

TUGAS AKHIR - TL184834

ANALISA PENGARUH RASIO ARANG DAN BATUBARA TERHADAP KADAR Ni, KEKUATAN, DAN PEROLEHAN SINTER PADA PROSES SINTERING BIJIH NIKEL LATERIT

ALDI PUTRA RIYANTO
NRP. 0251154000054

Dosen Pembimbing
Sungging Pintowantoro, Ph.D
Fakhreza Abdul, S.T., M.T

DEPARTEMEN TEKNIK MATERIAL
Fakultas Teknologi Industri
Institut Teknologi Sepuluh Nopember
Surabaya 2019



TUGAS AKHIR - TL184834

**ANALISA PENGARUH RASIO ARANG DAN
BATUBARA TERHADAP KADAR Ni, KEKUATAN,
DAN PEROLEHAN SINTER PADA PROSES
SINTERING BIJIH NIKEL LATERIT**

**ALDI PUTRA RIYANTO
NRP.0251154000054**

**Dosen Pembimbing
Sungging Pintowantoro, Ph.D
Fakhreza Abdul,S.T.,M.T**

**DEPARTEMEN TEKNIK MATERIAL
Fakultas Teknologi Industri
Institut Teknologi Sepuluh Nopember
Surabaya 2019**

(Halaman ini sengaja dikosongkan)



FINAL PROJECT TL184834

THE EFFECT OF CHARCOAL AND COAL RATIO TO NI CONTENT, SINTER STRENGTH AND YIELD SINTER AT LATERITE NICKEL ORE PROCESS

**ALDI PUTRA RIYANTO NRP
0251154000054**

**Advisors :
Sungging Pintowantoro, Ph.D
Fakhreza Abdul, S.T., M.T**

**MATERIALS ENGINEERING DEPARTMENT
Faculty of Industrial Technology
Sepuluh Nopember Institute of Technology
Surabaya 2019**

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

**ANALISA PENGARUH RASIO ARANG DAN BATUBARA
TERHADAP KADAR Ni, KEKUATAN, DAN PEROLEHAN
SINTER PADA PROSES SINTERING BIJIH NIKEL LATERIT**

TUGAS AKHIR

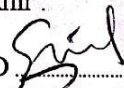

Diajukan Untuk Memenuhi Salah Satu Syarat
Memperoleh Gelar Sarjana Teknik
pada
Bidang Studi Metalurgi Ekstraksi
Program Studi S-1 Departemen Teknik Material
Fakultas Teknologi Industri
Institut Teknologi Sepuluh Nopember

Oleh :

ALDI PUTRA RIYANTO

NRP. 0251154000054

Disetujui oleh Tim Penguji Tugas Akhir :

1. Sungging Pintowantoro, Ph.D.  (Pembimbing I)
2. Fakhreza Abdul, S.T., M.T.  (Pembimbing II)



(Halaman ini sengaja dikosongkan)

ANALISA PENGARUH RASIO ARANG DAN BATUBARA TERHADAP KADAR Ni, KEKUATAN DAN PEROLEHAN SINTER PADA PROSES SINTERING BIJIH NIKEL LATERIT

Nama Mahasiswa : Aldi Putra Riyanto
NRP : 0251154000054
Departemen : Departemen Teknik Material
Dosen Pembimbing I : Sungging Pintowantoro., Ph.D.
Dosen Pembimbing II : Fakhreza Abdul S.T., M.T.

Abstrak

Nikel adalah unsur paduan utama dari stainless steel, dan mengalami pertumbuhan penggunaan yang sangat cepat seiring dengan peningkatan permintaan stainless steel. Bijih nikel dapat diklasifikasikan menjadi dua jenis yaitu bijih nikel sulfida dan bijih nikel laterit. Namun saat ini ketersediaan bijih nikel sulfida semakin menipis seiring dengan meningkatnya permintaan stainless steel. Maka dari itu akan sangat bijaksana untuk mengoptimalkan pemanfaatan bijih nikel laterit. Akan tetapi perlu proses pre treatment pada nikel laterit untuk mendapatkan sifat yang sesuai untuk diumpankan ke blast furnace, yaitu dengan dilakukan proses sintering. Penelitian sintering yang dilakukan ini menggunakan bahan bakar arang dan batubara ,dimana dalam penggunaannya nanti akan divariasikan rasio antara arang dan batubara. Penggunaan arang lebih ramah lingkungan dari pada batubara oleh karena itu penelitian ini bertujuan untuk mendapatkan rasio bahan bakar arang dan batubara yang optimal untuk proses sintering sehingga sesuai untuk diumpankan ke blast furnace. Laju perubahan rasio batubara dan arang yang digunakan sebesar 0%, 25%, 50%, 75%, dan 100%. Untuk menentukan kebutuhan sintering mix terhadap bahan-bahan yang digunakan dalam proses sintering terlebih dahulu dilakukan penentuan neraca massa dan neraca panas. Selanjutnya dilakukan perhitungan perolehan sinter dan pengujian EDX, XRD serta Drop test untuk mengetahui kadar Ni, senyawa dalam sinter dan kekuatan sinter. Kekuatan sinter yang didapat dari variabel satu hingga lima adalah 49,24% , 59,98% , 62,95% , 63,52% dan 72,21%. Sementara yield

sinter didapatkan dari variabel pertama hingga kelima yaitu 49,23% , 60,51% , 72,80% , 76,82% , dan 78,59%. Kadar Ni yang didapatkan dari variabel pertama hingga variabel kelima adalah 2,5% , 2,52% , 2,63% , 2,68% , dan 2,8%. Untuk senyawa yang terdapat dalam produk sinter adalah *pyroxene*, *diopside*, *hedenbergite*, *olivine*, *magnetite*, *magnesiochromite*, *nickel iron oxide*, *quartz*.

Kata kunci : Sintering, Nikel Laterit, Kekuatan Sinter, Sinter Yield.

THE EFFECT OF CHARCOAL AND COAL RATIO TO NI CONTENT, SINTER STRENGTH AND YIELD SINTER AT LATERITE NICKEL ORE PROCESS

Nama Mahasiswa : Aldi Putra Riyanto
NRP : 0251154000054
Departemen : Departemen Teknik Material
Advisor I : Sungging Pintowantoro., Ph.D.
Advisor II : Fakhreza Abdul S.T., M.T.

Abstract

Nickel is the main alloying element of stainless steel, and has experienced very fast usage growth along with the increased demand for stainless steel. Nickel ore can be classified into two types, there are nickel sulphide ore and laterite nickel ore. However, currently the availability of nickel sulfide ore is running low as the demand for stainless steel increases. Therefore, it would be wise to optimize the use of laterite nickel ore. But a pre-treatment process for laterite nickel is needed to obtain the appropriate properties to be fed to the blast furnace. The process is namely sintering. The fuel used in the sintering process this time is charcoal and coal, in which the ratio will be varied between the charcoal and coal. The use of charcoal produces less SO_x and NO_x gas than coal, therefore this study aims to obtain the optimal ratio of charcoal and coal to the sintering process so that it is suitable for feeding into the blast furnace. The rate of change in the ratio of coal and charcoal used is 0%, 25%, 50%, 75%, 100%. To determine the mix sintering needs of the materials used in the sintering process, the mass balance and heat balance are determined first. Then the sintered yield is calculated and the EDX, XRD and Drop tests were tested to determine the content of Ni, phases in sinter product and sintered strength. Sintered strength obtained from variables one to five is 49.24%, 59.98%, 62.95%, 63.52%, dan 72.21%. While the sintered yield is obtained from the first to the fifth variable which is 49.23%, 60.51%, 72.80%, 76.82%, and 78.59%. The Ni content obtained from the first variable to the fifth variable is

2.5% , 2.52% , 2.63% , 2.68% ,and 2.8%. For compoud contained in sintered products are pyroxene, diopside, hedenbergite, olivine, magnetite, magnesiochromite, nickel iron oxide, quartz.

Keywords: Sintering, Laterite Nickel, Sintered Strength, Sintered Yield.

KATA PENGANTAR

Puji syukur kehadiran Allah SWT yang telah memberikan nikmat dan rahmat-Nya sehingga penulis dapat menyelesaikan Tugas Akhir pada Departemen Teknik Material FTI-ITS yang berjudul “**Analisa Pengaruh Rasio Arang dan Batubara Terhadap Kadar Ni, Kekuatan Sinter dan Perolehan Sinter Pada Proses Sintering Bijih Nikel Laterit**”. Tugas Akhir ini disusun untuk memenuhi persyaratan studi yang harus diambil oleh mahasiswa Departemen Teknik Material FTI-ITS.

Dengan terbentuknya laporan tugas akhir ini, ucapan terimakasih penulis sampaikan kepada semua pihak yang telah membantu penulis selama rangkaian penyelesaian tugas akhir, diantaranya kepada:

1. Bapak Sungging Pintowantoro, Ph.D selaku Dosen Pembimbing yang telah banyak memberikan arahan dan dukungan dalam menyelesaikan Tugas Akhir.
2. Bapak Fakhreza Abdul, S.T. M.T selaku dosen pembimbing yang telah menuangkan segala bimbingan, ilmu dan pelajaran mengenai tugas akhir dan kehidupan.
3. Bapak Dr. Agung Purniawan, S.T, M.T selaku ketua Departemen Teknik Material FTI ITS
4. Seluruh dosen dan karyawan Departemen Teknik Material FTI-ITS atas ilmu dan bantuan yang sudah diberikan selama perkuliahan.

