



TESIS - MM2341

**STUDI PENGARUH RASIO *FEED MATERIALS*  
PADA PROSES *SMELTING* MINERAL TEMBAGA  
KARBONAT MENGGUNAKAN *MINI BLAST  
FURNACE (MBF)***

FAKHREZA ABDUL

NRP 2712 201 903

Dosen Pembimbing :

Sungging Pintowantoro, S.T.,M.T., Ph.D

PROGRAM MAGISTER

BIDANG KEAHLIAN METALURGI MANUFAKTUR

JURUSAN TEKNIK MATERIAL DAN METALURGI

FAKULTAS TEKNOLOGI INDUSTRI

INSTITUT TEKNOLOGI SEPULUH NOPEMBER

SURABAYA

2014

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*



THESIS - MM2341

**THE STUDY OF FEED MATERIALS RATIO'S  
EFFECT IN SMELTING PROCESSES OF  
CARBONAT TYPE OF COPPER ORE USING MINI  
BLAST FURNACE (MBF)**

FAKHREZA ABDUL

ID NO. 2712 201 903

Lecturer Advisor :

Sungging Pintowantoro, S.T.,M.T., Ph.D

MASTER DEGREE PROGRAM

EXPERTISE AREA METALLURGY OF MANUFACTURE

DEPARTMENT OF MATERIALS AND METALLURGICAL ENGINEERING

FACULTY OF INDUSTRY TECHNOLOGY

SEPULUH NOPEMBER INSTITUTE OF TECHNOLOGY

SURABAYA

2014

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*

**LEMBAR PENGESAHAN  
TESIS**

**Tesis ini disusun untuk memenuhi salah satu syarat memperoleh gelar  
Magister Teknik (M.T)**

**di  
Institut Teknologi Sepuluh Nopember Surabaya**

**Oleh :**

**Fakhreza Abdul  
NRP. 2712 201 903**

**Tanggal Ujian : 17 Juli 2014  
Periode Wisuda : September 2014**

Disetujui oleh:

1. Sungging Pintowantoro, S.T., M.T., Ph.D  
NIP. 1968 0930 200003 1 001

2. Diah Susanti, S.T., M.T., Ph.D  
NIP. 1977 0106 200312 2 001

3. Dr.Eng. Hosta Ardhyanta, S.T., M.Sc  
NIP. 1980 1207 200501 1 004

4. Dr. Widyastuti, S.Si., M.Si.  
NIP. 1979 0620 200604 2 001



(Rembimbing)

(Penguji)

(Penguji)

(Penguji)



Direktur Program Pascasarjana,

Prof. Dr. Ir. Adi Soeprijanto, MT  
NIP. 1964 0405 199002 1 001

**STUDI PENGARUH RASIO *FEED MATERIALS* PADA PROSES  
*SMELTING* MINERAL TEMBAGA KARBONAT MENGGUNAKAN  
*MINI BLAST FURNACE (MBF)***

Nama mahasiswa : Fakhreza Abdul  
NRP : 2712 201 903  
Pembimbing : Sungging Pintowantoro, S.T, M.T., Ph.D.

**ABSTRAK**

Indonesia memiliki deposit mineral tembaga yang melimpah. Deposit tersebut ada yang skala besar dan ada pula yang skala kecil. Akan tetapi, Indonesia belum mampu untuk mengolah mineral tembaga tersebut secara mandiri. Akibatnya, hampir seluruh deposit skala besar mineral tembaga sudah dikelola oleh pihak asing. Oleh karena itu, Indonesia harus mulai mengembangkan teknologi pengolahan mineral tembaga dengan deposit yang kecil. Salah satu daerah yang memiliki deposit mineral tembaga skala kecil ialah Atambua. Pengolahan mineral tembaga tersebut dapat dilakukan secara efisien dengan menggunakan *Mini Blast Furnace (MBF)*. Oleh karena itulah penelitian mengenai MBF untuk pengolahan mineral tembaga karbonat dari Atambua ini dilakukan.

Penelitian ini diawali dengan persiapan sampel mineral tembaga dan batu bara. Kemudian, sampel mineral tembaga tadi dikarakterisasi menggunakan XRF, XRD, uji densitas, uji TGA/DSC. Di sisi lain, sampel batu bara dikarakterisasi menggunakan XRF, uji densitas, kalorimetri dan *proximate analysis*. Sedangkan kapur diuji menggunakan XRF dan uji densitas. Data-data dari karakterisasi tadi selanjutnya digunakan untuk melakukan perhitungan awal serta memprediksi reaksi yang terjadi secara teori dan pengaturan (*setting*) secara empirik parameter-parameter proses *smelting* mineral tembaga. Parameter-parameter proses tersebut antara lain *blast rate*, jumlah batu bara, jumlah udara yang dibutuhkan dan jumlah kapur yang dibutuhkan. Keberhasilan proses *smelting* diindikasikan dengan komposisi Cu yang tinggi ( $\geq 95\%$ ) dan laju *smelting* yang tinggi.

Setelah dilakukan running menggunakan MBF, maka diperoleh variabel proses yang paling optimal yang mana menghasilkan logam tembaga terbanyak dan dengan komposisi Cu yang paling tinggi serta menghasilkan produktivitas kerja MBF yang paling optimal (waktu *smelting* paling singkat dan laju aliran produk yang paling cepat). Rasio *feed materials* (ore tembaga : batu bara : kapur) yang paling optimal digunakan tiap layer-nya ialah (25 : 15 : 17)kg atau 1 : 0,6 : 0,68 dan dengan *blast rate* sebesar 26 m<sup>3</sup>/min.

**Kata kunci :** Mineral tembaga Atambua, rasio *feed materials*, *smelting*, *Mini Blast Furnace*.

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*

# **THE STUDY OF FEED MATERIALS RATIO'S EFFECT IN SMELTING PROCESSES OF CARBONAT TYPE OF COPPER ORE USING MINI BLAST FURNACE (MBF)**

Student Name : Fakhreza Abdul  
ID Number : 2712201903  
Advisor : Sungging Pintowantoro, S.T, M.T., Ph.D.

## **ABSTRACT**

Indonesia has abundant deposit of copper ore. There are two classification deposit of copper ore in Indonesia, large scale and small scale. But, Indonesia isn't capable yet to process the copper ore it self. As a consequence, almost all of copper ore in Indonesia are processed by foreign country. Therefore, Indoneisa has to start the technology development of copper smelting for small scale deposit of copper ore. One of region that has small scale deposit of copper ore is Atambua. The smelting of Atambua's ore can be done efficiently using Mini Blast Furnace (MBF). On that count, this smelting research is done.

This research was started by preparation of coal, lime and copper ore samples. Then, ore copper samples were characterized using XRF, XRD, density testing and TGA/DSC testing. On the other hand, coal samples were characterized using XRF, density testing, calorimetry and proximate analysis. On the other hand, lime samples were characterized using XRF and density testing. The data obtained from these characterization were used for theoretical calculation and empirical setting of processing parameters of copper smelting. These parameters were blast rate, the amount of coal needed and the amount of lime needed. The success indicator of smelting processes is copper composition in product higher than 95% and the high smelting rate.

After MBF running, this research obtained the optimum processing variables which produced the most copper metal production and the highest Cu composition. More over, this research obtained the optimum processing variables which produced the optimum productivity level (the shortest smelting time and the fastest mass flow rate of products). The optimum feed materials ratio used to smelt Atambua copper ore was (25 : 15 : 17) kg or 1 : 0,6 : 0,68. In addition, the optimum blast rate used in this research was 26 m<sup>3</sup>/min.

**Keywords** : Atambua copper ore, feed materials ratio, smelting, Mini Blast Furnace.

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*

## KATA PENGANTAR

Assalamu'alaikum Wr. Wb.

Puji dan syukur penulis panjatkan kehadirat Allah SWT, karena Rahmat dan HidayatNya sehingga penulis dapat menyelesaikan tesis yang berjudul “Studi Rasio *Feed Materials* pada Proses *Smelting* Mineral Tembaga Karbonat Menggunakan *Mini Blast Furnace (MBF)*”. Adapun tesis ini disusun dan diajukan untuk memenuhi sebagian persyaratan studi di Program Studi Magister Jurusan Teknik Material dan Metalurgi FTI – Institut Teknologi Sepuluh Nopember (ITS), Surabaya. Selain itu, proposal ini disusun sebagai tahapan awal penyusunan tesis.

Penulis menyadari bahwa dalam penulisan ini masih jauh dari kesempurnaan, oleh karena adanya keterbatasan kemampuan penulis. Pastinya dalam penulisan tesis ini masih terdapat kekurangan dan kesalahan. Untuk itu, saran dan kritik yang konstruktif sangat diharapkan.

Wassalamu'alaikum Wr. Wb.

Surabaya, 21 Juli 2014

*Penulis*

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*

# DAFTAR ISI

	<b>HALAMAN</b>
LEMBAR PENGESAHAN.....	i
ABSTRAK .....	iii
KATA PENGANTAR .....	vii
DAFTAR ISI .....	ix
DAFTAR GAMBAR.....	xiii
DAFTAR TABEL.....	xvii
<b>BAB I PENDAHULUAN .....</b>	<b>1</b>
1.1 Latar Belakang .....	1
1.2 Perumusan Masalah .....	4
1.3 Tujuan Penelitian.....	4
1.4 Manfaat Penelitian.....	4
1.5 Batasan Masalah.....	4
<b>BAB II TINJAUAN PUSTAKA .....</b>	<b>7</b>
2.1 Tembaga .....	7
2.2 Mineral tembaga .....	8
2.3 Pengolahan tembaga secara pirometalurgi.. ..	11
2.3.1 Benefikasi ( <i>Crushing, grinding</i> dan flotasi).....	12
2.3.2 <i>Roasting</i> .....	13
2.3.3 <i>Matte Smelting</i> .....	14
2.3.4 <i>Converting</i> .....	14
2.3.5 Elektro <i>Refining</i> dari tembaga <i>blister</i> .....	15
2.4 <i>Mini Blast Furnace (MBF)</i> .....	15
2.5 Variabel – Variabel yang Mempengaruhi Proses <i>Smelting</i> .....	20
2.5.1 <i>Blast Rate</i> .....	21
2.5.2 Kecepatan pelelehan ( <i>Melting Rate</i> ).....	22
2.5.3 <i>Blast Pressure</i> .....	23

2.5.4 Pengaruh Penambahan Batu Bara.....	24
2.5.5 Pengaruh Penambahan Kapur.....	26
2.6 Termodinamika dalam <i>smelting</i> mineral tembaga.....	29
2.7 Kinetika dalam <i>smelting</i> mineral tembaga.....	30
2.7.1 Kondisi alami mineral.....	30
2.7.2 Komposisi dan keadaan alami <i>gangue</i> .....	30
2.7.3 Ukuran dan bentuk mineral.....	30
2.7.4 Porositas dan struktur kristal mineral.....	30
2.7.5 <i>Swelling</i> (Pembengkakan).....	31
2.7.6 Kecepatan linier gas.....	31
2.7.7 Temperatur.....	31
2.7.8 Komposisi gas.....	31
2.7.9 Tekanan gas.....	31
2.7.10 Kinetika gasifikasi batu bara .....	32
2.8 Teknologi dan penelitian Terkait <i>Smelting</i> Mineral Tembaga Sebelumnya.....	34

### **BAB III METODOLOGI PENELITIAN..... 37**

3.1 Diagram alir penelitian .....	37
3.2 Peralatan dan bahan penelitian .....	39
3.2.1 Peralatan penelitian .....	39
3.2.2 Bahan penelitian .....	47
3.3 Rancangan penelitian.....	50
3.4 Pelaksanaan penelitian.....	50
3.4.1 Persiapan sampel pengujian dan <i>raw material</i> .....	50
3.4.2 Pengujian sampel.....	52
3.5 Jadwal Kegiatan.....	63

### **BAB IV ANALISA DAN PEMBAHASAN ..... 65**

4.1 Karakteristik ore tembaga .....	65
4.1.1 Karakteristik visual ore tembaga .....	65

4.1.2 Karakteristik fasa dan komposisi kimia ore tembaga .....	65
4.1.3 Karakteristik termal ore tembaga .....	69
4.2 Karakteristik kapur .....	71
4.3 Karakteristik batu bara .....	73
4.4 Pengaruh variasi batu bara .....	75
4.4.1 Pengaruh variasi berat batu bara terhadap profil temperatur di dalam MBF .....	75
4.4.2 Pengaruh variasi berat batu bara terhadap waktu proses <i>smelting</i> dan laju alir produk.....	80
4.4.3 Pengaruh variasi berat batu bara terhadap berat dan kadar Cu logam tembaga yang dihasilkan .....	82
4.5 Pengaruh variasi jumlah kapur.....	87
4.5.1 Pengaruh variasi berat kapur terhadap profil temperatur di dalam MBF .....	87
4.5.2 Pengaruh variasi berat kapur terhadap waktu proses <i>smelting</i> dan laju alir produk.....	89
4.5.3 Pengaruh variasi berat kapur terhadap berat dan kadar Cu logam tembaga yang dihasilkan .....	92
4.6 Pengaruh variasi <i>blast rate</i> .....	96
4.6.1 Pengaruh variasi <i>blast rate</i> terhadap profil temperatur di dalam MBF .....	96
4.6.2 Pengaruh variasi <i>blast rate</i> terhadap laju aliran produk dan waktu proses <i>smelting</i> .....	99
4.6.3 Pengaruh variasi <i>blast rate</i> terhadap berat dan kadar Cu logam tembaga yang dihasilkan .....	101
<b>BAB IV KESIMPULAN DAN SARAN.....</b>	<b>107</b>
<b>DAFTAR PUSTAKA</b>	
<b>LAMPIRAN</b>	

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*

## DAFTAR GAMBAR

Gambar 1.1 Produksi tambang tembaga negara-negara di dunia.....	2
Gambar 1.2 Produksi smelter mineral tembaga negara-negara di dunia.....	2
Gambar 2.1 Peta Persebaran Mineral Tembaga yang Ada di Indonesia.....	9
Gambar 2.2 Malasit ( $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$ ).....	10
Gambar 2.3 Diagram Fasa untuk Sistem Cu-O.....	11
Gambar 2.4 <i>Flow Sheet</i> pengolahan bijih tembaga.....	12
Gambar 2.5 Kupola untuk Peleburan Besi.....	17
Gambar 2.6 Daerah-Daerah yang Ada pada Kupola untuk Peleburan Besi..	18
Gambar 2.7 <i>Mini Blast Furnace</i> secara Keseluruhan (Meliputi Sistem Pengolahan Gas Keluaran) untuk Pengolahan Mineral Tembaga.....	19
Gambar 2.8 Reaktor <i>Mini Blast Furnace</i> .....	20
Gambar 2.9 Diagram <i>Net</i> untuk Proses pada Kupola.....	22
Gambar 2.10 Tingkat terlarutnya Cu di dalam slag sebagai fungsi wt% Fe untuk dua rasio Fe/SiO <sub>2</sub> yang berbeda.....	28
Gambar 2.11 Index Kekuatan Batu Bara untuk Masing-Masing Level.....	34
Gambar 3.1 Diagram Alir Penelitian.....	37
Gambar 3.2. Sekop.....	39
Gambar 3.3. Karung Sak.....	39
Gambar 3.4. Palu Batu.....	40
Gambar 3.5. Tang.....	40
Gambar 3.6. Kunci Pas Nomor 17 dan 19.....	40
Gambar 3.7. Gelas Ukur.....	40
Gambar 3.8. Timbangan Digital.....	41
Gambar 3.9 Furnace.....	41
Gambar 3.10. Sarung Tangan Tahan Panas.....	41
Gambar 3.11 Helm Keselamatan.....	41
Gambar 3.12 Safety Suit.....	42

Gambar 3.13 Masker.....	42
Gambar 3.14 Kaca Mata Keselamatan.....	42
Gambar 3.15 Jaw Crusher.....	43
Gambar 3.16 Timbangan Besar.....	43
Gambar 3.17 Blower.....	44
Gambar 3.18 Reaktor MBF.....	44
Gambar 3.19 Scrubber.....	44
Gambar 3.20 Termokopel.....	45
Gambar 3.21 Termometer Infrared.....	45
Gambar 3.22 <i>Flow Meter</i> .....	45
Gambar 3.23 <i>Mufle Furnace</i> .....	46
Gambar 3.24 Mesin Uji XRD.....	46
Gambar 3.25 Mesin TGA/DSC.....	47
Gambar 3.26 Mesin <i>X-Ray Fluorescent</i> (XRF).....	47
Gambar 3.26 Mineral Tembaga daerah Atambua.....	47
Gambar 3.27 Batu Bara.....	48
Gambar 3.28 Lime Stone.....	48
Gambar 3.29 Akuades.....	49
Gambar 3.30 LPG.....	49
Gambar 3.31 Gas O <sub>2</sub> .....	49
Gambar 3.32 Skema Uji XRD.....	53
Gambar 3.33 Rancangan Alat untuk Uji Densitas.....	54
Gambar 3.34 Alat Pengujian Komposisi (XRF).....	62
Gambar 3.35 Skema Mesin TGA/DSC (Thermogravimetri Analyzer/ Differential Scanning Calorimetri).....	62
Gambar 4.1 Ore dari Daerah Atambua yang digunakan dalam penelitian.....	65
Gambar 4.2 Hasil pengujian XRD dan analisa fasa untuk ore tembaga karbonat dari daerah Atambua.....	67
Gambar 4.3 Hasil uji DSC ore tembaga karbonat.....	69
Gambar 4.4 I vs temperatur untuk memperoleh nilai entalpi pemanasan total dari ore.....	71

Gambar 4.5	Kapur yang digunakan dalam penelitian.....	72
Gambar 4.6	Karakteristik visual batu bara yang digunakan dalam penelitian.....	74
Gambar 4.7	Lokasi titik – titik pengukuran temperatur pada MBF.....	75
Gambar 4.8	Pengaruh variasi batu bara terhadap profil temperatur di dalam MBF.....	77
Gambar 4.9	Perkiraan reaksi – reaksi dan daerah – daerah yang ada di dalam MBF menurut temperatur dan ketinggian dari lubang tap.....	79
Gambar 4.10	Variasi jumlah batu bara terhadap laju alir produk ( <i>mass flow rate</i> ).....	80
Gambar 4.11	Perubahan waktu proses <i>smelting</i> dengan berubahnya jumlah batu bara yang digunakan.....	81
Gambar 4.12	Pengaruh variasi berat batu bara terhadap kadar Cu logam Tembaga.....	83
Gambar 4.13	Pengaruh variasi berat batu bara terhadap berat logam tembaga yang dihasilkan.....	86
Gambar 4.14	Pengaruh variasi berat kapur terhadap profil temperatur di dalam MBF.....	88
Gambar 4.15	Pengaruh variasi berat kapur terhadap alir produk.....	90
Gambar 4.16	Pengaruh variasi berat kapur terhadap waktu proses <i>smelting</i> menggunakan MBF.....	91
Gambar 4.17	Pengaruh variasi berat kapur terhadap wt % Cu logam tembaga yang dihasilkan baik dari MBF maupun <i>converting</i> .....	93
Gambar 4.18	Pengaruh variasi berat kapur terhadap berat logam tembaga yang dihasilkan baik dari MBF maupun <i>converting</i> .....	95
Gambar 4.19	Plot profil temperatur untuk keempat variasi <i>blast rate</i> .....	98
Gambar 4.20	Pengaruh variasi <i>blast rate</i> terhadap laju alir produk.....	99
Gambar 4.21	Pengaruh variasi <i>blast rate</i> terhadap waktu proses <i>smelting</i> ...	100
Gambar 4.22	Pengaruh variasi <i>blast rate</i> terhadap kadar Cu dari logam Tembaga yang dihasilkan.....	102
Gambar 4.23	Pengaruh variasi <i>blast rate</i> terhadap berat logam tembaga	

yang dihasilkan..... 104

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*



## DAFTAR TABEL

Tabel 2.1 Penggunaan Sifat-Sifat Tembaga ( <i>Copper Development Association</i> ) dan Aplikasinya.....	7
Tabel 2.2 Perbedaan Komposisi Cu untuk Tiap Mineral Tembaga dunia.....	8
Tabel 2.3 Sifat Termodinamik Beberapa Senyawa.....	29
Tabel 2.4 Wt % Cu dalam Produk untuk Tiap-Tiap Jenis Smelter.....	35
Tabel 3.1 Rancangan Pengujian Sampel.....	50
Tabel 3.2 Rancangan Studi Pengaruh <i>Feed Materials</i> Terhadap Hasil Proses <i>Smelting</i> .....	50
Tabel 3.3 Temperatur untuk Tiap Penentuan.....	56
Tabel 3.4 Laju Alir dan Jenis Gas untuk Tiap Penentuan.....	56
Tabel 3.5 Jadwal Kegiatan Penelitian.....	63
Tabel 4.1 Hasil Pengujian XRF Ore Tembaga dari Daerah Atambua .....	66
Tabel 4.2 Hasil Analisa Komposisi dan Fasa Mineral yang Terkandung di dalam Ore Atambua .....	68
Tabel 4.3 Reaksi yang Terjadi Ketika Ore Dipanaskan Berdasarkan Hasil Pengujian DSC .....	70
Tabel 4.4 Hasil Pengujian Densitas Kapur yang Diperoleh dari Kab. Gresik Jawa Timur.....	72
Tabel 4.5 Hasil Pengujian XRF Kapur yang Diperoleh dari Kab. Gresik Jawa Timur.....	73
Tabel 4.6 Hasil Analisa Proksimat Batu Bara dan Uji <i>Gross Calorific Value</i> .....	74
Tabel 4.7 Hasil Pengukuran Temperatur MBF dengan Variasi Berat Batu Bara.....	76
Tabel 4.8 Pengaruh Variasi Berat Batu Bara Terhadap Berat dan Kadar (% Cu) Logam Tembaga yang Dihasilkan.....	82
Tabel 4.9 Pengaruh Variasi Berat Batu Bara Terhadap Losses Cu dan Tingkat Konversi yang Terjadi.....	85
Tabel 4.10 Hasil Pengukuran Temperatur pada Titik – Titik Tertentu di	

Dalam MBF dengan Beberapa Variasi Berat Kapur.....	87
Tabel 4.11 Pengaruh Variasi Berat Kapur Terhadap Kadar Cu dan Berat dari Logam Tembaga yang Dihasilkan.....	93
Tabel 4.12 Pengaruh Variasi Berat Kapur Terhadap Losses Cu dan Tingkat Konversi yang Terjadi.....	95
Tabel 4.13 Pengaruh Variasi <i>Blast Rate</i> Terhadap Temperatur di Titik-Titik Tertentu pada MBF.....	97
Tabel 4.14 Pengaruh Variasi <i>Blast Rate</i> Terhadap Kadar Cu dan Berat dari Logam Tembaga yang Dihasilkan.....	102
Tabel 4.15 Pengaruh Variasi <i>Blast Rate</i> Terhadap Losses Cu dan Tingkat Konversi yang Terjadi.....	103



## **BAB I**

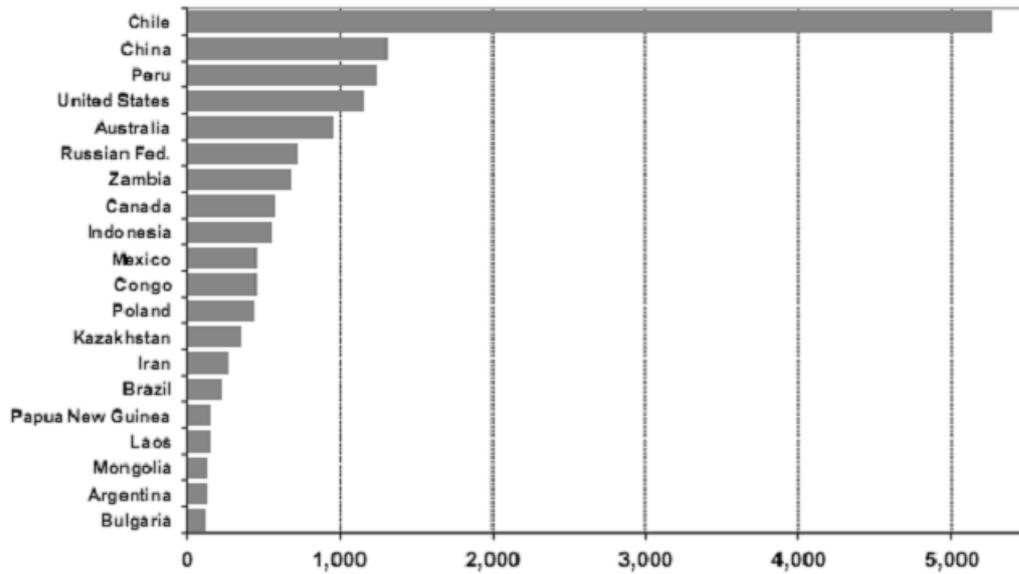
### **PENDAHULUAN**

#### **1.1 Latar Belakang**

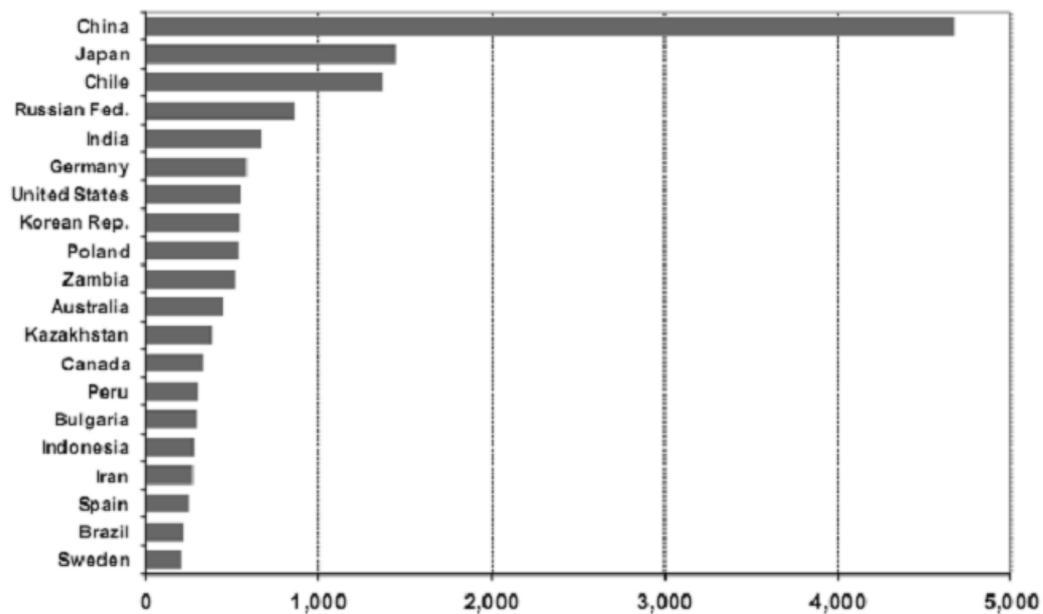
Indonesia adalah suatu negara dengan potensi tambang yang besar seperti bijih besi, emas, tembaga, nikel, batu bara, timah dan lain sebagainya. Potensi ini mampu memberikan keuntungan di bidang ekonomi baik secara langsung maupun tidak langsung. Hasil pengolahan bahan tambang ini memiliki berbagai fungsi terutama di bidang industri dan pembangunan infrastruktur.

Indonesia merupakan salah satu penghasil tembaga terbesar di dunia. Menurut data *USGS (United State Geological Survey)* pada *mineral year book* 2010, Indonesia menghasilkan produk tembaga (tanpa proses *smelting*) sebesar 872.300 metrik ton. Hal tersebut menempatkan Indonesia pada urutan ke lima dunia dalam kapasitas produksi tambang tembaga. Akan tetapi, hal yang berlawanan tampak ketika dilakukan pengamatan untuk produksi produk mineral tembaga yang sudah dilakukan proses *smelting*. Menurut data *USGS (United State Geological Survey)* pada *mineral year book* 2010, Indonesia hanya mampu memproduksi produk *smelting* tembaga sebesar 276.800 metrik ton. Hal tersebut menempatkan Indonesia pada peringkat ke 15 dalam hal produksi produk *smelting* mineral tembaga.

Pada tahun 2011, menurut *ICSG (International Copper Study Group)*, Indonesia tetap menjadi salah satu penghasil mineral tambang tembaga terbesar dunia. Akan tetapi, Indonesia juga tetap menjadi negara yang kurang baik dalam memproduksi produk *smelting* mineral tembaga. Bahkan, dalam hal pengolahan tambang tembaga dengan *smelting*, Indonesia kalah dibandingkan India. Padahal, India tidak termasuk dalam 20 besar dunia penghasil tambang tembaga (tanpa pengolahan). Hal tersebut merupakan suatu ironi, yang seharusnya pemerintah dan warga negara Indonesia mau untuk memperbaikinya. Untuk lebih jelasnya, hal tersebut dapat dilihat pada Gambar 1.1 dan Gambar 1.2.



**Gambar 1.1** Produksi tambang tembaga negara-negara di dunia (ICSG,2011).



**Gambar 1.2** Produksi smelter mineral tembaga negara-negara di dunia (ICSG,2011).

Data-data di atas menunjukkan bahwa Indonesia kurang mampu untuk mengolah mineral tembaga dengan baik. Padahal dari segi harga jual, mineral tembaga yang sudah diolah (dengan proses *smelting*) memiliki harga yang jauh lebih tinggi daripada mineral tembaga yang langsung dijual dari tambang tanpa



adanya pengolahan. Hal tersebut pula yang mendorong pemerintah untuk menerbitkan peraturan perundang-undangan baru, yaitu UU MINERBA No 4. Tahun 2009 tentang peningkatan nilai tambah mineral dan batu bara melalui kegiatan pengolahan dan pemurnian mineral dan batu bara, maka ekspor *raw material* akan dilarang pada tahun 2014 (Okezone.com, 13 Januari).

Untuk itu, Indonesia membutuhkan teknologi *smelter* mineral tembaga yang mampu mengolah mineral tembaga itu sendiri. Akan tetapi, untuk merapkan hal ini bukan hal yang mudah, karena kebanyakan tambang tembaga dengan deposit yang besar sudah dikuasai oleh asing. Akibatnya, hanya tersisa tambang tembaga dengan deposit mineral tembaga yang kecil. Di dunia saat ini, teknologi *smelting* seperti Noranda, Mitsuishi, Outokumpu, Flash Smelting dll memiliki kapasitas produksi yang besar. Untuk membuat *smelter* dengan teknologi-teknologi tadi (*Smelter* skala besar) yang mana digunakan untuk mengolah mineral tembaga dengan deposit yang kecil merupakan suatu hal yang sangat tidak ekonomis baik dari segi investasi maupun energi. Oleh karena itu, dibuatlah *smelter* ukuran kecil yang ekonomis untuk mengolah tambang dengan deposit mineral tembaga yang kecil. *Smelter* tersebut dinamakan *Mini Blast Furnace (MBF)*.

*Feed materials* seperti jumlah batu bara, kapur dan *blast rate* memiliki pengaruh yang besar terhadap kualitas dan produktivitas MBF. Batu bara berfungsi sebagai penyedia panas, reduktor dan penopang struktur di dalam MBF. Kapur berfungsi sebagai fluks yang mana mampu mengikat slag, menurunkan viskositas dan menaikkan fluiditas slag. Rasio antara mineral tembaga, batu bara dan kapur dapat digunakan sebagai patokan parameter proses yang akan digunakan untuk MBF ini maupun untuk studi *scale up* selanjutnya. Di sisi lain, *Blast rate* berfungsi sebagai oksidator, penghantar panas secara konveksi dan mempengaruhi kecepatan leleh logam dan mineral. Oleh karena itu, perlu adanya suatu pengaturan terhadap rasio *feed materials* yang digunakan. Berdasarkan hal tersebut, maka disusunlah tesis yang berjudul “Studi Pengaruh Rasio *Feed Materials* pada Proses *Smelting* Mineral Tembaga Karbonat Menggunakan *Mini Blast Furnace (MBF)*” ini.



---

## 1.2 Rumusan masalah

Penelitian ini memiliki beberapa perumusan masalah, antara lain :

1. Bagaimana pengaruh *feed materials* terhadap profil temperatur yang ada di dalam MBF?
2. Bagaimana pengaruh *feed materials* terhadap laju aliran produk dan waktu proses *smelting*?
3. Bagaimana pengaruh *feed materials* terhadap berat dan kadar Cu dari produk yang dihasilkan?

## 1.3 Tujuan Penelitian

Penelitian ini memiliki beberapa tujuan, antara lain :

1. Menganalisa pengaruh *feed materials* terhadap profil temperatur yang ada di dalam MBF.
2. Menganalisa pengaruh *feed materials* terhadap laju aliran produk dan waktu proses *smelting*.
3. Menganalisa pengaruh *feed materials* terhadap kadar Cu produk yang dihasilkan.

## 1.4 Manfaat Penelitian

Penelitian ini memiliki manfaat yaitu untuk memberikan informasi empirik dari parameter proses (rasio *feed materials*) yang optimal untuk mengolah mineral tembaga yang diperoleh dari daerah Atambua menggunakan *Mini Blast Furnace (MBF)*.

## 1.5 Batasan Masalah

Penelitian ini memiliki beberapa batasan :

1. Reaktor yang digunakan ialah *Mini Blast Furnace (MBF)*.
2. Mineral tembaga yang digunakan ialah 25 kg per layernya.
3. Mineral tembaga yang digunakan ialah mineral tembaga karbonat yang diperoleh dari daerah Atambua, Indonesia.
4. Jenis dan komposisi mineral tembaga, batu bara dan *lime stone* yang digunakan sama.



- 
5. Desain reaktor (MBF) dianggap sudah baik.
  6. Pengaruh kelembaban udara yang digunakan untuk *blast* diabaikan.
  7. *Smelting* dilakukan dengan sistem *batch processes* dengan lapisan batu bara, ore, kapur sebanyak 12 lapisan.
  8. Ukuran mineral, batu bara dan *lime stone* dianggap tidak berpengaruh.
  9. Analisa dilakukan per layer *feed materials*.
  10. Panas yang terjadi pada tiap zona yang ada di dalam MBF dianggap homogen.
  11. Dalam perhitungan secara teori, sistem bekerja dalam keadaan *steady state*.



*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*



## BAB II

### TINJAUAN PUSTAKA

#### 2.1. Tembaga

Tembaga ialah logam yang ulet dan dapat dituang. Tembaga memiliki sifat konduktor terhadap listrik dan panas yang sangat baik. Selain itu, tembaga memiliki ketahanan korosi yang baik pula. Tembaga terdapat secara alami di dalam lapisan atau kulit bumi (ICSG, 2012).

Tembaga (Cu) adalah salah satu logam yang mana memiliki struktur kristal *face-centered cubic*. Di awal peradaban, tembaga dibentuk dengan ditempa menjadi bentuk yang diinginkan atau dengan metode *smelting* dan *casting*. Banyak jenis bijih tembaga seperti *oxide (cuprite)*, *sulfide (chalcopyrite, bronite, chalconite, dan covellite)*, *carbonat (malachite dan auzurite)*, atau dalam bentuk silika (*chrysocolla*). Banyak dari jenis jenis *ore* ini ditemukan pada permukaan bumi yang tidak terlalu dalam. (Horath, 2001)

Tembaga mudah difabrikasi menjadi kawat, pipa, lembaran dan lain-lain. Sifat-sifat tembaga seperti konduktifitas listrik, konduktifitas termal dan ketahanan korosi ialah sifat yang paling banyak dimanfaatkan, hal tersebut ditunjukkan pada Tabel 2.1 (Davenport, 2002).

**Tabel 2.1** Penggunaan Sifat-Sifat Tembaga (*Copper Development Association*) dan Aplikasinya.

No	Sifat yang dimanfaatkan	% dari penggunaan total
1	Konduktifitas listrik	61
2	Ketahanan korosi	20
3	Konduktifitas termal	11
4	Sifat mekanik dan struktural	6
5	Seni	2
No	Aplikasi	% dari penggunaan total
1	Konstruksi bangunan	40
2	Produk-produk elektronik	25



3	Mesin dan peralatan industri	14
4	Peralatan transportasi	11
5	Barang-barang konsumen	10

(Sumber : Davenport, 2002)

Tembaga memiliki konduktifitas panas dan listrik yang tinggi. Konduktifitas termal dari tembaga 10 kali lebih tinggi dari baja. Ini membuat tembaga lebih baik untuk *chill*, *casting molds*, dan aplikasi lain yang membutuhkan perubahan cepat oleh panas. Titik lebur tembaga adalah 1981<sup>0</sup>F (1092<sup>0</sup>C). Namun oksida terbentuk ketika tembaga terpapar oleh panas atau kondisi lingkungan periode yang panjang. *Surface treatments* membantu memelihara penampilan tembaga dalam hal ini. (Horath, 2001)

## 2.2. Mineral tembaga

Tembaga di alam umumnya berupa mineral tembaga-besi-sulfat dan tembaga-sulfat. Bijih tembaga yang paling umum adalah *sulphides*, *chalcocite*  $\text{Cu}_2\text{S}$ , *chalcopyrite*  $\text{CuFeS}_2$ , *covellit*  $\text{CuS}$ , dan *Bornite*  $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ . Konsentrasi mineral tersebut rendah dalam sebuah bijih. Umumnya copper ore mengandung dari 0,5% (*open pit mines*) hingga 1 atau 2 % Cu (*underground mines*). Tembaga juga didapat dari mineral yang teroksidasi, *cuprite* ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ): karbonat, *malachite*, dan *azurite*: *silica*, *chrysocholla*. bijih dalam bentuk ini kebanyakan diolah dengan menggunakan metode *hydrometallurgy*. Tiap mineral tembaga memiliki persentase Cu yang berbeda-beda. Hal ini dikarenakan struktur kimia tiap mineral tembaga berbeda-beda. Tabel 2.2 menunjukkan perbedaan komposisi Cu pada tiap mineral tembaga (Davenport, 2002).

**Tabel 2.2** Perbedaan Komposisi Cu untuk Tiap Mineral Tembaga.

No	Tipe	Jenis Mineral	Rumus Kimia	% Cu Teoritis
1	Mineral sulfida primer ( <i>hypogene sulfides</i> )	Kalkopirit	$\text{CuFeS}_2$	34,6
		Bornit	$\text{Cu}_5\text{FeS}_4$	63,3
	Mineral Sekunder			
2	<i>Supergene sulfides</i>	Kalkosit	$\text{Cu}_2\text{S}$	79,9



		Kovelit	CuS	66,5
2	Tembaga alam	Logam	Cu <sup>0</sup>	100
3	Karbonat	Malasit	CuCO <sub>3</sub> .Cu(OH) <sub>2</sub>	57,5
		Azurit	2 CuCO <sub>3</sub> .Cu(OH) <sub>2</sub>	55,3
4	Hidroksi-silikat	<i>Chrysocolla</i>	CuO.SiO <sub>2</sub> .2H <sub>2</sub> O	36,2
5	Hidroksi-klorit	<i>Alacamite</i>	Cu <sub>2</sub> Cl(OH) <sub>3</sub>	59,5
6	Oksida	Cuprit	Cu <sub>2</sub> O	88,8
		Tenorit	CuO	79,9
7	Sulfat	Antlerit	CuSO <sub>4</sub> .2Cu(OH) <sub>2</sub>	53,7
		<i>Brochantite</i>	CuSO <sub>4</sub> .3Cu(OH) <sub>2</sub>	56,2

(Sumber : Davenport, 2002)

Di Indonesia sendiri, mineral tembaga tersebar di berbagai daerah. Peta persebaran mineral tembaga yang ada di Indonesia ditunjukkan pada Gambar 2.1 di bawah ini.



**Gambar 2.1** Peta persebaran mineral tembaga yang ada di Indonesia.

Di Atambua sendiri, mineral tembaga yang paling dominan ialah jenis malasit (CuCO<sub>3</sub>.Cu(OH)<sub>2</sub>). Malasit memiliki warna hijau muda, dan semakin pekat jika

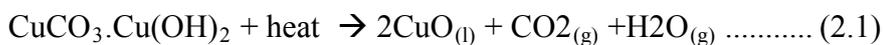


kandungan malasit di dalamnya tinggi. Malasit sendiri tergolong mineral tembaga sekunder yang mana terletak pada daerah oksidasi. Malasit akan sering ditemukan dengan mineral tembaga lain seperti azurit dan cuprit. Pada temperatur kamar, malasit memiliki struktur kristal monoklinik (Mineral Data Publishing, 2001-2005). Penampakan fisik dari malasit ditunjukkan oleh Gambar 2.2 di bawah ini.

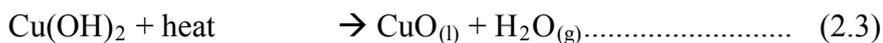
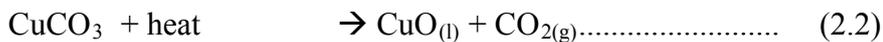


**Gambar 2.2** Malasit ( $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$ )

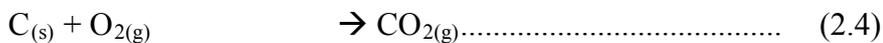
Dari segi proses smeltingnya, malasit pertama-tama akan terdekomposisi menjadi tembaga oksida. Reaksinya ialah sebagai berikut.



