

UNIVERSITAS INDONESIA



**PENGARUH REDUKSI *ROASTING* DAN KONSENTRASI *LEACHING* ASAM
SULFAT TERHADAP *RECOVERY* NIKEL DARI BIJIH *LIMONITE***

SKRIPSI

GANA DAMAR KUSUMA

0806331582

FAKULTAS TEKNIK

PROGRAM STUDI TEKNIK METALURGI DAN MATERIAL

DEPOK

JUNI 2012

UNIVERSITAS INDONESIA



**PENGARUH REDUKSI *ROASTING* DAN KONSENTRASI *LEACHING* ASAM
SULFAT TERHADAP *RECOVERY* NIKEL DARI BIJIH *LIMONITE***

SKRIPSI

Diajukan sebagai salah satu syarat untuk memperoleh gelar Sarjana Teknik

GANA DAMAR KUSUMA

0806331582

FAKULTAS TEKNIK

PROGRAM STUDI TEKNIK METALURGI DAN MATERIAL

DEPOK

JUNI 2012

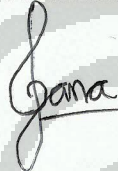
HALAMAN PERNYATAAN ORISINALITAS

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

Nama : Gana Damar Kusuma

NPM : 0806331582

Tanda tangan:



Tanggal : 3 Juli 2012

HALAMAN PENGESAHAN

Skripsi ini diajukan oleh :

Nama : Gana Damar Kusuma
NPM : 0806331582
Program Studi : Teknik Metalurgi dan Material
Judul Skripsi :

**Pengaruh Reduksi *Roasting* Dan Konsentrasi *Leaching* Asam Sulfat
Terhadap *Recovery* Nikel Dari Bijih Limonit**

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

DEWAN PENGUJI

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

Penguji 1 : Dr. Badrul Munir ST., M.Eng.Sc.

Penguji 2 : Dr. Rianti Dewi Sulamet-Ariobimo ST., M.Eng.

Ditetapkan di : Depok

Tanggal : 3 Juli 2012

KATA PENGANTAR

Puji syukur saya panjatkan kepada Allah SWT, karena atas berkat dan rahmat-Nya, skripsi ini dapat selesai. Tanpa bantuan dan bimbingan dari berbagai pihak, sangatlah sulit untuk menyelesaikan skripsi ini. Ucapan terima kasih diperuntukkan kepada:

1. Kedua orang tua dan adik.
2. Prof. Dr. Ir. Johnny Wahyuadi M. DEA, selaku pembimbing skripsi.
3. Dr. Ir. Akhmad Herman Yuwono M.Phil.Eng, selaku pembimbing akademis.
4. Andre Yosi, Andreas, David, Doni, Erwin, Frendy, Nova, Suprayogi, Taufiq, dan seluruh warga metalurgi 2008.
5. Ade, Aji, Akbar, Alan, Amira, Andis, Annisa PF, Angga, Aray, Arif, Cepe, Dara, Dio, Dipa, Galih, Ishaq, Lazaroni, Ratna, Theresa.
6. Mayang Arum Anjar Rizky.
7. Semua pihak yang telah membantu dan memberikan inspirasi sehingga skripsi ini dapat selesai.

Akhir kata, semoga Allah SWT membalas segala kebaikan yang dilakukan oleh semua pihak yang telah membantu dalam pembuatan skripsi ini. Semoga skripsi ini bermanfaat kepada siapa pun yang membacanya.

Depok, 8 Juli 2012

Penulis

HALAMAN PERNYAAAN PERSETUJUAN PUBLIKASI TUGAS

AKHIR UNTUK KEPENTINGAN AKADEMIS

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

Nama : Gana Damar Kusuma
NPM : 0806331582
Program Studi : Teknik Metalurgi dan Material
Departemen : Teknik Metalurgi dan Material
Fakultas : Teknik
Jenis Karya : Skripsi

Demi pengembangan ilmu pengetahuan, menyetujui untuk memberikan kepada Universitas Indonesia Hak Bebas Royalti Noneksklusif (Non-exclusive Royalty-Free Right) atas karya ilmiah saya yang berjudul :

Pengaruh Reduksi *Roasting* Dan Konsentrasi *Leaching* Asam Sulfat Terhadap *Recovery* Nikel Dari Bijih Limonit


Beserta perangkat yang ada (jika diperlukan). Dengan Hak Bebas Royalti Noneksklusif 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 atau pencipta dan sebagai pemilik Hak Cipta.

Demikian pernyataan ini saya buat dengan sebenarnya.

Dibuat di : Depok

Pada Tanggal : 3 Juli 2012

Yang menyatakan


(Gana Damar Kusuma)

ABSTRAK

Nama : Gana Damar Kusuma
Program Studi : Teknik Metalurgi dan Material
Judul :

Pengaruh Reduksi *Roasting* Dan Konsentrasi *Leaching* Asam Sulfat Terhadap *Recovery* Nikel Dari Bijih Limonit

Sejak lama, mayoritas logam nikel diproduksi melalui bijih sulfida. Namun, dengan semakin menurunnya cadangan nikel sulfida dan di sisi lain permintaan terhadap logam nikel semakin tinggi, maka pemurnian nikel dari bijih laterit semakin menjanjikan karena berlimpahnya cadangan bijih laterit dan biaya penambangannya relatif lebih rendah. Oleh sebab itu, bijih laterit berpotensi menjadi sumber bahan baku utama untuk memperoleh logam nikel di masa yang akan datang.

Penelitian ini menggunakan bijih laterite kadar rendah atau limonite, dengan tujuan untuk mengetahui fasa yang terdapat pada bijih pada keadaan awal dan pada keadaan setelah proses reduksi *roasting* dengan suhu 600°C dan komposisi serbuk batu bara 20% wt selama 30 menit dengan menggunakan XRD. Selain itu, pengaruh reduksi *roasting* terhadap proses *recovery* logam nikel juga dilakukan dengan melakukan *leaching* menggunakan pelarut asam sulfat (H_2SO_4) selama 60 menit dan suhu kamar ($\pm 25^{\circ}\text{C}$) dengan konsentrasi bervariasi dari 0.1 sampai 0.4 M.

Hasil penelitian ini menunjukkan bahwa proses reduksi *roasting* dan peningkatan konsentrasi H_2SO_4 pada *leaching* mempunyai pengaruh positif terhadap % *recovery* nikel. Pada bijih limonit yang tidak direduksi, *leaching* dengan konsentrasi 0.4 M mempunyai %*recovery* 10.13%. Sedangkan pada bijih yang tereduksi, *leaching* dengan konsentrasi 0.4 M menghasilkan %*recovery* sebesar 12.71%.

Kata Kunci: Limonit, Reduksi *Roasting*, *Leaching*, *Recovery*.

ABSTRACT

Name : Gana Damar Kusuma
Program : Metallurgy and Material Engineering
Judul :

Recovery of Nickel Using Limonite Ore: The Effect of Reduction Roasting And Sulphuric Acid At Various Concentration

The majority of nickel metals are produced through sulfide ore. However, with the decreasing of nickel sulfide ore deposit and on the other hand, the demand of nickel metal is getting higher, then the extraction process using laterite ore is more promising since the abundance of the ore and the low cost of its mining process. Hence, laterite ore will potentially be the main source to obtain nickel in the near future.

This experiment is using low grade laterite ore, namely limonite, in purpose to recognize the phases which are exist in the raw ore and in the roasted ore at temperature 600°C and pulverized coal composition 20%wt in 30 minutes using XRD. Moreover, the effect of reduction roasting on recovery of nickel is done with sulphuric acid (H₂SO₄) leaching in 60 minutes and room temperature (±25°C) with various concentration from 0.1 to 0.4 M.

The result shows that the reduction roasting and the increasing of the concentration of H₂SO₄ in leaching have the positive impact on %recovery nickel. In unreduced limonite ore, leaching using 0.4 M concentration has 10.13% of %recovery, whereas in reduced ore, leaching using 0.4 M concentration has 12.71% of %recovery.

Key Words: Limonite, Reduction Roasting, Leaching, Recovery.

DAFTAR ISI

HALAMAN JUDUL.....	i
HALAMAN PENGESAHAN.....	ii
KATA PENGANTAR	iii
HALAMAN PERNYAAAN PERSETUJUAN PUBLIKASI TUGAS.....	iv
AKHIR UNTUK KEPENTINGAN AKADEMIS.....	iv
ABSTRAK	v
ABSTRACT.....	vi
DAFTAR ISI.....	vii
DAFTAR TABEL.....	ix
DAFTAR GAMBAR	x
BAB I PENDAHULUAN.....	1
1.1 Latar Belakang.....	1
1.2 Tujuan Penelitian	4
1.3 Ruang Lingkup Penelitian.....	4
1.3.1 Sampel Penelitian.....	4
1.3.2 Pengujian Sampel.....	5
1.3.3 Lokasi Penelitian.....	5
1.4 Batasan Masalah	5
1.5 Parameter	5
1.6 Sistematika Penulisan	6
BAB II LANDASAN TEORI.....	7
2.1 Mineral	7
2.2 Bijih Limonit.....	7
2.3 Perlakuan Awal	11
2.3.1 <i>Mineral dressing</i>	11
2.3.2 <i>Dewatering</i>	14
2.3 Reduksi <i>Roasting</i>	15
2.4 Diagram Bauer Glassner Boudouard	17
2.5 <i>Leaching</i>	18
2.6. Karakterisasi Sampel	19
2.6.1 Pengujian XRD.....	19

DAFTAR GAMBAR

Gambar 1. 1 Cadangan bijih nikel antara bijih nikel <i>sulfide</i> dan laterit.....	1
Gambar 1. 2 Produksi nikel dunia antara bijih nikel <i>sulfide</i> dan laterit.....	2
Gambar 1. 3. Peta penambangan nikel oleh PT Antam Tbk.....	3
Gambar 2. 1. Bijih nikel limonit	8
Gambar 2. 2 Profil laterit nikel pada daerah tropis (Mick Elias, CSA Australia, 2001)	9
Gambar 2. 3 Profil bijih laterit	10
Gambar 2. 4 Alat <i>Screening</i>	13
Gambar 2. 5 Standar Energi Bebas dari Nikel Oksida	15
Gambar 2. 6 Diagram Bauer Glassner Boudouard ^[15]	18
Gambar 2. 7 Alat XRD	20
Gambar 2. 8 Skema Kerja AAS	22
Gambar 3. 1 Alat XRD Shimadzu X-Ray Diffraktometer 7000	28
Gambar 3. 2 AAS Elmer Aanalyst 700	28
Gambar 4. 1 Grafik XRD <i>Raw</i> Limonit	33
Gambar 4. 2 Grafik XRD sampel tereduksi	33
Gambar 4. 3 Grafik XRD Sampel Awal dan Sampel <i>Roasting</i>	34
Gambar 4. 4 Konsentrasi Ni Dalam Filtrat Dan % <i>Recovery</i> Nikel Pada Sampel Awal	36
Gambar 4. 5 Konsentrasi Ni Dalam Filtrat Dan % <i>Recovery</i> Nikel Pada Sampel Tereduksi	37
Gambar 4. 6 Pengaruh Reduksi <i>Roasting</i> Terhadap <i>Recovery</i>	38

2.6.2 Pengujian EDX	21
2.6.3 Pengujian AAS.....	21
BAB III METODOLOGI PENELITIAN	23
3.1 Alat Dan Bahan.....	23
3.2 Diagram Alir Penelitian	24
3.3 Prosedur Penelitian	25
3.3.1 Preparasi Sampel.....	26
3.3.2 Reduksi <i>Roasting</i>	26
3.3.3 <i>Leaching</i>	27
3.3.4 Karakterisasi Sampel.....	27
BAB IV HASIL DAN PEMBAHASAN	30
4.1 Data Komposisi Bijih Limonit.....	30
4.1.1 Uji EDX	30
4.1.2 Uji AAS Awal.....	31
4.2 Analisis Hasil XRD.....	32
4.2.1 Sampel Awal.....	32
4.2.2 Sampel Hasil <i>Roasting</i>	33
4.3 Hasil Analisis AAS	35
4.3.1 Pengaruh Konsentrasi <i>Leaching</i>	36
4.3.3 Pengaruh Reduksi <i>Roasting</i> Terhadap <i>Recovery</i> Nikel	38
BAB V KESIMPULAN	41
DAFTAR REFERENSI	42
LAMPIRAN.....	46

DAFTAR TABEL

Tabel 4. 1 Hasil Uji EDX Sampel Awal Dalam Elemen	30
Tabel 4. 2 Hasil Uji EDX Sampel Awal Dalam Atomik	31
Tabel 4. 3 Komposisi Bijih Limonit	31
Tabel 4. 4 Konsentrasi dan <i>Recovery</i> Nikel Setelah <i>Leaching</i> Pada <i>Unreduced</i> Limonit	36
Tabel 4. 5 Konsentrasi dan <i>Recovery</i> Nikel Setelah <i>Leaching</i> Pada <i>Reduced</i> Limonit	36



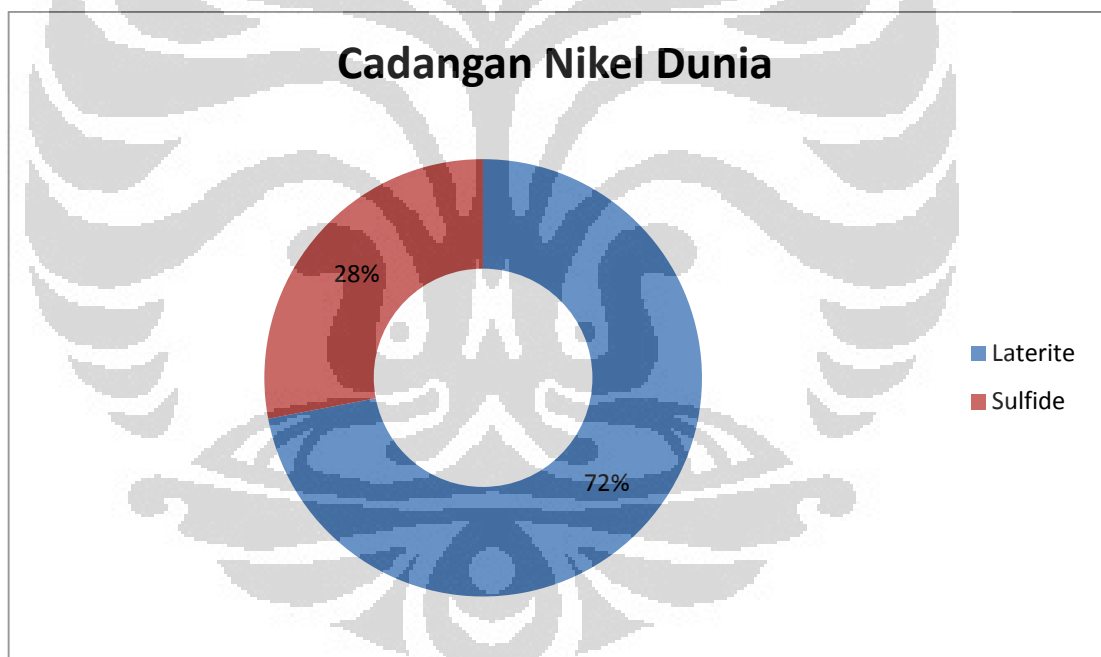
BAB I

PENDAHULUAN

1.1 Latar Belakang

Nikel merupakan logam yang memiliki kekuatan impak dan keuletan yang tinggi dan banyak digunakan pada industri pembuatan *stainless steel* dan paduan *nonferrous*. Karenanya, kegiatan penambangan mineral untuk memperoleh nikel semakin meningkat^[1].

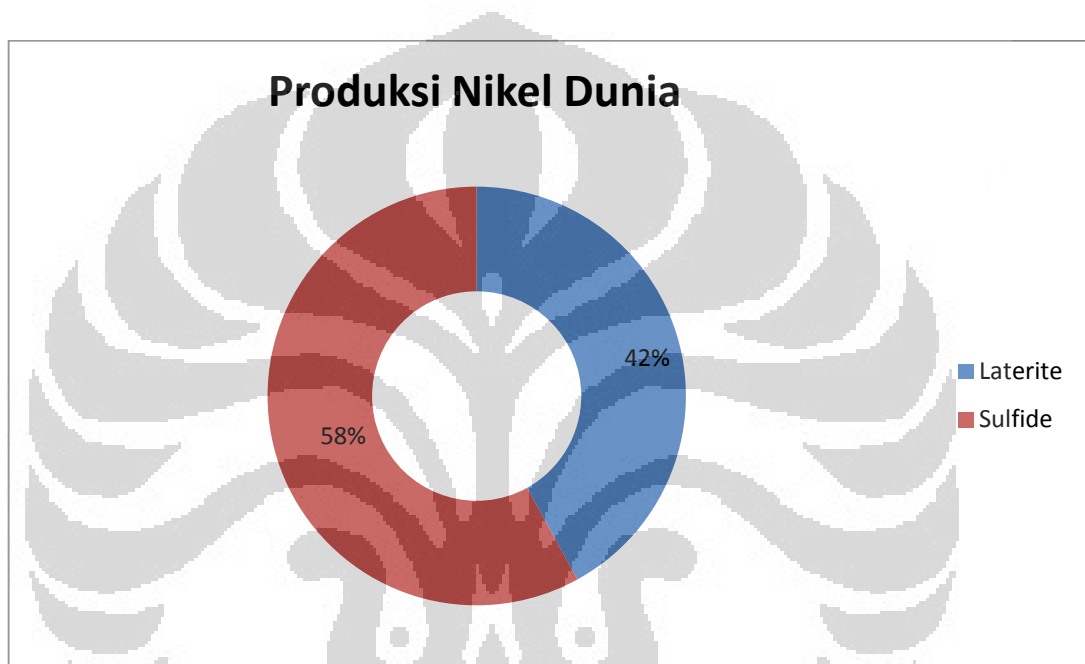
Sejak lama, mayoritas logam nikel diproduksi melalui bijih *sulfide*. Namun, produksi nikel dari bijih laterit diprediksi akan naik sampai mencapai lebih dari 50% pada tahun 2012^[2].