Penulis berharap Tugas Akhir ini dapat bermanfaat bagi seluruh pihak yang membaca. Penulis juga menyadari masih terdapat banyak kekurangan dalam penulisan Tugas Akhir ini, sehingga penulis sangat menerima kritik dan saran dari para pembaca yang dapat membangun demi kesempurnaan Tugas Akhir ini.

Surabaya, 4 Jul 2019
Penulis

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

DAFTAR ISI

HALAMAN JUDUL	i
LEMBAR PENGESAHAN	vii
ABSTRAK	vii
KATA PENGANTAR	xi
DAFTAR ISI	xiii
DAFTAR GAMBAR	xv
DAFTAR TABEL	xvii
BAB I PENDAHULUAN	
1.1 Latar Belakang	1
1.2 Rumusan Masalah	3
1.3 Batasan Masalah.....	4
1.4 Tujuan Penelitian.....	4
1.5 Manfaat Penelitian.....	4
BAB II TINJAUAN PUSTAKA	
2.1 Nikel	7
2.2 Nikel Laterit	9
2.3 Arang.....	12
2.4 Batubara.....	14
2.5 <i>Limestone</i>	16
2.6 Pengolahan Bijih Nikel Laterit	18
2.7 Proses <i>Sintering</i>	21
2.8 Kualitas <i>Sinter</i>	22
2.9 Termodinamika <i>Sintering</i> Nikel Laterit	25
2.10 Aerodinamika <i>Sintering</i>	29
2.11 Penelitian Sebelumnya	31
BAB III METODOLOGI	
3.1 Diagram Alir Penelitian.....	35
3.2 Bahan Penelitian.....	36
3.2.1 Bijih Nikel Laterit.....	37
3.2.2 Arang.....	37
3.2.4 Batubara.....	37
3.2.5 <i>Limestone</i>	37
3.3 Peralatan Penelitian	38
3.3.1 Sintering Bed Furnace	38

3.3.2	Timbangan Digital	39
3.3.3	Ayakan	39
3.3.4	<i>Thermocouple</i> dan <i>Thermometer Infrared</i>	39
3.3.5	<i>Blower</i>	40
3.3.6	Anemometer	40
3.4	Pelaksanaan Penelitian	41
3.4.1	Persiapan Bahan	41
3.4.2	Proses <i>Sintering</i>	41
3.5	Pengujian Penelitian	42
3.5.1	Pengujian EDX	42
3.5.2	Pengujian XRD	43
3.5.3	<i>Drop Test</i>	44
3.5.4	<i>Proximate Analysis</i>	45
3.5.5	Rancangan Penelitian	48
BAB IV HASIL DAN PEMBAHASAN		
4.1	Karakterisasi <i>Raw Material</i>	51
4.1.1	Karakterisasi Bijih Nikel Laterit	51
4.1.2	Karakterisasi Arang	52
4.1.3	Karakterisasi Batubara	53
4.1.4	Karakterisasi <i>Limestone</i>	54
4.2	Pengaruh Rasio Arang dan Batubara Terhadap Kadar Ni	55
4.3	Pengaruh Rasio Arang & Batubara Terhadap Senyawa Produk	58
4.4	Pengaruh Rasio Arang dan Batubara Terhadap Kekuatan <i>Sinter</i>	65
4.5	Pengaruh Rasio Arang dan Batubara Terhadap Perolehan <i>Sinter</i>	70
BAB V KESIMPULAN DAN SARAN		
5.1	Kesimpulan	75
5.2	Saran	75
DAFTAR PUSTAKA		77
LAMPIRAN		81
UCAPAN TERIMAKASIH		109
BIODATA PENULIS		111

DAFTAR GAMBAR

Gambar 2.1	Grafik Sumber Daya dan Produksi Nikel.....	8
Gambar 2.2	Arang Kayu	13
Gambar 2.3	Batubara	15
Gambar 2.4	<i>Limestone</i>	17
Gambar 2.5	Proses Pengolahan Nikel Laterit	18
Gambar 2.6	Pengolahan Laterit Limonitik dan Saprolitik	21
Gambar 2.7	Zona-zona <i>Sintering</i>	22
Gambar 2.8	Dimensi Alat Uji <i>Drop Test</i>	23
Gambar 2.9	Diagram Ellingham	26
Gambar 2.10	(a) Fixed bed (b) Minimum fluidized bed (c) Uniform fluidized bed.....	30
Gambar 3. 1	Diagram Alir	36
Gambar 3.2	Bijih Nikel Laterit	37
Gambar 3.3	<i>Sintering Bed Furnace</i>	38
Gambar 3.4	Timbangan Digital	39
Gambar 3.5	Ayakan 50 mesh.....	39
Gambar 3.6	<i>Thermocouple dan Thermometer Infrared</i>	40
Gambar 3.7	<i>Blower</i>	40
Gambar 3.8	Anemometer	41
Gambar 3.9	Alat Uji EDX.....	43
Gambar 3.10	Alat Uji XRD	44
Gambar 3.11	Alat Uji <i>Drop Test</i>	45
Gambar 4.1	Hasil Pengujian XRD Bijih Nikel Laterit	52
Gambar 4.2	Hasil Pengujian XRD <i>Limestone</i>	55
Gambar 4.3	Kadar Nikel Pada Produk <i>Sinter</i>	56
Gambar 4.4	Hasil Pengujian XRD Hasil <i>Sinter</i>	59
Gambar 4.5	Grafik Nilai Shatter Index Hasil Sinter	66
Gambar 4.6	Grafik % <i>Sinter Yield</i> Hasil Proses Sintering.....	71

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

DAFTAR TABEL

Tabel 2.1	Klasifikasi dan Komposisi dari Bijih Nikel Laterit	10
Tabel 2.2	Syarat Mutu Arang Menurut SNI 01-1683-1989	14
Tabel 2.3	Coal Typical Content	16
Tabel 2.4	Kualitas <i>Sinter</i>	25
Tabel 3.1	Dimensi <i>Sintering Bed Furnace</i>	38
Tabel 3.2	Rancangan Penelitian.....	49
Tabel 3.3	Target <i>Sintering</i>	50
Tabel 4.1	Hasil Pengujian EDX Bijih Nikel Laterit	51
Tabel 4.2	Hasil Pengujian <i>Proximate Analysis</i> Arang	53
Tabel 4.3	Hasil Pengujian <i>Proximate Analysis</i> Batubara	54
Tabel 4.4	Hasil Pengujian EDX <i>Limestone</i>	54
Tabel 4.5	Tabel Anova Pengaruh Terhadap Kadar Ni.....	58
Tabel 4.6	Identifikasi Senyawa pada Produk <i>Sinter</i>	60
Tabel 4.7	Identifikasi Tiap Peak pada Garafik XRD	61
Tabel 4.8	Nilai <i>Shatter Index</i> Tiap Sampel.....	66
Tabel 4.9	Tabel Anova Pengaruh Terhadap <i>Shatter Index</i>	69
Tabel 4.10	Perhitungan % <i>Sinter Yield</i> Hasil Proses <i>Sintering</i>	70
Tabel 4.11	Tabel Anova Pengaruh Terhadap <i>Yield Sinter</i>	72

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

BAB I

PENDAHULUAN

1.1 Latar Belakang

Nikel adalah unsur paduan utama dari stainless steel, dan mengalami pertumbuhan penggunaan yang sangat cepat seiring dengan peningkatan permintaan stainless steel. Saat ini lebih dari 65% nikel digunakan dalam industri stainless steel, dan sekitar 12% digunakan dalam industri manufaktur super alloy atau nonmetal alloy. (Moskalyk, R.R. dan Alfantazi, A.M. 2002). Dengan total konsumsi sekitar dua juta ton per tahun yang mana pertumbuhannya cepat sejak tahun 1940 maka nikel menjadi logam yang sangat penting. (Mackey 2011). Bijih nikel dapat diklasifikasikan menjadi dua jenis yaitu bijih nikel sulfida dan bijih nikel laterit (oksida dan silikat), sekitar 70% cadangan nikel tersedia dalam bentuk nikel laterit dan 30% cadangan nikel sisanya tersedia dalam bentuk nikel sulfida. (Janwong 2012). Indonesia sendiri merupakan salah satu negara penghasil nikel di dunia dari jenis lateritik yang mana di Indonesia terdapat cadangan nikel laterit sebesar 15,7% dari jumlah cadangan nikel laterit di dunia. Dengan jumlah tersebut menjadikan Indonesia sebagai negara dengan jumlah cadangan nikel laterit terbanyak ketiga setelah New Caledonia dengan jumlah cadangan sebesar 22,9% dan Filipina dengan jumlah cadangan nikel laterit sebesar 17,4%. (Zhai, Y.C., et al. 2010). Sehingga hal ini perlu dicatat bahwasanya belakangan ini bijih nikel laterit dirasa lebih menarik untuk produksi nikel mengingat karena jumlah bijih nikel sulfida yang memiliki kadar tinggi telah berkurang. Maka dari itu melihat cadangan bijih nikel sulfida yang mulai menipis, akan sangat bijaksana untuk mengoptimalkan proses ekstraksi nikel dari bijih nikel laterit. Adapun proses alternatif dalam pengolahan bijih nikel yang kini sedang dikembangkan adalah pembuatan ferronikel dengan blast furnace.