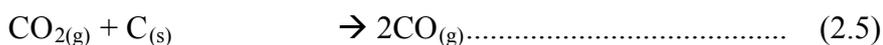
Atau dipecah



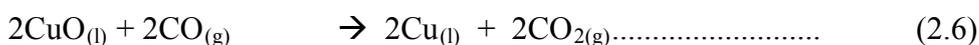
Karbon monoksida, karbon, dan panas berasal dari pembakaran arang dan batubara.



Ketika gas karbon monoksida ini terbentuk, maka akan naik dan bertemu dengan carbon dari batubara di atasnya, pada temperatur dan tekanan yang tepat sesuai diagram ellingham akan terbentuk



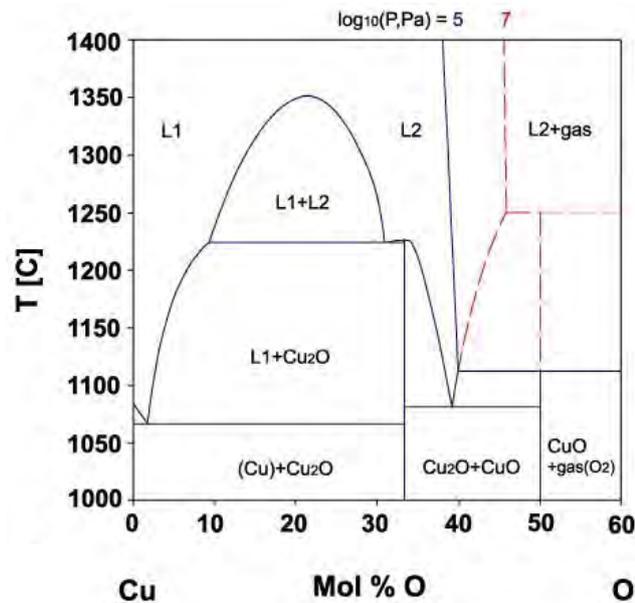
Kemudian karbon monoksida bertemu dengan CuO sehingga timbul reaksi



CuO sendiri memiliki beberapa kali perubahan fasa saat dikenai temperatur tinggi. Hal tersebut dapat dilihat pada diagram fasa Cu-O. Diagram fasa Cu-O



ditunjukkan pada Gambar 2.3 di bawah. Dari Gambar 2.5 di bawah, tampak bahwa pada komposisi Cu-20%O, saat temperatur 1350<sup>0</sup>C, sistem ini mengalami pelelehan (Dunn dkk, 1944).



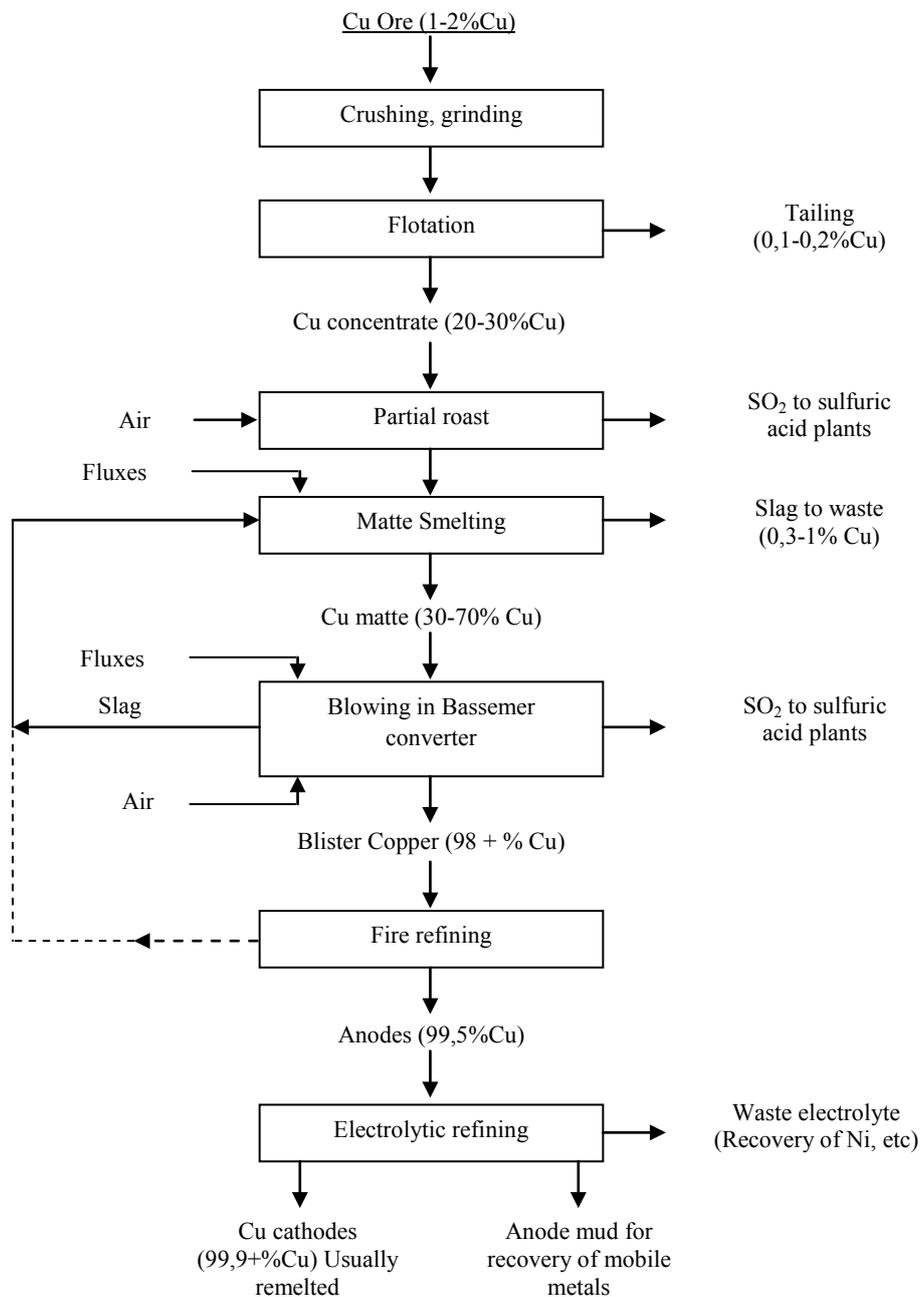
**Gambar 2.3** Diagram fasa untuk sistem Cu-O (Dunn dkk, 1944).

### 2.3. Pengolahan tembaga secara pirometalurgi.

Dalam skema pengolahan mineral tembaga, ada beberapa istilah penting antara lain unit proses, unit operasi dan *flow sheet*. Unit proses ialah suatu langkah yang dicirikan oleh suatu reaksi kimia tertentu. Unit operasi ialah suatu langkah yang disirikan oleh fitur-fitur fisik tertentu. (Rosenqvist, 2004).

Di sisi lain, *flowsheet* adalah proses atau kombinasi proses yang digunakan dalam sebuah gambaran pabrik, yang mana terdiri dari unir proses dan unit operasi. Tiap mineral memiliki *flow sheet* nya sendiri-sendiri, berbeda antara mineral satu dengan mineral lainnya (Rosenqvist, 2004).

Pengolahan tembaga memiliki flow sheet tertentu yang mana terdiri dari *crushing, grinding, flotasi, roasting, smelting, blowing, fire refining* dan elektrolitik *refining*. *Flow sheet* pengolahan mineral tembaga diperlihatkan pada Gambar 2.4.



**Gambar 2.4** Flow Sheet pengolahan bijih tembaga (Rosenqvist, 2004).

### 2.3.1. Benefikasi (*Crushing, grinding* dan flotasi)

Sebelum dimasukkan ke smelter, mineral harus dibenefikasi. Benefikasi ialah bagian proses ekstraksi yang mana tujuannya ialah meningkatkan sifat fisik dan kimia mineral. Untuk proses benefikasi *high-grade ore* caranya dengan *crushing* sehingga membentuk *fine ore* dan



*lump ore* (mineral kasar). Sedangkan *low-grade* caranya dengan urutan : *washing, screening, magnetic separation, concentration* dll. Hasil dari beneficiasi ini dinamakan sebagai konsentrat. Baik fine ore maupun konsentrat harus digumpalkan (diagglomerasi) sebelum masuk ke BF, karena jika ore atau partikel serbuk terlalu halus, maka tidak bisa menyediakan counter flow (turun) yang baik dan gas yang naik. Dua cara aglomerasi yang umum digunakan ialah *sintering* dan *pelletizing*. *Sintering* untuk *fine ore*, sedangkan *pelletizing* untuk konsentrat (Babich dkk, 2008).

Impuritas dalam ore dibagi menjadi impuritas yang berguna dan yang membahayakan. Impuritas yang membahayakan antara lain S, P, As, Zn, Pb, Na, K. Zn dan Pb dapat merusak lapisan refraktori dengan mengurangi life time dari *Blast furnace*. Alkali menyebabkan pengurangan kekuatan kokas dan pellet, mengganggu distribusi gas dan pengaliran produk likuid (Babich dkk, 2008).

Crushing mineral tembaga dilakukan dengan menggunakan *jaw crusher* atau dengan crusher-crusher lainnya, sedangkan *grinding* dilakukan dengan menggunakan *ball mill*. Tujuan dari *crushing* dan *grinding* ini ialah untuk mengecilkan ukuran mineral hingga ukuran tertentu yang diijinkan masuk ke *smelter*.

Setelah mineral dikecilkan ukurannya, kemudian dilakukan konsentrasi yaitu dengan metode flotasi. Metode flotasi dilakukan dengan tujuan meningkatkan kadar Cu dalam mineral dengan cara memanfaatkan sifat hidrofilik dan hidrofobik antara mineral dan *gangue* terhadap cairan flotasi. Teknik flotasi yang paling sering digunakan ialah *Froth Flotation* (Babich dkk, 2008).

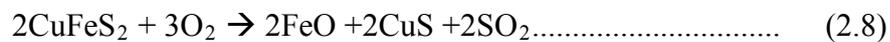
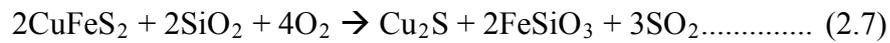
### 2.3.2. Roasting

*Roasting* disini bertujuan untuk menghilangkan impuritas yang ada pada konsentrat. Biasanya, konsentrat mengandung 10-56% air. Mineral tembaga tadi dipanaskan hingga temperatur 590<sup>0</sup>C. Impuritas-impuritas seperti arsenik, raksa dan beberapa belerang hilang, belerang dihilangkan dengan cara pembentukan gas SO<sub>2</sub>. Yang tersisa ialah produk oksidasi

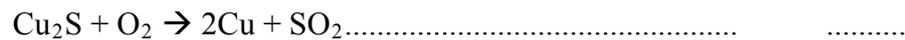


yang mengandung persentase belerang yang cukup rendah untuk smelting.

Reaksi yang terjadi pada saat *roasting* ialah sebagai berikut.



Kemudian, tembaga (I) sulfida dirubah menjadi tembaga dengan tiupan udara akhir.



(2.9)

Pada 2005, *roasting* tidak lagi umum digunakan pada perlakuan konsentrat. Teknologi yang sedang umum digunakan ialah smelting langsung, seperti : *flash smelting*, Noronda, USA *smelting*, Mitsubishi atau dapur EL Temento (Babich dkk, 2008).

### 2.3.3. *Matte Smelting*

Tujuan dari *matte smelting* ialah menghilangkan unsur selain Cu pada mineral tembaga, bisa dengan cara mengoksidasi atau dengan cara mereduksi dengan gas tanur untuk memproduksi fasa likuid sulfida yang kaya akan Cu (*matte*). Produk dari proses smelting ini antara lain (i) *matte* likuid sulfida (45-75% Cu) dan (ii) slag. Selain itu, proses *smelting* juga menghasilkan gas luar berupa SO<sub>2</sub> (10 – 60% SO<sub>2</sub>). SO<sub>2</sub> ini berbahaya terhadap lingkungan, sehingga SO<sub>2</sub> ini harus dihilangkan sebelum dilepaskan ke lingkungan. Hal ini sering dilakukan dengan penangkapan gas SO<sub>2</sub> sebagai asam sulfurik. Berbagai jenis smelter dapat digunakan untuk proses smelting ini antara lain Mitsubishi, Outokumpu, Flash dan lain-lain (Davenport, 2002).

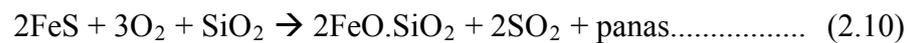
### 2.3.4. *Converting*

*Converting* dilakukan dengan cara mengalirkan udara yang kaya akan oksigen ke *matte*. Hal ini menghilangkan Fe dan S dari *matte* untuk menghasilkan tembaga cair mentah (99% Cu). Proses *converting* ini umumnya dilakukan pada konverter silindrik Pierce-Smith (Devenport, 2002).

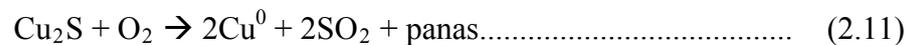


Matte yang berupa cairan ( $1200^{\circ}\text{C}$ ) ditransfer dari smelter ke dalam ladle dan dituangkan ke dalam konverter melalui saluran terpusat yang besar. Kemudian matte tadi ditiupkan oksigen (*blast*) dan konverter diputar. Panas yang terbentuk dari proses oksidasi Fe dan S cukup untuk membuat proses berjalan secara autotermal. Contoh reaksi yang ada dalam konverter ialah sebagai berikut.

(i) Penghilangan FeS atau tahap pembentukan slag.



(ii) Tahap pembentukan tembaga blister.



$\text{SO}_2$ , 8 hingga 12 % volume dalam *offgas* konverter, ialah produk dari reaksi *converting*. Hal tersebut kemudian dikombinasikan dengan gas dari smelter dan ditangkap sebagai asam sulfurik (Davenport, 2002).

#### 2.3.5. Elektro *refining* dari tembaga *blister*.

Tembaga dari proses konverter kemudian dimurnikan dengan cara elektrokimia menjadi katoda tembaga yang memiliki kemurnian sangat tinggi. Tembaga ini hanya memiliki impuriti kurang dari 20 ppm. Proses elektro *refining* ini membutuhkan anoda yang kuat, tipis dan datar untuk disisipkan katoda pada sel *refining*. Anoda ini diproduksi dengan menghilangkan S dan O dari tembaga *blister* kemudian dicor pada cetakan berbentuk anoda. Proses elektrowinning ini memerlukan :

- (i) Tembaga yang larut secara elektrokimia dari anoda yang tak murni ke dalam elektrolit  $\text{CuSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{SO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$
- (ii) Tembaga murni (tanpa impuriti pada anoda) dari elektrolit ke baja tahn karat atau katoda tembaga (Davenport, 2002).

### 2.4. *Mini Blast furnace (MBF)*

*Mini Blast furnace* ini dibuat dengan mengkombinasikan cara kerja kupola dan *Blast furnace*, dengan kata lain prinsipnya ialah dengan cara *counter current flow*. *Blast Furnance* umumnya terdiri dari baja silinder yang dilapisi dengan batu

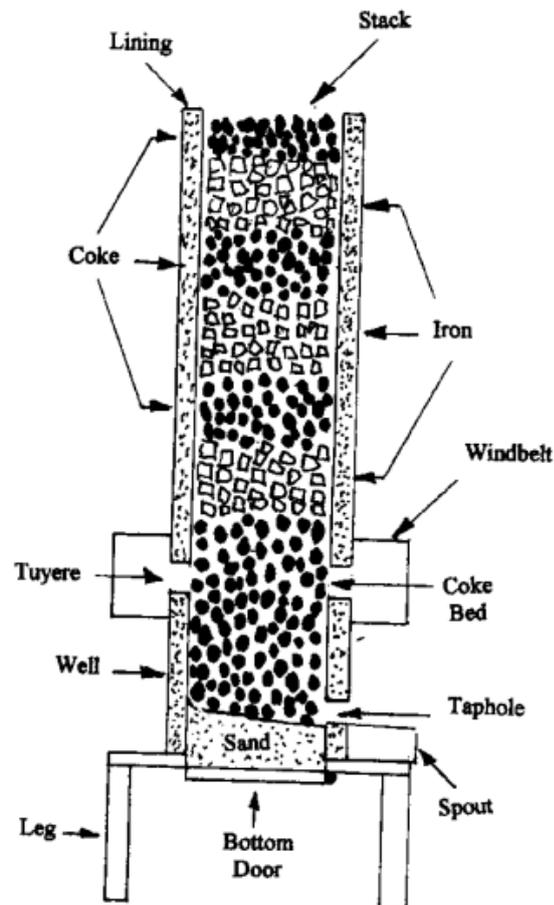


---

tahan api (refraktori), yang tidak mengandung logam seperti batu bata tahan api. Lapisan diperuncing pada bagian atas dan bagian bawah. Pada bagian yang lebih rendah, disebut *bosh* yang dilengkapi dengan beberapa lubang pembuka atau tuyeres yang dilewati tiupan aliran udara panas. Dekat dasar dari *bosh* terdapat lubang tempat mengalirnya lelehan logam ketika lelehan didalam furnace akan dituang (*tapped*). Dan diatas lubang ini tetapi dibawah tuyeres terdapat lubang lain untuk mengeluarkan slag. Puncak furnace yang memiliki tinggi sekitar 2,7 m, terdapat pipa pembuangan gas dan sepasang *hoppers* berbentuk katup dengan pengungkit untuk tempat pengisian material yang akan dicor. Gas buang dari puncak tanur akan dimasukkan ke *Wet Scrubber*, dan sebagian gas panas diinjeksikan kembali ke tuyere pada bagian bawah furnace. Proses penuangan logam cair melalui saluran dekat bosh bagian bawah dan logam cair akan melewati saluran runner tanah liat, lalu ke saluran bata yang lebih besar sebagai penampung yang berupa *ladle*.

MBF memiliki desain yang mirip seperti kupola untuk peleburan besi. Oleh karena itu, daerah-daerah yang ada pada MBF juga mirip seperti daerah – daerah yang ada pada kupola. Terdapat lima area di dalam kupola. Area-area ini antara lain daerah well, pembakaran, reduksi, pelelehan dan daerah pemanasan awal. Desain kupola untuk peleburan besi dapat dilihat pada Gambar 2.5. Di sisi lain, daerah – daerah tersebut dapat dilihat pada Gambar 2.6.

Daerah *well* terdapat pada bagian bawah kupola. Daerah ini menampung logam cair hingga kupola dilakukan tapping. Kedalaman *well* mempengaruhi temperatur logam yang ditapping. Logam cair yang lebih panas disebabkan oleh daerah *well* yang dangkal. Pemisahan slag dan mengambangny slag terjadi di daerah *well* ini (Stephen, 2000).



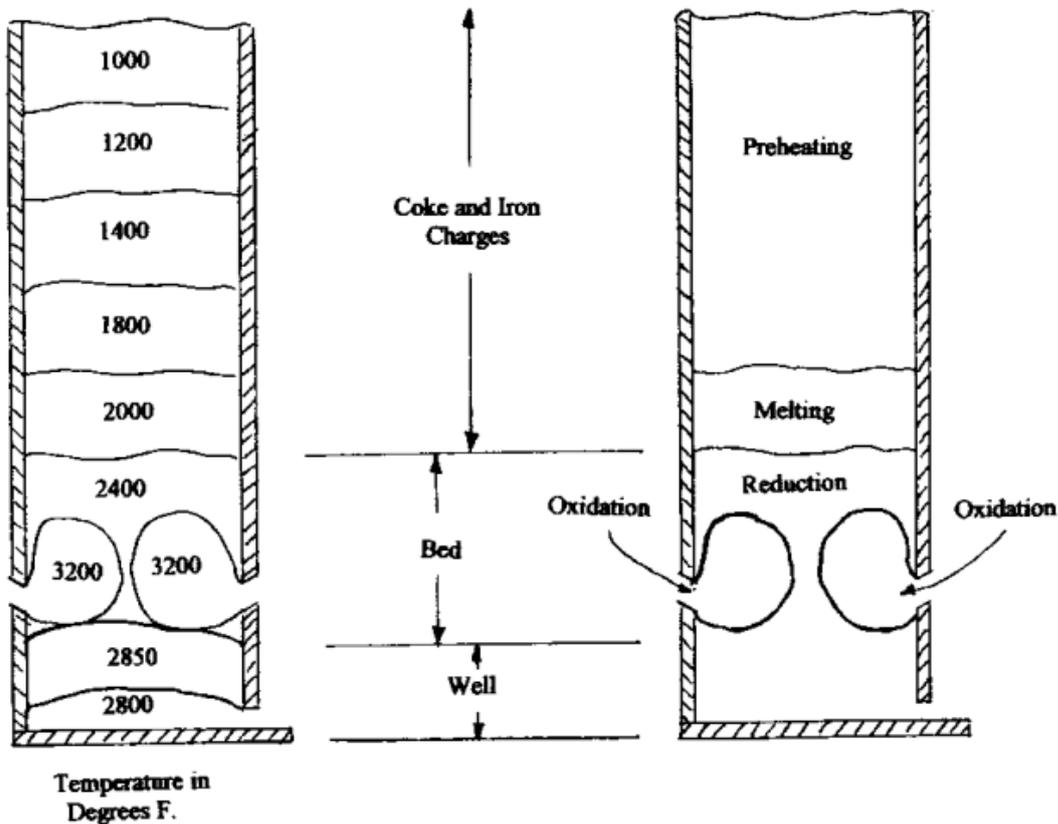
**Gambar 2.5** Kupola untuk peleburan besi (Stephen, 2000).

Daerah pembakaran (*combustion zone*) adalah suatu daerah di mana *blast* masuk ke dalam kupola dan bereaksi dengan kokas untuk membentuk karbon monooksida dan karbon dioksida. Panas dari reaksi dapat memanaskan logam dan membentuk gas panas, yang mana melelehkan dan memeanasi awal material yang masuk. Hal ini adalah daerah dimana energi termal atau panas terbentuk.

Daerah reduksi adalah bagian luar dari daerah pembakaran dan daerah oksidasi. Logam mengalami superheated pada daerah ini. Oksida dari logam direduksi juga pada daerah ini (Stephen, 2000).



Daerah pelelehan adalah daerah dari atas dasar kokas sampai dimana logam benar-benar mencair. Daerah pelelehan terdapat di antara daerah reduksi dan daerah pemanasan awal (Stephen, 2000).

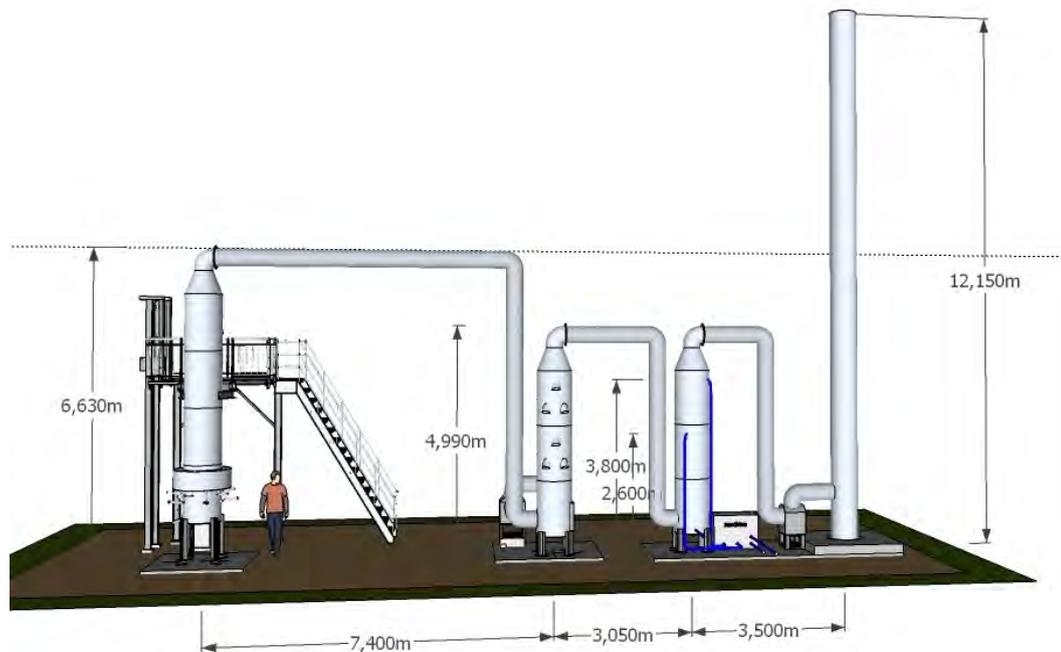


**Gambar 2.6** Daerah-daerah yang ada pada kupola untuk peleburan besi (Stephen, 2000).

Daerah pemanasan awal adalah di atas daerah pelelehan sampai dengan bagian atas material yang masuk. Temperatur material yang masuk harus naik dari temperatur ruangan atau temperatur ambien hingga temperatur pelelehan. Material yang masuk menerima jumlah tambahan panas terbesar pada daerah ini. Gas yang masuk ke dalam daerah ini memiliki temperatur sekitar  $1204^{\circ}\text{C}$  ( $2200\text{ F}$ ), akan tetapi setelah memberikan panasnya pada material yang masuk, mereka keluar dari tanur pada temperatur  $204$  sampai  $427^{\circ}\text{C}$ . Fungsi pemanasan awal ialah untuk memberikan panas awal, agar pelelehan pada daerah pelelehan berlangsung dengan baik. Selain itu, pemanasan awal berfungsi untuk mengeringkan material yang masuk ke dalam furnace (Stephen, 2000).

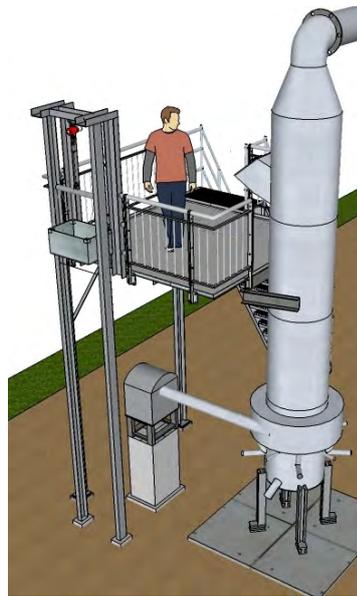


Pada penelitian ini digunakan *Mini Blast furnace* sederhana, tanpa mengubah prinsip dasar dari teknologi yang sudah ada, akan tetapi ditambahkan beberapa hal yang dapat meningkatkan efisiensinya. Gambar dari MBF dapat dilihat pada Gambar 2.7 dan Gambar 2.8.



**Gambar 2.7** *Mini Blast furnace* secara keseluruhan (meliputi sistem pengolahan gas keluaran) untuk pengolahan mineral tembaga.

Beberapa modifikasi yang ditambahkan antara lain menambahkan saluran bahan bakar gas apabila dibutuhkan untuk pencairan batuan atau logam yang membutuhkan panas sangat tinggi. Misalnya pada pembakaran untuk pengolahan *ferrochrome* atau *ferromanganese*. Tinggi *blast furnace* banyak di kurangi, untuk mereduksi biaya pembuatan. Dan efek dari pengurangan tinggi *blast furnace* ini adalah meningkatkan tekanan pada daerah melting zone menjadi 2,3 atm. Dengan tekanan yang tinggi ini, menjadikan pembakaran pada daerah di bawah tuyser menjadi lebih maksimal (Stephen, 2000).



**Gambar 2.8** Reaktor *Mini Blast furnace*

Tekanan pada desain *blast furnace* yang umum adalah 1,2 atm. Pada tungku bagian atas, diameter tungku dikurangi secara bertahap, sampai menjadi diameter 3.5 inch. Kemudian disalurkan melalui pipa ke dalam air yang terdapat pada drum drum yang telah disiapkan. Fungsi dari teknik ini adalah untuk mereduksi asap yang terjadi dan menangkap partikel logam yang terbang ataupun menguap (misalnya pada batuan seng). Reduksi asap ini dilakukan tiga kali, sehingga asap dapat tereduksi secara maksimal. Jarak antara tuyer dan lubang tap diperpendek. Hal ini dapat menambah suhu pemanasan, sehingga mengurangi resiko beku pada logam cair. Dengan suhu yang tinggi, sangat berpengaruh terhadap liquiditas terak. Tungku dipisah perbagian (*knock down*). Sehingga dengan mudah dapat diangkut ke daerah daerah kecil sekalipun. Proses pemasangannya pun menjadi sangat mudah.

## **2.5 Variabel – Variabel Proses yang Mempengaruhi Proses Smelting**

Pada *Mini Blast furnace*, parameter-parameter prosesnya dapat didekati dengan pemahaman parameter proses pada kupola untuk pengolahan besi, antara lain : *blast rate*, kecepatan pelelehan, temperatur logam dan tekanan *blast*.



Parameter-parameter ini sangat menentukan hasil dari proses *smelting* bijih tembaga.

### 2.5.1. *Blast Rate*

Semakin tinggi *blast rate*, maka semakin tinggi pula temperatur tapping dari logam cair hingga mencapai suatu titik tertentu dan kemudian turun dengan meningkatnya *blast rate*.

Dalam praktek, *blast rate* yang optimal bervariasi terhadap tingkat perbandingan logam:kokas dan sifat dasar material yang dilelehkan. Akan tetapi, telah ditemukan bahwa, baik secara eksperimen dan praktek, *blast rate* yang optimal untuk peleburan besi kira-kira ialah  $115 \text{ m}^3/\text{min}$  per meter kuadrat dari luas cross sectional kupola pada daerah tuyer (BCIRA, 1979).

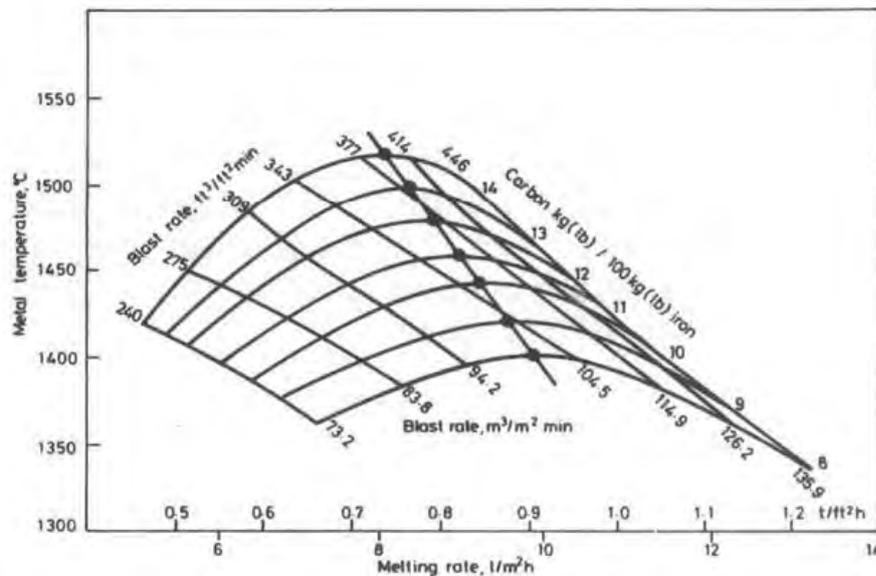
Ketika pengoperasian kupola, tidak hanya kecepatan leleh logam saja yang dibutuhkan, akan tetapi juga pada temperatur berapa. Gambar 2.9 menunjukkan korelasi antara pemasukan kokas, *blast rate*, kecepatan pelelehan dan temperatur logam. Gambar 2.9 disebut sebagai diagram 'net'. Diagram net menunjukkan bahwa :

1. Pada rasio kokas : logam tertentu (atau lebih tepatnya, rasio karbon yang dibakar dengan besi), peningkatan *blast rate* akan menyebabkan peningkatan baik kecepatan pelelehan dan temperatur logam hingga mencapai nilai optimal tertentu. Kemudian, peningkatan *blast rate* akan menyebabkan temperatur logam turun.
2. Pada *blast rate* yang konstan, peningkatan pemasukan kokas mengurangi kecepatan pelelehan dan meningkatkan temperatur logam.
3. Untuk meningkatkan temperatur logam akan tetapi juga menjaga kecepatan pelelehan tetap konstan, caranya ialah dengan meningkatkan pemasukan kokas dan meningkatkan *blast rate* secara bersamaan.

Diagram 'net' di bawah hanya valid digunakan secara kuantitatif untuk kupola yang mana digunakan untuk memperoleh diagram 'net' di atas. Hal itu seharusnya tidak digunakan untuk memperkirakan temperatur pada kupola lainnya, karena hal itu bergantung pada beberapa faktor



desain dari kupola itu sendiri, misalnya diameter, kedalaman, tinggi *shaft* dan lain-lain serta bergantung pada kondisi awal material yang digunakan dan ukuran serta kualitas kokasnya. Akan tetapi, pengetahuan mengenai diagram di atas dapat membantu untuk menyediakan indikasi yang mendekati sesuai dalam hal pengontrolan untuk memperoleh kondisi operasi yang optimal (Pettersen dkk, 1961).



**Gambar 2.9** Diagram *Net* untuk proses pada kupola (Pettersen dkk, 1961).

### 2.5.2. Kecepatan pelelehan (*Melting rate*)

Kecepatan pelelehan bergantung pada perbandingan kokas terhadap besi, dan seberapa cepat kokas terbakar. Kecepatan kokas terbakar ditentukan oleh *blast rate*. Hubungan antara *blast rate*, jumlah perbandingan kokas terhadap logam dan kecepatan pelelehan dapat diturunkan seperti persamaan di bawah :

- Jika  $Q$  = Blast rate,  $m^3/min$  pada STP ( $0^{\circ}C$ , 101,3 kPa)  
 $M$  = Jumlah karbon yang terbakar,  $kg/min$   
 $L$  = jumlah udara yang digunakan,  $m^3$  (pada STP) per  $kg$  karbon yang terbakar  
 $C$  = Jumlah karbon yang terbakar,  $kg$  per 100  $kg$  besi yang dilelehkan



S = Kecepatan pelepasan, ton/jam

Maka, kecepatan pelepasan dapat dihitung dengan menggunakan rumus dibawah ini.

$$M = \frac{S \times 1000}{60} \times \frac{C}{100} = \frac{S \times C}{6} \dots \dots \dots (2.12)$$

Sedangkan *Blast rate* nya dapat dihitung dengan menggunakan persamaan di bawah ini.

$$Q = \frac{L \times S \times C}{6} \dots \dots \dots (2.13)$$

Jumlah udara yang dibutuhkan per kg karbon (l) bergantung pada tingkat kesempurnaan pembakaran, atau dengan kata lain bergantung pada proporsi relatif dari karbon dioksida dan karbon monoksida dalam gas yang keluar dari tanur. Jika karbon yang dibakar hanya menghasilkan CO<sub>2</sub> saja, maka 8,93 m<sup>3</sup> udara akan dibutuhkan untuk membakar 1 kg karbon. Sedangkan jika karbon yang dibakar menghasilkan CO saja, maka hanya setengah dari udara yang diperlukan, yaitu 4,47 m<sup>3</sup>. Akan tetapi, di dalam kupola, karbon yang dibakar tidak pernah menghasilkan CO atau CO<sub>2</sub> akan tetapi campuran dari keduanya. Perbandingan CO<sub>2</sub>:CO dalam gas dan juga jumlah udara yang dibutuhkan untuk membakar karbon bergantung pada sejumlah faktor-faktor, akan tetapi yang paling penting ialah bergantung pada perbandingan karbon yang dibakar terhadap besi yang dilelehkan (rasio kokas:logam) (Pettersen dkk, 1961).

### 2.5.3. *Blast Pressure*

Banyak kupola dilengkapi dengan sebuah alat kontrol yang mana mampu mengindikasikan tekanan udara pada *windbelt*, dan suplai *blast* diatur berdasarkan pembacaan yang diperoleh. Akan tetapi, tekanan udara dalam *windbelt* hanya merupakan indikasi dari ujung atas pompa (head) yang dibutuhkan untuk mendorong udara dengan volume tertentu masuk ke dalam kupola. Hal tersebut tidak memberikan informasi mengenai kecepatan udara yang disuplai ke dalam kupola (Pettersen dkk, 1961).



Hubungan antara *blast rate* dan *blast pressure* tidak hanya bervariasi secara luas untuk jenis kupola yang berbeda, tapi dapat juga bervariasi selama operasi pada tanur khusus. Sebagai contoh, untuk kecepatan suplai udara yang konstan, tekanan akan meningkat jika tuyer *slag-over* sangat buruk, atau jika densitas paking dari material yang masuk meningkat. Dalam praktek, peningkatan tekanan *blast* karena penyebab-penyebab ini biasanya diatasi dengan pengurangan laju udara yang disuplai oleh kipas, akan tetapi para operator sering salah dalam mengasumsikan bahwa peningkatan tekanan *blast* ialah indikasi dari peningkatan kecepatan *blast*. Mereka kemudian menutup katup kontrol *blast* untuk mengembalikan tekanan *blast* pada nilai awalnya, dengan begitu mengurangi kecepatan *blast*, dan sehingga menyebabkan tanur lebih jauh tak terkontrol (Pettersson dkk, 1961).

Di sisi lain, tekanan turun jika material yang masuk memiliki densitas paking yang lebih kecil. Pada kasus ini, penurunan tekanan biasanya diatasi dengan peningkatan kecepatan *blast*. Operator cenderung untuk membuka katup kontrol *blast* lagi, sehingga mengganggu pengontrolan (Pettersson dkk, 1961).

Kecepatan *blast* dapat dikontrol secara akurat dengan menggunakan pengukur aliran udara (*air-flow meter*). Hal ini biasanya berdasar pada penggunaan lempeng orifis atau tabung venturi, yang disisipkan dalam pintu innti blast atau pada lubang masuk (*inlet*) ke kipas. Kecepatan udara ialah proposional terhadap head yang berbeda melalui elemen pengukur, dan biasanya direkam pada grafik yang dikalibrasi dalam laju aliran ( $\text{m}^3/\text{min}$ ,  $\text{ft}^3/\text{min}$ ) (Pettersson dkk, 1961).

#### 2.5.4 Pengaruh Penambahan Batu Bara

Selain dari pengotor (*gangue*) ore, slag juga berasal dari batu bara. Batu bara mengandung suatu kandungan yang disebut sebagai mineral matter. Mineral matter pada batu bara umumnya ialah  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{SO}_3$ .  $\text{SiO}_2$  merupakan mineral matter yang paling dominan dalam batu bara (Pummil, 2012).



Mineral matter yang ada pada batu bara mempengaruhi sifat slag. Song dkk (2010) membagi mineral menjadi dua kelompok, yaitu Oksida fluks antara lain  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$  dan oksida pembentukan kaca, antara  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  dan  $\text{TiO}_2$ . Oksida fluks dapat menurunkan viskositas slag dan temperatur leleh. Di sisi lain, oksida pembentukan kaca memiliki pengaruh yang sebaliknya, yaitu meningkatkan viskositas slag pada temperatur tertentu dan meningkatkan temperatur saat slag mulai untuk mengalir.

Pada saat slag mengalir, slag memiliki dua sifat fluida yang berbeda yang mana tergantung pada temperatur kerjanya. Temperatur transisi tersebut disebut sebagai temperatur viskositas kritis ( $T_{cv}$ ). Temperatur tersebut menjadi batas transisi dari slag yang memiliki sifat fluida non newtonian dengan fluida newtonian. (Reid dan Cohen 1944).

Slag glas memiliki nilai  $T_{cv}$  yang lebih rendah dan memiliki hubungan viskositas/temperatur yang lebih tidak curam. Sementara di sisi lainnya, slag kristalin memiliki nilai  $T_{cv}$  yang lebih tinggi dan bahkan dengan penurunan temperatur yang kecil di bawah  $T_{cv}$  akan menaikkan viskositas slag secara drastis. (Pummil, 2012).

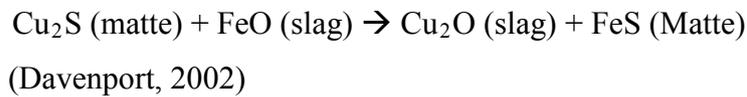
Jumlah  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  yang terkandung di dalam slag akan banyak mempengaruhi viskositas dari slag. Cohen dan Reid (1944) melalui penelitiannya menyatakan bahwa slag dengan kandungan  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  yang melebihi 20 persen akan memiliki viskositas yang sangat tinggi.

Jumlah juga  $\text{Al}_2\text{O}_3$  akan mempengaruhi viskositas dan fluiditas dari slag. Semakin tinggi jumlah  $\text{Al}_2\text{O}_3$  maka semakin turun fluiditas dari slag. Penelitian yang dilakukan oleh Jia-Hyan Shiau dkk Tahun 2012 menyimpulkan bahwa temperatur liquidus slag yang paling rendah dan kestabilan viskositas slag yang paling baik akan tercapai pada saat  $\text{MgO} = 5,4\%$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3 = 15\%$ ,  $\text{TiO}_2 = 0,55\%$  dan  $\text{C/S} = 1,2$  untuk variasi  $\text{MgO} (0 - 15\%)$ . Selain itu, dia juga menyimpulkan bahwa temperatur liquidus akan menurun dengan menurunnya jumlah  $\text{MgO}$  dan viskositas slag tidak dipengaruhi oleh  $\text{MgO}$  pada range  $\text{MgO} = 5 - 9\%$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3 = 15\%$ ,  $\text{C/S} = 1 - 1,2$ . (Jia-Shyan Shiau, 2012).



