



**UNIVERSITAS INDONESIA**

**OPTIMALISASI VARIABEL FLOTASI NIKEL LATERIT**

**TESIS**

**SULAKSANA PERMANA**

**08 06 42 303 4**

**FAKULTAS TEKNIK UNIVERSITAS INDONESIA  
DEPARTEMEN METALURGI DAN MATERIAL  
KEKHUSUSAN KOROSI DAN PERLINDUNGAN LOGAM  
DEPOK  
JULI 2011**



**UNIVERSITAS INDONESIA**

**OPTIMALISASI VARIABEL FLOTASI NIKEL LATERIT**

**TESIS**

**Diajukan sebagai salah satu syarat untuk memperoleh gelar  
magister teknik**

**SULAKSANA PERMANA**

**08 06 42 303 4**

**FAKULTAS TEKNIK UNIVERSITAS INDONESIA  
DEPARTEMEN METALURGI DAN MATERIAL  
KEKHUSUSAN KOROSI DAN PERLINDUNGAN LOGAM**

**DEPOK**

**JULI 2011**

## HALAMAN PERNYATAAN ORISINALITAS

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

**Nama : Sulaksana Permana**

**NPM : 0806423034**

**Tanda Tangan :**

A handwritten signature in blue ink, appearing to read 'Sulaksana Permana', written over a horizontal line.

**Tanggal : 11 Juli 2011**

## HALAMAN PENGESAHAN

Tesis ini diajukan oleh:

Nama : Sulaksana Permana  
NPM : 0806423034  
Program Studi : Teknik Metalurgi dan Material  
Judul Tesis : "Optimalisasi Variabel Flotasi Nikel Laterit"

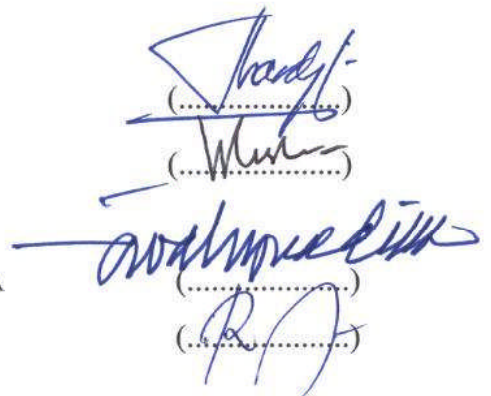
**Telah berhasil dipertahankan dihadapan Dewan Penguji dan diterima sebagai bagian persyaratan yang diperlukan untuk memperoleh gelar Magister Teknik pada Program Studi Teknik Metalurgi dan Material Kekhususan Korosi dan Perlindungan Logam, Fakultas Teknik, Universitas Indonesia.**

### DEWAN PENGUJI

Pembimbing 1 : Dr. Ir. Sri Harjanto

Pembimbing 2 : Ir. Andi Rustandi MT

Penguji : 1. Prof. Dr. Ir. Johnny Wahyuadi, DEA  
2. Deni Ferdian, ST. M.Sc



Handwritten signatures of the examiners, including the names of the supervisors and examiners, with dotted lines indicating the signature area.

Ditetapkan di : Depok

Tanggal : 11 Juli 2011

## KATA PENGANTAR/UCAPAN TERIMA KASIH

### KATA PENGANTAR

Puji syukur saya panjatkan kepada Allah SWT, karena atas berkat dan rahmat-Nya, saya dapat menyelesaikan tesis ini. Penulisan tesis ini dilakukan dalam rangka memenuhi salah satu syarat untuk mencapai gelar Magister Teknik pada Departemen Metalurgi Material Fakultas Teknik Universitas Indonesia. Saya menyadari bahwa, tanpa bantuan dan bimbingan dari berbagai pihak, dari masa perkuliahan sampai pada penyusunan tesis ini, sangatlah sulit bagi saya untuk menyelesaikan tesis ini. Oleh karena itu, saya mengucapkan terima kasih kepada:

1. Ibu Ir. Sriati Djaprie M.Sc, M.Met , Bapak Dr.Ir. Sutopo, Prof. Dr. Johny Wahyuadi, DEA, Ibu Ir. Rini Riastuti M.Sc. selaku dosen dan manusia yang memberikan contoh agar saya menjadi manusia pembelajar.
2. Dr. Ir. Sri Harjanto dan Bapak Ir. Andi Rustandi MT selaku dosen pembimbing yang telah bersedia meluangkan waktu untuk memberi pengarahan, diskusi dan bimbingan serta persetujuan sehingga tesis ini dapat selesai dengan baik;
3. Bapak Prof. Dr. Ir. Pramusanto dari PUSLITBANG TEKNOLOGI MINERAL dan BATUBARA, yang tidak henti-hentinya banyak memberikan masukan, referensi dan memberikan peminjaman peralatan laboratoriumnya.
4. Bunda Ika, Kakak Raihan dan Adik Laras dengan segala prilakunya yang memberikan inspirasi untuk selalu berimajinasi positif. Ustadz saya tercinta Bapak Ma'nun Prawiro dan rekan gendut saya Sukaryono.
5. Teman-teman seperguruan : Maksum, Sari, Lusi, Rudi, Jacky, Mas Aduy, Mas Anton, Mas Hasto, Kang Sastra, Mas Yakub, Mas Yoseph, Mas Ahmad Zakyudin, Mas Andika Dan Uda Dito selaku asisten laboratorium korosi dan perlindungan logam serta teman – teman metalurgi dan material lainnya;
6. Semua pihak yang tidak bisa saya sebutkan semuanya.

Akhir kata, saya berharap Allah SWT berkenan membalas segala kebaikan semua pihak yang telah membantu. Semoga tesis ini membawa manfaat bagi pengembangan ilmu pengetahuan dan teknologi.

Depok, 11 Juli 2011

Penulis



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

---

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

Nama : Sulaksana Permana  
NPM : 0806423034  
Program Studi : Kekhususan Korosi dan Perlindungan Logam  
Departemen : Teknik Metalurgi dan Material  
Fakultas : Teknik  
Jenis karya : Tesis

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 :

**"Optimalisasi Variabel Flotasi Nikel Laterit"**

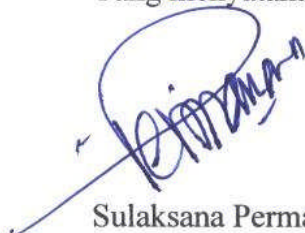
beserta perangkat yang ada (jika diperlukan). Dengan Hak Bebas Royalti Noneksklusif ini Universitas Indonesia berhak menyimpan, mengalihmedia/formatkan, mengelola dalam bentuk pangkalan data (*database*), merawat, dan memublikasikan tugas akhir saya selama tetap mencantumkan nama saya sebagai penulis/pencipta dan sebagai pemilik Hak Cipta.

Demikian pernyataan ini saya buat dengan sebenarnya.

Dibuat di : Depok

Pada tanggal : 11 Juli 2011

Yang menyatakan



Sulaksana Permana

## ABSTRAK

Nama : Sulaksana Permana  
Program Studi : Teknik Metalurgi dan Material  
Judul : Optimalisasi Variabel Flotasi Nikel Laterit

Proses konsentrasi berdasarkan konsentrasi secara flotasi dapat digunakan untuk meningkatkan kadar nikel laterit yang memiliki kandungan nikel rendah (dibawah 1,2 %). Diharapkan dengan penelitian yang menggunakan bijih nikel laterit dari Sulawesi Tenggara ini dapat meningkatkan kandungan nikelnya.

Pada penelitian ini kondisi flotasi yang tetap adalah : ukuran sampel – 200 mesh, kecepatan putar impeller 1250 rpm, frother minyak pinus dengan konsentrasi 85 g/ton, waktu conditioning 3 menit dan waktu flotasi 15 menit. Sedangkan kondisi flotasi yang dibuat bervariasi adalah : pemakaian kolektor asam oleik dari 664, 1328, 1992, 2656 dan 3320 g/ton, pH dari 10, 10,5 dan 11 % padatan dan jumlah pemakaian depressan sodium silikat dari 1000, 1500 dan 2000 g/ton. Karakterisasi awal dilakukan setelah klasifikasi ukuran +10,-10+20,-20+40,-40+60,-60+100,-100+140,-140+200,-200+325 dan -325 dengan pengujian XRF dan Mineragrafi. Hasil flotasi baik konsentrat ataupun tailing dilakukan karakterisasi menggunakan X-Ray Fluorescence (XRF) dan X-Ray Diffraction (XRD) dengan maksud untuk memperoleh kadar unsur dan senyawa yang ada.

Hasil penelitian memperlihatkan bahwa flotasi yang terjadi adalah *reverse flotation* karena konsentrat terkumpul pada mineral tenggelam. Semakin bertambah nilai pH maka kadar nikel konsentrat semakin meningkat. Semakin besar konsentrasi kolektor maka kadar nikel konsentrat semakin kecil. Perolehan nikel pada konsentrasi depressan 1000 gram/Ton relatif lebih tinggi dibanding perolehan nikel pada konsentrasi 1500 gram/Ton. Konsentrasi depressan 2000 gram/Ton menunjukkan nilai perolehan nikel yang tidak teratur.

Hasil perolehan terbaik didapat pada pH 11, konsentrasi depressan 1000 gr/ton dan konsentrasi kolektor 664 gr/Ton dengan nilai 98,68 %.

**Keyword :** nikel laterit, flotasi, kolektor, pH, depressan



## ABSTRACT

Name : Sulaksana Permana  
Study Program : Metallurgy and Materials Engineering  
Title : **Flotation Variable Optimization of Nickel Laterite**

The concentration process based on the flotation can be used to increase the contents of nickel laterite that has a low nickel contents (below 1.2%). It is expected that research using lateritic nickel ore from South East Sulawesi, this can increase the contents of nickel.

In this study, flotation conditions which were fixed are: sample size - 200 mesh, 1250 rpm impeller speed, pine oil frother concentration of 85 grams/ton and flotation time of 15 minutes. While the flotation conditions which were varied are: the use of collectors oleic acid of 664, 1328, 1992, 2656 and 3320 grams/ton, pH of 8, 9 and 10 % solids and the amount of sodium silicate depressants usage from 1000, 1500 and 2000 grams/ton. Initial characterization performed after classification size +10, -10 +20, -20 +40, -40 +60, -60 +100, -100 +140, -140 +200, -200 +325 and -325 with X-Ray Fluorescence (XRF) and mineragraphy. The results showed that flotation products, concentrate or tailings were characterized using X-Ray Fluorescence (XRF) and X-Ray Diffraction (XRD) with the intention to obtain contents of elements and compounds involved.

The results showed that the flotation is happening is a reverse flotation for mineral concentrates collected in the sink. Increasing the pH value of the levels of nickel concentrates is increasing. The greater the concentration of the collector is getting smaller levels of nickel concentrate. Obtaining nickel at concentrations depressants 1000 grams/ton is relatively higher than the acquisition of nickel at a concentration of 1500 grams/ ton. Depressant concentrations 2000 grams/ton demonstrate the value of the acquisition of nickel irregular.

Obtaining the best results obtained at pH 11, the concentration of depressant 1000 grams/ton and collector concentration of 664 grams/ton with a value of 98.68%.

**Keyword** : : Nickel Laterite, Flotation, Collector, pH, Depressant

## DAFTAR ISI

HALAMAN COVER .....	i
HALAMAN JUDUL .....	ii
HALAMAN PERNYATAAN ORISINALITAS .....	iii
HALAMAN PENGESAHAN.....	iv
KATA PENGANTAR/UCAPAN TERIMAKASIH.....	v
LEMBAR PERSETUJUAN PUBLIKASI KARYA ILMIAH.....	vi
ABSTRAK.....	vii
ABSTRACT .....	viii
DAFTAR ISI .....	ix
DAFTAR GAMBAR .....	xii
DAFTAR TABEL .....	xv
DAFTAR LAMPIRAN .....	xvi
<b>1. PENDAHULUAN</b>	
1.1 LATAR BELAKANG PENELITIAN.....	1
1.2 TUJUAN PENELITIAN.....	3
1.3 RUANG LINGKUP DAN BATASAN MASALAH .....	3
1.4 SISTEMATIKA PENULISAN .....	5
<b>2. STUDI LITERATUR</b>	
2.1 BIJIH NIKEL LATERIT .....	7
2.2 FLOTASI .....	8
2.2.1 Teori Flotasi .....	9
2.2.2 Flotasi Terbalik .....	10
2.3 REAGEN FLOTASI .....	10
2.3.1 Kolektor .....	11
2.3.2 Pembusa (Frother) .....	14
2.3.3 Modifier .....	16
2.4 TERMODINAMIKA FLOTASI .....	17
2.5 KINETIKA FLOTASI .....	18
2.6 FAKTOR-FAKTOR YANG MEMPENGARUHI FLOTASI .....	19
2.6.1 Konsentrasi Kolektor .....	19
2.6.2 Pengaruh pH .....	20
2.6.3 Pembuih (Frother) .....	21
2.6.4 Ukuran Butiran Bijih .....	21
2.6.5 Persen Solid .....	22
2.6.6 Waktu Conditioning dan Waktu Flotasi .....	23
2.7 RUMUS-RUMUS PERHITUNGAN FLOTASI .....	23
2.8.FLOTASI PADA NIKEL LATERIT .....	24
<b>3. METODE PENELITIAN</b>	
3.1 METODOLOGI PENELITIAN .....	29
3.2 PREPARASI SAMPEL .....	30
3.3 PERCOBAAN FLOTASI .....	33

3.4 KARAKTERISASI SAMPEL HASIL PERCOBAAN FLOTASI.....	34
<b>4. PEMBAHASAN</b>	
4.1 Analisis Komposisi Kimia Bijih Basah Nikel Laterit .....	36
4.2 Distribusi Ukuran dan Kadar .....	37
4.3 Mineragrafi Bijih Nikel Laterit .....	37
4.4 Analisis Kadar dan Senyawa Nikel Pada Variasi Kolektor, Depressan Dan pH .....	37
4.4.1 Analisis Senyawa Nikel Berdasarkan Hasil XRD.....	40
4.4.2 Analisis Berdasarkan Hasil XRF.....	42
4.5 Perolehan (Recovery), Konsentrasi Rasio dan Rasio Pengkayaan Hasil Flotasi .....	42
<b>5. KESIMPULAN DAN SARAN</b> .....	47
<b>DAFTAR REFERENSI</b> .....	49



## DAFTAR GAMBAR

Gambar 1.1	Mineral dan ikutannya .....	1
Gambar 2.1.1	Profil Biji Laterit, Laterit Basah dan Kering.....	8
Gambar 2.2.1	(a) Skema Proses Flotasi (b) Skema Aktual Sel Flotasi .....	8
Gambar 2.3.1	Lampiran Selektif Gelembung Udara untuk Partikel Hidrophobik. Daya Apung Dari Gelembung Kemudian Membawa Partikel- Partikel Ini ke Permukaan, Meninggalkan Partikel Hidrophilik Belakang.....	11
Gambar 2.3.1.1	Contoh Struktur Molekul dari Sodium Oleate .....	12
Gambar 2.3.1.2	Adsorpsi Kolektor Pada Permukaan Mineral .....	12
Gambar 2.3.1.3	Klasifikasi Kolektor .....	13
Gambar 2.3.1.4	Kolektor Kation Amine .....	14
Gambar 2.3.2.1	Mekanisme Frother .....	15
Gambar 2.3.2.2	Rumus Kimia Pine Oil .....	16
Gambar 2.4.1	Gambar Skematik Kesetimbangan Antara Gelembung Udara Dan Padatan Yang Berada Di Dalam Cairan .....	17
Gambar 2.6.1	Sistim Flotasi Meliputi Banyak Komponen Yang Saling Terkait, Dan Perubahan Dalam Satu Area Akan Menghasilkan Efek Kompensasi Di Daerah Lain .....	19
Gambar 2.8.1	Pengaruh pH pada daya apung dari garnierite menggunakan Dimethy-glyoxime (DMGO) atau Diphenylglyoxime (DPGO) reagen aschelating bersama dengan Natrium Oleat .....	24
Gambar 2.8.2	Efek dari pH dengan kolektor Sodium Petroleum Sulfonate ( $0.4 \text{ kg t}^{-1}$ ) .....	25
Gambar 2.8.3	(A) Efek pH dengan kolektor Flotinor <sup>®</sup> P 195 ( $0.25 \text{ kg t}^{-1}$ ). (B) Efek pH dengan kolektor campuran SPS 430 dan Flotinor <sup>®</sup> P 195 (1:1 pada $0.25 \text{ kg t}^{-1}$ ).....	25
Gambar 2.8.4	a) Struktur Kimia DMGO & DPGO b) Struktur Kimia Kompleks DMGO dan Ni.....	25
Gambar 2.8.5	Konstanta Stabilitas Kondisional pada Ni-DMGO Kompleks sebagai Fungsi dari pH .....	27
Gambar 2.8.6	Pengaruh Penambahan Kon- sentrasi dari Perbedaan Reagen pada Kemampuan Apung dari Garnierite .....	27
Gambar 2.8.7	Pengaruh dari pH pada Kemampuan Apung dari Garnierite dengan Perbedaan Reagen .....	27
Gambar 2.8.8	Pengaruh dari pH pada Kemampuan Apung dari Garnierite yang Menggunakan Kedua Dodecylamine Chlorida dan Sodium Oleate .....	27
Gambar 2.8.9	Pengaruh dari pH pada Kemampuan Apung dari Garnierite yang Menggunakan Kedua DMGO dan Mercaptobenzothiazole atau Diethyl-dithiocarbamate .....	28
Gambar 2.8.10	Pengaruh dari pH pada Ke-mampuan Apung dari Garnierite yang Menggunakan Kedua DMGO atau $\alpha$ -DPGO seperti Reagen Chelating bersama dengan Sodium Oleat .....	28
Gambar 3.1	Diagram Alir Penelitian .....	29

Gambar 3.2 Pemanasan Sampel ( $T = 150^{\circ}\text{C}$ dan $t = 6$ jam) .....	30
Gambar 3.3 Alat Splitter .....	31
Gambar 3.4 Basung Rapat .....	31
Gambar 3.5 Mesin Pengayak .....	32
Gambar 3.6 (a) Mesin Ball Mill (b) Bola-Bola .....	32
Gambar 3.7 (a) Preparasi Kolektor, Frother dan Depressan (b) Preparasi Bijih Nikel dengan pH tertentu menggunakan Sodium Karbonat .....	33
Gambar 3.8 Proses Flotasi dan Hasil Flotasi .....	33
Gambar 3.9 Rak Bambu Tempat pengeringan Sampel Hasil Flotasi .....	34
Gambar 3.10 Mesin XRD Merek Shimadzu Type XD-7A .....	34
Gambar 3.11 Sequential XRF (X Ray Fluorescence) spectrometer ADVANT XP+ THERMO ARL .....	35
Gambar 4.1 Fotomikrograf Sayatan Poles Fraksi -100+140#, Tampak Limonit (L) .....	38
Gambar 4.2 Fotomikrograf Sayatan Poles Fraksi -140+200#, Tampak Hubungan Antara Magnetit-Hematit dan Kromit .....	39
Gambar 4.3 Fotomikrograf Sayatan Poles Fraksi -200+325#, Tampak Magnetit-Hematit dalam Keadaan Bebas .....	39
Gambar 4.4 Analisis XRD dari Mineral Terapung dengan Kondisi pH 10, Konsentrasi Depressan 1000 gram/ton dan Konsentrasi Kolektor 1.328 gram/ton .....	40
Gambar 4.5 Analisis XRD dari Mineral Terapung dengan Kondisi pH 10,5 ; Konsentrasi Depressan 1000 gram/ton dan Konsentrasi Kolektor 664 gram/ton .....	41
Gambar 4.6 Analisis XRD dari Mineral Terapung dengan Kondisi pH 11, Konsentrasi Depressan 1500 gram/ton dan Konsentrasi Kolektor 664 gram/ton .....	41
Gambar 4.7 Grafik Perolehan Nikel Mineral Terapung dan Mineral Tenggelam pada pH 10 .....	43
Gambar 4.8 Grafik Perolehan Nikel Mineral Terapung dan Mineral Tenggelam pada pH 10,5.....	43
Gambar 4.9 Grafik Perolehan Nikel Mineral Terapung dan Mineral Tenggelam pada pH 11.....	44
Gambar 4.10 Grafik Konsentrasi Rasio pada pH 10 .....	44
Gambar 4.11 Grafik Konsentrasi Rasio pada pH 10,5 .....	45
Gambar 4.12 Grafik Konsentrasi Rasio pada pH 11 .....	45
Gambar 4.13 Rasio Pengkayaan Hasil Flotasi pada pH 10 .....	46
Gambar 4.14 Rasio Pengkayaan Hasil Flotasi pada pH 10,5 .....	46
Gambar 4.15 Rasio Pengkayaan Hasil Flotasi pada pH 11 .....	46

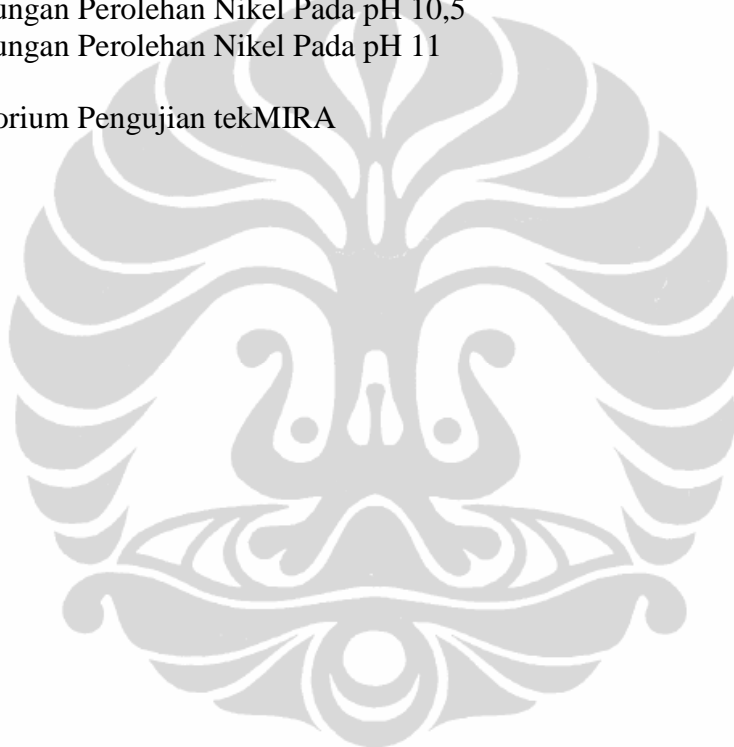
## DAFTAR TABEL

Tabel 1.1 Sumber Nikel Sulphida dan Laterit Dunia <sup>6)</sup> .....	2
Tabel 1.2 Analisis Komposisi Kimia Bijih Nikel PT Aneka Tambang Tbk. <sup>3)</sup> ..	2
Tabel 2.1.1 Produk Solubility dari Metal Hydroxides pada 25°C (pKsp) <sup>5)</sup> .....	7
Tabel 2.8.1 Hasil dari Laboratorium Flotasi <sup>8)</sup> .....	26
Tabel 4.1 Analisis Komposisi Kimia Bijih Basah Nikel Laterit.....	36
Tabel 4.2 Hasil Analisis Ayak dan Distribusi Kadar Sampel.....	37
Tabel 4.3 Hasil Analisis Mineragrafi Bijih Nikel Laterit .....	38



## DAFTAR LAMPIRAN

Lampiran 1.	
A. Perhitungan Distribusi Kadar	51
B. Perhitungan Kadar Rata-Rata SiO <sub>2</sub> , Fe dan Ni	51
Lampiran 2	
Daftar pH Awal, Berat Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> , Kode Sampel dan Berat Sampel Mineral Terapung Serta Kode Sampel dan Berat Sampel Mineral Tenggelam	52
Lampiran 3	
1. Perhitungan Perolehan Nikel Pada pH 10	53
2. Perhitungan Perolehan Nikel Pada pH 10,5	53
3. Perhitungan Perolehan Nikel Pada pH 11	54
Lampiran 4	
Hasil Laboratorium Pengujian tekMIRA	55



## ABSTRAK

Nama : Sulaksana Permana  
Program Studi : Teknik Metalurgi dan Material  
Judul : Optimalisasi Variabel Flotasi Nikel Laterit

Proses konsentrasi berdasarkan konsentrasi secara flotasi dapat digunakan untuk meningkatkan kadar nikel laterit yang memiliki kandungan nikel rendah (dibawah 1,2 %). Diharapkan dengan penelitian yang menggunakan bijih nikel laterit dari Sulawesi Tenggara ini dapat meningkatkan kandungan nikelnya.

