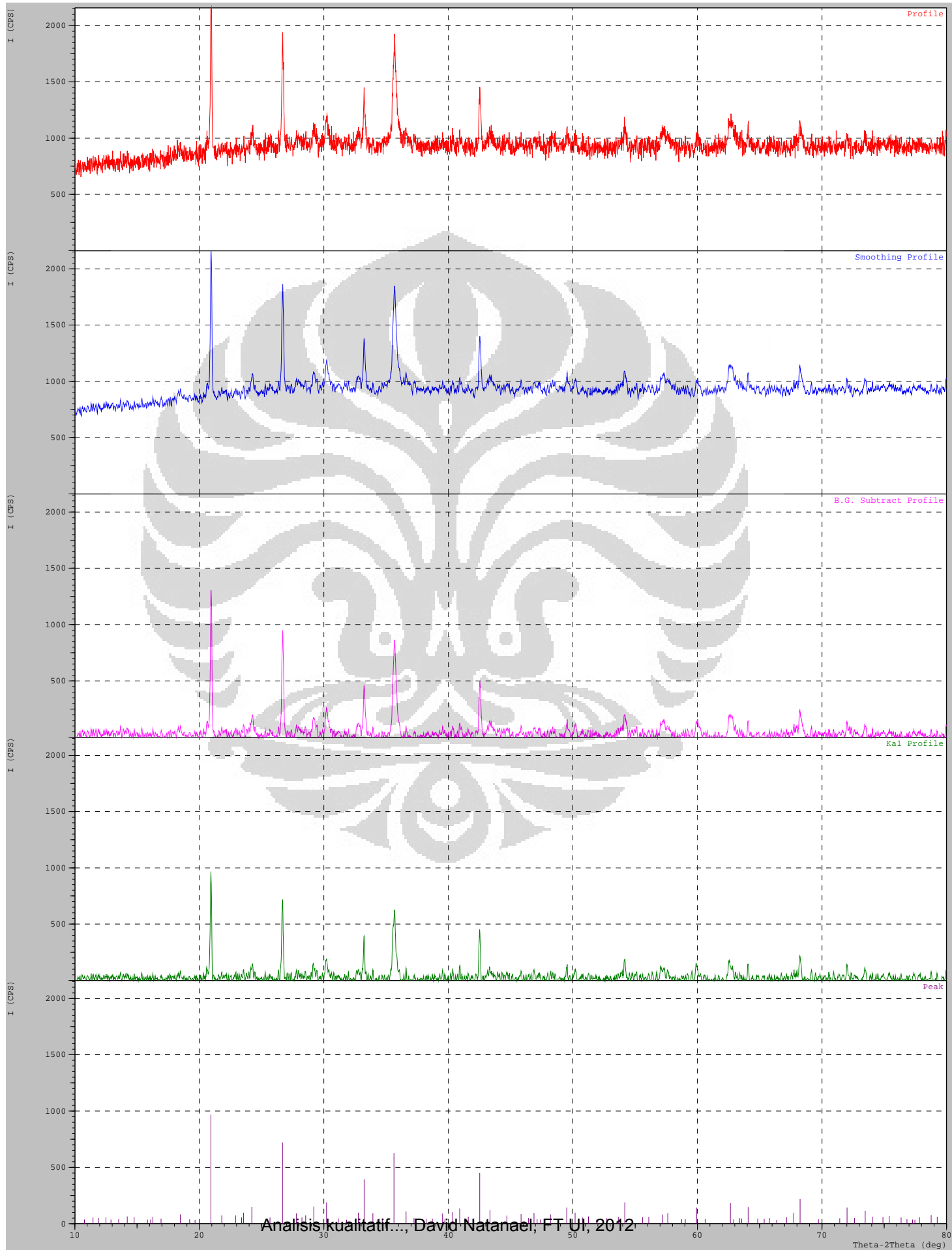
B.G.Subtruction [AUTO]
sampling points : 9
repeat times : 30

Kal-a2 Separate [MANUAL]
Kal a2 ratio : 50 (%)

Peak Search [MANUAL]
differential points : 39
FWHM threhold : 0.050 (deg)
intensity threhold : 30 (par mil)
FWHM ratio (n-1)/n : 2

System error Correction [NO]
Precise peak Correction [NO]

< Group: 0612 Data: D-R30 >



Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1			0.101	12:01:38	Yes
2			0.101	12:01:42	Yes
3			0.101	12:01:47	Yes
Mean:			0.101		
SD:			0.0001		
%RSD:			0.06		

Reagent blank not performed due to lack of calibration.

Sequence No.: 19
Sample ID: Cu 10 ppm
Analyst:
Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 12:02:26 PM
Data Type: Original

Replicate Data: Cu 10 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1		[10]	0.992	12:02:27	Yes
2		[10]	0.995	12:02:31	Yes
3		[10]	0.991	12:02:36	Yes
Mean:		[10]	0.993		
SD:		0	0.0020		
%RSD:		0	0.20		

Standard number 1 not applied. [10]

No calibration curve because standard absorbance and concentration values are not in the same order.