Proses pengolahan bijih nikel laterit yang mana memiliki kandungan nikel diatas 1,5% yaitu menggunakan proses pirometalurgi. (Yopy, Iwan D. dan Soesaptri O 2014). Akan tetapi bijih nikel laterit yang memiliki kadar lebih rendah

dibandingkan dengan bijih nikel sulfida memunculkan tantangan besar dalam pengolahannya dengan proses pirometalurgi. Selain itu salah satu faktor yang perlu diperhatikan adalah kekuatan bijih yang mana akan digunakan sebagai umpan pada tanur tiup agar proses peleburan yang terjadi pada tanur tiup berlangsung optimal. Oleh karena itu diperlukan *pre-treatment* sebelum dimasukkan ke tanur tiup.

Adapun proses untuk meningkatkan *grade* bijih nikel laterit yaitu *sintering*. Sintering merupakan proses agglomerasi termal (1300-1480°C) dari campuran mineral bijih besi (0,5-8mm), produk sampingan dari industri pembuatan besi dan baja, fluks, elemen pembentuk slag, dan bahan bakar fosil (kokas). Tujuan dari proses sintering yang mana campuran dari bahan yang digunakan akan menyatu sebagian pada temperatur tinggi membentuk gumpalan hasil sinter. Dari hasil sintering diharapkan didapatkan produk sinter dengan ukuran 12-35mm, memiliki panas, sifat fisik, sifat kimia, dan sifat mekanik yang sesuai untuk diumpankan ke dalam BlastFurnace. Selain untuk menggumpalkan bijih yang halus, proses sintering ini bertujuan untuk menghilangkan kadar air yang ada pada campuran bijih, batu bara, dan fluks pada waktu yang bersamaan. Hal ini menimbulkan efek yang baik sehingga energi yang dibutuhkan untuk mereduksi bijih nikel laterit akan lebih sedikit (Fernández-González, et al. 2017). Maka dari itu proses sintering banyak digunakan di industri pembuatan baja.

Saat produk *sinter* akan dimasukkan ke dalam *Blast Furnace* diharapkan telah memenuhi parameter tolak ukur kualitas produk *sinter* seperti kekuatan *sinter*, komposisi kimia *sinter*, distribusi ukuran *sinter*. Produk *sinter* harus memiliki kekuatan tinggi yang mana bisa dinilai dengan *shatter index* supaya produk *sinter* tidak hancur saat diumpankan ke dalam Blast Furnace. Selain itu komposisi kimia dari produk *sinter* diharapkan memiliki kandungan Fe yang tinggi serta logam berharga lainnya dan kadar *gangue* yang rendah. Dikarenakan produk *sinter* akan diumpankan ke dalam Blast Furnace maka ukurannya harus 12-35 mm. Sedangkan produk *sinter* yang masih

berukuran lebih besar akan dimasukkan ke dalam *crusher* untuk diperkecil ukurannya. Sebaliknya produk *sinter* yang ukurannya kurang dari 5 mm akan *disinter* ulang untuk mendapatkan ukuran yang sesuai. Maka dari itu mengontrol kualitas dan produktivitas produk *sinter* sangat penting karena memungkinkan Blast Furnace beroperasi dengan laju bahan bakar rendah, operasi yang stabil dan efisien, dan menguntungkan secara ekonomi.

Lovel, dkk (2006) melakukan penelitian tentang *sintering iron ore* dengan menggunakan arang. Dari penelitian digunakan empat jenis bahan bakar untuk proses *sintering* yaitu *coke* jenis 1, *coke* jenis 2, arang 50% dan *coke* 50%, arang. Dengan mengganti *coke* dengan arang diketahui dapat mereduksi emisi gas rumah kaca yaitu SO_x dan NO_x . Dari hasil penelitian didapatkan Tumble Index (digunakan untuk mengukur kekuatan *sinter*) paling tinggi pada *coke* jenis 1. Penggunaan arang pada proses *sintering* ternyata mempunyai efek dapat menurunkan kekuatan *sinter* dan penambahan arang diketahui menurunkan Tumble Index. Dengan meningkatkan laju bahan bakar yang digunakan, hal tersebut bisa digunakan untuk mendapatkan *return fines ratio* yang seimbang sehingga kualitas *sinter* juga meningkat. Rasio *return fines* yang seimbang menunjukkan bahwa produk *sinter* memiliki ikatan granules yang kuat.

1.2 Rumusan Masalah

Rumusan masalah dalam penelitian ini adalah:

1. Bagaimana pengaruh rasio arang dan batu bara terhadap kadar Ni *sinter* yang dihasilkan pada proses *sintering* bijih nikel laterit ?
2. Bagaimana pengaruh rasio arang dan batu bara terhadap kandungan senyawa dalam *sinter* yang dihasilkan pada proses *sintering* bijih nikel laterit ?
3. Bagaimana pengaruh rasio arang dan batu bara terhadap kekuatan *sinter* yang dihasilkan pada proses *sintering* bijih nikel laterit ?

4. Bagaimana pengaruh rasio arang dan batu bara terhadap perolehan *sinter* yang dihasilkan pada proses *sintering* bijih nikel laterit ?

1.3 Batasan Masalah

Untuk menganalisis masalah pada penelitian ini terdapat beberapa batasan masalah, antara lain:

1. Komposisi bijih nikel laterit, arang, batu bara, dan *limestone* yang digunakan diasumsikan homogen.
2. Kadar air dalam bijih nikel laterit, *limestone*, arang, dan batubara dianggap homogen dan tidak berpengaruh
3. Waktu proses *sintering* saat pemanasan dianggap sama.
4. Desain *bed* diasumsikan sudah baik
5. Laju aliran udara pada celah dianggap homogen.
6. Tebal *bed* dari *feed material* dianggap sama.
7. *Limestone* yang digunakan berasal dari Sulawesi Tenggara
8. Arang
9. Bijih Nikel Laterit yang digunakan berasal dari Sulawesi Tenggara

1.4 Tujuan Penelitian

Tujuan penelitian ini adalah:

1. Menganalisa pengaruh rasio arang dan batu bara terhadap kadar Ni *sinter* pada proses *sintering* bijih nikel laterit.
2. Menganalisa pengaruh rasio arang dan batu bara terhadap kandungan senyawa dalam *sinter* yang dihasilkan pada proses *sintering* bijih nikel laterit.
3. Menganalisa pengaruh rasio arang dan batu bara terhadap kekuatan *sinter* pada proses *sintering* bijih nikel laterit.
4. Menganalisa pengaruh rasio arang dan batu bara terhadap perolehan *sinter* pada proses *sintering* bijih nikel laterit.

1.5 Manfaat Penelitian

Dari Penelitian ini diharapkan memberikan manfaat yaitu untuk memberikan informasi empiris dari parameter proses (variasi massa campuran arang dan batu bara) yang optimal untuk

meningkatkan kekuatan dan perolehan *sinter* serta kadar nikel pada proses *sintering* bijih nikel laterit yang berasal dari Sulawesi Tenggara menggunakan *sintering furnace*.

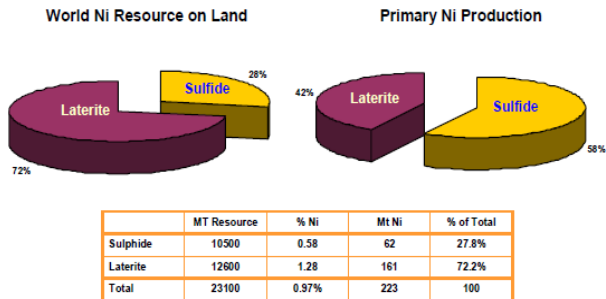
(Halaman ini sengaja dikosongkan)

BAB II

TINJAUAN PUSTAKA

2.1 Nikel

Nikel menjadi salah satu mineral yang bumi yang memiliki cadangan yang berlimpah. Di Indonesia sendiri potensi sumber daya mineral nikel mencapai 1.878.550.000 ton dengan kandungan unsur nikel rata-rata 1,45%. Sumber daya mineral nikel yang dimiliki Indonesia berdasarkan data terakhir dari Badan Geologi Kementerian ESDM menunjukkan jumlah yang mencapai 2.633 juta ton ore dengan cadangan nikel sebesar 1.577 juta ton ore yang tersebar di Kalimantan, Papua, Maluku, Sulawesi. (ESDM,2012). Di dunia nikel juga tersebar di beberapa negara seperti Kanada, Rusia, Australia, Carribean, New Caledonia dan sebagian Asia. (Mudd 2010). Nikel mempunyai sifat tahan karat. Dalam keadaan murni, nikel bersifat lembek, tetapi jika dipadukan dengan besi, krom, dan logam lainnya, dapat membentuk baja tahan karat yang keras. Nikel merupakan logam penting dan mempunyai banyak kegunaan. Penggunaan nikel sangat beragam, baik nikel primer (produk nikel yang berasal dari pemrosesan bijih nikel) maupun nikel sekunder (produk nikel yang berasal dari pemrosesan nikel primer). Sebanyak 48% nikel primer digunakan untuk produksi baja tahan karat (*stainless steel*) dan baja paduan, 39% digunakan untuk produksi paduan non besi (*nonferrous alloy*) dan *superalloy* dan 10% untuk elektroplating. Sedangkan untuk nikel sekunder, 30% digunakan untuk transportasi, 14% digunakan untuk produksi produk-produk metal, 12% untuk peralatan elektronik, 10% digunakan pada industri petroleum, dan masing-masing 8% digunakan pada industri kimia, konstruksi, peralatan rumah tangga dan industri mesin. (Wahyu Mayangsari dan Agus Budi Prasetyo 2016).