Pada penelitian ini kondisi flotasi yang tetap adalah : ukuran sampel – 200 mesh, kecepatan putar impeller 1250 rpm, frother minyak pinus dengan konsentrasi 85 g/ton, waktu conditioning 3 menit dan waktu flotasi 15 menit. Sedangkan kondisi flotasi yang dibuat bervariasi adalah : pemakaian kolektor asam oleik dari 664, 1328, 1992, 2656 dan 3320 g/ton, pH dari 10, 10,5 dan 11 % padatan dan jumlah pemakaian depressan sodium silikat dari 1000, 1500 dan 2000 g/ton. Karakterisasi awal dilakukan setelah klasifikasi ukuran +10,-10+20,-20+40,-40+60,-60+100,-100+140,-140+200,-200+325 dan -325 dengan pengujian XRF dan Mineragrafi. Hasil flotasi baik konsentrat ataupun tailing dilakukan karakterisasi menggunakan X-Ray Fluorescence (XRF) dan X-Ray Diffraction (XRD) dengan maksud untuk memperoleh kadar unsur dan senyawa yang ada.

Hasil penelitian memperlihatkan bahwa flotasi yang terjadi adalah *reverse flotation* karena konsentrat terkumpul pada mineral tenggelam. Semakin bertambah nilai pH maka kadar nikel konsentrat semakin meningkat. Semakin besar konsentrasi kolektor maka kadar nikel konsentrat semakin kecil. Perolehan nikel pada konsentrasi depressan 1000 gram/Ton relatif lebih tinggi dibanding perolehan nikel pada konsentrasi 1500 gram/Ton. Konsentrasi depressan 2000 gram/Ton menunjukkan nilai perolehan nikel yang tidak teratur.

Hasil perolehan terbaik didapat pada pH 11, konsentrasi depressan 1000 gr/ton dan konsentrasi kolektor 664 gr/Ton dengan nilai 98,68 %.

**Keyword :** nikel laterit, flotasi, kolektor, pH, depressan



## ABSTRACT

Name : Sulaksana Permana  
Study Program : Metallurgy and Materials Engineering  
Title : **Flotation Variable Optimization of Nickel Laterite**

The concentration process based on the flotation can be used to increase the contents of nickel laterite that has a low nickel contents (below 1.2%). It is expected that research using lateritic nickel ore from South East Sulawesi, this can increase the contents of nickel.

In this study, flotation conditions which were fixed are: sample size - 200 mesh, 1250 rpm impeller speed, pine oil frother concentration of 85 grams/ton and flotation time of 15 minutes. While the flotation conditions which were varied are: the use of collectors oleic acid of 664, 1328, 1992, 2656 and 3320 grams/ton, pH of 8, 9 and 10 % solids and the amount of sodium silicate depressants usage from 1000, 1500 and 2000 grams/ton. Initial characterization performed after classification size +10, -10 +20, -20 +40, -40 +60, -60 +100, -100 +140, -140 +200, -200 +325 and -325 with X-Ray Fluorescence (XRF) and mineragraphy. The results showed that flotation products, concentrate or tailings were characterized using X-Ray Fluorescence (XRF) and X-Ray Diffraction (XRD) with the intention to obtain contents of elements and compounds involved.

The results showed that the flotation is happening is a reverse flotation for mineral concentrates collected in the sink. Increasing the pH value of the levels of nickel concentrates is increasing. The greater the concentration of the collector is getting smaller levels of nickel concentrate. Obtaining nickel at concentrations depressants 1000 grams/ton is relatively higher than the acquisition of nickel at a concentration of 1500 grams/ ton. Depressant concentrations 2000 grams/ton demonstrate the value of the acquisition of nickel irregular.

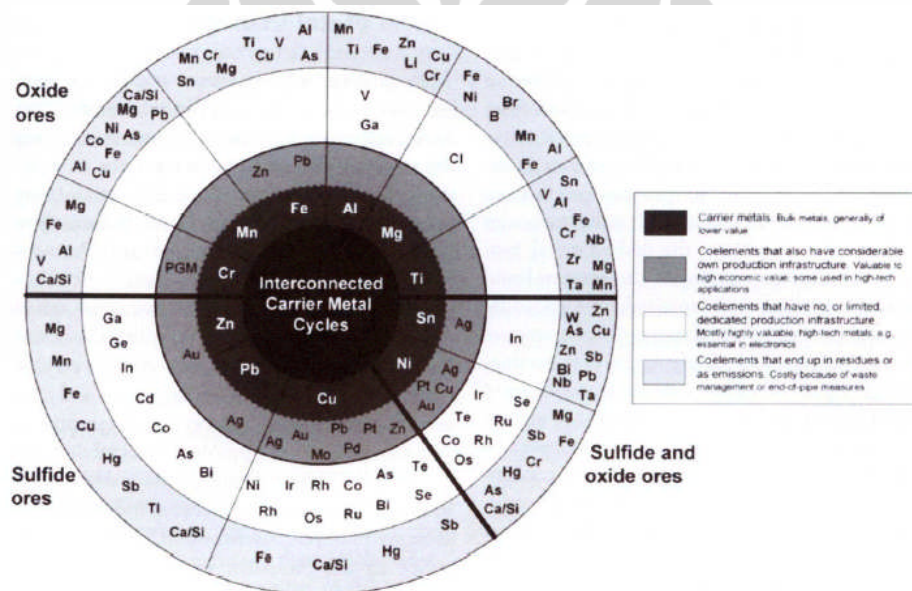
Obtaining the best results obtained at pH 11, the concentration of depressant 1000 grams/ton and collector concentration of 664 grams/ton with a value of 98.68%.

**Keyword** : : Nickel Laterite, Flotation, Collector, pH, Depressant

# BAB 1 PENDAHULUAN

## 1.1. LATAR BELAKANG

Proses konsentrasi berdasarkan sifat fisik mineral dilakukan dengan : konsentrasi gravimetri, konsentrasi magnetis, konsentrasi elektrolisis dan konsentrasi secara flotasi. Secara umum industri pertambangan di Indonesia dilakukan hanya untuk mendapatkan mineral utamanya saja, sedangkan mineral ikutannya kurang menjadi perhatian untuk dilakukannya. Dari studi literatur yang ada bahan ikutan suatu tambang mineral dapat dilihat pada gambar 1.1., dimana kandungan suatu mineral selalu bersama mineral ikutannya.



Gambar 1.1. Mineral dan ikutannya <sup>1)</sup>

Indonesia memiliki cadangan bijih nikel laterit di beberapa tempat yaitu Pulau Sebuku, Gunung Kukuhan, Geronggang (Kalimantan Selatan), Pomalaa dan di daerah sungai Ladona Sulawesi Tenggara dan Halmahera. Pengolahan mineral nikel di Indonesia dilakukan oleh PT Aneka Tambang dengan produk akhir FerroNickel (FeNi), PT INCO dengan produk akhir nikel matte, 2 perusahaan multinasional dan 3 perusahaan swasta nasional yang sedang berkembang.

Secara global negara-negara yang memiliki deposit nikel sulphida dan deposit nikel laterit serta jumlah depositnya dapat dilihat pada tabel.1.1. Indonesia memiliki deposit nikel laterit pada urutan ketiga dengan perkiraan 16 % dari seluruh deposit nikel laterit di dunia.

Tabel.1.1 Sumber Nikel Sulphida dan Laterit di Dunia <sup>6)</sup>

Sulphides		62 Mt Ni	Laterites		161 Mt Ni
Russia		29 %	New Caledonia		23 %
Canada		26 %	Philippines		17 %
Australia		14 %	Indonesia		16 %
Africa		13 %	Australia		13 %
China		11 %	C & S America		11 %
Others		7 %	Africa		8 %
			Caribbean		7 %
			Others		5 %

Unsur mineral ikutan yang dominan pada bijih nikel adalah besi, kobalt, magnesium dan mangan. Analisis komposisi kimia dari bijih nikel yang dihasilkan di Pomalaa dan Pulau Gebe oleh PT Aneka Tambang dapat dilihat pada tabel 1.2. Di Indonesia pengolahan mineral ikutan tidak dijadikan suatu rantai bisnis baru untuk mendapatkan produk mineral ikutan ataupun untuk mendapatkan nikel dengan kandungan tinggi yang saat ini banyak dibutuhkan pada industri elektronika ataupun pemanfaatannya untuk teknologi masa depan berupa kendaraan *hybrid*, hal ini dikarenakan kurangnya pengelolaan strategik ke depan (*forward strategy*) pada lini usahanya <sup>2)</sup>. Kelemahan dari pengolahan nikel dengan *pyrometallurgy* di Indonesia adalah membutuhkan energi yang tinggi, umpan dengan kadar nikel tinggi serta tidak adanya *recovery* mineral ikutan seperti kobalt.

Tabel.1.2. Analisis komposisi kimia bijih Nikel PT Aneka Tambang Tbk. <sup>3)</sup>

Unsur	Bijih Nikel Pomalaa	Bijih Nikel Gebe	Bijih Nikel Umpan Pabrik
Ni	1.8 ~ 2.5	2.0 ~ 2.5	2.2 ~ 2.3
Co	0.02 ~ 0.03	0.05 ~ 0.12	± 0.05
Fe	9 ~ 16	16 ~ 23	± 13.4
MgO	17 ~ 26	21 ~ 29	± 23.60
SiO <sub>2</sub>	35 ~ 45	27 ~ 37	± 38.80
CaO	1 ~ 3	0.1 ~ 0.4	± 0.4
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	± 1.4	± 1.4	± 1.40
Cr	± 0.4	± 0.4	± 0.40
P	± 0.003	± 0.003	± 0.003
Mn	± 0.700	± 0.700	± 0.700
LOI	10	12	11

Bijih tambang nikel laterit merupakan hasil pelapukan ultrabasa, jenis batuanannya adalah *geothit* atau *limonit*. Sifat dari bijih besi yang berasal dari batuan ultrabasa selalu mengandung kadar krom dan nikel yang relatif tinggi. Secara teoritis, salah satu proses untuk meningkatkan nikel dan kobalt pada nikel laterit adalah dengan menggunakan konsentrasi secara flotasi.

Konsentrasi secara flotasi merupakan proses pemisahan bijih dari pengotor dengan cara mengapungkan bijih ke permukaan melalui pengikatan dengan buih sedangkan kandungan lainnya diendapkan menjadi '*tailing*'. Proses ini banyak dipakai untuk beberapa bijih seperti tembaga, timah hitam, seng, perak emas dan nikel.

Dengan spirit Undang-Undang No.4 tahun 2009 yang menyatakan bahwa bijih tambang harus dilakukan proses di dalam negeri sebelum diekspor<sup>4)</sup>, serta semakin berkurangnya deposit nikel dengan kadar nikel tinggi sedangkan pengolahan nikel dengan kadar rendah dengan proses *pyrometallurgy* menjadi pilihan yang tidak ekonomis. Maka penulis melakukan penelitian peningkatan konsentrasi secara flotasi pada bijih nikel *laterit* yang mengandung nikel kadar rendah dengan menggunakan proses hidrometalurgi sehingga diharapkan mendapat nilai tambah yang lebih baik, berupa peningkatan kandungan nikelnya ataupun berusaha mendapatkan mineral ikutan yang ekonomis.

## **1.2. TUJUAN PENELITIAN**

Tujuan penelitian ini adalah sebagai berikut :

1. Melihat korelasi variabel teknis terhadap perolehan yang mempengaruhi flotasi seperti jumlah kolektor, pH (tingkat keasaman) dan jumlah depressan.
2. Memprediksi dasar-dasar optimasi proses flotasi sehingga menghasilkan data dasar yang berhubungan dengan aplikasi proses skala lanjut.

## **1.3. RUANG LINGKUP DAN BATASAN MASALAH**

Ruang lingkup dalam penelitian ini adalah menggunakan bijih nikel laterit dari Sulawesi Tenggara, karena pada umumnya setiap daerah tambang

mempunyai karakteristik struktur endapan dan komposisi kimia yang berbeda tergantung fosil awal pembentukan dan proses pembentukannya.

Seluruh kegiatan percobaan penelitian dibatasi pada pengujian skala laboratorium. Adapun lingkup parameter percobaan dalam penelitian ini adalah sebagai berikut:

1. Setelah melakukan persiapan bijih laterit dan pengeringan, dilakukan sampling dengan alat splitter kemudian pengayakan. Distribusi ukuran yang dilakukan adalah +10, -10+20, -20+40, -40+60, -60+100, -100+140, -140+200, -200+325, -325. Hasil pengayakan sampel ini disampling dengan cara basung prapat, hasil dari basung prapat dilakukan karakterisasi awal dengan analisis komposisi kimia menggunakan *X-Ray Fluorescence* (XRF), analisis ayak dan distribusi kadar serta analisis mineragrafi.
2. Seluruh bijih laterit kemudian dilakukan penggerusan dan pengayakan sehingga mencapai ukuran -200 mesh.
3. Kondisi flotasi yang tetap :
  - a. Sampel bijih nikel laterit dengan ukuran – 200 mesh
  - b. Kecepatan putar *impeller* 1250 rpm
  - c. Frother yang digunakan minyak pinus dengan konsentrasi 85 g/ton
  - d. Waktu flotasi 15 menit
4. Kondisi flotasi yang dibuat bervariasi :
  - a. Pengaruh jumlah pemakaian kolektor  
Dilakukan variasi pemakaian jumlah kolektor asam oleik dari 664, 1328, 1992, 2656 dan 3320 gram/ton.
  - b. pH  
Dilakukan variasi pH dari 10; 10,5 dan 11.
  - c. Pengaruh jumlah pemakaian depressan sodium silikat  
Dilakukan variasi jumlah pemakaian depressan sodium silikat dari 1000, 1500 dan 2000 gram/ton
5. Setelah menghasilkan konsentrat dan tailing, konsentrat dan tailing tersebut dikeringkan untuk dilakukan karakterisasi menggunakan *X-Ray Fluorescence* (XRF) dan *X-Ray Diffraction* (XRD) dengan maksud untuk memperoleh kadar unsur dan senyawa yang ada.

#### **1.4. SISTEMATIKA PENULISAN**

Sistematika penulisan penelitian ini disusun sedemikian rupa sehingga konsep dalam penulisan tesis menjadi berurutan dengan demikian didapat kerangka alur pemikiran yang mudah dicerna. Sistematika tersebut dapat diuraikan dalam bentuk bab-bab yang saling berkaitan satu sama lainnya. Adapun rinciannya sebagai berikut :

##### **BAB 1            PENDAHULUAN**

Membahas mengenai latar belakang, tujuan penelitian, ruang lingkup penelitian, metode penelitian dan sistematika penulisan.

##### **BAB 2            STUDI LITERATUR**

Mengemukakan teori - teori yang berhubungan dengan kegiatan penelitian, rumus - rumus perhitungan yang akan digunakan untuk membahas data hasil percobaan flotasi serta literatur yang membahas penelitian flotasi nikel laterit.

##### **BAB 3            METODE PENELITIAN**

Mengemukakan tentang preparasi sampel, studi karakteristik bahan baku dan variabel - variabel yang akan dilakukan dalam percobaan flotasi berdasarkan prosedur percobaan flotasi.

##### **BAB 4            PEMBAHASAN**

Membahas hasil dari percobaan flotasi tentang pengaruh dari variabel - variabel dari percobaan flotasi dan menganalisis kadar dan perolehan (*recovery*) nikel dari setiap variabel flotasi yang telah dilakukan.

##### **BAB 5            KESIMPULAN DAN SARAN**

Mengemukakan tentang inti dari hasil penelitian yang telah dilakukan serta saran untuk proses selanjutnya.



## BAB 2 STUDI LITERATUR

### 2.1 BIJIH NIKEL LATERIT

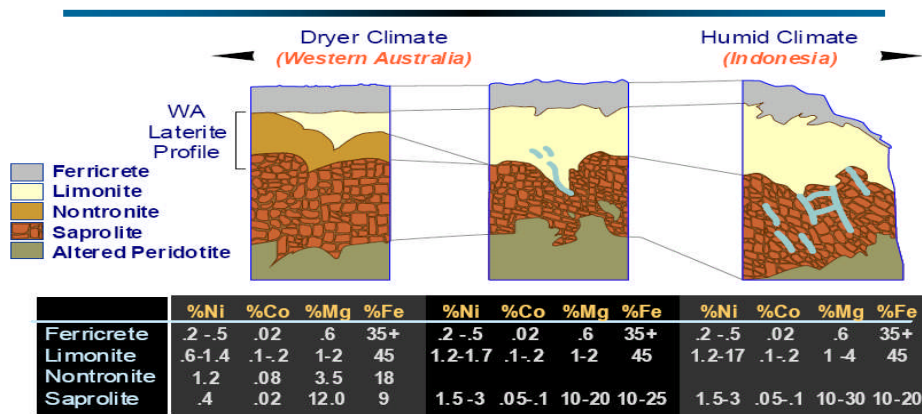
Bijih nikel laterit terbentuk melalui cuaca dari *nickel bearing olivine* yang kaya lapisan tanah keras *ultramafic* seperti peridote atau serpentine <sup>5)</sup>. Hal ini terjadi jika air permukaan asam menyerang lapisan tanah keras dan melepas besi, nikel, magnesium dan silika ke dalam larutan. Yang utama, kebanyakan bagian yang dapat larut hanyut sehingga menaikkan konsentrasi relatif komponen yang tertinggal. Dalam proses ini MgO bermigrasi ke bawah sementara FeO (lihat tabel 2.1.1) <sup>5)</sup> sedikit bergerak, dan karena itu menjadi lebih dominan dekat ke permukaan. Deposit yang signifikan telah ditemukan di Australia, Kuba, Indonesia, New Caledonia, Papua New Guinea dan Philipina.

Tabel 2.1.1. Produk Solubility dari metal Hydroxides pada 25°C (pKsp) <sup>5)</sup>

Fe(III)	Al	Cr(III)	Cu	Zn	Ni	Co	Fe(III)	Mn	Mg
37.4	32.7	30.0	19.3	16.3	15.7	15.7	15.3	13.4	11.3

Profil batuan dan mineralogi deposit laterit dalam iklim equatorial lembab berbeda signifikan dari iklim equatorial kering. Kedalaman deposit cenderung berkisar 20 m sampai dengan 150 m dan tergantung terutama pada umur dan derajat proses iklim. Dua zona yang mengandung nikel ekonomis adalah limonite (campuran nikel dengan FeO terhidrasi) dan garnierite / saprolite ((Ni, Mg) SiO<sub>3</sub>.n H<sub>2</sub>O). Limonite mempunyai perbedaan, kehilangan warna kemerah-merahan dan berkarat sampai coklat dengan kedalaman dengan skala ekonomis dari 1% sampai dengan 2 % Nikel. Saprolite kurang tahan cuaca dan cenderung menjadi keras dibanding limonite. Ia mengandung magnesium dan sedikit besi dengan kadar 1,5 % sampai dengan 3,5 % nikel. Perbedaan ini dalam mineralogi adalah faktor utama untuk mengontrol dalam memilih perlakuan proses. Pada gambar 2.1.1. memperlihatkan profil bijih laterit, laterit basah dan kering pada pertambangan di Western Australia dan Indonesia.

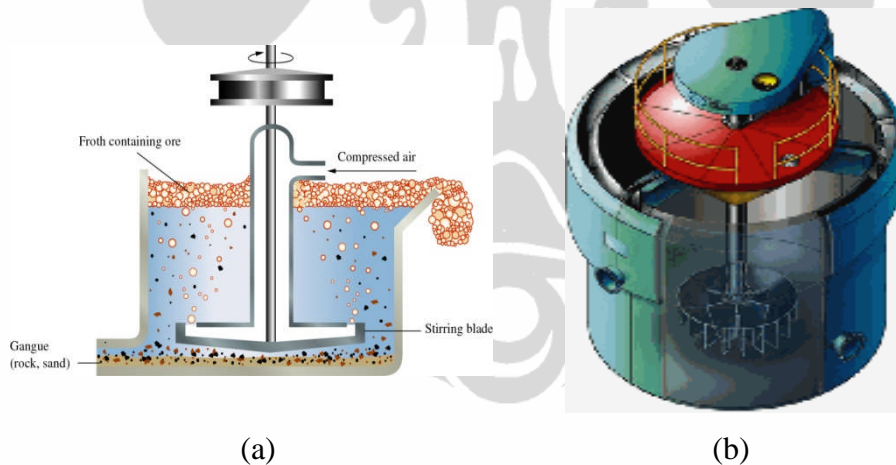




Gambar 2.1.1. Profil Bijih Laterit, Laterit Basah dan Kering<sup>6)</sup>

## 2.2. FLOTASI

Flotasi meliputi pengadsorpsian selektif hidrokarbon pada mineral-mineral bebas. Partikel ini kemudian melekat pada gelembung udara bergerak ke cebakan bijih "pulp" naik ke permukaan dan terpisah.



Gambar. 2.2.1. (a) Skema Proses Flotasi<sup>18)</sup> (b) Skema Aktual Sel Flotasi<sup>18)</sup>

Skema flotasi dan bentuk aktual sel flotasi dapat dilihat pada gambar.2.2.1. Pemisahan flotasi yang efisien dicapai dengan cara pengulangan konsentrasi dari sel flotasi pertama kali, lebih kasar dikirim sebagai pulp ke sel flotasi, lebih bersih dan kedua kali kemudian di flotasi lagi. Konsentrat yang lebih bersih mempunyai *grade* yang lebih tinggi. Ekor-ekor yang lebih terdiri dari sebagian besar ukuran sedang yang bebas dan setelah itu digiling, yang diedarkan lebih kasar. Ekor yang lebih kasar mengalami pemisahan serupa di dalam sel penyedot.