### 2.5.5 Pengaruh Penambahan Kapur

Kapur mengandung senyawa  $\text{CaCO}_3$  dan  $\text{MgCO}_3$  yang mana saat dipanaskan akan terdekomposisi menjadi  $\text{CaO}$  dan  $\text{MgO}$  yang bisa mengurangi viskositas slag karena mampu mengikat  $\text{SiO}_2$ . Viskositas dari slag dapat diturunkan dengan menambahkan fluks ke dalam slag. Fluks bisa berupa lime (kapur) atau dolomite. Kapur atau dolomite dapat menurunkan massa slag dan menurunkan viskositas slag, serta memudahkan proses tapping. Akan tetapi, hal tersebut dapat juga meningkatkan aktifitas  $\text{FeO}$  di dalam slag, yang mana menyebabkan  $\text{Cu}_2\text{O}$  semakin banyak yang terlarut di dalam slag.



Cairan slag paling banyak mengandung  $\text{SiO}_2$ . Mereka diketahui memiliki sifat listrik dan mengandung ion ion sederhana dan kompleks. Analisa kristal dari silika solid menunjukkan bahwa silika menempati bagian tengah struktur tetrahedron yang mana dikelilingi oleh 4 atom oksigen, satu pada masing – masing 4 pojoknya. Masing – masing atom oksigen terikat pada dua atom silikon dan jaringannya kontinu dalam tiga dimensi. Viskositas silika sangat tinggi ( $10^5$  P), bagian pojoknya terikat secara kuat dalam semua arah, dalam suatu jaringan yang luas. Pada saat kapur atau magnesia ditambahkan ke dalam silika leleh, dua ikatan silikon-oksigen akan terbuka karena adanya sumbangan oksigen dari  $\text{CaO}$  atau  $\text{MgO}$ . Driving force dari proses pemisahan ikatan silika tersebut ialah atraksi (tarik – menarik) antara silikon dan oksigen. Hal tersebut bergantung pada valensi relatifnya dan radius ioniknya. Proses pemisahan ikatan silika oleh  $\text{CaO}$  atau  $\text{MgO}$  dapat dilihat pada gambar di bawah ini (Biswas, A.K., 1981)



Peningkatan kandungan  $\text{MgO}$  di dalam slag hingga batas tertentu pada kondisi perbandingan antara  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$  yang tetap dan/atau menggantikan



terlalu banyaknya kapur dengan MgO untuk menurunkan viskositas dan untuk menjaga kapasitas desulfurisasi dapat mengendalikan/menurunkan sulfur yang ada di dalam logam cair (Babich, A.I. dkk, 1993 dan Krasnobrov, V.A. dkk, 1996)

Kapur dan silika mungkin berkombinasi untuk membentuk ortho atau monosilikat ( $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ ), sesquisilicate ( $3\text{CaO}\cdot 2\text{SiO}_2$ ) dan bisilikat ( $\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ ). Magnesia membentuk dua mineral, antara lain akemanite ( $2\text{CaO}\cdot\text{MgO}\cdot\text{SiO}_2$ ) yang mana berhubungan dengan sesquisilikat dan monticelite ( $\text{CaO}\cdot\text{MgO}\cdot\text{SiO}_2$ ) yang mana berhubungan dengan orthosilikat. Alumina membentuk dua mineral antara lain anorthite ( $\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot 2\text{SiO}_2$ ) dan gehlinit ( $2\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot\text{SiO}_2$ ) (Babich, A. Dkk, 2008).

Titik leleh, viskositas atau fusibilitas dan kapasitas desulfurisasi ialah sifat – sifat slag yang paling penting. Mereka bergantung pada komposisi slag dan dapat bervariasi secara luas. Persentase dari senyawa yang berbeda yang terkandung di dalam slag dapat mengontrol perilaku dan sifat dari slag (Babich, A. Dkk, 2008).

Loses Cu secara fisika dapat diinterpretasikan oleh kecepatan settling matte atau logam dalam daerah well furnace. Kecepatan settling matte dan logam digambarkan melalui persamaan Stokes di bawah ini.

$$V = \frac{1}{18} g \frac{\rho_{drop} - \rho_{slag}}{\mu_{slag}} (\phi_{drop})^2 \dots\dots\dots (2.14)$$

Dimana : V ialah kecepatan settling droplet matte atau logam (m/s), g ialah kecepatan gravitasi ( $\text{m/s}^2$ ),  $\rho_{drop}$  ialah densitas droplet matte atau logam ( $3900 - 5200 \text{ kg/m}^3$ ),  $\rho_{slag}$  ialah densitas slag ( $3300 - 3700 \text{ kg/m}^3$ ),  $\mu_{slag}$  ialah viskositas slag (mendekatai  $0,1 \text{ kg/m.s}$ ) dan  $\phi_{drop}$  ialah diameter dari droplet matte atau logam Cu (m) (Davenport, 2002).

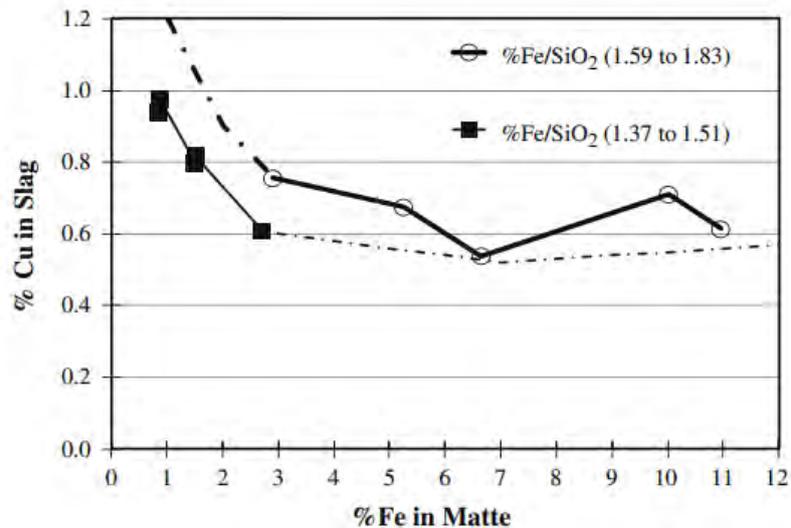
Loses Cu di dalam slag dapat disebabkan oleh beberapa faktor antara lain :

1. Viskositas dari slag terlalu tinggi (fluiditas terlalu rendah), sehingga ion  $\text{Cu}^{2+}$  atau partikel – partikel Cu atau matte sulit untuk berkumpul menjadi satu. Hal tersebut bisa dihindari salah satunya dengan cara



menghindari jumlah  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  yang berlebih di dalam slag serta menjaga agar slag tetap panas (Davenport, 2002).

Jumlah magnetite ini berhubungan dengan jumlah Fe (wt %). Jumlah Fe yang terkandung di dalam slag harus di antara 6 wt% hingga 9 wt%. Selain itu, temperatur juga dijaga pada  $1220^\circ\text{C}$  dan  $1240^\circ\text{C}$  (Coursol, 2012).



**Gambar 2.10** Tingkat terlarutnya Cu di dalam slag sebagai fungsi wt% Fe untuk dua rasio  $\text{Fe}/\text{SiO}_2$  yang berbeda (Coursol, 2012).

2. Daerah tenang yang ada pada smelting furnace terlalu kecil atau sempit (Davenport, 2002).
3. Lapisan slag yang terlalu tebal. Lapisan slag yang terlalu tebal ini dapat dihindari dengan cara memasukkan ore berupa konsentrat yang mana gangue nya sudah berkurang dan menambahkan kapur yang tidak terlalu banyak (Davenport, 2002).

Sehingga, kondisi – kondisi yang diperlukan agar Cu loses di dalam slag minimal antara lain : viskositas slag yang rendah, turbulensi pada daerah settling rendah (daerah well), waktu *residence* yang lama dan lapisan slag yang tipis (Davenport, 2002).



**2.6 Termodinamika dalam *smelting* mineral tembaga**

Tabel 2.3 di bawah menunjukkan beberapa sifat termodinamik yang penting dalam perhitungan termodinamika dalam proses *smelting* mineral tembaga.

**Tabel 2.3** Sifat Termodinamik Beberapa Senyawa

No	Elemen	$\Delta H_{298}$ (kJ/mol)	Temperatur Transisi (K)	$C_p$ (J mol <sup>-1</sup> K <sup>-1</sup> )	$\Delta H_{fus}$ (kJ/mol)	Sumber
1	Malasit {CuCO <sub>3</sub> . Cu(OH) <sub>2</sub> }	7,5	1123	$46,02 + 403,21 \times 10^{-3} T - 14,27 \times 10^{-5} T^2$	-	(Kiselva, 2008)
2	Cu <sub>(l)</sub>	9,31	298-1365	$22,64 + 6,28 \times 10^{-3} T$	-12,97	NIST
			1365-1600	31,38		NIST
3	CuO <sub>(s)</sub>	-157,3	1365	$37,5 + 14,43 \times 10^{-3} T + 3.448 \times 10^6 T^{-2} - 1,017 \times 10^9 T^3$	-	NIST
4	FeO <sub>(s)</sub>	-264,4	-	$51,58 + 6,78 \times 10^{-3} T - 1,59 \times 10^5 T^{-2}$	-	(Gaskell, 1981)
5	SiO <sub>2(s)</sub>	-190,7	-	$46,95 + 34,31 \times 10^{-3} T - 11,30 \times 10^5 T^{-2}$	-	NIST
6	C <sub>(s)</sub>	$\frac{716,68}{2}$	-	$17,15 + 4,27 \times 10^{-3} T - 8,79 \times 10^5 T^{-2}$	-	(Gaskell, 1981)
7	H <sub>2</sub> O <sub>(g)</sub>	$\frac{-241,84}{-}$	-	$30 + 10,71 \times 10^{-3} T + 0,33 \times 10^5 T^{-2}$	-	(Gaskell, 1981)
8	O <sub>2(g)</sub>	0	-	$29,96 + 4,184 \times 10^{-3} T - 1,67 \times 10^5 T^{-2}$	-	NIST
9	CO <sub>(g)</sub>	$\frac{-110,46}{-}$	-	$28,45 + 4,184 \times 10^{-3} T - 0,46 \times 10^5 T^{-2}$	-	NIST
10	CO <sub>2(g)</sub>	-393,5	-	$44,14 + 9,04 \times 10^{-3} T - 8,58 \times 10^5 T^{-2}$	-	NIST
11	SO <sub>2(g)</sub>	$\frac{-296,85}{-}$	-	$43,43 + 10,63 \times 10^{-3} T - 5,94 \times 10^5 T^{-2}$	-	NIST
12	Cu <sub>2</sub> O <sub>(s)</sub>	$\frac{-173,18}{-}$	298-1500	$56,57 + 29,29 \times 10^{-3} T$	-	NIST
13	CaCO <sub>3</sub>	-	298-775	$-184,79 + 0,32322T - 3.688.200T^{-2} - (1,2974 \times 10^{-4})T^2 + 3.883,5 T^{-\frac{1}{2}}$	-	(Babich, 2008)
14	CaO	-	298-3200	$49,95 + 4,888T - 0,352T^2 - 0,0462T^3 - 0,852T^{-2}$	-	NIST



---

## 2.7 Kinetika dalam *smelting* mineral tembaga

### 2.7.1. Kondisi alami mineral

Tiap mineral tembaga memiliki komposisi, struktur kimia dan struktur kristal yang berbeda. Hal tersebut mengakibatkan sifat fisik, termal, mekanik dan kimia tiap mineral tembaga berbeda. Akibatnya, laju reduksi tiap mineral tembaga juga akan berbeda-beda (Sarangi, 2011).

### 2.7.2. Komposisi dan keadaan alami *gangue*

Kandungan *gangue* yang banyak akan menyebabkan banyaknya tambahan energi dan fluks yang diperlukan selama *smelting*. Kandungan *gangue* dari mineral seharusnya tidak melebihi 5%. Oksida-oksida *gangue* dari Si, Al, Cr, Ti dan lainnya terkandung dalam mineral. Penambahan kapur pada mineral dapat meningkatkan reduksibilitas dari mineral. Sedangkan kapur yang mengandung SiO<sub>2</sub> dapat menurunkan reduksibilitas dari mineral (Sarangi, 2011).

### 2.7.3. Ukuran dan bentuk mineral

Bentuk mineral tidak memberikan efek besar, kecuali saat mineral memiliki ukuran yang sangat kecil (<0,25 mm). Laju reduksi akan meningkat dengan berkurangnya ukuran mineral. Untuk ukuran mineral yang kecil, kecepatan reduksi tidak bergantung pada ukuran mineral. Untuk ukuran mineral yang sedang, kecepatan reduksi sebanding dengan diameter (*d*) mineral. Sedangkan untuk mineral dengan ukuran yang besar, maka kecepatan reduksi sebanding dengan 1/*d*<sup>2</sup> (Sarangi, 2011).

Ukuran mineral logam yang dimasukkan ke dalam reaktor merupakan suatu hal yang kritis untuk menjaga pelelehan dan pemanasan awal (*pre heating*) yang efisien. Jika mineral logam terlalu besar, mereka tidak akan leleh pada zona leleh (*melt zone*) akan tetapi akan turun ke daerah sekitar tuyer. Hal tersebut bisa mengakibatkan lubang tapping tertutup. Jika mineral logam terlalu kecil, mereka seringkali terbakar di atas atau akan menyumbat cerobong asap (Stephen, 2000).

### 2.7.4. Porositas mineral

Porositas ialah hal yang penting yang mempengaruhi reduksibilitas. Semakin rapat (*dense*) mineral maka semakin lambat pula kecepatan



reduksibilitas. Menurut Joseph dkk tahun 1936, mineral dengan porositas 66% memiliki kecepatan reduksi yang paling tinggi.

Porositas berubah seiring mineral tadi direduksi, semakin meningkatnya tingkat reduksi, maka semakin banyak pula poros yang terbentuk. Dan hal ini menyebabkan semakin tinggi pula luas permukaan mineral, sehingga reaksi juga akan berjalan lebih cepat (Sarangi, 2011).

#### 2.7.5. *Swelling* (Pembengkakan)

Mineral akan menunjukkan pertambahan volume yang abnormal dengan meningkatnya derajat reduksi. Hal tersebut dinamakan sebagai *swelling* (pembengkakan). Beberapa *swelling* meningkatkan laju reduksi karena banyaknya poros yang terbentuk. Jika *swelling* terlalu besar, maka kekuatan ore pun semakin rendah. *Swelling* yang abnormal ini terjadi pada lingkungan yang kaya akan gas CO. Untuk mencegah hal ini, maka dilakukan pengontrolan terhadap penambahan udara sehingga, sebisa mungkin mendekati kondisi rasio CO/CO<sub>2</sub> yang setimbang (Sarangi, 2011).

#### 2.7.6. Kecepatan linier gas

Kecepatan linier gas akan meningkatkan kecepatan reduksi mineral hingga mencapai kondisi kritis tertentu. Saat kondisi kritis tercapai, maka kecepatan reduksi akan konstan meskipun kecepatan linier gas meningkat (Sarangi, 2011).

#### 2.7.7. Temperatur

Semakin tinggi temperatur maka semakin cepat pula reduksi yang terjadi. Hal tersebut dikarenakan laju reaksinya meningkat seiring dengan meningkatnya temperatur (Sarangi, 2011).

#### 2.7.8. Komposisi gas

Komposisi gas mempengaruhi kinetika reduksi. Peningkatan tekanan parsial dari gas reduktor dalam suatu gas akan meningkatkan kecepatan reduksi (Sarangi, 2011).

#### 2.7.9. Tekanan gas

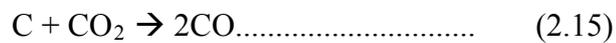
Peningkatan tekanan gas akan meningkatkan kecepatan reduksi. Hal tersebut dikarenakan dengan meingkatkan tekanan gas, maka tekanan absolut gas pun akan meningkat, sehingga tekanan parsial gas reduktor dalam suatu



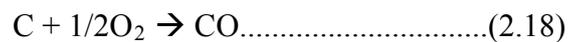
gas pun juga akan meningkat, sehingga laju reduksinya pun menjadi lebih cepat (Sarangi, 2011).

#### 2.7.10 Kinetika gasifikasi dari batu bara

Gasifikasi batu bara merupakan suatu hal yang kompleks. Gasifikasi batu bara dengan cara oksidasi terdiri dari dua tahap. Pada tahap pertama, terjadi devolatilisasi batu bara ketika batu bara tadi dipanaskan di atas temperatur 400<sup>0</sup>C. Selama periode ini 30-40% batu bara tervolatilisasi. Produk solid terbentuk setelah volatilisasi, yang mana disebut sebagai char, yang mana mengalami gasifikasi pada tahap kedua. Kemungkinan reaksi karbon dengan udara bisa terjadi sebagai berikut.



Atau karbon juga dapat bereaksi dengan oksigen yang ada pada udara



Perilaku kinetika dari gasifikasi char batu bara tergantung beberapa faktor, seperti pori internal, luas permukaan, tekstur pori, kandungan zat mineral, ukuran partikel karbon, jenis batu bara serta kondisi preparasi batu bara (Sarangi, 2011).

Batu bara level rendah memiliki porositas yang lebih tinggi dibandingkan batu bara level tinggi. Sehingga, dapat disimpulkan bahwa batu bara level rendah akan memiliki reaktifitas yang lebih tinggi. Batu bara level rendah memiliki presentase volume pori yang lebih besar dalam pori yang lebih besar dibandingkan batu bara level tinggi. Sehingga, transfer masa dari gas reaksi melalui pori yang lebih besar lebih cepat, yang mana memberikan reaktifitas yang tinggi untuk batu bara level rendah (Sarangi, 2011). Kandungan zat mineral seperti Fe,Co dan Ni mempengaruhi laju gasifikasi batu bara. Pada umumnya, logam transisi seperti Fe,Co dan Ni ialah katalis yang paling efektif ketika dalam bentuk elemennya atau dirubah ke dalam bentuk elemennya selama reaksi. Dalam kondisi atmosfer seperti O<sub>2</sub> dan



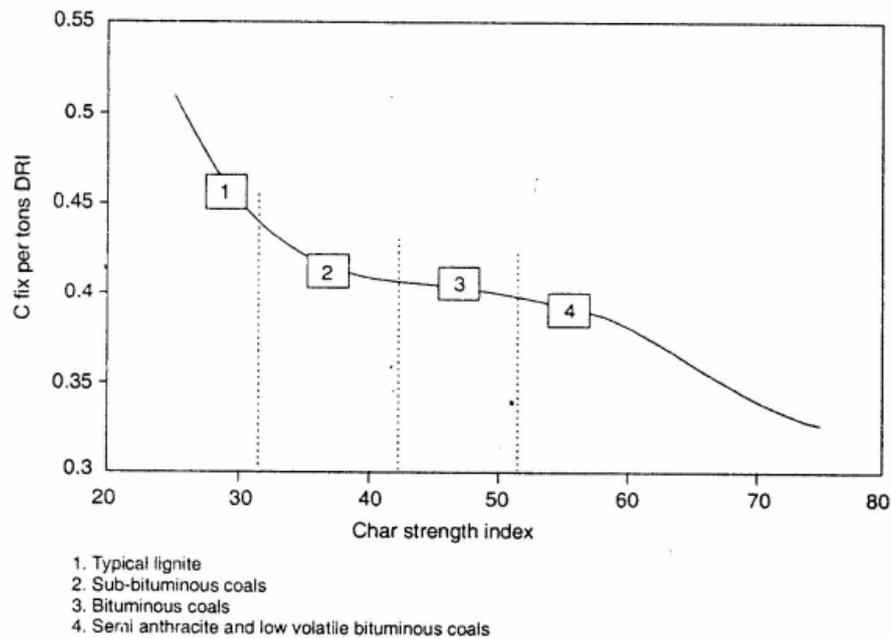
CO<sub>2</sub>, adanya Na, K dan Ca meningkatkan reaktifitas char sedangkan Mg menurunkannya (Sarangi, 2011).

Peningkatan tekanan parsial CO dalam campuran CO-CO<sub>2</sub> akan menurunkan reaktifitas *char* batu bara. Selain itu, temperatur juga akan menurunkan reaktifitas *char*. Akan tetapi, pemanasan yang sangat cepat akan meningkatkan reaktifitas *char* batu bara (Sarangi, 2011).

Ukuran batu bara tidak boleh terlalu halus, karena dapat menyebabkan hilangnya karbon. Akan tetapi, bila terlalu besar maka rongga antar batu bara akan semakin besar, sehingga reaktifitas batu bara juga akan menurun (Sarangi, 2011). Kokas harus diayak menjadi ukuran yang tepat, menjadi 1/10 hingga 1/12 dari diameter dalam kupola. Ruang yang besar yang terbentuk karena besarnya ukuran kokas menyebabkan gas untuk bergerak cepat ke atas. Hal ini menyebabkan daerah pembakaran (*combustion zone*) naik, dengan demikian mengurangi preheat untuk material yang masuk. Jika kokas terlalu kecil, maka dapat menyebabkan material yang masuk tadi terlalu padat, yang mana meningkatkan ketahanan terhadap aliran gas. Kokas yang halus harus dihilangkan karena mereka akan ditiup keluar dari cerobong asap (kadang-kadang naik hingga 60 ft atau lebih) atau jatuh ke bawah sebagai debu yang menutupi seluruh area (Stephen, 2000).

Peningkatan rasio pencampuran kokas dengan diameter yang kecil akan menurunkan rasio penggunaan gas dan meningkatkan laju reaksi kokas. Perubahan ini berpengaruh peningkatan reaksi kehilangan larutan (*loss reaction*) karena peningkatan luas area spesifik dari kokas ketika semakin kecil diameter kokas yang digunakan (Ishiwata dkk, 2011).

Batu bara membutuhkan kekuatan tertentu, misal kekuatan kompresi. Karena batu bara akan menyangga beban mineral, kapur dan batu bara yang ada di atasnya. Selain itu, batu bara yang kekuatannya terlalu rendah akan mudah kehilangan karbon. Akibatnya, banyak karbon yang keluar bersama dengan gas keluaran. Kekuatan batu bara meningkat dengan meningkatnya level batu bara, hal tersebut dapat dilihat pada Gambar 2.10 (Sarangi, 2011).



**Gambar 2.11** Index kekuatan batu bara untuk masing-masing level (Sarangi, 2011).

## 2.8 Teknologi dan Penelitian Terkait *Smelting* Mineral Tembaga Sebelumnya

Proses *smelting* mineral tembaga menggunakan smelter akan menghasilkan produk berupa matte. Matte ini memiliki kadar Cu yang berbeda – beda sesuai dengan smelter yang digunakan. *Flash Smelting Technology (Outokumpu's FSF)* mampu memproduksi matte dengan kadar Cu sebesar 61,8 % dan dengan kadar Cu di dalam slag sebesar 1,5%. Sementara itu, teknologi *flash smelting Outotec's Direct-to-Blister (DB)* yang terbaru mampu memproduksi tembaga blister secara langsung dengan kadar Cu sebesar 98,7% tapi kadar Cu dalam slag sangat tinggi yaitu sebesar 20 – 25% (Faseha, 2009). Selain dua teknologi di atas, matte tembaga juga dapat diproduksi menggunakan teknologi Mitsubishi continuous smelting and converting yang mana menghasilkan matte dengan kadar Cu sebesar 69 %. (Moskalyk, R.R , 2003). Tabel 2.4 menunjukkan % Cu input material dan produk untuk tiap jenis smelter yang berbeda.

**Tabel 2.4** Wt % Cu dalam Produk untuk Tiap – Tiap Jenis Smelter.

No	Jenis Smelter	% Cu input material (wt %)	% Cu dalam produk (wt %)	% Cu dalam slag (wt %)	Sumber
1	Outokumpu Flash Smelting	32	61,8	1,5	Faseha, 2009
2	Inco Flash Smelting	29	55 – 60	1 – 2	Davenport, 2002
3	Noranda dan Teniente Smelting	31 - 32	72 - 75	$\pm$ 6	Davenport, 2002
4	Isasmelt / Ausmelt	30	60	0,7	Davenport, 2002
5	Mitsubishi Continous Smelting / Converting	32	69	0,7 – 0,9	Moskalyk, 2003 dan Davenport, 2002
6	<i>Blast furnace</i> KGHM, Polandia	$\pm$ 20	58 - 63	0,5	Ulmann, 2001
7	<i>Blast furnace</i> Kovohuty, Slovakia	$\pm$ 20	74 - 80	0,6 - 1	Schlesinger, 2011
8	<i>Blast furnace</i> Baiyin, Cina	20 - 25	95	0,54 – 0,74	Moskalyk, 2003

Produksi tembaga menggunakan *blast furnace* saat ini banyak diterapkan di Cina. *Blast furnace* untuk tembaga di Cina ini merupakan modifikasi dari *blast furnace* untuk besi tapi dengan fitur yang lebih kecil dan digunakan untuk mengolah mineral tembaga dengan grade yang tinggi. *Blast furnace* Cina ini memiliki tiga zona antara lain : Zona pemanasan, Zona reduksi dan Zona *smelting*. Proses *smelting* mineral sulfida dapat menghasilkan matte dengan kadar Cu sebesar 40 – 50 % Cu. Sementara, proses *smelting* mineral



tembaga oksida akan menghasilkan black copper dengan kadar Cu sekitar 95%. *Blast furnace* ini dapat digunakan untuk mengolah kedua tipe mineral tadi (Moskalyk, R.R., 2003).

Salah satu variasi proses dari *blast furnace* ialah proses Baiyin yang mana diaplikasikan hingga saat ini di daerah Lanzhou, Cina. Dinding refraktori memisahkan daerah pelelehan menjadi zona *smelting* dan *settling*. Furnace tipe Baiyin ini mengkombinasikan tahap *roasting* dan *smelting* dalam suatu furnace persegi. *Blast* menggunakan sistem pengkayaan oksigen (Rentz dkk, 1999). Furnace ini akan menghasilkan tiga produk antara lain :

1. *Black copper* cair, 74 – 80% Cu, 6-8 % Sn, 5-6% Pb, 1-3% Zn, 1- 3% Ni dan 5-8% Fe.
2. Slag cair yang mengandung FeO, CaO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, SiO<sub>2</sub> bersama dengan 0,6 – 1% Cu (sebagai Cu<sub>2</sub>O), 0,5 -0,8% Sn (sebagai SnO), 3,5 – 4,5% Zn (sebagai ZnO) serta sejumlah kecil PbO dan NiO.
3. Gas keluaran yang mengandung CO, CO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>O dan N<sub>2</sub> serta uap logam dan oksida.

Di Jerman, melalui program riset Huttenwerke Kayser AG (HK) mengupgrade tiga *blast furnace* untuk pengolahan mineral tembaga sekunder. Di Polandia (KGHM Polska Meidz S.A. Smelters in Glogow I dan Legnica), *blast furnace* digunakan dengan baik untuk mengolah konsentrat tembaga yang mengandung 20 – 30 % Cu seperti kalkopirit akan tetapi juga mengandung 5 – 10 % karbon organik dan hanya mengandung 9 – 12 % S. Senyawa karbon organik tadi menyediakan sekitar 40 – 60% energi untuk pemrosesan, sisanya diatasi dengan penambahan kokas. Matte mengandung 58 – 63% Cu dan Pb sebesar 3 – 6%. Slagnya mengandung kurang dari 0,5% Cu (Ullmann, 2001).

*Blast furnace* ini telah hilang dalam tahun – tahun terakhir, dikarenakan inefisiensi termal dan kebutuhan akan kokas yang mahal. *Blast furnace* di daerah Brixlegg, Austria dan Kovohuty, Slovakia ialah sebagai contoh kecil yang tersisa. Selain itu, *blast furnace* ini ditinggalkan karena sulitnya mendapatkan ore tembaga jenis oksida (Schlesinger, M.E., 2011).

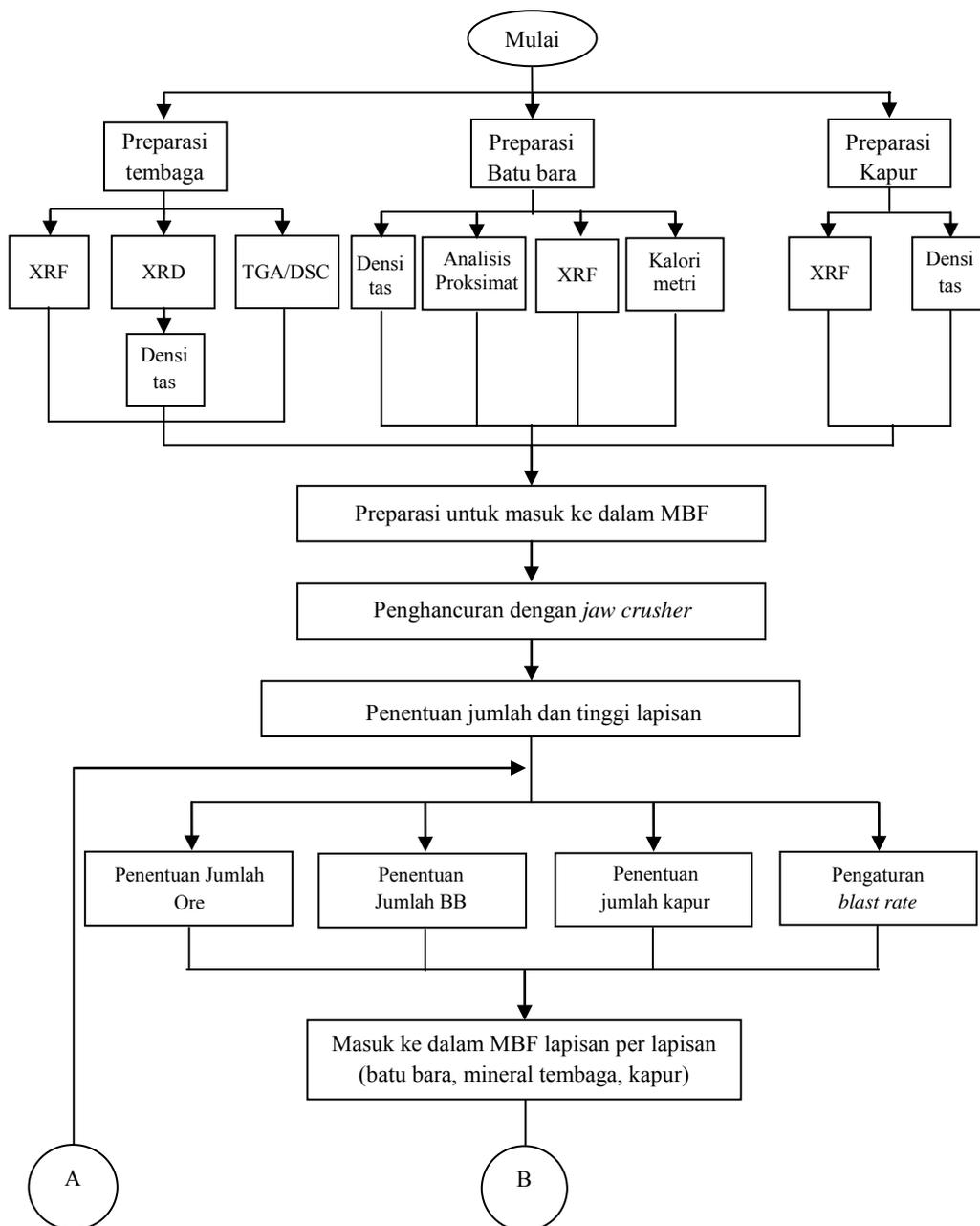


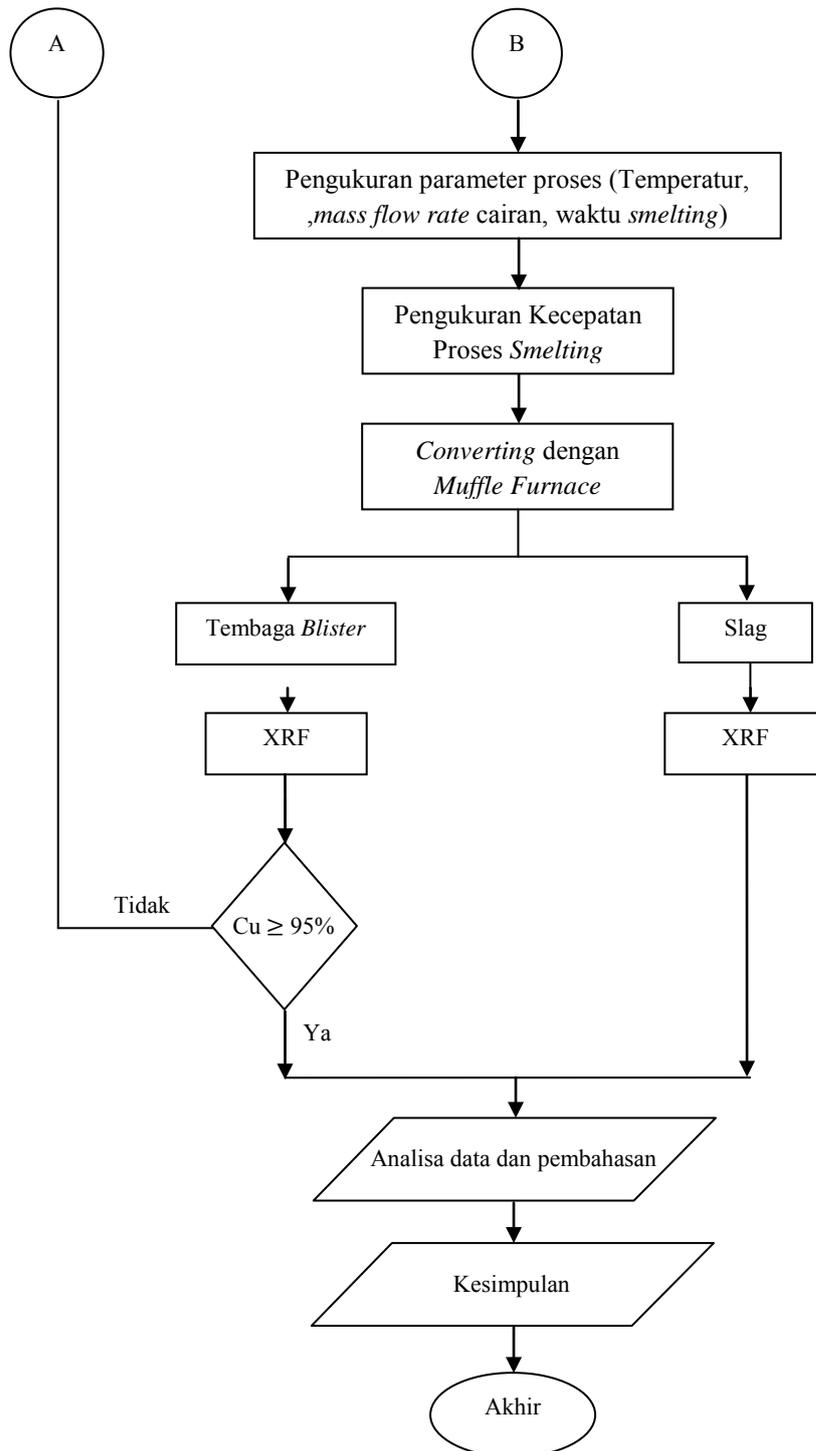
### BAB III

## METODOLOGI PENELITIAN

### 3.1 Diagram alir penelitian

Penelitian ini menggunakan alur penelitian yang digambarkan seperti Gambar 3.1 di bawah. Pembuatan diagram alir penelitian bertujuan agar mempermudah pemahaman mengenai langkah-langkah penelitian yang dilakukan, karena digambarkan dengan sistematis.





**Gambar 3.1** Diagram alir penelitian.



## 3.2 Peralatan dan bahan

### 3.2.1 Peralatan penelitian

Peralatan yang digunakan dalam penelitian ini antara lain :

1. Sekop

Sekop berfungsi untuk memindahkan mineral tembaga, batu bara dan lime stone hasil jaw crusher ke dalam karung.



**Gambar 3.2.** Sekop

2. Karung sak

Karung sak berfungsi sebagai wadah mineral tembaga, lime stone dan batu bara saat akan dimasukkan ke MBF.



**Gambar 3.3.** Karung sak

3. Palu batu

Palu batu digunakan untuk menghancurkan mineral tembaga, batu bara dan limestone yang memiliki ukuran besar. Hal ini dilakukan agar material-material tadi dapat dihancurkan lagi menggunakan jaw crusher.



**Gambar 3.4.** Palu batu

4. Tang

Tang digunakan sebagai pencapit dan pemegang.



**Gambar 3.5.** Tang

5. Kunci pas nomor 17 dan 19

Kunci pas nomor 17 dan 19 disini digunakan untuk membuka dan memasang baut pada MBF.



**Gambar 3.6.** Kunci pas nomor 17 dan 19.

6. Gelas ukur

Gelas ukur digunakan untuk pengujian densitas mineral tembaga.



**Gambar 3.7.** Gelas ukur

7. Timbangan digital

Timbangan digital digunakan untuk mengukur berat sampel sebelum dilakukannya pengujian densitas pada mineral tembaga.



**Gambar 3.8.** Timbangan digital

8. Furnace

Furnace digunakan untuk pengeringan baik mineral sebelum dilakukannya pengujian swelling, TGA/DSC, SEM dan XRD.



**Gambar 3.9** Furnace

9. Sarung tangan yang tahan panas.

Sarung tangan yang tahan panas disini digunakan sebagai salah satu perlengkapan K3 (pelindung tangan) dalam penelitian ini.



**Gambar 3.10.** Sarung tangan tahan panas.

10. Helm Keselamatan

Helm Keselamatan disini digunakan sebagai salah satu perlengkapan K3 (pelindung kepala) dalam penelitian ini.



**Gambar 3.11** Helm keselamatan



### 11. *Safety suit*

*Safety suit* disini digunakan sebagai salah satu perlengkapan K3 (pelindung tubuh) dalam penelitian ini.



**Gambar 3.12** *Safety suit*

### 12. Masker

Masker disini digunakan sebagai salah satu perlengkapan K3 (pelindung pernafasan) dalam penelitian ini.



**Gambar 3.13** Masker

### 13. Kaca mata keselamatan

Kaca mata disini digunakan sebagai salah satu perlengkapan K3 (pelindung mata) dalam penelitian ini.



**Gambar 3.14** Kaca mata keselamatan



#### 14. *Jaw crusher*

*Jaw crusher* digunakan untuk mengecilkan ukuran dari mineral tembaga sebelum mineral tadi dimasukkan ke dalam MBF.



**Gambar 3.15** *Jaw crusher*

#### 15. Timbangan Besar

Timbangan besar ini digunakan untuk mengukur berat dari mineral tembaga, lime stone dan batu bara sebelum dimasukkan ke dalam blast furnace. Hal ini dilakukan agar diketahui perbandingan mineral tembaga, lime stone dan batu bara yang akan dimasukkan ke dalam MBF.



**Gambar 3.16** Timbangan besar

#### 16. Blower

Blower digunakan untuk menyediakan udara yang mana oksigennya digunakan reaksi pembakaran dan reduksi mineral tembaga.



**Gambar 3.17** Blower

17. Reaktor *Mini Blast Furnace*

Reaktor MBF ini merupakan peralatan paling penting dalam penelitian ini. Hal tersebut karena MBF merupakan tempat terjadinya seluruh reaksi kimia ekstraksi mineral tembaga.



**Gambar 3.18** Reaktor MBF

18. *Scrubber*

*Scrubber* digunakan untuk mengolah limbah gas yang dihasilkan dari proses ekstraksi MBF.



**Gambar 3.19** *Scrubber*



19. Termokopel

Termokopel digunakan untuk mengukur temperatur pada melting zone MBF.



**Gambar 3.20** Termokopel

20. Termometer infrared

Termometer infra red digunakan untuk mengukur temperatur mineral tembaga serta dinding MBF (untuk perhitungan kehilangan panas).



**Gambar 3.21** Termometer Infrared

21. *Flow meter*

*Flow meter* digunakan untuk mengukur kecepatan tiupan udara dari blower menuju MBF.



**Gambar 3.22** *Flow Meter*



## 22. *Muffle furnace*

*Muffle furnace* digunakan untuk *converting* dan memanaskan kembali produk hasil proses smelting. Hal ini dilakukan untuk memisahkan logam tembaga dengan slag.



**Gambar 3.23** *Muffle Furnace*

## 23. Mesin XRD (*Pan Analytical*).

XRD ini berfungsi untuk mengetahui struktur kristal dari sampel. Selain itu, XRD ini digunakan untuk mengetahui komposisi (dengan analisa rietica) unsur serta senyawa mineral dan batu bara.