Gambar 1. 1 Cadangan bijih nikel antara bijih nikel *sulfide* dan laterit^[2].

Hal ini disebabkan oleh ketersediaan dari bijih laterit yang mencapai lebih dari 70% dari sumber daya nikel dunia seperti pada Gambar 1.1, dan meningkatnya penggunaan dari *hydrometallurgy* untuk proses ekstraksi dan *recovery* dari logam. Sedangkan dalam proses produksi logam nikel, mineral nikel *sulfide* masih mendominasi produksi nikel dunia, seperti yang diperlihatkan pada

Gambar 1.2. Namun, dengan semakin menurunnya cadangan nikel sulfida dan di sisi lain permintaan terhadap logam nikel semakin tinggi, maka pemurnian nikel dari bijih laterit semakin menjanjikan karena berlimpahnya cadangan bijih laterit dan biaya penambangannya relatif lebih rendah. Oleh sebab itu, bijih laterit, khususnya bijih limonit berpotensi menjadi sumber bahan baku utama untuk memperoleh logam nikel di masa yang akan mendatang.



Gambar 1. 2 Produksi nikel dunia antara bijih nikel *sulfide* dan laterit^[2].

Deposit laterit dapat ditemukan pada daerah beriklim tropis, contohnya adalah Indonesia. Besarnya cadangan nikel dalam bijih laterit di Indonesia diduga mencapai 15 % dari cadangan dunia. Meskipun cadangan nikel Indonesia bukanlah yang terbesar di dunia, namun Indonesia merupakan salah satu produsen pertambangan nikel terbesar di dunia. Terdapat dua perusahaan yang menjadikan nikel sebagai fokus, yaitu Antam dan INCO. Antam menghasilkan nikel dalam bentuk bijih nikel (*nickel ore*) dan *ferro nickel*. Sementara INCO memproduksi nikel dalam bentuk *nickel in matte*.



Gambar 1. 3. Peta penambangan nikel oleh PT Antam Tbk^[3].

Gambar 1.3 menunjukkan bahwa PT Antam Tbk melakukan ekspansi nikel di beberapa daerah di Indonesia, antara lain di Pulau Sulawesi seperti di Lasolo, Lalindu, Mandiodo, dan Tapunopaka. Selain itu, penambangan nikel juga terdapat di Irian Jaya, yaitu pada daerah Buli dan Pulau Gag^[3]. Pada umumnya, laterit digunakan sebagai sumber mineral untuk mendapatkan logam nikel. Bijih laterit merupakan salah satu mineral yang mengandung berbagai macam jenis logam, antara lain besi, nikel, aluminium, kromium, dan kobalt^[4].

Proses *pyrometallurgy* dan *hydrometallurgy* dapat diaplikasikan secara komersial untuk proses *recovery* nikel dan kobalt dari bijih laterit. Untuk bijih limonit, proses *hydrometallurgy* lebih cocok untuk digunakan. Meskipun *saprolite* mengandung lebih banyak nikel ($\leq 3\%$ wt) daripada limonit (0,8-1,5% wt), tetapi tingginya kandungan magnesium pada *saprolite* membuat konsumsi pemakaian larutan asam lebih banyak^[5]. Jenis proses *hydrometallurgy* yang diterapkan pada industri antara lain^[5]:

- Proses Caron. Metode ini diterapkan pertama kali di Kuba pada tahun 1950-an. Pada proses ini, bijih terlebih dahulu direduksi sebelum dilakukan proses *leaching* dengan menggunakan amonium karbonat dalam tekanan atmosferik. Kemudian *recovery* nikel dari larutan *leaching* (*pregnant leach solution*) diperoleh dengan cara menguapkan larutan

tersebut sehingga terbentuk endapan nikel karbonat. Hasil akhirnya adalah *recovery* nikel sebesar 77-90%.

- *High Pressure Acid Leaching* (HPAL). Teknologi ini telah menjadi metode utama dalam proses *hydrometallurgy* sejak 15 tahun yang lalu di Kuba dan bagian barat Australia.
- *Atmospheric-pressure acid leaching* (AL). Metode ini tidak memerlukan suhu setinggi HPAL dan biaya yang diperlukan juga lebih rendah.

Penelitian ini membahas tentang pengaruh reduksi *roasting* terhadap *recovery* nikel, dan membahas pengaruh konsentrasi larutan leaching asam sulfat terhadap *recovery* nikel.

1.2 Tujuan Penelitian

Tujuan dari penelitian ini adalah sebagai berikut:

1. Mengetahui transformasi fasa yang terjadi pada bijih limonit awal dan setelah proses reduksi *roasting*.
2. Mengetahui pengaruh dari penggunaan asam sulfat sebagai pelarut dalam proses *leaching* bijih limonit terhadap *recovery* nikel.
3. Mengetahui pengaruh reduksi *roasting* bijih terhadap *recovery* nikel oleh *leaching* asam sulfat.
4. Mengetahui pengaruh konsentrasi larutan *leaching* asam sulfat terhadap *recovery* nikel.

1.3 Ruang Lingkup Penelitian

Penelitian ini memiliki beberapa ruang lingkup, antara lain sampel penelitian, proses pengujian sampel, dan lokasi yang digunakan untuk melakukan penelitian.

1.3.1 Sampel Penelitian

Penelitian ini menggunakan bijih nikel oksida laterit grade rendah, yaitu limonit.

1.3.2 Pengujian Sampel

1. Preparasi sampel bijih limonit yang mencakup *crushing*, *screening*, pengeringan, dan penimbangan sampel.
2. Karakterisasi bijih limonit menggunakan XRD, EDX, dan AAS.
3. Reduksi *roasting* bijih limonit dengan menggunakan reduktor serbuk batu bara.
4. Proses *leaching* sampel baik yang sudah *diroasting* dan yang belum *diroasting* dengan menggunakan larutan asam sulfat dengan beberapa variasi konsentrasi.
5. Analisis *pregnant leach solution* menggunakan AAS.

1.3.3 Lokasi Penelitian

Proses *leaching* dan reduksi *roasting* dilaksanakan di laboratorium korosi dan metalografi dan HST departemen metalurgi dan material Universitas Indonesia, Depok. Proses pengujian EDX dilakukan di CMPFA DMM FT UI. Pengujian XRD dan AAS dilakukan di Universitas Islam Negeri Syarif Hidayatullah (UIN).

1.4 Batasan Masalah

1. Analisis hanya dilakukan kepada logam nikel. Keberadaan unsur lain seperti kobalt ataupun kromium tidak diperhitungkan atau diabaikan.
2. Komposisi serbuk batu bara pada proses reduksi *roasting* adalah sebesar 20% wt.
3. Suhu yang digunakan pada reduksi *roasting* adalah 30 menit.
4. Massa *feed* yang dipakai pada saat proses *leaching* adalah 4 gram/liter.
5. Waktu *leaching* adalah 60 menit untuk masing-masing sampel dan dilakukan pada suhu kamar ($\pm 25^{\circ}\text{C}$).

1.5 Parameter

1. Sampel yang digunakan adalah bijih limonit adalah sampel yang direduksi *roasting* dan sampel nonreduksi.

2. *Leaching* dilakukan dengan konsentrasi pelarut asam sulfat yang bervariasi, yaitu 0.1 M, 0.2 M, 0.3 M, dan 0.4 M.

1.6 Sistematika Penulisan

Penulisan skripsi ini dibagi menjadi 5 bab, yaitu:

1. Bab 1 merupakan pendahuluan, berisi tentang latar belakang, perumusan masalah, tujuan penelitian, ruang lingkup penelitian dan sistematika penulisan.
2. Bab 2 menjelaskan dasar teori sebagai acuan pengerjaan penelitian.
3. Bab 3 memuat metode yang digunakan pada penelitian, berisi langkah kerja yang dilakukan, mencakup preparasi sampel, karakterisasi dengan XRD, AAS, dan EDX, reduksi *roasting*, hingga *leaching*.
4. Bab 4 adalah hasil dan pembahasan yang berisi tentang pemaparan data hasil penelitian dan analisisnya.
5. Bab 5 berisi kesimpulan dari penelitian.

BAB II LANDASAN TEORI

2.1 Mineral

Bentuk logam yang ditemukan di kerak bumi atau mengendap di dasar laut bergantung pada reaktivitas logam-logam tersebut terhadap lingkungannya, khususnya dengan oksigen, sulfur, dan karbon dioksida. Sebagai contoh, emas ditemukan dalam keadaan *native* atau bentuk logamnya. Logam lain yang lebih reaktif selalu berada dalam bentuk senyawa, seperti oksida dan sulfida^[6].

Dari definisi harfiahnya, mineral adalah zat inorganik alami yang memiliki komposisi kimia dan struktur atom tertentu. Namun, kini definisi mineral meluas dan mencakup barang apa saja yang berharga yang didapat dari kerak bumi. Oleh karenanya, batu bara, kapur, dan granit yang tadinya tidak termasuk ke dalam golongan mineral, oleh banyak orang dikategorikan sebagai mineral^[6].

2.2 Bijih Limonit

Nikel adalah logam silver keputihan yang memiliki nomor atom 28 dan merupakan peringkat ke 24 di dalam kelimpahan logam pada kulit bumi. Terdapat 5 jenis isotop yang stabil pada nikel, yaitu dengan nomor massa 58 (67,84%), 60 (26,23%), 61 (1,19%), 62 (3,66%), dan 64 (1,08%)^[3]. Nikel banyak digunakan untuk berbagai macam aplikasi, termasuk bidang industri, militer, transportasi, *aerospace*, dan *marine* karena sifatnya yang tahan terhadap serangan korosi dan oksidasi, mempunyai kekuatan dan ketangguhan yang baik pada temperatur tinggi, dan mempunyai konduktivitas panas dan listrik yang relatif rendah^[7]. Nikel, yang memiliki massa jenis 8.90 gr.cm^{-3} dan titik lebur 1453°C , secara spesifik digunakan untuk manufaktur *stainless steel* dan paduan non-ferrous, termasuk *superalloys*.^[7]



Gambar 2. 1. Bijih nikel limonit

Bijih nikel mempunyai 2 jenis bijih yang ekonomis, yaitu dalam bentuk sulfida dan oksida (laterit). Meskipun jumlah total cadangan nikel dunia dari bijih laterit jauh lebih berlimpah dibandingkan dari bijih nikel sulfida, yaitu secara berurutan 72% berbanding 28%, namun sampai saat ini bijih nikel tipe sulfida masih menjadi sumber nikel yang paling banyak diekstraksi, dilihat dari perbandingan jumlah produksi nikel dunia yang mencapai 58%^[21]. Seiring dengan waktu, jumlah total cadangan nikel dunia dari bijih sulfida akan semakin berkurang akibat eksplorasi yang dilakukan terus-menerus. Oleh sebab itu, bijih nikel tipe laterit akan berperan sangat penting dalam proses produksi nikel dunia di masa yang akan mendatang. Ada beberapa faktor yang mempengaruhi pembentukan bijih nikel laterit, antara lain^[8]:

1. Batuan asal.

Keberadaan batuan asal adalah syarat utama dalam pembentukan endapan nikel laterit.

2. Iklim.

Pengaruh perubahan ketinggian permukaan air tanah dapat menyebabkan terjadinya proses separasi unsur-unsur. Perubahan ketinggian permukaan air tanah tersebut disebabkan oleh perubahan iklim, seperti pergantian musim. Temperatur yang berubah-ubah akan membantu pelapukan mekanis yang kemudian mendorong proses kimia pada batuan.

3. Unsur dan senyawa kimia.

Unsur dan senyawa kimia dapat mempercepat proses pelapukan. Air tanah yang mengandung CO₂ mempunyai peran yang krusial dalam proses pelapukan kimiawi.

4. Topografi.

Kondisi topografi dapat mempengaruhi sirkulasi air dan reagen lainnya. Contohnya adalah bila daerah landai, maka air akan mengalir secara perlahan sehingga memiliki kesempatan untuk melakukan penetrasi yang lebih dalam melalui retakan atau pori-pori bebatuan.

Bijih nikel laterit dibagi menjadi 2 jenis, yaitu limonit dan *saprolite*. Bijih limonit merupakan bijih nikel kadar rendah, dengan kandungan nikelnya berkisar antara 0,8 sampai 1,5 %. Sedangkan bijih nikel *saprolite* adalah bijih nikel berkadar lebih tinggi, yaitu mencapai 2 sampai 3 % kadar nikel^[8].

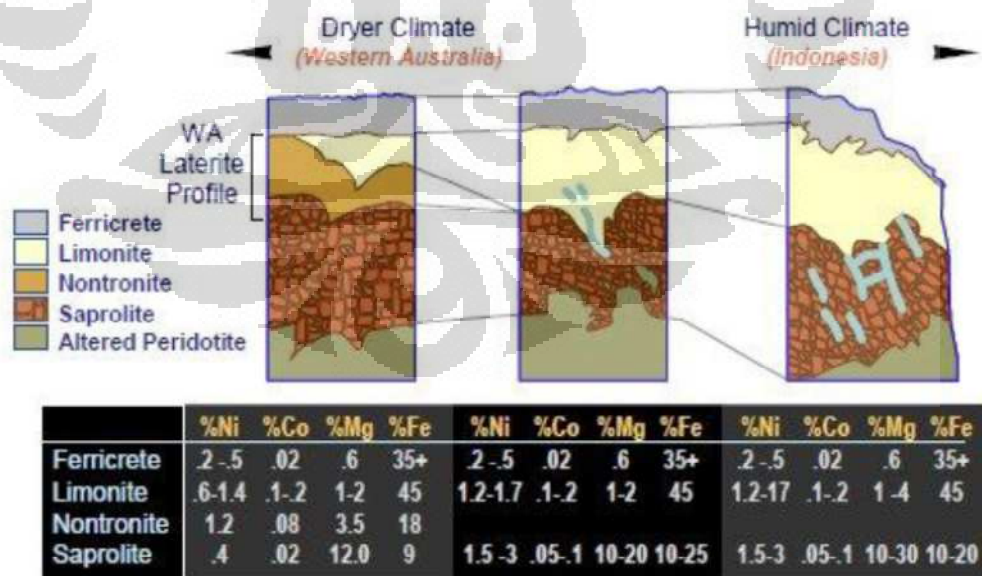
SCHEMATIC LATERITE PROFILE	COMMON NAME	APPROXIMATE ANALYSIS (%)				EXTRACTION PROCESS
		Ni	Co	Fe	MgO	
	RED LIMONITE	<0.8	<0.1	>50	<0.5	ACID LEACH
	YELLOW LIMONITE	0.8 to 1.5	0.1 to 0.2	40 to 50	0.5 to 5	
	TRANSITION	1.5 to 2		25 to 40	5 to 15	SMELTING
	SAPROLITE/ GARNIERITE/ SERPENTINE	1.8 to 3	0.02 to 0.1	10 to 25	15 to 35	
	FRESH ROCK	0.3	0.01	5	35 to 45	

Gambar 2. 2 Profil laterit nikel pada daerah tropis (Mick Elias, CSA Australia, 2001)^[9]

Menurut Mick Elias dari CSA Australia Pty. Ltd^[8], mineral laterit sendiri jika dilihat dari profilnya pada Gambar 2.2, memiliki kandungan logam yang berbeda. Mineral Laterit terdiri dari *Red Limonit*, *Yellow Limonit*, *Saprolit*, *Garnelit* dan *Serpentin*. Bijih saprolit / garnierit / serpentin yang terdapat pada Gambar 2.2, kandungan nikel terbesar mencapai 3 % sedangkan kandungan Fe bisa mencapai lebih dari 50% pada bijih limonit^[8].

Secara kimiawi zona limonit umumnya ditentukan atas unsur-unsur yang tidak mudah larut (residual) seperti Fe, Al, Cr, Ti, Mn dan Co^[8]. Akan tetapi dalam hal ini unsur yang paling sering dipakai adalah Fe karena biasanya berasosiasi dengan mineral utama yang dijumpai pada zona limonit. Pada zona limonit unsur Mg dijumpai dalam jumlah kecil karena Mg biasanya berasosiasi dengan mineral olivine, piroksen dan serpentin yang tidak dijumpai di zona ini. Sedangkan unsur Ni biasanya dijumpai dalam jumlah yang tidak terlalu tinggi^[8].