### 2.2. 1 TEORI FLOTASI

Kimiawi permukaan flotasi secara luas dibagi menjadi 2 kategori berdasarkan energi bebas dari adsorpsi, adsorpsi fisika ( $< 5$  kcal/mol) dan adsorpsi kimia ( $> 30$  kcal/mol). Kolektor yang merupakan rantai hidrokarbon (lemak atau lilin) membuat mineral menjadi *water repellent* (hidrofobik) dan menyebabkan melekat ke gelembung udara yang lewat. Flotasi mineral sulfida lebih mudah, karena kolektor-kolektor utamanya *xanthates* dan *dithiophosphates*, *alchemisorb*. Keselektifan antara sulfida-sulfida dapat dicapai dengan menambahkan reaksi permukaan energi tinggi, contoh menaikkan pH sampai dengan 10 dan menambah *cyanide* yang berikatan lebih kuat ke *pyrite* daripada *xanthate*, dan kemudian mencegah pengadsorpsian *xanthate* dan *pyrite hydrophobicity*.

Flotasi mineral silikat dan oksida umumnya sukar karena kolektor- kolektor utama asam lemak anion dan amina kation, hanya teradsorb secara fisika, terutama karena gaya elektrostatik. Pemeliharaan efisiensi pemisahan yang baik tergantung kepada mutu konsentrat, menemukan mineral yang diperlukan, monitoring yang lebih intensif, koehsi reagen, dan kontrol. Sebagai contoh phosphate, carbonate dan permukaan silikat bermuatan dengan vs pH yang diplot, strategi reagen yang akan dipakai adalah asam lemak pada pH 4 didalam sel flotasi pertama diikuti dengan amina pada pH = 10 yang memberikan konsentrat phosphate.

Di dalam mesin flotasi busa, *impeller* (pendorong) berputar mendorong udara masuk ke sel flotation dan menyebar melalui pulp sebagai gelembung udara. Gelembung naik melalui pulp dan partikel penolak (hidrofobik) melekat ke permukaan. Gelembung-gelembung itu kemudian membentuk lapisan busa yang bermuatan partikel penolak air dan dapat dihilangkan dari sel sebagai produk terpisah. Partikel-partikel yang bukan penolak air tidak melekat ke gelembung udara dan tetap di dalam pulp.

Untuk mendapatkan kadar mineral yang lebih tinggi atau untuk mendapatkan mineral lainnya biasanya dilakukan pengulangan konsentrat sirkulasi pada sel flotasi dari "rougher" ke "scavenger", output *scavenger* menjadi umpan untuk "rougher". Keluaran dari "rougher" dimasukkan ke dalam "cleaner" dengan hasil konsentrat kadar tinggi.

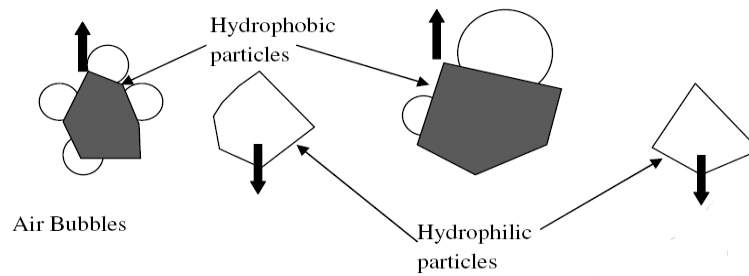
### **2.2. 2 FLOTASI TERBALIK**

Flotasi terbalik (*reverse flotation*) adalah proses flotasi dimana kandungan mineral konsentrat berada pada bagian yang tenggelam sedangkan mineral *tailing* berada pada bagian yang terapung. Kondisi flotasi terbalik ini terjadi jika reagen flotasi yang diberikan pada *pulp* menyebabkan mineral yang ingin dilakukan pengkayaan menjadi *hydrophilic particles* sedangkan mineral ikutannya menjadi *hydrophobic particles*. Perancangan flotasi terbalik dilakukan jika proses mendapatkan mineral yang ingin dilakukan pengkayaan lebih ekonomis berada pada daerah tenggelam dibandingkan berada pada daerah terapung.

Teknologi terbaru dari pada flotasi terbalik adalah dengan menggunakan flotasi terbalik kolom (*reverse flotation column*). Pada penggunaan flotasi kolom dianggap untuk "flotasi terbalik" bijih besi, dimana gangue (kuarsa) ditemukan kembali dalam produk busa. Ini menggunakan buih untuk membawa mineral gangue daripada membawa perubahan signifikan berkonsentrasi berharga persyaratan operasional kolom. Tujuan dari pekerjaan ini adalah untuk menentukan teknologi flotasi kolom beberapa akan paling cocok untuk jenis operasi flotasi.

### **2.3. REAGEN FLOTASI**

Bagian yang sangat penting dalam proses flotasi adalah reagen, proses flotasi dapat berlangsung optimal bergantung dari reagen yang digunakan. Reagen-reagen yang digunakan juga beragam tergantung dari mineral yang ingin kita peroleh. Pemakaian reagen flotasi ini, membuat suatu skema termodinamika flotasi dimana skema antara gelembung udara, partikel hidrophobik dan partikel hidrophilik, diperlihatkan pada gambar 2.3.1., dimana lampiran selektif gelembung udara untuk partikel hidrophobik dan daya apung dari gelembung kemudian membawa partikel-partikel ini ke permukaan meninggalkan partikel hidrophilik belakang.



Gambar.2.3.1. Lampiran Selektif Gelembung Udara untuk Partikel Hidrophobik. Daya Apung Dari Gelembung Kemudian Membawa Partikel-Partikel Ini ke Permukaan, Meninggalkan Partikel Hidrophilik Belakang. <sup>14)</sup>

Klasifikasi reagen dapat dibagi menjadi 3, yaitu : *collector*, *frother*, dan *modifier*. Reagen-reagen tersebut memiliki masing-masing kegunaan ataupun saling melengkapi antar reagen. Berikut kegunaan masing-masing reagen yang digunakan:

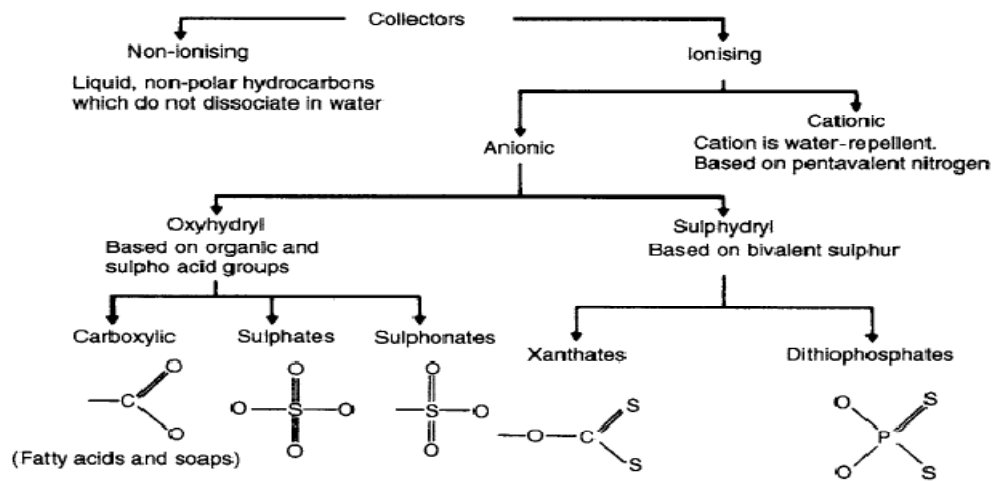
### 2.3.1. Kolektor

Kolektor merupakan substansi yang selektif melapisi mineral-mineral tertentu dan membuatnya menjadi penolak air (hidrophobik) dengan menyerap ion atau molekul pada permukaan mineral, mengurangi kestabilan dari lapisan hidrat yang memisahkan permukaan mineral dan gelembung udara sehingga permukaan mineral akan mampu menempel pada gelembung udara<sup>11)</sup>. Kolektor biasanya merupakan mineral organik heteropolar, mengandung gugus polar dan non-polar. Gugus non-polar terbentuk dari senyawa hidrokarbon yang cenderung bersifat hidrophobik dan akan menempel pada gelembung udara, sedangkan gugus polar akan menempel pada partikel solid tertentu sehingga partikel solid tersebut ikut terapung bersama gelembung udara. Contoh grup polar dan nonpolar dapat dilihat pada struktur molekul dari sodium oleate seperti pada Gambar 2.3.1.1.



Biasanya komponen ini dipakai dalam bentuk garam-garaman alkali seperti sabun dan *xanthate*.

Kolektor seperti pada gambar 2.1.1. dapat diklasifikasikan dalam 2 grup besar, yaitu : *anionic collector* dan *cationic collector*. *Anionic collector* dapat dibedakan lagi berdasarkan struktur formulanya menjadi : *oxyhydril collector* dan *sulphhydril collector*.



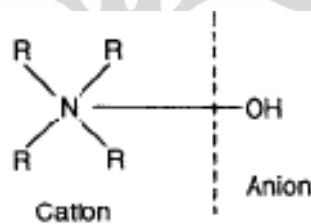
Gambar 2.3.1.3. Klasifikasi Kolektor<sup>10)</sup>

Kolektor anionik ditentukan oleh adanya *organic acid* grup yang terpenting atau adanya ion dari hidrokarbon grup dimana ion yang efektif adalah anion. Kolektor anionik merupakan kolektor yang paling banyak digunakan dalam flotasi mineral. Kolektor anionik dapat dibagi menjadi dua jenis, *oxyhydril collector* dan *sulphhydril collector*.

Pada *oxyhydril collector*, *organic acid* dan asam sulfo (*sulpho-acid*) sebagai grup polar. Dimana acid hydrogen (equivalent metal) dihubungkan dengan rantai hidrokarbon oleh satu atom oksigen. Contoh dari *oxyhydril* adalah *carboxylates* (*fatty acid*), *sulphate* dan *sulphonate*. *Carboxylates* adalah *oxyhydril collector* yang luas digunakan di industri. Seperti hampir semua kolektor anionik makin panjang rantai hidrokarbonnya maka makin kuat tenaganya untuk menolak air, tetapi daya larutnya semakin berkurang. Anggota dari *carboxylates* antara lain *oleic acid* (yang digunakan pada penelitian ini), *sodium oleate*, *synthetics fatty acids*, dan *tall oils*. *Oleic acid* [ $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$ ] adalah contoh dari *unsaturated fatty acids* yang mana lebih penting dibandingkan *saturated fatty acids* (seperti *stearic* dan *palmitic acid*) karena lebih selektif<sup>16)</sup>.

Jenis kolektor anionik yang lain adalah *sulphydryl collector*. *Sulphydryl collector* merupakan jenis yang paling banyak digunakan. Polar grupnya berisi bivalent sulphur (*thio compound*) dan acid hydrogen (atau equivalent metal) dihubungkan melalui atom belerang (bivalent). Jenis ini sangat kuat dan sangat selektif dalam flotasi mineral-mineral sulfida. Kolektor thiol yang paling banyak digunakan adalah *xanthogenates* atau secara teknis disebut dengan *xanthates* dan *dithiophosphates*. *Xanthates* merupakan kolektor yang penting untuk mineral sulfida.

Kolektor kation adalah kolektor dimana ion yang efektif adalah kation. Sifat menolak airnya dihasilkan dari kation yang grup polarnya berdasarkan *pentavalen* nitrogen, biasanya digunakan senyawa amina seperti pada Gambar 2.3.1.4. Anion yang digunakan berupa halida atau hidroksida yang tidak beraksi secara aktif dengan mineral.



Gambar 2.3.1.4. Kolektor Kation Amine<sup>11)</sup>

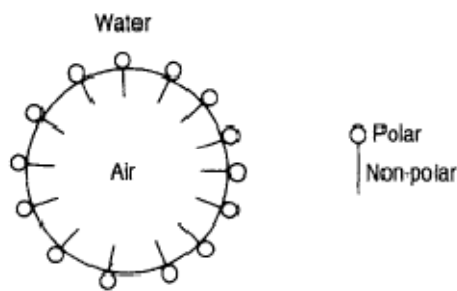
Berlawanan dengan kolektor anion, pada zat organik dengan ion yang mengandung hydro-carbon grup, sebagai ion yang reaktif (efektif), ada pada anion sedangkan pada kolektor kation yang juga dari zat organik, dimana ion hydro-carbon yang reaktif pada kation. Kolektor kation sangat sensitif terhadap pH dari medium, sangat aktif dalam larutan yang sedikit asam, dan tidak aktif dalam larutan yang basa ataupun asam. Kolektor kation digunakan untuk flotasi *acidic mineral*, *carbonates*, *silicates*, dan *alkali earth metals* seperti *barite*, *carnallite*, *dansylvite*.

### 2.3.2. Pembusa (Frother)

*Frother* adalah senyawa yang dapat menurunkan tegangan permukaan gelembung, sehingga dapat menghasilkan dan menstabilkan gelembung agar tidak mudah pecah. Ketika permukaan partikel telah menjadi hidrophobik, partikel tersebut harus mampu menempel pada gelembung udara yang disuntikkan

(aerasi). Namun muncul masalah ketika gelembung-gelembung tersebut tidak stabil dan mudah pecah akibat tumbukan dengan partikel padat, dinding sel dan gelembung-gelembung lain. Oleh karena itu perlu adanya penambahan material ke dalam pulp yang dapat menstabilkan gelembung udara. Material yang ditambahkan tersebut dikenal sebagai *frother*.

Bahan-bahan organik kalau larut dalam air merendahkan tegangan permukaan, sebaliknya zat anorganik meninggikan tegangan permukaan. Hal ini diduga karena karena konsentrasi zat organik di permukaan lebih besar dari pada di bagian dalam dari cairan sendiri. Untuk zat anorganik keadaan menjadi sebaliknya. Pada zat organik adsorpsinya disebut adsorpsi positif, sedangkan pada zat anorganik di sebut adsorpsi negatif. Meskipun beberapa zat anorganik dapat menyebabkan membusa, tetapi reagen yang efektif untuk *frother* adalah zat organik. Jadi, *frother* adalah zat organik yang memiliki struktur heteropolar seperti pada gambar 2.3.2.1, yang mana bagian polar adalah grup yang suka pada air dan bagian non polar (hydrocarbon) adalah grup yang menolak air.



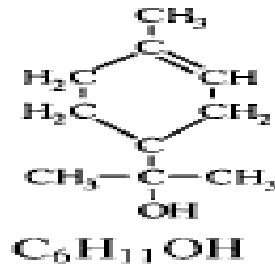
Gambar 2.3.2.1. Mekanisme *frother* <sup>11)</sup>

Pembusa harus dapat larut dalam air, jika tidak larut maka zat ini akan tidak tersebar merata pada larutan sehingga tidak efektif. Tipe pembusa yang paling sering digunakan, yaitu : *hydroxyl* ( $-OH$ ), *carboxyl* ( $-COOH$ ), *carbonyl* ( $=C=O$ ), *amino* ( $-NH_2$ ), dan *sulfo* ( $-OSO_2OH$ ,  $-SO_2OH$ ).

*Frother* tipe asam, amino, dan alkohol adalah yang paling mudah larut. Tipe alkohol ( $-OH$ ) adalah yang paling sering digunakan, karena tidak mempunyai sifat seperti kolektor. Contoh dari tipe alkohol ( $-OH$ ) ini adalah *pine oil* (seperti pada Gambar 2.14) yang biasanya dihasilkan dari destilasi kayu pinus.



*Frother* seperti *carboxyl* bersifat kolektor yang sangat kuat, adanya sifat kolektor dan *frother* pada zat kimia yang sama akan membuat proses flotasi menjadi sulit.



Gambar 2.3.2.2. Rumus kimia *Pine Oil*<sup>(7)</sup>

### 2.3.3. Modifier

Zat-zat kimia yang mempengaruhi jalannya kolektor berinteraksi dengan partikel-partikel (*acids*, alkali, larutan garam, *quebracho extract*) atau merubah jalannya partikel-partikel bereaksi satu sama lain, menggunakan sodium silikat.

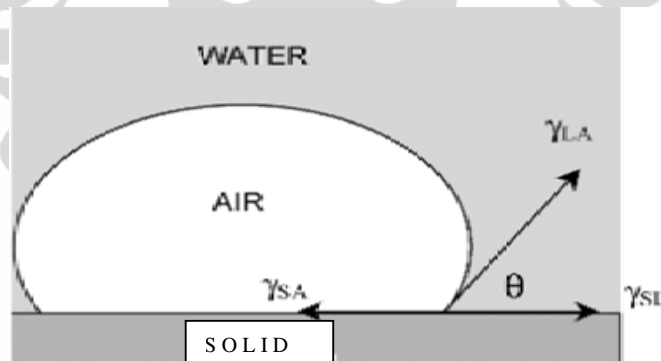
*Modifier* seperti aktifator, depresant, *dispersant* dan pH *regulator* sering ditambahkan ke dalam proses flotasi. Aktifator adalah reagen yang digunakan untuk menambah interaksi antara partikel solid dengan kolektor. *Depresant* membentuk lapisan kimia polar yang membungkus partikel solid sehingga menambah sifat hidrofobik ke partikel solid yang tidak diinginkan. *Dispersant* digunakan untuk mencegah penggumpalan partikel, sehingga partikel dapat berinteraksi dengan kolektor dan gelembung udara dengan lebih baik. Secara umum pH regulator terdapat dua macam : asam dan basa, pada penelitian ini *modifier* yang digunakan hanya pH regulator. pH regulator digunakan untuk mengontrol pH karena sifat sistem hidrofobik dapat optimal pada daerah pH tertentu.

Kebanyakan proses flotasi sangat dipengaruhi oleh derajat keasaman dan kebasaan dari cairan *pulp* medium dimana terjadi pemisahan, yang dapat diperiksa dengan pH meter. Umumnya flotasi bekerja dalam keadaan basa dengan pH antara 7 – 13, kadang-kadang ada juga yang bekerja dalam suasana asam (jarang sekali) karena bijih yang dikerjakan bersifat asam atau dalam hal mana kapur (lime = CaO) sukar diperoleh. Flotasi banyak dilakukan dalam kondisi media basa, seperti kebanyakan kolektor seperti *xanthate*, stabil dalam kondisi basa dan korosi pada sel dan pipa sirkuit flotasi dapat dihindari.

Reagen pengatur pH yang banyak dipakai adalah (lime = CaO) karena murah harganya, digunakan dalam bentuk larutan CaO atau suspensi Ca(OH)<sub>2</sub>. Walaupun harga kapur murah, tetapi harus diingat apakah ion-ion kalsium tidak mengganggu jalannya proses flotasi. Misalnya mineral *pyrite* dan *galena* dalam flotasi mempunyai kecenderungan untuk lebih banyak mengadsorpsi ion-ion kalsium dari pada kolektornya sendiri, sehingga kedua macam mineral tersebut jadi suka diapungkan. Untuk menghindarinya ditambahkan *soda ash* (Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>) untuk mengendapkan CaCO<sub>3</sub>. Reagen yang umum dipakai untuk mengatur pH cairan *pulp* adalah kapur dalam segala bentuknya, *soda ash* untuk kondisi basa dan asam sulfat untuk kondisi asam.

#### 2.4. TERMODINAMIKA FLOTASI

Termodinamika flotasi yang sering juga disebut termodinamika pembasahan adalah kontak antar gelembung udara, air dan permukaan partikel padat merupakan faktor penting dalam mengendalikan proses flotasi<sup>9)</sup>. Secara umum kondisi kesetimbangan tiga fasa didefinisikan oleh persamaan Young untuk sistem seperti pada gambar 2.4.1.



Gambar 2.4.1. Gambar Skematik Kesetimbangan Antara Gelembung Udara Dan Padatan Yang Berada Di Dalam Cairan<sup>11</sup>

Dari gambar (2.4.1), dapat diturunkan persamaan :

$$\gamma_{SA} = \gamma_{SL} + \gamma_{LA} \cos \theta$$

dimana :

$\gamma_{SA}$  : Tegangan antar muka padat-gas (N/m)

$\gamma_{SL}$  : Tegangan antar muka padat-cair (N/m)

$\gamma_{LA}$  : Tegangan antar muka cair-gas (N/m)

$\theta$  : Sudut Kontak

Perubahan energi bebas sebagai akibat penggantian suatu luas antar muka padat-cair dan cair-gas oleh padat-cair dan cair-gas oleh padat-gas diberikan oleh persamaan Dupre yaitu :

$$\Delta G = \gamma_{SA} - (\gamma_{SL} + \gamma_{LA})$$

Kombinasi dari persamaan Dupre dan Young menghasilkan persamaan yang menyatakan perubahan energi bebas yaitu :

$$\Delta G_s = \gamma_{LA} (\cos \theta - 1)$$

Agar terjadi adhesi gelembung udara pada permukaan padatan di dalam medium cairan yang ditinjau maka keadaan yang harus dipenuhi adalah  $\Delta G_s < 0$ , dimana akan terjadi bila sudut  $\theta > 0$ .

Terjadinya kontak yang baik antara gelembung udara dan permukaan partikel, apabila permukaan partikel dikondisikan sehingga bersifat hidrofobik. Kehidrofobikan dari permukaan mineral ini dapat dilakukan dengan menggunakan kolektor.

## 2.5. KINETIKA FLOTASI

Kinetika flotasi berhubungan erat dengan kecepatan reaksi yang terjadi. Ada dua hal yang menentukan kecepatan reaksi yaitu transfer massa dan adsorpsi. Selama reaksi reduksi dan oksidasi untuk molekul pada elektrokimia proses terjadi pada antarmuka elektroda larutan, molekul yang terlarut akan tertarik ke elektroda agar proses elektrokimia terjadi. Sehingga perpindahan molekul dari larutan ke permukaan elektroda adalah aspek dari elektrokimia. Pergerakan dari material dalam sel elektrokimia disebut perpindahan massa. Tiga model dari perpindahan material adalah hidrodinamik, migrasi, difusi dan adsorpsi.

Hidrodinamik disebabkan oleh pergerakan dari larutan akibat larutan diaduk, elektroda berputar atau aliran masuk sel. Pergerakan larutan memindahkan reaktan ke permukaan elektroda dan membawa produk keluar dari permukaan elektroda.

Migrasi adalah pergerakan dari partikel bermuatan diakibatkan interaksinya dengan medan listrik yang terdapat pada permukaan elektroda, misal, kation tertarik oleh elektroda yang bermuatan negatif dan tertolak oleh elektroda

bermuatan positif. Dalam teknis analisis, migrasi diminimalkan dengan penambahan insert elektrolit disebut elektrolit pendukung yang menurunkan kekuatan medan listrik dekat elektroda.

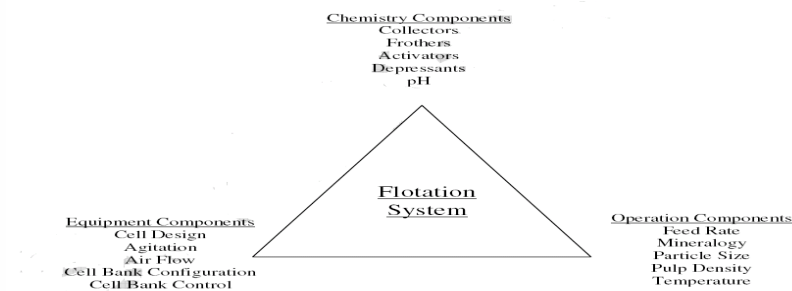
Difusi disebabkan adanya perbedaan konsentrasi (gradient konsentrasi) antara antarmuka dan larutan. Difusi lebih cenderung mengikuti konsep statistik daripada bergantung dari konsep termodinamika (Hukum Fick's).

Jika dalam suatu reaksi elektrokimia transfer elektron pada permukaan elektroda lebih cepat dibanding transfer molekul dari larutan ke antarmuka elektroda, maka perpindahan molekul (perpindahan massa) sebagai penentu kecepatan reaksi elektrokimia.