**Gambar 3.24** Mesin uji XRD.

## 24. Mesin TGA/DSC

Mesin TGA/DSC dilakukan untuk melaksanakan pengujian TGA/DSC untuk mineral tembaga dan batu bara. TGA digunakan untuk mengetahui kehilangan berat sampel dengan naiknya temperatur, sedangkan DSC digunakan untuk mengetahui kalor spesifik batu bara yang digunakan.



**Gambar 3.25** Mesin TGA/DSC.

#### 25. Mesin *X-Ray Fluororscent (XRF)*

XRX ini berfungsi untuk mengetahui komposisi yang terkandung dari sampel dalam persen berat. Alat ini hanya dapat mengetahui komposisi unsur dari logam dan slag.



**Gambar 3.26** Mesin XRF

### 3.2.2 Bahan penelitian

Bahan-bahan yang digunakan dalam penelitian ini antara lain :

1. Mineral tembaga

Mineral tembaga yang digunakan dalam penelitian ini berasal dari daerah Atambua, NTT.



**Gambar 3.27** Mineral tembaga dari daerah Atambua



## 2. Batu bara

Batu bara digunakan sebagai bahan bakar serta untuk menyediakan panas serta sebagai sumber gas reduktor pada proses smelting mineral tembaga.



**Gambar 3.28** Batu bara

## 3. Lime stone

Lime stone digunakan sebagai pengikat slag pada saat proses *smelting*. Lime stone merupakan batu kapur ( $\text{CaCO}_3$ ) yang mana pada temperatur tertentu akan bereaksi dengan slag yang dihasilkan pada saat berlangsungnya proses smelting mineral tembaga.



**Gambar 3.29** Kapur (*Lime stone*)

## 4. Akuades

Akuades digunakan untuk pengujian densitas mineral tembaga. Pengujian densitas ini menggunakan prinsip Archimedes.



**Gambar 3.30** Akuades

5. LPG

LPG digunakan sebagai bahan bakar dari muffle furnace. Sehingga, dengan memanfaatkan LPG, temperatur pada muffle furnace dapat mencapai temperatur tertentu ( $1500^{\circ}\text{C}$ ).



**Gambar 3.31** LPG

6. Gas  $\text{O}_2$

Gas  $\text{O}_2$  digunakan untuk proses *converting* dan *refining* dengan menggunakan *muffle furnace*.



**Gambar 3.32** Gas  $\text{O}_2$



### 3.3 Rancangan penelitian

Dalam pelaksanaan penelitian, rancangan penelitian yang digunakan ialah seperti yang ditunjukkan pada Tabel 3.1 dan Tabel 3.2 di bawah.

**Tabel 3.1** Rancangan Pengujian Sampel

No	Material	Macam Pengujian					
		Densitas	XRD	XRF	TGA/DSC	Kalori metri	<i>Proximate analysis</i>
1	Mineral Tembaga	V	V	V	V	–	–
2	Batu bara	V	–	V	–	V	V
3	Kapur	V	–	V	–	–	–
4	Tembaga Blister	–	–	V	–	–	–
5	Slag	–	–	V	–	–	–

**Tabel 3.2** Rancangan Studi Pengaruh *Feed Materials* Terhadap Hasil Proses *Smelting*

No	Parameter	Parameter yang diukur			% Cu Tembaga blister	% Cu dalam slag
		T( $^{\circ}$ C)	Laju alir produk	Waktu <i>smelting</i>		
1	Setting ke-1					
2	Setting ke-2					
.	.					
.	.					
.	.					
n	Setting ke-n					

### 3.4 Pelaksanaan penelitian

#### 3.4.1 Persiapan sampel pengujian dan raw material

Dalam penelitian ini, terlebih dahulu dilakukan persiapan bahan. Persiapan bahan ini penting untuk dilakukan, karena dapat mempengaruhi hasil pengujian



dan dapat mempengaruhi hasil dari analisa dan pembahasan yang kita lakukan. Berikut ini ialah tahapan persiapan sampel pengujian.

1. Sampling mineral tembaga, batu bara dan kapur
2. Pengecilan ukuran mineral tembaga dan batu bara tadi dilakukan sesuai kebutuhan pengujian dan melakukan proses sieving.
3. Setelah dilakukan pengecilan ukuran, maka langkah selanjutnya ialah pengeringan mineral tembaga dan batu bara. Pengeringan dilakukan pada temperatur  $100^{\circ}\text{C}$  menggunakan oven.
4. Setelah sampel pengujian sudah siap, langkah selanjutnya ialah melakukan pengujian sampel.

Pada penelitian ini, persiapan atau preparasi tidak hanya dilakukan untuk sampel pengujian akan tetapi juga dilakukan untuk raw material yang akan dimasukkan ke dalam MBF. Persiapan raw material sebelum dimasukkan ke dalam MBF ialah sebagai berikut.

1. Persiapan batuan mineral tembaga, batu bara dan kapur atau limestone.
2. Mineral tembaga dihancurkan dan dikecilkan ukurannya dengan menggunakan jaw crusher. Di sisi lain, batu bara dan kapur dihancurkan dengan menggunakan palu.
3. Setelah pengecilan ukuran, langkah selanjutnya ialah penimbangan mineral tembaga, batu bara dan kapur. Penimbangan ini dilakukan untuk mengetahui perbandingan antara mineral tembaga, batu bara dan kapur yang sesuai dengan perhitungan teoritis.
4. Kemudian, memasukkan *raw material* tadi ke dalam karung dengan ukuran berat yang sama untuk tiap karungnya.
5. Memasukkan *raw material* tadi ke dalam MBF. *Raw material* yang dimasukkan ke dalam MBF tadi dimasukkan secara lapisan per lapisan. Setiap lapisan susunannya ialah dari bawah batu bara, mineral tembaga dan yang paling atas ialah kapur.
6. Mengatur parameter proses (*blast rate* dan kebutuhan udara) sesuai dengan perhitungan teoritis.
7. Menyiapkan penyulut pembakaran pada bagian bawah MBF.



8. Mengalirkan udara melalui blower ke dalam MBF lewat tuyer-tuyer.
9. Menyulut api pada bagian bawah MBF hingga didapatkan pembakaran yang merata pada seluruh bagian batu bara.
10. Menunggu dan selalu memeriksa proses smelting yang sedang berlangsung. Pemeriksaan yang dilakukan antara lain pengukuran temperatur, tekanan dan *flow rate* udara.
11. Menyiapkan cetakan untuk logam cair (*matte*) yang merupakan produk hasil proses smelting.
12. Setelah proses smelting usai, logam cair akan keluar lewat lubang tapping pada bagian bawah MBF. Pada saat ini, hentikan stop watch dan catat waktu berlangsungnya proses smelting.
13. Kemudian *matte* tadi masuk ke cetakan yang telah disiapkan sebelumnya.
14. Membiarkan *matte* tadi membeku di dalam cetakan.
15. Membongkar cetakan dan mengambil *matte* yang sudah membeku.
16. Menyiapkan muffle furnace, hingga diperoleh temperatur pemanasan dan aliran gas O<sub>2</sub> yang diinginkan.
17. Memasukkan produk smelting ke dalam muffle furnace dan mengalirkan atau menghembuskan gas O<sub>2</sub> serta membiarkannya selama 1 jam.
18. Mengeluarkan *matte* dan mencetaknya pada suatu cetakan.
19. Membiarkan *matte* tadi membeku.
20. Menghilangkan slag yang ada di permukaan *matte* dengan cara memukulnya dengan palu.
21. Melakukan pengujian XRD dan menganalisa serta mengevaluasi produk *smelting* tadi.
22. Melakukan setting ulang dan mengulangi proses dari awal hingga diperoleh produk dengan komposisi Cu lebih dari sama dengan 95%.

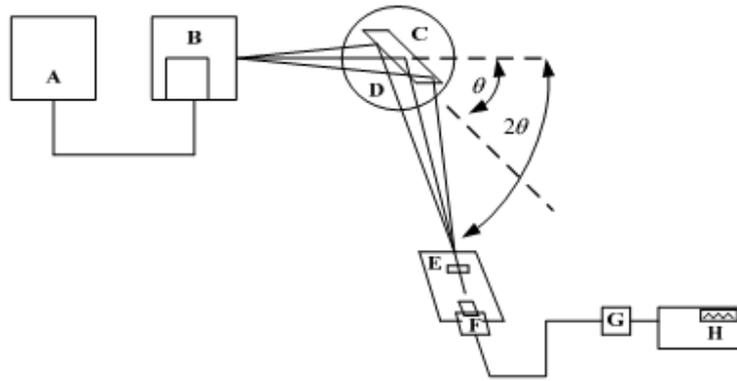
### 3.4.2 Pengujian sampel

#### 1. Uji Fasa (XRD)

X-Ray Diffractometer adalah alat yang dapat memberikan data-data difraksi dan kuantitas intensitas difraksi pada sudut-sudut difraksi ( $2\theta$ ) dari suatu material. Tujuan dilakukannya pengujian analisis struktur Kristal

adalah untuk mengetahui perubahan fasa struktur bahan dan mengetahui fasa apa saja yang terbentuk selama proses pembuatan sampel uji.

Karakterisasi ini dilakukan menggunakan alat difraktometer Sinar X, adapun prinsip kerja XRD ditunjukkan oleh Gambar 3.37 berikut :



**Gambar 3.33** Skema Uji XRD

- Generator tegangan tinggi (A) berfungsi sebagai sumber sinar-X (B)
- Sampel berbentuk pellet (C) diletakkan pada holder (D)
- Berkas sinar X didifraksikan oleh sampel dan difokuskan melewati celah (E), kemudian masuk ke alat pencacah (F). Apabila sampel berputar sebesar  $2\theta$  maka alat pencacah berputar sebesar  $\theta$ .
- Intensitas difraksi sinar-X direkam dalam bentuk kurva terhadap jarak antara bidang d.

## 2. Uji Densitas

Perhitungan densitas dilakukan dengan prinsip Archimedes yaitu membandingkan perbedaan massa di udara dengan massa di dalam air. Dengan menggunakan prinsip ini dapat diukur secara langsung densitas dan porositas. Hasil yang didapat dalam pengujian ini adalah massa kering di udara ( $m_D$ ), massa di udara ( $m_w$ ), dan massa basah di air ( $m_s$ ).

$$V = \frac{(m_D - m_s)}{\rho_{H_2O}} \dots\dots\dots 3.1$$

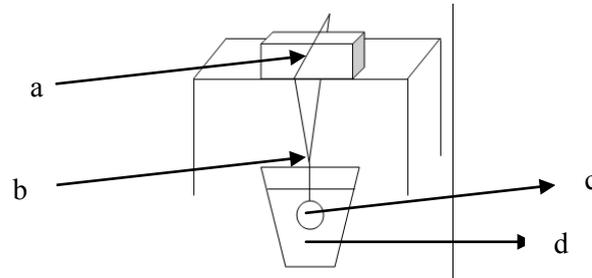
$$\rho = \frac{m_D}{(m_D - m_s) / \rho_{H_2O}} \dots\dots\dots 3.2$$

Dengan

- $\rho$  = Sinter Density ( $\text{g/cm}^3$ )



- $m_s$  = massa basah di air (g)
- $m_D$  = massa kering (g)
- $V$  = Volume ( $\text{cm}^3$ )
- $\rho_{H_2O}$  = massa jenis air =  $1 \text{ g/cm}^3$



**Gambar 3.34** Rancangan alat untuk uji densitas.

Keterangan :

- a) *pocket balance*
- b) Tali senar
- c) Sampel
- d) *Beaker glass* yang berisi air

Langkah pengujian densitas yang dilakukan sebagai berikut :

- 1) Merancang alat untuk melakukan uji densitas yaitu *pocket balance* diletakkan pada balok yang dibagian atas nya terdapat mistar dengan ikatan senar pada bagian masing-masing ujung.
- 2) Menimbang massa sampel setelah dilakukan sintering menggunakan *pocket balance*.
- 3) Meletakkan sampel di atas *pocket balance* yang sudah dirangkai untuk mengetahui densitas.
- 4) Mengetahui massa sampel basah yaitu massa sampel saat berada pada fluida, fluida yang digunakan adalah air.
- 5) Menghitung densitas dengan menggunakan persamaan 3.2.

Dari pengukuran densitas ini, juga dapat diperoleh apparent density, true density serta jumlah porositas yang ada pada mineral tembaga dan batu bara. Hal tersebut dilakukan dengan cara yang sesuai dengan ASTM D 167.



### 3. *Proximate Analysis* (ASTM D 5142)

Metode pengujian ini meliputi penentuan moisture, volatile matter dan ash serta perhitungan karbon fiks dalam analisa sampel batu bara dan kokas.

#### *Rangkuman Metode Pengujian*

1. Moisture ditentukan dengan penghitungan kehilangan berat dari spesimen batu bara atau kokas ketika dipanaskan di bawah kondisi (temperatur, waktu, atmosfer, berat spesimen, spesifikasi alat) yang terkontrol.
2. Volatile matter ditentukan dengan pengukuran kehilangan berat dari spesimen batu bara/kokas yang basah atau kering ketika dipanaskan pada kondisi yang sangat terkontrol.
3. Ash ditentukan dengan pengukuran berat residu yang masih ada setelah pembakaran spesimen batu bara atau kokas di bawah kondisi (temperatur, waktu, atmosfer, berat spesimen, spesifikasi alat) yang terkontrol.
4. Pada metode pengujian ini, moisture, volatile matter dan ash mungkin ditentukan secara sekuen dalam prosedur instrumental tunggal. Dengan beberapa sistem, prosedur terdiri dari spesimen yang ditempatkan dalam instrumen mikroprosesor yang terkontrol dan pengawalan proses otomatis dari penganalisaan spesimen.
5. Dalam sistem lainnya, proses analisa dikontrol secara manual, meskipun instrumen-instrumen mungkin memiliki mikroprosesor untuk mendukung pengontrolan kondisi dari instrumen dan untuk perhitungan. Analisa proses yang aktual dapat bervariasi dari instrumen ke instrumen.

#### *Peralatan*

1. Furnace atau Oven.  
Furnace seharusnya mampu melakukan pemanasan dengan kecepatan  $50^{\circ}\text{C}/\text{min}$  dari temperatur ambien ke temperatur  $950^{\circ}\text{C}$ .

**Tabel 3.3** Temperatur untuk Tiap Penentuan

Penentuan	Temperatur	
	Min	Maks
<i>Moisture</i>	104	110
<i>Ash</i> (Batu bara)	700	750
<i>Ash</i> (Kokas)	900	950
<i>Volatile matter</i>	930	970

Ketentuan harus dibuat untuk memasukkan suatu sapuan gas atau gas reaktan, dan untuk menghilangkan produk dari drying, devolatilisasi atau pembakaran. Gas dan kecepatan aliran gas untuk penentuan yang berbeda ialah sebagai berikut.

**Tabel 3.4** Laju Alir dan Jenis Gas untuk Tiap Penentuan.

Penentuan	Gas	Laju aliran, volume furnace per menit
<i>Moisture</i>	Nitrogen atau udara	2-4
<i>Ash</i> (Batu bara)	Oksigen	0,4-0,8
	Udara	2-4
<i>Volatile matter</i>	Nirogen	2-4

2. Krusibel

3. Timbangan

Timbangan harus memiliki sensitifitas hingga 0,1 mg. Timbangan dapat berupa timbangan internal dan suatu kesatuan bagian dari instrumen yang digunakan untuk penentuan moisture, volatile matter dan ash, atau dapat juga bagian terpisah dari aparatus yang mungkin tidak berhadapan langsung dengan instrumen.

4. Peralatan lubang gas.

5. Cover. Cover untuk krusibel harus cocok dan cukup erat sehingga karbon yang ada pada batu bara tidak terbakar keluar dari sisi bawah cover.



---

### Prosedur Pengujian

1. Persiapan sampel. Sampel batu bara dihancurkan hingga sangat halus. Sampel harus dapat melewati ayakan No.60 (250  $\mu\text{m}$ ).
2. Panaskan krusibel dan cover untuk penggunaan dalam metode pengujian ini di bawah kondisi pengujian dan dinginkan sebelum digunakan. Untuk masing-masing pengujian, timbang krusibel tadi. Tambahkan sekitar 1 gr batu bara ke dalam krusibel dan kemudian timbang krusibel dan spesimen. Buat seluruh penimbangan hingga mendekati 0,1 mg. Pindahkan spesimen dari dari botol sampel ke dalam krusibel secepat mungkin untuk meminimalkan terekspos nya spesimen ke atmosfer selama dilakukannya penimbangan. Gunakan cover krusibel selama penentuan volatile matter. Timbanglah cover dengan krusibel dan spesimen untuk tes penentuan volatile matter.
3. Penentuan Moisture
  1. Untuk penentuan moisture, timbang spesimen dan krusibel secara terpisah serta timbang saat spesimen sudah ada di dalam krusibel.
  2. Tempatkan spesimen ke dalam krusibel.
  3. Panaskan sampel yang telah ditimbang dalam krusibel TANPA COVER di dalam oven pengering (drying oven) pada temperatur 104 hingga 110<sup>0</sup>C. Alirkan gas nitrogen dengan laju alir sama seperti Gambar 2.
4. Penentuan volatile matter
  1. Timbang krusibel dan cover.
  2. Timbang sampel hingga diperoleh berat 1 gr.
  3. Masukkan sampel dalam krusibel dan tutup krusibel dengan cover
  4. Timbang sampel beserta krusibel dan covernya.
  5. Tempatkan krusibel di dalam furnace yang dipanaskan dengan kecepatan 50<sup>0</sup>C/min hingga mencapai T=950 $\pm$ 20<sup>0</sup>C. Tahan pada temperatur ini selama 7 menit. Serta alirkan gas nitrogen dengan laju alir sama seperti pada Gambar 2.
  6. Dinginkan dalam kondisi nitrogen.



7. Timbang krusibel beserta spesimen dan cover.

Sering kali metode diatas menyebabkan popping (letupan karena pembebasan volatile matter). Hal tersebut dapat menyebabkan turunnya sifat mekanik batu bara. Jika hal tersebut terjadi, maka ulangi pengujian menggunakan metode alternatif di bawah.

Metode alternatif penentuan volatile matter.

1. Tempatkan krusibel beserta spesimen dan cover yang telah ditimbang ke dalam furnace.
  2. Panaskan hingga temperatur 600<sup>0</sup>C dengan kecepatan 25<sup>0</sup>C/min. Saat temperatur ini tercapai, tingkatkan temperatur furnace dengan kecepatan 35<sup>0</sup>C/min hingga mencapai temperatur 950±20<sup>0</sup>C. Tahan pada temperatur ini selama 6 menit.
  3. Dinginkan pada kondisi nitrogen hingga tercapai temperatur ambien.
  4. Timbang krusibel beserta spesimen dan cover nya.
5. Penentuan Ash
    1. Timbang spesimen dan krusibel secara terpisah serta timbang saat spesimen sudah ada di dalam krusibel TANPA COVER.
    2. Tempatkan krusibel beserta spesimen TANPA COVER ke dalam furnace yang dialiri gas nitrogen sesuai dengan Gambar 2.
    3. Naikkan temperatur furnace hingga mencapai temperatur 450-500<sup>0</sup>C dalam waktu 1 jam dan 700-750<sup>0</sup>C dalam 2 jam. Kemudian tahan pada temperatur ini selama 2 jam. Interval pemanasan dan holding ialah 4 jam.
    4. Dinginkan pada kondisi nitrogen hingga tercapai temperatur ambien.
    5. Timbang krusibel beserta spesimen TANPA COVER.
  6. Perhitungan.

Perhitungan persentase moisture (M)

$$M = [(W - B)/W] \times 100\% \dots \dots \dots (3.4)$$

Dimana :

*W* = Berat spesimen yang digunakan, gr

*B* = Berat spesimen setelah pengeringan saat pengujian moisture, gr.



Perhitungan persentase volatile matter (V)

$$D = [(W - C)/W] \times 100\% \dots \dots \dots (3.5)$$

$$\text{Kemudian, } V = D - M \dots \dots \dots (3.6)$$

Dimana :

$C$  = Berat spesimen setelah pemanasan saat pengujian volatile matter, gr

$D$  = kehilangan berat, %.

Perhitungan persentase ash (A)

$$A = [(F - G)/W] \times 100\% \dots \dots \dots (3.7)$$

Dimana :

$F$  = Berat krusibel dan sisa ash, gr

$G$  = Berat krusibel yang kosong, %.

Perhitungan persentase ash (A)

$$A = 100\% - (M + A + V) \dots \dots \dots (3.8)$$

## 5. Kalorimetri (ASTM D 5865)

Pengujian kalorimetri pada penelitian ini memiliki tujuan untuk mengukur kuantitas panas yang ada pada batu bara. Jumlah panas ini diukur dengan pengukuran peningkatan temperatur dalam suatu material yang sudah diketahui kapasitas panasnya, yang disebut kalorimeter (Rosenqvist, 2004).

Pengujian kalorimetri untuk penentuan kapasitas kalor/kalor spesifik dari batu bara dalam penelitian ini menggunakan standar ASTM D 5865. Menurut ASTM D 5865, pengujian dilakukan dengan metode bomb calorimetry.

1. Timbang 0.8 hingga 1.2 gram sampel. Catat beratnya hingga akurasi 0,0001 gr
2. Celup bomb dengan air untuk membasahi segel bagian dalam dan area permukaan dari bomb atau mengkondisikan awal kalorimetri berdasarkan instruksi manual. Tambahkan 1 mL air ke bomb sebelum dirakit.
3. Sambungkan sekering terukur sesuai dengan instruksi manual.



4. Rakit bomb. Masukkan oksigen ke dalam bomb dengan tekanan antara 2 hingga 3 MPa (20 dan 30 atm). Jika tekanan melebihi 2-3 MPa, maka lepas selang dan keluarkan gas serta sampel dalam bomb.
5. Isi tabung kalorimeter dengan air pada temperatur yang tidak lebih dari 2<sup>0</sup>C di bawah temperatur kamar dan tempatkan bomb tadi di dalam kalorimeter. Periksa bahwa tidak ada oksigen yang keluar dari bomb. Jika ada, keluarkan bomb dan buang gas di dalamnya serta ambil sampel yang ada di dalam bomb.
6. Berat air yang digunakan untuk tiap tes ialah  $M \pm 0,5$  gr, dimana M ialah berat tetap dari air.
7. Temperatur tabung kalorimetri dijaga agar stabil selama 30 menit sebelum pemanasan. Kestabilan harus  $\pm 0.001^{\circ}\text{C}$ .
8. Panaskan kalorimetri, catat kenaikan temperaturnya.
9. Biarkan selama 8 menit
10. Buka kalorimetri dan ambil bombnya. Lepaskan tekanan yang ada dalam bomb pada laju yang seragam sehingga operasi tidak kurang dari 1 menit.
11. Ukur pengecekan untuk panas pembakaran dari sekering pemanasan.

$$e1 = K_l \times l \dots \dots \dots (3.9)$$

Dimana :

$e1$  = Pengecekan untuk panas pembakaran dari sekering pemanasan

$l$  = Panjang sekering yang dikonsumsi selama pembakaran

$K_l$  = 0,96 J/mm (0,23 cal/mm) untuk B&S gage Chromel C No.34

$K_l$  = 1,13 J/mm (0,27 cal/mm) untuk B&S gage Iron Wire C No.34

$K_l$  = 0,00 J/mm untuk kawat platinum atau paladium.

12. Hitung nilai dari  $e2$

$$e2 = K_m \times m \dots \dots \dots (3.10)$$

Dimana :

$e2$  = Pengecekan untuk panas pembakaran dari sekering pemanasan

$m$  = Berat sekering yang dikonsumsi selama pembakaran

$K_m$  = 5,9 J/mg (1,4 cal/mg) untuk B&S gage Chromel C No.34

$K_m$  = 7,5 J/mg (1,8 cal/mg) untuk B&S gage Iron Wire C No.34



$K_m = 0,00 \text{ J/mg}$  untuk kawat platinum atau paladium.

13. Hitung nilai dari  $e_3$

$$e_3 = 55,2 \frac{\text{J}}{\text{gr}} \times S \times m \text{ atau } 13,18 \frac{\text{cal}}{\text{gr}} \times S \times m \dots \dots \dots (3.11)$$

Dimana :

$e_3$  = Koreksi untuk perbedaan antara panas pembentukan  $\text{H}_2\text{SO}_4$  dari  $\text{SO}_2$  yang berdasarkan pada panas pembentukan  $\text{HNO}_3$ .

$S$  = wt% belerang yang ada dalam sampel

$m$  = Berat sampel.

14. Gunakan pendukung pembakaran seperti asam benzoat sejumlah minimal 0,4 gram. Catat berat hasil pembakaran dan hitung  $e_4$ .

$$e_4 = H_a \times m_a \dots \dots \dots (3.12)$$

$e_4$  = Koreksi untuk penggunaan pendukung pembakaran

$H_a$  = panas pembakaran dari pendukung pembakaran , J/gr (cal/gr).

$m_a$  = Berat sampel hasil pembakaran, gr.

15. Hitung nilai kalor kotor (Gross calorific value)

$$Q_{vad} = [(tE_e) - e_1 - e_2 - e_3 - e_4]/m \dots \dots \dots (3.13)$$

Dimana :

$Q_{vad}$  = Nilai kalor kotor, J/gr (cal/gr)

$t$  = Kenaikan temperatur

$m$  = Berat sampel,gr.

## 6. Uji XRF (*X-Ray Fluorescence*)

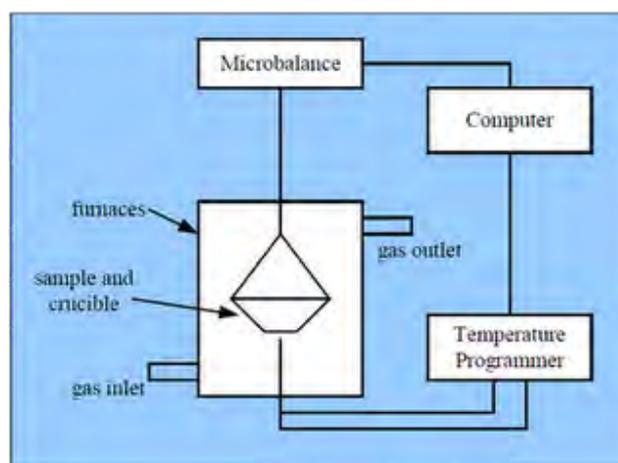
Untuk mengetahui komposisi dan kandungan dari hasil reduksi maka dilakukan pengujian pada sampel hasil reduksi menggunakan XRF. XRF adalah alat yang digunakan untuk menganalisis kandungan unsur dalam bahan yang menggunakan metode spektrometri. Alat ini mempunyai keunggulan analisis yaitu lebih sederhana dan lebih cepat dibanding analisis dengan alat lain. Alat XRF merupakan alat uji tak merusak yang mampu menentukan kandungan unsur dalam suatu bahan padat maupun serbuk secara kualitatif dan kuantitatif dalam waktu yang relatif singkat.



**Gambar 3.35** Alat pengujian komposisi (XRF).

7. Pengujian TGA/DSC (*Thermo Gravimetric Analyzer/Differential Scanning calorimteri*)

DSC digunakan untuk mengetahui aliran panas yang mengalir pada sampel. Aliran panas ini diperoleh dengan cara mencocokkan aliran panas pada material refference, dengan begitu akan diketahui aliran panas sampel. Pada pengujian DSC untuk penelitian ini, data yang diharapkan ialah data entalpi serta kurva *first derivative heat flow*. Dari kedua data inilah akan diperoleh sifat termal dari ore yang mana berguna dalam perhitungan neraca panas dan massa serta berguna untuk mengetahui prediksi reaksi yang terjadi dalam MBF.



**Gambar 3.36** Skema mesin TGA/DSC (*Thermo Gravimetri Analyzer/Differential Scanning calorimteri*)  
(<http://fannowidy.blogspot.com/2012/01/definisi-tgamerupakan-suatu-teknik.html>).



### 3.5 Jadwal kegiatan

Jadwal kegiatan penelitian ini disusun dengan tujuan agar penelitian dapat dilakukan dengan tepat waktu dan terencana. Selain itu, jadwal kegiatan berfungsi agar peneliti dapat melakukan evaluasi mengenai *time line* penelitian yang telah dilakukaannya. Jadwal kegiatan dalam penelitian ini ditunjukkan oleh Tabel 3.5.

**Tabel 3.5** Jadwal Kegiatan Penelitian

No.	Kegiatan	Sep				Okt				Nov				Des				Jan				Feb				Maret				April				Mei				Juni			
		1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
1	Perhitungan kesetimbangan material dan energi	■																																							
2	Preparasi Sampel uji		■	■	■																																				
3	Pengujian densitas			■	■																																				
4	Pengujian Kompresi			■	■																																				
5	Pengujian TGA/DSC			■	■																																				
6	Pengujian XRD							■	■																																
7	Pengujian Reduksibilitas			■	■																																				
8	Pengamatan SEM											■	■																												
9	Analisa data hasil pengujian															■	■																								
10	Running MBF dan optimasi proses reduksi																																								
11	Penyusunan Tesis																																								
12	Penyusunan Jurnal																																								



*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*



## BAB IV

### ANALISA DATA DAN PEMBAHASAN

#### 4.1 Karakteristik Ore Tembaga

##### 4.1.1 Karakteristik Visual Ore Tembaga

Pada penelitian kali ini, ore yang digunakan ialah ore tembaga karbonat yang diperoleh dari daerah Atambua. Gambar 4.1 menunjukkan gambar/foto dari ore yang digunakan pada penelitian kali ini.



**Gambar 4.1** Ore dari daerah Atambua yang digunakan dalam penelitian.

Dari pengamatan visual, tampak bahwa ore banyak mengandung mineral berwarna putih tua yang merupakan indikasi adanya senyawa silikon oksida. Selain itu, tampak juga adanya senyawa tembaga karbonat yang merupakan hasil oksidasi mineral tembaga primer yang mana memiliki warna hijau pekat. Ore tembaga yang terkandung pada batuan tersebut dicirikan dengan hijau pucat ataupun hijau pekat, yang mana merupakan jenis ore tembaga karbonat yang memiliki rumus kimia  $\text{CuCO}_3\text{Cu}(\text{OH})_2$ .

##### 4.1.2 Karakteristik Fasa dan Komposisi Kimia Ore Tembaga

Sebelum dilakukan running dengan menggunakan *Mini Blast Furnace*, ore diuji komposisi terlebih dahulu. Selain untuk mengetahui kadar Cu yang terkandung dalam ore, pengujian komposisi dilakukan untuk mengetahui komposisi lain yang terkandung dalam batuan. Hal tersebut mempengaruhi perhitungan neraca panas dan neraca massa yang nantinya berfungsi untuk menentukan parameter – parameter proses yang digunakan saat running *Mini Blast Furnace* (MBF).



Pengujian komposisi dilakukan dengan menggunakan mesin XRF merk Bruker. Sebelum pengujian komposisi, ore disampling terlebih dahulu dengan menggunakan standar ASTM E 877-03. Setelah sampling, dilakukan preparasi sampel dengan menggunakan standar yang sama, yaitu ASTM E 877-03. Tabel 4.1 menunjukkan hasil pengujian XRF ore tembaga karbonat dari daerah Atambua.

**Tabel 4.1** Hasil Pengujian XRF Ore Tembaga dari Daerah Atambua.

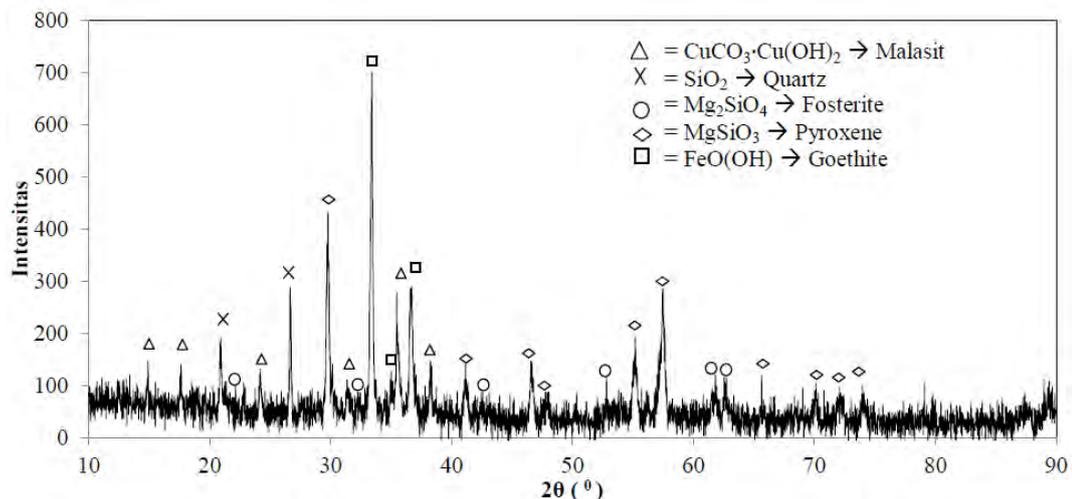
No	Elemen	Rumus Kimia Mineral	Konsentrasi (%)	Stddev (%)
1	Magnesium Oksida	MgO	20,89	2,96
2	Aluminium Oksida	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,86	0,44
3	Silikon Oksida	SiO <sub>2</sub>	45,75	0,70
4	Potasium Oksida	K <sub>2</sub> O	0,04	0,01
5	Kalsium Oksida	CaO	0,45	0,02
6	Kromium	Cr	0,07	0,01
7	Besi Oksida	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12,74	0,16
8	Nikel	Ni	0,14	0,02
9	Tembaga	Cu	7,91	0,08
10	Seng	Zn	0,01	0,01
<b>TOTAL</b>			89,86	

Tabel 4.1 menunjukkan bahwa kadar Cu yang terkandung dalam ore tembaga sulfida ialah 7,91 %. Selain Cu, juga terdapat unsur – unsur lain. Dari berbagai macam unsur tersebut, unsur yang mempunyai peranan signifikan pada *smelting* dengan menggunakan MBF ialah unsur Mg, K, Ca, Fe, Si dan Al. Semua unsur tersebut ada dalam bentuk oksida yang akan dijelaskan pada bagian berikutnya mengenai pengujian fasa menggunakan XRD. Unsur unsur seperti MgO, CaO, K<sub>2</sub>O, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> berperan positif dalam proses *smelting*. MgO, CaO, K<sub>2</sub>O dan Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> berfungsi sebagai flux yang mana mengikat slag yang dihasilkan dalam saat proses *smelting*. Sedangkan unsur Al, dan Si berperan negatif dalam proses *smelting*. Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> dan SiO<sub>2</sub> dapat meningkatkan viskositas fluida yang mana menyebabkan loses Cu ke dalam slag serta dapat menurunkan umur pakai dari refraktori. Hal tersebut berdasarkan pada penelitian Song dkk tahun 2011 yang menyatakan bahwa mineral dapat dibagi menjadi dua kelompok, yaitu Oksida fluks antara lain CaO, MgO, Na<sub>2</sub>O, K<sub>2</sub>O dan oksida pembentukan kaca, antara



$\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  dan  $\text{TiO}_2$ . Oksida fluks dapat menurunkan viskositas slag dan temperatur leleh. Di sisi lain, oksida pembentukan kaca memiliki pengaruh yang sebaliknya, yaitu meningkatkan viskositas slag pada temperatur tertentu dan meningkatkan temperatur saat slag mulai untuk mengalir.

Hasil pengujian XRF di atas tidak bisa langsung diterapkan untuk perhitungan neraca massa dan neraca panas. Hal tersebut dikarenakan pada kenyataannya (natural), senyawa – senyawa atau unsur - unsur di atas berupa mineral yang mana memiliki rumus kimia tertentu. Untuk mencari rumus kimia tersebut, maka diuji terlebih dahulu dengan menggunakan XRD. Gambar 4.2 menunjukkan hasil pengujian XRD untuk ore tembaga karbonat yang diperoleh dari daerah Atambua.



**Gambar 4.2** Hasil pengujian XRD dan analisa fasa untuk ore tembaga karbonat dari daerah Atambua.

Dari uji XRD, ditemukan terdapat mineral – mineral sebagai berikut :

1. Malasit ( $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ ), PDF Number : 96-900-7491
2. Quartz ( $\text{SiO}_2$ ), PDF Number : 96-900-5021
3. Fosterite ( $\text{Mg}_2\text{SiO}_4$ ), PDF Number : 96-901-3102
4. Pyroxene ( $\text{MgSiO}_3$ ), PDF Number : 96-900-3438
5. Goethite ( $\text{FeO}(\text{OH})$ ), PDF Number : 96-901-1413



Selain dari uji XRD, terdapat mineral – mineral lain yang terkandung dalam ore Atambua dengan kadar yang sangat kecil, antara lain :

1.  $K_2O$  (Potasium Oksida)
2.  $Al_2Si_2O_5(OH)_4$  (Kaolinite)
3.  $Cr_2O_3$  (Kromium oksida)
4.  $CaSi_2O_5$  (Titanite)
5.  $(Fe,Ni)O(OH)$  (limonite)

Dari uji XRD, tampak bahwa mineral Cu yang ada pada ore Cu ialah malasit ( $CuCO_3.Cu(OH)_2$ ). Untuk mengetahui wt % dari malasit, maka dapat dihitung dengan menggunakan persamaan di bawah ini.

$$\begin{aligned} \text{Wt \% malasit} &= \frac{\text{Mr malasit}}{\text{Ar Cu}} \times \text{wt\% Cu} \\ &= \frac{201}{63,5} \times 7,91\% \\ &= 25,038 \% \end{aligned}$$

Jadi senyawa malasit ( $CuCO_3.Cu(OH)_2$ ) yang terkandung di dalam ialah 25,038 %. Hal yang sama dilakukan untuk senyawa lainnya, sehingga diperoleh konsentrasi (wt %) dari senyawa – senyawa yang terkandung di dalam ore seperti yang ditunjukkan pada Tabel 4.2.

**Tabel 4.2** Hasil Analisa Komposisi dan Fasa Mineral yang Terkandung di dalam Ore Atambua.

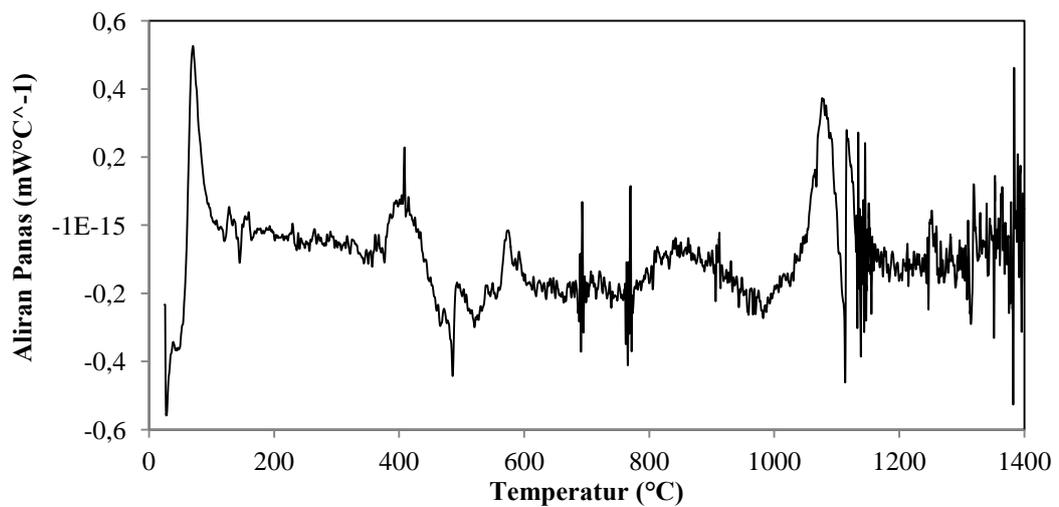
No	Elemen	Rumus Kimia Mineral	Konsentrasi (%)	Konsentrasi mineral (%)
1	Fosterite	$Mg_2SiO_4$	20,890	14,623
2	Kaolinite	$Al_2Si_2O_5(OH)_4$	1,860	4,705
3	Silikon Oksida	$SiO_2$	45,750	4,389
4	Potasium Oksida	$K_2O$	0,040	0,040
5	Kalsium Oksida	$CaSi_2O_5$	0,450	1,414
6	Pyroxene	$MgSiO_3$	20,890	41,780
7	Limonite	$(Fe,Ni)O(OH)$	12,740	7,087
8	Nikel	Ni	0,140	0,140



9	Malasit	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	7,910	25,038
10	Seng	Zn	0,010	0,010
11	Kromium	Cr		0,070
<b>TOTAL</b>			89,860	99,295

#### 4.1.3 Karakteristik Termal Ore Tembaga Karbonat

Karakteristik termal ore tembaga karbonat diperoleh melalui pengujian *Differential Scanning Calorimetri* (DSC). Dari pengujian DSC ini, dapat diperoleh informasi mengenai karakteristik termal dari ore tembaga sulfida yang akan digunakan dalam penelitian. Mesin DSC yang digunakan ialah mesin tipe STARE System. Tujuan dilakukannya pengujian DSC ini khususnya ialah untuk mengetahui nilai entalpi dari ore saat dikenai temperatur kamar hingga temperatur  $1400^{\circ}\text{C}$  dengan kecepatan pemanasan sebesar  $10^{\circ}\text{C}/\text{menit}$ .