Gambar 2. 1 Grafik Sumber Daya dan Produksi Nikel
(Dalvi, Bacon dan Osborne, 2004)

Berdasarkan pembentukannya, bijih nikel diklasifikasikan menjadi dua, yaitu sulfida dan laterit. Bijih nikel dapat diklasifikasikan dalam dua kelompok yaitu bijih sulfida dan bijih laterit (oksida dan silikat). Meskipun 70% dari tambang nikel berbasis bijih laterit, tetapi 60% dari produksi primer nikel berasal dari bijih sulfida. (Supriadi 2007). Jenis sulfida terbentuk ribuan meter di bawah permukaan bumi oleh reaksi sulfur dengan batuan yang mengandung nikel. Jenis laterit terbentuk dalam waktu yang lama sebagai hasil pelapukan batuan yang mengandung nikel dan menghasilkan nikel yang terdeposit lagi pada pembentukan oksida atau silikat. Beberapa jenis nikel laterit antara lain adalah limonit, asbolit: (1 – 1,70% Ni, 0,10 – 0,20 % Co), nontronit: (1 - 5% Ni, 0,05% Co), serpentin: (1,50 - 10% Ni, 0,05 – 0,10 % Co) dan garnierit: (10 - 20% Ni, 0,05 – 0,10 % Co). (Dalvi, Bacon dan Osborne 2004). Terdapat perbedaan komposisi antara bijih nikel sulfida dan oksida. Bijih nikel oksida memiliki kandungan nikel sebesar 3% Ni, biasanya disertai dengan adanya sejumlah unsur Co. Bijih nikel jenis ini mengandung sejumlah moisture yang cukup banyak dan mengikat air membentuk hidroksida. Dalam beberapa kasus kandungan air mencapai hingga 45%wt. Sedangkan pada bijih nikel sulfida, kandungan nikel mencapai 2%Ni dan biasanya disertai dengan logam

tembaga (Cu), kobalt (Co) dan besi sulfida (Fe sulfide). Adapun logam mulia yang ikut hadir di dalam bijih nikel jenis ini seperti Arsenik (As), Selerium (Se), Tellerium (Te) dan lain-lain. Melalui teknik mineral *dressing* bijih nikel sulfida bisa terkonsentrasi hingga mencapai kadar 6-20% Cu-Ni. (Diaz, C.M, et al. 1988).

2.2 Nikel Laterit

Dalam beberapa tahun terakhir permintaan *stainless steel* mengalami peningkatan yang pesat dimana hal itu menyebabkan peningkatan secara dramatis dalam produksi nikel dengan tingkat peningkatan mencapai 4,7% per tahun. (Norgate, T. dan Jahanshahi, S. 2010). Saat ini sekitar 60% dari produksi primer nikel berasal dari bijih sulfida meskipun 70% dari tambang nikel adalah berbasis bijih nikel laterit. Dikarenakan cadangan bijih nikel sulfida yang saat ini jumlahnya tidak sebanding dengan terus meningkatnya permintaan produksi nikel, hal ini menyebabkan tantangan yang nyata bagi penambang bijih sulfida. Bijih nikel laterit yang dikatakan jumlahnya mencapai 70% dari total ketersediaan bijih nikel di seluruh dunia secara otomatis akan menjadi pilihan selanjutnya bagi industri dalam memproduksi nikel. Selain itu adapun faktor-faktor lain yang mana di masa depan bijih nikel laterit akan mendominasi diantaranya adalah biaya produksi nikel dari bijih nikel laterit yang lebih rendah karena penambangannya yang lebih rendah dibanding penambangan bijih sulfida yang terletak pada hard rock. Dan dilihat dari faktor teknologi ada cara yang dapat membuat proses produksi nikel berbasis laterit lebih menguntungkan melalui pengurangan biaya produksi dan peningkatan pendapatan oleh produk. Sehingga membuat produksi nikel berbasis laterit lebih ekonomis dan kompetitif. Selanjutnya adalah faktor lingkungan dimana produksi nikel dari bijih nikel sulfida lebih mencemari lingkungan dibandingkan dengan bijih nikel laterit karena menghasilkan emisi sulfur (Li 1999).

Bijih nikel laterit biasanya terdapat di daerah tropis atau sub-tropis yang terdiri dari pelapukan batuan ultramafik yang

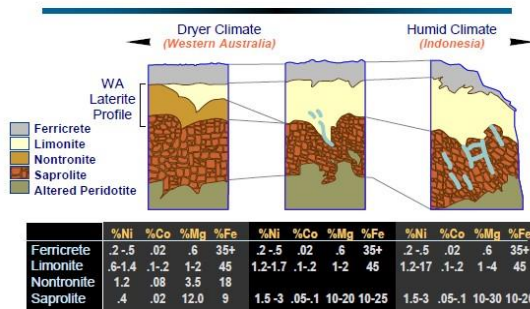
mengandung zat besi dan magnesium dalam tingkat tinggi. Deposit tersebut biasanya menunjukkan lapisan yang berbeda karena kondisi cuaca. Lapisan pertama adalah lapisan yang kaya silika dan yang kedua adalah lapisan limonit didominasi oleh gutit [FeO(OH)] dan hematit (Fe₂O₃). Lapisan berikutnya adalah saprolit [(Ni,Mg)SiO₃.nH₂O)] yaitu lapisan yang kaya magnesium dan elemen basal. Lapisan terakhir adalah batuan dasar yang berubah dan tidak berubah. Antara lapisan saprolit dan limonit biasanya ada lapisan transisi yang kaya magnesium (10-20% Mg) dengan besi yang disebut serpentine [Mg₃Si₂O₅(OH)]. (Yildirim, et al. 2013).

Dengan semakin menipisnya sumber daya bijih nikel sulfida yang ada saat ini menyebabkan bijih nikel laterit semakin mendapat perhatian. Bijih nikel laterit merupakan produk residu yang berasal dari pelapukan kimia batuan yang kaya akan *olivine* dan turunan metamorf yang mana memiliki kandungan utama Ni. Endapan bijih nikel laterit yang ada di bumi dapat dibagi menjadi tiga lapisan berdasarkan kedalaman dan kandungan mineraloginya. Lapisan pertama yang berada di paling atas dari endapan disebut bijih nikel laterit tipe limonit dengan kandungan Fe yang tinggi dimana kandungan Ni dan limonit juga ada di dalamnya. Lapisan paling bawah dari endapan disebut dengan bijih nikel laterit tipe garnierite yang kaya akan kandungan silikat dimana nikel serta silikat juga terkandung di dalamnya membentuk garnierit. Lalu lapisan diantara limonit dan garnierit disebut dengan bijih nikel laterit tipe transisi. Klasifikasi dan komposisi dari tiga tipe bijih nikel laterit ditunjukkan pada tabel 2.1. (Bangsheng Zhang, dkk, 2012).

Tabel 2. 1 Klasifikasi dan Komposisi dari Bijih Nikel Laterit

Tipe	Ni	Co	Fe	MgO	SiO ₂
Tipe Limonit	0,8-1,5	0,1-0,2	40-50	0,5-5	10-30
Tipe Transisi	1,5-2	0,02-0,1	25-40	5-15	10-30
Tipe Garnierit	1,5-3	0,02-0,1	10-25	15-35	30-50

Kedalaman profil bijih laterit biasanya berada pada kedalaman 6 sampai 15 meter dari permukaan seperti pada Gambar 2.2. Di beberapa tempat, kedalaman profilnya bisa mencapai kedalaman hingga 60 meter di bawah permukaan. Menurut penelitian yang dilakukan oleh Tardy dan Nahon (1985), laju proses laterisasi berlangsung sebanyak 22 mm per 1000 tahun. Dan oleh sebab itu, proses terbentuknya deposit bijih laterit di dalam kulit bumi dapat berlangsung hingga lebih dari satu juta tahun



Gambar 2. 2 Profil Nikel Laterit (Dalvi, Bacon dan Osborne, 2004)

Adapun bijih nikel laterit dapat diklasifikasikan ke dalam tiga tipe utama berdasarkan komposisi dan mineralogi pada lapisan profilnya (Mudd 2010) yaitu:

- a. Tipe limonitik ; yaitu salah satu tipe bijih nikel laterit yang kaya kandungan akan logam besi (Fe), tetapi habis di dalam silika dan magnesium (15-23% atau lebih tinggi dari Fe, MgO < 10%). Limonit umumnya mengandung senyawa besi oksida berupa *Goethite* (α -FeO·OH) sebagai konstituen yang dominan. Nikel laterit tipe limonit juga biasanya kaya kandungan kobalt (Co) dan krom (Cr). Senyawa besi oksida yang terkandung di dalam laterit memiliki struktur kristalin yang buruk dengan ukuran kristal nanometrik dan memiliki area permukaan yang

- besar. Karakteristik tersebut dapat mengakibatkan penyerapan ion dalam jumlah yang besar, khususnya ion Al^{3+} dari dalam tanah. Sehingga, senyawa besi oksida jarang terbentuk dalam bentuk senyawa murni di dalam laterit, karena ion tersebut dapat mengikat logam Fe.
- b. Tipe saprolitik ; atau yang biasa disebut sebagai *garnierite* atau *serpentine*, mengandung sedikit logam besi (Fe), namun tinggi kandungan magnesium ($Fe < 12\%$ dan $MgO > 25\%$). Salah satu mineral paling penting yang mengandung logam nikel termasuk dalam kelompok *garnierite* berupa mineral *hydrous nickel-magnesium silicate*. Kandungan NiO di dalam mineral tersebut memberikan profil warna hijau. Berdasarkan perbandingan $(Mg+Ni)/Si$, mineral tersebut dibagi menjadi tiga sub kelompok, yaitu kelompok *serpentine* dan klorit dengan perbandingan $3/2$, dan kelompok berupa tanah liat (*clays*) dengan perbandingan $3/4$.
 - c. Nontronitik ; yaitu merupakan jenis menengah dan terletak diantara jenis limonitik dan saprolitik ($12-15\%$ Fe dan $25-35\%$ atau $10-25\%$ MgO).