Adsorpsi adalah sifat fisik khusus dari ion mendekati elektroda. Hal ini dapat terjadi gaya Coulomb atau hidrofobisitas dan gaya kimia. Jika disebabkan oleh gaya Coulomb maka disebut adsorpsi fisik, sedangkan jika gaya kimia disebut adsorpsi kimia. Adsorpsi kimia lebih kuat daripada adsorpsi fisik.

## 2.6. FAKTOR-FAKTOR YANG MEMPENGARUHI FLOTASI

Keberhasilan proses flotasi selain dipengaruhi oleh kemampuan permukaan mineral menyerap kolektor, juga ada beberapa faktor operasi yang harus dipenuhi, secara skema hal-hal yang mempengaruhi proses flotasi dapat dilihat pada gambar 2.6.1.



Gambar.2.6.1. Sistem Flotasi Meliputi Banyak Komponen yang Saling Terkait, dan Perubahan Dalam Satu Area Akan Menghasilkan Efek Kompensasi Di Daerah Lain<sup>15)</sup>

Di dalam industri pengolahan mineral, flotasi merupakan proses pemisahan yang sangat kompleks dan dipengaruhi oleh faktor-faktor terkontrol yang saling berinteraksi. Faktor-faktor tersebut secara garis besar dikelompokkan ke dalam komponen :

- Komponen kimia seperti kolektor, pembuih, pH, depressan, dan lain-lain.

- Komponen operasi seperti laju pengumpanan, ukuran butiran, persen solid, dan kondisi terlibrasi.
- Komponen peralatan seperti desain sel, agitasi, aliran udara, dan lain-lain.

### **2.6.1. Konsentrasi Kolektor**

Kolektor merupakan senyawa organik dan bersifat heteropolar yang berfungsi meningkatkan kehidrofoban mineral. Dalam larutan, kolektor akan terdisosiasi menjadi polar dan non polar. Polar terdiri dari gugus non logam, sedangkan non polar terdiri dari gugus radikal, rantai hidrokarbon. Gugus radikal kolektor akan teradsorpsi pada permukaan mineral yang dapat meningkatkan kehidrofoban mineral tersebut. Sedangkan gugus polar akan terdisosiasi pada larutan.

Adsorpsi yang terjadi dapat secara kimia oleh gaya Van Der Waals antara rantai-rantai karbon, melalui mekanisme elektrokimia dan adsorpsi fisik. Secara umum kolektor ditambahkan dalam jumlah tertentu sehingga terbentuk lapisan monolayer pada permukaan partikel. Jika konsentrasi kolektor ditingkatkan maka disamping ongkos produksi yang tinggi, kolektor yang berlebih mengakibatkan terbentuknya beberapa lapisan (multilayer) kolektor pada permukaan partikel sehingga mengurangi gugus hidrokarbon yang berorientasi kelarutan ruah. Dengan demikian derajat hidrofobik partikel menjadi berkurang sehingga partikel tersebut tidak dapat diflotasi.

Untuk menghindari penggunaan kolektor dalam jumlah yang berlebih namun tetap dijaga keefektifan kolektor maka jenis kolektor yang biasanya digunakan adalah kolektor rantai panjang, dua sampai lima karbon. Semakin panjang rantai karbon maka makin kuat efek hidrophobik yang dihasilkan, namun kelarutan kolektor dalam air akan semakin berkurang.

### **2.6.2. Pengaruh pH**

Dalam proses flotasi selain konsentrasi kolektor, alkalinitas pulp berperan penting, karena kesetimbangan konsentrasi kolektor dan pH sangat menentukan keberhasilan proses flotasi. Sifat alkali dikontrol melalui penambahan kapur atau sodium karbonat. Umumnya kapur cenderung digunakan untuk mengatur

alkalinitas pulp karena harganya yang murah, untuk menurunkan pH biasanya ditambahkan asam sulfat.

### **2.6.3. Pembuih (Frother)**

Pembuih berfungsi untuk menjaga kestabilan gelembung Pada flotasi mineral sulfide reagen pembuih yang biasa digunakan adalah jenis organik yang heteropolar yang umum diterapkan pada flotasi mineral-mineral lainnya, dimana sebagai gugus polar umumnya adalah hidroksil (-OH). Sebagai contoh pembuih yang umum digunakan dalam flotasi adalah aeroforth, pine oil (terpentin), dan methylisobutil carbonil (MIBC).

### **2.6.4 Ukuran Butiran Bijih**

Ukuran partikel berhubungan dengan massa individu partikel. Semakin besar ukuran semakin besar massa individu partikel sehingga gaya gravitasi partikel cenderung tenggelam. Sebaliknya pada ukuran yang kecil, partikel cenderung melayang atau mengapung. Selain itu ukuran partikel berhubungan juga dengan derajat liberasi partikel. Pada ukuran kasar, partikel mineral berharga cenderung berada dalam keadaan terinklusi ataupun berasosiasi dengan mineral pengotor. Dengan demikian pada proses flotasi reagen kolektor tidak dapat bereaksi dengan permukaan partikel mineral berharga dan sebagai akibatnya perolehan akan rendah. Hal ini disebabkan pada partikel kasar biasanya tidak terlibrasi dengan baik, massa individu partikel kasar yang besar akan menyulitkan gelembung udara mengangkat partikel tersebut, partikel kasar mempunyai sensitifitas tinggi terhadap turbulensi sel flotasi sehingga tidak stabil.

Jika bijih terlalu halus (banyak mengandung slime) akan menimbulkan akibat sebagai berikut :

- a. Meningkatkan konsumsi reagen  
Konsumsi reagen berkaitan langsung dengan luas permukaan mineral yang akan kontak dengan reagen tersebut. Semakin banyak slime berarti semakin luas permukaan mineral yang akan kontak dengan reagen yang berarti akan meningkatkan konsumsi reagen.
- b. Menurunkan kecepatan flotasi

Semakin kecil ukuran partikel maka akan butuh waktu untuk proses adsorpsi dan desorpsi reagen-reagen yang ditambahkan, sehingga flotasi berjalan lambat.

c. Menurunkan peolehan (*recovery*)

Banyaknya slime dalam pulp menyebabkan lambatnya adsorpsi kolektor, akibatnya kecepatan flotasi pun akan menurun akibat lambatnya perubahan sifat permukaan mineral menjadi hidrofobik sehingga tidak segera untuk menempel pada gelembung udara.

Ukuran partikel berhubungan dengan massa individu partikel. Semakin besar ukuran semakin besar massa individu partikel sehingga oleh gaya gravitasi partikel cenderung tenggelam. Sebaliknya pada ukuran yang kecil, partikel cenderung melayang atau mengapung.

Ukuran partikel berhubungan dengan derajat liberasi partikel. Pada ukuran kasar, partikel mineral berharga cenderung berada dalam keadaan terinklusi ataupun berasosiasi dengan mineral pengotor. Dengan demikian pada proses flotasi reagen kolektor tidak dapat bereaksi dengan permukaan partikel mineral berharga dan sebagai akibatnya perolehan akan rendah. Pada dasarnya ukuran partikel ini berkaitan erat dengan keseluruhan ongkos operasi yang dikeluarkan.

### **2.6.5. Persen Solid**

Persen solid merupakan salah satu faktor yang perlu diperhatikan dalam kaitannya dengan kapasitas produksi yang diinginkan. Kondisi persen solid yang tinggi akan meningkatkan perolehan tetapi juga diikuti dengan penurunan kadar konsentrat. Bila bijih relatif halus maka flotasi dilakukan pada kondisi persen solid yang rendah. Sebaliknya untuk bijih yang berukuran relatif kasar.

Untuk proses pemisahan pada flotasi pulp harus cukup encer sehingga memberikan kesempatan kepada kolektor untuk teradsorpsi pada permukaan mineral. Jumlah partikel mineral yang dapat terapung persatuan waktu akan meningkat seiring dengan peningkatan persen padatan pulp sampai pada harga tertentu dan akan berkurang pada persen padatan yang semakin besar. Penurunan persen perolehan mineral tersebut disebabkan karena distribusi gelembung udara yang tidak merata diseluruh sel apabila jumlah partikel umpan meningkat di

dalam pulp. Secara umum dapat dikatakan bahwa kenaikan persen padatan pulp akan meningkatkan jumlah mineral yang terapung per satuan waktu.

### 2.6.6. Waktu *Conditioning* dan Waktu Flotasi

Waktu *conditioning* diharapkan dapat berjalan sesingkat mungkin. Menurut Gaudin waktu *conditioning* adalah waktu antara penambahan reagen-reagen flotasi ke dalam pulp sampai dengan saat dimulainya pemberian aliran udara (aerasi). Waktu yang dibutuhkan untuk *conditioning* berkisar antara beberapa detik hingga 30 menit. Sedangkan waktu flotasi adalah waktu yang digunakan untuk mengangkat mineral yang dikehendaki melalui gelembung hasil aerasi pulp. Waktu yang digunakan untuk flotasi 3 – 15 menit.

## 2.7. RUMUS-RUMUS PERHITUNGAN FLOTASI

Untuk melihat keberhasilan dari proses flotasi yang telah dilakukan dapat dilihat dari kadar dan perolehan mineral tertinggi. Rumus - rumus perhitungan yang digunakan dalam percobaan flotasi adalah :

### Material Balance :

$$F = C + T \quad \dots\dots\dots(1)$$

### Metallurgical Balance :

$$F.f = C.c + T.t \quad \dots\dots\dots(2)$$

### Perhitungan Persen Perolehan (*Recovery*) :

$$R = \frac{C \cdot c}{F \cdot f} \times 100 \% \quad \dots\dots\dots(3)$$

### **Keterangan :**

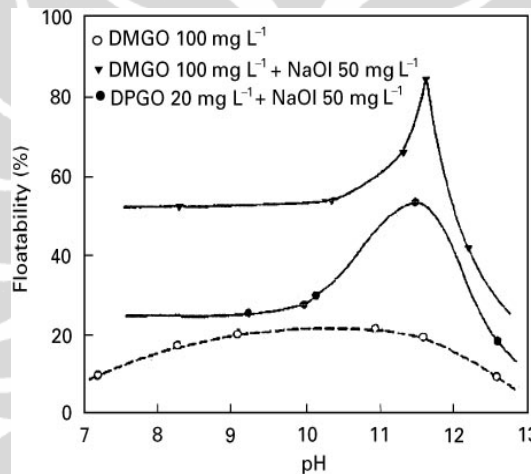
- C = Berat konsentrat (gram)      c = Kadar konsentrat (%)      R = *Recovery* (%)  
 F = Berat *feed* (gram)              f = Kadar *feed* (%)  
 T = Berat *tailing* (gram)            t = Kadar *tailing* (%)



## 2.8. FLOTASI PADA NIKEL LATERIT

Studi flotasi pada nikel laterit dari tambang di New Caledonia dengan menggunakan berbagai kolektor tidak memberikan peningkatan kadar yang substansial dan *recovery* yang cukup signifikan<sup>7)</sup>.

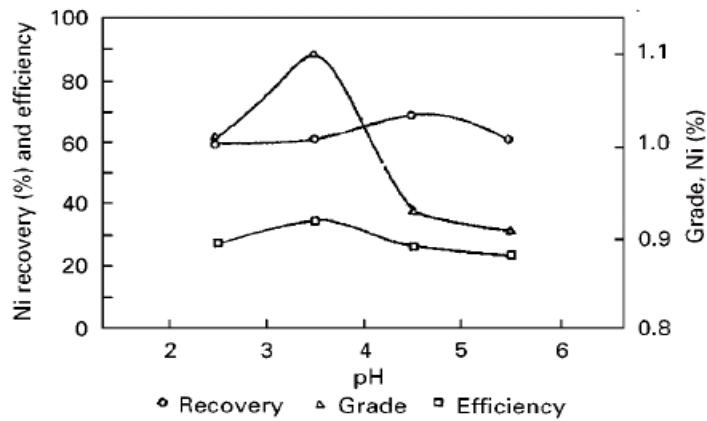
Investigasi laboratorium pada sampel garnierite dari pertambangan nikel Pomalaa menunjukkan bahwa dengan Natrium Oleate dalam kombinasi pereaksi dengan agen *chelating* seperti dimethylglyoxime atau  $\alpha$ -diphenylglyoxime (struktur kimianya dapat diperhatikan pada gambar 2.8.4), kemampuan pengapungan dari garnierite dapat meningkat pada pH tinggi. Antara pH 11 dan 12 nikel kompleks stabil chelate diyakini terbentuk dan menyebabkan daya apung yang maksimum. Hal ini dapat diperhatikan pada gambar 2.8.1. dibawah.



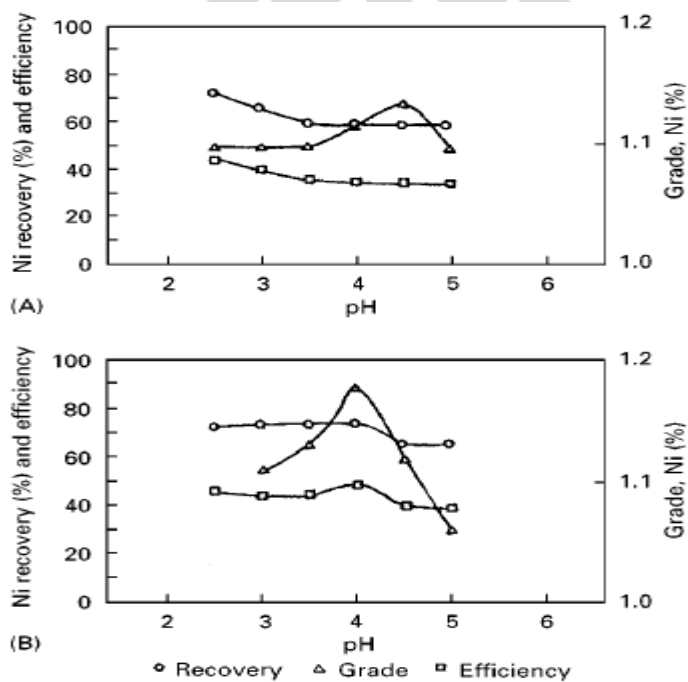
Gambar.2.8.1. Pengaruh pH pada daya apung dari garnierite menggunakan Dimethy-glyoxime (DMGO) atau Diphenylglyoxime (DPGO) reagen aschelating bersama dengan natrium oleat.<sup>7)</sup>

Flotasi dari goethite telah dicoba untuk memperkaya nikel secara proporsional pada pengayaan besi. Nikel dapat diperkaya diatas 1.1 % dengan *recovery* sekitar 75 % pada pH antara 3,5 dan 5 pada berbagai sampel dengan kandungan yang komersial ( SPS 340) kolektor anionik *petroleum sulfonate*.

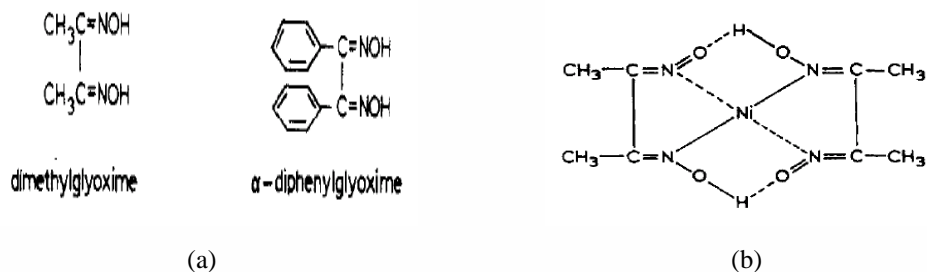
Respon flotasi pada nikel lateritik dengan kolektor yang berbeda dan campurannya dapat diperhatikan pada gambar 2.8.2 dan gambar 2.8.3.



Gambar 2.8.2. Efek dari pH dengan kolektor Sodium Petroleum Sulfonate ( $0.4 \text{ kg t}^{-1}$ )<sup>7)</sup>



Gambar 2.8.3. (A) Efek pH dengan kolektor Flotisor® P 195 ( $0.25 \text{ kg t}^{-1}$ ).  
 (B) Efek pH dengan kolektor campuran SPS 430 dan Flotisor® P 195 (1:1 pada  $0.25 \text{ kg t}^{-1}$ )<sup>7)</sup>



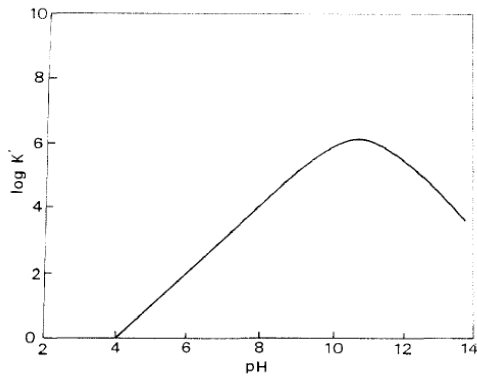
Gambar 2.8.4. a) Struktur Kimia DMGO & DPGO  
 b) Struktur Kimia Kompleks DMGO dan Ni<sup>19)</sup>

Proses benefikasi nikel laterit dilakukan pada laboratorium rod mill selama 20 menit dari 50 % padatan dengan menggunakan 5 pounds per ton agen kolektor *fatty acid* dan 59 pounds per ton agen depressan sodium silikat pada pH sekitar 6 sampai 8. Pulp yang dihasilkan kemudian dilakukan uji pada laboratorium flotasi dengan menambahkan 5 pounds per ton fatty acid dan 2 pounds per ton sodium hidroksida, pulp dikondisikan dengan waktu 30 menit dan pH saat itu 8,3. Dengan penambahan sodium hidroksida 1 pound per ton pH menjadi 8,5. Hasil test metalurgi di dapat kadar nikel pada konsentrat 2,528 %, kadar nikel pada *cleaner 3* : 3,089 %, kadar nikel pada *cleaner 2* : 3,170 %, kadar nikel pada *cleaner 1* : 3,572 %, kadar nikel pada *rougher tails* : 3,170 %<sup>8)</sup>. Hasil dari penelitian diatas dapat dilihat peningkatan kadar nikel dari tabel 2.8.1..

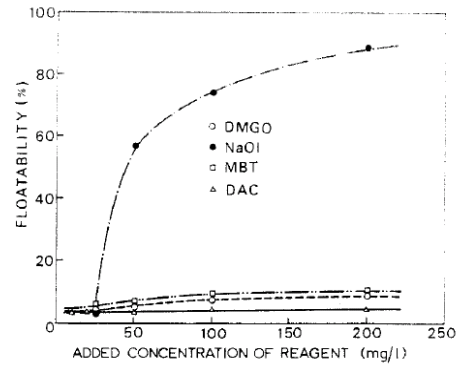
Tabel 2.8.1. Hasil dari Laboratorium Flotasi<sup>8)</sup>

	Percents by Weight	Fe (%)	Ni (%)
Konsentrat	32.42	7.16	2.528
3 Cleaner	16.31	8.04	3.089
2 Cleaner	17.23	8.76	3.170
1 Cleaner	17.33	9.33	3.572
Rougher tails	16.71	9.33	3.735

Penelitian tentang flotasi garnierit dari tambang nikel laterit Pomalaa yang dilakukan Yoshitaka Nakahiro, Hiroshi Saburi dan Takahide Wakamitsu<sup>19)</sup> dengan ukuran bijih 400 ~ 100 mesh, *reagen chelating* yang digunakan *dimethylglyoxime* (DMGO) dan *α-diphenylglyoxime* ( $\alpha$ -DPGO), kolektor anion yang digunakan *sodium oleat*, *mercaptobenzothiazole* dan *dodium diethyldithiocarbamate*, kolektor kation yang digunakan adalah *dodecylamine chloride* serta penyesuaian pH dengan menggunakan HCl atau NaOH memperlihatkan bahwa pengaruh 2 jenis reagen chelating bersama-sama kolektor anion konvensional pada flotasi ini, beberapa *reagen chelating* seperti DMGO dan  $\alpha$ -DPGO bersama-sama NaOH meningkatkan flotabilitas garnierit yang nyata tergantung pada pH larutan. Dengan memakai dua dari reagen diatas yang dikombinasikan garnierit dapat dikumpulkan dengan flotasi dalam larutan alkali dengan pH 11-12 dimana Ni-chelate kompleks stabil terbentuk. Pada gambar 2.8.5. memperlihatkan konstanta stabilitas kondisional pada Ni-DMGO kompleks sebagai fungsi dari pH dan gambar 2.8.6. memperlihatkan pengaruh penambahan konsentrasi dari perbedaan reagen pada kemampuan apung dari garnierit.

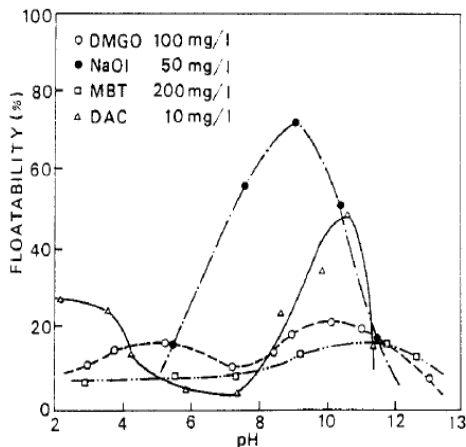


Gambar 2.8.5. Konstanta Stabilitas Kondisional pada Ni-DMGO Kompleks sebagai Fungsi dari pH<sup>19)</sup>

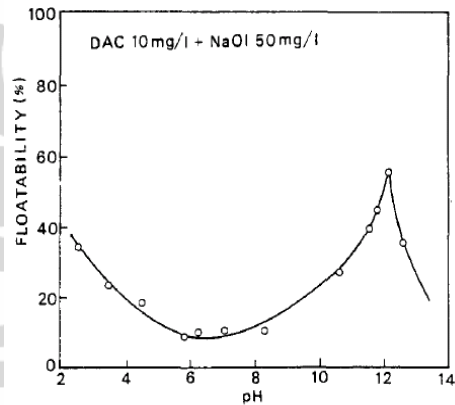


Gambar 2.8.6. Pengaruh Penambahan Konsentrasi dari Perbedaan Reagen pada Kemampuan Apung dari Garnierite<sup>19)</sup>

Pada gambar 2.8.7. memperlihatkan pengaruh dari pH pada kemampuan apung dari garnierite dengan perbedaan reagen. Konklusi dari penelitian ini adalah gambar 2.8.8. memperlihatkan pengaruh dari pH pada kemampuan apung dari garnierit yang menggunakan kedua *dodecylamine chlorida* dan *sodium oleate*.