**Gambar 4.3** Hasil uji DSC ore tembaga karbonat.

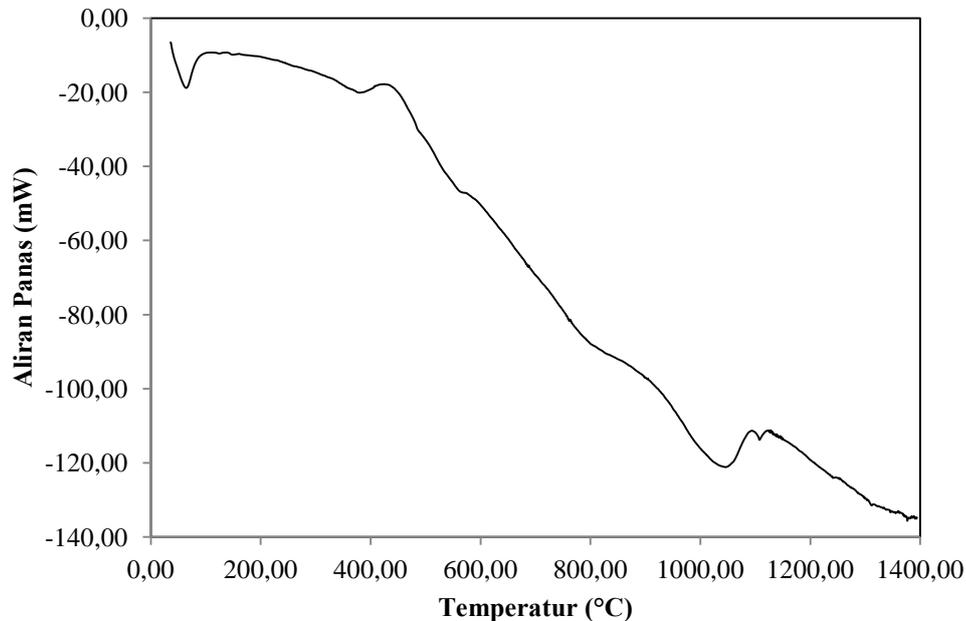
Gambar 4.3 menunjukkan hasil uji DSC ore. Dari hasil tersebut, dapat diketahui karakteristik ore saat dipanaskan. Kesimpulan hal – hal atau reaksi yang terjadi selama pemanasan ore ditunjukkan oleh Tabel 4.3.



**Tabel 4.3** Reaksi yang Terjadi Ketika Ore Dipanaskan Berdasarkan Hasil Pengujian DSC.

No	T ( $^{\circ}\text{C}$ )	Jenis Reaksi	Deskripsi	Sumber
1	$\pm 100^{\circ}\text{C}$	Endotermik	Terjadi reaksi penguapan air	Buenhombre (2009)
2	$\pm 400^{\circ}\text{C}$	Endotermik	Terjadi reaksi hidroksilasi dari kisi kristal goethite dan/atau kaolinite. Goethite yang ada di dalam ore berubah menjadi hematite.	Buenhombre (2009), Keskenkilic dkk (2012)
3	$\pm 520^{\circ}\text{C}$	Endotermik	Tahapan lanjut reaksi hidroksilasi limonite	A. Bunjaku dkk (2010)
4	$\pm 580^{\circ}\text{C}$	Endotermik	Tahapan lanjut reaksi hidroksilasi malasit	A. Bunjaku dkk (2010)
5	$\pm 620^{\circ}\text{C}$	Eksotermik	Mineral terdekomposisi dan bebas dari matriks silika	A. Bunjaku dkk (2010)
6	$\pm 740^{\circ}\text{C}$	Endotermik	Tahapan lanjut reaksi hidroksilasi atau dekomposisi mineral karbonat	Buenhombre (2009)
7	$\pm 850^{\circ}\text{C}$	Endotermik	Tahapan lanjut reaksi hidroksilasi atau dekomposisi mineral karbonat (Lime dan dolomite).	Buenhombre (2009)
8	$\pm 980^{\circ}\text{C}$	Eksotermik	Kristalisasi struktur spinel dari kaolinite	Buenhombre (2009)
9	$\pm 1100^{\circ}\text{C}$	Eksotermik	Pembentukan Mullite	Buenhombre (2009)

Selain data-data mengenai kemungkinan reaksi yang ada saat ore dipanaskan, dari pengujian DSC juga dapat diperoleh entalpi pemanasan ore hingga  $T = 1400^{\circ}\text{C}$ . Grafik heat flow terhadap temperatur yang mana menunjukkan entalpi pemanasan diperlihatkan pada Gambar 4.4 di bawah ini.



**Gambar 4.4** Heat flow vs temperatur untuk memperoleh nilai entalpi pemanasan total dari ore.

Dari Gambar 4.4. di atas, diketahui bahwa entalpi pemanasan total hingga  $T = 1400^{\circ}\text{C}$  ialah sebesar  $45.572,4 \text{ J/mol}$ . Data entalpi tersebut digunakan untuk perhitungan komposisi *feed materials* secara termodinamika dan stoikiometri.

## 4.2 Karakteristik Kapur

Kapur yang digunakan berasal dari daerah Gresik, Jawa Timur. Sebelum dilakukan running MBF, kapur terlebih dahulu dikarakterisasi secara visual, fisika dan kimia. Karakteristik fisik kapur yang diteliti ialah densitasnya, sedangkan karakteristik kimia kapur yang diteliti ialah komposisi kimianya. Gambar 4.5 menunjukkan foto dari kapur yang digunakan dalam penelitian ini sedangkan Tabel 4.4 di bawah menunjukkan hasil uji densitas kapur.



**Gambar 4.5** Kapur yang digunakan dalam penelitian.

**Tabel 4.4** Hasil Pengujian densitas kapur yang diperoleh dari Kab. Gresik, Jawa Timur.

No. Sampel	Massa (gr)	Vol awal (mL)	Vol akhir (mL)	$\Delta$ Vol (mL)	Densitas (gr/mL)	Densitas (kg/m <sup>3</sup> )
1	4,8576	50	54,5	4,5	1,079467	1079,467
2	4,7865	50	54,5	4,5	1,063667	1063,667
3	4,5577	50	54,5	4,5	1,012822	1012,822
4	4,8658	50	54,5	4,5	1,081289	1081,289
5	5,375	50	55	5	1,075	1075
6	5,567	50	55,5	5,5	1,012182	1012,182
7	5,0673	50	55	5	1,01346	1013,46
8	5,2769	50	55	5	1,05538	1055,38
9	3,8765	50	53,5	3,5	1,107571	1107,571
10	3,6487	50	53,5	3,5	1,042486	1042,486
Rata - Rata					1,054332	1054,332

Hasil uji densitas ini kemudian digunakan untuk perhitungan sampling sesuai dengan standar ASTM E 877-03. Selain itu, densitas ini juga digunakan untuk memprediksi ketebalan layer kapur (dengan berat tertentu) saat dimasukkan di dalam *Mini Blast Furnace*.



Komposisi kimia kapur diperoleh melalui pengujian XRF dengan menggunakan mesin XRF merek Bruker. Komposisi kimia kapur Kab. Gresik ditunjukkan oleh Tabel 4.5.

**Tabel 4.5** Hasil Pengujian XRF Kapur yang Diperoleh dari Kab. Gresik

No	Elemen	Rumus Kimia	Wt % (%)	Stddev (%)
1	Magnesium oksida	MgO	18,47	2,77
2	Fosfor oksida	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,49	0,08
3	Kalsium oksida	CaO	42,46	0,14
4	Titanium oksida	TiO <sub>2</sub>	0,02	0,02
5	Mangan oksida	MnO	0,06	0,04
6	Besi oksida	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,46	0,05
7	Tembaga	Cu	0,02	0,01
8	Seng	Zn	0,01	0,00
9	Timah	Sn	0,06	0,04

Dari pengujian XRF di atas tampak bahwa kapur memiliki kandungan MgO yang cukup tinggi, yaitu 18,47 %. Dari kandungan MgO tersebut dapat disimpulkan bahwa kapur yang digunakan ialah dolostone atau dolomit bukan limestone. Dari segi proses *smelting*, baik MgO maupun CaO akan membantu proses dengan cara mengikat dan mencairkan slag yang dihasilkan dari proses *smelting*.

### 4.3 Karakteristik Batu Bara

Batu bara yang digunakan dalam penelitian ini diperoleh dari daerah Binuang. Sebelum dilakukan running MBF, batu bara terlebih dahulu dilakukan analisa visual, proksimat dan pengujian *Gross Calorific Value (GCV)*. Analisa proksimat ini dilakukan untuk mengetahui kadar zat yang mudah menguap, kandungan moisture, kadar abu serta kandungan karbon fiks nya. Di sisi lain, uji GCV dilakukan untuk mengetahui nilai kalori batu bara. Pengujian proksimat dan



GCV ini dilakukan berdasarkan standar ASTM. Karakteristik visual batu bara ditunjukkan oleh Gambar 4.6 di bawah ini.



**Gambar 4.6** Karakteristik visual batu bara yang digunakan dalam penelitian.

Tabel 4.6 menunjukkan hasil analisa proksimat batu bara. Hasil – hasil dari Tabel 4.6 di atas digunakan untuk perhitungan neraca massa dan neraca panas yang mana nantinya digunakan untuk menghitung kebutuhan kapur, batu bara dan udara untuk running MBF.

**Tabel 4.6** Hasil Analisa Proksimat Batu Bara dan Uji *Gross Calorific Value*

No	Parameter	Hasil	Unit	Metode Pengujian
1	Kelembaban Total ( <i>Total Moisture</i> )	1,80	%, ar	ASTM D3302-02
2	Kadar Abu ( <i>ash</i> )	4,75	%, ar	ASTM D3174-02
3	Kadar Zat yang mudah menguap ( <i>Volatile Matter</i> )	52,86	%, adb	ASTM D3175-02
4	Kadar karbon tetap ( <i>Fixed Carbon</i> )	42,35	%, adb	ASTM D3172-02
5	Nilai kalori	7204	Cal/gr, adb	ASTM D5865-03

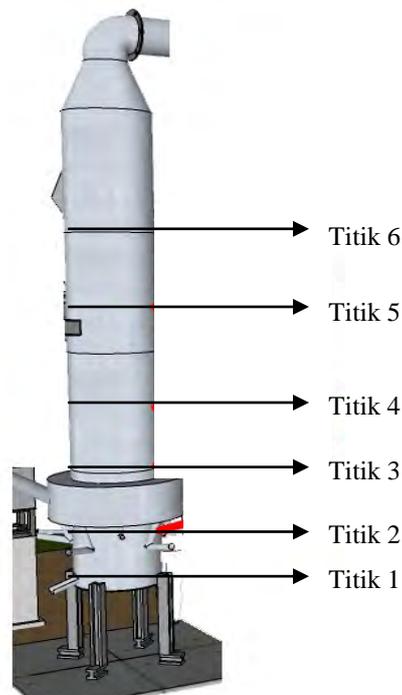
Batu bara ini memiliki nilai kalori yang tinggi, yaitu 7204 kal/gr. Pada umumnya, batu bara memiliki nilai kalori sebesar 6000 – 6500 kal/gr. Selain kalori, batu bara memiliki kadar zat yang mudah menguap yang tinggi, yaitu mencapai 52,86 %. Kadar zat yang mudah menguap tersebut menyebabkan panas yang dihasilkan dari pembakaran batu bara akan cukup banyak digunakan untuk menguapkan zat yang mudah menguap ini. Oleh karena itu, perlu ditinjau juga

mengenai energi atau panas yang dibutuhkan untuk menguapkan kadar zat mudah menguap dari batu bara.

#### 4.4 Pengaruh Variasi Batu Bara

##### 4.4.1 Pengaruh Variasi Berat Batu Bara terhadap Profil Temperatur di dalam MBF

Pengaruh variasi batu bara terhadap profil temperatur ini diperoleh melalui pengukuran temperatur baik menggunakan termokopel maupun termometer infrared. Pengukuran dilakukan pada enam titik *Mini Blast Furnace*. Titik 0, ialah titik paling bawah (lubang tap). Titik 1, 2. . . dst berlokasi semakin tinggi dari lubang tap. Titik – titik tersebut yang ditunjukkan oleh Gambar 4.7.



**Gambar 4.7** Lokasi titik – titik pengukuran temperatur pada MBF.

Tabel 4.7 menunjukkan bahwa ketika batu bara yang dimasukkan ke dalam MBF sebanyak 15 kg, temperatur pada daerah pembakaran ialah  $1539^{\circ}\text{C}$  berbeda cukup jauh dengan ketika batu bara yang dimasukkan ialah 17 dan 19 kg. Sedangkan perbedaan temperatur antara 17 dan 19 kg batu bara tidak berbeda jauh, yaitu 1657 dibanding  $1680^{\circ}\text{C}$ . Hal tersebut mengandung

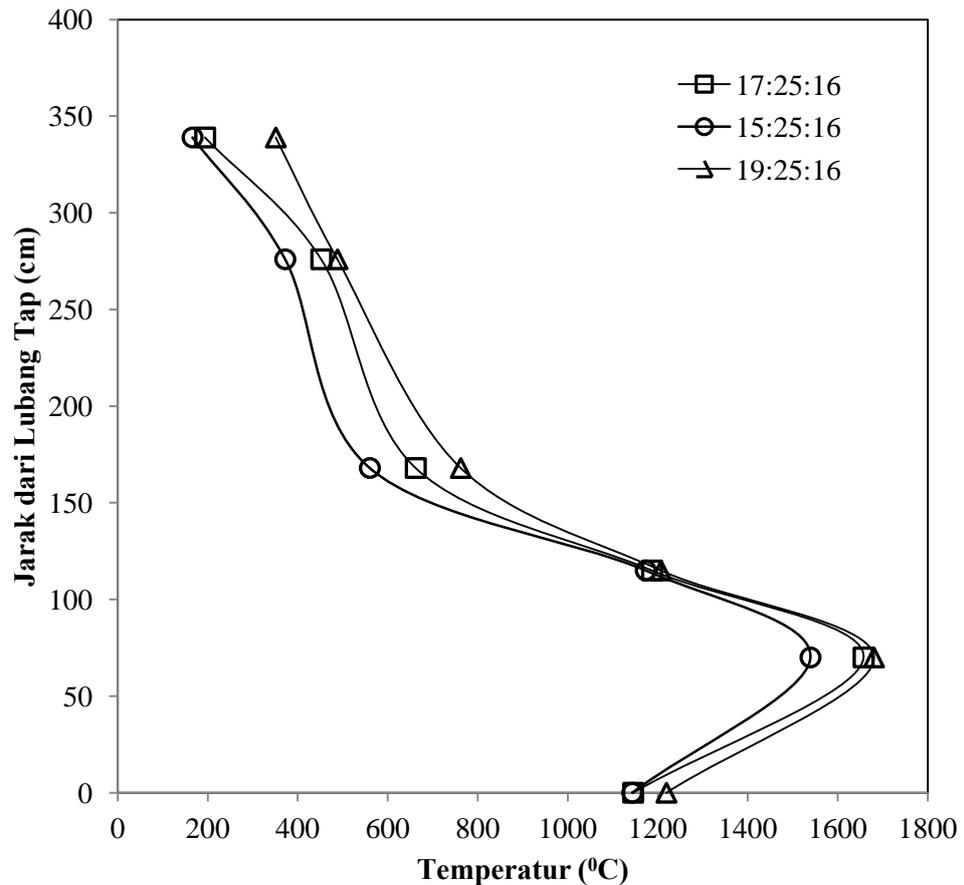


arti bahwa disaat waktu yang sama, pada 15 kg batu bara masih banyak oksigen sisa atau tidak bereaksi dengan batu bara sehingga temperaturnya tidak setinggi saat pembakaran 17 dan 19 kg batu bara. Di sisi lain, perbedaan temperatur yang tidak terlalu jauh antara menggunakan 17 dengan 19 kg batu bara disebabkan reaksi antara oksigen dengan batu bara sudah mencapai kesetimbangan.

**Tabel 4.7** Hasil Pengukuran Temperatur MBF dengan Variasi Berat Batu Bara.

Jarak dari lubang tap (cm)	Perbandingan berat batu bara : ore : kapur (kg)			Rata - Rata
	15:25:16	17:25:16	19:25:16	
0	1143	1145	1219	1169
70	1539	1657	1680	1625,33
115	1173	1187	1207	1189
168	560	662	762	661,33
276	372	452	488	437,33
339	166	194	351	237

Jumlah batu bara yang dimasukkan ke dalam MBF akan mempengaruhi profil temperatur yang ada di dalam reaktor MBF. Jumlah batu bara ini paling mempengaruhi daerah pembakaran atau *combustion zone* atau daerah *raceway*. Karena secara teori, semakin banyak jumlah batu bara maka pembakaran karbon karena reaksinya dengan oksigen akan semakin banyak. Semakin banyaknya karbon yang bereaksi dengan oksigen mengakibatkan semakin besar pula energi yang dihasilkan karena reaksi antara karbon dengan oksigen merupakan reaksi eksotermik (melepas panas). Reaksi eksotermik ini akan menyebabkan kenaikan temperatur.



**Gambar 4.8** Pengaruh variasi batu bara terhadap profil temperatur di dalam MBF.

Gambar 4.8 menunjukkan pengaruh variasi jumlah batu bara yang dimasukkan ke dalam MB terhadap profil temperatur. Seperti yang dijelaskan sebelumnya, tampak bahwa profil temperatur yang mencolok perbedaannya ialah pada daerah pembakaran. Zona atau daerah lain selain daerah pembakaran atau *combustion zone* tidak terlalu terpengaruh oleh variasi jumlah batu bara, karena secara teori neraca masa, oksigen akan habis bereaksi dengan batu bara. Sehingga, lapisan di atasnya akan sedikit bereaksi dengan oksigen. Karena dalam MBF ini menggunakan prinsip *counter current flow*, maka saat batu bara pada lapisan bawah habis maka, lapisan di atasnya akan turun dan mencapai daerah pembakaran yang mana letaknya sama atau tidak jauh berbeda dari lapisan sebelumnya. Oleh karenanya, profil



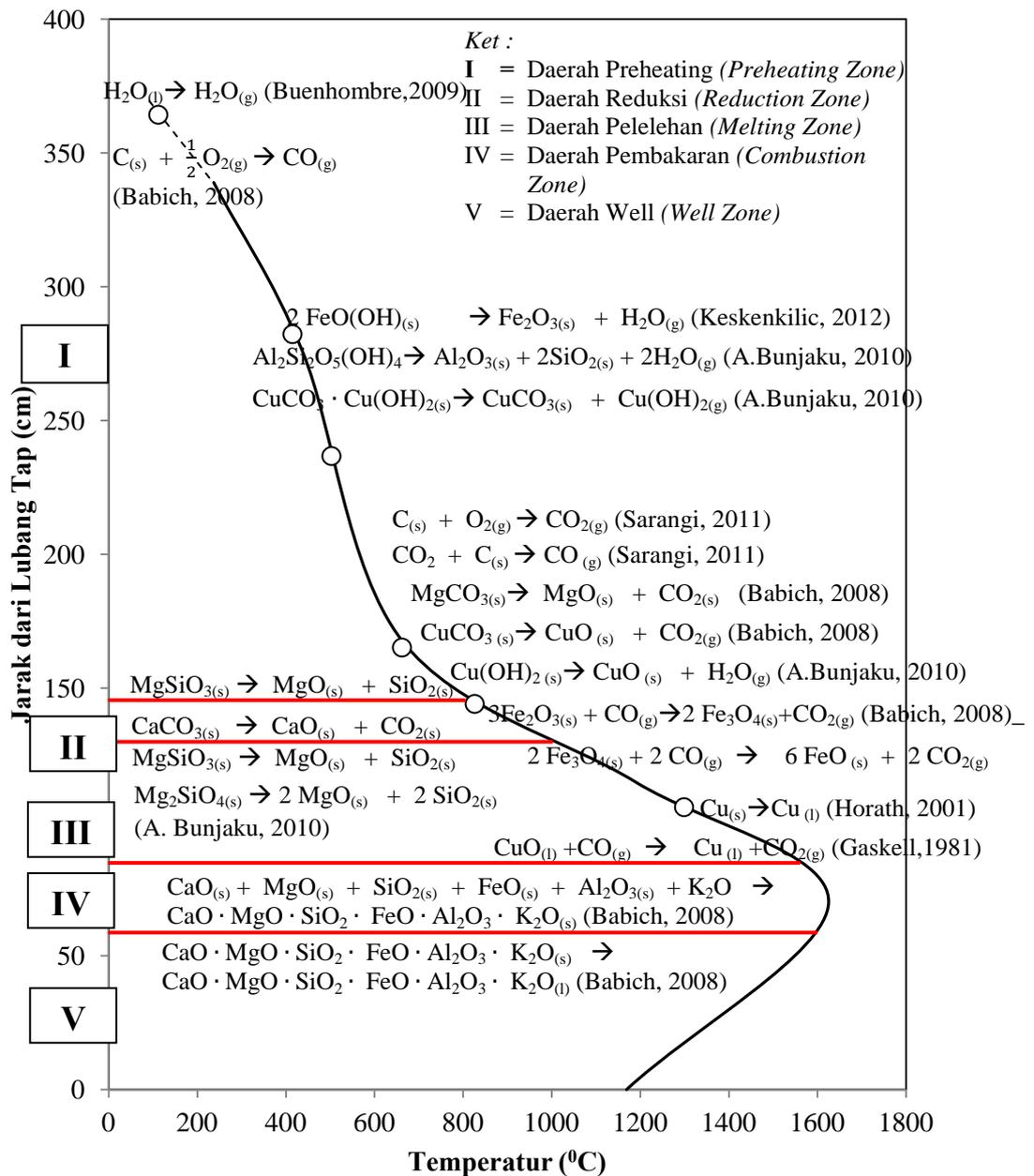
temperatur selain pada daerah pembakaran atau combustion zone ini tidak terlalu dipengaruhi oleh jumlah batu bara yang dimasukkan ke dalam MBF. Dengan kata lain, meskipun profil temperatur tidak terlalu dipengaruhi oleh jumlah batu bara yang dimasukkan ke dalam MBF, perubahan profil temperatur akan dipengaruhi oleh perpindahan panas baik secara konveksi, konduksi maupun radiasi. Perpindahan panas ini terjadi karena adanya perbedaan temperatur yang signifikan antara temperatur pada daerah pembakaran dengan temperatur pada daerah lain.

Bukti bahwa profil temperatur ini dipengaruhi oleh perpindahan panas dari daerah *combustion zone* tampak pada Gambar 4.8. Terlihat bahwa semakin tinggi temperatur pada daerah pembakaran maka semakin bergeser ke kanan pula profil temperatur yang terjadi. Artinya, semakin tinggi temperatur pada daerah pembakaran, maka semakin tinggi pula temperatur – temperatur yang terjadi baik pada daerah yang lebih atas dari daerah pembakaran, maupun daerah yang lebih bawah dari daerah pembakaran. Hal tersebut berarti pula bahwa terjadi pergeseran zona dengan adanya variasi batu bara yang dimasukkan.

Prediksi atau perkiraan reaksi yang terjadi pada tiap – tiap daerah yang ada di dalam MBF digambarkan pada Gambar 4.9. Plot Gambar berdasarkan pada rata – rata temperatur hasil pengukuran ketika variasi batu bara digunakan. Penentuan reaksi yang terjadi pada tiap daerah atau zona serta penentuan zona apa yang terjadi pada tiap ketinggian MBF berdasarkan pada temperatur reaksi yang terjadi. Misal, daerah pelelehan terjadi saat adanya fasa likuid pertama. Fasa liquid pertama muncul saat terjadi perubahan wujud logam tembaga yang telah direduksi dari fasa padat menjadi fasa cair. Titik leleh tembaga terjadi pada temperatur  $1092^{\circ}\text{C}$ . Sehingga dari temperatur ini kita tarik garis vertikal ke atas hingga memotong profil temperatur. Kemudian dari perpotongan tadi, kita tarik garis horizontal ke arah kiri hingga memotong sumbu x yang tidak lain ialah ketinggian (cm). Dengan cara tersebut dapat diketahui pada ketinggian berapa zona pelelehan terjadi dalam *Mini Blast Furnace*. Hal serupa dilakukan untuk mengetahui daerah – daerah lain yang terjadi di dalam *Mini Blast Furnace*. Reaksi – reaksi yang terjadi



diperoleh dari studi literatur serta hasil pengujian DSC ore yang sudah dibahas sebelumnya. Dengan cara tersebut dapat diketahui reaksi – reaksi yang terjadi pada tiap zona atau daerah yang ada di dalam *Mini Blast Furnace*.

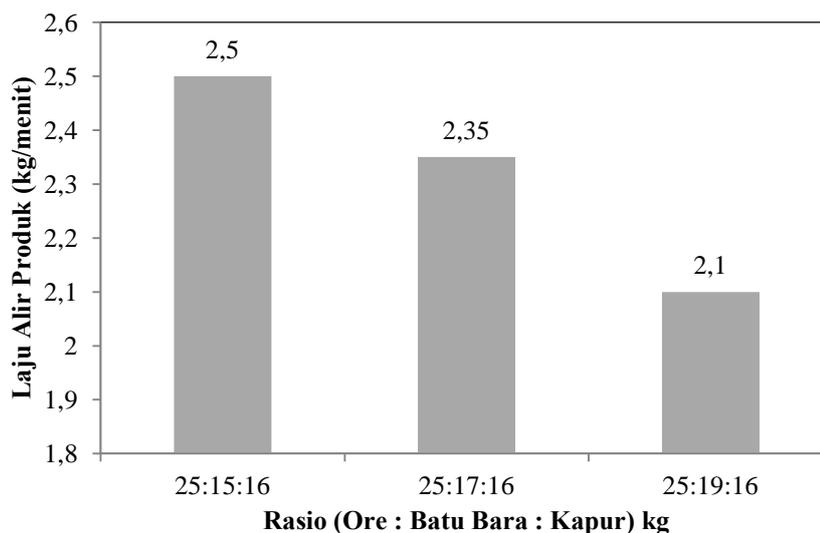


**Gambar 4.9** Perkiraan reaksi – reaksi dan daerah – daerah yang ada dan terjadi di dalam MBF menurut temperatur dan ketinggian dari lubang tap. Reaksi tersebut diperoleh dari grafik hasil uji DSC Tabel 4.3.



#### 4.4.2 Pengaruh Variasi Batu Bara terhadap Waktu Proses *Smelting* dan Laju Alir Produk

Perbedaan jumlah batu bara yang digunakan dalam proses *smelting* ore tembaga Atambua mempengaruhi waktu proses *smelting* dan juga laju alir produk. Informasi mengenai waktu proses *smelting* dan laju alir produk tersebut penting untuk menjadi landasan rencana produksi. Selain itu, laju alir produk dapat digunakan untuk memperkirakan viskositas dan fluiditas produk secara kualitatif. Waktu proses *smelting* dihitung dari penyalaan awal blower hingga seluruh produk dituang ke dalam cetakan. Di sisi lain, laju alir produk dihitung dengan cara menghitung waktu produk yang dibutuhkan untuk mengisi satu cetakan. Kemudian, produk dari dalam cetakan tadi ditimbang dan dibagi dengan waktu yang telah dihitung sebelumnya.



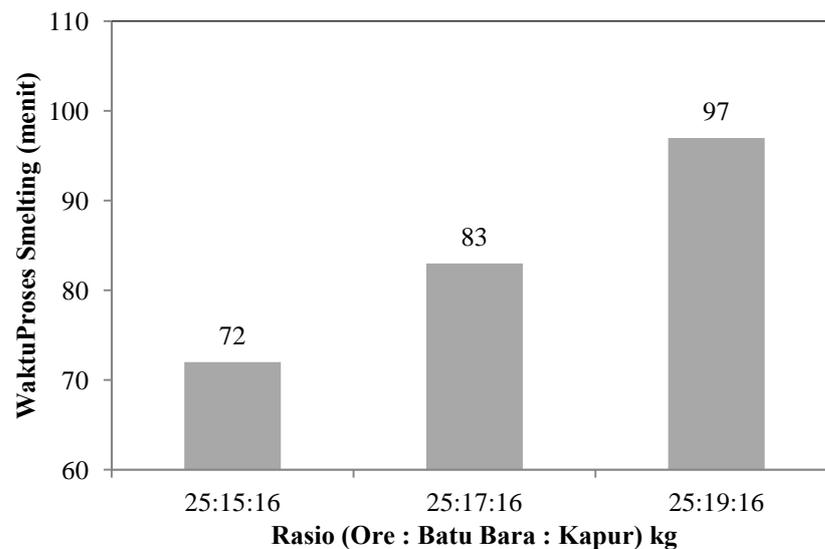
**Gambar 4.10** Variasi jumlah batu bara terhadap laju alir produk (*mass flow rate*).

Gambar 4.10 menunjukkan data laju alir produk terhadap variasi batu bara. Tampak bahwa laju alir produk semakin cepat dengan berkurangnya jumlah batu bara yang digunakan. Selain itu, laju alir produk yang paling cepat terjadi saat penggunaan 15 kg batu bara, sedangkan laju alir produk yang paling lambat ialah saat penggunaan 19 kg batu bara. Hal tersebut disebabkan oleh karena batu bara memiliki kandungan mineral matter berupa  $\text{SiO}_2$  yang tinggi (21 %).



Selain dari pengotor (gangue) ore, slag juga berasal dari batu bara. Batu bara mengandung suatu kandungan yang disebut sebagai mineral matter. Mineral matter pada batu bara umumnya ialah  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{SO}_3$ .  $\text{SiO}_2$  merupakan mineral matter yang paling dominan dalam batu bara (Pummil, 2012).

$\text{SiO}_2$  yang tinggi tersebut menyebabkan produk memiliki viskositas yang tinggi. Mineral matter yang ada pada batu bara mempengaruhi sifat slag. Song dkk (2010) menyatakan bahwa  $\text{SiO}_2$  tergolong sebagai oksida pembentukan kaca. Oksida pembentukan kaca memiliki pengaruh meningkatkan viskositas slag pada temperatur tertentu dan meningkatkan temperatur leleh saat slag mulai untuk mengalir. Viskositas dari slag akan mempengaruhi loses Cu ke dalam slag. Semakin kental slag maka kemungkinan terjadinya loses Cu juga akan meningkat (Davenport, 2002).



**Gambar 4.11** Perubahan waktu proses *smelting* dengan berubahnya jumlah batu bara yang digunakan.

Variasi jumlah batu bara yang digunakan memiliki hubungan dengan waktu proses *smelting*. Gambar 4.11 menunjukkan bahwa semakin banyak batu bara yang digunakan maka akan semakin lama pula waktu proses *smelting*-nya. Hal tersebut dikarenakan semakin banyak batu bara maka semakin banyak juga reaksi yang terjadi (reaksi pembakaran karbon oleh oksigen). Selain itu, waktu proses



*smelting* ini juga ada kaitannya dengan laju alir produk. Semakin cepat aliran produk maka makin cepat pula waktu proses *smelting*nya.

Berdasarkan Gambar 4.10 dan Gambar 4.11, dapat ditarik suatu kesimpulan awal bahwa dari segi kelancaran dan kemungkinan terjadinya loses Cu maka jumlah batu bara yang paling baik digunakan ialah 15 kg. Selain menyebabkan proses *smelting* lancar dan kemungkinan loses Cu ke dalam sleg kecil, penggunaan batu bara sebanyak 15 kg juga dapat menurunkan harga pokok produksi karena batu bara yang digunakan tidak terlalu banyak.

#### 4.4.3 Pengaruh Variasi Batu Bara terhadap Berat dan Kadar Cu Logam Tembaga yang Dihasilkan

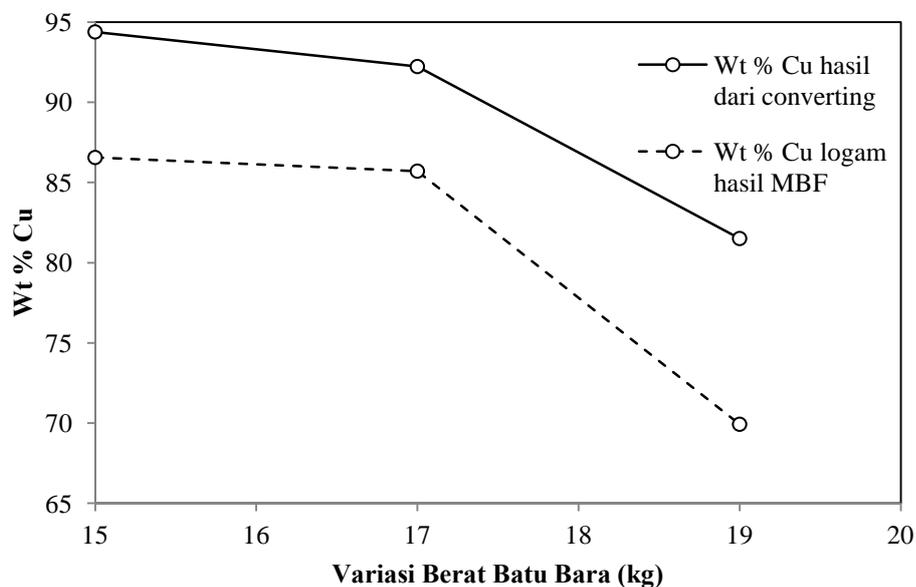
Variasi jumlah batu bara yang digunakan terbukti mempengaruhi jumlah dan kadar Cu dari logam tembaga yang dihasilkan. Berat tembaga yang dihasilkan diukur dengan cara menimbang seluruh logam yang dihasilkan dalam satu kali proses *smelting* (dari 300 kg ore tembaga). Cara pengambilan logam dan memisahkannya dari slag yaitu dengan cara pemukulan slag sedemikian rupa hingga slag hancur dan terpisah dari logam tembaga. Kemudian, logam yang telah terpisah tersebut dikarakterisasi komposisinya menggunakan XRF merk Bruker.

Selanjutnya, logam yang telah dipisahkan dari slag tadi dimasukkan ke dalam *Muffle Furnace* untuk kemudian dilakukan proses *converting*. Proses *converting* menggunakan flow rate udara sebesar 13 liter/min selama 10 menit. Setelah *converting* selesai maka diperoleh tembaga blister yang kemudian dikarakterisasi komposisinya menggunakan alat XRF merk Bruker.

**Tabel 4.8** Pengaruh Variasi Berat Batu Bara Terhadap Berat dan Kadar (% Cu) Logam Tembaga yang Dihasilkan.

No	Variasi berat Batu Bara (kg)	wt % Cu logam hasil MBF	wt % Cu hasil dari <i>converting</i>	Berat logam hasil MBF (kg)	Berat logam hasil <i>converting</i> (kg)
1	15	86,56	94,39	1,35	1,05
2	17	85,71	92,23	0,98	0,87
3	19	69,93	81,51	0,95	0,65

Tabel 4.8 menunjukkan berat dan kadar logam tembaga yang dihasilkan dari proses *smelting* MBF. Dari Tabel 4.8, tampak bahwa jumlah dan kadar logam tembaga yang paling tinggi diperoleh saat penggunaan 15 kg batu bara. Dengan penggunaan 15 kg batu bara, maka akan diperoleh logam tembaga hasil *converting* sebanyak 1,05 kg dengan kadar Cu sebesar 94,39 %. Di sisi lain, jumlah dan kadar logam tembaga yang kecil dihasilkan dari penggunaan 19 kg batu bara. Pada saat penggunaan 19 kg batu bara, akan diperoleh 0,65 kg tembaga hasil *converting* dengan kadar yang hanya 81,51 %.



**Gambar 4.12** Pengaruh variasi berat batu bara terhadap kadar Cu logam tembaga.

Gambar 4.12 menunjukkan bahwa % Cu produk hasil *converting* memiliki tren yang sama dengan % Cu produk hasil dari MBF. Sehingga, dapat disimpulkan bahwa untuk memperoleh tembaga blister dengan % Cu yang tinggi maka kita harus dapat menghasilkan tembaga hasil dari MBF yang memiliki % Cu yang tinggi pula. Hal tersebut dikarenakan semakin tinggi % Cu logam hasil *smelting* MBF, maka akan semakin tinggi pula % Cu tembaga blister yang dihasilkan. Selain itu, jika diperoleh logam tembaga hasil MBF dengan kadar yang tinggi, akan memudahkan proses *converting*



Gambar 4.12 menunjukkan pengaruh variasi berat batu bara terhadap kadar tembaga yang dihasilkan dari proses *smelting* menggunakan MBF. Dari Gambar 4.12, tampak bahwa semakin banyak batu bara yang digunakan, maka kadar Cu dalam logam tembaga akan semakin turun. Terlebih lagi, pada saat batu bara yang digunakan ialah sebanyak 19 kg. Penurunan kadar Cu ini disebabkan oleh semakin kentalnya (naiknya viskositas) slag sebagai akibat bertambahnya batu bara yang digunakan.

Menurut Pummil tahun 2012, selain dari pengotor (gangue) ore, slag juga berasal dari batu bara. Batu bara mengandung suatu kandungan yang disebut sebagai mineral matter. Mineral matter pada batu bara umumnya ialah  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{SO}_3$ .  $\text{SiO}_2$  merupakan mineral matter yang paling dominan dalam batu bara. Pada penelitian kali ini, wt %  $\text{SiO}_2$  mencapai angka 21 %. Hal tersebut membuat viskositas slag semakin tinggi. Apalagi, pada saat batu bara ditambah, fluks (kapur) yang digunakan tidak ditambah. Hal tersebut membuat  $\text{SiO}_2$  tidak terikat oleh fluks sehingga struktur kompleks  $\text{SiO}_2$  tidak terputus. Akibatnya, sifat dari  $\text{SiO}_2$  tetap sama seperti sifat  $\text{SiO}_2$  awal yaitu memiliki titik leleh yang tinggi dan pada saat kondisi liquid, viskositasnya tinggi.

Saat kecepatan settling lambat, droplet Cu tidak akan mengumpul pada daerah well MBF. Sebelum droplet – droplet Cu ini mengumpul, cairan akan terlebih dahulu ditap keluar dari MBF untuk dituang ke dalam cetakan. Saat cairan sudah keluar dari MBF, temperatur cairan akan mengalami penurunan secara drastis. Sehingga, karena temperatur nya menurun, viskositas cairan akan semakin naik, densitas slag semakin padat, serta droplet Cu tidak memiliki energi yang cukup untuk settling. Hal tersebut didukung juga dengan temperatur liquidus slag yang semakin tinggi karena wt %  $\text{SiO}_2$  nya semakin tinggi, yang mana menyebabkan cairan akan mudah membeku. Akhirnya, droplet – droplet Cu tadi tidak mengumpul dan menyebar di dalam slag dalam ukuran mikron. Sehingga, loses Cu di dalam slag akan tinggi.

Sama seperti yang telah dijelaskan sebelumnya, Loses Cu terjadi karena ada droplet Cu tidak mengumpul menjadi satu, sehingga droplet Cu tadi ada pada slag. Sehingga, untuk mengetahui loses Cu ke slag, kita perlu

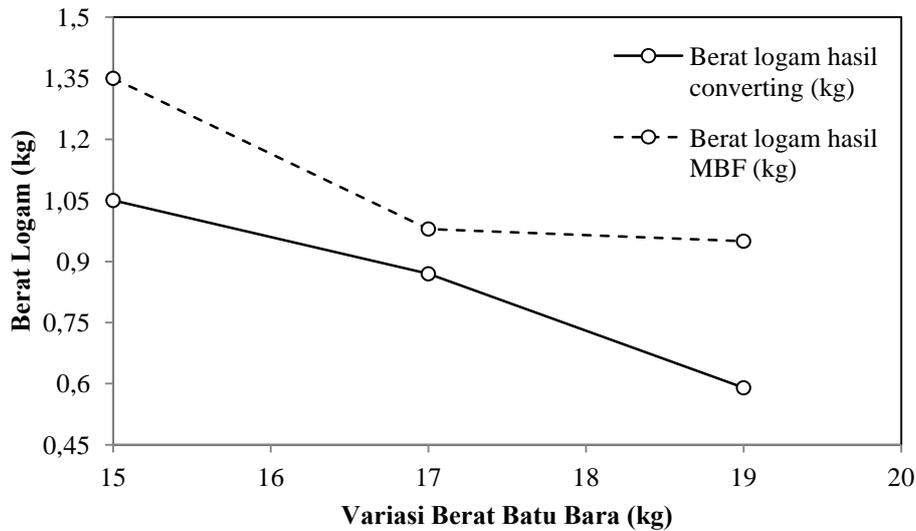


melakukan karakterisasi komposisi pada slag yang dihasilkan. Loses Cu disini dibagi menjadi dua, yaitu loses Cu produk hasil proses *smelting* MBF dan loses Cu produk hasil proses *converting*. Tabel 4.9 menunjukkan pengaruh variasi batu bara terhadap loses Cu dan tingkat konversi yang terjadi.