Bijih nikel berkadar besi tinggi dan nikel rendah, seperti limonit lebih cocok diproses menggunakan proses *hydrometallurgy*. Sedangkan bijih nikel berkadar besi lebih rendah dan nikel yang lebih tinggi lebih cocok menggunakan proses *pyrometallurgy*^[5].



Gambar 2. 3 Profil bijih laterit (Dalvi et al. 2004)

Gambar 2.3 menunjukkan bahwa di Indonesia, mayoritas bijih laterit yang tersedia adalah bijih limonit dan *saprolite*. Oleh karena itu, pengolahan bijih laterit di Indonesia sangat penting untuk dapat menghasilkan logam nikel karena kelimpahannya di Indonesia.

2.3 Perlakuan Awal

Bijih limonit hasil tambang tidak selalu berada dalam kondisi yang ideal baik secara kimiawi maupun secara fisik untuk dikonversi menjadi logam nikel. Oleh sebab itu, diperlukan proses perlakuan awal agar bijih menjadi optimal dalam proses selanjutnya. Proses-prosesnya antara lain adalah *mineral dressing*, dan pengeringan (*drying*)^[10].

2.3.1 *Mineral dressing*

Proses *mineral dressing* atau pengayaan mineral biasanya dilakukan pada mineral yang baru ditambang. Tujuannya adalah untuk memisahkan logam yang diinginkan dengan pengotornya (*gangue material*) sehingga akan didapat konsentrat dengan kadar mineral yang diinginkan lebih tinggi. Pengayaan material ini ada beberapa tahap, yaitu^[6]:

- Kominusi

Kominusi merupakan serangkaian dari teknik pemrosesan mineral yang digunakan dalam metalurgi ekstraksi untuk mereduksi ukuran dari bijih dan bebatuan. Kominusi adalah salah satu tahapan dari preparasi^[6]. Kominusi dikaitkan dengan pembebasan ikatan mekanis antara mineral berharga dari pengotor, dimana ukuran partikel dari bijih diperhalus secara progresif sehingga partikel dari mineral limonit dapat dipisahkan oleh metode yang tersedia. Tahap pertama yang dilakukan pada kominusi adalah dengan melakukan proses peledakan. Hal ini dilakukan agar mineral-mineral hasil galian tambang itu memiliki ukuran yang mudah dalam penanganannya, baik dari segi transportasi nya dari lokasi galian menuju tempat pengolahan dan juga untuk mendapatkan mineral dengan ukuran yang terkontrol. Kominusi dilakukan dengan 2 tahapan, yaitu^[6]:

- *Crushing*

Crushing (penghancuran) adalah tahap mekanik pertama pada proses kominusi dan termasuk ke dalam *dry process*. Tujuannya adalah untuk membebaskan mineral yang diinginkan agar terpisah dari pengotornya^[3]. Dalam *crushing*, alat yang digunakan adalah *crusher*, yang merupakan mesin yang dirancang untuk mengurangi ukuran batu besar menjadi lebih kecil. Ada beberapa klasifikasi *crusher*, yaitu^[3]:

1. *Primary Crusher*.

Pada tahap ini, ukuran umpan masih cukup besar, yaitu sekitar 1,5 meter dan setelah proses ini akan didapatkan mineral yang lebih kecil, yaitu berukuran 10 sampai 20 cm. Terdapat 2 tipe utama dari *primary crusher*, yaitu *jaw crusher* dan *Gyratory crusher*. Ciri khas *Jaw crusher* adalah adanya 2 plat yang dapat membuka dan menutup seperti rahang binatang. *Jaw Crusher* sendiri dibedakan lagi berdasarkan dari metode perputaran dari ayunan rahangnya, yaitu *blake crusher*, *Dodge crusher*, dan *Universal crusher*. Pada *blake crusher*, *jaw* atau rahang berputar pada bagian atas sehingga mempunyai bagian penerima yang tetap. Pada *dodge crusher*, rahang berputar pada bagian bawah sehingga mempunyai bagian umpan yang bervariasi dengan area penerimaan yang tetap. Sedangkan pada *universal crusher*, rahang berputar pada bagian tengah sehingga mempunyai daerah penerimaan dan pengumpanan yang bervariasi. Tipe *primary crusher* yang kedua adalah *Gyratory crusher*, yang terdiri dari penumbuk berbentuk kerucut yang bergetar di dalam mangkuk kerucut yang lebih besar. *Crusher* tipe ini mempunyai kapasitas yang lebih besar dibandingkan dengan *jaw crusher*.

2. *Secondary Crusher*

Crusher jenis ini pada umumnya terdapat pada bagian pemrosesan mineral. Umpan yang sudah berukuran 10 sampai 20 cm akan diproses lagi sehingga berukuran 0,5 sampai 2 cm.

2.3.1.1.2 Grinding

Setelah melewati tahap *crushing*, tahapan selanjutnya adalah *grinding*, yang merupakan langkah terakhir dalam kominusi. Pada tahap ini partikel mineral akan direduksi ukurannya dengan kombinasi kekuatan impak dan abrasi. Proses ini sangat penting di dalam tahapan dimana tahapan selanjutnya adalah proses *hydrometallurgy*. Proses *leaching* akan menjadi jauh lebih efisien pada partikel yang mempunyai area permukaan yang luas. Reduksi ukuran dengan proses *crushing* mempunyai keterbatasan dalam hal ukuran akhir partikel. Untuk reduksi ukuran lebih lanjut, katakan dibawah 5 – 20 mm, harus dilakukan proses *grinding*. Grinding merupakan proses *powdering* atau *pulverizing* dengan menggunakan gaya mekanika batuan seperti impak, kompresi, penggesekan, dan penggerusan.

Dua tujuan utama dari proses *grinding* adalah:

Untuk membebaskan mineral – mineral yang terperangkap dalam kristal batuan (bijih), sehingga kandungan mineral tersebut semakin tinggi akibat terpisah dengan kandungan lain.

Menghasilkan partikel halus dari fraksi – fraksi mineral dengan memperbanyak permukaan spesifik.

2.2.1.2 Screening

Proses *screening* atau pengayakan bertujuan memisahkan ukuran partikel mineral berdasarkan ukurannya. Selain itu pengayakan berfungsi untuk membuat partikel mineral dengan *range* ukuran yang diinginkan.



Gambar 2. 4 Alat Screening

2.3.2 Dewatering

Sebagian besar proses pemisahan mineral melibatkan penggunaan sejumlah besar air dan konsentrasi akhir yang harus dipisahkan dari pulp (semacam bubur) di mana rasio air-padat mungkin masih tinggi. Ada beberapa metode dewatering, yaitu^[6]:

1. Sedimentasi

Metode ini adalah yang paling efisien dimana terdapat perbedaan massa jenis yang besar antara cairan dan padatan. Sedimentasi tidak selalu dapat digunakan pada proses *hydrometallurgy*. Pengendapan partikel padat secara cepat dalam suatu cairan menghasilkan cairan yang jernih yang dapat dituang, meninggalkan bubur kental, yang mungkin memerlukan proses dewatering lebih lanjut melalui filtrasi.

2. Filtrasi

Filtrasi merupakan proses pemisahan padatan dari larutan. Ada banyak faktor yang mempengaruhi laju filtrasi, antara lain adalah penurunan tekanan, luas permukaan filtrasi, dan viskositas dari filtrat.

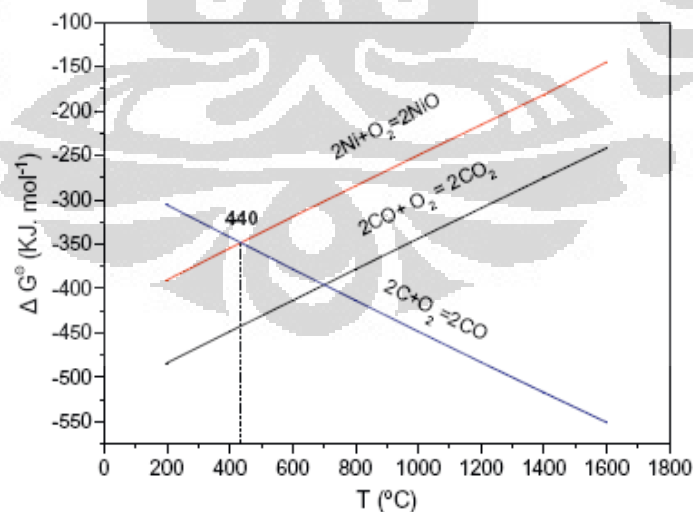
3. Pengeringan (*drying*)

Tujuan dari proses ini adalah untuk menghilangkan uap air yang terdapat pada bijih karena tidak semua unsur yang tersedia di alam berbentuk oksida atau senyawa murni, ada yang membentuk dengan air kristal. Hal seperti ini tidak diinginkan di dalam industri karena apabila terdapat kandungan air pada bijih akan memerlukan energi dan biaya yang lebih besar lagi. Selain itu, proses pengeringan juga berfungsi untuk meminimalisasikan kecenderungan bijih untuk terjadi letupan air dan mendidih pada saat proses *roasting*. Pengeringan dapat dilakukan pada tekanan atmosfer dengan temperatur di atas titik penguapan air ($>100^{\circ}\text{C}$) dengan oven.

Tujuan dari ketiga jenis proses *dewatering* di atas adalah untuk mencegah terjadinya letupan akibat tingginya kadar air pada mineral pada saat proses reduksi *roasting*. Selain itu, mineral menjadi lebih reaktif dengan sedikitnya kadar air sehingga dapat mengoptimalkan proses selanjutnya (*roasting* dan *leaching*)^[10].

2.3 Reduksi *Roasting*

Reduksi *roasting* atau dapat disebut juga dengan reduksi selektif merupakan reduksi logam oksida menjadi logam dengan menggunakan reduktor tertentu. Reduksi selektif juga berarti mereduksi logam oksida saja dan mencegah reduksi senyawa oksida lain yang terdapat pada bijih. Adapun tujuan dari proses ini adalah untuk mengubah senyawa bijih agar mudah larut dalam proses selanjutnya. De Graaf menambahkan bahwa untuk bijih limonit, yang mempunyai kandungan Fe tinggi, fasa yang diharapkan terjadi saat proses reduksi adalah fasa magnetit. Hal ini bertujuan untuk mendapatkan nilai *recovery* nikel yang tinggi. Penelitian lain^[10] juga menyimpulkan bahwa reduksi dari nikel akan lebih tinggi untuk sampel dengan kandungan besi tinggi dan kandungan silika rendah. Pada bijih laterit *low grade*, nikel berasosiasi dengan *goethite* yang kemudian dalam proses pemanasan akan mengalami perubahan fasa menjadi hematit. Pada proses tersebut, nikel akan terbebas dan akan dapat tereduksi. Semakin tinggi temperatur reduksi, semakin banyak nikel dan besi akan berikatan dan menjadi sulit untuk direduksi. Valix and Cheung^[11] menunjukkan bahwa temperatur reduksi hingga 600°C adalah kondisi optimum untuk *recovery* limonite, sedangkan saprolite diuntungkan pada 800°C.



Gambar 2. 5 Standar Energi Bebas dari Nikel Oksida^[12]

Pada Gambar 2.5, temperatur terendah pada tekanan atmosfer agar reduksi NiO oleh reduktor karbon menjadi Ni akan terjadi adalah 440 °C. F. O'Connor et

al^[13] dalam penelitiannya menyatakan bahwa *goethite* terhidroksilasi menjadi hematit pada suhu 300°C. Dehydroxylation adalah transformasi struktural yang mengarah kepada penghancuran struktural kelompok OH-. Fenomena yang terjadi saat reduksi ini terjadi adalah akibat dari pemanasan. Schawertmann et al menyimpulkan bahwa dekomposisi *goethite* terjadi pada suhu 385°C. Sedangkan menurut Swamy et al, perubahan fasa *goethite* menjadi hematit terjadi pada suhu 337°C. Dehidroksilasi dapat menyebabkan peningkatan luas permukaan spesifik karena pemutusan air yang terikat secara kimia yang mengakibatkan terbukanya struktur mineral *goethite* structure sehingga nikel dapat terbebas. Lebih jauh lagi, F.O'Connor menyebutkan bahwa *goethite* tereduksi menjadi magnetite (Fe₃O₄) pada 500°C.

Pada umumnya, reduktor yang digunakan adalah karbon (C), gas karbon monoksida (CO), dan gas H₂ dan dapat ditemukan pada kokas (*cooking coal*), briket arang (*charcoal briquette*), dan serbuk batu bara (*pulverized coal*). Karbon merupakan reduktor yang paling banyak digunakan karena selain harganya yang relatif murah, tingkat efektivitasnya juga tinggi. Ditambah lagi, karbon juga membentuk 2 macam gas, yaitu gas karbon monoksida (CO) dan karbon dioksida (CO₂) yang memiliki sifat termodinamika yang stabil.

Studi tentang pengaruh kadar reduktor salah satunya dilakukan oleh Chang et al^[14] yang menemukan bahwa derajat transformasi fasa yang dialami oleh Fe selama proses reduksi berbeda-beda untuk tiap rentang kadar karbon tertentu dan perbedaan ini berdampak terhadap besarnya persentase nikel yang tereduksi setelah proses leaching. Chang juga menambahkan bahwa *recovery* nikel meningkat seiring dengan kenaikan kadar reduktor. Tetapi dalam penelitiannya, tidak disebutkan berapa kadar karbon optimum yang digunakan untuk menghasilkan *recovery* nikel yang maksimal. Reaksi pembentukan gas CO dan CO₂ adalah sebagai berikut:



Secara keseluruhan, reaksi logam oksidan dengan karbon ditulis dalam Persamaan (5) dalam reaksi berikut:



Bijih laterit, yang termasuk ke dalam bijih kompleks, mengandung NiO, hematit, dan magnetit^[12]. Adapun reaksi yang terjadi adalah:



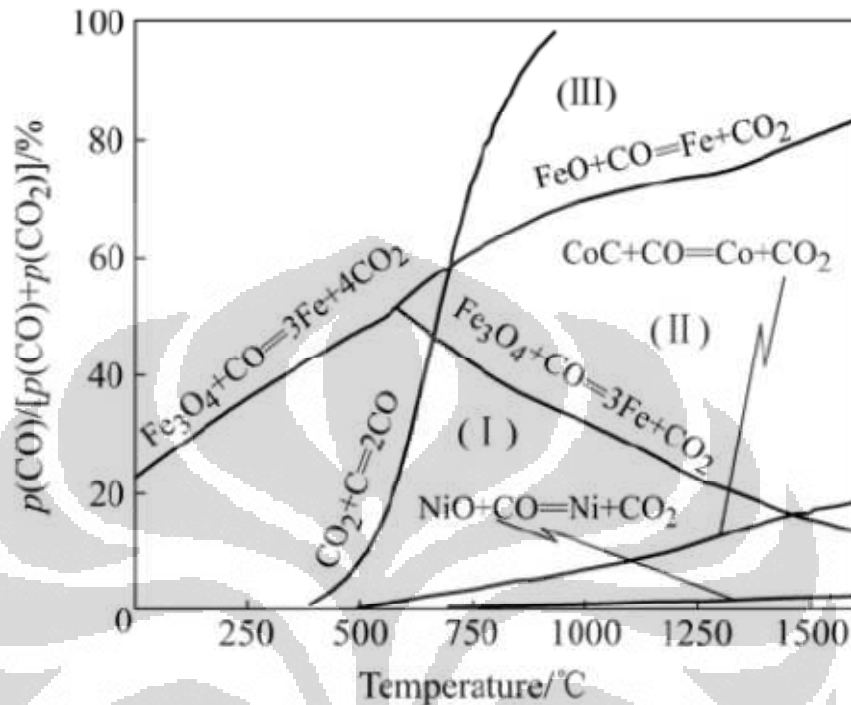
Dari Persamaan (6), NiO yang tergabung dalam hematit terpisah dari oksida besinya. Sedangkan hematit akan berubah sebagian menjadi magnetit. Pada Persamaan (7), NiO akan mulai tereduksi menjadi Ni pada suhu 440°C. Sedangkan magnetit akan semakin banyak terbentuk mulai dari suhu 500°C. Pada suhu tersebut juga akan terbentuk sedikit paduan FeNi. Paduan tersebut tidak diinginkan pada proses *leaching* karena Ni akan semakin banyak yang tergabung ke dalam Fe dan menyebabkan semakin rendahnya nilai *recovery* nikel^[11].

2.4 Diagram Bauer Glassner Boudouard

Proses reduksi langsung menggunakan kesetimbangan antara besi, hematit, magnetit, *wustite*, karbonmonoksida, karbondioksida, serta karbon padat pada tekanan 1 atm. Kesetimbangan tersebut merupakan dasar dilakukannya proses reduksi langsung dengan menggunakan karbon padat dan ditunjukkan seperti dalam Diagram Bauer Glassner dan Boudouard pada Gambar 2.9. Dari diagram tersebut, dapat dilihat terdapat reaksi kesetimbangan besi oksida dengan campuran gas CO/CO₂, yaitu^[8]:



- 3 Garis kesetimbangan : $\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO} = 3\text{FeO} + \text{CO}_2$
 4 Garis Kesetimbangan : $\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$



Gambar 2. 6 Diagram Bauer Glassner Boudouard^[14]

Pada percobaan ini digunakan CO/CO₂ (30/70%) dengan temperatur sekitar 600°C. Pada keadaan tersebut, serbuk batu bara sudah menjadi karbon monoksida yang berfungsi sebagai pereduksi. Selain itu, fasa magnetit yang penting untuk proses *leaching* sudah terbentuk pada kondisi tersebut.