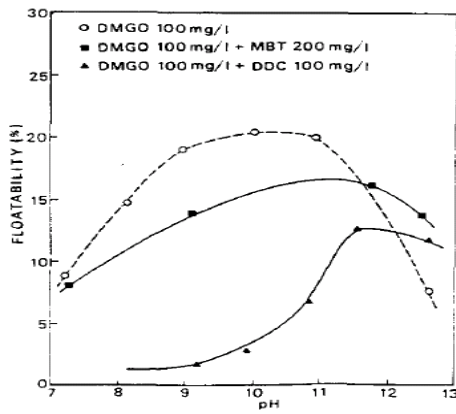


Gambar 2.8.7. Pengaruh dari pH pada Kemampuan Apung dari Garnierite dengan Perbedaan Reagen<sup>19)</sup>

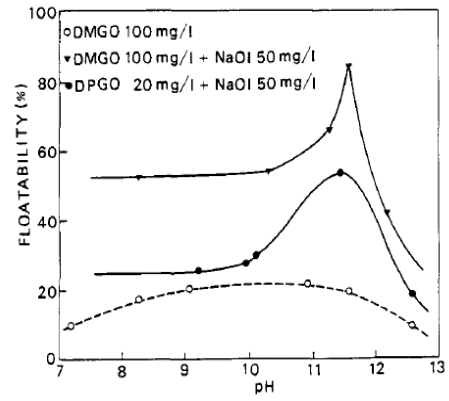


Gambar 2.8.8. Pengaruh dari pH pada Kemampuan Apung dari Garnierite yang Menggunakan Kedua Dodecylamine Chlorida dan Sodi-um Oleate<sup>19)</sup>

Disamping hal diatas konklusi lainnya adalah pengaruh dari pH pada kemampuan apung dari garnierite yang menggunakan kedua DMGO dan *mercaptobenzothiazole* atau *diethyldithiocarbamate* pada gambar 2.8.9. serta gambar 2.8.10. memperlihatkan pengaruh dari pH pada kemampuan apung dari garnierite yang menggunakan kedua DMGO atau  $\alpha$ -DPGO seperti *reagen chelating* bersama dengan *sodium oleat*



Gambar 2.8.9. Pengaruh dari pH pada Kemampuan Apung dari Garnierite yang Menggunakan Kedua DMGO dan Mercaptobenzothiazole atau Diethyl-dithiocarbamate <sup>19)</sup>

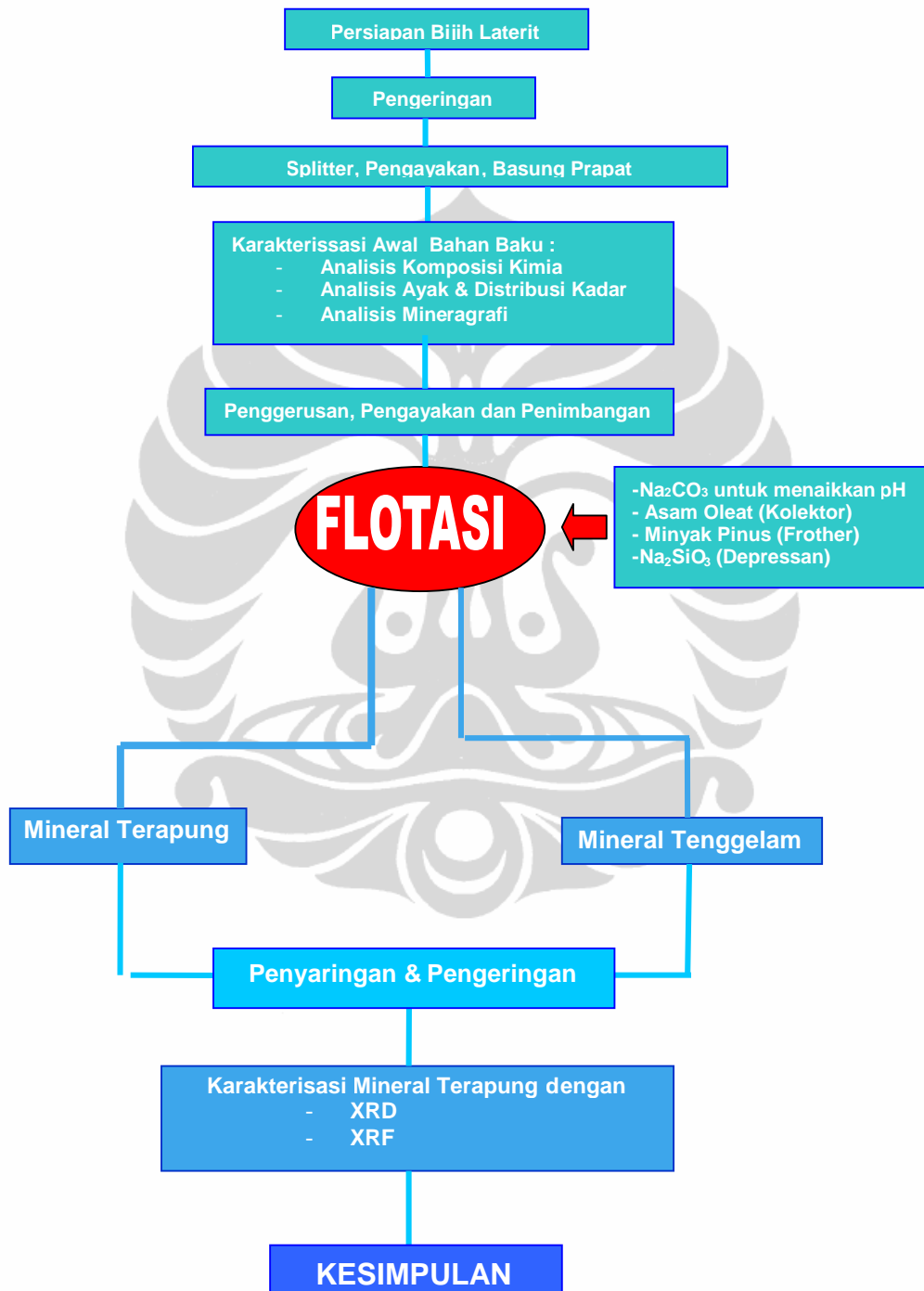


Gambar 2.8.10. Pengaruh dari pH pada Kemampuan Apung dari Garnierite yang Menggunakan Kedua DMGO atau  $\alpha$ -DPGO seperti Reagen Chelating bersama dengan Sodium Oleat <sup>19)</sup>



## BAB 3 METODE PENELITIAN

### 3.1. METODOLOGI PENELITIAN



Gambar 3.1 Diagram Alir Penelitian

Dari gambar 3.1 dapat dilihat diagram alir dari penelitian ini, pada tahap awal sampel dilakukan pengeringan lalu dilakukan splitter, pengayakan dan basung prapat untuk mendapat data karakterisasi awal berupa analisa komposisi kimia, analisa ayak dan distribusi kadar serta analisa mineragrafi. Preparasi sampel berikutnya adalah semua sampel bijih laterit yang digunakan sebagai sampel berukuran seragam 200#, oleh karenanya sampel dilakukan *milling* lalu pengayakan dilakukan untuk memastikan ukuran sampel telah seragam, setelah itu dilakukan penimbangan 250 gram yang kemudian dimasukkan  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  untuk menaikkan pH, diberikan asam oleat sebagai kolektor, diberikan minyak pinus sebagai frother dan  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  sebagai depressant sebelum proses flotasi dilakukan. Hasil flotasi berupa mineral terapung dan mineral tenggelam dilakukan penyaringan kemudian pengeringan pada temperature  $150^\circ\text{C}$ , yang kemudian dilakukan karakterisasi konsentrasinya dengan XRD dan XRF.

### 3.2. PREPARASI SAMPEL

Peralatan yang digunakan : pemanas, penggerus (*ball mill*), mesin ayak pan mesh, splitter, basung prapat (*coning* dan *quartering*) dan timbangan digital. Bahan yang diperlukan : bijih nikel laterit.

Pengeringan sampel bijih nikel laterit dengan pemanasan  $150^\circ\text{C}$  selama 6 jam (Gambar 3.2) bertujuan untuk memberikan hasil yang optimal (tidak menempel) pada saat penggerusan dan pengayakan.



Gambar 3.2 Pemanasan Sampel (  $T = 150^\circ\text{C}$ ,  $t = 6$  jam)

Setelah dilakukan pemanasan, studi karakteristik awal bahan baku dilakukan dengan proses pengambilan sebagian kecil material yang dapat mewakili sejumlah

material yang lebih banyak untuk keperluan pengujian proses selanjutnya sehingga terdapatnya kesamaan sifat fisik atau kimia dari sampel tersebut. Preparasi bahan baku untuk studi karakteristik awal dilakukan *splitting* dengan alat *splitter*, dapat dilihat pada gambar 3.3.



Gambar 3.3 Alat *Splitter*<sup>10)</sup>



Gambar 3.4 Basung Prapat<sup>10)</sup>

Setelah sampel melewati alat splitter, lalu dilakukan pengayakan (Gambar 3.5) dengan membaginya pada distribusi ukuran (fraksi) sebagai berikut +10,-10+20,-20+40, 40+60,-60+100,-100+140,-140+200,-200+325,-325. Pada setiap distribusi ukuran tersebut di *sampling* dengan cara basung prapat. Basung prapat adalah memperkecil jumlah sampel sesuai dengan yang dibutuhkan dengan cara pengadukan sehingga sampel tercampur merata kemudian dibagi empat bagian sama besar (Gambar 3.4), setiap bagian yang berseberangan disatukan menjadi



satu. Pada setiap distribusi ukuran tersebut diambil 15 gram untuk dilakukan studi karakteristik awal bahan baku yang terdiri dari :

1. Analisis komposisi kimia dengan menggunakan *X-Ray Fluorescence* (XRF)
2. Analisis ayak dan distribusi ukuran
3. Analisis mineragrafi.



Gambar 3.5 Mesin Pengayak

Sisanya dilakukan penggerusan dengan mesin *ball mill* serta dilakukan pengayakan, dengan hasil yang diinginkan adalah kurang dari 200 mesh. Penimbangan yang dilakukan sebanyak 45 sampel dengan berat masing-masing 250 gram, mesin *ball mill* dapat dilihat pada gambar 3.6.



(a)



(b)

Gambar 3.6 (a) Mesin Ball Mill (b) Bola-Bola

### 3.3. Percobaan Flotasi

Peralatan yang digunakan : alat flotasi Denver, suntikan dan pipet, pH meter digital, alat pengaduk, plastik klip, wadah berbolong dan kertas saring . Bahan yang diperlukan : bijih nikel laterit ukuran - 200 mesh, minyak pinus,  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , aquades, sodium silikat dan asam oleat.



(a)



(b)

Gambar 3.7 (a) Preparasi Kolektor, Frother dan Depressan  
(b) Preparasi Bijih Nikel dengan pH tertentu menggunakan Sodium Karbonat

Pada percobaan flotasi ini yang menjadi kondisi flotasi yang tetap adalah ukuran butir (-200 mesh), kecepatan putar impeller (1.250 rpm), jumlah frother (85 g/ton), waktu flotasi 15 menit. Kondisi flotasi yang bervariasi adalah konsentrasi kolektor asam oleat yaitu 664, 1328, 1992, 2656 dan 3320 gram/ton, pH: 10; 10,5 dan 11 % dan kandungan depressan sodium silikat yaitu 1.000, 1.500 dan 2.000 gram/ton.



Gambar 3.8 Proses Flotasi dan Hasil Flotasi

Dari ke 45 sampel mineral terapung dan ke 45 sampel mineral tenggelam dilakukan penyaringan dan pengeringan dengan menggunakan sinar matahari

untuk mengurangi kadar air. Proses penyaringan dan pengeringan menggunakan wadah berbolong dan kertas saring serta diletakkan pada rak bambu (dapat dilihat pada gambar 3.9). Setelah itu dilakukan pemanasan pada temperatur  $150^{\circ}\text{C}$  selama 5 jam, dan terakhir dilakukan penimbangan dan penandaan tiap-tiap sampel mineral terapung dan sampel mineral tenggelam serta disimpan pada kontainer.



Gambar 3.9 Rak Bambu Tempat Pengeringan Sampel Hasil Flotasi

### 3.5. Karakterisasi Sampel Hasil Percobaan Flotasi

Pada hasil percobaan flotasi ini dilakukan analisis dengan *sequential XRF (X-Ray Fluorescence) spectrometer* ADVANT XP+ THERMO ARL (dapat dilihat pada gambar 3.11) untuk mengetahui kadar unsur mineral terapung dengan beberapa variabel flotasi yaitu variabel pH, jumlah kolektor, jumlah depressan. Analisis XRD (*X-Ray Diffraction*) dengan mesin XRD merek SHIMADZU type XD-7A (dapat dilihat pada gambar 3.10) dilakukan untuk mengetahui senyawa apa saja yang ada pada umpan.

Kadar unsur mineral tenggelam dari hasil percobaan flotasi sampel diketahui berdasarkan hasil perhitungan.



Gambar 3.10 Mesin XRD Merek SHIMADZU Type XD-7A



Gambar 3.11 *Sequential XRF (X-Ray Fluorescence) spectrometer* ADVANT XP+ THERMO ARL

## BAB 4 PEMBAHASAN

Mineral nikel yang berharga pada bijih yang berukuran kasar cenderung berada dalam keadaan terinklusi ataupun berasosiasi dengan mineral pengotornya. Pada bijih yang memiliki sifat mineral yang non magnetik kurang tepat dilakukan proses pemisahan berdasarkan kemagnetan mineral untuk meningkatkan kadar nikel dalam bijih nikel laterit.

Walaupun kadar nikel berada pada tiap ukuran, pemisahan mineral berdasarkan gaya berat tidak berhasil dilakukan, disebabkan banyaknya mineral berharga yang berukuran halus ikut terbuang bersamaan dengan mineral pengotornya sehingga proses ini kurang efektif dan tidak ekonomis untuk dilakukan. Bijih yang memiliki sifat mineral yang non magnetik, memiliki sifat permukaan hidropobik, sedangkan mineral pengotornya mineral limonit ( $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ ) memiliki sifat permukaan yang hidropilik.

Dikarenakan sistim flotasi meliputi banyak komponen yang saling terkait dan perubahan dalam satu area akan menghasilkan efek kompensasi di daerah lain <sup>15)</sup> seperti terlihat pada gambar 2.6.1., maka sebelum melakukan penelitian flotasi perlu dilakukan karakterisasi awal dari bahan baku nikel laterit. Hasil karakterisasi awal dari *X-Ray Fluoresence* (XRF) adalah komposisi kimia sedangkan dari analisis mineragrafi adalah analisis ayak dan distribusi ukuran.

### 4.1 Analisis Komposisi Kimia Bijih Basah Nikel Laterit

Analisis komposisi kimia bijih basah merupakan analisis awal yang dilakukan untuk mengetahui kandungan unsur - unsur yang terdiri dari  $\text{SiO}_2$ , Fe, Ni, MgO, CaO,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , Co, dan LOI yang terdapat dalam sampel bijih basah nikel laterit. Hasil analisisnya tercantum pada Tabel 4.1.

Tabel 4.1 Analisis Komposisi Kimia Bijih Basah Nikel Laterit

Kode Contoh	$\text{SiO}_2$	Fe	Ni	MgO	CaO	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	Co	LOI
Bijih Basah	37,40	13,60	1,54	12,13	0,259	0,799	3,14	0,0313	24,03

## 4.2 Distribusi Ukuran dan Kadar

Analisis ayak dan distribusi kadar bertujuan untuk mendapatkan data penyebaran dan kadar mineral Ni, SiO<sub>2</sub> dan Fe pada setiap ukuran dari ukuran +10 mesh, -10+20 mesh, -20+40 mesh, -40+60 mesh, -60+100 mesh, -100+140 mesh, -140+200 mesh, -200+325 mesh dan -325 mesh. Hasil Analisis ayak dan distribusi kadar dapat dilihat pada Tabel 4.2.

Berdasarkan Tabel 4.2 dapat dilihat bahwa penyebaran kadar mineral silika, besi dan nikel berada pada tiap ukuran dari +20 mesh sampai ukuran -325 mesh dengan penyebaran mineral nikel yang tidak merata. Kadar rata-rata mineral silika, besi dan nikel yang didapat dari hasil perhitungan yaitu 44,27 % SiO<sub>2</sub>, 17,25 % Fe dan 1,88 % Ni. Mineral nikel dominan tersebar pada ukuran kasar yaitu +10 mesh sampai ukuran -20+40 mesh dikarenakan pada ukuran tersebut memiliki persentase berat yang terbesar.

Tabel 4.2. Hasil Analisis Ayak dan Distribusi Kadar Sampel

Ukuran (Mesh)	Berat Bijih (gram)	% Berat	Kadar (%)			Distribusi Kadar (%)		
			SiO <sub>2</sub>	Fe	Ni	SiO <sub>2</sub>	Fe	Ni
+10	4,401.60	45.99	45.22	14.76	1.81	46.98	39.34	44.32
-10+20	2,254.40	23.55	44.20	18.36	1.93	23.52	25.07	24.21
-20+40	1,087.20	11.36	44.36	18.83	1.86	11.38	12.40	11.25
-40+60	616.00	6.44	44.35	18.89	1.87	6.45	7.05	6.41
-60+100	483.40	5.05	41.00	21.77	2.17	4.68	6.37	5.84
-100+140	585.60	6.12	40.70	22.18	1.99	5.63	7.87	6.84
-140+200	60.00	0.63	41.03	21.69	1.97	0.58	0.79	0.66
-200+325	61.40	0.64	40.34	22.16	1.86	0.58	0.82	0.64
-325	21.20	0.22	39.40	22.77	1.71	0.20	0.29	0.20
<b>TOTAL</b>	<b>9,570.80</b>	<b>100</b>	<b>44.27*</b>	<b>17.25*</b>	<b>1.88*</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

\* : Kadar rata-rata SiO<sub>2</sub>, Fe dan Ni hasil perhitungan

## 4.3 Mineragrafi Bijih Nikel Laterit

Analisis mineralogi dilakukan dengan cara mineragrafi yaitu pengamatan mineral di bawah mikroskop yang dilengkapi dengan kamera. Analisis mineragrafi bertujuan untuk mengetahui mineral apa saja yang ada dalam sampel bijih nikel laterit serta melihat keterikatan antara nikel dengan mineral-mineral pengotornya. Secara umum hasil analisis mineralogi dari sampel dapat dilihat

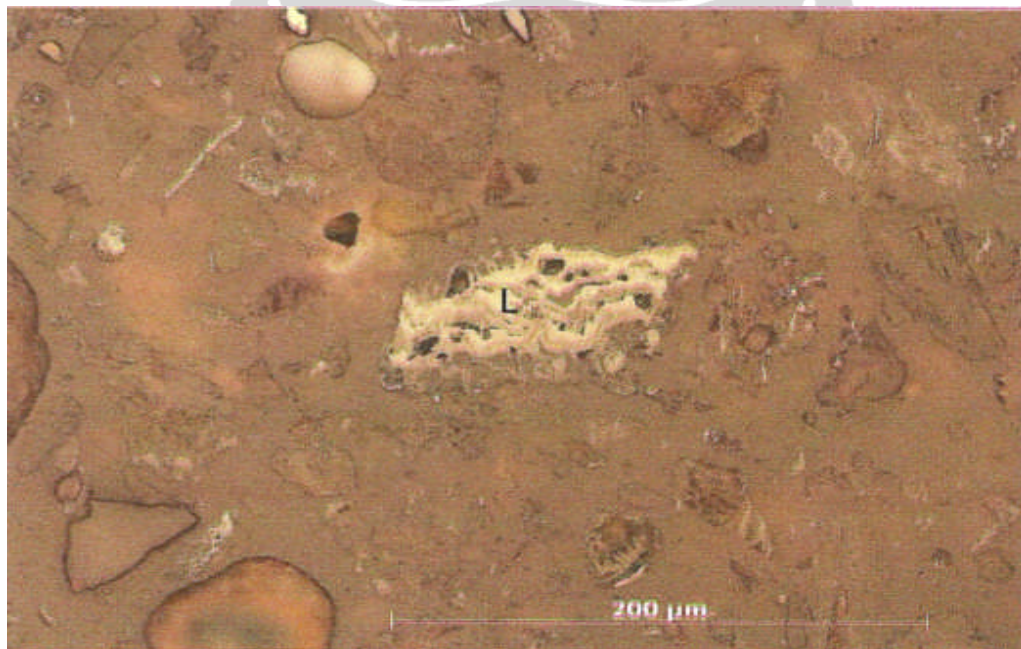
pada Tabel 4.3 dan foto mineralogi dapat dilihat pada Gambar 4.1, Gambar 4.2 dan Gambar 4.3..

Tabel 4.3. Hasil Analisis Mineragrafi Bijih Nikel Laterit

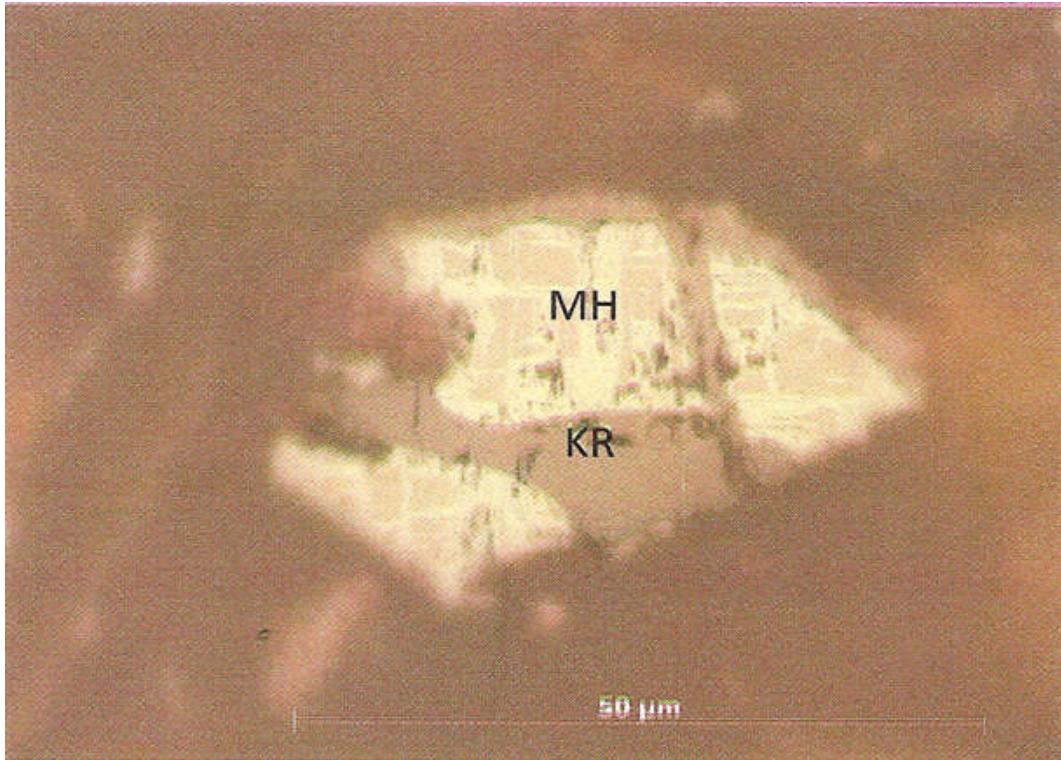
Ukuran (Mesh)	Komposisi Mineral (%W)					
	MH	KR	L	IR	P	FB
+10	0.86	-	-	-	-	99.14
-10+20	2.64	3.95	1.11	-	-	92.30
-20+40	0.75	3.64	1.95	-	-	93.06
-40+60	4.20	3.33	1.20	-	-	90.77
-60+100	4.15	2.31	1.95	-	-	91.59
-100+140	1.15	0.67	1.98	-	0.37	95.83
-140+200	1.13	0.66	6.41	0.36	-	91.44
-200+325	2.64	0.32	3.62	0.73	-	92.69
-325	<b>0.73</b>	<b>0.31</b>	<b>1.77</b>	<b>1.77</b>	-	<b>95.42</b>
Bijih Basah	1.17	5.48	-	-	-	93.35

Keterangan : MH = magnetite-hematite ; KR = kromit ; L = limonit ; IR = native iron ; P = pirit ;  
FB = fragmen batuan

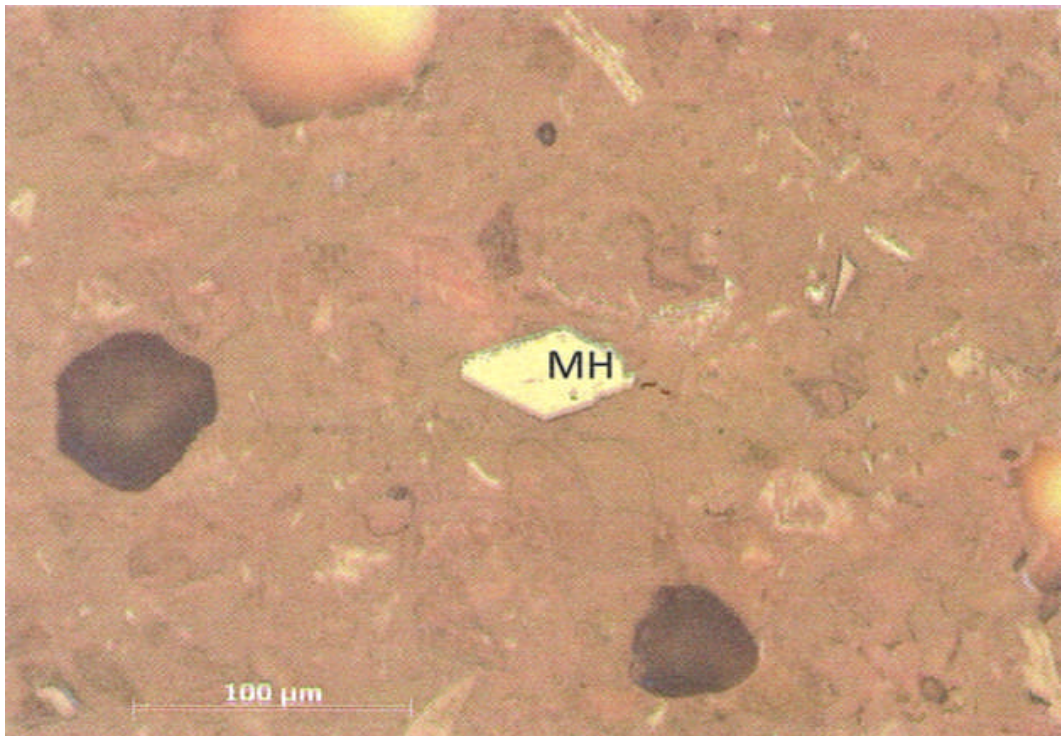
Hasil fotomikrograf sayatan pada fraksi -100+140 mesh tersebut memperlihatkan bahwa kandungan Limonit  $[(Fe,Ni)O(OH).nH_2O]$  yang merupakan zona laterit dengan bentuk *fine grained*, merah coklat atau kuning. Kandungan Limonit terbesar pada fraksi -140+200 mesh dengan persen beratnya 6,41 % dan fraksi -200+325 mesh dengan persen beratnya 3,62 %.