**Tabel 4.9** Pengaruh Variasi Berat Batu Bara Terhadap Loses Cu dan Tingkat Konversi yang Terjadi

No	Variasi berat batu bara (kg)	Loses Cu hasil MBF(%)	Loses Cu hasil <i>converting</i> (%)	Konversi (%)
1	15	5,14	0,71	4,92
2	17	5,81	1,44	3,54
3	19	6,39	1,98	2,80

Tabel 4.9 menunjukkan bahwa loses Cu terjadi pada seluruh variasi berat batu bara. Loses Cu yang paling tinggi terjadi saat penggunaan 19 kg batu bara yang mana mencapai angka 6,39 % untuk produk hasil MBF serta 1,98 % untuk produk hasil *converting*. Pada penggunaan 19 kg batu bara juga terlihat bahwa tingkat konversi yang terjadi paling rendah jika dibandingkan dengan penggunaan 15 dan 17 kg batu bara. Di sisi lain, loses Cu paling sedikit dan tingkat konversi yang paling tinggi terjadi saat penggunaan 15 kg batu bara. Dengan penggunaan 15 kg batu bara, konversinya ialah 4,92 %, loses Cu yang terjadi hanya sebesar 5,14 % untuk produk hasil MBF serta 0,71 % untuk produk hasil *converting*. Selain itu, tampak juga bahwa semakin banyak batu bara yang digunakan maka semakin tinggi juga loses Cu yang terjadi baik loses Cu pada produk hasil proses *smelting* MBF maupun produk hasil proses *converting*. Selain itu, tampak juga bahwa semakin sedikit batu bara yang digunakan, maka semakin tinggi tingkat konversinya. Dari hasil ini dapat disimpulkan bahwa kita harus menggunakan batu bara sedikit mungkin (asalkan penyediaan panas cukup) agar dapat mengurangi loses Cu yang terjadi dan meningkatkan tingkat konversi ore menjadi logam.



**Gambar 4.13** Pengaruh variasi berat batu bara terhadap berat logam tembaga yang dihasilkan.

Selain kadar Cu, analisa juga dilakukan untuk berat logam yang dihasilkan. Gambar 4.13 menunjukkan pengaruh variasi berat batu bara terhadap berat logam tembaga yang dihasilkan. Dari Gambar 4.13 tampak bahwa semakin banyak batu bara yang digunakan maka semakin sedikit logam tembaga yang dihasilkan. Hal tersebut sesuai dengan tren kadar Cu yang ditunjukkan oleh Gambar 4.13 Sama halnya dengan pengaruh variasi berat batu bara terhadap kadar Cu, berat batu bara pun juga semakin menurun dengan semakin banyaknya batu bara yang digunakan.

Sebagai kesimpulan, maka berat batu bara yang paling optimal digunakan untuk mengolah mineral tembaga karbonat yang diperoleh dari Atambua ialah sebanyak 15 kg. Dengan penggunaan 15 kg batu bara, maka akan diperoleh logam tembaga yang lebih banyak dan dengan kadar yang tinggi. Selain itu, jika ditilik dari segi keekonomiannya, penggunaan 15 kg batu bara per layer akan membuat production cost akan semakin turun.



## 4.5 Pengaruh Variasi Jumlah Kapur

### 4.5.1 Pengaruh Variasi Jumlah Kapur terhadap Profil Temperatur di dalam MBF

Sama halnya dengan metode pengukuran temperatur pada variasi batu bara, pengaruh variasi kapur terhadap profil temperatur di dalam MBF juga diukur menggunakan termokopel dengan titik – titik ukur yang sama dengan pengukuran temperatur ketika penggunaan variasi batu bara. Tabel 4.10 menunjukkan pengaruh variasi jumlah kapur yang digunakan terhadap temperatur pada titik – titik tertentu di dalam MBF.

**Tabel 4.10** Hasil Pengukuran Temperatur pada Titik – Titik Tertentu di dalam MBF dengan Beberapa Variasi Berat Kapur.

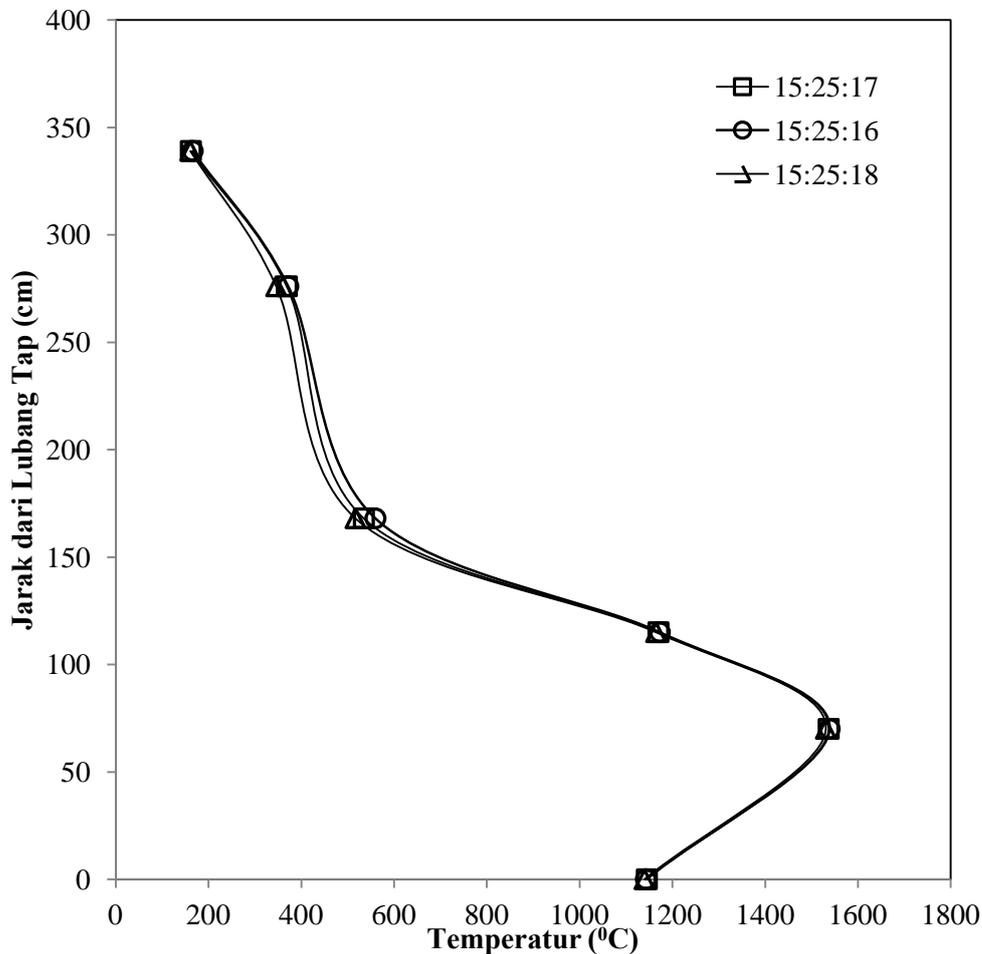
Jarak dari lubang tap (cm)	Temperatur pada masing - masing perbandingan berat batu bara : ore : kapur (°C)			Temperatur Rata - Rata (°C)
	15:25:16	15:25:17	15:25:18	
0	1143	1142	1140	1142,67
70	1539	1537	1531	1535,67
115	1173	1170	1165	1169,33
168	560	535	517	537,33
276	372	369	346	362,33
339	166	162	161	163,00

Untuk mengetahui profil temperatur di dalam MBF, maka data pengukuran yang diperoleh dari Tabel 4.9 diplot seperti yang ditunjukkan oleh Gambar 4.14. Gambar 4.14 menunjukkan bahwa profil temperatur tidak terlalu dipengaruhi oleh variasi jumlah kapur. Hal tersebut berarti bahwa daerah – daerah seperti daerah preheat, reduksi dan melting tidak bergeser secara signifikan. Hal itu berarti juga bahwa reaksi – reaksi (kecuali reaksi dekomposisi  $MgCO_3$  dan  $CaCO_3$ ) di tiap – tiap daerah tidak terlalu dipengaruhi oleh pergeseran daerah atau zona yang ada di dalam MBF.

Gambar 4.14 juga menunjukkan bahwa pada 0 – 150 cm tinggi MBF profil temperaturnya tidak berubah meskipun ada perubahan variasi berat kapur yang digunakan. Hal tersebut dikarenakan, pada daerah itu pembakaran karbon oleh oksigen berlangsung optimal sehingga perbedaan kebutuhan energi atau panas

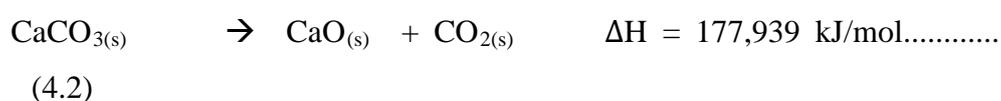
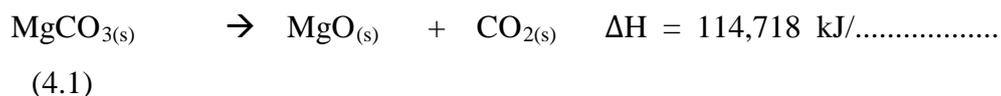


untuk reaksi dekomposisi (kalsinasi)  $\text{MgCO}_3$  dan  $\text{CaCO}_3$  dari kapur mampu diimbangi oleh reaksi eksotermik karbon dengan oksigen serta nilai kalori batu bara.



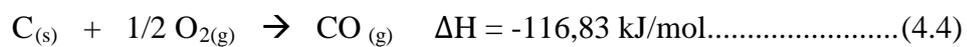
**Gambar 4.14** Pengaruh variasi berat kapur terhadap profil temperatur di dalam MBF.

Akhirnya, penurunan temperatur yang seharusnya terjadi karena bertambahnya mol reaktan akibat variasi berat kapur tidak signifikan. Persamaan reaksinya seperti berikut.





Di sisi lain, pada daerah di atas 150 cm, terdapat sedikit pergeseran temperatur. Semakin banyak kapur yang digunakan, maka temperatur pada daerah di atas 150 cm semakin menurun meskipun penurunannya tidak signifikan. Pergeseran ini terjadi karena pembakaran karbon oleh oksigen tidak berjalan sempurna karena oksigen yang tersedia hanya sedikit, sehingga terjadi pembakaran tidak sempurna yang menghasilkan gas CO yang ditunjukkan oleh persamaan 4.4.



Dari reaksi di atas tampak bahwa energi yang dihasilkan melalui reaksi eksotermik hanya -116,83 kJ/mol yang mana seperempat dari reaksi pembakaran sempurna karbon oleh oksigen yang menghasilkan gas CO<sub>2</sub>. Panas tersebut kurang bisa mengimbangi panas yang dibutuhkan untuk preheating kapur. Preheating kapur disini berfungsi untuk menguapkan hydrated water serta menyediakan energi awal untuk reaksi kalsinasi MgCO<sub>3</sub> dan CaCO<sub>3</sub> yang terkandung di dalam kapur. Oleh karena itu, terjadi sedikit pergeseran profil temperatur pada daerah di atas 150 cm dari MBF. Sehingga, jika dilihat dari segi profil temperatur, penggunaan variasi berat kapur tidak memberikan pengaruh yang besar.

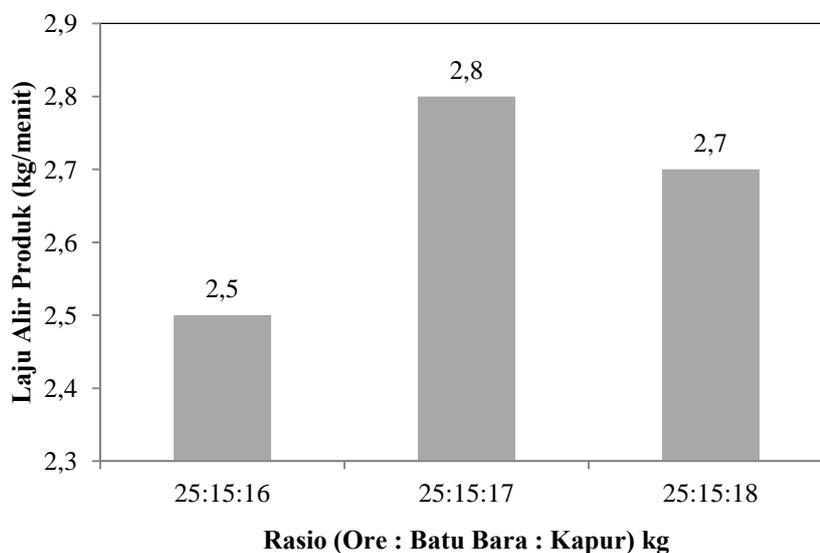
#### **4.5.2 Pengaruh Variasi Berat Kapur terhadap Waktu Proses *Smelting* dan Laju Alir Produk**

Sama halnya dengan variasi berat batu bara, pengaruh variasi berat kapur juga diamati terhadap waktu proses *smelting* dan laju alir produk. Jumlah kapur yang digunakan dalam proses *smelting* menggunakan MBF sangat mempengaruhi laju alir dan waktu proses *smelting*.

Gambar 4.15 menunjukkan pengaruh variasi berat kapur terhadap laju alir produk. Tampak bahwa semakin banyak kapur yang digunakan, maka laju alir produk juga semakin tinggi. Hal tersebut disebabkan oleh kapur dapat menurunkan viskositas dan menaikkan fluiditas dari slag. Kapur mengandung senyawa – senyawa yang bersifat basa, yaitu CaO dan MgO. Kandungan CaO dan



MgO yang ada di dalam kapur cukup tinggi, masing – masing yaitu 42,46 dan 18,47 %. Senyawa ini membuat slag bersifat basa, sehingga memiliki fusibilitas yang terbatas. Akibatnya, viskositasnya akan menurun dengan menurunnya temperatur (Babich, A., 2008). Hal tersebut mengakibatkan produk dengan kandungan kapur sebanyak 17 kg encer, sehingga alirannya lancar saat dilakukan tapping. Akibatnya, laju alir produk yang dicetakpun semakin tinggi. Sebaliknya, ketika produk mengandung kapur sebanyak 16 kg maka produk akan memiliki kekentalan atau viskositas yang tinggi sehingga laju alir produknya pun lambat.



**Gambar 4.15** Pengaruh variasi berat kapur terhadap laju alir produk.

Viskositas dari slag dapat diturunkan dengan menambahkan fluks ke dalam slag. Fluks bisa berupa lime (kapur) atau dolomite. Kapur atau dolomite dapat menurunkan massa slag dan menurunkan viskositas slag, serta memudahkan proses tapping (Davenport, 2002).

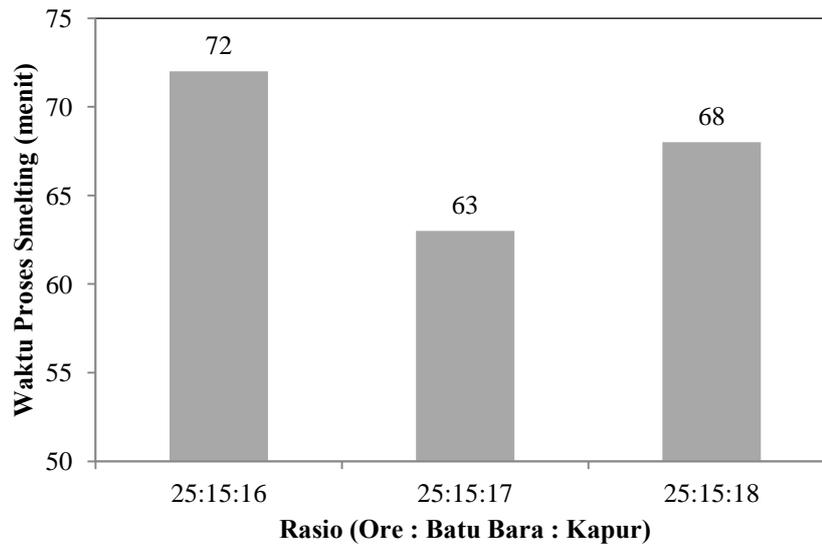
Mekanisme penurunan viskositas slag karena adanya reaksi dengan CaO dan MgO dalam kapur ialah sebagai berikut. Cairan slag paling banyak mengandung SiO<sub>2</sub>. Mereka diketahui memiliki sifat listrik dan mengandung ion ion sederhana dan kompleks. Analisa kristal dari silika solid menunjukkan bahwa silika menempati bagian tengah struktur tetrahedron yang mana dikelilingi oleh 4 atom oksigen, satu pada masing – masing 4 pojoknya. Masing – masing atom oksigen terikat pada dua atom silikon dan jaringannya kontinu dalam tiga dimensi.



Viskositas silika sangat tinggi ( $10^5$  P), bagian pojoknya terikat secara kuat dalam semua arah, dalam suatu jaringan yang luas. Pada saat kapur atau magnesia ditambahkan ke dalam silika leleh, dua ikatan silikon-oksigen akan terbuka karena adanya sumbangan oksigen dari CaO atau MgO. Driving force dari proses pemisahan ikatan silika tersebut ialah atraksi (tarik – menarik) antara silikon dan oksigen (Biswas, A.,K., 1984).

Kapur dan silika mungkin berkombinasi untuk membentuk ortho atau monosilikat ( $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ ), sesquisilicate ( $3\text{CaO}\cdot 2\text{SiO}_2$ ) dan bisilikat ( $\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ ). Magnesia membentuk dua mineral, antara lain akemanite ( $2\text{CaO}\cdot\text{MgO}\cdot\text{SiO}_2$ ) yang mana berhubungan dengan sesquisilikat dan monticelite ( $\text{CaO}\cdot\text{MgO}\cdot\text{SiO}_2$ ) yang mana berhubungan dengan orthosilikat. Alumina membentuk dua mineral antara lain anorthite ( $\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot 2\text{SiO}_2$ ) dan gehlinit ( $2\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot\text{SiO}_2$ ) (Babich, A., 2008).

Akan tetapi, terlihat bahwa saat kapur yang ditambahkan sebanyak 18 kg, laju alir produk sedikit menurun. Hal tersebut dikarenakan semakin banyak kandungan MgO yang mana akan menaikkan temperatur liquidus (Jia-Shiyan Shiao dan Shin-Hsien Liu, 2008). Akibatnya, saat temperatur liquidus slag (produk) naik, maka akan semakin mudah pula slag membeku. Pembekuan slag tersebut akan mengakibatkan fasa liquid berkurang sehingga menyebabkan viskositasnya pun akan naik. Selain itu, karena cepat membeku, aliran produk juga akan tertahan di daerah lubang tap sehingga menghambat aliran produk yang berikutnya.



**Gambar 4.16** Pengaruh variasi berat kapur terhadap waktu proses *smelting* menggunakan MBF.

Gambar 4.16 menunjukkan pengaruh variasi berat kapur terhadap waktu proses *smelting* menggunakan MBF. Dari Gambar 4.16, terlihat bahwa waktu proses *smelting* yang paling cepat terjadi saat penggunaan 17 kg kapur. Sedangkan waktu proses *smelting* yang paling rendah terjadi ketika penggunaan 16 kg kapur. Jika kita bandingkan hasil dari Gambar 4.15 dengan Gambar 4.16 tampak bahwa waktu proses *smelting* akan sebanding dengan laju alir produk. Semakin cepat laju alir produk maka akan semakin singkat pula waktu proses *smelting* yang terjadi. Semakin cepat waktu proses *smelting* berarti semakin meningkat pula produktifitas MBF ini. Sehingga, berdasarkan Gambar 4.15 dan Gambar 4.16, dapat ditarik suatu kesimpulan awal bahwa dari segi kelancaran dan produktifitas maka jumlah kapur yang paling baik digunakan ialah 17 kg.

#### **4.5.3 Pengaruh Variasi Berat Kapur terhadap Berat dan Kadar Cu Logam Tembaga yang Dihasilkan**

Variasi berat kapur yang digunakan terbukti mempengaruhi jumlah dan kadar Cu dari logam tembaga yang dihasilkan. Berat tembaga yang dihasilkan diukur dengan cara menimbang seluruh logam yang dihasilkan dalam satu kali proses *smelting* (dari 300 kg ore tembaga). Cara pengambilan logam dan memisahkannya dari slag yaitu dengan cara pemukulan slag sedemikian rupa



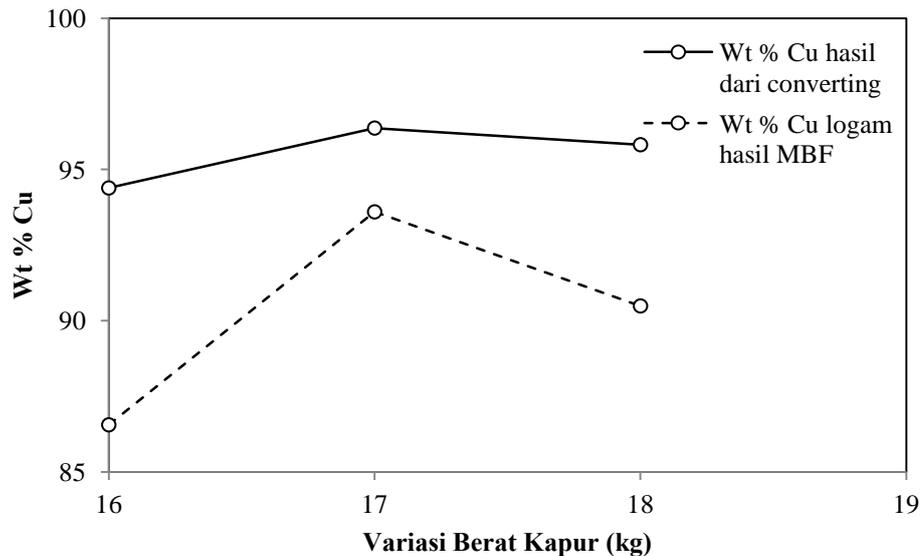
hingga slag hancur dan terpisah dari logam tembaga. Kemudian, logam yang telah terpisah tersebut dikarakterisasi komposisinya menggunakan XRF merk bruker.

Selanjutnya, logam yang telah dipisahkan dari slag tadi dimasukkan ke dalam Muffle Furnace untuk kemudian dilakukan proses *converting*. Proses *converting* menggunakan flow rate udara sebesar 13 liter/min selama 10 menit. Setelah *converting* selesai maka diperoleh tembaga blister yang kemudian dikarakterisasi komposisinya menggunakan alat XRF merk Bruker.

**Tabel 4.11** Pengaruh Variasi Berat Kapur Terhadap Kadar Cu dan Berat dari Logam Tembaga yang Dihasilkan.

No	Variasi berat kapur (kg)	Wt % Cu logam hasil MBF	Wt % Cu hasil dari <i>converting</i>	Berat logam hasil MBF (kg)	Berat logam hasil <i>converting</i> (kg)
1	16	86,56	94,39	1,35	1,05
2	17	93,6	96,37	1,85	1,75
3	18	90,49	95,82	1,6	1,35

Tabel 4.11 menunjukkan berat dan kadar logam tembaga yang dihasilkan dari proses *smelting* MBF. Dari Tabel 4.11 tampak bahwa jumlah dan kadar logam tembaga yang paling tinggi diperoleh saat penggunaan 17 kg kapur. Dengan penggunaan 17 kg kapur, maka akan diperoleh logam tembaga hasil *converting* sebanyak 1,85 kg dengan kadar Cu sebesar 96,37 %. Di sisi lain, jumlah dan kadar logam tembaga yang paling kecil dihasilkan dari penggunaan 16 kg kapur. Pada saat penggunaan 16 kg kapur, akan diperoleh 1,35 kg tembaga hasil *converting* dengan kadar 94,39 %.



**Gambar 4.17** Pengaruh variasi berat kapur terhadap wt% Cu logam tembaga yang dihasilkan baik dari MBF maupun dari proses *converting*.

Gambar 4.17 menunjukkan bahwa % Cu produk hasil *converting* memiliki tren yang sama dengan % Cu produk hasil dari MBF. Sehingga, dapat disimpulkan bahwa untuk memperoleh tembaga blister dengan % Cu yang tinggi maka kita harus dapat menghasilkan tembaga hasil dari MBF yang memiliki % Cu yang tinggi pula. Hal tersebut dikarenakan semakin tinggi % Cu logam hasil *smelting* MBF, maka akan semakin tinggi pula % Cu tembaga blister yang dihasilkan. Selain itu, jika diperoleh logam tembaga hasil MBF dengan kadar yang tinggi, akan memudahkan proses *converting*

Gambar 4.17 menunjukkan bahwa terdapat suatu titik optimal dari penggunaan kapur yang mana akan membuat wt% Cu logam tembaga paling tinggi. Hal tersebut terjadi pada saat penggunaan 17 kg kapur yang mana menghasilkan 96,37 % Cu untuk produk hasil *converting* dan 93,6 % Cu untuk produk hasil *smelting* MBF. Pada penggunaan 17 kg kapur, fluks (CaO dan MgO) bekerja dengan baik dalam mengikat dan membongkar struktur kompleks slag. Jumlah mol fluks seimbang dengan jumlah mineral matter slag yang akan diikat. Pada penggunaan 17 kg kapur ini, terjadi keseimbangan mol antara fluks dengan slag sehingga lapisan slag tidak terlalu tebal (penjumlahan kapur berarti juga menambah jumlah slag). Akan tetapi, pada saat penggunaan 18 kg kapur, terjadi

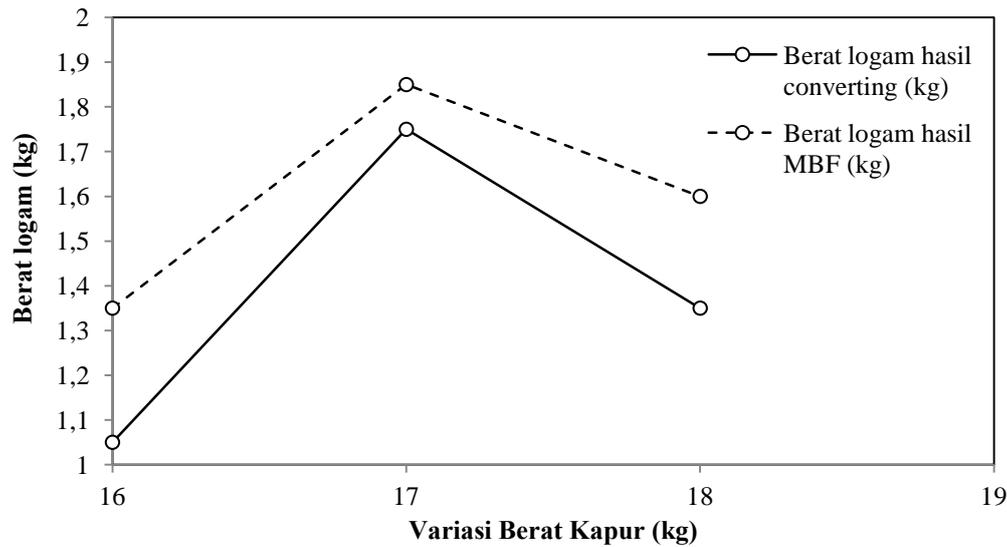


kelebihan fluks yang mana menyebabkan lapisan slag bertambah tebal. Lapisan slag yang bertambah tebal ini menyebabkan jarak settling droplet – droplet Cu akan semakin meningkat, sehingga dengan kecepatan settling yang sama, waktu settling droplet Cu akan semakin meningkat. Akibatnya, loses Cu di dalam slag juga akan semakin meningkat. Hal tersebut sesuai dengan penelitian yang dilakukan oleh Davenport tahun 2004 bahwa loses Cu juga disebabkan oleh lapisan slag yang terlalu tebal. Lapisan slag yang terlalu tebal ini dapat dihindari dengan cara memasukkan ore berupa konsentrat yang mana gangue nya sudah berkurang dan menambahkan kapur yang tidak terlalu banyak. Hal serupa juga terjadi pada berat logam tembaga yang dihasilkan.

Tabel 4.12 menunjukkan loses Cu dan tingkat konversi ore menjadi logam tembaga yang terjadi untuk tiap – tiap variasi berat kapur yang digunakan. Dari Tabel 4.12, tampak bahwa loses Cu yang paling banyak terjadi ialah pada saat penggunaan 16 kg kapur, yaitu sebanyak 5,08% untuk produk hasil proses *smelting* MBF dan sebanyak 0,71 % untuk produk hasil proses *converting*. Penggunaan 16 kg kapur jg menghasilkan tingkat konversi ore menjadi logam tembaga yang paling kecil, yaitu 4,92 %. Di sisi lain, loses Cu yang paling sedikit terjadi ialah pada saat penggunaan 17 kg kapur yang mana menghasilkan loses Cu sebesar 4,39 % untuk produk hasil proses *smelting* MBF dan sebesar 0,11 % untuk produk hasil proses *converting*. Selain itu, dengan penggunaan 17 kg kapur diperoleh tingkat konversi ore menjadi logam Cu yang paling tinggi, yaitu sebesar 7,30 %.

**Tabel 4.12** Pengaruh Variasi Berat Kapur Terhadap Loses Cu dan Tingkat Konversi yang Terjadi

No	Variasi berat kapur (kg)	Loses Cu hasil MBF(%)	Loses Cu hasil <i>converting</i> (%)	Konversi (%)
1	16	5,08	0,71	4,92
2	17	4,39	0,11	7,30
3	18	4,87	0,40	6,10



**Gambar 4.18** Pengaruh variasi berat kapur terhadap berat logam tembaga yang dihasilkan baik dari MBF maupun dari proses *converting*.

Gambar 4.18 menunjukkan pengaruh variasi berat kapur terhadap berat logam tembaga yang dihasilkan. Dari Gambar 4.18, tampak bahwa terjadi titik optimal pada penggunaan 17 kg batu bara yang mana akan menghasilkan logam tembaga hasil MBF sebesar 1,85 kg dan logam tembaga hasil proses *converting* sebesar 1,75 kg. Hal tersebut sesuai dengan tren kadar Cu yang ditunjukkan oleh Gambar 4.18. Sehingga, meskipun kapur berperan sebagai fluks yang mana akan menurunkan viskositas slag yang juga berarti loses Cu ke dalam slag juga akan makin kecil, akan ada suatu titik optimal karena jika kapur yang digunakan terlalu berlebihan maka efeknya akan berbalik dan menyebabkan loses Cu ke dalam slag akan semakin tinggi.

Sebagai kesimpulan, maka berat kapur yang paling optimal digunakan untuk mengolah mineral tembaga karbonat yang diperoleh dari Atambua ialah sebanyak 17 kg. Dengan penggunaan 17 kg kapur, maka akan diperoleh logam tembaga yang lebih banyak dan dengan kadar yang tinggi.

#### 4.6 Pengaruh Variasi *Blast rate*

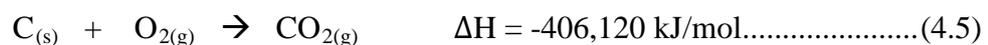


#### 4.6.1 Pengaruh Variasi *Blast rate* terhadap Profil Temperatur di dalam MBF

*Blast rate* sangat penting untuk kelancaran proses *smelting*. Semakin tinggi *blast rate*, maka semakin tinggi pula temperatur tapping dari logam cair hingga mencapai suatu titik tertentu dan kemudian turun dengan meningkatnya *blast rate*. (Baibich, 2008). Selain itu, *blast rate* juga berpengaruh terhadap *melting rate*. Semakin tinggi *blast rate*, maka akan semakin cepat pula kecepatan pelelehan logam. Kecepatan pelelehan logam ini akan mempengaruhi produktivitas mesin, sehingga makin cepat logam tersebut leleh, maka semakin meningkat juga produktivitas dari mesin.

Sama halnya dengan metode pengukuran temperatur pada variasi batu bara dan kapur, pengaruh variasi *blast rate* terhadap profil temperatur di dalam MBF juga diukur menggunakan termokopel dengan titik – titik ukur yang sama dengan pengukuran temperatur ketika penggunaan variasi batu bara dan kapur.

Tabel 4.13 menunjukkan hasil pengukuran temperatur pada enam titik di MBF. Tampak bahwa semakin tinggi *blast rate*, maka semakin tinggi pula temperaturnya. Meskipun, peningkatan temperatur tidak signifikan. Hal tersebut berbeda dengan pengaruh batu bara yang mana akan menyebabkan peningkatan temperatur yang signifikan (pada daerah pembakaran). Peningkatan temperatur ini disebabkan oleh semakin banyaknya oksigen yang tersedia untuk pembakaran dengan meningkatnya *blast rate*. Oksigen tadi kemudian akan bereaksi dengan karbon yang ada di dalam batu bara. Reaksinya ialah sebagai berikut.



**Tabel 4.13** Pengaruh Variasi *Blast rate* Terhadap Temperatur di Titik – Titik Tertentu pada MBF.

Jarak dari lubang tap (cm)	Temperatur dengan variasi <i>Blast rate</i> (°C)				Temperatur Rata - Rata (°C)
	23 m <sup>3</sup> /min	24 m <sup>3</sup> /min	25 m <sup>3</sup> /min	26 m <sup>3</sup> /min	
0	1135	1136	1139	1142	1138,25
70	1517	1520	1537	1539	1528,25
115	1161	1168	1173	1174	1167
168	501	512	563	560	534
276	325	366	369	372	358

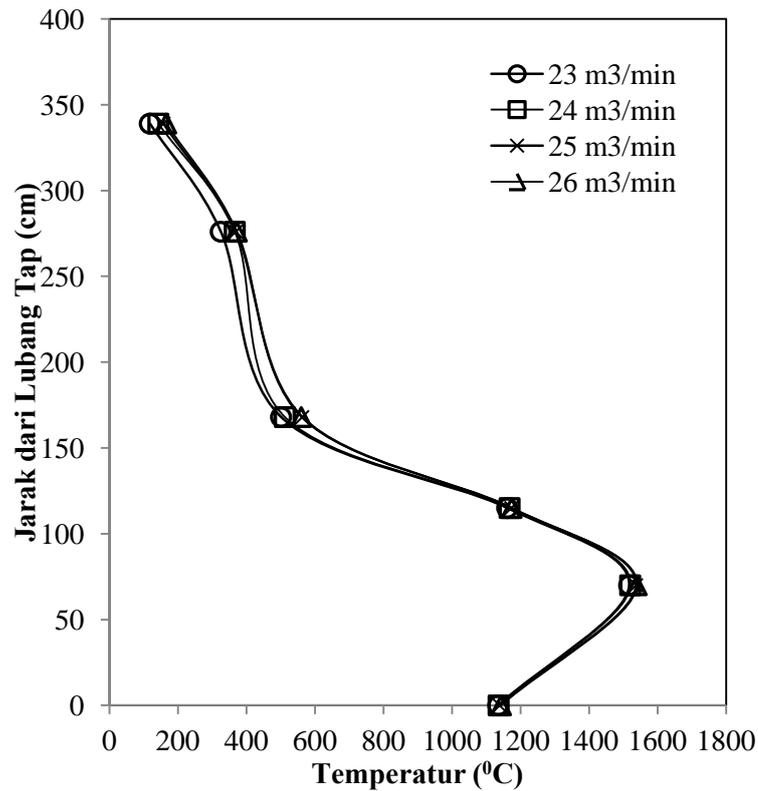



---

339	118	143	158	166	146,25
-----	-----	-----	-----	-----	--------

Reaksi di atas akan menyebabkan *adiabatic flame temperature* naik. Karena, jumlah entalpi per mol reaksi nya juga akan meningkat. Manifestasi banyaknya entalpi atau energi panas ini ialah adanya peningkatan temperatur. Dari tabel 4.13, terdapat variasi 1 m<sup>3</sup> udara, atau dengan kata lain terdapat 0,21 m<sup>3</sup> oksigen. 0,21 m<sup>3</sup> oksigen tadi setara dengan 9,375 mol. Dari perhitungan termodinamika mengenai *adiabatic flame temperature*, tampak bahwa untuk tiap mol reaksi pembakaran di atas hanya dapat meningkatkan temperatur sebesar 0,467 °C. Sehingga, selisih 9,375 mol oksigen akan menghasilkan  $(9,375 \times 0,467)^{\circ}\text{C} = 4,378^{\circ}\text{C}$ . Hal tersebut mendekati peningkatan temperatur pada daerah 115 cm dari lubang tap. Pada daerah pembakaran tersebut tampak bahwa saat *blast rate* dinaikkan dari 25 m<sup>3</sup>/min menjadi 26 m<sup>3</sup>/min, peningkatan temperatur yang terjadi hanya 1<sup>0</sup>C. Hal tersebut dikarenakan semakin tinggi temperatur, maka semakin sulit pula untuk menaikkannya.

Gambar 4.19 menunjukkan plot profil temperatur yang ada di dalam blast furnace untuk keempat variasi *blast rate*. Tampak bahwa profil temperatur untuk berbagai variasi *blast rate* tadi tidak berubah secara signifikan. Artinya, zona – zona yang ada di dalam blast furnace tidak begitu terpengaruhi *blast rate* dalam range 23 sampai dengan 26 m<sup>3</sup>/min. Karena zona – zona nya tidak berubah secara signifikan, maka reaksi – reaksi yang ada tidak terlalu terpengaruh juga, kecuali untuk reaksi pembakarannya.

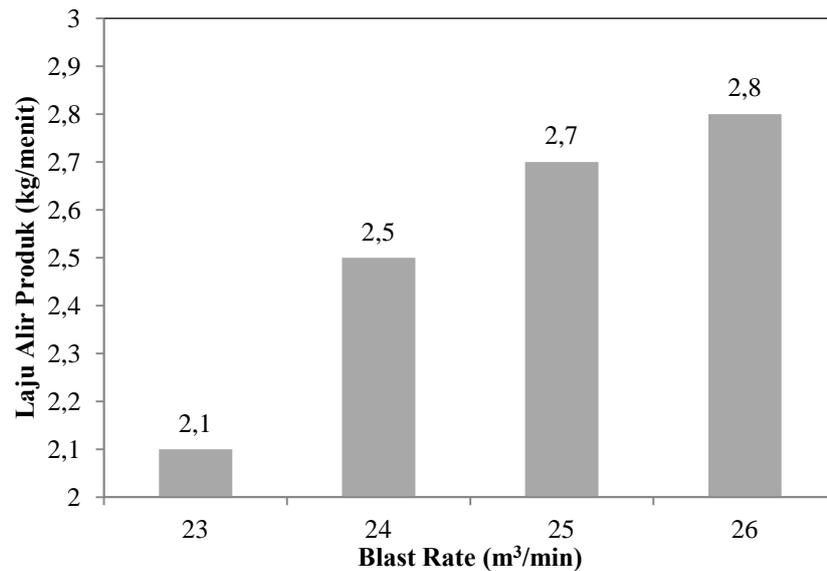


**Gambar 4.19** Plot profil temperatur untuk keempat variasi *blast rate*.

Berdasarkan Tabel 4.13 dan Gambar 4.19, agar proses produksi *smelting* ore tembaga dari Atambua ini berjalan lancar maka kita akan memilih *blast rate* yang mampu menghasilkan temperatur pada lubang tap yang paling tinggi. Dalam hal ini, *blast rate* yang sesuai ialah  $26 \text{ m}^3/\text{min}$  yang mana mampu menghasilkan temperatur pada lubang tap sebesar  $1142 \text{ }^\circ\text{C}$ .

#### 4.6.2 Pengaruh Variasi *Blast rate* terhadap Laju Aliran Produk dan Waktu Proses *Smelting*

Sama halnya dengan variasi berat batu bara dan kapur, pengaruh *blast rate* juga diamati terhadap waktu proses *smelting* dan laju alir produk. *Blast rate* yang digunakan dalam proses *smelting* menggunakan MBF sangat mempengaruhi laju aliran produk dan waktu proses *smelting*.



**Gambar 4.20** Pengaruh variasi *blast rate* terhadap laju alir produk.

Gambar 4.20 menunjukkan bahwa semakin tinggi *blast rate* maka laju alir produk juga akan semakin tinggi. Hal ini dikarenakan adanya peningkatan temperatur saat *blast rate* ditingkatkan sehingga membuat viskositas cairan akan semakin menurun. Penurunan viskositas ini disebabkan oleh adanya energi untuk mendegradasi struktur fluida viskos yang ada (Mills, 2011). Hubungan antara viskositas slag dengan temperatur dituliskan pada persamaan Weimann di bawah.

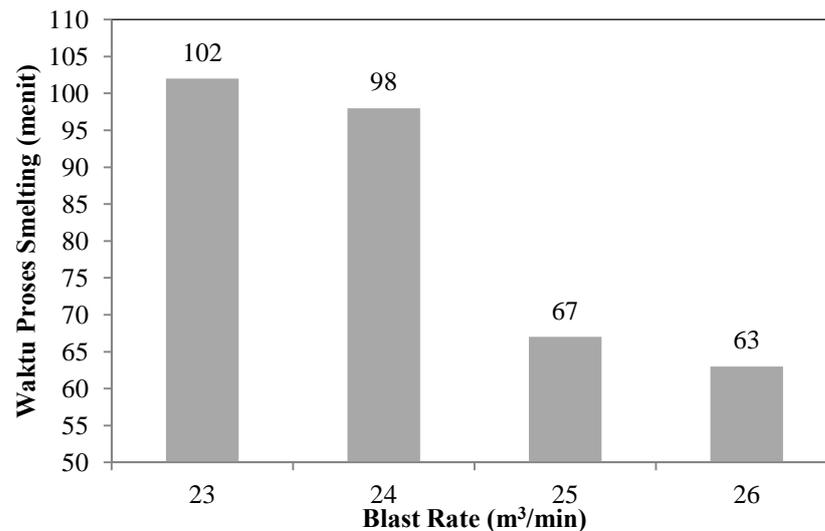
$$\eta(dPas) = A_W T \exp\left(\frac{B_W}{T}\right) \dots \dots \dots (4.6)$$

Dari persamaan Weimaann diatas tampak bahwa viskositas sebanding dengan temperatur. Artinya semakin tinggi temperatur maka viskositas slag akan semakin tinggi atau dengan kata lain semakin encer. Selain itu, blast udara akan menyebabkan olakan yang mana akan mendorong cairan keluar dari lubang tap sehingga akan mempercepat laju alir produk.