2.5 Leaching

Leaching adalah proses pemurnian suatu bahan yang dapat larut dari suatu padatan dengan menggunakan pelarut. Dalam metalurgi ekstraksi, *leaching* adalah proses melarutkan satu atau lebih mineral tertentu dari suatu bijih, konsentrat atau produk metalurgi lainnya. Pada penelitian ini, digunakan asam sulfat sebagai zat *leaching*.

Banyak faktor yang mempengaruhi laju proses ini, antara lain^[15]:

1. Laju *leaching* akan meningkat dengan berkurangnya ukuran dari bijih, karena semakin kecil partikel maka luas permukaan per unit berat semakin besar.
2. Laju *leaching* meningkat dengan meningkatnya temperatur.
3. Laju *leaching* meningkat dengan meningkatnya konsentrasi dari zat *leaching*.
4. Laju *leaching* meningkat dengan berkurangnya massa jenis *pulp* (campuran bijih dengan air).
5. Jika terbentuk suatu produk yang tidak dapat larut selama *leaching*, maka lajunya akan dipengaruhi oleh sifat dari produk itu sendiri. Jika terbentuk lapisan yang nonporous maka laju *leaching* akan menurun drastis. Tetapi jika produk padatan yang terbentuk adalah porous maka produk tersebut tidak mempengaruhi laju *leaching*.

Kemampuan menyeleksi dari zat *leaching* terhadap suatu mineral tertentu yang ada didalam bijih dipengaruhi oleh^[15]:

1. Konsentrasi dari zat *leaching*.

Semakin meningkatnya konsentrasi zat *leaching* maka jumlah dari mineral berharga yang larut akan semakin bertambah.

2. Temperatur.

Kadang-kadang peningkatan temperatur memberikan sedikit pengaruh terhadap efisiensi *leaching* mineral berharga, tetapi berpengaruh terhadap peningkatan level pengotor dalam larutan.

3. Waktu kontak.

Waktu kontak yang berlebihan antara pelarut dengan bijih dapat menyebabkan peningkatan persentase pengotor yang ada dalam larutan

2.6. Karakterisasi Sampel

2.6.1 Pengujian XRD

XRD merupakan alat difraktometer yang menggunakan prinsip difraksi. *X Ray diffractometer* merupakan suatu alat yang digunakan untuk mendeteksi unsur atau senyawa yang terkandung dalam suatu padatan. Alat ini bekerja berdasarkan

difraksi sinar X oleh unsur atau senyawa dalam suatu padatan. Setiap unsur mempunyai intensitas pemantulan sinar X yang berbeda jika disinari pada sudut tertentu^[16]. XRD juga merupakan suatu metode analisa nondestruktif yang didasarkan pada pengukuran radiasi sinar-X yang terdifraksi oleh bidang kristal ketika terjadi interaksi antara suatu materi dengan radiasi elektromagnetik sinar X. Suatu kristal memiliki kisi kristal tertentu dengan jarak antar bidang kristal (d) spesifik juga sehingga bidang kristal tersebut akan memantulkan radiasi sinar X dengan sudut-sudut tertentu.



Gambar 2. 7 Alat XRD

Alat ini digunakan untuk mengidentifikasi fasa kristalin dalam material dengan cara menentukan parameter struktur kisi serta untuk mendapatkan ukuran partikel.

Dengan alat ini kita melihat senyawa yang terbentuk. Dengan kata lain, kita dapat melihat transformasi fasa yang terjadi pada suatu sampel akibat suatu proses atau *treatment* yang dilakukan. Namun, XRD tidak bisa mendapatkan kadar atau persentase dari unsur yang terdapat pada sampel mineral^[16]. Cara Kerja XRD adalah sebagai berikut^[16]:

1. Sampel padat diletakkan pada suatu preparat kaca.
2. Sumber sinar bergerak mengelilingi sampel sambil menyinari sampel.
3. Detector menangkap pantulan sinar dari sampel.
4. Alat perekam merekam intensitas pantulan sinar untuk tiap sudut tertentu.

5. Hasil analisis dalam bentuk grafik sudut penyiaran vs intensitas pantulan.

XRD juga memiliki beberapa kelebihan dan keterbatasan, antara lain^[16]:

- Kelebihan: Dapat digunakan untuk mendeteksi berbagai unsur dan sampel yang digunakan tidak harus murni.
- Kekurangan: Tidak dapat digunakan langsung pada sampel cair atau gas.

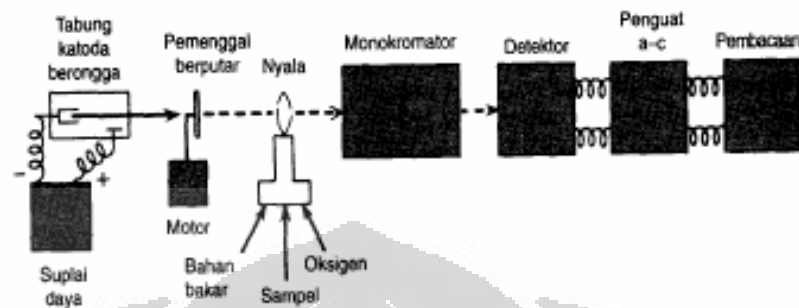
2.6.2 Pengujian EDX

Energy-Dispersive X-Ray Spectroscopy atau EDX adalah suatu teknik yang digunakan untuk menganalisis elemen atau karakterisasi kimia dari suatu sampel. Prinsip kerja dari alat ini adalah dengan metode spektroskopi, dimana elektron ditembakkan pada permukaan sampel, yang kemudian akan memancarkan *X-Ray*. Energi tiap-tiap *photon X-Ray* menunjukkan karakteristik masing-masing unsur yang akan ditangkap oleh detektor EDX, kemudian secara otomatis akan menunjukkan puncak-puncak dalam distribusi energi sesuai dengan unsur yang terdeteksi. Hasil yang kita dapatkan dari pengujian EDX adalah berupa grafik *energy (KeV)* dengan *counts*. Dan dari grafik tersebut kita bisa melihat unsur-unsur apa saja yang bisa didapatkan. Dengan menggunakan EDX, didapatkan persentase dari suatu unsur yang terkandung di dalam sampel. Tetapi, penembakan dari EDX hanya pada satu titik yang disebabkan diameter tembakan terhadap partikel sampelnya sangat kecil, sehingga data yang didapatkan kurang representatif.

2.6.3 Pengujian AAS

Meskipun alat AAS cukup mahal, namun alat ini tetap banyak dipakai karena kemampuannya untuk menganalisis sekitar 70 elemen (mayoritas logam) dengan konsentrasi yang sangat sedikit. Mekanismenya, sampel diatomisasi pada temperatur tinggi dan atom-atom bebas akan mempunyai garis spektrum. AAS disebut sebagai teknik penghancur karena hanya sampel yang berbentuk larutan yang dapat digunakan. Sampel padatan harus ditimbang dan dilarutkan. Namun, cukup menggunakan sedikit sampel sudah cukup karena tingkat sensitivitas alat ini tinggi^[17]. Ada beberapa metode atomisasi, antara lain *flame atomisation*,

graphite furnace atomisation, dan *mercury hydride atomisation*. Pada umumnya, metode yang digunakan adalah *flame*. Logam diukur dengan skala ppm.



Gambar 2. 8 Skema Kerja AAS^[17]

Bagian-bagian dari AAS antara lain adalah sumber sinar yang berupa tabung katoda berongga (*Hollow cathode lamp*) yang menghasilkan sinar monokromatis yang mempunyai beberapa garis spektrum atau resonansi. Selanjutnya sistem pengatoman (atomizer) yang berfungsi untuk mengubah fasa sampel dari larutan menjadi uap atom bebas dengan nyala api yang dihasilkan dari pembarakan *fuel* dengan oksigen. Bagian ketiga adalah monokromator yang berfungsi untuk mengisolasi salah satu garis resonansi yang sesuai dengan sampel dari beberapa garis resonansi yang berasal dari sumber sinar. Detektor, bertugas untuk mengubah energi sinar dari monokromator menjadi energi listrik, yang kemudian menggerakkan jarum dan mengeluarkan grafik.

BAB III METODOLOGI PENELITIAN

Dalam penelitian ini dilakukan beberapa tahapan percobaan, antara lain preparasi sampel berupa penggerusan (*crushing*), pengayakan (*screening*), dan pengeringan (*drying*), reduksi *roasting*, *leaching* dengan menggunakan asam sulfat, dan karakterisasi sampel menggunakan EDX, XRD, dan AAS.

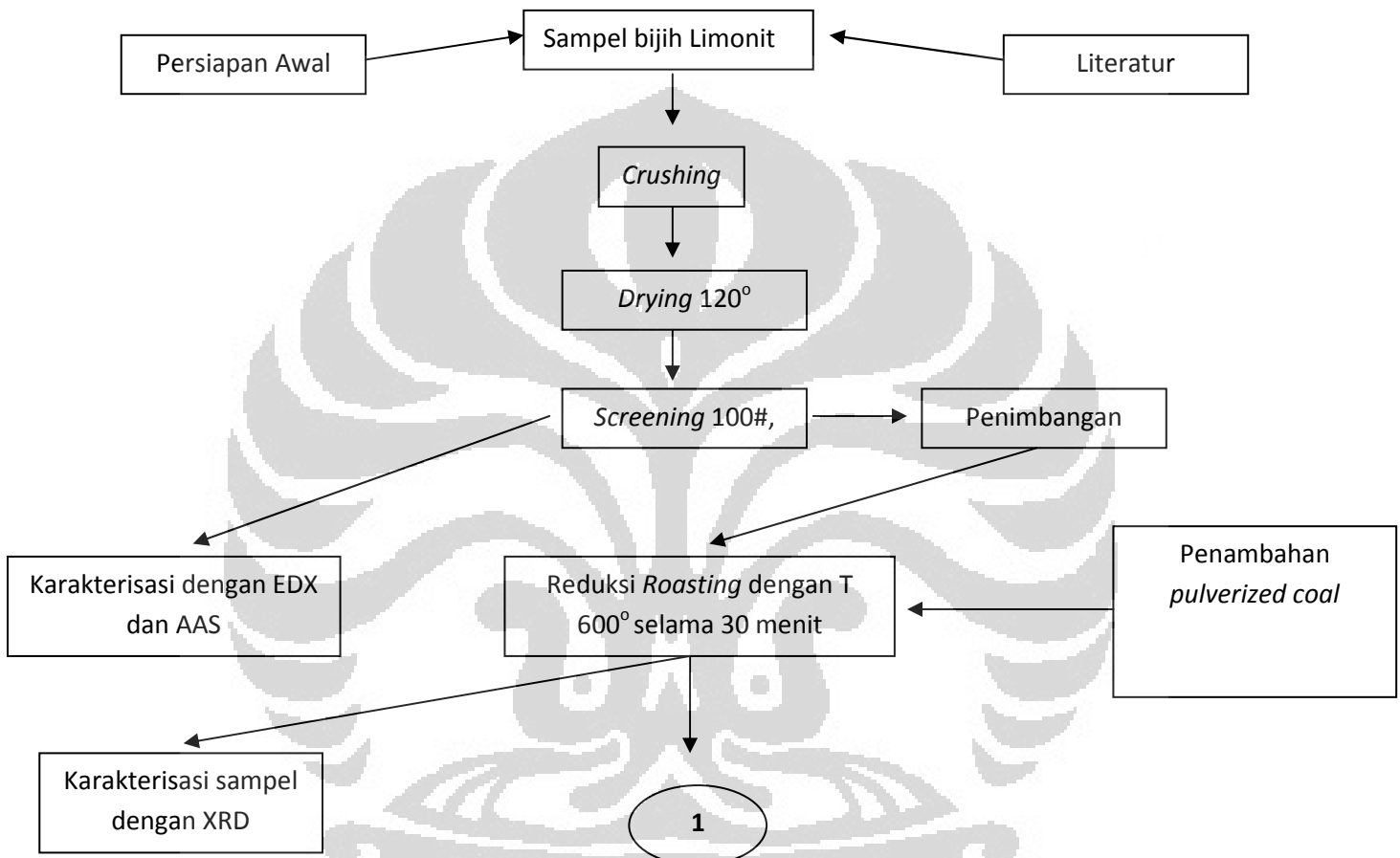
3.1 Alat Dan Bahan

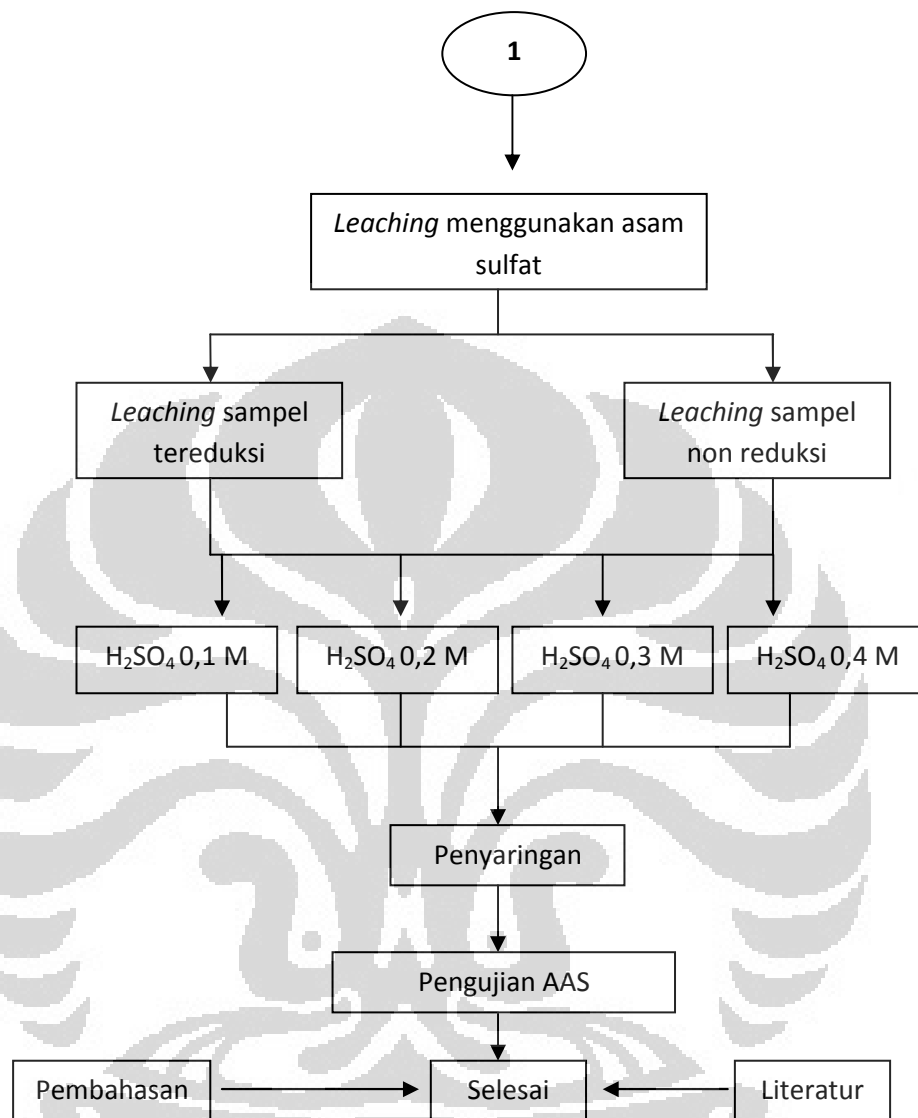
Dalam penelitian ini, digunakan berbagai alat dan bahan selama proses pengerjaan. Alat dan bahan tersebut antara lain:

1. Bijih limonit
2. Aluminium *foil*
3. Oven
4. Alat ayak
5. XRD (*X-Ray Diffraction*) Shimadzu 7000
6. EDX (*Energy-Dispersive X-Ray Spectroscopy*)
7. AAS (*Atomic Absorbtion Spectroscopy*) Perkin Elmer Aanalyst 700
8. Timbangan Digital
9. Asam Sulfat (H_2SO_4) 98%
10. *Nabertherm Furnace*
11. *Pulverized coal*
12. Aquades
13. Kertas saring
14. Pengaduk
15. *Beaker glass*
16. *Magnetic Stirer*
17. Pipet

3.2 Diagram Alir Penelitian

Diagram alir (*flowchart*) penelitian bertujuan untuk memudahkan pembaca dalam memahami langkah-langkah yang dilakukan pada penelitian ini, dari proses preparasi sampel, reduksi *roasting*, *leaching*, dan karakterisasi sampel.





3.3 Prosedur Penelitian

Prosedur penelitian berisi langkah-langkah dan parameter yang digunakan pada penelitian ini dan bertujuan untuk memaparkan kegiatan yang dilakukan selama proses penelitian.