Gambar 4.1 Fotomikrograf Sayatan Poles Fraksi -100+140#, Tampak Limonit (L)



Gambar 4.2 Fotomikrograf Sayatan Poles Fraksi -140+200#, Tampak Hubungan Antara Magnetit-Hematit (MH) dan Kromit (KR).



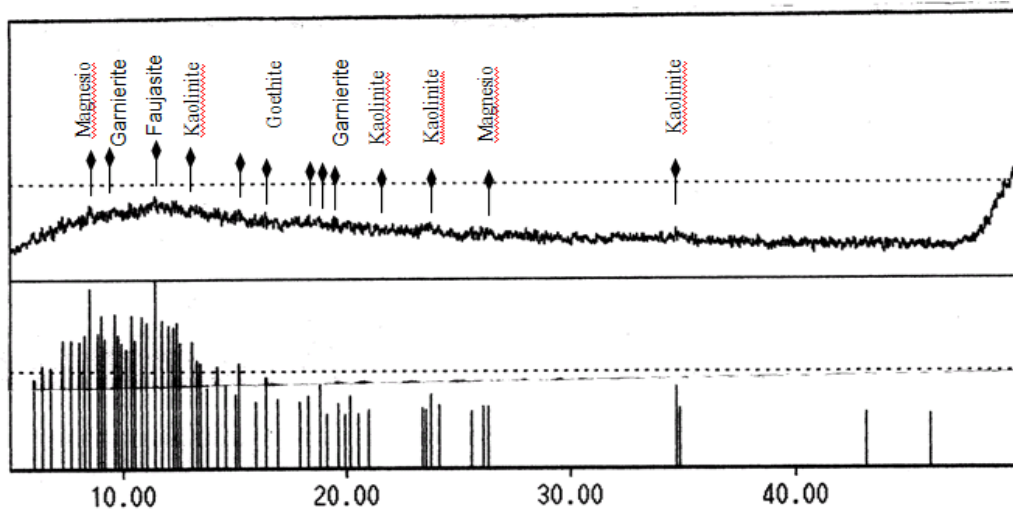
Gambar 4.3 Fotomikrograf Sayatan Poles Fraksi -200+325#, Tampak Magnetit – Hematit (MH) Dalam Keadaan Bebas.



## 4.4 Analisis Kadar dan Senyawa Nikel Pada Variasi Kolektor, Depressan dan pH

### 4.4.1 Analisis Senyawa Nikel Berdasarkan Hasil XRD

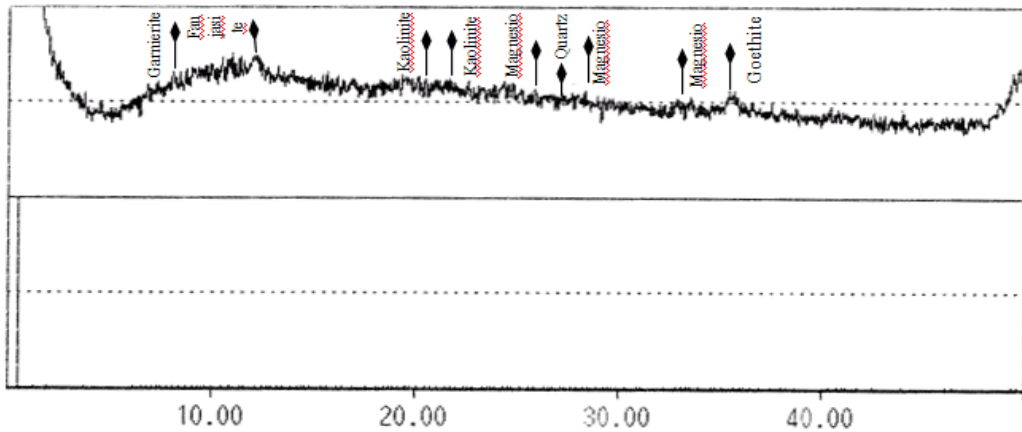
Analisis senyawa nikel pada mineral terapung berdasarkan hasil XRD, menunjukkan adanya beberapa komposisi kimia yaitu garnierite [(Ni Mg)<sub>3</sub>Si<sub>2</sub>O<sub>5</sub>(OH)<sub>4</sub>], kaolinite [Al<sub>2</sub>Si<sub>2</sub>O<sub>5</sub>(OH)<sub>4</sub>], quartz [SiO<sub>2</sub>], Magnesio-hornblende ferroan [Ca<sub>2</sub>(MgFe)<sub>5</sub>(SiAl)<sub>8</sub>O<sub>22</sub>], goethite [Fe O(OH)] dan faujasite [Na<sub>2</sub> Al<sub>2</sub> Si<sub>4.7</sub>O<sub>13.4</sub>.XH<sub>2</sub>O]. Unsur nikel pada mineral terapung berdasarkan hasil analisis XRD berada pada senyawa garnierite, dimana jika kita perhatikan pada *peak* yang terjadi memperlihatkan senyawa garnierite lebih dominan pada pH 10 dengan scala factor 0.333. Hal ini menandakan unsur nikel mineral terapung lebih dominan pada variabel flotasi dengan pH 10. Indikasi yang sama juga dapat kita lihat pada hasil analisis XRF, bahwa mineral terapung memiliki kadar nikel terbesar pada pH 10.



Keterangan:

Ref Code	Compound Name	Scala factor	Chemical Formula
2 - 60	Garnierite	0.333	(Ni Mg) <sub>3</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (OH) <sub>4</sub>
14 - 164	Kaolinite	0.273	Al <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (OH) <sub>4</sub>
33 - 1161	Quartz	0.145	SiO <sub>2</sub>
21 - 149	Magnesio-hornblende ferroan	0.270	Ca <sub>2</sub> (Mg Fe) <sub>5</sub> (Si Al) <sub>8</sub> O <sub>22</sub>
29 - 713	Goethite	0.175	Fe O (OH)
11 - 672	Faujasite	0.274	Na <sub>2</sub> Al <sub>2</sub> Si <sub>4.7</sub> O <sub>13.4</sub> .X H <sub>2</sub> O

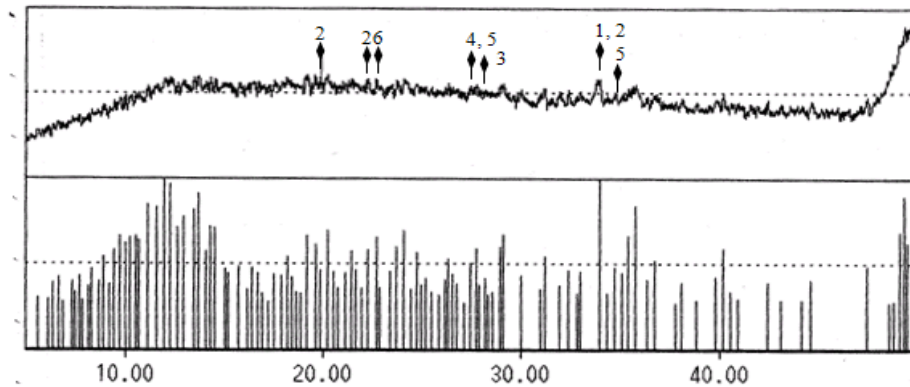
Gambar 4.4 Analisis XRD dari Mineral Terapung dengan Kondisi pH 10, Konsentrasi Depressan 1000 gr/Ton dan Konsentrasi Kolektor 1328 gr/Ton



Keterangan :

Ref Code	Compound Name	Scala factor	Chemical Formula
2 - 60	Garnierite	0.105	(Ni Mg) <sub>3</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (OH) <sub>4</sub>
14 - 164	Kaolinite	0.065	Al <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (OH) <sub>4</sub>
33 - 1161	Quartz	0.125	SiO <sub>2</sub>
21 - 149	Magnesio-hornblende ferroan	0.126	Ca <sub>2</sub> (Mg Fe) <sub>5</sub> (Si Al) <sub>8</sub> O <sub>22</sub>
29 - 713	Goethite	0.058	Fe O (OH)
11 - 672	Faujasite	0.036	Na <sub>2</sub> Al <sub>2</sub> Si <sub>4.7</sub> O <sub>13.4</sub> .X H <sub>2</sub> O

Gambar 4.5 Analisis XRD dari Mineral Terapung dengan Kondisi pH 10,5 Konsentrasi Depressan 1000 gr/Ton dan Konsentrasi Kolektor 664 gr/Ton



Keterangan :

No.	Ref Code	Compound Name	Scala factor	Chemical Formula
1	2 - 60	Garnierite	0.270	(Ni Mg) <sub>3</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (OH) <sub>4</sub>
2	14 - 164	Kaolinite	0.270	Al <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (OH) <sub>4</sub>
3	33 - 1161	Quartz	0.230	SiO <sub>2</sub>
4	21 - 149	Magnesio-hornblende ferroan	0.360	Ca <sub>2</sub> (Mg Fe) <sub>5</sub> (Si Al) <sub>8</sub> O <sub>22</sub>
5	29 - 713	Goethite	0.285	Fe O (OH)
6	11 - 672	Faujasite	0.324	Na <sub>2</sub> Al <sub>2</sub> Si <sub>4.7</sub> O <sub>13.4</sub> .X H <sub>2</sub> O

Gambar 4.6 Analisis XRD dari Mineral Terapung dengan Kondisi pH 11 Konsentrasi Depressan 1500 gr/ton dan Konsentrasi Kolektor 664 gr/ton

#### **4.4.2 Analisis Berdasarkan Hasil XRF**

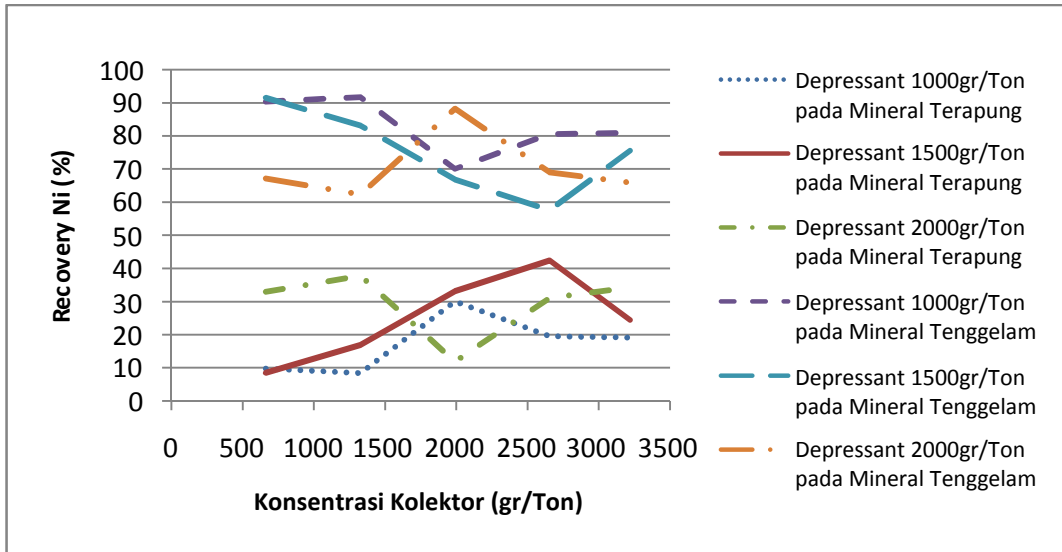
Percobaan variasi kolektor pada 664 gram/ton, 1328 gram/ton, 1992 gram/ton, 2656 gram/ton dan 3220 gram/ton pada masing-masing variasi depressan dengan konsentrasi 1000 gram/ton, 1500 gram/ton, 2000 gram/ton dengan kondisi pH 10; 10,5 dan 11. Mineral terapung dan mineral tenggelam hasil flotasi mengalami pengeringan pada 150°C selama 6 jam didapatkan hasil berat mineral terapung dan berat mineral tenggelam kemudian dilakukan analisis XRF mineral terapung untuk mendapatkan kadar nikel dengan rincian seperti pada Lampiran 2. Kecenderungan karakterisasi yang sama dengan hasil analisis XRD, dapat dilihat pada hasil analisis XRF dimana mineral terapung memiliki kadar nikel terbesar pada pH 10.

Kadar nikel dari mineral tenggelam didapat dari hasil perhitungan seperti terlampir pada Lampiran 3, hal ini dilakukan untuk mengefisiensikan dana penelitian.

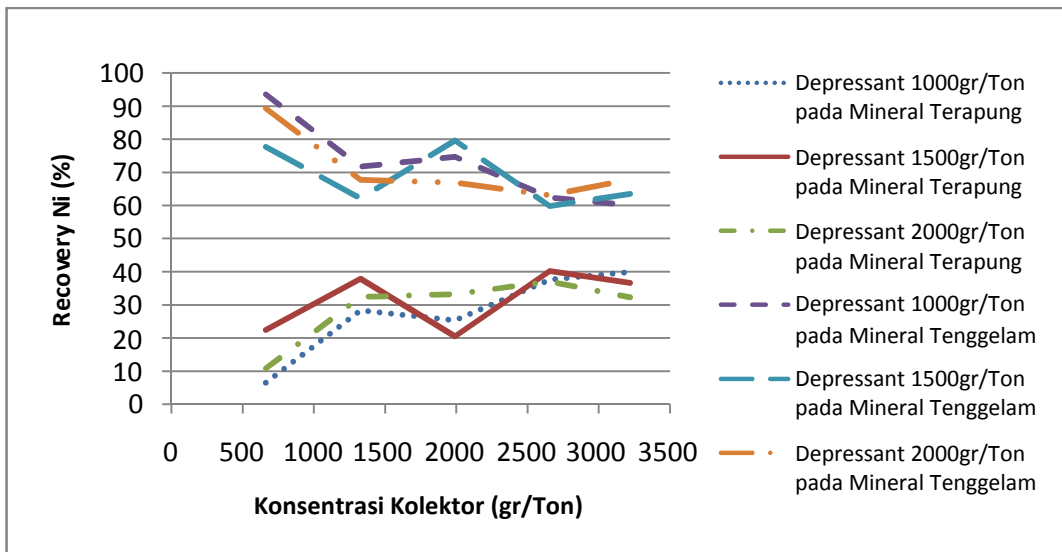
#### **4.5. Perolehan (Recovery), Konsentrasi Rasio dan Rasio Pengkayaan**

##### **Hasil Flotasi**

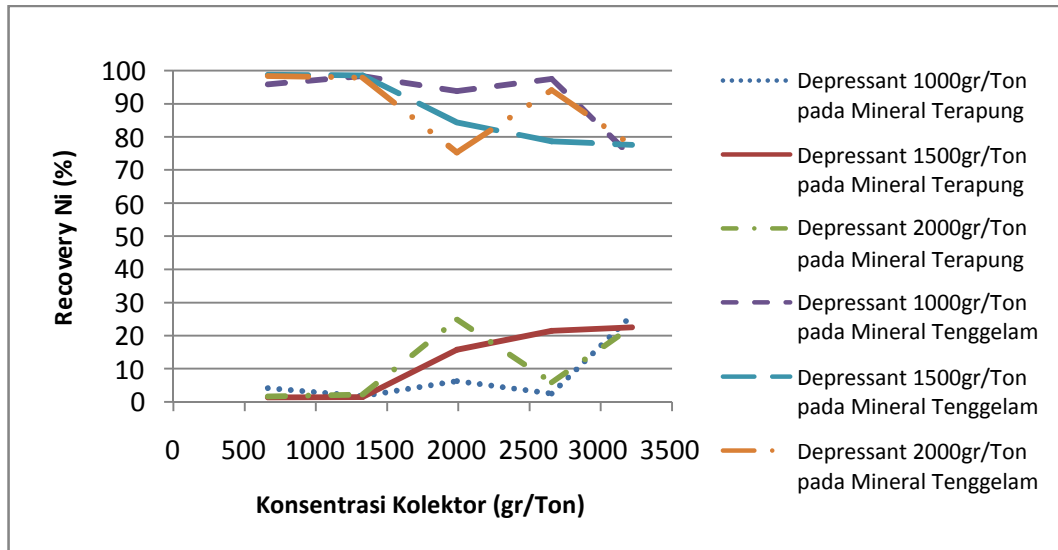
Kadar nikel mineral terapung hasil flotasi ternyata lebih rendah dari kadar rata-rata nikel seperti yang tersebut pada tabel 4.2 yaitu 1.88 %. Bahkan hasil flotasi pada pH 11 didapat kadar nikel yang sangat rendah dari komposisi kimia bijih basah nikel laterit yaitu 1,54 %. Namun setelah melakukan perhitungan berdasarkan rumus (2) pada halaman 22, didapat kadar nikel dari mineral tenggelam yang tinggi dan hasil perhitungan perolehannya berupa grafik persentasi perolehan mineral terapung dan mineral tenggelam disajikan pada grafik-grafik dibawah ini.



Gambar 4.7 Grafik Perolehan Nikel Mineral Terapung dan Mineral Tenggelum pada pH 10



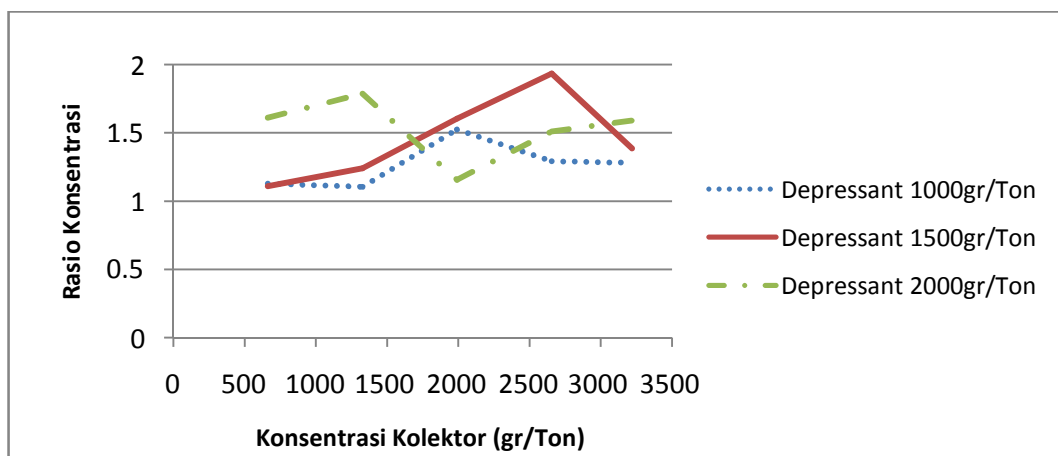
Gambar 4.8 Grafik Perolehan Nikel Mineral Terapung dan Mineral Tenggelum pada pH 10,5



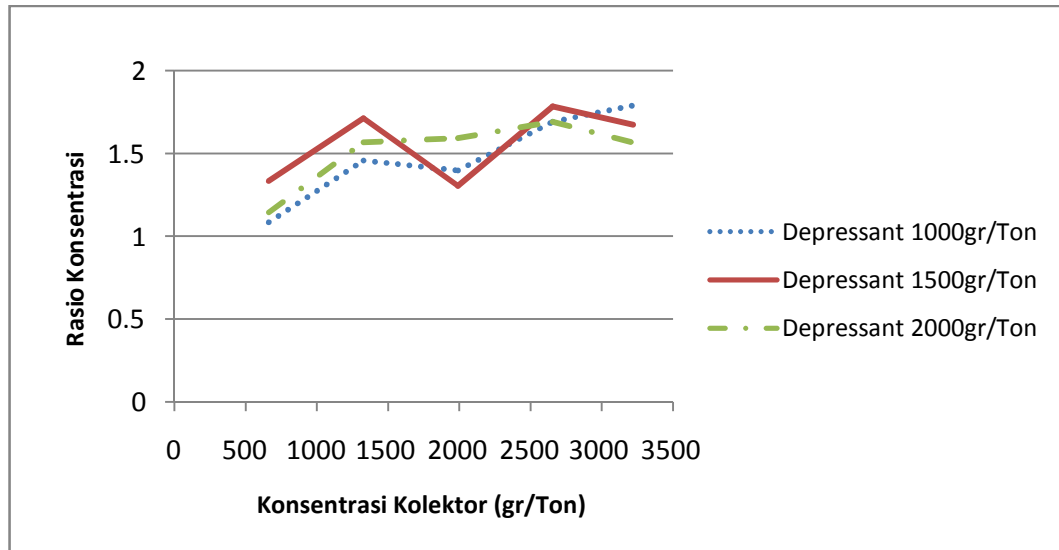
Gambar 4.9 Grafik Perolehan Nikel Mineral Terapung dan Mineral Tenggelam pada pH 11

Indikasi kewajaran hasil analisis XRD dan XRF, memperlihatkan bahwa peak yang rendah pada analisis XRD dan persentase nikel yang paling sedikit terjadi pada pH 11. Dari hasil perhitungan perolehan pada mineral tenggelam dapat disimpulkan pada proses flotasi ini adalah flotasi terbalik (*reverse flotation*).