Jika dilihat dari berjalannya proses peleburan di dalam *mini blast furnace*, lelehan slag dengan *blast rate* sebesar 23 m<sup>3</sup>/min masih terlihat kental sehingga berpotensi untuk membeku. Jika slag membeku maka dapat dipastikan *bridging* dan menghentikan proses *smelting*. Pada saat debit udara ditingkatkan menjadi 24 m<sup>3</sup>/min, laju aliran produk naik menjadi 2,5 kg/min. Pada saat proses berlangsung, lelehan slag dapat dilihat sudah lebih cair, namun masih ada potensi slag



membeku jika proses dilakukan secara kontinu dalam waktu yang lama. Jika debit udara dinaikkan hingga  $26 \text{ m}^3/\text{min}$  maka laju aliran semakin tinggi hingga  $2,8 \text{ kg}/\text{min}$ . Jika diamati pada saat proses peleburan berlangsung aliran lelehan sangat lancar karena slag menjadi sangat encer. Debit udara  $26 \text{ m}^3/\text{min}$  ini cocok digunakan untuk proses yang berlangsung kontinu karena kemungkinan slag membeku dan menyumbat kecil.



**Gambar 4.21** Pengaruh variasi *blast rate* terhadap waktu proses *smelting*.

Sama halnya dengan variasi berat batu bara dan kapur, waktu proses *smelting* ketika diukur dengan memvariasikan *blast rate* akan mengalami tren yang sama, yaitu makin cepat laju aliran produk maka makin cepat pula waktu proses *smelting*nya.

Gambar 4.21 menunjukkan bahwa semakin tinggi *blast rate* yang digunakan, maka waktu proses *smelting* juga akan lebih cepat. Selain dikarenakan laju aliran produk makin cepat dengan naiknya *blast rate*, hal tersebut juga dikarenakan proses pembakaran untuk mencapai temperatur tertentu juga akan semakin cepat, sehingga reaksi berjalan lebih awal. Reaksi yang dimaksud ialah baik reaksi pembakaran maupun reaksi reduksi, dekomposisi, kalsinasi, dehidroksilasi dan lain – lain. Selain itu, dengan *blast rate* yang makin tinggi, maka perpindahan panas secara konveksi paksa juga akan semakin tinggi karena udara akan mengalir lebih cepat sehingga panas akan cepat ditransfer ke bagian



atas MBF yang mana menyebabkan reaksi akan berjalan lebih awal. Sebagai akibat dari hal – hal tersebut, maka waktu proses *smelting* juga akan meningkat seiring meningkatnya *blast rate*.

Dari Gambar 4.21, juga tampak bahwa pada *blast rate* 23 m<sup>3</sup>/min dan 24 m<sup>3</sup>/min waktu proses *smelting*nya timpang atau berbeda jauh dari waktu *smelting* untuk *blast rate* 25 m<sup>3</sup>/min dan 26 m<sup>3</sup>/min. Hal tersebut dikarenakan pemanasan atau pembakaran awal pada *blast rate* 23 m<sup>3</sup>/min dan 24 m<sup>3</sup>/min berlangsung sangat lambat sehingga menyebabkan terbentuknya struktur di dalam blast furnace serta perpindahan panas yang ada di dalam reaktor berjalan lambat. Akibatnya, keluarnya cairan awal akan membutuhkan waktu yang lama.

#### **4.6.3 Pengaruh Variasi *Blast rate* terhadap Berat dan Kadar Cu Logam Tembaga yang Dihasilkan**

Sama halnya dengan pengaruh variasi berat batu bara dan kapur, variasi *blast rate* juga mempengaruhi berat dan kadar Cu dari logam tembaga yang dihasilkan baik dari proses *smelting* MBF amupun dari proses *converting*. Metode pemisahan slag dari logam serta karakterisasinya sama seperti pada penelitian pengaruh variasi berat batu bara dan kapur. Proses *converting*nya pun juga sama seperti pada penelitian pengaruh variasi berat batu bara dan kapur sebelumnya.

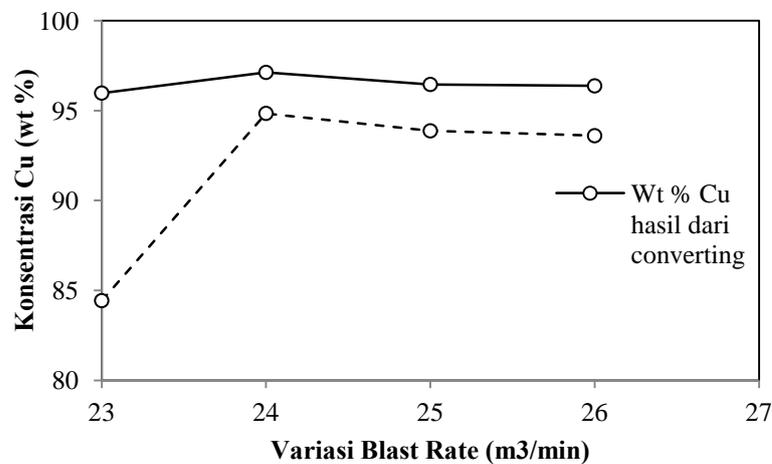
Tabel 4.14 menunjukkan berat dan kadar logam tembaga yang dihasilkan dari proses *smelting* MBF. Dari Tabel 4.14, tampak bahwa kadar Cu dalam logam tembaga yang paling tinggi diperoleh saat penggunaan *blast rate* sebesar 24 m<sup>3</sup>/min. Sedangkan jumlah logam tembaga yang paling tinggi diperoleh saat penggunaan blas rate sebesar 26 m<sup>3</sup>/min. Dengan penggunaan *blast rate* sebesar 24 m<sup>3</sup>/min, maka akan diperoleh logam tembaga hasil *converting* sebanyak 1,18 kg dengan kadar Cu sebesar 97,12 %. Di sisi lain, penggunaan *blast rate* sebesar 26 m<sup>3</sup>/min akan menghasilkan logam tembaga hasil *converting* sebanyak 1,75 kg dengan kadar Cu sebesar 96,37 %.

**Tabel 4.14** Pengaruh Variasi *Blast Rate* Terhadap Kadar Cu dan Berat dari Logam Tembaga yang Dihasilkan.



No	Variasi <i>blast rate</i> (m <sup>3</sup> /min)	Wt % Cu logam hasil MBF	Wt % Cu hasil dari <i>converting</i>	Berat logam hasil MBF (kg)	Berat logam hasil <i>converting</i> (kg)
1	23	84,43	95,97	0,95	0,71
2	24	94,84	97,12	1,25	1,18
3	25	93,87	96,45	1,8	1,7
4	26	93,6	96,37	1,85	1,75

Gambar 4.22 menunjukkan bahwa % Cu produk hasil *converting* memiliki tren yang sama dengan % Cu produk hasil dari MBF. Sehingga, dapat disimpulkan bahwa untuk memperoleh tembaga blister dengan % Cu yang tinggi maka kita harus dapat menghasilkan tembaga hasil dari MBF yang memiliki % Cu yang tinggi pula. Hal tersebut dikarenakan semakin tinggi % Cu logam hasil *smelting* MBF, maka akan semakin tinggi pula % Cu tembaga blister yang dihasilkan. Selain itu, jika diperoleh logam tembaga hasil MBF dengan kadar yang tinggi, akan memudahkan proses *converting*.

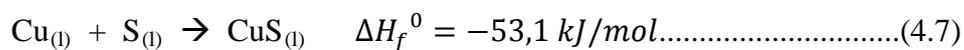


**Gambar 4.22** Pengaruh variasi *blast rate* terhadap kadar Cu dari logam tembaga yang dihasilkan.

Gambar 4.22 menunjukkan terdapat suatu titik optimal pada penggunaan *blast rate* sebesar 24 m<sup>3</sup>/min. Pada saat penggunaan *blast rate* sebesar 24 m<sup>3</sup>/min, akan diperoleh logam tembaga hasil *converting* dengan % Cu yang paling tinggi yaitu 97,12 %. Saat *blast rate* dinaikkan menjadi 25 m<sup>3</sup>/min dan 26 m<sup>3</sup> min, terjadi penurunan kadar Cu, meskipun selisihnya tidak terlalu besar. Peningkatan



kadar Cu dari penggunaan *blast rate* sebesar 23 m<sup>3</sup>/min ke 24 m<sup>3</sup>/min disebabkan karena terjadinya proses oksidasi logam – logam yang mana memiliki energi Gibbs yang lebih rendah dari Cu, misalkan Al dan Si. Saat logam – logam ini teroksidasi, maka logam – logam tadi akan menjadi oksida yang mana akan lepas dari ikatan logam dengan Cu dan menjadi slag. Kemudian, slag tadi akan diikat oleh fluks sehingga tidak tercampur di dalam logam. Akan tetapi, saat *blast rate* dinaikkan lagi menjadi 25 dan 26 m<sup>3</sup>/min, kadar Cu dalam logam tembaga akan semakin menurun. Hal ini terjadi karena jika diamati pada hasil XRF, maka muncul sulfur sebesar 2,37 % sehingga mengurangi persentase Cu pada logam. Hal ini terjadi karena saat *blast rate* makin tinggi, maka temperatur di dalam MBF juga akan makin meningkat. Saat temperatur MBF meningkat, maka kecenderungan terjadinya *sulphur fused* akan semakin tinggi. Akibatnya, saat sulfur sudah dalam kondisi fused, maka sulfur tadi akan stabil dan tidak mudah bereaksi dengan oksigen. Sehingga, sulfur akan bereaksi dengan Cu membentuk CuS yang mana ditunjukkan oleh reaksi di bawah ini.



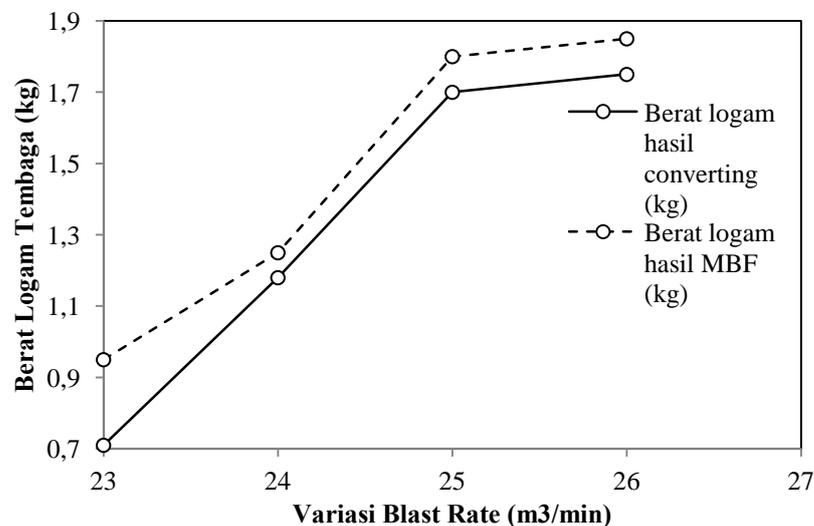
**Tabel 4.15** Pengaruh Variasi *Blast Rate* Terhadap Loses Cu dan Tingkat Konversi yang Terjadi

No	Variasi <i>blast rate</i> (m <sup>3</sup> /min)	Loses Cu hasil MBF(%)	Loses Cu hasil <i>converting</i> (%)	Konversi (%)
1	23	5,76	1,38	3,38
2	24	5,19	0,12	4,99
3	25	4,52	0,20	7,12
4	26	4,39	0,11	7,30

Tabel 4.15 menunjukkan bahwa loses Cu terjadi pada seluruh variasi *blast rate*. Loses Cu yang paling tinggi terjadi saat penggunaan *blast rate* sebesar 23 m<sup>3</sup>/min yang mana mencapai angka 5,76 % untuk produk hasil MBF serta 1,38 % untuk produk hasil *converting*. Selain itu, penggunaan *blast rate* sebesar 23 m<sup>3</sup>/min menghasilkan tingkat konversi yang paling rendah, yaitu 3,38 %. Di sisi lain, loses Cu paling sedikit terjadi saat penggunaan *blast rate* sebesar 26 m<sup>3</sup>/min.



Dengan penggunaan *blast rate* sebesar  $26 \text{ m}^3/\text{min}$ , loses Cu yang terjadi hanya sebesar 4,39 % untuk produk hasil MBF serta 0,11 % untuk produk hasil *converting*. Pada penggunaan *blast rate* sebesar  $26 \text{ m}^3/\text{min}$  menghasilkan tingkat konversi yang paling tinggi, yaitu sebesar 7,30 %. Selain itu, tampak juga bahwa semakin besar *blast rate* yang digunakan maka semakin tinggi juga loses Cu yang terjadi baik loses Cu pada produk hasil proses *smelting* MBF maupun produk hasil proses *converting*. Sehingga, dapat disimpulkan bahwa penggunaan *blast rate* sebesar  $26 \text{ m}^3/\text{min}$  ialah *blast rate* yang paling cocok digunakan untuk mengolah mineral tembaga karbonat yang diperoleh dari daerah Atambua, Indonesia.



**Gambar 4.23** Pengaruh variasi *blast rate* terhadap berat logam tembaga yang dihasilkan.

Gambar 4.23 menunjukkan pengaruh variasi berat kapur terhadap berat logam tembaga yang dihasilkan baik dari MBF maupun dari proses *converting*. Pada penelitian pengaruh variasi berat batu bara dan kapur sebelumnya, menunjukkan bahwa semakin besar kadar Cu yang dihasilkan maka semakin banyak pula jumlah logam tembaga yang dihasilkan. Akan tetapi, pada pengaruh *blast rate* ini tidak demikian.

Pada penggunaan  $24 \text{ m}^3/\text{min}$  yang mana menghasilkan kadar Cu yang paling tinggi tidak menghasilkan logam tembaga yang paling banyak. Justru pada saat penggunaan *blast rate*  $26 \text{ m}^3/\text{min}$  akan menghasilkan logam tembaga yang



---

paling banyak. Hal tersebut dikarenakan pada saat penggunaan *blast rate* sebesar  $26 \text{ m}^3/\text{min}$ , akan menyebabkan pergeseran temperatur profil lebih ke kanan. Hal tersebut membuat pre heat serta reduksi berjalan lebih baik sehingga proses reduksi Cu dari mineralnya menjadi semakin baik. Akibatnya, Cu yang dihasilkan juga semakin banyak.



---

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*



## BAB V

### KESIMPULAN DAN SARAN

#### 5.1 Kesimpulan

Kesimpulan yang diperoleh dari penelitian ini antara lain :

1. Semakin tinggi batu bara yang digunakan maka profil temperatur akan semakin bergeser ke kanan (makin tinggi temperaturnya), semakin rendah pula berat logam tembaga dan komposisi Cu yang dihasilkan, semakin lama pula waktu proses *smelting* serta semakin lambat pula laju aliran produknya. Berat batu bara yang paling optimal digunakan ialah 15 kg.
2. Pada variasi jumlah kapur, profil temperatur tidak berubah secara signifikan. Terdapat titik optimal yaitu pada saat penggunaan 17 kg kapur. Penggunaan 17 kg kapur akan menghasilkan jumlah logam tembaga terbanyak, waktu *smelting* paling singkat dan laju aliran produk yang paling cepat.
3. Semakin tinggi *blast rate* yang digunakan, maka profil temperatur tidak berubah secara signifikan, semakin tinggi berat logam tembaga dan komposisi Cu yang dihasilkan, semakin singkat waktu proses *smelting* serta semakin cepat pula laju aliran produknya. *Blast rate* yang paling optimal ialah  $26 \text{ m}^3/\text{min}$ .
4. Rasio *feed materials* (ore tembaga : batu bara : kapur) yang paling optimal digunakan tiap layernya ialah (25 : 15 : 17) kg atau 1 : 0,6 : 0,68 dan dengan *blast rate* sebesar  $26 \text{ m}^3/\text{min}$ . Rasio *feed materials* tersebut mampu menghasilkan tingkat konversi ore menjadi logam tembaga sebesar 7,30 % dan dengan loses Cu sebesar 4,39 %.

#### 5.2 Saran

Saran dari penulis untuk peneltian selanjutnya antara lain :

1. Titik pengukuran temperatur lebih diperbanyak agar profil temperatur lebih akurat.

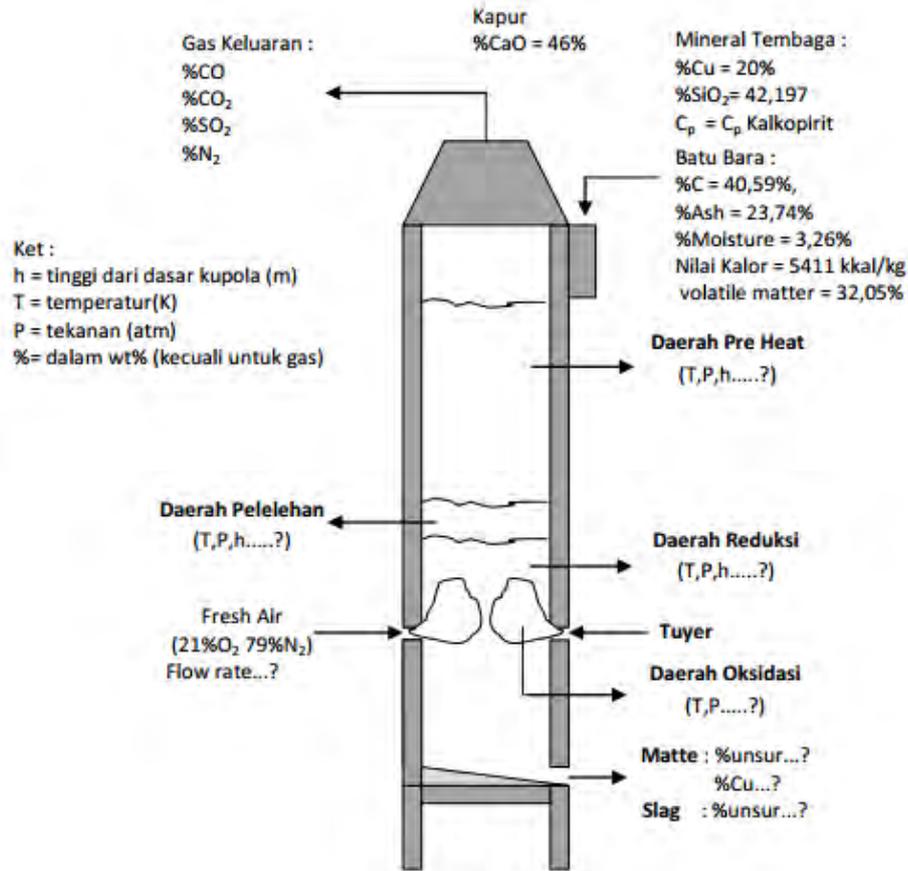


- 
2. *Blast rate* yang digunakan untuk proses smelting dinaikkan lagi hingga lebih dari 30 m<sup>3</sup>/min karena ada kemungkinan dapat meningkatkan produktivitas MBF (mempercepat laju aliran produk serta mempersingkat waktu proses *smelting*).
  3. Perlu dilakukan modifikasi pada desain tuyers, ketinggian daerah well zone, serta penggunaan runner yang lebih pendek agar losses Cu turun.

## LAMPIRAN

### Lampiran A

#### A.1 Perhitungan Kebutuhan Ore Tembaga, Batu Bara, Kapur dan Blast Rate MBF Running



Dari pengujian XRF, diperoleh persentase berat elemen – elemen yang terkandung di dalam ore yang diperoleh dari Atambua, Nusa Tenggara Timur.

No	Elemen	Rumus Kimia Mineral	Konsentrasi (%)	Stddev (%)
1	Magnesium Oksida	MgO	20,89	2,96
2	Aluminium Oksida	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,86	0,44
3	Silikon Oksida	SiO <sub>2</sub>	45,75	0,70
4	Potasium Oksida	K <sub>2</sub> O	0,04	0,01

5	Kalsium Oksida	CaO	0,45	0,02
6	Kromium	Cr	0,07	0,01
7	Besi Oksida	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12,74	0,16
8	Nikel	Ni	0,14	0,02
9	Tembaga	Cu	7,91	0,08
10	Seng	Zn	0,01	0,01
<b>TOTAL</b>			89,86	

Hasil pengujian XRF di atas tidak bisa langsung diterapkan untuk perhitungan neraca massa dan neraca panas. Hal tersebut dikarenakan pada kenyataannya (natural), senyawa – senyawa atau unsur - unsur di atas berupa mineral yang mana memiliki rumus kimia tertentu. Untuk mencari rumus kimia tersebut, maka diuji terlebih dahulu dengan menggunakan XRD. Dari uji XRD, ditemukan terdapat mineral – mineral sebagai berikut :

1. Malasit ( $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$ )
2. Quartz ( $\text{SiO}_2$ )
3. Fosterite ( $\text{Mg}_2\text{SiO}_4$ )
4. Pyroxene ( $\text{MgSiO}_3$ )
5. Goethite ( $\text{FeO(OH)}$ )

Selain dari uji XRD, terdapat mineral – mineral lain yang terkandung dalam ore Atambua dengan kadar yang sangat kecil, antara lain :

1. K<sub>2</sub>O (Potasium Oksida)
2. Al<sub>2</sub>Si<sub>2</sub>O<sub>5</sub>(OH)<sub>4</sub> (Kaloinite)
3. Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (Kromium oksida)
4. CaSi<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (Titanite)
5. (Fe,Ni)O(OH) (limonite)

Dari uji XRD, tampak bahwa mineral Cu yang ada pada ore Cu ialah malasit ( $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$ ). Untuk mengetahui wt % dari malasit, maka dapat dihitung dengan menggunakan persamaan di bawah ini.

$$\begin{aligned}
 \text{Wt \% fosterite} &= \frac{\text{Mr malasit}}{\text{Ar Cu}} \times \text{wt\% Cu} \\
 &= \frac{201}{63,5} \times 7,91\% \\
 &= 25,038 \%
 \end{aligned}$$

Jadi senyawa malasit ( $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$ ) yang terkandung di dalam ialah 25,038 %.

Hal yang sama dilakukan untuk senyawa lainnya, sehingga diperoleh konsentrasi (wt %) dari senyawa – senyawa yang terkandung di dalam ore.

No	Elemen	Rumus Kimia Mineral	Konsentrasi (%)	Konsentrasi mineral
1	Fosterite	$\text{Mg}_2\text{SiO}_4$	20,890	14,623
2	Kaolinite	$\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$	1,860	4,705
3	Silikon Oksida	$\text{SiO}_2$	45,750	4,389
4	Potasium Oksida	$\text{K}_2\text{O}$	0,040	0,040
5	Kalsium Oksida	$\text{CaSi}_2\text{O}_5$	0,450	1,414
6	Pyroxene	$\text{MgSiO}_3$	20,890	41,780
7	Limonite	$(\text{Fe,Ni})\text{O(OH)}$	12,740	7,087
8	Nikel	Ni	0,140	0,140
9	Malasit	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$	7,910	25,038
10	Seng	Zn	0,010	0,010
11	Kromium	Cr		0,070
<b>TOTAL</b>			89,860	99,295

Untuk menghitung entalpi reaksi ore, maka dibutuhkan data fraksi mol tiap elemen penyusun ore. Tabel di bawah menunjukkan % mol dari tiap elemen penyusun ore.

No	Elemen	Rumus Kimia Mineral	Molecular Relatif weight	Konsentrasi (%)	Stddev (%)
1	Magnesium Oksida	MgO	40	20,89	2,96
2	Aluminium Oksida	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	102	1,86	0,44
3	Silikon Oksida	SiO <sub>2</sub>	60	45,75	0,7
4	Potasium Oksida	K <sub>2</sub> O	94	0,04	0,01
5	Kalsium Oksida	CaO	56	0,45	0,02
6	Kromium	Cr		0,07	0,01
7	Besi Oksida	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	160	12,74	0,16
8	Nikel	Ni		0,14	0,02
9	Tembaga	Cu	63,5	7,91	0,08
10	Seng	Zn	65,4	0,01	0,01
<b>TOTAL</b>				89,86	

Dari hasil DSC diperoleh bahwa entalpi ore pada  $T = 1400^{\circ}\text{C}$  (1673 K) ialah 45.572,4 J/mol. Dengan data tersebut maka dapat diketahui entalpi reaksi ore. Reaksi yang terjadi pada ore saat ore dipanaskan ialah sebagai berikut.

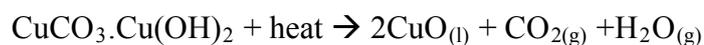
### Reaksi Ore

Ore  $\rightarrow \text{Al}_2\text{O}_3 + 3 \text{SiO}_2 + \text{CuO} + \text{K}_2\text{O} + \text{FeO} + \text{H}_2\text{O}$ , atau dijabarkan sebagai berikut

$\Delta H_{r \text{ ore}}$  ialah  $45.572,4 \text{ J/mol} \times 25000 = 1.139.310.000 \text{ J/mol}$

### Perhitungan entalpi reaksi ( $\Delta H_r$ )

a. Reaksi 1



$$\Delta H_{298} = 2\Delta H_{298} \text{ CuO} + \Delta H_{298} \text{ CO}_2 + \Delta H_{298} \text{ H}_2\text{O} - (\Delta H_{298} \text{ Malasit})$$

$$\begin{aligned} \Delta H_{298} &= 2(-157,3184) - 393,5052 - 241,818464 + 1051,4392 \\ &= 101,479 \quad (\text{a.1}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ Cu}_2\text{O}} dT &= \int_{298}^{1500} (56,57 + 29,29 \times 10^{-3}T) dT + \int_{1500}^{1673} (31,38) dT \\
&= 56,57T + \frac{29,29}{2000} T^2 \Big|_{298}^{1500} + 31,38 \Big|_{1500}^{1673} \\
&= 56,57(1202) + \frac{29,29}{2000} (2161196) + 31,38(173) \\
&= 105.076,595 \quad (\text{a.2})
\end{aligned}$$

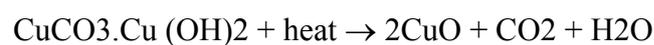
$$\begin{aligned}
\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ CO}_2} dT &= \int_{298}^{1673} (44,14 + 9,04 \times 10^{-3}T - 8,58 \times 10^{-5} T^{-2}) dT \\
&= 44,14T + \frac{9,04}{2000} T^2 + \frac{8,58}{100.000T} \Big|_{298}^{1673} \\
&= 72.942,265 \quad (\text{a.3})
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ H}_2\text{O}} dT &= \int_{298}^{1673} (30 + 10,71 \times 10^{-3}T + 0,33 \times 10^5 T^{-2}) dT \\
&= 30T + \frac{10,71}{2000} T^2 - \frac{0,33}{100.000} T^{-1} \Big|_{298}^{1673} \\
&= 41.250 + 14.512,719 - \frac{0,33}{137.500.000} \\
&= 55.762,719 \quad (\text{a.4})
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ Malasit}} dT &= \\
&= \int_{298}^{1673} (46,02 + 403,21 \times 10^{-3}T - 14,27 \times 10^{-5} T^2) dT \\
&= 831.129,530 \quad (\text{a.5})
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
\text{Sehingga, } \Delta H_{r1} &= (\text{a.1}) + [(\text{a.2}) + (\text{a.3}) + (\text{a.4}) - (\text{a.5})] \\
&= 101,479 + [105.076,595 + 72.942,265 + 55.762,719 - \\
&\quad 831.129,530] \\
&= -597.246,472 \quad (\text{a.6})
\end{aligned}$$

Dari reaksi 1 (a.6)



$$\Delta H = -597.246,472$$

Karena kita menggunakan 25 kg malasit tiap layer maka kita harus mengetahui mol malasit. Dari uji XRF diketahui bahwa % Cu dalam

mineral ialah 7,91 %. Dengan menggunakan perbandingan terhadap % Cu dalam malasit maka dapat diketahui % malasitnya. Hal tersebut dapat dihitung seperti dibawah

No	%Cu	% malasit
1	57,5	100
2	7,91	x

$$X \cdot 57,5\% = 7,91\% \cdot 100\%$$

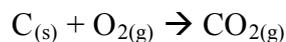
$$X = 13,75\%$$

Sehingga berat malasit dalam mineral ialah  $13,75\% \cdot 25 \text{ kg} = 3,44 \text{ kg}$

Maka mol malasit ialah  $= 3,44 \text{ kg} / \text{Mr malasit} = 15,42 \text{ mol}$

Jadi  $\Delta H$  reaksi di atas ialah  $-597.246,472 \text{ J/mol} \times 15,42 \text{ mol} = -9.209.540,6 \text{ J}$

b. Reaksi 2



$$\Delta H_{298} = \Delta H_{298} \text{ CO}_2 - \Delta H_{298} \text{ O}_2 - \Delta H_{298} \text{ C}$$

$$\Delta H_{298} = -393.505,2 \text{ J/mol (b.1)}$$

$$\int_{T_1}^{T_2} C_p \text{ CO}_2 dT = \int_{298}^{1673} (44,14 + 9,04 \times 10^{-3}T - 8,58 \times 10^5 T^{-2}) dT$$

$$= 72.942,3 \text{ J/mol (b.2)}$$

$$\int_{T_1}^{T_2} C_p \text{ O}_2 dT = \int_{298}^{1673} (29,96 + 4,184 \times 10^{-3}T - 1,67 \times 10^5 T^{-2}) dT$$

$$= 46.986 \text{ J/mol (b.3)}$$

$$\int_{T_1}^{T_2} C_p \text{ C} dT = \int_{298}^{1673} (17,15 + 4,27 \times 10^{-3}T - 8,79 \times 10^5 T^{-2}) dT$$

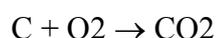
$$= 29.996,6 \text{ J/mol (b.4)}$$

$$\text{Sehingga, } \Delta H_{r2} = (b.1) + [(b.2) - (b.3) - (b.4)]$$

$$= -3975455 \text{ J/mol} \text{ ----} \rightarrow \text{entalpi pembakaran C menjadi}$$

$$\text{CO}_2 \text{ (b.5)}$$

Dari reaksi 2 (b.5)

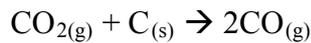


$$\Delta H = -3975455 \text{ J/mol}$$

Kita mencari mol C dihitung dari % C fix dalam batu bara kemudian dikalikan dengan berat batu bara (K) dan dibagi Ar C.

$$\begin{aligned} \rightarrow \text{Mol C} &= \% \text{ C fix} \cdot \text{K}/12 \\ &= 42,35\% \times \text{K}/12 = 35,3 \cdot \text{K} \\ \rightarrow \Delta H &= -3975455 \text{ J/mol} \times 35,3 \times \text{K} \\ &= -140333561,3 \cdot \text{K J} \end{aligned}$$

c. Reaksi 3



$$\Delta H_{298} = 2\Delta H_{298} \text{ CO} - \Delta H_{298} \text{ CO}_2 - \Delta H_{298} \text{ C}$$

$$\begin{aligned} \Delta H_{298} &= 2(-110,54128) + 393,5052 - 0 \\ &= 172,4222 \quad (\text{c.1}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ CO}} dT &= \int_{298}^{1673} (28,45 + 4,184 \times 10^{-3}T - 0,46 \times 10^5 T^{-2}) dT \\ &= 28,45T + \frac{4,184}{2000}T^2 + 46.000T^{-1} \Big|_{298}^{1673} \\ &= 44.821,786 \quad (\text{c.2}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ CO}_2} dT &= \int_{298}^{1673} (44,14 + 9,04 \times 10^{-3}T - 8,58 \times 10^5 T^{-2}) dT \\ &= 44,14T + \frac{9,04}{2000}T^2 + \frac{8,58}{100.000T} \Big|_{298}^{1673} \\ &= 72.942,265 \quad (\text{c.3}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ C}} dT &= \int_{298}^{1673} (17,15 + 4,27 \times 10^{-3}T - 8,79 \times 10^5 T^{-2}) dT \\ &= 17,15T + \frac{4,27}{2000}T^2 + 879.000T^{-1} \Big|_{298}^{1673} \\ &= 29.996,639 \quad (\text{c.4}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Sehingga, } \Delta H_{r3} &= (\text{c.1}) + [2(\text{c.2}) - (\text{c.3}) - (\text{c.4})] \\ &= 172,4222 + [2(44.821,786) - 72.942,265 - 29.996,639] \\ &= -13.122,9098 \quad (\text{c.5}) \end{aligned}$$

Dari reaksi 3 (c.5)

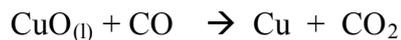


$$\Delta H = -13122,9098 \text{ J/mol}$$

→ Perhitungan mencari nilai mol CO<sub>2</sub> sama dengan sebelumnya di atas:

$$\begin{aligned}\Delta H &= \Delta H_o \times \text{mol CO}_2 \\ &= -13122,9098 \times 35,3 \text{ K} \\ &= -463238,7 \text{ K J}\end{aligned}$$

d. Reaksi 4



$$\Delta H_{298} = \Delta H_{298} \text{ Cu} + \Delta H_{298} \text{ CO}_2 - \Delta H_{298} \text{ CuO} - \Delta H_{298} \text{ CO}$$

$$\Delta H_{298} = -125.654,52 \text{ J/mol (d.1)}$$

$$\begin{aligned}\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ Cu}} dT &= \int_{298}^{1365} (22,64 + 6,28 \times 10^{-3}T) dT + \int_{1365}^{1673} (31,38) dT - \\ &12,97 \\ &= 39380,6 \text{ J/mol (d.2)}\end{aligned}$$

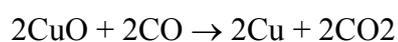
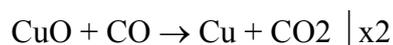
$$\begin{aligned}\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ CO}_2} dT &= \int_{298}^{1673} (44,14 + 9,04 \times 10^{-3}T - 8,58 \times 10^5 T^{-2}) dT \\ &= 72942,3 \text{ J/mol (d.3)}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ CO}} dT &= \int_{298}^{1673} (28,45 + 4,184 \times 10^{-3}T - 0,46 \times 10^5 T^{-2}) dT \\ &= 44821,8 \text{ J/mol (d.4)}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ CuO}} dT &= \\ \int_{298}^{1365} (37,5 + 14,43 \times 10^{-3}T - 3,448 \times 10^6 T^{-2} - 1,017 \times 10^9 T^3) dT \\ &+ \int_{1365}^{1673} (31,38) dT \\ &= 65998 \text{ J/mol (d.5)}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Sehingga, } \Delta H_{r,4} &= (d.1) + [(d.2) + (d.3) - (d.4) - (d.5)] \\ &= -124151,42 \text{ J/mol (d.6)}\end{aligned}$$

Dari reaksi 4 (d.6)

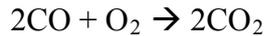


$$\begin{aligned}\rightarrow \Delta H &= \Delta H_o \times 2 \text{ mol CuO} \\ &= -248302,84 \times 2 \times 15,42\end{aligned}$$

$$= -7657659,6 \text{ J/mol}$$

e. Reaksi 5

CO yang dihasilkan dari reaksi 3 kemungkinan akan berlebih, artinya setelah mereduksi CuO (pada reaksi 4), masih ada sisa CO. Sisa CO ini nantinya akan bereaksi dengan O<sub>2</sub> dari tuyer dan membentuk CO<sub>2</sub>.



$$\Delta H_{298} = 2\Delta H_{298} \text{ CO}_2 - 2\Delta H_{298} \text{ CO} - \Delta H_{298} \text{ O}_2$$

$$\Delta H_{298} = 2(-393,5052) - 2(-110,54128) - 0$$

$$= -565,928 \quad (\text{e.1})$$

$$\begin{aligned} \int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ CO}_2} dT &= \int_{298}^{1673} (44,14 + 9,04 \times 10^{-3}T - 8,58 \times 10^{-5} T^{-2}) dT \\ &= 44,14T + \frac{9,04}{2000} T^2 + \frac{8,58}{100.000T} \Big|_{298}^{1673} \\ &= 72.942,265 \quad (\text{e.2}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ CO}} dT &= \int_{298}^{1673} (28,45 + 4,184 \times 10^{-3}T - 0,46 \times 10^{-5} T^{-2}) dT \\ &= 28,45T + \frac{4,184}{2000} T^2 + 46.000T^{-1} \Big|_{298}^{1673} \\ &= 44.821,786 \quad (\text{e.3}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ O}_2} dT &= \int_{298}^{1673} (29,96 + 4,184 \times 10^{-3}T - 1,67 \times 10^{-5} T^{-2}) dT \\ &= 29,96T + \frac{4,184}{2000} T^2 + 167.000T^{-1} \Big|_{298}^{1673} \\ &= 46.986,036 \quad (\text{e.4}) \end{aligned}$$

$$\text{Sehingga, } \Delta H_{r4} = (\text{e.1}) + [2(\text{e.2}) - 2(\text{e.3}) - (\text{e.4})]$$

$$= -565,928 + [2(72.942,265) - 2(44.821,786) - 46.986,036]$$

$$= -565,928 + [145.884,53 - 89.643,572 - 46.986,036]$$

$$= 8.688,994 \text{ J/mol} \quad (\text{e.5})$$

Selain reaksi di atas, terjadi juga reaksi pembentukan slag pada MBF yaitu  $\text{FeO}_{(l)} + \text{SiO}_{2(s)} + \text{CaO}_{(s)} \rightarrow \text{FeO} \cdot \text{CaO} \cdot \text{SiO}_{2(l)}$ .....

Maka, dengan cara yang sama dalam perhitungan entalpi di atas dapat dihitung entalpi reaksinya.

$$\Delta H_{298 \text{ total}} = \Delta H_{298}(\text{FeO} \cdot \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2) - \Delta H_{298}\text{FeO} - \Delta H_{298} \text{SiO}_2 - \Delta H_{298} \text{CaO}$$

$$= 1.100.355.095 \text{ J (f.1)}$$

$$\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ FeO}} dT = \int_{298}^{1673} (51,58 + 6,78 \times 10^{-3}T - 1,59 \times 10^5 T^{-2}) dT$$

$$= 79.671,3 \text{ J/mol (f.2)}$$

$$\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ SiO}_2} dT =$$

$$\int_{298}^{1673} (46,95 + 34,31 \times 10^{-3}T - 11,30 \times 10^5 T^{-2}) dT$$

$$= 107.932 \text{ J/mol (f.3)}$$

$$\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ CaO}} dT =$$

$$\int_{298}^{1673} (49,95 + 4,888T - 0,352T^2 + 0,0462T^3 - 0,852T^{-2}) dT$$

$$= 72.422 \text{ J/mol (f.4)}$$

$$\int_{T_1}^{T_2} C_{p \text{ FeO} \cdot \text{CaO} \cdot \text{SiO}_2} dT = 100.819.866,7 \text{ J (f.5)}$$

Sehingga,

$$\Delta H_{1673} \text{ reaksi 2} = (b.1) + (b.5) - (b.2) - (b.3) - (b.4)$$

$$= 893.637.838,2 \text{ J (f.6)}$$

Unsur/Senyawa yang perlu ditinjau dalam proses pembentukan slag pada:

Malachite	Kapur	Batu bara
SiO <sub>2</sub> = 45,75%	MgO = 18,47%	SiO <sub>2</sub> = 20,89%
MgO = 20,89%	CaO = 42,46%	$\frac{20,89}{100} \times \frac{K}{60} = \frac{20,89}{6000} \cdot K = 3,482 \text{ K mol}$
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 12,74%		

Misal yang diolah ialah mineral malachite sebanyak 25 kg tiap layer

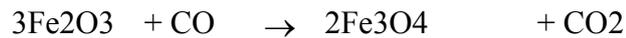
**Malachite**

SiO<sub>2</sub> : 45,75% x 25 kg = 11,4375 kg -> 0,1906 kmol = 190,79 mol

MgO : 20,89% x 25 kg = 5,2225 kg -> 0,12959 kmol = 129,59 mol

Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> : 12,74% x 25 kg = 3,185 kg -> 0,0199 kmol = 19,90625 mol

\*Reaksi yang terjadi pada slag Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> sudah menjadi FeO



$$3 \times (19,90625) \qquad \qquad \qquad 2/3(19,90625) \\ = 39,8125$$



$$39,8125 \qquad \qquad \qquad 6/2(39,8125) \\ = 119,4375$$

$$\text{FeO} = 119,4375 \text{ mol}$$

Untuk menentukan reaksi yang terjadi antara SiO<sub>2</sub>, MgO, FeO dan CaO maka digunakan diagram terner sistem SiO<sub>2</sub>.MgO.CaO dan FeO.MgO.CaO

Dari diagram terner diperoleh 2 reaksi:



Jika FeO ikut pada reaksi 1 maka



SiO <sub>2</sub> +	FeO +	MgO +	MgO +	CaO	→ SiO <sub>2</sub> .FeO.MgO.CaO
		(mineral)	(kapur)		
		1)			
190,79+3	119,43	129,59	-	-	-

,482 K	75				
129,59	129,59	129,59			
61,2 + 3,482 K					

Maka masih ada sisa  $(61,2 + 3,482 \text{ K})$  mol  $\text{SiO}_2$  dan  $119,4375$  mol  $\text{FeO}$ . Sehingga kapur yang dibutuhkan harus dapat mengikat  $(61,2 + 3,482 \text{ K})$  mol  $\text{SiO}_2$ .