Sequence No.: 20
Sample ID: Cu 20 ppm
Analyst:
Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 12:03:15 PM
Data Type: Original

Replicate Data: Cu 20 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1		[20]	1.645	12:03:16	Yes
2		[20]	1.642	12:03:21	Yes
3		[20]	1.642	12:03:25	Yes
Mean:		[20]	1.643		
SD:		0	0.0016		
%RSD:		0	0.09		

Standard number 2 not applied. [20]

No calibration curve because standard absorbance and concentration values are not in the same order.

Sequence No.: 21
Sample ID: Cu 30 ppm
Analyst:
Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 12:04:18 PM
Data Type: Original

Replicate Data: Cu 30 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1		[30]	1.920	12:04:20	Yes
2		[30]	1.921	12:04:24	Yes
3		[30]	1.921	12:04:29	Yes
Mean:		[30]	1.921		
SD:		0	0.0003		
%RSD:		0	0.02		

Standard number 3 not applied. [30]

No calibration curve because standard absorbance and concentration values are not in the same order.

Sequence No.: 22
Sample ID: Cu 40 ppm
Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 12:05:33 PM

Analyst:

Data Type: Original

Replicate Data: Cu 40 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlnkCorr Signal	Time	Signal Stored
1		[40]	2.112	12:05:34	Yes
2		[40]	2.110	12:05:39	Yes
3		[40]	2.107	12:05:43	Yes
Mean:		[40]	2.110		
SD:		0	0.0023		
%RSD:		0	0.11		

Standard number 4 applied. [40]
 Correlation Coef.: 0.984910 Slope: 0.10945 Intercept: 0.00000
 The required calibration blank has not been analyzed.

=====

Sequence No.: 23
 Sample ID: Cu 50 ppm
 Analyst:

Autosampler Location:
 Date Collected: 6/6/2012 12:06:12 PM
 Data Type: Original

Replicate Data: Cu 50 ppm

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlnkCorr Signal	Time	Signal Stored
1		[50]	2.124	12:06:13	Yes
2		[50]	2.124	12:06:18	Yes
3		[50]	2.125	12:06:22	Yes
Mean:		[50]	2.124		
SD:		0	0.0005		
%RSD:		0	0.02		

Standard number 5 not applied. [50]
 No calibration curve because standard absorbance and concentration values are not in the same order.

=====

Sequence No.: 24
 Sample ID: Erwin 1
 Analyst:

Autosampler Location:
 Date Collected: 6/6/2012 12:10:29 PM
 Data Type: Original

Replicate Data: Erwin 1

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlnkCorr Signal	Time	Signal Stored
1			2.049	12:10:30	Yes
2			2.045	12:10:35	Yes
3			2.044	12:10:39	Yes
Mean:			2.046		
SD:			0.0025		
%RSD:			0.12		

=====

Sequence No.: 25
 Sample ID: Erwin 2
 Analyst:

Autosampler Location:
 Date Collected: 6/6/2012 12:11:30 PM
 Data Type: Original

Replicate Data: Erwin 2

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlnkCorr Signal	Time	Signal Stored
1			1.927	12:11:31	Yes
2			1.941	12:11:35	Yes
3			1.930	12:11:40	Yes
Mean:			1.933		
SD:			0.0075		
%RSD:			0.39		

=====

Replicate Data: Erwin 7

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	Blncorr Signal	Time	Signal Stored
1			1.961	12:15:18	Yes
2			1.972	12:15:23	Yes
3			1.976	12:15:27	Yes
Mean:			1.970		
SD:			0.0078		
%RSD:			0.40		

=====

Sequence No.: 31
Sample ID: David 1
Analyst:Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 12:15:55 PM
Data Type: Original-----
Replicate Data: David 1

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	Blncorr Signal	Time	Signal Stored
1			0.889	12:15:56	Yes
2			0.898	12:16:01	Yes
3			0.899	12:16:05	Yes
Mean:			0.895		
SD:			0.0052		
%RSD:			0.58		

Sequence No.: 32
Sample ID: David 2
Analyst:Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 12:16:39 PM
Data Type: Original-----
Replicate Data: David 2

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	Blncorr Signal	Time	Signal Stored
1			1.508	12:16:41	Yes
2			1.494	12:16:45	Yes
3			1.501	12:16:49	Yes
Mean:			1.501		
SD:			0.0068		
%RSD:			0.45		

Sequence No.: 33
Sample ID: David 3
Analyst:Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 12:17:26 PM
Data Type: Original-----
Replicate Data: David 3

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	Blncorr Signal	Time	Signal Stored
1			2.118	12:17:27	Yes
2			2.116	12:17:32	Yes
3			2.115	12:17:36	Yes
Mean:			2.116		
SD:			0.0019		
%RSD:			0.09		

Sequence No.: 34
Sample ID: David 4
Analyst:Autosampler Location:
Date Collected: 6/6/2012 12:18:08 PM
Data Type: Original-----
Replicate Data: David 4

Repl #	SampleConc mg/L	StndConc mg/L	BlkCorr Signal	Time	Signal Stored
1			2.148	12:18:10	Yes
2			2.147	12:18:14	Yes
3			2.150	12:18:18	Yes
Mean:			2.148		
SD:			0.0015		
%RSD:			0.07		