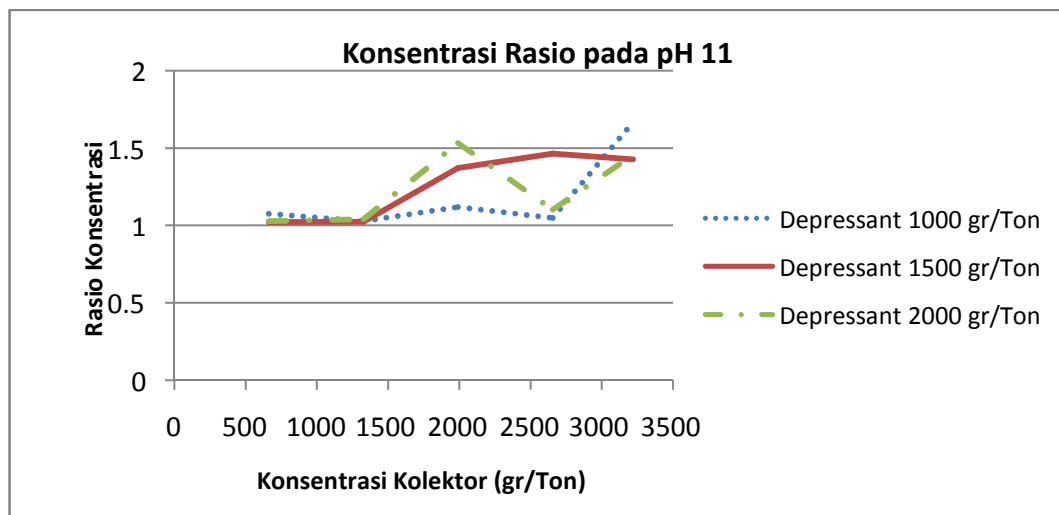
Konsentrasi rasio yang merupakan perbandingan antara selisih kadar konsentrat dikurang kadar tailing dibagi dengan kadar mineral awal dikurangi dengan kadar tailing didapatkan hasil seperti pada gambar 4.4 sampai dengan kadar 4.6. Nilai optimal yang didapat pada konsentrasi rasio adalah 1,93 yang berada pada pH 10, konsentrasi depressant 1.500 gram/ton dan konsentrasi kolektor 2.656 gram/ton.



Gambar 4.10 Grafik Rasio Konsentrasi pada pH 10

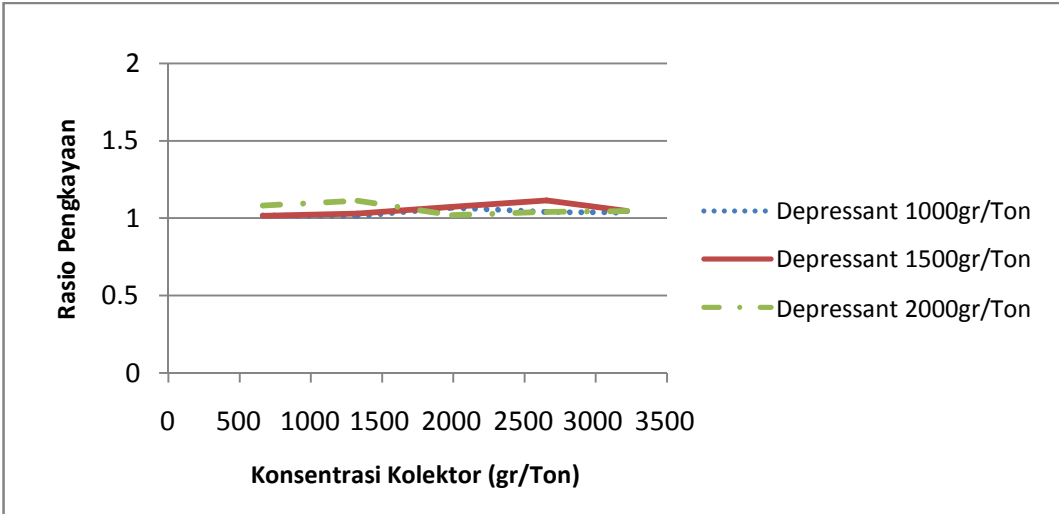


Gambar 4.11 Grafik Konsentrasi Rasio pada pH 10,5

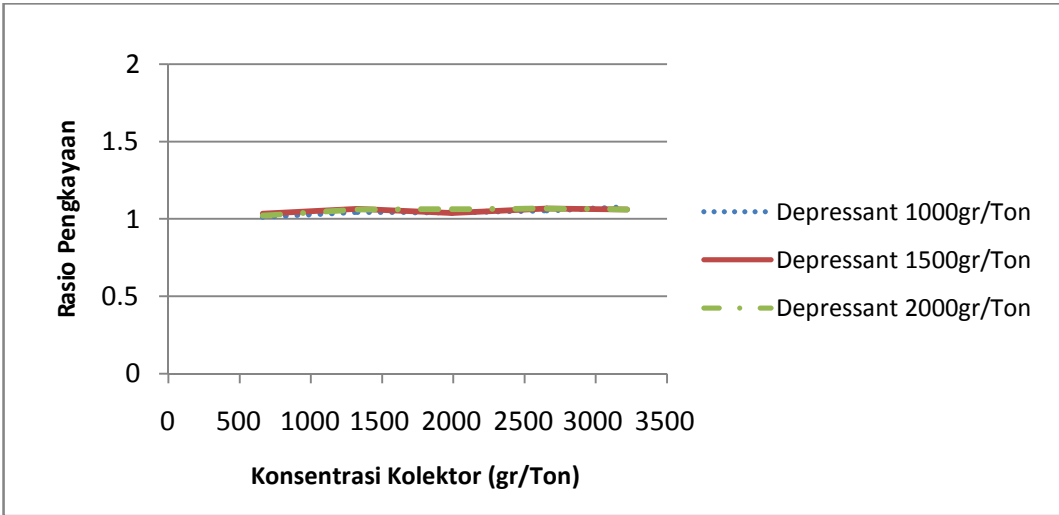


Gambar 4.12 Grafik Konsentrasi Rasio pada pH 11

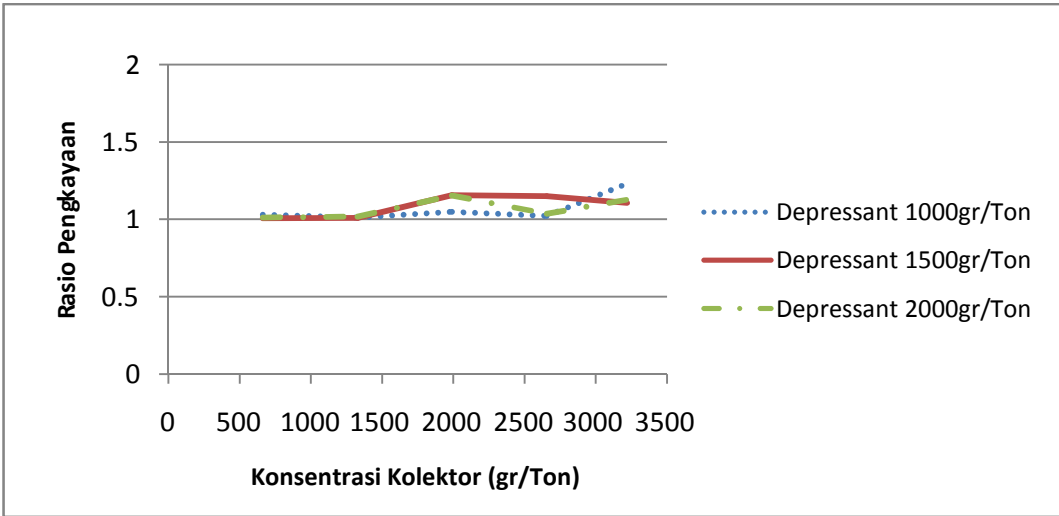
Rasio pengkayaan suatu hasil flotasi sangat membantu suatu proses flotasi untuk mendapatkan hitungan keekonomian suatu proses flotasi, karena dari rasio ini akan terlihat antara kadar mineral awal dan kadar mineral hasil flotasi yang sudah tentu berhubungan dengan nilai suatu mineral. Rasio pengkayaan dihitung berdasarkan berbanding kadar mineral hasil flotasi dibagi dengan kadar mineral awal. Pada gambar 4.7 sampai dengan 4.9 disajikan grafik rasio pengkayaan hasil percobaan flotasi ini. Nilai optimal yang didapat pada rasio pengkayaan adalah 1,11 yang berada pada pH 10, konsentrasi depressant 1.500 gram/ton dan konsentrasi kolektor 2.656 gram/ton.



Gambar 4.13 Rasio Pengkayaan Hasil Flotasi pada pH 10



Gambar 4.14 Rasio Pengkayaan Hasil Flotasi pada pH 10,5



Gambar 4.15 Rasio Pengkayaan Hasil Flotasi pada pH 11

## **BAB 5**

### **KESIMPULAN DAN SARAN**

Kesimpulan yang didapat dari hasil penelitian ini adalah :

1. Melihat dari hasil yang didapat, dimana hasil perolehan pada mineral tenggelam lebih besar dari hasil perolehan mineral terapung maka proses flotasinya adalah flotasi terbalik (*reverse flotation*)
2. Terlihat bahwa semakin bertambah nilai pH terjadi peningkatan kadar nikel pada mineral tenggelam.
3. Berdasarkan hasil grafik perolehan, terlihat bahwa semakin besar konsentrasi kolektor maka semakin kecil kadar nikel konsentrat.
4. Hasil flotasi dengan kadar konsentrat nikel tertinggi yaitu 2,31 % pada pH 11, konsentrasi kolektor 3220 gram/ton dan konsentrasi depressan 1.000 gram/ton.
5. Pada variasi pH 10, 10,5 dan 11, nilai perolehan nikel konsentrat pada konsentrasi depressan 1000 gram/Ton relatif lebih tinggi dibanding nilai perolehan nikel konsentrat pada konsentrasi depressan 1500 gram/Ton. Nilai perolehan nikel konsentrat pada konsentrasi depressan 2000 gram/Ton memperlihatkan hasil yang tidak teratur.
6. Hasil perolehan terbaik didapat pada pH 11, konsentrasi depressan 1000 gr/ton dan konsentrasi kolektor 664 gr/Ton dengan nilai 98,68 %.
7. Konsentrasi rasio terbaik yaitu 1,93 pada pH 10, konsentrasi kolektor 2.656 gram/ton dan konsentrasi depressan 1.500 gram/ton.
8. Rasio pengkayaan terbaik yaitu 1,23 pada pH 11, konsentrasi kolektor 3.220 gram/ton dan konsentrasi depressan 1.000 gram/ton.

Adapun saran dari hasil penelitian ini adalah :

1. Pada penelitian dengan topik yang sama disarankan sebelumnya melakukan penelitian awal terhadap pengaruh kolektor, depressan dan pH dengan bijih nikel laterit berdasarkan sudut kontakannya.



- 
2. Melihat besarnya jumlah deposit nikel laterit di Indonesia, penulis sangat berharap dilakukan penelitian-penelitian lebih lanjut untuk mendapatkan teknologi peningkatan kadar nikel laterit yang rendah.

## DAFTAR REFERENSI

1. Soedarsono, Johni Wahyuadi (2006), Makalah Seminar “*Naifnya Pengelolaan Kekayaan Mineral Tambang di Indonesia : Menjual Tanah Air Sendiri ?*” Universitas Indonesia, Departemen Metalurgi dan Material.
2. Permana, Sulaksana (1999), Tugas Akhir “*Pengembangan Stratejik Bisnis Unit Nikel PT Aneka Tambang*”. Sekolah Tinggi Manajemen PPM
3. Sumanagara, Dedy Aditya dan Yuwono Wiryokusumo, Makalah Seminar “*Analisa Pendayagunaan Potensi Sumberdaya PT Aneka Tambang*”.
4. UNDANG-UNDANG REPUBLIK INDONESIA No. 4 Tahun 2009 Tentang Pertambangan Mineral & Batu Bara.
5. Golight, J.P., (1981), “Nickeliferous Laterite Deposits”. *Economic geology*, 75 : 710 – 735.
6. Roman Berezowsky (2004), “Nickel Extraction Technology Developments” Dynatec, MEMS 13th Annual Conference-Toronto.
7. Rao, G. V., (2000) “Nickel and Cobalt Ores : Flotation” Regional Research Laboratory, Council of Scientific and Industrial Research, Bhubaneswar-India.
8. D. Weston : United States Patent No. 3711032, Januari 1973
9. Handayani, Ismi (2005). Disertasi “Studi Fenomena Permukaan Pada Proses Flotasi Mineral Tembaga Sulfida Menggunakan Metoda Electrochemical Impedance Spectroscopy (EIS)”. Institut Teknologi Bandung
10. Pramusanto, Nuryadi Saleh, Muta’alim, Yuhelda Dahlan and Hadi Purwanto (2007), “*Application of Reverse Flotation Method for the Upgrading of Iron Oxide Contained in Calcine Laterite Ore*”. Pusat Pengujian Teknologi Mineral-Tekmira, Bandung.
11. Barry, A. Wills (2006), Tim Napier-Munn “*Mineral Processing Technology*” Elsevier Science & Technology Books, p. 267 – 352
12. Zakiyuddin, Ahmad (2009), Tugas Akhir “*Penggunaan Kolektor Asam Stearat Dan Frother Asam Kresilat Pada Proses Flotasi Bijih Nikel Limonit*”. Universitas Indonesia, Departemen Teknik Metalurgi daan Material.
13. Firmansyah, Ilham (2009), Tugas Akhir “*Penggunaan Kolektor Asam Oleik Dan Frother Minyak Pinus Pada Proses Flotasi Bijih Nikel Limonit*”. Universitas Indonesia, Departemen Teknik Metalurgi daan Material.

14. Kawatra, S.K. (2006), "*Froth Flotation-Fundamental Principles*"
15. Klimpel, R.R. (1995), "*The influence of Frother Structure on Industrial Coal Flotation*", High-Efficiency Coal Preparation (Kawatra, ed.), Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Littleton, CO, pp. 141-151
16. Bulatovic, S.M. (2007), "*Handbook of Flotation Reagents*". Elsevier.
17. Laskowski, J.S. (2001), "Coal Flotation and Fine Coal Utilization". Volume 14, Elsevier
18. Nakahiro Yoshitaka, Saburi Hiroshi and Wakamatsu Takahide (1985), "Fundamental Study on Flotation of Garnierite using Chelating Reagents and Anionic Collectors", International Journal of Mineral Processing, 19 (1987) pp 69-76. Elsevier Science Publisher B.V., Amsterdam
19. Gaudin, A.M., *Principles of Mineral Dressing*. New Delhi: Tata McGraw-Hill Publishing Company Ltd. 1977.

# LAMPIRAN 1

## A. Perhitungan Distribusi Kadar

Ukuran (Mesh)	Berat Bijih (gram)	% Berat	Kadar (%)			Distribusi Kadar (%)		
			SiO <sub>2</sub>	Fe	Ni	SiO <sub>2</sub>	Fe	Ni
+10	4,401.60	45.99	45.22	14.76	1.81	46.98	39.34	44.32
-10+20	2,254.40	23.55	44.2	18.36	1.93	23.52	25.07	24.21
-20+40	1,087.20	11.36	44.36	18.83	1.86	11.38	12.40	11.25
-40+60	616.00	6.44	44.35	18.89	1.87	6.45	7.05	6.41
-60+100	483.40	5.05	41	21.77	2.17	4.68	6.37	5.84
-100+140	585.60	6.12	40.7	22.18	1.99	5.63	7.87	6.48
-140+200	60.00	0.63	41.03	21.69	1.97	0.58	0.79	0.66
-200+325	61.40	0.64	40.34	22.16	1.86	0.58	0.82	0.64
-325	21.20	0.22	39.4	22.77	1.71	0.20	0.29	0.20
<b>Total</b>	<b>9,570.80</b>	<b>100.00</b>	<b>44.27*</b>	<b>17.25*</b>	<b>1.88*</b>	<b>100</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

\* : Kadar rata-rata SiO<sub>2</sub>, Fe dan Ni hasil perhitungan (lihat halaman dibawah)

Berat SiO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	Berat Fe	Fe	Berat Ni	Ni
199,040.35	46.98	64,967.62	39.34	7966.896	44.32
99,644.48	23.52	41,390.78	25.07	4350.992	24.21
48,228.19	11.38	20,471.98	12.40	2022.192	11.25
27,319.60	6.45	11,636.24	7.05	1151.92	6.41
19,819.40	4.68	10,523.62	6.37	1048.978	5.84
23,833.92	5.63	12,988.61	7.87	1165.344	6.48
2,461.80	0.58	1,301.40	0.79	118.2	0.66
2,476.88	0.58	1,360.62	0.82	114.204	0.64
835.28	0.20	482.72	0.29	36.252	0.20
<b>423,659.90</b>	<b>100.00</b>	<b>165,123.59</b>	<b>100.00</b>	<b>17,974.98</b>	<b>100.00</b>

## B. Perhitungan Kadar Rata-Rata SiO<sub>2</sub>, Fe dan Ni

Ukuran (Mesh)	% Berat	Kadar (%) SiO <sub>2</sub>	Perhitungan Kadar Rata-Rata SiO <sub>2</sub>	Kadar Rata - Rata SiO <sub>2</sub>	Kadar (%) Fe	Perhitungan Kadar Rata-Rata Fe	Kadar Rata - Rata Fe	Kadar (%) Ni	Perhitungan Kadar Rata-Rata Ni	Kadar Rata - Rata Ni
+10	45.99	45.22	(45.99 x 45.22) % / 100%	20.80	14.76	(45.99 x 14.76) % / 100%	6.79	1.81	(45.99 x 1.81) % / 100%	0.832
-10+20	23.55	44.2	(23.55 x 44.2) % / 100%	10.41	18.36	(23.55 x 18.36) % / 100%	4.32	1.93	(23.55 x 1.93) % / 100%	0.455
-20+40	11.36	44.36	(11.36 x 44.36) % / 100%	5.04	18.83	(11.36 x 18.83) % / 100%	2.14	1.86	(11.36 x 1.86) % / 100%	0.211
-40+60	6.44	44.35	(6.44 x 44.35) % / 100%	2.85	18.89	(6.44 x 18.89) % / 100%	1.22	1.87	(6.44 x 1.87) % / 100%	0.120
-60+100	5.05	41	(5.05 x 41) % / 100%	2.07	21.77	(5.05 x 21.77) % / 100%	1.10	2.17	(5.05 x 2.17) % / 100%	0.110
-100+140	6.12	40.7	(6.12 x 40.7) % / 100%	2.49	22.18	(6.12 x 22.18) % / 100%	1.36	1.99	(6.12 x 1.99) % / 100%	0.122
-140+200	0.63	41.03	(0.63 x 41.03) % / 100%	0.26	21.69	(0.63 x 21.69) % / 100%	0.14	1.97	(0.63 x 1.97) % / 100%	0.012
-200+325	0.64	40.34	(0.64 x 40.34) % / 100%	0.26	22.16	(0.64 x 22.16) % / 100%	0.14	1.86	(0.64 x 1.86) % / 100%	0.012
-325	0.22	39.4	(0.22 x 39.4) % / 100%	0.09	22.77	(0.22 x 22.77) % / 100%	0.05	1.71	(0.22 x 1.71) % / 100%	0.004
				<b>44.27</b>			<b>17.25</b>			<b>1.878</b>

LAMPIRAN 2

DAFTAR pH AWAL, BERAT Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>, KODE SAMPEL DAN BERAT SAMPEL MINERAL

pH	Berat (gram) Laterite	Berat (gram) Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	Berat (gram) Total
7.2	250	17	267
7.2	250	15	265
7.2	250	17	267
7.2	250	15	265
7.3	250	16	266
7.4	250	15	265
7.2	250	15	265
7.2	250	15	265
7.2	250	15	265
7.2	250	15	265
7.2	250	15	265
7.2	250	15	265
7.1	250	16	266
7.9	250	16	266
7.3	250	14	264
6.9	250	11	261
6.7	250	30	280
6.9	250	23	273
6.9	250	23	273
7.4	250	20	270
7.3	250	20	270
7.2	250	23	273
7.2	250	30	280
7.1	250	25	275
7.0	250	20	270
6.8	250	25	275
6.9	250	25	275
7.0	250	23	273
7.3	250	22	272
7.5	250	23	273
7.6	250	26	276
7.4	250	270	520
7.9	250	123	373
7.1	250	330	580
7.0	250	239	489
6.8	250	240	490
7.3	250	127	377
6.9	250	170	420
7.0	250	340	590
6.9	250	265	515
6.7	250	216	466
7.6	250	230	480
6.9	250	265	515
6.8	250	190	440
7.2	250	242	492
6.7	250	224	474

MINERAL TERAPUNG

No	Kode Sampel	Berat Sampel (gr) (Sesudah Panggang)
1	C- 664 -10-10	30.2
2	C- 1,328 -10-10	25.28
3	C- 1,992 -10-10	92
4	C- 2,656 -10-10	60.06
5	C- 3,320 -10-10	58.18
6	C- 664 -15-10	26
7	C- 1,328 -15-10	51.53
8	C- 1,992 -15-10	99.97
9	C- 2,656 -15-10	128.12
10	C- 3,320 -15-10	73.9
11	C- 664 -20-10	100.69
12	C- 1,328 -20-10	117.17
13	C- 1,992 -20-10	36.1
14	C- 2,656 -20-10	89.12
15	C- 3,320 -20-10	96.68
16	C- 664 -10-10,5	21.76
17	C- 1,328 -10-10,5	85.39
18	C- 1,992 -10-10,5	77.51
19	C- 2,656 -10-10,5	110.34
20	C- 3,320 -10-10,5	119.08
21	C- 664 -15-10,5	68.04
22	C- 1,328 -15-10,5	116.53
23	C- 1,992 -15-10,5	64.07
24	C- 2,656 -15-10,5	118.63
25	C- 3,320 -15-10,5	110.59
26	C- 664 -20-10,5	34.65
27	C- 1,328 -20-10,5	98.82
28	C- 1,992 -20-10,5	101.1
29	C- 2,656 -20-10,5	111.57
30	C- 3,320 -20-10,5	99.63
31	C- 664 -10-11	36.41
32	C- 1,328 -10-11	10.27
33	C- 1,992 -10-11	61.2
34	C- 2,656 -10-11	22.24
35	C- 3,320 -10-11	195.9
36	C- 664 -15-11	7.7
37	C- 1,328 -15-11	9.52
38	C- 1,992 -15-11	159.82
39	C- 2,656 -15-11	163.16
40	C- 3,320 -15-11	139.52
41	C- 664 -20-11	13.34
42	C- 1,328 -20-11	19.91
43	C- 1,992 -20-11	152.98
44	C- 2,656 -20-11	45.19
45	C- 3,320 -20-11	148.68