Kita lihat pada kapur bahwa senyawa yang dapat mengikat slag ada 2 yaitu  $\text{CaO}$  dan  $\text{MgO}$  dengan persen mol keduanya pada kapur adalah:

Senyawa	% wt	% mol
$\text{CaO}$	42,46	0,758
$\text{MgO}$	18,47	0,4583
$\text{CaO}+\text{MgO}$	60,93	60,748

Sehingga berat kapur yang dibutuhkan ialah

$$\begin{aligned}
 & (61,2 + 3,482 \text{ K}) \times (100 + (100 - 60,748))\% \text{mol} \\
 & = (61,2 + 3,482 \text{ K}) \times 139,252 \% \times (\text{Mr}(\text{CaO} + \text{MgO})) / 1000 \\
 & = (61,2 + 3,482 \text{ K}) \cdot 0,13967
 \end{aligned}$$

f. Panas penguapan dari volatile matter batu bara

Volatile matter diasumsikan memiliki nilai panas seperti fenol, yaitu  $122 \text{ kcal/kg}$ . Sehingga,

Total volatile matter yang diuapkan = (%volatile matter x jumlah batu bara) x  $122 \text{ kcal/kg}$

$$\begin{aligned}
 & = (0,5286 \times \text{K} \times 122) \times 4,2 \text{ kJ/kg} \\
 & = 270,85 \text{ K kJ/kg} \dots\dots\dots(f)
 \end{aligned}$$

Kehilangan panas karena penguapan moisture dalam batu bara pada  $T=1100 \text{ K}$ .

$$\begin{aligned} \text{Kehilangan panas} &= (\% \text{moisture} \times \text{jumlah batu bara}) \times 540 \text{ kcal/kg} \\ &= 0,018 \times K \times 2268 \text{ kJ/kg} \\ &= 40,824 \text{ kJ} \dots\dots (g) \end{aligned}$$

g. Panas sensibel dalam CaO pada saat tapping

$$\begin{aligned} \text{Panas sensibel dalam CaO pada } 1325 &= (\text{jumlah kapur} \times \% \text{CaO}) \times \\ &271,875 \text{ kcal/kg} \\ &= (61,2 + 3,482 K) \cdot 0,13967 \times 42,46\% \times 271,875 \times 4,2 \text{ kJ} \dots\dots (h) \end{aligned}$$

h. Panas dekomposisi CaCO<sub>3</sub>

$$\begin{aligned} \text{Panas dekomposisi CaCO}_3 &= \text{mol CaCO}_3 \times 56,2 \text{ kcal/mol} \\ &= (61,2 + 3,482 K) \times 56,2 \text{ kcal/mol} \times 4,2 \text{ kJ} \\ &= (61,2 + 3,482 K) 236,04 \text{ kJ} \dots\dots (i) \end{aligned}$$

Dari total entalpi di atas, dapat ditentukan kebutuhan batu bara untuk proses smelting kalkopirit. Perhitungan kebutuhan batu bara dilakukan dengan menggunakan persamaan dari Azas Black, di bawah ini.

$$\left\{ H_{n(c)} 10 \frac{K \times k}{100} + \Delta H(\text{angin}) + \Delta H(\text{elemen}) \right\} x^\eta = \Delta H \text{ logam } (d)$$

Dimana  $H_{n(c)}$  = panas spesifik karbon (C): 33.200 kJ/kg

K = jumlah kokas yang digunakan (%) atau (kg Kokas/100 kg Cu)

k = kandungan karbon (C) dari kokas (%)

$\Delta H_{\text{angin}}$  = panas spesifik angin yang terbakar angin disini diasumsikan mengandung O<sub>2</sub> dan N<sub>2</sub>,  $\Delta H$  keduanya adalah nol

$\Delta H_{\text{elemen}}$  = panas pembakaran dari elemen C, Si, Mn

$\eta$  = Efisiensi [%], perbandingan antara CO dan CO+CO<sub>2</sub>

$\Delta H \text{ logam } (d)$  = Panas spesifik untuk melebur dan menaikkan temperatur sampai 1400 °C atau 1673 K.

Jadi persamaan di atas menjadi,

$$\begin{aligned} ((7204,42 \times 42,35\% \times 10 \times 1000/100) - 140183357,3 + 822438746,7 K) \times 17\% = \\ 895.360.603,1 + 1.139.310.000 \\ -23779302,52 + 139814586,9 K = 2034670603 \end{aligned}$$

Maka,  $K = 14,7227 \text{ kg}$

Jadi kebutuhan batu bara ialah 14,7227 kg. Tapi, pada prakteknya yang kami gunakan 15 kg batu bara agar lebih aman.

### **Perhitungan Kebutuhan Kapur**

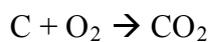
Dari perhitungan persamaan (h) maka

$$\begin{aligned}\text{Kebutuhan kapur} &= (61,2 + 3,482 K) \times 0,13967 \\ &= (61,2 + 3,482 (15)) \times 0,13967 \\ &= 15,84 \text{ kg} \\ &\cong 16 \text{ kg.}\end{aligned}$$

Jadi kebutuhan kapur ialah 16 kg.

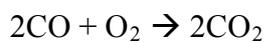
### **Perhitungan Kebutuhan Udara**

#### Reaksi 2



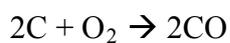
$$\begin{aligned}\text{Mol O}_2 &= \text{mol C} \\ &= 35,3 \times K \\ &= 35,3 \times 15 \\ &= 529,3 \text{ mol}\end{aligned}$$

#### Reaksi 5



$$\begin{aligned}\text{Mol O}_2 &= \frac{1}{2} \times \text{mol CO} \\ &= \frac{1}{2} \times (70,6 \times 15 - 30,84) \\ &= 514,08 \text{ mol}\end{aligned}$$

#### Reaksi pembentukan CO dari C



$$\begin{aligned}\text{Mol O}_2 &= \frac{1}{2} \times \text{mol C} \\ &= \frac{1}{2} \times 35,3 \times 15 \\ &= 264,75 \text{ mol}\end{aligned}$$

Maka total O<sub>2</sub> yang dibutuhkan ialah  $529,3 + 514,08 + 264,75 = 1308,13$  mol

Karena di dalam udara mengandung 21% oksigen, maka jumlah mol udara yang dibutuhkan ialah

$$\begin{aligned}\text{Kebutuhan udara} &= 1308,13 / 0,21 \\ &= 6229,19 \text{ mol} \\ &= 6229,19 \text{ mol} \times 22,4 \text{ liter/mol} \cdot \text{jam} \\ &= 139533,856 \text{ liter/jam} \\ &= 139,533856 \text{ m}^3/\text{jam} \\ &= 2,32556 \text{ m}^3/\text{menit} \rightarrow \text{per layer}\end{aligned}$$

Karena pada setiap kali running menggunakan 11 layer bahan baku, maka hasil diatas harus dikalikan 11

Sehingga,

$$\begin{aligned}\text{Kebutuhan udara} &= 2,32556 \text{ m}^3/\text{menit} \times 11 \\ &= 25,58 \text{ m}^3/\text{menit} \\ &\cong 26 \text{ m}^3/\text{menit}\end{aligned}$$

Jadi kebutuhan udara untuk setiap kali running ialah  $26 \text{ m}^3/\text{menit}$ .

***Sehingga rasio feed material ore : batu bara : kapur ialah (25 : 15 : 16) kg. Jadi rasio ore : batu bara : kapur ialah 1 : 0,6 : 0,64 dengan jumlah udara yang dibutuhkan  $26 \text{ m}^3/\text{menit}$ .***

## A.2 Perhitungan untuk Proses Converting

Berdasarkan hasil XRF dengan perbandingan massa Fe, Cu, dan S. Pada penelitian ini menggunakan logam tembaga kadar sulfur sebesar 11,72%. Dari masing-masing kadar Sulfur, maka jumlah CuS dan FeS dapat diketahui dengan cara sebagai berikut.

$$\text{Ar(S)}/\text{Mr(CuS)} = 32/95,5 = 0,334$$

$$\text{Ar(S)}/\text{Mr(FeS)} = 32/88 = 0,363$$

$$\text{Total CuS dan FeS} = 0,334 + 0,363 = 0,697$$

$$\begin{aligned} \text{\%CuS dalam logam tembaga} &= (0,334/0,697) \times 11,72\% \\ &= 5,61\% \end{aligned}$$

$$\text{Maka mol berat CuS ialah } 5,61\% \times 0,95 \text{ kg} = 53,295 \text{ gram}$$

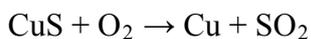
Sehingga mol CuS ialah 0,558 mol

$$\begin{aligned} \text{\%FeS dalam logam tembaga} &= (0,363/0,697) \times 11,72\% \\ &= 6,10\% \end{aligned}$$

$$\text{Maka berat FeS ialah } 6,1\% \times 0,95 \text{ kg} = 57,95 \text{ gram}$$

Sehingga mol FeS ialah 0,66 mol

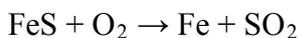
Pada proses converting, peniupan udara O<sub>2</sub> dilakukan untuk mengoksidasi unsur S pada senyawa CuS dan FeS. Jumlah oksigen yang dipakai sebagai berikut.



$$\text{Mol CuS} = 0,558$$

Sehingga,

$$\begin{aligned} \text{Mol O}_2 &= (1/1) \times 0,558 \\ &= 0,558 \text{ mol} \end{aligned}$$



$$\text{Mol FeS} = 0,66 \text{ mol}$$

$$\begin{aligned} \text{mol O}_2 &= (1/1) \times 0,66 \\ &= 0,66 \text{ mol} \end{aligned}$$

$$\text{Jadi mol total O}_2 \text{ ialah } (0,558 + 0,66) \text{ mol} = 1,218 \text{ mol}$$

Untuk mencari total volume O<sub>2</sub> yang dibutuhkan menggunakan persamaan gas ideal

$$P V = n R T$$

Dengan persamaan gas ideal, tekanan dicari dengan persamaan

$$P_1/T_1 = P_2/T_2$$

$P_1$  dan  $T_1$  menggunakan tekanan atmosfer, dan  $T_2$  menggunakan temperatur 1300°C (1573K) sehingga

$$1 \text{ atm} / 298 \text{ K} = P_2 / 1573 \text{ K}$$

$$P_2 = 5,27 \text{ atm}$$

Maka

$$5,27 \times V = 1,218 \times 0,0812 \times 1573$$

$$V_{O_2} = 27,72 \text{ liter}$$

Volume tersebut menggunakan komposisi 100%  $O_2$  sedangkan pada proses converting ini menggunakan udara bebas dengan kompresor.

$$V_{O_2} = (100/21) \times 27,72 \text{ liter}$$

$$V_{O_2} = 129,514 \text{ liter}$$

Menentukan debit untuk proses converting dengan waktu converting selama 10 menit, maka

$$Q = 129,514 \text{ liter} / 10 \text{ menit}$$

$$Q = 12,9514 \text{ liter/menit}$$

$$Q = 13 \text{ liter/menit}$$

***Jadi, untuk proses converting, variabel proses yang digunakan ialah flow rate udara sebesar 13 liter/menit dengan waktu converting selama 10 menit.***

### A.3 Perhitungan Temperatur Melting (Liquidus), Temperatur Break (Solidus) dan Temperatur Transisi Glass dari Slag.

Perhitungan temperatur melting (liquidus), temperatur break (solidus) dan temperatur transisi glass dari slag diperoleh melalui jurnal yang dipublikasikan oleh K.C Mills, 2011. Dari jurnal tersebut dapat diketahui perkiraan temperatur – temperatur di atas. Tapi untuk itu perlu diketahui terlebih dahulu mol dari elemen – elemen yang ada di dalam slag. Tabel di bawah menunjukkan mol dari elemen – elemen yang ada di dalam slag.

No	Elemen	wt %	Massa tiap raw (kg)	Ar	Massa per elemen	Mol
Ore						
1	SiO <sub>2</sub>	45,75	1	60	0,4575	7,625
2	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,86	1	102	0,0186	0,1823529
3	K <sub>2</sub> O	0,04	1	94	0,0004	0,0042553
4	MgO	20,89	1	40	0,2089	5,2225
5	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12,74	1	160	0,1274	0,79625
Batu bara						
1	SiO <sub>2</sub>	20,98	0,6	60	0,12588	2,098
2	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,33	0,6	102	0,02598	0,2547059
3	K <sub>2</sub> O	0,31	0,6	94	0,00186	0,0197872
4	TiO <sub>2</sub>	2,37	0,6	80	0,01422	0,17775
5	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,02	0,6	160	0,00612	0,03825
6	CaO	1,22	0,6	56	0,00732	0,1307143
Kapur						
1	MgO	18,47	0,64	40	0,118208	2,9552
2	CaO	42,46	0,64	56	0,271744	4,8525714
TOTAL					1,384132	24,357337

Dari tabel di atas, maka dapat disusun tabel baru tentang fraksi massa dan fraksi mol tiap – tiap elemen yang mana disajikan oleh tabel di bawah ini.

No	Elemen	Massa per elemen	Mol per Elemen	% massa	Fraksi mol
1	SiO <sub>2</sub>	0,58338	9,723	42,1477	0,573951
2	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,04458	0,437059	3,22079	0,0258
3	K <sub>2</sub> O	0,00226	0,024043	0,16328	0,001419
4	TiO <sub>2</sub>	0,01422	0,17775	1,02736	0,010493
5	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,13352	0,8345	9,64648	0,049261
6	CaO	0,279064	4,983286	20,1617	0,294165
7	MgO	0,327108	2,9552	23,6327	0,174446
TOTAL		1,384132	19,13484	100	1,129534

Dari kedua tabel di atas, maka

Temperatur melting (liquidus) slag ialah

$$\begin{aligned}
 T_{\text{melting slag}} &= 958 + (656,9 \times X_{\text{SiO}_2}) + (1040 \times X_{\text{CaO}}) + (1343,2 \times X_{\text{Al}_2\text{O}_3}) \\
 &\quad + (1090,5 \times X_{\text{MgO}}) - (668 \times X_{\text{K}_2\text{O}}) + (794 \times X_{\text{Fe}_2\text{O}_3}) \\
 &\quad + (844 \times X_{\text{TiO}_2}) - 200 - 273 \\
 &= 1440,7 \text{ } ^\circ\text{C}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 T_{\text{break/solidus slag}} &= 1393 + (8,56492 \times X_{\text{SiO}_2}) - (0,06363 \times X_{\text{Al}_2\text{O}_3}) \\
 &\quad - (0,00121 \times X_{\text{K}_2\text{O}}) + (0,49543 \times X_{\text{TiO}_2}) + (17,5105 \times X_{\text{Fe}_2\text{O}_3}) \\
 &\quad + (16,398 \times X_{\text{CaO}}) - (90,9292 \times X_{\text{MgO}}) \\
 &= 1071,97^\circ\text{C}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 T_g &= 1028 + (14,9227 \times X_{\text{SiO}_2}) - (2,46645 \times X_{\text{Al}_2\text{O}_3}) \\
 &\quad - (0,85154 \times X_{\text{K}_2\text{O}}) + (47,2168 \times X_{\text{TiO}_2}) + (355,466 \times X_{\text{Fe}_2\text{O}_3}) \\
 &\quad + (55,7442 \times X_{\text{CaO}}) - (521,245 \times X_{\text{MgO}}) \\
 &= 703,786^\circ\text{C}
 \end{aligned}$$

Dari perhitungan di atas maka diperoleh :

$$T_{\text{melting slag}} = 1440,7^\circ\text{C}$$

$$T_{\text{break/solidus slag}} = 1071,97^\circ\text{C}$$

$$T_g = 703,786^\circ\text{C}$$

#### A.4 Perhitungan Losses Cu ke Slag (Produk hasil MBF)

Misal kita ambil contoh untuk kasus variasi blast rate sebesar 23 m<sup>3</sup>/min.

Diketahui : Berat Slag = 116,5 kg, kadar Cu dalam slag = 1,85%

Berat logam = 0,95 kg, kadar Cu dalam logam = 84,43%

Kadar Cu dalam ore Atambua = 7,91%

Langkah – langkahnya ialah sebagai berikut.

1. Menghitung Berat Cu yang ada di dalam slag

$$\begin{aligned} \text{Berat Cu dalam slag} &= 1,85\% \times 116,5 \text{ kg} \\ &= 2,1525 \text{ kg} \end{aligned}$$

2. Menghitung Berat Cu yang ada di dalam logam

$$\begin{aligned} \text{Berat Cu dalam logam} &= 84,43\% \times 0,95 \text{ kg} \\ &= 0,802085 \text{ kg} \end{aligned}$$

3. Menghitung Berat Cu baik yang ada di dalam slag ataupun logam

$$\begin{aligned} \text{Cu yang ada dalam slag ataupun logam} &= 2,1525 \text{ kg} + 0,802085 \text{ kg} \\ &= 2,954585 \text{ kg} \end{aligned}$$

4. Menghitung Presentase Cu yang ada di dalam slag maupun logam

$$\begin{aligned} \% \text{ Cu dalam slag} &= \left( \frac{2,1525}{2,954585} \right) \times 100\% \\ &= 72,853\% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \% \text{ Cu dalam logam} &= \left( \frac{0,802085}{2,954585} \right) \times 100\% \\ &= 27,147\% \end{aligned}$$

5. Menghitung Losses Cu

$$\begin{aligned} \text{Losses Cu} &= 72,853\% \times 7,91\% \\ &= 5,76\% \end{aligned}$$

Jadi losses Cu untuk variasi blast rate sebesar 23 m<sup>3</sup>/min ialah 5,76 %. Hal serupa dilakukan untuk menghitung losses Cu produk hasil MBF dan converting untuk variabel lainnya. Sehingga, diperoleh tabel – tabel di bawah ini.

No	Variasi berat batu bara (kg)	Losses Cu hasil MBF(%)	Losses Cu hasil converting (%)
1	15	5,144330613	0,706310205

2	17	5,808549502	1,444431752
3	19	6,391239124	1,981130345

No	Variasi berat kapur (kg)	Losses Cu hasil MBF(%)	Losses Cu hasil converting (%)
1	16	5,082443767	0,706310205
2	17	4,388750578	0,109576059
3	18	4,871732694	0,404213055

No	Variasi blast rate (m3/min)	Losses Cu hasil MBF(%)	Losses Cu hasil converting (%)
1	23	5,764658891	1,385891864
2	24	5,191861793	0,115919696
3	25	4,522938144	0,197213447
4	26	4,388750578	0,109576059

## Lampiran B (Dokumentasi Penelitian)

### B1 Sampling dan Pengujian



**Gambar B1.** *Sorting ore*



**Gambar B2.** *Sampling ore berbentuk batuan*



**Gambar B3.** *Sampling ore yang telah diserbukkan*



**Gambar B4.** Penimbangan batu bara untuk uji densitas



**Gambar B5.** Sampel batu bara untuk uji densitas

## **B2. Proses Running MBF dan Converting**



**Gambar B6.** Proses running MBF



**Gambar B7.** Proses penuangan ke cetakan



**Gambar B8.** Pengukuran temperatur



**Gambar B9.** Cetakan yang sudah terisi penuh



**Gambar B10.** Hasil running MBF



**Gambar B11.** Logam hasil proses running MBF



**Gambar B12.** Logam tembaga yang tidak mengumpul dengan baik



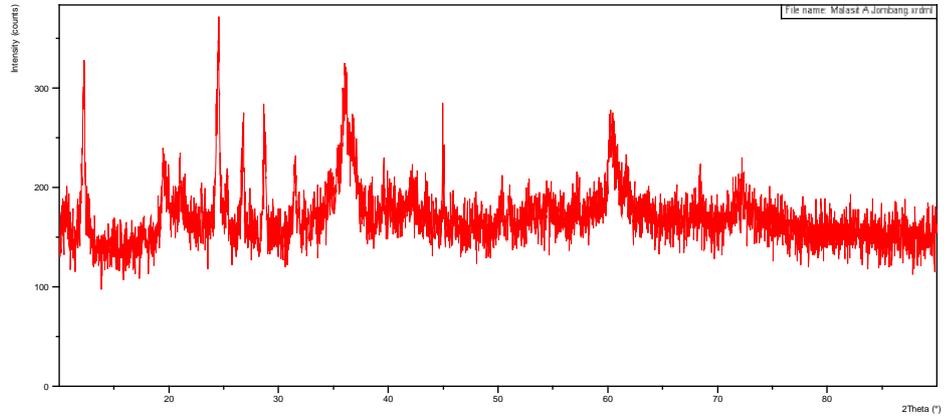
**Gambar B13.** Slag hasil proses running MBF



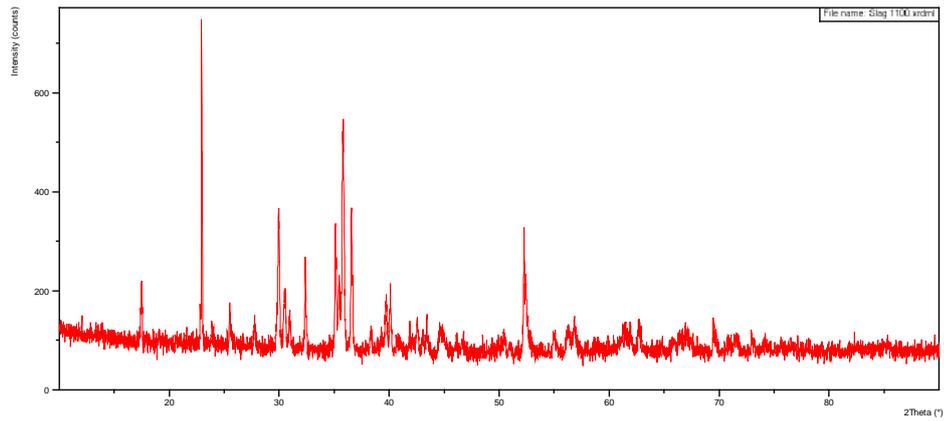
**Gambar B14.** Produk hasil converting

## Lampiran C (Hasil Pengujian)

### C1. Pengujian XRD

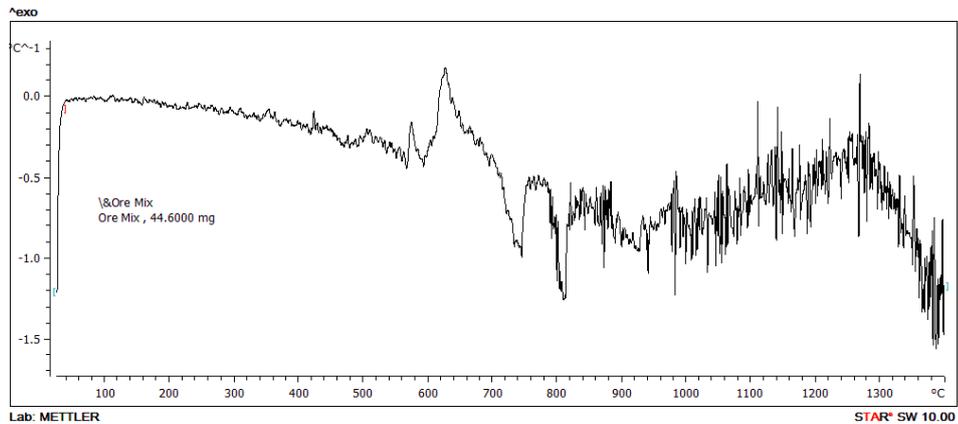


**Gambar C1.** Hasil pengujian XRD ore Atambua

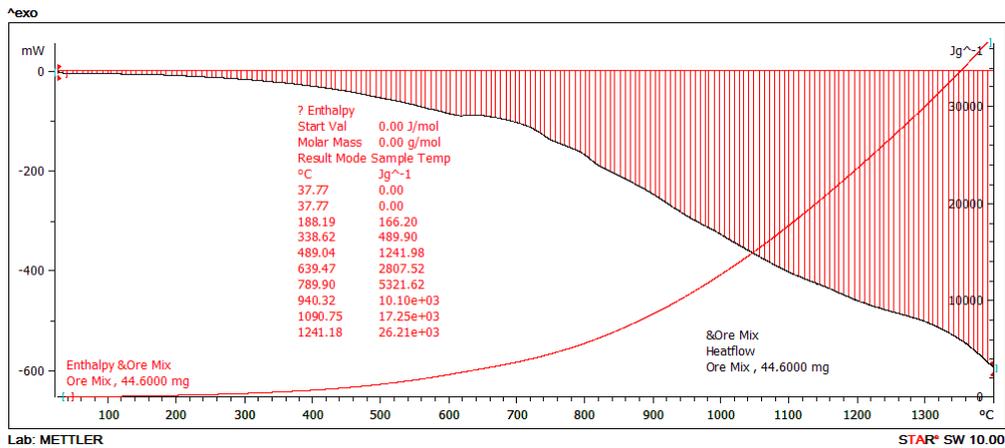


**Gambar C2.** Hasil pengujian XRD slag hasil proses running MBF

### C2. Pengujian DSC



**Gambar C3.** Hasil pengujian DSC ore Atambua



Gambar C4. Hasil pengujian DSC (Entalpi) ore Atambua

### C3. Pengujian XRF

PT Agrofarm Nusa Raya  
Jl. Ponorogo-Madiun KM 4 (Jl. Industri)  
Babadan Ponorogo  
Jawa Timur



### S1 Report

Name: Malasit B jombang No.: 78 Date: 1/31/2014 Time: 2:50:00 PM  
Duration: 70.0 s  
Application: GeoChem General  
Method: DualMining  
Alloys: Bi (0.0)

Element	Concentration [%]	Stddev. [%]
Magnesium Oxide MgO	20.89	2.96
Aluminium Oxide Al2O3	1.86	0.44
Silicon Oxide SiO2	45.75	0.70
Potassium Oxide K2O	0.04	0.01
Calcium Oxide CaO	0.45	0.02
Chromium Cr	0.07	0.01
Iron Oxide Fe2O3	12.74	0.16
Nickel Ni	0.14	0.02
Copper Cu	7.91	0.08
Zinc Zn	0.01	0.01
Arsenic As	0.00	0.00
Selenium Se	0.00	0.00

This analysis was performed with a Bruker handheld XRF analyzer.

THIS REPORT WAS CREATED WITH A SOFTWARE VERSION THAT IS INTENDED FOR BRUKER REPRESENTATIVES AND DISTRIBUTORS ONLY!

Operator

Gambar C1. Hasil pengujian XRF ore Atambua



### S1 Report

Name: **Batubara Kaifim** No.: **71** Date: **1/31/2014** Time: **2:31:00 PM**  
 Duration: 70.0 s  
 Application: GeoChem General  
 Method: DualMining  
 Alloys: Bi (0.0)

Element		Concentration [%]	Stddev. [%]
Aluminium Oxide	Al2O3	4.33	0.36
Silicon Oxide	SiO2	20.96	0.43
Sulfur	S	2.10	0.06
Potassium Oxide	K2O	0.31	0.02
Calcium Oxide	CaO	1.22	0.03
Titanium Oxide	TiO2	2.37	0.03
Vanadium	V	0.03	0.01
Iron Oxide	Fe2O3	1.02	0.05
Copper	Cu	0.04	0.01
Zinc	Zn	0.01	0.00
Rubidium	Rb	0.00	0.00
Zirconium	Zr	0.04	0.01
Tin	Sn	0.04	0.03
Lead	Pb	0.00	0.00

This analysis was performed with a Bruker handheld XRF analyzer.

THIS REPORT WAS CREATED WITH A SOFTWARE VERSION THAT IS INTENDED FOR  
 BRUKER REPRESENTATIVES AND DISTRIBUTORS ONLY!

**Gambar C2. Hasil pengujian XRF batu bara binuang**



### S1 Report

Name: **Kapur Gresik** No.: **80** Date: **1/31/2014** Time: **2:54:00 PM**  
 Duration: 70.0 s  
 Application: GeoChem General  
 Method: DualMining  
 Alloys: Bi (0.0)

Element		Concentration [%]	Stddev. [%]
Magnesium Oxide	MgO	18.47	2.77
Phosphorus Oxide	P2O5	0.49	0.08
Sulfur	S	0.00	0.00
Calcium Oxide	CaO	42.46	0.14
Titanium Oxide	TiO2	0.02	0.02
Manganese Oxide	MnO	0.06	0.04
Iron Oxide	Fe2O3	0.46	0.05
Copper	Cu	0.02	0.01
Zinc	Zn	0.01	0.00
Tin	Sn	0.06	0.04
Lead	Pb	0.00	0.00

This analysis was performed with a Bruker handheld XRF analyzer.

THIS REPORT WAS CREATED WITH A SOFTWARE VERSION THAT IS INTENDED FOR  
 BRUKER REPRESENTATIVES AND DISTRIBUTORS ONLY!

**Gambar C3. Hasil pengujian XRF kapur Gresik**

PT Agrofarm Nusa Raya  
 Jl. Ponorogo-Madiun KM 4 (Jl. Industri)  
 Babadan Ponorogo  
 Jawa Timur



### S1 Report

Name: Cu B No.: 68 Date: 1/31/2014 Time: 2:24:00 PM  
 Duration: 80.0 s  
 Application: Alloys  
 Method: MultiMatrix4015  
 Alloys: C623-Al Brz (0.0)  
 C955-Al Brz (0.0)  
 C630-Al Brz (0.0)

Element		Concentration [%]	Stddev. [%]
Aluminium	Al	0.82	0.20
Silicon	Si	1.02	0.11
Sulfur	S	2.37	0.04
Titanium	Ti	0.04	0.01
Nickel	Ni	1.48	0.02
Copper	Cu	93.60	0.21
Lead	Pb	0.03	0.01

This analysis was performed with a Bruker handheld XRF analyzer.

THIS REPORT WAS CREATED WITH A SOFTWARE VERSION THAT IS INTENDED FOR  
 BRUKER REPRESENTATIVES AND DISTRIBUTORS ONLY!

Operator

1/31/2014

S1 Data Tool (C) by ROFA Laboratory & Process Analyzers

Page 1 of 1

**Gambar C4.** Hasil pengujian XRF logam tembaga hasil running MBF

PT Agrofarm Nusa Raya  
 Jl. Ponorogo-Madiun KM 4 (Jl. Industri)  
 Babadan Ponorogo  
 Jawa Timur



### S1 Report

Name: Slag 1300 No.: 75 Date: 1/31/2014 Time: 2:42:00 PM  
 Duration: 70.0 s  
 Application: GeoChem General  
 Method: DualMining  
 Alloys: Bi (0.0)

Element		Concentration [%]	Stddev. [%]
Magnesium Oxide	MgO	22.65	2.86
Aluminium Oxide	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4.15	0.48
Silicon Oxide	SiO <sub>2</sub>	34.91	0.60
Sulfur	S	0.05	0.02
Potassium Oxide	K <sub>2</sub> O	0.06	0.02
Calcium Oxide	CaO	9.67	0.07
Titanium Oxide	TiO <sub>2</sub>	0.30	0.02
Chromium	Cr	0.21	0.01
Manganese Oxide	MnO	0.06	0.04
Iron Oxide	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9.25	0.15
Nickel	Ni	0.09	0.01
Copper	Cu	1.98	0.04
Zinc	Zn	0.01	0.01
Arsenic	As	0.00	0.00
Rubidium	Rb	0.00	0.00
Zirconium	Zr	0.02	0.00

This analysis was performed with a Bruker handheld XRF analyzer.

THIS REPORT WAS CREATED WITH A SOFTWARE VERSION THAT IS INTENDED FOR  
 BRUKER REPRESENTATIVES AND DISTRIBUTORS ONLY!

Operator

1/31/2014

S1 Data Tool (C) by ROFA Laboratory & Process Analyzers

Page 1 of 1

**Gambar C5.** Hasil pengujian slag hasil running MBF

## DAFTAR PUSTAKA

- Babich, A.I., Yaroshevskii, S.L., Tereschenko, V.P., (1993), "Intensifying Pulverized Coal Use in Blast Furnace Operation", *Technic*, Kiev, 200p.
- Babich, A., Senk, D., Gudenau, W.H., Mavrommatis, K.Th., (2008), *Iron Making Textbook*, 1<sup>st</sup> edition, Institut für Eisenhüttenkunde der RWTH Aachen, Aachen.
- Biswas, A.K., (1981), *Principles of Blast Furnace ironmaking Theory and Practice*, SBA Publication, New Delhi.
- British Cast Iron Research Association, (1979), *Cupola, Design and Operation Control*, BCIRA, Birmingham.
- Buenhombre J., L., M., (2009), "Thermal Analysis of Inorganic Materials", Escuela Politécnica Superior da Coruna, Ferrol.
- Bunjaku, A., Kekkonen, M., Holappa, L., (2010), "Phenomena in Thermal Treatment of Lateritic Nickel Ores Up To 1300<sup>0</sup>C", *The Twelfth International Ferroalloys Congress*, Helsinki.
- Chang, L.L.Y., Deer, W.A., Howie R.A., Zussman, J., *Rock Forming Mineral* Vol. 5B Non Silicates.
- Coursol, P., Valencia, C.N., Mackey, P., Bell, S., Davis, B., (2012), "Minimization of Copper Losses in Copper Smelting Slag During Electric arc Furnace Treatment", *JOM*, 10.1007/s11837-012-0454-6.
- Davenport, W. G., King, M., Schlesinger, M., Biswas, A.K., (2002), *Extractive Metallurgy of Copper*, 4<sup>th</sup> Edition, Tucson, Pergamon
- Dunn, J.G., Ginting, A.R., dan Connor, B.O., (1964), A Thermoanalytical Study of The Oxidation of Chalcocite. *Journal of Thermal Analysis*, 41, 671-686.
- Eric, R.H., (2004), "Slag properties and design issues pertinent to matte smelting electric furnaces. *Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 104 : p. 499 - 510.
- Faseha, (2009), Kinetics of Copper Reduction from Molten Slags, Thesis Helsinki University of Technology, Helsinki.

- Gaskell, R.D., (1981), *Introduction to Thermodynamics of Materials*, 2<sup>nd</sup> edition, Mc Graw Hill, New York.
- Horath, L., (2001), *Fundamentals of materials Science for Technologist: Properties, Testing, and laboratory Exercises*, 2<sup>nd</sup> Edition, New Jersey, Prentice Hall.
- Imris, I., Sánchez, M., Achurra, G., (2004), "Copper Losses to Slag Obtained from The El Teniente Process". *7th International Conference on Molten Slags, Fluxes and Salts*. 25-28 January, Cape Town, South Africa, p. 177 - 182.
- International Copper Study Group (2012), *The World Copper Factbook 2012*, ICSG, Lisbon.
- Ishiwata, N., Iwai, Y., Murai, R., Sawa, Y., Sato, M., 2011, "Effect of Coke Diameter and Oxygen Concentration of Blast on Cupola Operation" *ISIJ International*, 51(8), 1353-1359.
- Jia-Shyan Shiau, Shih-Hsien Liu, Chung-Ken Ho, (2012), "Effect of Magnesium dan Aluminium Oxides on Fluidity of Final Blas Furnace Slag and Its Application", *Material Transaction*, Vol. 53, No.8 pp. 1449 to 1455.
- Keskinkilic, E., Pournaderi, S., Geveci, A., Topkaya, Y.A., (2012), "Calcination Characteristics of Laterite Ores from Central Region of Anatolia", *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol.12 pp : 877-882.
- Mineral Data Publishing (2001-2005), *Malachite*, Version 1.
- Mills, K., Yuan, L., Jones, R.T., (2011), "Estimating The Physical properties of Slags", *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy* Vol 111 pp : 649 – 658.
- Morris, E.A., Geiger, G., Fine A.H., (2011) *Handbook on Material and Energy Balance Calculations in Material Processing*, 3<sup>rd</sup> edition, John Wiley and Sons Inc, Kanada.
- Moskalyk, R.R., Alfantazi, A.M., (2003), "Review of Copper Pyrometallurgical Practice : Today and Tomorrow", *Minerals Engineering* Vol 16 pp. 893 – 919.
- National Institute Standards and Technology (NIST)

- Okezone.com, tanggal 13 Januari 2014, “2 Aturan Ekspor Mineral Pasca Penerapan UU Minerba”.
- Patterson, W., Siepmann, H., Pacyna, H., (1961), “Giesserei Tech”, *Wiss. Beihette*, Vol 13, Oct., pp 239-252.
- Pummill, (2012), “Physical and Computational Studies of Slag Behavior In An Entrained Flow Gasifier”, *Dissertation Departement of Chemical Engineering The University of Utah*.
- Reid, W. Dan Cohen, P., (1944), “The Flow Characteristics of Coal Ash Slags in the Solidification Range”. *Jour. Eng. Power*, Trans. ASME Series A, 66 p.83.
- Rentz, O., Krippner, M., H€ahre, S., Schultmann, F., (1999), “Report on Best Available Techniques (BAT) in Copper Production”. *French–German Institute for Environmental Research*, University of Karlsruhe, Germany, March, 167p.
- Rosenqvist, T., (2004), *Principles of Extractive Metallurgy*, 2<sup>nd</sup> edition, Tapir Academic Press, Trondheim.
- Sarangi, B. dan Sarangi, A., (2011), *Sponge Iron Production in Rotary Kiln*, 1<sup>st</sup> Edition, PHI Learning Private Ltd, New Delhi.
- Schlesinger, M.E., King, M. J., Sole, K.C., Davenport, W.G., (2011), *Extractive Metallurgy of Copper*, 5<sup>th</sup> Edition, Elsevier, Oxford.
- Schramm, L., Behr, G., Löser, W., Wetzig, K., (2005), “Thermodynamic Reassessment of The Cu-O Phase Diagram”, *J.Phase Equilibria and Diffusion*, 26 605-612.
- Song, W. Dkk, (2010), “Flow Properties and Rheology of Slag From Coal Gasification”. *Fuel*, 89(7), pp. 1709 – 1715.
- Stephen D.C., (2000), *Iron Melting Cupola Furnaces For the Small Foundry*, 1<sup>st</sup> edition, Stephen D. Chastain, Jacksonville.
- Ullmann, F., (1995), *Copper*, CISTI Document. *In: Ullmann’s Ency-clopaedia of Industrial Chemistry*, vol. A7, VCH, pp. 471–524.
- Ullmann, F., (2001), *Copper*, CISTI Document. *In: Ullmann’s Ency-clopaedia of Industrial Chemistry*.

United State Geological Survey (USGS), (2012), *Mineral Year Book 2010 Copper (Advance Release)*, U.S Department of the Interior dan U.S Geological Survey, USA.

Upadhyaya, S.G., Dube, K.R., (1977), *Problems in Metallurgical Thermodynamics and Kinetics*, 1<sup>st</sup> edition, Pergamon Press, Oxford.

Zivkovic, Z., Mitevska, N., Mihajlovic, I., Nikolic D., (2009), "The Influence of The Silicate Slag Composition on Copper Losses During Smelting of The Sulfide Concentrates". *Journal of Mining and Metallurgy, Section B: Metallurgy*, 45: p. 23 - 24.

## BIODATA PENULIS



**Fakhreza Abdul**, pria kelahiran Nganjuk, 17 Februari 1991, merupakan putra pertama dari pasangan Abdul Jalal dan Nur Wahyuningsih. Memulai pendidikan formalnya di TK Chandra Kirana Nganjuk. Pendidikan selanjutnya yaitu di SDN Ganung Kidul I Nganjuk, SMPN 1 Nganjuk, SMAN 1 Nganjuk, dan kemudian melanjutkan studi Sarjana dan Pascasarjana di Jurusan Teknik Material dan Metalurgi ITS Surabaya.

Penulis pernah tercatat sebagai Asisten Laboratorium Kimia Analitik, Koordinator Asisten Laboratorium Material Inovatif, Asisten Dosen Fisika Dasar II, serta Asisten Dosen Perpindahan Panas. Selain itu juga tercatat sebagai Kepala Dept. Kesejahteraan Mahasiswa Himpunan Mahasiswa Teknik Material (HMMT ITS) periode 2011/2012. Berkat Rahmat Allah SWT, penulis dapat menyelesaikan tesis pada bidang Metalurgi ekstraksi yang berjudul “STUDI PENGARUH RASIO *FEED MATERIALS* UNTUK *SMEETING* MINERAL TEMBAGA KARBONAT MENGGUNAKAN *MINI BLAST FURNACE (MBF)*”.

E – mail : fakhrezaabdul@gmail.com  
Alamat : Jl. Barito I No. 38, Nganjuk  
Telepon : 0856 458 458 32