3.3.1 Preparasi Sampel

Pada tahap preparasi sampel, dilakukan penggerusan, pengayakan dan pengeringan. Bijih limonit pertama-tama digerus untuk mendapatkan ukuran yang lebih kecil agar lebih mudah dalam melakukan proses-proses selanjutnya. Setelah ukuran bijih limonit berkurang, tahap selanjutnya adalah melakukan proses pengayakan (*screening*). Alat ayak ini berada di lantai 1 DTMM FTUI. Proses ini bertujuan untuk memperoleh ukuran butir yang seragam. Dalam percobaan ini, ukuran ayak yang digunakan adalah 100 mesh. Bijih yang lebih besar dari 100 mesh tertinggal pada ayakan sedangkan yang lebih kecil 100 mesh akan lolos dari saringan dan jatuh ke bawah.

Bijih yang sudah mempunyai ukuran partikel yang homogen kemudian dilanjutkan dengan proses pengeringan (*drying*). Sampel dimasukkan ke dalam oven dengan suhu 120°C selama 1 jam. Tujuan dari *drying* adalah untuk menghilangkan uap air yang terdapat pada bijih. Selain itu, proses pengeringan juga berfungsi untuk meminimalisasikan kecenderungan bijih untuk terjadi letupan air dan mendidih pada saat proses reduksi *roasting*.

3.3.2 Reduksi *Roasting*

Reduksi *roasting* menggunakan reduktor karbon yang berasal dari serbuk batu bara ini dilakukan pada bijih limonit selama 30 menit pada temperatur 600°C . Bijih limonit dan serbuk batu bara kemudian diaduk agar serbuk batu bara dan bijih tercampur secara merata. Sampel yang sudah tercampur kemudian diletakkan di atas wadah yang terbuat dari *stainless steel*. Reduksi *roasting* menggunakan *furnace* nabertherm yang berada di laboratorium metalografi lantai 4 DTMM FTUI. Temperatur reduksi *roasting* ini adalah 600°C dengan waktu 30 menit. Untuk mencapai temperatur tersebut, *furnace* dipanaskan dari suhu ruangan selama sekitar 4 jam sebelum mencapai temperatur 600°C .

Waktu reduksi yang semakin lama akan menyebabkan semakin banyaknya Fe dan paduan Fe-Ni, yang akan berdampak negatif pada proses *leaching*^[18]

3.3.3 *Leaching*

Sampel yang akan dilakukan proses *leaching* dibagi menjadi dua jenis, yaitu sampel bijih limonit yang telah direduksi *roasting* dan sampel limonit yang tidak di-*roasting* (*unreduced*). Kedua jenis sampel tersebut masing-masing dibagi menjadi 4 variasi, yaitu asam sulfat 0.1, 0.2, 0.3, dan 0.4 molar. Umpan yang dipakai adalah 0,4 gram dan dimasukkan ke dalam larutan asam sulfat 100 mL. *Leaching* dilakukan selama 60 menit, berada pada temperatur kamar dengan menggunakan *magnetic stirrer*. Kemudian, larutan hasil *leaching* disaring dengan kertas saring. Terjadi endapan berwarna coklat, sedangkan larutan hasil saringnya tidak berwarna atau bening.

3.3.4 Karakterisasi Sampel

Pada penelitian ini, karakterisasi sampel yang digunakan ada 3 jenis, yaitu menggunakan EDX pada sampel awal, uji XRD pada sampel awal dan setelah proses *roasting*, dan uji AAS pada sampel awal dan setelah proses *leaching* pada sampel yang tereduksi maupun yang tidak direduksi.

3.3.4.1 EDX

Uji EDX dilakukan di DTMM FTUI. Pengujian ini bertujuan untuk mengetahui komposisi awal dari sampel bijih limonit.

3.3.4.2 XRD (*X-Ray Diffraction*)

Pengujian XRD dilakukan di Universitas Islam Negeri Syarif Hidayatullah (UIN). Sampel yang diuji adalah sampel yang belum diberi perlakuan apapun atau sampel awal dan sampel setelah proses reduksi *roasting*. XRD yang digunakan adalah tipe Shimadzu X-Ray Diffraktometer 7000. Untuk analisis jenis ini, sampel yang diperlukan berupa serbuk sehingga tidak perlu dilakukan proses preparasi sebelum pengujian. Tujuan dari proses ini adalah untuk mengetahui fasa yang terdapat pada kedua sampel tersebut. Hasil dari pengujian ini berupa grafik berisi susunan *peak* atau puncak. Grafik tersebut dapat dianalisis menggunakan *software* seperti Match! Untuk dapat mengetahui kandungan yang terdapat pada sampel bijih limonit tersebut.



Gambar 3. 1 Alat XRD Shimadzu X-Ray Diffraktometer 7000

3.3.4.3 AAS (*Atomic Absorbtion Spectroscopy*)

Proses AAS dilakukan di Universitas Islam Negri Syarif Hidayatullah (UIN). Tipe AAS yang digunakan adalah Elmer Aanalyst 700. Pengujian ini dilakukan pada sampel hasil *leaching* baik untuk sampel yang direduksi maupun sampel yang tidak direduksi. Untuk analisis jenis ini, sampel yang diperlukan adalah larutan. Karena hasil *leaching* sudah berupa larutan, maka tidak diperlukan pengenceran sampel. Hasil dari pengujian ini berupa konsentrasi unsur nikel dalam satuan ppm (mg/l).



Gambar 3. 2 AAS Elmer Aanalyst 700

Tujuan pengujian AAS ini adalah untuk mengetahui persentase *recovery* nikel setelah proses *leaching* dengan membandingkan sampel limonit yang tereduksi dan yang tidak direduksi.



BAB IV HASIL DAN PEMBAHASAN

4.1 Data Komposisi Bijih Limonit

Untuk mengetahui komposisi elemen yang terdapat pada sampel bijih limonit, dilakukan uji EDX dan uji AAS untuk mengetahui komposisi dari logam nikel di dalam bijih limonit. Uji EDX dilakukan di DTMM FTUI dengan 3 kali penembakan, sedangkan uji AAS dilakukan di Universitas Islam Negeri Syarif Hidayatullah (UIN).

4.1.1 Uji EDX

Pengujian komposisi sampel bijih limonit dilakukan pada sampel yang belum diberikan perlakuan lanjutan seperti proses reduksi *roasting* dan *leaching*. Pengujian ini menggunakan EDX yang dilakukan di DTMM FT UI.

Tabel 4. 1 Hasil Uji EDX Sampel Awal Dalam Elemen

Unsur	Pengujian EDX dalam Elemen (%)			Rata-rata
	1	2	3	
Fe	60,58	54,12	46,86	53,85
Si	4,50	5,67	12,91	7,69
Al	3,99	4,40	3,78	4,06
Mg	1,11	1,45	0,56	1,04
Ni	0,00	0,00	0,00	0,00

Tabel 4. 2 Hasil Uji EDX Sampel Awal Dalam Atomik

Unsur	Pengujian EDX dalam Atom (%)			Rata-rata
	1	2	3	
Fe	32,64	27,03	22,48	27,38
Si	4,82	5,63	12,32	7,59
Al	4,45	4,54	3,75	4,25
Mg	1,38	1,66	0,62	1,22
Ni	0,00	0,00	0,00	0,00

Tabel 4.1 dan 4.2 menunjukkan komposisi sampel bijih limonit yang digunakan untuk penelitian ini. Sedangkan komposisi bijih limonit dari literatur^[19] adalah sebagai berikut:

Tabel 4. 3 Komposisi Bijih Limonit^[19]

Tipe Bijih	Komposisi (%)				
	Fe	Si	Al	Mg	Ni
Limonite	>40	6	6	3	1-1,5

Menurut literatur lain^[20], limonite yang kaya akan kandungan Fe (40-50%) mempunyai kandungan Mg <5% wt dan Si <10% wt. Sedangkan kandungan nikel di dalam limonite berkisar antara 0,9-1,4% wt, jarang yang melebihi 1,5% wt. Bila dibandingkan dengan Tabel 4.3, terdapat kejanggalan berupa tidak adanya unsur nikel dalam komposisi limonit yang digunakan pada penelitian. Kandungan nikel yang relatif rendah pada bijih limonit kemungkinan tidak dapat dideteksi oleh alat EDX. Pada saat penembakan pada titik tertentu, tidak terdapat unsur Ni karena diameter tembakan alat EDX kecil. Oleh karena itu, hasil pengujian EDX kurang representatif.

4.1.2 Uji AAS Awal

Pengujian AAS pada sampel awal bertujuan untuk mengetahui kandungan nikel di dalam sampel limonit dan untuk menghitung nilai *recovery* dari *pregnant leach solution*. Hasil yang berupa ppm dikonversi ke dalam bentuk persentase seperti yang tertulis pada Persamaan (1). Sampel padatan 1,03 gram diencerkan menggunakan *Aqua Regia* 100 mL.

$$\% \text{ Ni} = \frac{\text{Kandungan AAS} \left(\frac{\text{mg}}{\text{L}} \right) \times \text{Jumlah pengenceran} \times \text{Volume (L)}}{\text{Berat sampe Awal (mg)}} \times 100 \% \quad (1)$$

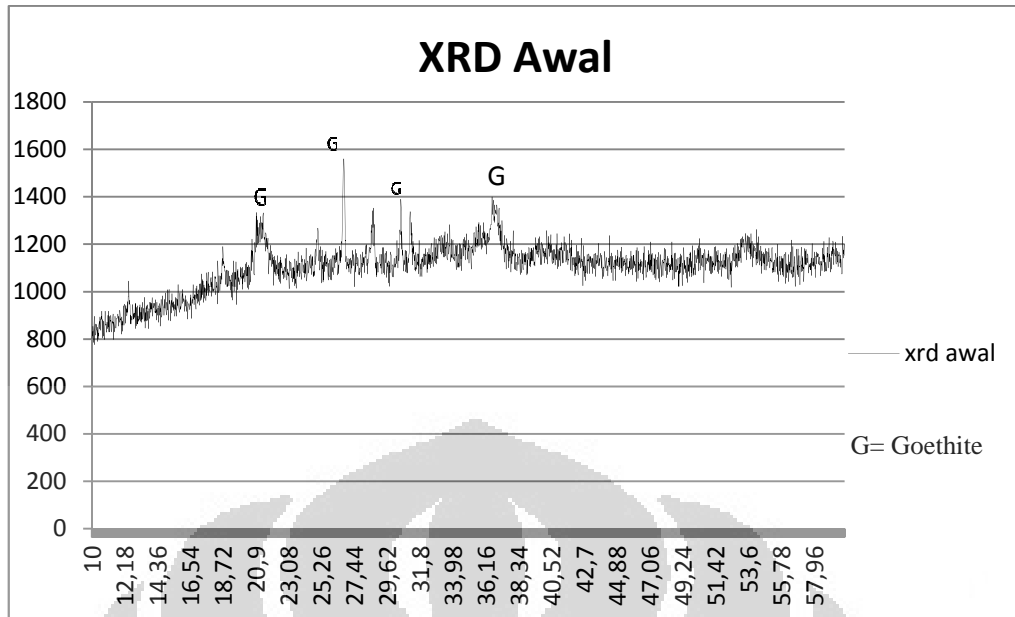
$$\% \text{ Ni} = \frac{17,37 \frac{\text{mg}}{\text{L}} \times 10 \times 0,11}{1030 \text{ mg}} \times 100 \% = 1,68\%$$

4.2 Analisis Hasil XRD

Analisis hasil XRD mencakup untuk sampel awal dan sampel yang telah direduksi *roasting*. Grafik XRD dari kedua jenis sampel tersebut kemudian dibandingkan fasa yang terdapat pada sampel awal dan fasa yang terdapat pada sampel yang telah direduksi.

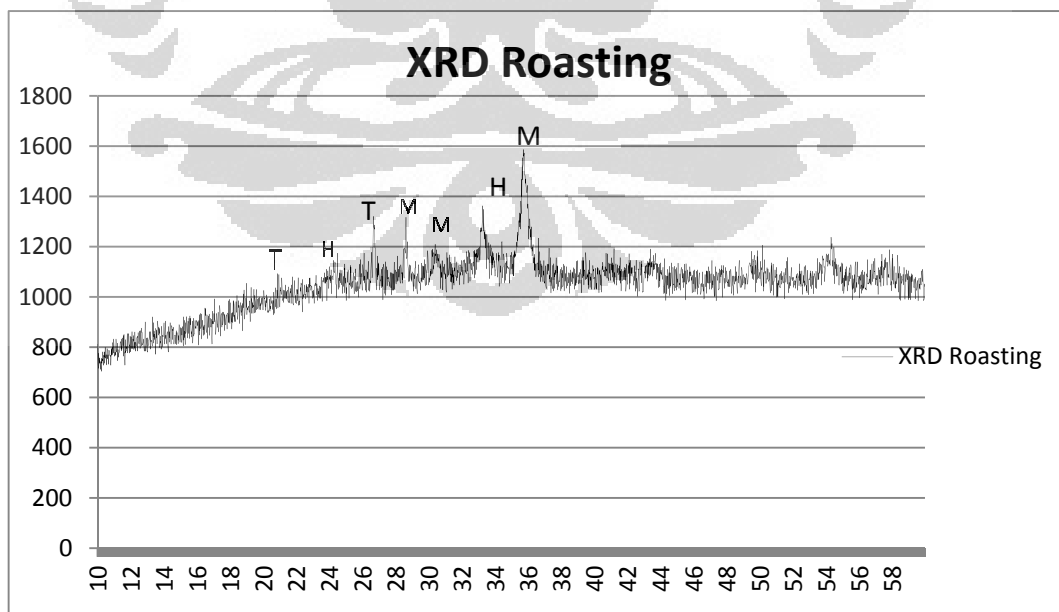
4.2.1 Sampel Awal

Pengujian XRD dilakukan dengan tujuan untuk mengetahui senyawa apa saja yang terdapat pada bijih limonit yang belum diberi perlakuan apapun. Untuk mengidentifikasi senyawa-senyawa tersebut, digunakan *software* Match! Dan database dari website ruff.info. Pada Gambar 4.1, dapat terlihat bahwa fasa yang terbentuk adalah fasa *goethite* (FeOOH). Pada bijih limonit awal, nikel terasosiasi di dalam fasa *goethite*. Menurut F.O'Connor^[13], mineral utama yang terdapat pada bijih limonit adalah *goethite*.

Gambar 4. 1 Grafik XRD *Raw* Limonit

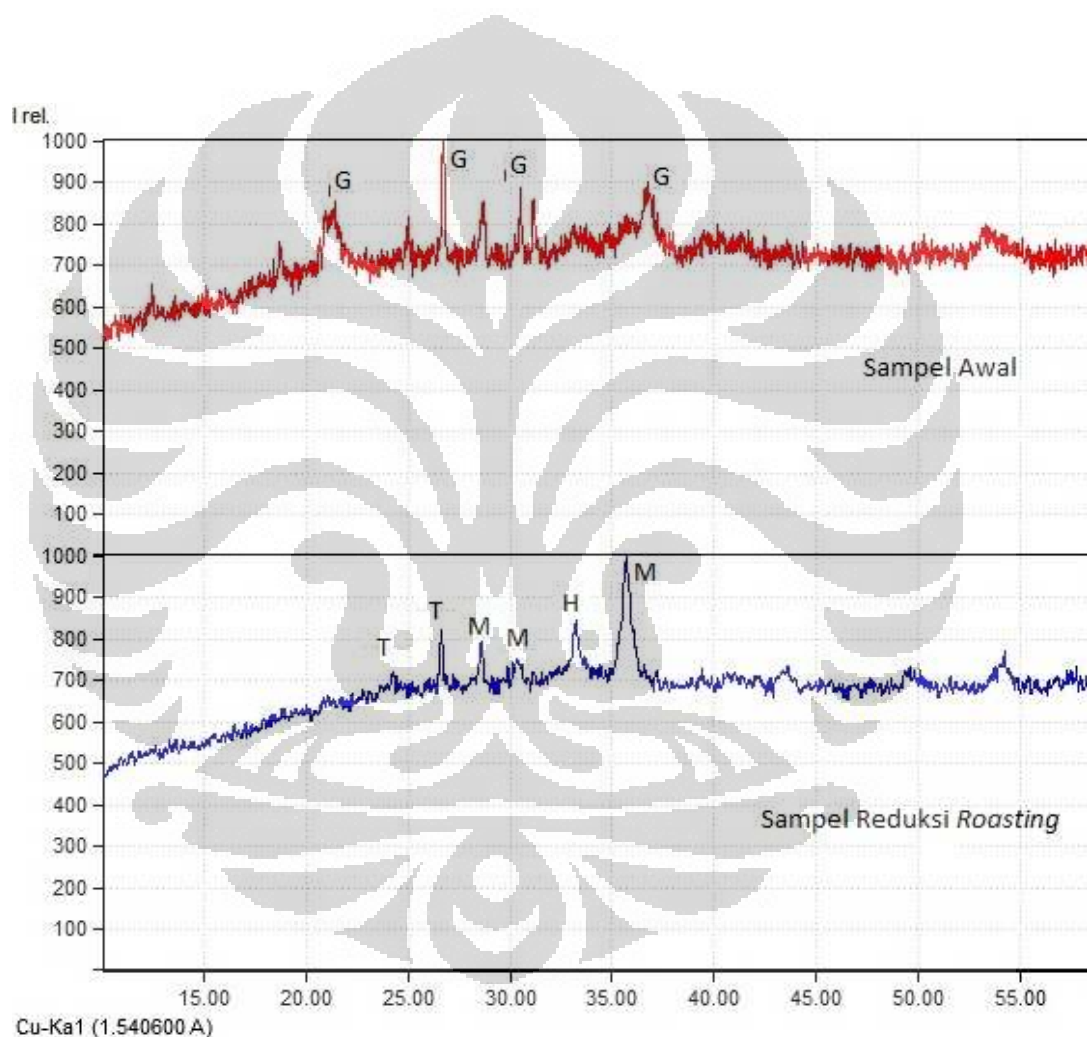
4.2.2 Sampel Hasil *Roasting*

Sampel awal kemudian direduksi *roasting* pada suhu 600°C selama 30 menit menggunakan Nabertherm Furnace. Valix dan Cheung^[11] menunjukkan bahwa temperatur reduksi hingga 600°C adalah kondisi optimum untuk recovery nikel untuk limonite, sedangkan saprolite diuntungkan pada 800°C.