MINERAL TENGGELAM

No	Kode Sampel	Berat Sampel (gr) (Sesudah Panggang)
1	T- 664 -10-10	219.80
2	T- 1,328 -10-10	224.72
3	T- 1,992 -10-10	158.00
4	T- 2,656 -10-10	189.94
5	T- 3,320 -10-10	191.82
6	T- 664 -15-10	224.00
7	T- 1,328 -15-10	198.47
8	T- 1,992 -15-10	150.03
9	T- 2,656 -15-10	121.88
10	T- 3,320 -15-10	176.10
11	T- 664 -20-10	149.31
12	T- 1,328 -20-10	132.83
13	T- 1,992 -20-10	213.90
14	T- 2,656 -20-10	160.88
15	T- 3,320 -20-10	153.32
16	T- 664 -10-10,5	228.24
17	T- 1,328 -10-10,5	164.61
18	T- 1,992 -10-10,5	172.49
19	T- 2,656 -10-10,5	139.66
20	T- 3,320 -10-10,5	130.92
21	T- 664 -15-10,5	181.96
22	T- 1,328 -15-10,5	133.47
23	T- 1,992 -15-10,5	185.93
24	T- 2,656 -15-10,5	131.37
25	T- 3,320 -15-10,5	139.41
26	T- 664 -20-10,5	215.35
27	T- 1,328 -20-10,5	151.18
28	T- 1,992 -20-10,5	148.90
29	T- 2,656 -20-10,5	138.43
30	T- 3,320 -20-10,5	150.37
31	T- 664 -10-11	213.59
32	T- 1,328 -10-11	239.73
33	T- 1,992 -10-11	188.80
34	T- 2,656 -10-11	227.76
35	T- 3,320 -10-11	54.10
36	T- 664 -15-11	242.30
37	T- 1,328 -15-11	240.48
38	T- 1,992 -15-11	90.18
39	T- 2,656 -15-11	86.84
40	T- 3,320 -15-11	110.48
41	T- 664 -20-11	236.66
42	T- 1,328 -20-11	230.09
43	T- 1,992 -20-11	97.02
44	T- 2,656 -20-11	204.81
45	T- 3,320 -20-11	101.32

LAMPIRAN 3

1. Perhitungan Perolehan Nikel, Konsentrasi Rasio dan Rasio Pengkayaan pada pH 10

Konsentrasi Depressant	Konsentrasi Kolektor	Feed		Berat Mineral Terapung (gram)	Kadar Nikel Mineral Terapung	Perhitungan Perolehan (Recovery) Nikel Mineral Terapung	Recovery Nikel Mineral Terapung (%)	Berat Mineral Tenggelam (gram)	Perhitungan Kadar Nikel Mineral Tenggelam	Kadar Nikel Mineral Tenggelam (%)	Perhitungan Perolehan (Recovery) Nikel Mineral Tenggelam	Recovery Nikel Mineral Tenggelam (%)	The Ratio Of Concentration	The Enrichment Ratio
		Berat (gram)	Kadar (%)											
1000	664	267	1.88	30.20	1.61		9.70	236.4		1.91		90.30	1.13	1.02
	1328	265	1.88	25.28	1.65		8.37	239.9		1.90		91.63	1.11	1.01
	1992	267	1.88	92.00	1.64		30.02	175.3		2.01		69.98	1.52	1.07
	2656	265	1.88	60.06	1.62	$((60.06 \times 1.62)/(265 \times 1.88)) \times 100$	19.52	205.1	$((265 \times 1.88) - (60.06 \times 1.62))/205.1$	1.96	$((205.1 \times 1.96)/(265 \times 1.88)) \times 100$	80.48	1.29	1.04
	3220	266	1.88	58.18	1.64		19.06	208.1		1.95		80.94	1.28	1.04
1500	664	265	1.88	26.00	1.63		8.50	239.2		1.91		91.50	1.11	1.01
	1328	265	1.88	51.53	1.64		16.95	213.7		1.94		83.05	1.24	1.03
	1992	265	1.88	99.97	1.65		33.08	165.2		2.02		66.92	1.61	1.07
	2656	265	1.88	128.12	1.65	$((128.12 \times 1.65)/(265 \times 1.88)) \times 100$	42.40	137.1	$((265 \times 1.88) - (128.12 \times 1.65))/137.1$	2.09	$((137.1 \times 2.09)/(265 \times 1.88)) \times 100$	57.60	1.93	1.11
	3220	265	1.88	73.90	1.65		24.46	191.3		1.97		75.54	1.39	1.05
2000	664	265	1.88	100.69	1.63		32.91	164.6		2.03		67.09	1.61	1.08
	1328	266	1.88	117.17	1.61		37.73	148.8		2.09		62.27	1.79	1.11
	1992	266	1.88	36.10	1.64		11.83	230.0		1.92		88.17	1.16	1.02
	2656	264	1.88	89.12	1.73	$((89.12 \times 1.73)/(264 \times 1.88)) \times 100$	31.04	175.1	$((264 \times 1.88) - (89.12 \times 1.73))/175.1$	1.96	$((175.1 \times 1.96)/(264 \times 1.88)) \times 100$	68.96	1.51	1.04
	3220	261	1.88	96.68	1.73		34.11	164.1		1.97		65.89	1.59	1.05

2. Perhitungan Perolehan Nikel, Konsentrasi Rasio dan Rasio Pengkayaan pada pH 10.5

Konsentrasi Depressant	Konsentrasi Kolektor	Feed		Berat Mineral Terapung (gram)	Kadar Nikel Mineral Terapung	Perhitungan Perolehan (Recovery) Nikel Mineral Terapung	Recovery Nikel Mineral Terapung (%)	Berat Mineral Tenggelam (gram)	Perhitungan Kadar Nikel Mineral Tenggelam	Kadar Nikel Mineral Tenggelam (%)	Perhitungan Perolehan (Recovery) Nikel Mineral Tenggelam	Recovery Nikel Mineral Tenggelam (%)	The Ratio Of Concentration	The Enrichment Ratio
		Berat (gram)	Kadar (%)											
1000	664	280	1.88	21.76	1.57		6.49	258.1		1.91		93.51	1.08	1.01
	1328	273	1.88	85.39	1.7		28.31	187.4		1.96	1.97	71.69	1.46	1.04
	1992	273	1.88	77.51	1.68		25.34	195.9		1.96		74.66	1.40	1.04
	2656	270	1.88	110.34	1.73	$((110.34 \times 1.73)/(250 \times 1.88)) \times 100$	37.61	159.7	$((270 \times 1.88) - (110.34 \times 1.73))/159.7$	1.98	$((159.7 \times 1.98)/(270 \times 1.88)) \times 100$	62.39	1.69	1.06
	3220	270	1.88	119.08	1.7		39.88	150.9		2.02		60.12	1.79	1.08
1500	664	273	1.88	68.04	1.69		22.40	205.0		1.94		77.60	1.33	1.03
	1328	280	1.88	116.53	1.71		37.84	163.6		2.00	1.98	62.16	1.71	1.06
	1992	275	1.88	64.07	1.65		20.45	210.9		1.95		79.55	1.30	1.04
	2656	270	1.88	118.63	1.72	$((118.63 \times 1.72)/(250 \times 1.88)) \times 100$	40.20	151.4	$((270 \times 1.88) - (118.63 \times 1.72))/151.4$	2.01	$((151.4 \times 2.01)/(270 \times 1.88)) \times 100$	59.80	1.78	1.07
	3220	275	1.88	110.59	1.71		36.58	164.4		1.99		63.42	1.67	1.06
2000	664	275	1.88	34.65	1.61		10.79	240.4		1.92		89.21	1.14	1.02
	1328	273	1.88	98.82	1.68		32.35	174.2		1.99	1.98	67.65	1.57	1.06
	1992	272	1.88	101.10	1.68		33.21	170.9		2.00		66.79	1.59	1.06
	2656	273	1.88	111.57	1.7	$((111.57 \times 1.7)/(250 \times 1.88)) \times 100$	36.96	161.4	$((273 \times 1.88) - (111.57 \times 1.7))/161.4$	2.00	$((161.4 \times 2.00)/(273 \times 1.88)) \times 100$	63.04	1.69	1.07
	3220	276	1.88	99.63	1.68		32.26	176.4		1.99		67.74	1.56	1.06

3. Perhitungan Perolehan Nikel, Konsentrasi Rasio dan Rasio Pengkayaan pada pH 11

LAMPIRAN 3

Konsentrasi Depressant	Konsentrasi Kolektor	Feed		Berat Mineral Terapung (gram)	Kadar Nikel Mineral Terapung	Perhitungan Perolehan (Recovery) Nikel Mineral Terapung	Recovery Nikel Mineral Terapung (%)	Berat Mineral Tenggelam (gram)	Perhitungan Kadar Nikel Mineral Tenggelam	Kadar Nikel Mineral Tenggelam (%)	Perhitungan Perolehan (Recovery) Nikel Mineral Tenggelam	Recovery Nikel Mineral Tenggelam (%)	The Ratio Of Concentration	The Enrichment Ratio
		Berat (gram)	Kadar (%)											
1000	664	520	1.88	36.41	1.12		4.171358429	483.59		1.9372212		95.82864157	1.075291052	1.030436808
	1328	373	1.88	10.27	1.15		1.68	363.2		1.90		98.32	1.03	1.01
	1992	580	1.88	61.20	1.11		6.23	518.8		1.97		93.77	1.12	1.05
	2656	489	1.88	22.24	1.05	$((22.24 \times 1.05)/(250 \times 1.88)) \times 100$	2.54	467.0	$((489 \times 1.88) - (22.24 \times 1.05))/467.0$	1.92	$((467.0 \times 1.92)/(489 \times 1.88)) \times 100$	97.46	1.05	1.02
	3220	490	1.88	195.90	1.23		26.16	294.1		2.31		73.84	1.67	1.23
	664	377	1.88	7.70	1.21		1.32	369.1		1.89		98.68	1.02	1.01
1500	1328	420	1.88	9.52	1.19		1.44	410.2		1.90		98.56	1.02	1.01
	1992	590	1.88	159.82	1.09		15.71	430.2		2.17		84.29	1.37	1.16
	2656	515	1.88	163.16	1.27	$((163.16 \times 1.27)/(250 \times 1.88)) \times 100$	21.42	351.4	$((515 \times 1.88) - (163.16 \times 1.27))/351.4$	2.16	$((351.4 \times 2.16)/(515 \times 1.88)) \times 100$	78.58	1.46	1.15
	3220	466	1.88	139.52	1.41		22.46	326.4		2.08		77.54	1.43	1.11
	664	480	1.88	13.34	1.11		1.64	466.7		1.90		98.36	1.03	1.01
2000	1328	515	1.88	19.91	1.07		2.20	494.7		1.91		97.80	1.04	1.02
	1992	440	1.88	152.98	1.34		24.78	287.1		2.17		75.22	1.53	1.15
	2656	492	1.88	45.19	1.21	$((45.19 \times 1.21)/(250 \times 1.88)) \times 100$	5.92	446.4	$((492 \times 1.88) - (45.19 \times 1.21))/446.4$	1.95	$((446.4 \times 1.95)/(492 \times 1.88)) \times 100$	94.08	1.10	1.04
	3220	474	1.88	148.68	1.36		22.68	325.6		2.12		77.32	1.46	1.13
	3220	276	1.88	99.63	1.68		32.26	176.4		1.99		67.74	1.56	1.06

LAMPIRAN 4.

F-413.3



## Laboratorium Pengujian tekMIRA

PUSAT PENELITIAN DAN PENGEMBANGAN TEKNOLOGI MINERAL DAN BATUBARA

Jl. Jenderal Sudirman 623 Bandung - 40211

Telepon : (022) 6030483 Faksimile : (022) 6003373 e-mail : lab\_uji@tekmira.esdm.go.id

Nomor : 380 /LFM/III/2011

30 Maret 2011

### SERTIFIKAT ANALISIS CERTIFICATE OF ANALYSIS

Dibuat untuk / Certified for : Sdr. Sulaksana Permana  
Mahasiswa Jurusan Metalurgi UI  
Jl. Kampus Baru UI-Depok

Jenis contoh / Type of sample : Nikel Laterit

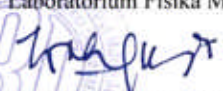
Asal contoh / Origin of sample : Sulawesi Tenggara

Jumlah contoh / Amount of sample : 10 (sepuluh)

Nomor laboratorium / Laboratory number : 1171-1180/2011

Contoh diterima / Sample received on : 16-03-2011

Hasil analisis / Analysis results : Hasil Analisis Mineragrafi dengan kode +10, -10+20, -20+40, -40+60, -60+100, -100+140, -140+200, -200+325, -325 dan Bijih Basah terlampir

Manajer Teknis  
Laboratorium Fisika Mineral,  
  
Lt. Tatang Wahyudi, M.Sc.  
NIP 19560208 198403 1 001

Catatan : 1. Hasil pengujian/analisis ini hanya berlaku untuk contoh yang diuji  
Notes These analysis result are only valid for the tested samples

2. Sertifikat ini tidak boleh diperbanyak (digandakan) tanpa izin dari Manajer Teknis  
These Certificate shall not be reproduced (copied) without written permission of the Technical Manager



HASIL ANALISIS MINERAGRAFI  
10 CONTOH LATERIT  
NO. LAB. 1171 - 1180/11

NO.	NO. LAB.	KODE	FRAKSI (MESH)	KOMPOSISI MINERAL (%W)					
				MH	KR	L	IR	P	FB
1.	1171/11	085/22/11/0360	+10	0,86	-	-	-	-	99,14
2.	1172/11	085/22/11/0361	-10+20	2,64	3,95	1,11	-	-	92,30
3.	1173/11	085/22/11/0362	-20+40	0,75	3,64	1,95	-	-	93,06
4.	1174/11	085/22/11/0363	-40+60	4,20	3,33	1,20	-	-	90,77
5.	1175/11	085/22/11/0364	-60+100	4,15	2,31	1,95	-	-	91,59
6.	1176/11	085/22/11/0365	-100+140	1,15	0,67	1,98	-	0,37	95,83
7.	1177/11	085/22/11/0366	-140+200	1,13	0,66	6,41	0,36	-	91,44
8.	1178/11	085/22/11/0367	-200+325	2,64	0,32	3,62	0,73	-	92,69
9.	1179/11	085/22/11/0368	-325	0,73	0,31	1,77	1,77	-	95,42
10.	1180/11	085/22/11/0359	Bijih basah	1,17	5,48	-	-	-	93,35

Keterangan : MH=magnetit-hematit; KR=kromit; L=limonit; IR=*native iron*?; P=pirit; FB=fragmen batuan

LAMPIRAN FOTOMIKROGRAF

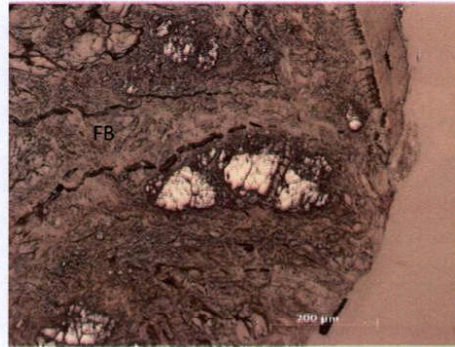


Foto 1 : Fotomikrograf sayatan poles contoh No. Lab. 1171/11 kode : 085/22/11/0360 fraksi +10#. Tampak fragmen batuan (FB) telah mengalami ubahan kuat.

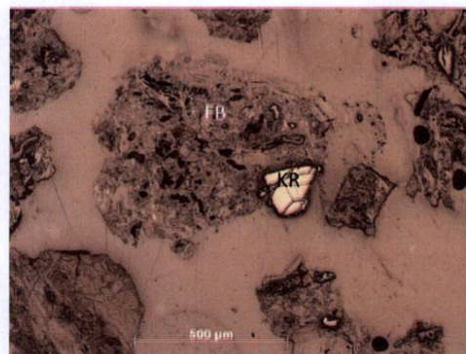


Foto 2 : Fotomikrograf sayatan poles contoh No. Lab. 1172/11 kode : 085/22/11/0361 fraksi -10+20#. Tampak kromit (KR) berikatan dengan fragmen batuan (FB)

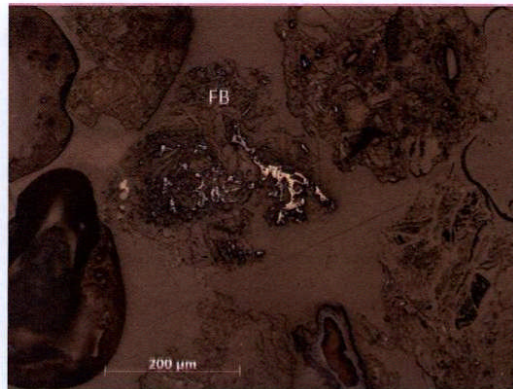


Foto 3 : Fotomikrograf sayatan poles contoh No. Lab. 1173/11  
kode : 085/22/11/0362 fraksi -20+40#. Tampak magnetit-hematit  
(warna terang) berikatan dengan fragmen batuan (FB).

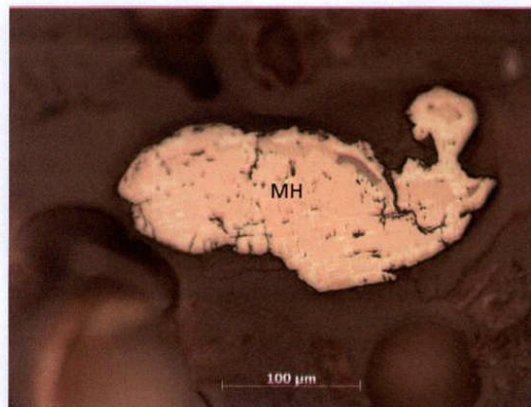


Foto 4 : Fotomikrograf sayatan poles contoh No. Lab. 1174/11  
kode : 085/22/11/0363 fraksi -40+60#. Tampak magnetit-hematit  
(MH) dalam keadaan bebas.

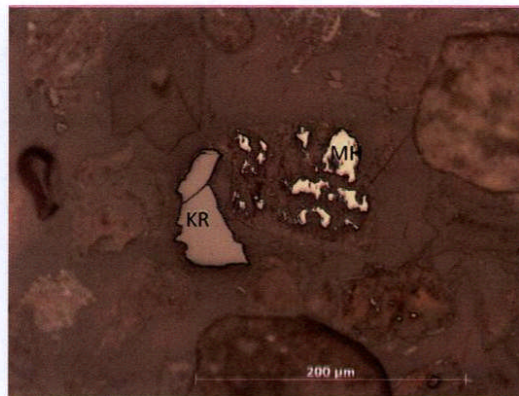


Foto 5 : Fotomikrograf sayatan poles contoh No. Lab. 1175/11  
kode : 085/22/11/0364 fraksi -60+100#. Tampak magnetit-hematit  
(MH) dan kromit (KR).

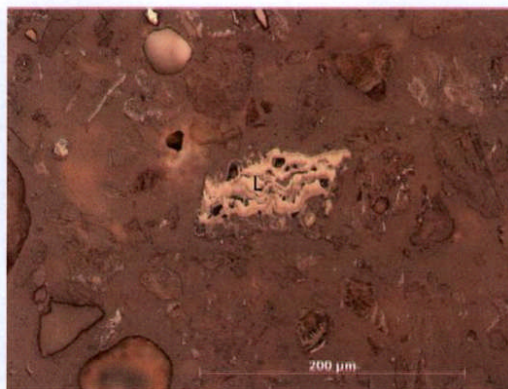


Foto 6 : Fotomikrograf sayatan poles contoh No. Lab. 1176/11  
kode : 085/22/11/0365 fraksi -100+140#. Tampak limonit (L).

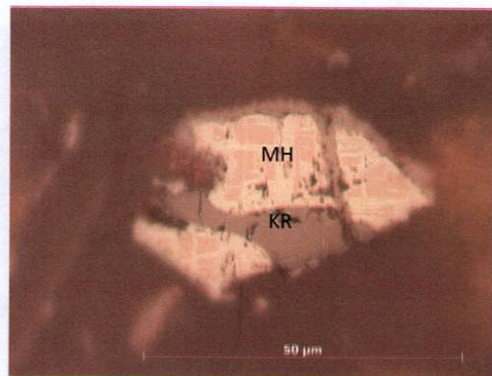


Foto 7 : Fotomikrograf sayatan poles contoh No. Lab. 1177/11 kode : 085/22/11/0366 fraksi -140+200#. Tampak hubungan antara magnetit-hematit (MH) dengan kromit (KR).

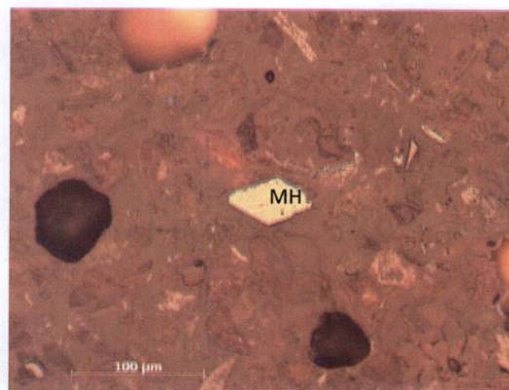


Foto 8 : Fotomikrograf sayatan poles contoh No. Lab. 1178/11 kode : 085/22/11/0367 fraksi -200+325#. Tampak magnetit-hematit (MH) dalam keadaan bebas.

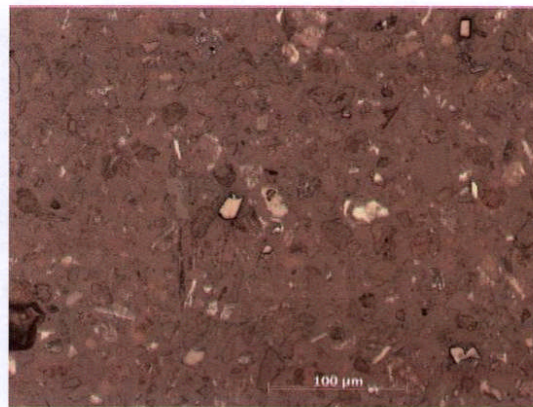


Foto 9 : Fotomikrograf sayatan poles contoh No. Lab. 1179/11 kode : 085/22/11/0368 fraksi -325#. Tampak kenampakan umum pada contoh fraksi ini.

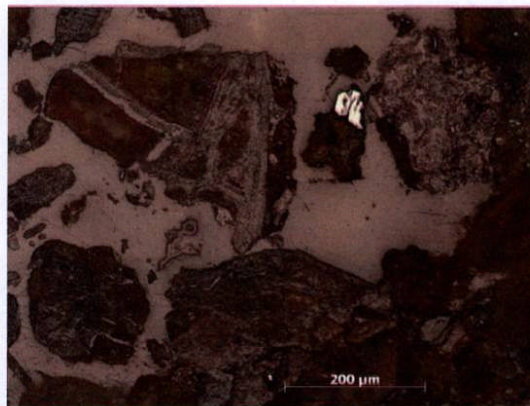


Foto 10 : Fotomikrograf sayatan poles contoh No. Lab. 1180/11 kode : 085/22/11/0359 bijih basah. Tampak kenampakan umum dimana sebagian besar contoh terdiri atas mineral bukan-logam berupa fragmen batuan.

-o-