2.3 Arang

Arang adalah bentuk tidak murni dari karbon grafitik yang diperoleh sebagai residu ketika material yang mengandung sebagian besar karbon dibakar dengan jumlah udara yang terbatas. (Claxton, 2014). Menurut Organisasi Pangan dan Pertanian Perserikatan Bangsa-Bangsa (FAO) mengatakan bahwa arang dapat diperoleh dari zat organik lain seperti tempurung kelapa dan tulang yang mana dapat menghasilkan arang yang berharga untuk penggunaan khusus akan tetapi di banyak negara berkembang yang paling sering digunakan untuk membuat arang adalah kayu. Ketika pemanasan berlangsung diusahakan agar tidak terjadi kebocoran udara di dalam ruangan pemanasan sehingga bahan yang mengandung karbon tersebut hanya terkarbonisasi dan tidak teroksidasi. Sifat kimia dan fisik dari arang sebagian tergantung dari proses karbonisasinya.



Gambar 2. 2 Arang Kayu

Sampai perang dunia kedua, arang masih digunakan di Swedia untuk membuat baja berkualitas tinggi. Dalam pembuatan baja arang bukan hanya digunakan untuk bahan bakar saja, tetapi sumber karbon dalam baja. Arang juga merupakan bahan bakar pereduksi yang sangat baik untuk produksi dan telah digunakan sejak zaman Romawi. Hal ini dikarenakan porositas dari arang yang sensitif terhadap aliran udara dan panas yang dihasilkan dapat dikontrol dengan laju aliran udara tersebut. (Olorunnishola, A.A.G dan Akintunde, M.A 2013). Mengurangi emisi gas rumah kaca sangat penting dilakukan saat ini mengingat perubahan iklim yang terjadi saat ini. Salah satu cara alternatif yang menjanjikan untuk mengurangi emisi gas CO₂ fosil dari proses-proses metalurgi yang dilakukan oleh industri adalah dengan menggunakan arang. Arang dapat digunakan sebagai pengganti batubara, dimana kandungan *fixed carbon* yang dibutuhkan dalam proses pembakaran *Sintering* tercukupi. Kandungan *fixed carbon* sangat menentukan dalam proses reduksi. Semakin tinggi kandungan *fixed carbon* maka pembakaran semakin maksimal.

Tabel 2. 2 Syarat Mutu Arang Menurut SNI 01-1683-1989

Parameter	Hasil	Unit	Standar Pengujian
Kelembapan Total (<i>Moisture</i>)	6	%, adb	ASTM D3173-11
Kadar Abu (<i>Ash</i>)	4	%, adb	ASTM D3174-12
Kadar Karbon Tetap (<i>Fixed Carbon</i>)	64,51	%, adb	ASTM D3172-13
Kadar Zat yang Mudah Menguap (<i>Volatile Matter</i>)	30	%, adb	ASTM D3175-11

2.4 Batubara

Batubara adalah bahan bakar fosil paling berlimpah yang tersedia saat ini di seluruh dunia. Tidak seperti batubara, sumber daya bahan bakar fosil memiliki jumlah yang terbatas. Diperkirakan bahwa batubara dapat bertahan lebih dari 500 tahun lagi. Estimasi ini didasarkan dari penggunaan batubara selama hampir 220 tahun. Batubara merupakan salah satu sumber energi di dunia yang terdiri dari campuran zat kimia organik kompleks yang mengandung karbon, oksigen, dan hidrogen dalam sebuah rantai karbon. (Arif, 2014). Batu bara juga adalah batuan organik yang memiliki sifat-sifat fisika dan kimia kompleks yang dapat ditemui dalam berbagai bentuk. Berdasarkan kualitasnya, batubara digolongkan menjadi 4 jenis, yaitu *lignite*, *sub-bituminous*, *bituminous*, dan *anthracite*. Berdasarkan analisis unsur, didapatkan bahwa untuk rumus formula empiris bituminus adalah $C_{137}H_{97}O_9NS$ sedangkan untuk antrasit adalah $C_{240}H_{90}O_4NS$.



Gambar 2. 3 Batubara (Dalvi, dkk., 2004)

Batubara umumnya dapat diklasifikasikan menjadi lima kelas berdasarkan tingkat proses pembentukannya yang dikontrol oleh tekanan, panas, dan waktu yaitu;

- a. Gambut (*peat*), berpori dan memiliki kadar air diatas 75% serta nilai kalori yang paling rendah.
- b. Lignit, merupakan batubara dengan karbon yang lebih banyak dari gambut. Memiliki kelembapan diatas 30%. Ketika terkena udara, sebagian besar kelembapan yang ada menguap sehingga menyebabkan penyusutan. Ketika dijadikan bahan bakar, lignit hanya menghasilkan energi panas setengah dari yang dihasilkan bituminus.
- c. Sub-bituminus mengandung sedikit karbon dan banyak air, dan oleh karenanya menjadi sumber panas yang kurang efisien dibandingkan dengan bituminus.
- d. Bituminus mengandung 68 - 86% unsur karbon (C) dan berkadar air 8-10% dari beratnya. Kelas batu bara yang paling banyak ditambang di Australia.
- e. Antrasit adalah kelas batu bara tertinggi, dengan warna hitam berkilauan (*luster*) metalik, mengandung antara 86% - 98% unsur karbon (C) dengan kadar air kurang dari 8%

Proses pembentukan batubara diawali dengan proses biokimia yang kemudian diikuti dengan proses kimia dan fisika. Proses fisika dan kimia inilah yang menentukan peringkat batubara atau disebut dengan “*coal rank*”. Faktir yang sangat berperan dalam proses kimia dan fisika ini adalah temperatur, tekanan, dan waktu.

Tabel 2. 3 Coal Typical Content (Brian,2008)

<i>%weight</i>	<i>Anthracite</i>	<i>Bituminous</i>	<i>Sub- Bituminou s</i>	<i>Lignite</i>
<i>Heat Content (Btu/lb)</i>	13.000 – 15.000	11.000 – 15.000	8.500 – 13.000	4.000 – 8.300
<i>Moisture</i>	< 15%	2 – 15%	10 – 45%	30 – 60%
<i>Fixed Carbon</i>	85 – 98%	45 – 85%	35 – 45%	25 – 35%
<i>Ash</i>	10 – 20%	3 – 12%	< 10%	10 – 50%
<i>Sulfur</i>	0,6 – 0,8%	0,7 – 4,0%	< 2%	0,4 – 1,0%

2.5 *Limestone*

Limestone merupakan salah satu batuan sedimen. *Limestone* memiliki kandungan utama yang berupa kalsium karbonat (CaCO_3). *Limestone* juga dapat disebut sebagai batu gamping / kalsium. Namun dalam beberapa hal, *limestone* juga dikatakan sebagai batu kapur. Meski tampilan fisik dari *limestone* dan batu kapur sekilas sama, akan tetapi senyawa yang komponen penyusun dari *limestone* dan batu kapur berbeda. Yang membedakan yaitu, kandungan utama pada *limestone* yaitu kalsium karbonat (CaCO_3) yang kadarnya sekitar 55-95%, sedangkan kandungan utama pada batu kapur atau bisa disebut

juga sebagai dolomit yaitu kalsium magnesium karbonat ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$). Seperti yang diketahui bahwa batu kapur mengandung sebagian besar mineral kalsium karbonat yaitu kurang dari 55%. Kandungan kalsium karbonat ini dapat diubah menjadi kalsium oksida dengan kalsinasi sehingga lebih mudah terdekomposisi menghasilkan kalsium oksida (CaO) (Noviyanti, Jasruddin dan Eko Hadi Sujiono 2015). Dengan cara ini, batu kapur dapat dimanfaatkan sebagai penyedia gas CO_2 dalam proses reduksi. Gas CO_2 ini berguna untuk reaksi pembentukan gas CO (Reaksi Boduard). Gas CO_2 diperoleh dari reaksi dekomposisi CaCO_3 . Reaksi dekomposisi CaCO_3 berlangsung secara spontan, dimana reaksinya :



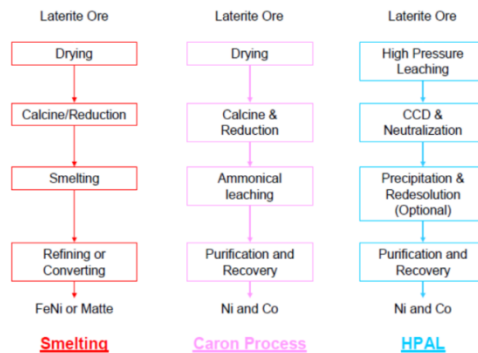
Munculnya fase oksida dari kalsium dikarenakan pada suhu 750°C $\text{Ca}(\text{CO}_3)$ mengalami dekomposisi akibat energi panas dan membentuk CaO . Berdasarkan referensi dari para peneliti disebutkan bahwa CaO seringkali dihasilkan melalui kalsinasi $\text{Ca}(\text{CO}_3)$ secara langsung dengan temperatur tinggi. Elemen – elemen yang terkandung pada $\text{Ca}(\text{CO}_3)$ tidak hanya elemen penyusun kalsium namun juga terdapat beberapa elemen lain, seperti kalium, silikon, sodium, potassium, aluminium, dan oksigen yang akan mengalami penurunan kadar seiring dengan meningkatnya suhu kalsinasi kecuali kalsium (Ca) yang kadarnya semakin meningkat. (Noviyanti, Jasruddin dan Eko Hadi Sujiono 2015).