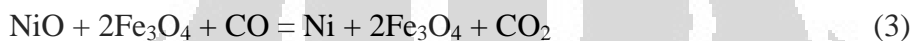
Gambar 4. 2 Grafik XRD sampel tereduksi

Pada Gambar 4.2, terlihat bahwa fasa *goethite* yang dominan pada sampel awal sudah tidak tampak pada *peak* hasil XRD. Pada Gambar 4.3, terlihat pada 2θ yang sama antara grafik XRD sampel awal dan sampel *roasting*, fasa yang terbentuk sudah berbeda. Fasa baru muncul pada grafik XRD sampel *roasting*, yaitu fasa hematit (Fe_2O_3), magnetit (Fe_3O_4), dan *taenite* (FeNi).

Gambar 4. 3 Grafik XRD Sampel Awal dan Sampel *Roasting*

F.O'Connor^[13] mengatakan bahwa *goethite* terhidroksilasi menjadi hematit pada suhu 300°C. Dehidroksilasi adalah transformasi struktural yang mengarah kepada penghancuran struktural kelompok OH-. Fenomena yang terjadi saat reduksi ini terjadi adalah akibat dari pemanasan. Schawertmann et al

menyimpulkan bahwa dekomposisi *goethite* terjadi pada suhu 385°C. Sedangkan menurut Swamy et al, perubahan fasa *goethite* menjadi hematit terjadi pada suhu 337°C. Dehidroksilasi dapat menyebabkan peningkatan luas permukaan spesifik karena pemutusan air yang terikat secara kimia yang mengakibatkan terbukanya struktur mineral *goethite* sehingga nikel dapat terbebas^[13]. Nikel yang terasosiasi pada fasa hematit akan terpisah dari oksida besinya seperti pada Persamaan (2), dan kemudian akan tereduksi menjadi Ni di Persamaan (3) pada suhu 440°C^[12].



Selain fasa hematit, fasa lain yang teridentifikasi oleh XRD adalah fasa magnetit (Fe_3O_4). Fasa ini adalah fasa yang paling dominan pada sampel limonit setelah diberi perlakuan reduksi *roasting*. F.O'Connor menambahkan bahwa fasa magnetite mulai banyak terbentuk pada suhu 500°C. Namun sebelum suhu tersebut, magnetit sudah mulai terbentuk^[12]. Masih adanya fasa hematit diakibatkan bahwa hematit belum tereduksi sepenuhnya menjadi magnetit. Selain itu, pada suhu 500°C juga mulai terbentuk sedikit fasa paduan FeNi. Paduan tersebut tidak diinginkan pada proses *leaching* karena Ni akan semakin banyak yang tergabung ke dalam Fe dan menyebabkan semakin rendahnya nilai *recovery* nikel^[1]. Semakin tinggi temperatur reduksi, semakin banyak nikel dan besi akan berikatan dan menjadi sulit untuk direduksi^[18].

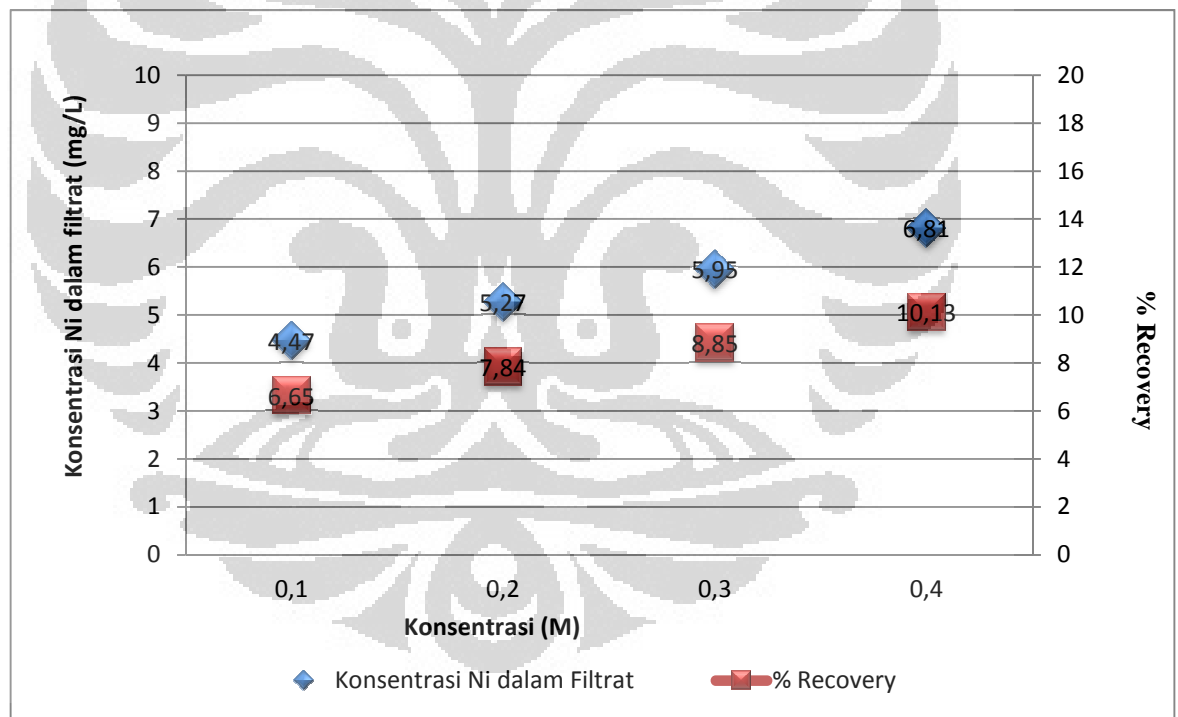
4.3 Hasil Analisis AAS

Sampel limonit, baik yang direduksi maupun yang tidak direduksi, diberi proses *leaching* dengan asam sulfat (H_2SO_4) dengan *magnetic stirrer* dengan suhu kamar ($\pm 25^\circ\text{C}$), masing-masing selama 60 menit.

4.3.1 Pengaruh Konsentrasi *Leaching*

Tabel 4. 4 Konsentrasi dan *Recovery* Nikel Setelah *Leaching* Pada *Unreduced* Limonit

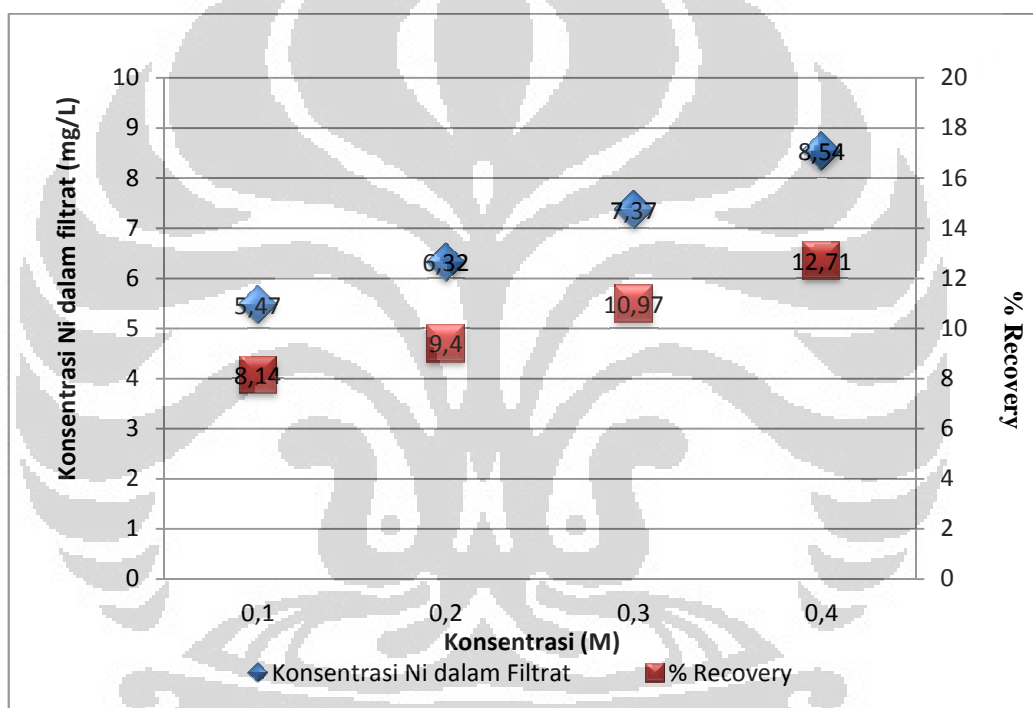
Konsentrasi (M)	Konsentrasi Ni dalam filtrat (ppm)	%Recovery
0,1	4,47	6,65
0,2	5,27	7,84
0,3	5,95	8,85
0,4	6,81	10,13



Gambar 4. 4 Konsentrasi Ni Dalam Filtrat Dan %*Recovery* Nikel Pada Sampel Awal

Tabel 4. 5 Konsentrasi dan *Recovery* Nikel Setelah *Leaching* Pada *Reduced* Limonit

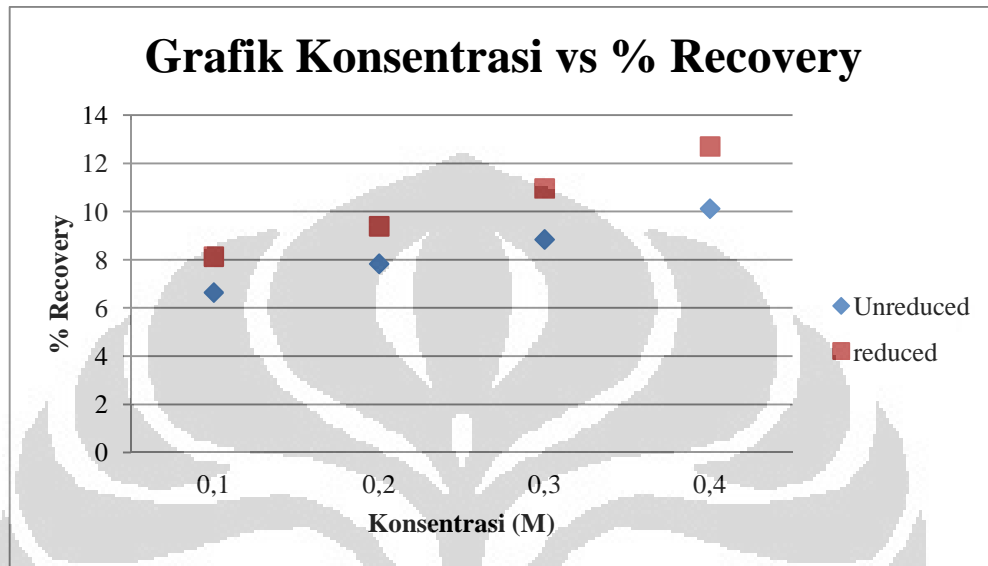
Konsentrasi (M)	Konsentrasi Ni dalam filtrat (ppm)	%Recovery
0,1	5,47	8,14
0,2	6,32	9,40
0,3	7,37	10,97
0,4	8,54	12,71

Gambar 4. 5 Konsentrasi Ni Dalam Filtrat Dan %*Recovery* Nikel Pada Sampel Tereduksi

Tabel 4.4 dan 4.5 merupakan data yang didapat dari pengujian AAS. Kedua tabel tersebut diolah menjadi Gambar 4.4 dan Gambar 4.5. Pada Gambar 4.4, tren %*recovery* nikel semakin meningkat seiring dengan penambahan konsentrasi *leaching*. Hal serupa juga terjadi pada Gambar 4.5, dimana %*recovery* nikel meningkat seiring dengan penambahan konsentrasi dari asam sulfat. Penambahan konsentrasi asam sulfat memberikan efek yang positif terhadap nilai *recovery* nikel^[1]. Namun, di atas 1 M, laju *recovery* nikel mulai melambat. Hadi Purwanto menyimpulkan bahwa nikel mengalami laju *recovery* paling cepat pada

konsentrasi rendah. Selain itu, *recovery* nikel akan optimum jika besi yang larut ke larutan *leaching* diminimalisasikan^[1].

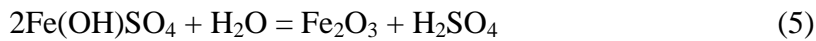
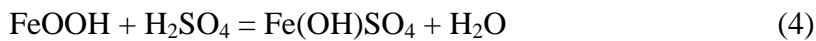
4.3.3 Pengaruh Reduksi *Roasting* Terhadap *Recovery* Nikel



Gambar 4. 6 Pengaruh Reduksi *Roasting* Terhadap *Recovery*

Gambar 4.6 menunjukkan bahwa proses reduksi *roasting* berpengaruh terhadap nilai *recovery* nikel. Pada sampel nonreduksi, *recovery* yang tertinggi adalah 10,13%. Sedangkan pada sampel yang tereduksi mencapai 12,71%, masing-masing dengan konsentrasi asam sulfat 0,4M. Proses pemanasan atau reduksi mempengaruhi *recovery* nikel dengan cara mereduksi nikel sebanyak-banyaknya untuk mendapat nilai *recovery* yang lebih tinggi. Sebaliknya, proses reduksi dari logam besi sangat dihindarkan karena mempengaruhi *grade* dari hasil akhir^[21]. Penelitian lain juga menyebutkan bahwa reduksi dapat meningkatkan *recovery* dari nikel^[1]. Selain itu, lama waktu reduksi juga mempengaruhi nilai pemurnian nikel^[12]. Semakin lama waktu reduksi, maka nilai *recovery* yang didapatkan akan semakin tinggi.