Gambar 2.4 *Limestone*

2.6 Pengolahan Bijih Nikel Laterit

Pengolahan metalurgi dari nikel laterit dapat dibagi menjadi beberapa proses yaitu proses hidrometalurgi, proses pirometalurgi, dan proses caron seperti pada Gambar 2.5. Pemilihan proses yang akan digunakan nantinya tergantung pada kandungan bijih, peningkatan kandungan yang terbatas, teknologi pengolahan yang kompleks, kondisi geografis, dan kebutuhan infrastruktur seperti; pembangkit listrik, pelabuhan, infrastruktur jalan dan fasilitas pengolahan slag.



Gambar 2.5 Proses Pengolahan Nikel Laterit (Dalvi, dkk., 2004)

Beberapa proses ekstraksi dari nikel berbasis laterit diantaranya adalah sebagai berikut:

- a. Proses hidrometalurgi yakni dengan *high-pressure acid leaching* (HPAL). Dalam proses ini terdapat beberapa langkah utama diantaranya *leaching*, *neutralization*, *precipitation* dan *purification*. *Leaching* dilakukan dengan melarutkan bijih laterit pada H_2SO_4 dalam *autoclave* dengan temperatur sekitar $250^\circ C$ dan tekanan 50 bar. Setelah larut dalam bentuk *slurry*, dilakukan penetralan *slurry* dalam *stirred vertical tank* dengan ditambahkan air dan $CaCO_3$ hingga temperatur turun menjadi sekitar $100^\circ C$ dan pH naik menjadi sekitar 7,5. Dari proses tersebut, beberapa *slurry* akan membentuk

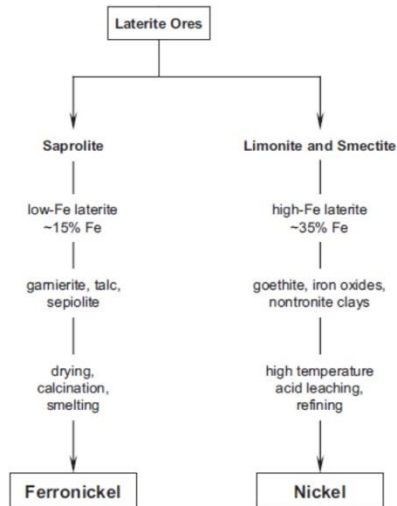
endapan. Hasil dari netralisasi dimasukkan dalam *autoclave* untuk dilakukan pengendapan (*precipitation*) dengan dialiri gas H_2S pada temperatur sekitar $80-120^{\circ}C$ dan tekanan 2 bar sehingga membentuk endapan NiS dan CoS serta hasil samping berupa larutan H_2SO_4 . Hasil samping yang masih terdapat kandungan Ni dan Co kembali dilakukan *leaching* dari awal agar didapat *recovery* yang tinggi (*purification*).

- b. Proses pirometalurgi yakni dengan *matte smelting*. Dalam *matte smelting* terdapat 4 langkah utama yakni *drying*, *calcination*, *smelting* dan *refining*. *Drying* dilakukan dengan mengalirkan udara panas dan gas pembakaran dengan temperatur sekitar $800^{\circ}C$ pada bijih laterit untuk menghilangkan kadar H_2O yang terkandung di dalamnya. *Calcination* dilakukan dengan memanaskan *dried ore* menggunakan gas hidrokarbon bertemperatur sekitar $700^{\circ}C$ agar kandungan H_2O yang tersisa dapat menguap, Ni dalam bijih mulai tereduksi, Fe^{3+} tereduksi menjadi Fe^{2+} dan menghasilkan *calcine* dengan temperatur $900^{\circ}C$ yang siap untuk diumpukan dalam *smelting furnace*. Kemudian *calcine* dilebur dalam *electric furnace* pada temperatur sekitar $1450^{\circ}C$ sehingga tereduksi menjadi ferronikel cair dan menghasilkan hasil samping berupa slag dan offgas. Selanjutnya dilakukan proses pemurnian (*refining*) pada ferronikel cair tersebut dengan menambahkan *limestone* dan menginjeksikan oksigen pada temperatur sekitar $1550^{\circ}C$ agar menghilangkan unsur-unsur pengotor seperti sulfur dan fosfor yang tidak baik untuk logam dalam kadar yang berlebihan.
- c. Proses Caron terdiri dari 4 langkah utama antara lain *drying*, *calcination*, *leaching*, *purification* dan *precipitation*. *Drying* dilakukan dengan mengalirkan gas pembakaran dengan temperatur sekitar $1000^{\circ}C$ pada bijih laterit untuk menghilangkan kadar H_2O yang terkandung di dalamnya. *Calcination* dilakukan

dengan memanaskan *dried ore* menggunakan minyak / gas pembakaran bertemperatur sekitar 760°C agar kandungan H_2O yang tersisa dapat menguap, Ni dan Co dalam bijih mulai tereduksi dan Fe^{3+} tereduksi menjadi Fe^{2+} . Setelah dipanaskan, *calcine* dilarutkan (*leaching*) dalam larutan NH_3+CO_2 dan dialiri oksigen sampai temperatur 100°C . Kemudian larutan yang kaya akan Ni dan Co dipisahkan dari *calcine* yang tidak ikut larut dengan menggunakan *thickener* dan *filter*. Larutan tersebut dimurnikan dengan mengendapkan pengotor seperti Cu, Fe, dan Zn lalu Ni diendapkan dalam bentuk Ni karbonat ($3\text{Ni}(\text{OH})_2 \cdot 2\text{NiCO}_3$). (Crundwell, Moats dan Ramachandran V. 2011)

Selanjutnya proses yang paling baik digunakan untuk bijih laterit limonit adalah proses hidrometalurgi yakni *high pressure acid leaching* (HPAL). Hal ini didasarkan oleh beberapa faktor dimana kandungan Mg harus rendah biasanya terbatas pada $<4\%$ karena pada kandungan Mg yang terlalu tinggi akan menyebabkan konsumsi asam yang tinggi. Pada proses HPAL ini bijih terlarut dalam autoklaf dengan larutan asam sulfat pada temperatur 240° - 270°C sehingga melarutkan sebagian besar bijih ke dalam larutan. Temperatur yang tinggi ini memastikan waktu reaksi yang cepat sekitar 60-90 menit, dan juga menghasilkan presipitasi banyak besi terlarut seperti hematit atau jarosit serta almunium sebagai alunit. Pengendapan besi sebagai hematit dan atau jarosit ini adalah salah satu keuntungan utama dari proses HPAL karena mengurangi konsumsi asam dan mengendapkan besi dalam bentuk yang mudah diatur dan dipisahkan dari larutan yang kaya nikel. (Dalvi, Bacon dan Osborne 2004). Sementara itu bijih laterit saprolitik lebih baik diolah menggunakan pirometalurgi karena beberapa alasan. Bijih laterit saprolit mengandung kadar MgO yang cukup besar yakni sekitar 20%. MgO dapat larut dalam asam dan jika menggunakan metode leaching maka akan menghabiskan larutan asam dalam banyak. Jika menggunakan pirometalurgi, MgO dapat berfungsi sebagai fluks. Selain itu bijih laterit saprolit mengandung kadar Fe yang rendah yakni sekitar

15%. Apabila dilakukan leaching dan pemanasan maka hanya akan terbentuk endapan Fe yang sedikit dan tidak efektif sedangkan jika menggunakan pirometalurgi, maka akan didapatkan Ferronikel dengan kadar Ni yang tinggi yakni sekitar 20-30%. (Crundwell, Moats dan Ramachandran V. 2011).



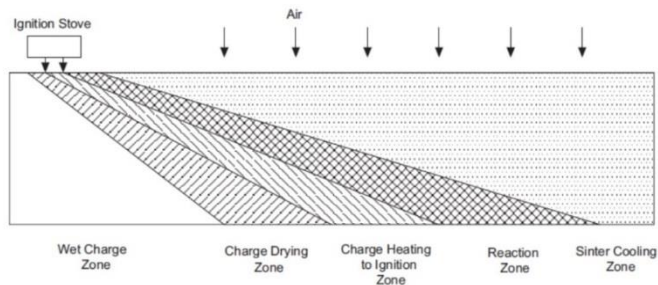
Gambar 2. 6 Pengolahan Laterit Limonitik dan Saprolitik
(Crundwell, dkk, 2011)

2.7 Proses Sintering

Proses *sintering* merupakan proses aglomerasi thermal pada temperatur 1300°-1480° (Eisele dan and Kawatra, S. K. 2003) dari campuran bijih mineral berukuran 0,5-8 mm, produk sampingan dari industri pembuatan besi dan baja, fluks, elemen pembentuk terak dan bahan bakar fosil (kokas). Tujuan dari proses sintering adalah dimana campuran mineral yang diisi, sebagian akan menyatu pada suhu tinggi untuk menghasilkan gumpalan *sinter* yang mempunyai berat dan berukuran 12-35mm yang mana akan diumpangkan ke dalam *blast furnace* dengan sifat fisik dan kimia yang sesuai serta sifat mekanik yang memenuhi syarat. (Fernández-González, et al. 2017).

Dalam proses sintering terdapat empat zona yang dibagi berdasarkan ketinggian dari *bed* yang terdiri dari :

- Wet Zone*, merupakan zona dalam *bed sinter* yang memiliki temperatur lebih rendah dari 100°C
- Drying Zone*, merupakan daerah sinter dengan temperatur antara 100° C dan 500° C. Pada zona ini terjadi penguapan kelembaban campuran dan dehidrasi hidroksida yang terdapat di dalam *sinter*.
- Reaction Zone*, temperatur maksimal pada zona ini menurut Eisele dan Kawatra adalah 1300-1480°C . Proses utama yang terjadi di zona ini adalah pembakaran kokas (eksotermal), dekomposisi karbonat (endotermal), reaksi fase *solid*, reduksi dan oksida ulang dari *iron oxides*, dan reaksi pembentukan padatan sinter.
- Cooling Zone*, merupakan zona yang terjadi segera setelah zona reaksi. Yang termasuk dalam zona ini adalah *sinter* yang telah menggumpal dan mengalami penurunan temperatur. Pada zona ini terjadi pendinginan dan kristalisasi produk *sinter*. Selain itu, terdapat juga daerah getas (*brittle zone*) dimana *sinter* mengalami pendinginan yang cepat

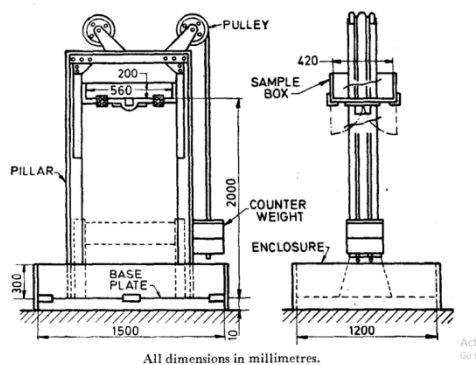


Gambar 2. 7 Zona-zona *Sintering* (Sinclair, 2009)

2.8 Kualitas *Sinter*

Salah satu parameter yang menjadi ukuran kualitas *sinter* yakni kekuatan *sinter*. Kekuatan *sinter* diukur menggunakan

Drop test dengan standar India yakni IS 9963. Berdasarkan standar tersebut, *drop test* digunakan untuk mensimulasikan jatuhnya *sinter* dari suatu conveyor ke lainnya selama transportasi dari proses *sinter* ke blast furnace. Sampel yang digunakan yaitu *sinter* yang memiliki ukuran 5 – 40 mm dengan berat total 20 kg \pm 0.2 Kg yang sudah dikeringkan di oven pada temperature 105 \pm 5 °C. Hasil *sinter* yang sudah dikeringkan, lalu dimasukkan kedalam suatu kontainer dan diangkat dengan ketinggian 2 m lalu dibiarkan jatuh bebas kebawah mengenai plat besi yang berada dibawahnya. Ukuran container yang digunakan yaitu 560 x 420 x 200 mm dan direkatkan pada suatu dudukan agar ketika sudah dijatuhkan kontainer lebih mudah untuk dinaikkan kembali. Plat besi yang digunakan sebagai alas memiliki ketebalan 10 mm atau lebih, lebar 1200 mm , panjang 1500 mm dan berada pada ketinggian 300 mm. Kontainer yang berisi *sinter* diangkat pada ketinggian 2 m yang dihubungkan dengan suatu beban yang membuat kontainer bisa terangkat lalu, dijatuhkan bebas mengenai plat besi. Sampel *sinter* yang keluar dari container dimasukkan kembali dan diulangi sebanyak 3 kali lalu sampel diayak dengan ukuran 5 mm dan 10 mm. hasil *sinter* yang tertahan di ayakan lalu ditimbang dan dihitung *shatter index* berdasarkan berat awal sebelum dilakukan *drop test*.



Gambar 2. 8 Dimensi Alat Uji *Drop Test*

Dari hasil *Drop test* nantinya akan didapatkan *shatter index* dalam bentuk persentasi. *Shatter index* dapat di hitung dengan rumus :

$$\frac{SI}{(+10)} = \frac{W2}{W1} X 100 \% \dots\dots\dots(2.2)$$

$$\frac{SI}{(+5)} = \frac{W3}{W1} X 100 \% \dots\dots\dots(2.3)$$

Dimana, SI = *Shatter Index* (%)

W1 = Massa awal sampel (kg)

W2 = Massa sampel yang tertahan ayakan 10 mm (kg)

W3 = Massa sampel yang tertahan ayakan 5 mm (kg)

(Bhavan, dkk, 1981)

Shatter Index menunjukkan ketahanan *sinter* untuk tidak pecah dengan adanya impak selama proses pengangkutan dan pengumpanan ke dalam blast furnace. Semakin tinggi *shatter index* maka semakin tinggi pula kekuatan *sinter* yang dihasilkan. Sesuai standar IS:9963 tahun 1981 tentang *Drop Test*, nilai *shatter index* minimum yang dimiliki *sinter* berkualitas adalah lebih dari 60%. (Gupta 2015).

Selain itu parameter yang menentukan kualitas *sinter* adalah distribusi ukuran *sinter*. Setelah produk *sinter* telah didinginkan, dilakukan *screening* sehingga *sinter* dapat dibagi menjadi 3 distribusi ukuran, antara lain :

- a. *Sinter* berukuran 5 - 20 mm digunakan sebagai dasar perapian dalam *bed*.
- b. *Sinter* berukuran 0 - 5 mm disebut *return fine* karena harus diumpankan ke dalam *bed* untuk kembali disinter.
- c. *Sinter* berukuran lebih dari 20 mm bisa langsung diumpankan ke dalam *blast furnace*. (Gonzalez, dkk, 2017)

Perolehan *sinter* juga menjadi tolok ukur keberhasilan proses *sintering*. Proses *sintering* yang optimal akan menghasilkan % *sinter yield* lebih dari sama dengan 65%. % *Sinter yield* dapat dihitung melalui persamaan 2.4 (Gupta 2015).

$$\% Yield = 100 \% - \frac{m_f}{m_o} \dots\dots\dots(2.4)$$

Dimana,

% Yield = Perolehan *sinter* (kg)

m_s = Massa total *return fines* yang tersisa (kg)

m_o = Massa awal *feed material* (kg)

Perolehan *sinter* yang kurang dari 65% biasanya terjadi karena kurang meratanya panas pada *furnace* terutama pada layer paling atas yang berada dalam kondisi terbuka dan dipengaruhi temperatur lingkungan. (Gupta 2015).

Tabel 2. 4 Kualitas *Sinter*

Parameter Kualitas <i>Sinter</i>	Nilai Standard
<i>Yield Sinter</i>	$\geq 65\%$
<i>Drop test</i>	$\geq 60\%$

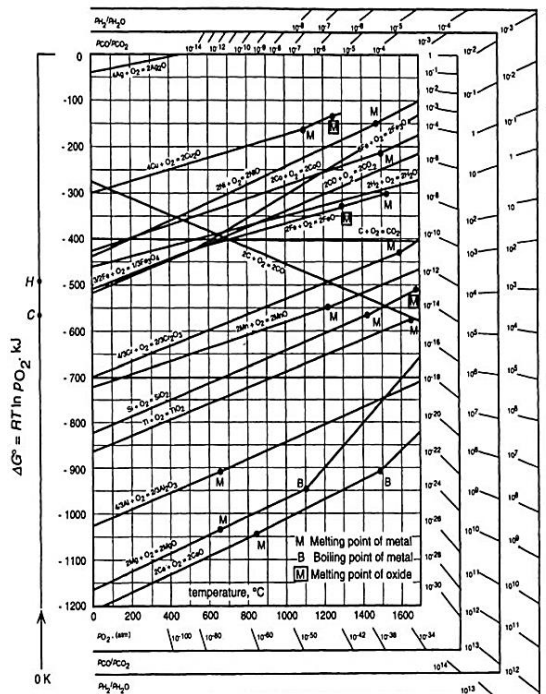
2.9 Termodinamika *Sintering* Nikel Laterit

Diagram Ellingham merupakan diagram yang berisi energi bebas suatu reaksi yang diplot ke dalam suatu grafik dengan parameter energi bebas terhadap temperatur. Pada diagram Ellingham, logam yang aktif secara kimia memiliki energi bebas yang paling tinggi (negatif) dalam membentuk oksida terletak pada diagram di bagian paling bawah. Sedangkan untuk logam yang memiliki energi bebas terkecil (positif) dalam membentuk oksida terletak pada diagram di bagian paling atas. Besar nilai energy bebas (ΔG°) untuk reaksi oksida merupakan ukuran afinitas kimia suatu logam terhadap oksigen. Semakin negatif harga ΔG° suatu logam menunjukkan logam tersebut semakin stabil dalam bentuk oksida.