Reaksi pada *leaching* dari bijih limonit yang tidak tereduksi menurut Senanayake adalah^[22]:



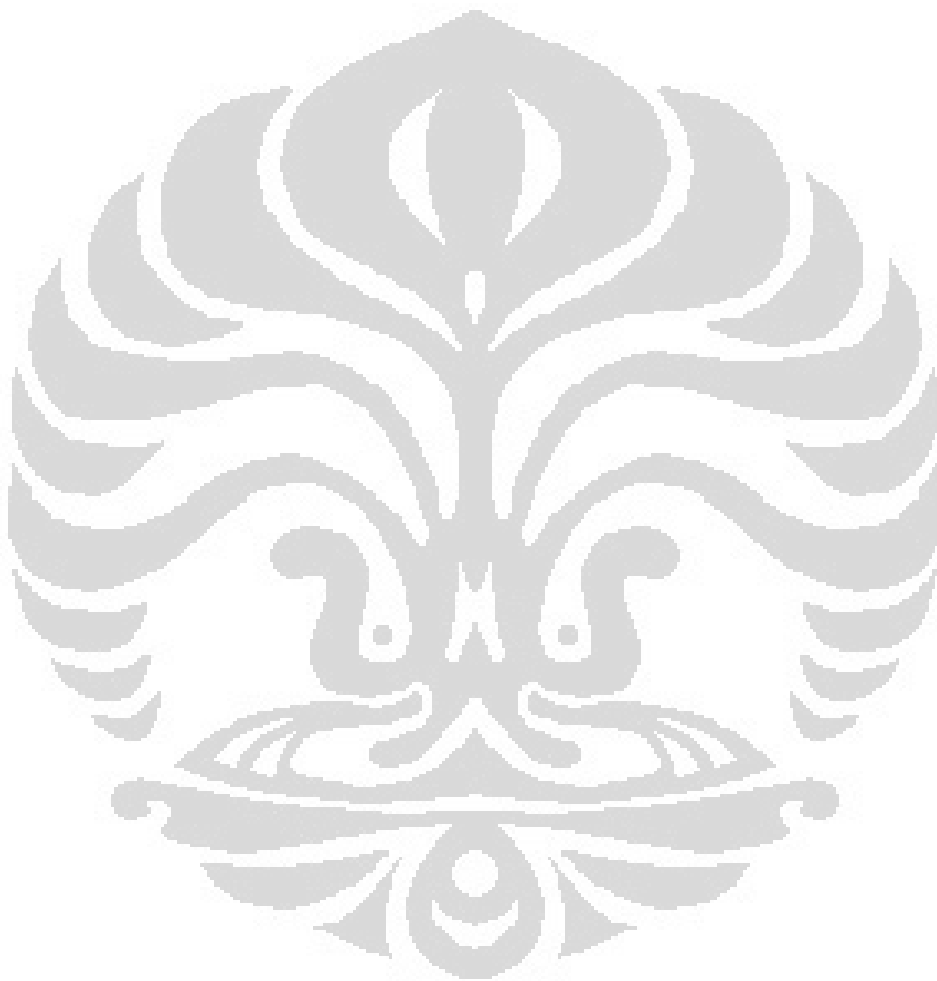
Persamaan (6) merupakan reaksi yang didapat dari Persamaan (4) dan (5). Proses *leaching* yang tanpa didahului dengan reduksi menyebabkan besi yang terkandung di dalam *goethite* bertransformasi ke dalam bentuk *insoluble* hematit^[1]. Fasa ini menyebabkan nilai *recovery* pada nikel menjadi rendah. Sedangkan untuk *leaching* pada sampel tereduksi, penulis tidak mendapatkan reaksi yang dimaksud, tetapi reaksi yang memungkinkan adalah seperti pada Persamaan (7):



Persamaan (7) mengacu pada hasil dari Persamaan (3), yang kemudian dilarutkan ke dalam larutan asam sulfat. De Graaf^[23] mendapatkan bahwa kondisi reduksi optimum untuk mendapatkan hasil *leaching* yang paling tinggi pada bijih limonit, yang mempunyai kadar besi tinggi, adalah pada fasa magnetit. Namun, pada penelitian ini, perbedaan nilai *recovery* antara sampel nonreduksi dan sampel yang tereduksi kurang signifikan. Menurut penulis, ada beberapa faktor yang mungkin mempengaruhi hal ini antara lain:

1. Kurang lamanya waktu reduksi *roasting*. Semakin lama waktu reduksi, maka semakin tinggi nilai *recovery* yang didapat. Penelitian ini menggunakan waktu *roasting* 30 menit, sedangkan pada literatur^[12], waktu reduksi untuk mendapatkan nilai *recovery* yang paling tinggi adalah 60 menit.
2. Rendahnya temperatur saat *leaching*. Hadi Purwanto et al^[1], pada penelitiannya memaparkan bahwa temperatur *leaching* mempengaruhi

nilai *recovery* pada nikel. Pada percobaannya, *leaching* dilakukan pada temperatur 30°C, 50°C, dan 70°C. Hasilnya, nilai *recovery* pada suhu 70°C adalah yang paling tinggi dibandingkan yang lain, yaitu mencapai lebih dari 60% dengan reduksi *roasting* 30 menit. Pada penelitian ini, temperatur *leaching* yang digunakan adalah temperatur kamar ($\pm 25^{\circ}\text{C}$) sehingga *recovery* yang didapatkan relatif rendah.



BAB V

KESIMPULAN

1. Pengujian AAS pada penelitian ini menunjukkan bahwa kadar nikel yang terkandung di dalam bijih limonit penelitian ini adalah 1,68% dan fasa yang dominan pada bijih limonit, dilihat dari hasil XRD adalah fasa *goethite* (FeOOH).
2. Konsentrasi *leaching* mempengaruhi nilai *recovery* dari nikel. Penelitian ini, yang menggunakan 4 variasi konsentrasi, yaitu 0.1M, 0.2M, 0.3M, dan 0.4M, menunjukkan bahwa peningkatan konsentrasi *leaching* menyebabkan kenaikan nilai *recovery* nikel. Pada sampel yang tidak tereduksi, %*recovery* nikel yang didapatkan pada konsentrasi 0.1 M, 0.2M, 0.3M, dan 0.4M secara berurutan adalah 6.65%, 7.84%, 8.85%, dan 10.13%. Sedangkan untuk %*recovery* nikel pada sampel yang tereduksi adalah 8.14%, 9.40%, 10.97%, dan 12.71%.
3. Pada reduksi *roasting* dengan temperatur 600°C selama 30 menit, fasa *goethite* (FeOOH) yang terdapat pada *raw* limonit hilang dan terbentuk fasa-fasa baru, yaitu fasa hematit (Fe₂O₃), magnetit (Fe₃O₄), dan *taenite* (Fe-Ni)
4. Proses reduksi *roasting* mempengaruhi nilai *recovery* dari nikel. *Recovery* pada sampel yang tidak direduksi paling tinggi adalah 10.13%, sedangkan *recovery* pada sampel yang tereduksi mencapai 12.71% pada konsentrasi 0.4 M.

DAFTAR REFERENSI

- [1] Purwanto, Hadi., *et al.* (2003). "Recovery Nickel from Selectively Reduced Laterite Ore by Sulphuric Acid Leaching." *ISIJ International*, Vol 439 No.2.
- [2] Ashok D. Dalvi, W Gordon Bacon, Robert C. Osborne. (2004). "The Past and The Future of Nickel Laterites". PDAC 2004 International Convention, Trade Show & Investors Exchange March 7-10.
- [3] PT Antam (Persero) Tbk. (2011). Laporan Tahunan 2010.
- [4] Habashi, Fathi. (1998). *Principles of Extractive Metallurgy Volume 2*. Wiley-VCH.
- [5] McDonald, R.G., B.I Whittington. (2007). "Atmospheric Acid Leaching Of Nickel Laterites Review Part I. Sulphuric Acid Technologies". Elsevier B.V.
- [6] Wills, A Barry., Tim Napier-Munn. (2006). *Will's Mineral Processing Technology: An Introduction To The Practical Aspects Of Ore Treatment And Mineral Recovery*. Elsevier Science & Technology Books.
- [7] INSG – INTERNATIONAL NICKEL STUDY GROUP. (2008). World statistic data on nickel production and usage.
- [8] Tambunan, Deddy. (2012). Studi Pengaruh Penggunaan *Float-Sink Process* Dan *Roasting Reduction* Terhadap Transformasi Fasa Bijih Nikel Dari Bijih Saprolit. Departemen Metalurgi dan Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia.

- [9] Gunawan, Jennifer. (2011). Second Year Training Report: Study On Dissolution Kinetics Nickel Laterite Ore At Atmospheric Pressure In Acid Sulphuric Media. Ecole Centrale Marseille.
- [10] Mohanty, J. N., *et al.* (1997), "Reduction Of Nickel-And Cobalt-Bearing Oxide Ores In Fluidized Bed", in Proceedings Of The Nickel -Cobalt 97 International Symposium-Volume 11. Pyrometallurgical Fundamentals And Process Development, ed. by Levac. C. A. and Berryman, R. A., (Sudbury, Canada), p.113-123.
- [11] Valix, M. and Cheung, W.H (2007). "Study of phase transformation of laterite ores at high temperature." *International Journal of Minerals Engineering* 15: 607-612.
- [12] Li, B., Wang, H. and Wei, Y (2011). "The reduction of nickel from low-grade nickel laterite ore using a solid-state deoxidation method." *International Journal of Minerals Engineering* 24: 1556-1562.
- [13] F. O'Connor., W.H. Cheung., M. Valix. (2003). "Reduction Roasting of Limonite Ores: Effect of Dehydroxylation". *Int. J. Miner. Process.* 80 (2006) 88–99.
- [14] Chang, Y., Zhai, X., Fu, Y., Ma, L., Li, B. and Zhang, T (2008). "Phase transformation in reductive roasting of laterite ore with microwave heating." *Transactions of Nonferrous Metals Society of China* 18: 696-973.
- [15] Kumar, Chiranjib Gupta. (2003). *Chemical Metallurgy: Principles and Practices* Weinheim: WILEY-VCH.
- [16] Kuliah Alat Analisis. (2010). Jurusan Teknik Kimia Fakultas Teknik Universitas Sebelas Maret Surakarta.

[17] Luca, Szalay. *Atomic Absorption Spectrophotometry*. Petrik Lajos Vocational School for Chemistry, Environmental Sciences and Information Technology, Budapest, Hungary.

[18] Saha, A.K., *et al.* (1992). "Extraction Of Nickel From Indian Low-Grade Siliceous Ore"., *Trans. Instn. Min. Metall. (Sec.C: Mineral Process. Extr. Metall.)*. 101, April, p.C52-C56.

[19] Senanayake, G., J. Childs., B.D. Akerstrom., D. Pugaev. (2010). "Reductive Acid Leaching of Laterite And Metal Oxides – A Review With New Data For Fe(Ni,Co)OOH And A Limonitic Ore. Elsevier B.V.

[20] Chou, E.C., P.B. Queneau., R.S. Rickard. (1976). "Sulfuric Acid Pressure Leaching of Nickelferous Limonites." Earth Sciences, Inc., Golden, CO.

[21] Li, Shoubao. (1999). "Study of Nickelferrous Laterite Reduction". Open Access Dissertations and Theses, Paper 6745.

[22] De Graaf, J. E. (1979). "The Treatment Of Lateritic Nickel Ores-A Further Study Of The Caron Process And Other Possible Improvements, Part I. Effect Of Reduction Conditions", *Hydrometallurgy*. 5, pA7-65.

*** Basic Data Process ***

```
# Data Information
  Group           : 0529
  Data            : Awal
  Sample Name     : Awal
  Comment         :
  Date & Time     : 06-01-12 13:16:44

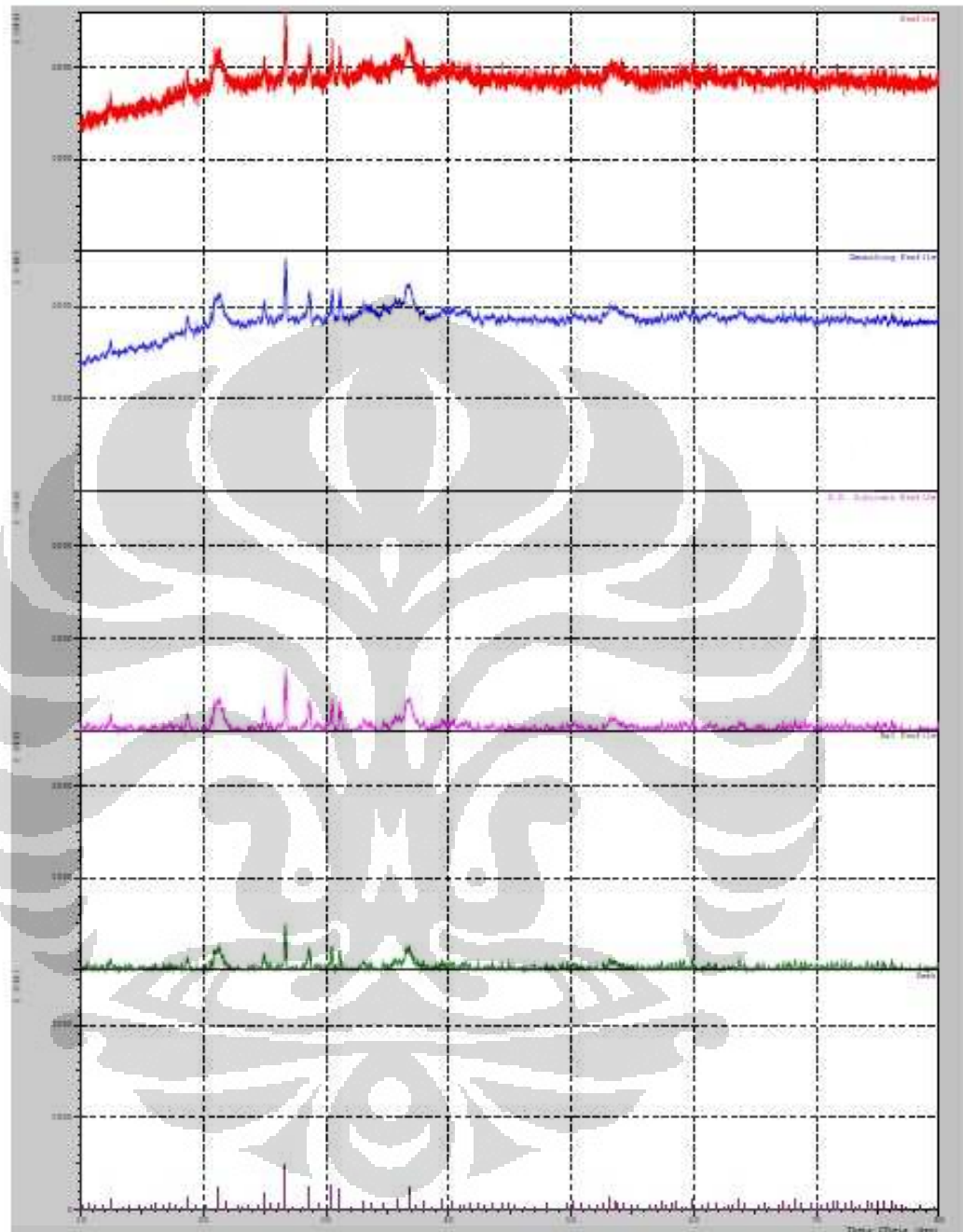
# Measurement Condition
  X-ray tube
  target          : Cu
  voltage         : 40.0 (kV)
  current         : 30.0 (mA)

  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     : 2.0000 (deg/min)
  sampling pitch : 0.0200 (deg)
  preset time    : 0.60 (sec)

# Data Process Condition
  Smoothing      [ AUTO ]
  smoothing points : 15
  B.G.Subtraction [ AUTO ]
  sampling points : 17
  repeat times    : 30
  Kal-a2 Separate [ MANUAL ]
  Kal a2 ratio    : 50 (%)
  Peak Search     [ MANUAL ]
  differential points : 31
  FWHM threshold  : 0.050 (deg)
  intensity threshold : 30 (par mil)
  FWHM ratio (n-1)/n : 2
  System error Correction [ NO ]
  Precise peak Correction [ NO ]
```

< Group: 0529 Data: Awal >



```

*** Basic Data Process ***

# Data Information
Group          : 0529
Data           : Roasting
Sample Name    :
Comment       : Roasting
Date & Time    : 06-04-12 08:20:14

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

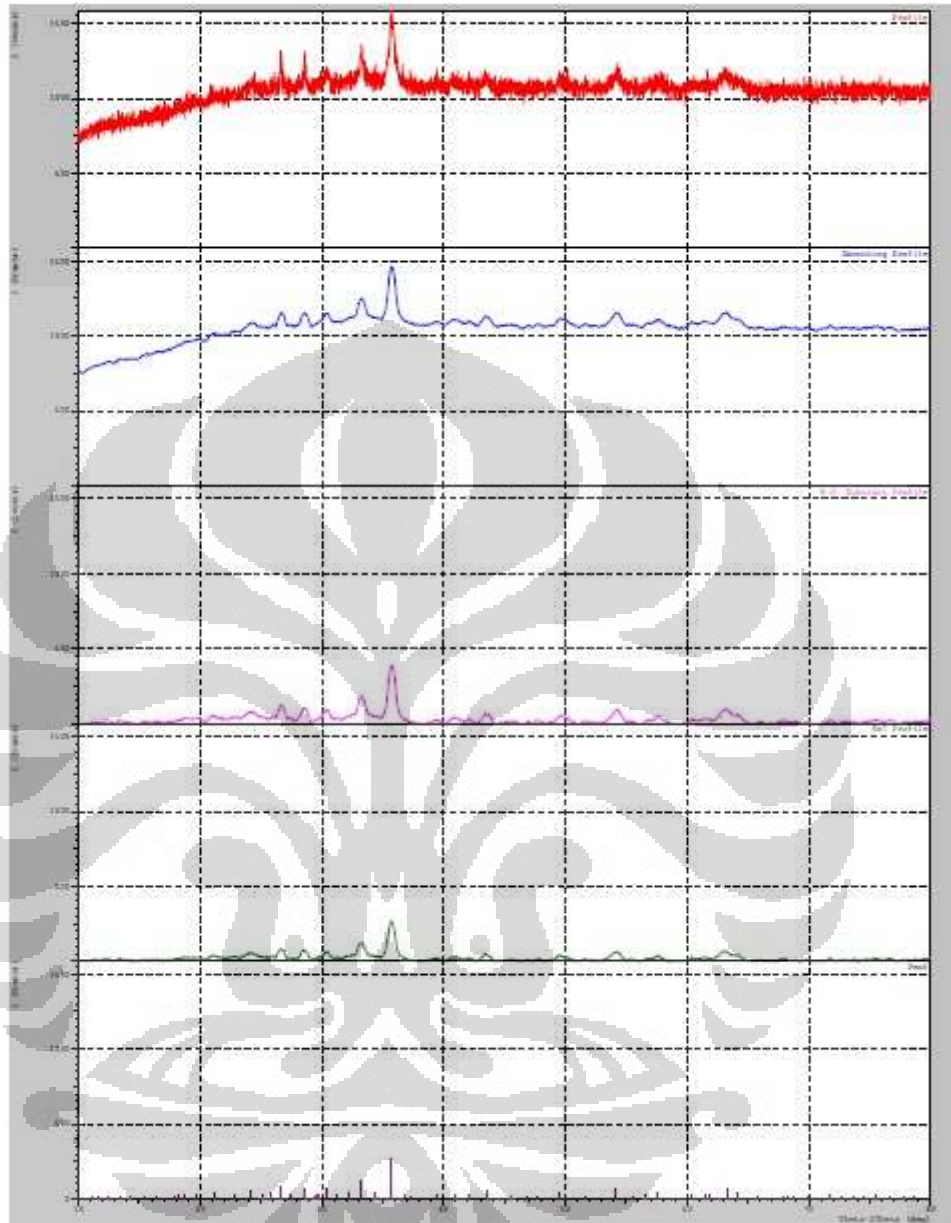
Slits
Auto Slit     : not Used
divergence slit : 1.00000 (deg)
scatter slit   : 1.00000 (deg)
receiving slit  : 0.30000 (mm)

Scanning
drive axis    : Theta-2Theta
scan range    : 10.0000 - 80.0000 (deg)
scan mode     : Continuous Scan
scan speed    : 2.0000 (deg/min)
sampling pitch : 0.0200 (deg)
preset time   : 0.60 (sec)

# Data Process Condition
Smoothing     [ AUTO ]
smoothing points : 51
B.G.Subtraction [ AUTO ]
sampling points : 51
repeat times   : 30
Kal-a2 Separate [ MANUAL ]
Kal a2 ratio   : 50 (%)
Peak Search   [ AUTO ]
differential points : 37
FWHM threshold : 0.050 (deg)
intensity threshold : 30 (par mil)
FWHM ratio (n-1)/n : 2
System error Correction [ NO ]
Precise peak Correction [ NO ]

```

< Group: 0529 Data: Roasting >





KEMENTERIAN AGAMA
UNIVERSITAS ISLAM NEGERI (UIN)
SYARIF HIDAYATULLAH JAKARTA
PUSAT LABORATORIUM TERPADU

Jl. Ir. H. Juanda No. 95 Ciputat 15412 Indonesia

Telp. (62-21) 7401592 Fax. (62-21) 7495967
Website : www.uinjkt.ac.id Email : plt@uinjkt.ac.id

LAPORAN HASIL PENGUJIAN

No. Un.01/LT/OT.01.6/0030/2012

Nomor Order : 0030 Pelanggan : Mahasiswa UI
Tanggal diterima : 18 Juni 2012 Kontak Person : Gana
Sampel Matrik : Cair Alamat : Depok

Lab ID	Sampel ID	Parameter	Satuan	Hasil	Metode
0030-1	Unreduced H ₂ SO ₄ 0,1 M	Ni	mg/L	11,53	FAAS
0030-2	Unreduced H ₂ SO ₄ 0,4 M	Ni	mg/L	31,04	FAAS
0030-3	R 80	Ni	mg/L	23,95	FAAS
0030-4	Non 100	Ni	mg/L	27,50	FAAS
0030-5	Limonit	Ni	% b/b	1,68	FAAS
0030-6	Saprolit	Ni	% b/b	1,71	FAAS

Jakarta, 20 Juni 2012
Kepala,

Dr. Fahma Wijayanti, M.Si
NIP. 196903172003122001



KEMENTERIAN AGAMA
UNIVERSITAS ISLAM NEGERI (UIN)
SYARIF HIDAYATULLAH JAKARTA
PUSAT LABORATORIUM TERPADU

Jl. Ir. H. Juanda No. 95 Ciputat 15412 Indonesia

Telp. (62-21) 7401592 Fax. (62-21) 7495967
Website : www.uinjkt.ac.id Email : plt@uinjkt.ac.id

LAPORAN HASIL PENGUJIAN

No. Un.01/LT/OT.01.6/0020/2012

Nomor Order : 0020 Pelanggan : Mahasiswa UI
Tanggal diterima : 8 Juni 2012 Kontak Person : Gana
Sampel Matrik : Cair Alamat : Depok

Lab ID	Sampel ID	Parameter	Satuan	Hasil	Metode
0020-1	R 60	Ni	mg/L	14,98	FAAS
0020-2	R 80	Ni	mg/L	15,28	FAAS
0020-3	R 100	Ni	mg/L	15,59	FAAS
0020-4	R 120	Ni	mg/L	15,77	FAAS
0020-5	H ₂ SO ₄ 0,1 M	Ni	mg/L	5,47	FAAS
0020-6	H ₂ SO ₄ 0,2 M	Ni	mg/L	6,32	FAAS
0020-7	H ₂ SO ₄ 0,3 M	Ni	mg/L	7,37	FAAS
0020-8	H ₂ SO ₄ 0,4 M	Ni	mg/L	8,64	FAAS

Jakarta, 12 Juni 2012
Kepala,


Dr. Zahma Wijayanti, M.Si



KEMENTERIAN AGAMA
UNIVERSITAS ISLAM NEGERI (UIN)
SYARIF HIDAYATULLAH JAKARTA
PUSAT LABORATORIUM TERPADU

Jl. Ir. H. Juanda No. 95 Ciputat 15412 Indonesia

Telp. (62-21) 7401592 Fax. (62-21) 7495967
Website : www.uinjkt.ac.id Email : pltt@uinjkt.ac.id

LAPORAN HASIL PENGUJIAN

No. Un.01/LT/OT.01.6/0023/2012

Nomor Order : 0023 Pelanggan : Mahasiswa UI
Tanggal diterima : 12 Juni 2012 Kontak Person : Gana
Sampel Matrik : Cair Alamat : Depok

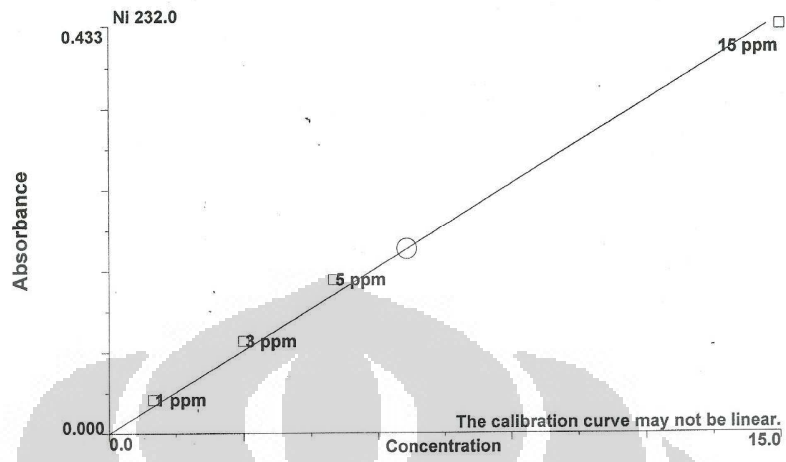
Lab ID	Sampel ID	Parameter	Satuan	Hasil	Metode
0023-1	Non 60	Ni	mg/L	10,15	FAAS
0023-2	Non 80	Ni	mg/L	12,64	FAAS
0023-3	Non 100	Ni	mg/L	12,98	FAAS
0023-4	Non 120	Ni	mg/L	13,21	FAAS
0023-5	Unreduced H ₂ SO ₄ 0,1 M	Ni	mg/L	4,47	FAAS
0023-6	Unreduced H ₂ SO ₄ 0,2 M	Ni	mg/L	5,27	FAAS
0023-7	Unreduced H ₂ SO ₄ 0,3 M	Ni	mg/L	5,95	FAAS
0023-8	Unreduced H ₂ SO ₄ 0,4 M	Ni	mg/L	6,81	FAAS

Jakarta, 13 Juni 2012
Kepala,


Dr. Fahma Wijayanti, M.Si

Edit Calibration

Result: MHS UI Ni 11.6.12 B



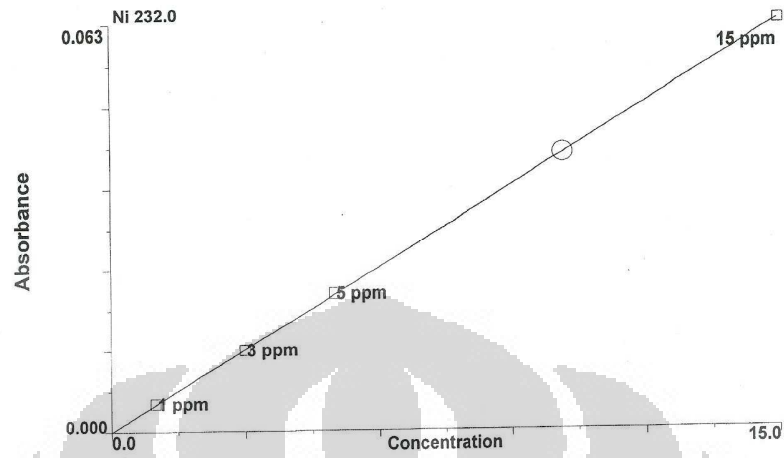
Calibration Curve Slope: 0.02943
Calibration Curve Intercept: 0.00000
Calibration Curve Correlation Coefficient: 0.997710
Calibration Curve Type: Linear Through Zero
Current Sample Concentration: 6.646 ppm

Std #	Standard ID	Entered Conc.	Calculated Conc.	Action
Blank	Blanko	0	0.000	Include
1	1 ppm	1.0	1.227	Include
2	3 ppm	3.0	3.326	Include
3	5 ppm	5.0	5.535	Include
4	15 ppm	15.0	14.706	Include
5	30 ppm	30.0	23.249	Ignore

6/12/2012 12:00:46 AM

Edit Calibration

Result: MHS UI 13.6.12



Calibration Curve Slope: 0.00417
Calibration Curve Intercept: 0.00000
Calibration Curve Correlation Coefficient: 0.999987
Calibration Curve Type: Linear Through Zero
Current Sample Concentration: 10.158 ppm

Std #	Standard ID	Entered Conc.	Calculated Conc.	Action
Blank	Blanko	0	0.000	
1	1 ppm	1.0	1.026	Include
2	3 ppm	3.0	2.979	Include
3	5 ppm	5.0	5.041	Include
4	15 ppm	15.0	14.989	Include

6/13/2012 9:24:28 AM

Seq. No.	AS Loc.	Date:	%RSD:	Time
17	9	2012/06/11		
Sample ID:	Ro.60	Conc (CallB)	Std. Dev.	Conc (Sample)
NI 232.0	0.4407	14.98	ppm	14.98
Mean:	0.4407	14.98	ppm	

Seq. No.	AS Loc.	Date:	%RSD:	Time
18	10	2012/06/11		
Sample ID:	Ro.80	Conc (CallB)	Std. Dev.	Conc (Sample)
NI 232.0	0.0036	0.130	ppm	0.130
Mean:	0.0036	0.130	ppm	

Seq. No.	AS Loc.	Date:	%RSD:	Time
19	10	2012/06/11		
Sample ID:	Ro.80	Conc (CallB)	Std. Dev.	Conc (Sample)
NI 232.0	0.4431	15.28	ppm	15.28
Mean:	0.4431	15.28	ppm	

Seq. No.	AS Loc.	Date:	%RSD:	Time
20	11	2012/06/11		
Sample ID:	Ro.100	Conc (CallB)	Std. Dev.	Conc (Sample)
NI 232.0	0.4588	15.59	ppm	15.59
Mean:	0.4588	15.59	ppm	

Seq. No.	AS Loc.	Date:	%RSD:	Time
21	12	2012/06/11		
Sample ID:	Ro.120	Conc (CallB)	Std. Dev.	Conc (Sample)
NI 232.0	0.4541	15.77	ppm	15.77
Mean:	0.4541	15.77	ppm	

Seq. No.	AS Loc.	Date:	%RSD:	Time
22	13	2012/06/11		
Sample ID:	H2SO4 0.1 M	Conc (CallB)	Std. Dev.	Conc (Sample)
NI 232.0	0.1512	5.476	ppm	5.476
Mean:	0.1512	5.476	ppm	

Seq. No.	AS Loc.	Date:	%RSD:	Time
23	14	2012/06/11		
Sample ID:	H2SO4 0.2 M	Conc (CallB)	Std. Dev.	Conc (Sample)
NI 232.0	0.1551	6.322	ppm	6.322
Mean:	0.1551	6.322	ppm	

Seq. No.	AS Loc.	Date:	%RSD:	Time
24	15	2012/06/11		
Sample ID:	H2SO4 0.3 M	Conc (CallB)	Std. Dev.	Conc (Sample)
NI 232.0	0.2171	7.378	ppm	7.378
Mean:	0.2171	7.378	ppm	

Seq. No.	AS Loc.	Date:	%RSD:	Time
25	16	2012/06/11		
Sample ID:	H2SO4 0.4 M	Conc (CallB)	Std. Dev.	Conc (Sample)
NI 232.0	0.1955	8.646	ppm	8.646
Mean:	0.1955	8.646	ppm	

Hasil Analisis logam Ni Mhs UI

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
1	1	2012/06/13		
Sample ID:	Blanko			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	1.1103 [0.00]	ppm		09:09:02.00
Mean:	1.1103 [0.00]	ppm		

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
2	1	2012/06/13		
Sample ID:	Blanko			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0012 [0.00]	ppm		09:09:14.00
Mean:	0.0012 [0.00]	ppm		

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
3	2	2012/06/13		
Sample ID:	1 ppm			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0043 [1]	ppm		09:09:11.00
Mean:	0.0043 [1]	ppm		

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
4	3	2012/06/13		
Sample ID:	3 ppm			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0124 [3]	ppm		09:10:04.00
Mean:	0.0124 [3]	ppm		

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
5	4	2012/06/13		
Sample ID:	5 ppm			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0210 [5]	ppm		09:10:36.00
Mean:	0.0210 [5]	ppm		

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
6	5	2012/06/13		
Sample ID:	15 ppm			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0626 [15]	ppm		09:11:02.00
Mean:	0.0626 [15]	ppm		

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
7	1	2012/06/13		
Sample ID:	H2SO4 0.1 M			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0301 4.217 ppm		4.217 ppm	09:11:44.00
	0.0312 4.470 ppm		4.470 ppm	09:11:49.00
	0.0323 4.734 ppm		4.734 ppm	09:11:54.00
Mean:	0.0312 4.474 0.2284 ppm		4.474 0.2284 ppm	3.4576

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
8	2	2012/06/13		
Sample ID:	H2SO4 0.2 M			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0215 5.144 ppm		5.144 ppm	09:12:22.00
	0.0222 5.315 ppm		5.315 ppm	09:12:26.00
	0.0225 5.355 ppm		5.355 ppm	09:12:31.00
Mean:	0.0220 5.270 0.1110 ppm		5.270 0.1110 ppm	2.9055

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
9	3	2012/06/13		
Sample ID:	H2SO4 0.3 M			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0258 6.136 ppm		6.136 ppm	09:12:52.00
	0.0258 6.157 ppm		6.197 ppm	09:12:57.00
	0.0231 5.545 ppm		5.545 ppm	09:13:01.00
Mean:	0.0249 5.939 0.3600 ppm		5.939 0.3600 ppm	0.0469

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
10	4	2012/06/13		
Sample ID:	H2SO4 0.4 M			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0364 8.819 ppm		8.819 ppm	09:13:28.00
	0.0377 9.030 ppm		9.030 ppm	09:13:32.00
	0.0308 2.800 ppm		2.800 ppm	09:13:37.00
Mean:	0.0334 8.816 3.6520 ppm		8.816 3.6520 ppm	53.3688

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
11	5	2012/06/13		
Sample ID:	Non. Co			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0444 10.83 ppm		10.83 ppm	09:13:52.00
	0.0426 10.20 ppm		10.20 ppm	09:13:56.00
	0.0401 9.609 ppm		9.609 ppm	09:14:01.00
Mean:	0.0424 10.15 0.514 ppm		10.15 0.514 ppm	5.0577

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
12	6	2012/06/13		
Sample ID:	Non. B3			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0539 12.92 ppm		12.92 ppm	09:14:24.00
	0.0540 12.95 ppm		12.95 ppm	09:14:29.00
	0.0503 12.04 ppm		12.04 ppm	09:14:34.00
Mean:	0.0527 12.64 0.614 ppm		12.64 0.614 ppm	4.0063

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
13	7	2012/06/13		
Sample ID:	Non. 120			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0489 12.28 ppm		12.28 ppm	09:14:57.00
	0.0512 13.17 ppm		13.17 ppm	09:15:02.00
	0.0508 12.71 ppm		12.71 ppm	09:15:06.00
Mean:	0.0503 12.98 0.301 ppm		12.98 0.301 ppm	2.4981

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
14	8	2012/06/13		
Sample ID:	Non. 120			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.0573 13.72 ppm		13.72 ppm	09:15:20.00
	0.0562 13.22 ppm		13.22 ppm	09:15:24.00
	0.0630 12.89 ppm		12.89 ppm	09:15:30.00
Mean:	0.0551 13.21 0.516 ppm		13.21 0.516 ppm	3.9098

Seq. No.	AS Loc.	Date	%RSD	Time
15	9	2012/06/13		
Sample ID:	Supern H2O2 4 M			
Analyte	Conc. (Callb)	Std. Dev.	Conc. (Sample)	Std. Dev.
Ni 232.0	0.3879 95.33 ppm		95.33 ppm	09:16:06.00
	0.3918 93.87 ppm		93.87 ppm	09:16:10.00
	0.3901 95.47 ppm		95.47 ppm	09:16:15.00
Mean:	0.3903 94.22 0.370 ppm		94.22 0.370 ppm	1.0382

2012/06/13 09:16:19: Sample concentration is greater than that of the highest standard.