Dari diagram Ellingham dapat diketahui temperatur minimal yang dibutuhkan agar terjadi reaksi tersebut terjadi. Hal tersebut dapat ditunjukkan oleh perpotongan antara kurva oksida dan garis pembentukan CO. Termodinamika hanya dapat diunakan untuk menentukan apakah suatu reaksi dapat berjalan spontan atau tidak pada temperatur tertentu berdasarkan energi bebas yang dimiliki. Namun tidak dapat digunakan untuk menentukan laju reaksi. Perpotongan antara garis reaksi oksida dan reduksi secara termodinamika menunjukkan bahwa reaksi

tersebut berjalan pada temperatur tertentu. Secara umum, diagram Ellingham memiliki 4 kegunaan utama, antara lain :

- Untuk menentukan rasio karbon monoksida (CO) dan karbon dioksida (CO₂) pada temperatur tertentu agar logam oksida dapat tereduksi.
- Untuk menentukan tekanan parsial oksigen pada temperatur tertentu agar logam oksida dapat tereduksi
- Untuk menentukan tingkat kemudahan reduksi suatu logam oksida menjadi logam.
- Untuk menentukan rasio hidrogen (CO) dan karbon dioksida (CO₂) pada temperatur tertentu agar logam oksida dapat tereduksi. (Stratton 2013).



Gambar 2. 9 Diagram Ellingham (Gaskell, 2009)

Energi bebas Gibbs (ΔG) adalah suatu ukuran dari *driving force* yang dapat membuat suatu reaksi terjadi. Untuk menghitung besarnya energi bebas Gibbs digunakan Persamaan 2.5 Gibbs sebagai berikut :

$$\Delta G = -T \cdot \Delta S + \Delta H \dots \dots \dots (2.5)$$

Dimana : ΔG = perubahan energi Gibbs (J)

ΔH = perubahan entalpi reaksi (J)

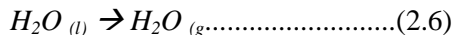
ΔS = perubahan entropi reaksi (J/K)

T = temperatur absolut reaksi (K)

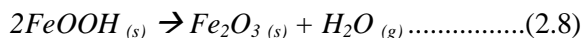
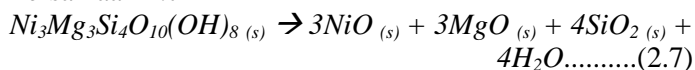
ΔG yang bernilai negatif menunjukkan bahwa suatu reaksi dapat terjadi secara spontan tanpa energi dari luar. Sementara itu reaksi yang memiliki ΔG positif menunjukkan reaksi tersebut tidak akan terjadi secara spontan. Entalpi adalah besaran dari energi yang dilepaskan ketika suatu reaksi berlangsung (panas dari suatu reaksi). Jika entalpinya bernilai negatif maka reaksi tersebut melepaskan energi (eksotermik), sedangkan jika bernilai positif maka reaksi tersebut membutuhkan energi (endotermik). Entropi adalah ukuran dari derajat ketidakteraturan suatu reaksi. Padatan memiliki bentuk yang teratur, cairan memiliki bentuk yang kurang teratur dan gas memiliki ketidakteraturan yang tinggi. (Johansyah 2012)

Dalam proses *sintering*, terjadi beberapa reaksi yang melibatkan kandungan bijih nikel laterit limonitik, diantaranya :

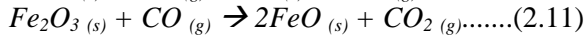
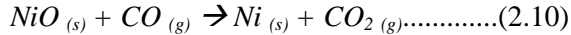
1. Penguapan air dari liquid menjadi gas pada temperatur sekitar 100°C seperti Persamaan 2.6



2. Dekomposisi termal dari mineral laterit menjadi oksida dan uap air pada temperatur sekitar 700°C seperti Persamaan 2.7

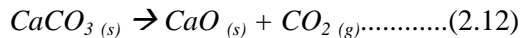


3. Pembentukan gas reduktor dan reduksi oksida logam pada temperatur sekitar 800°C seperti Persamaan 2.9

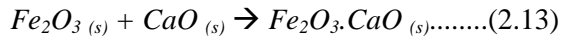


(Crundwell, Moats dan Ramachandran V. 2011)

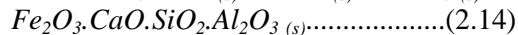
4. Dekomposisi termal dari kalsit pada temperatur sekitar 550°C seperti Persamaan 2.12



5. Pembentukan kalsium ferit pada temperatur sekitar 950°C seperti Persamaan 2.13

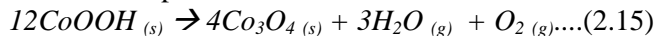


6. Pembentukan *silico-ferrite of calcium and aluminum* (SFCA) pada temperatur sekitar 1050°C seperti Persamaan 2.14

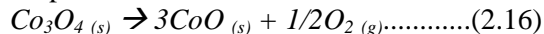


(Nyembwe 2011)

7. Dekomposisi termal dari *heterogenite* pada temperatur sekitar 300°C seperti Persamaan 2.15



8. Dekomposisi termal dari kobalt oksida pada temperatur sekitar 700°C seperti Persamaan 2.16



9. Pembentukan nikel ferit pada temperatur sekitar 750°C seperti Persamaan 2.17



10. Pembentukan magnesium ferit pada temperatur sekitar 975°C seperti Persamaan 2.18



11. Pembentukan magnesio-kromit pada temperatur sekitar 1100°C seperti Persamaan 2.19
$$MgO_{(s)} + Cr_2O_{3(s)} \rightarrow MgO.Cr_2O_3_{(s)} \dots \dots (2.19)$$
12. Pembentukan *cobalt aluminate* pada temperatur sekitar 1100°C seperti Persamaan 2.20
$$CoO_{(s)} + Al_2O_{3(s)} \rightarrow CoO.Al_2O_3_{(s)} \dots \dots (2.20)$$

(Bamford dan Tipper 2008)
13. Dekomposisi termal dari *gibbsite* pada temperatur sekitar 200°C seperti Persamaan 2.21
$$Al(OH)_2_{(s)} \rightarrow Al_2O_3_{(s)} + 3H_2O_{(g)} \dots \dots (2.21)$$
14. Dekomposisi termal *bracewellite* pada temperatur sekitar 440°C seperti Persamaan 2.22
$$2CrOOH_{(s)} \rightarrow Cr_2O_3_{(s)} + H_2O_{(g)} \dots \dots (2.22)$$

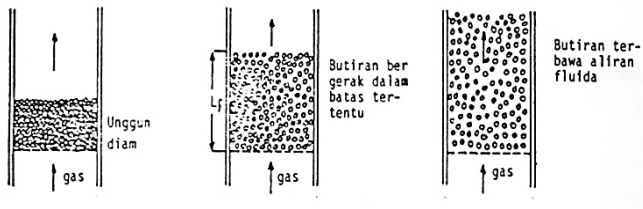
(Wells, M.A, Fitzpatrick dan R.J Gilkes 2006)

2.10 Aerodinamika Sintering

Fluidisasi adalah metoda pengontakan butiran-butiran padat dengan fluida baik cair maupun gas. Dengan metoda ini diharapkan butiran-butiran padat memiliki sifat seperti fluida dengan viskositas tinggi. Sebagai ilustrasi, tinjau suatu kolom berisi sejumlah partikel padat berbentuk bola. Melalui unggun padatan ini kemudian dialirkan gas dari bawah ke atas. Pada laju alir yang cukup rendah, butiran padat akan tetap diam, karena gas hanya mengalir dari bawah ke atas. Pada laju alir yang cukup rendah, butiran padat akan tetap diam, karena gas hanya mengalir melalui ruang antar partikel tanpa menyebabkan perubahan susunan partikel tersebut. Keadaan yang demikian disebut unggun diam atau *fixed bed*. *Sintering bed* merupakan salah satu contoh unggun diam. Keadaan fluidisasi unggun diam tersebut ditunjukkan pada Gambar 2.11a.

Kalau laju alir gas kemudian dinaikkan, akan sampai pada suatu keadaan di mana unggun padatan akan tersuspensi di dalam aliran gas yang melaluinya. Pada keadaan ini masing-masing butiran akan terpisahkan satu sama lain sehingga dapat bergerak dengan lebih mudah. Pada kondisi butiran yang dapat bergerak ini, sifat unggun akan menyerupai suatu

cairan dengan viskositas tinggi, misalnya adanya kecenderungan untuk mengalir, mempunyai sifat hidrostatis dan sebagainya. (S. Ikhsan 2008). Sifat unggul terfluidisasi ini dapat dilihat pada Gambar 2.11b dan 2.11c



Gambar 2. 10 (a) Fixed bed (b) Minimum fluidized bed
(c) Uniform fluidized bed

Aspek utama yang akan ditinjau dalam percobaan ini adalah mengetahui besarnya hilang tekan (*pressure drop*) di dalam unggun padatan yang terfluidakan. Hal tersebut mempunyai kegunaan yang cukup penting karena erat sekali hubungannya dengan besarnya laju alir gas yang diperlukan serta bisa memberikan gambaran tentang kondisi unggun selama operasi berlangsung. Penentuan besarnya hilang tekan di dalam unggun dapat digunakan Persamaan 2.20 Ergun sebagai berikut :

$$\Delta P = \left(\frac{150 \cdot \mu \cdot L}{D_p^2} \frac{(1-\varepsilon)^2}{\varepsilon^3} U_m \right) + \left(\frac{1,75 \cdot \rho \cdot L}{D_p} \frac{(1-\varepsilon)}{\varepsilon^3} U_m^2 \right) \dots \dots (2.20)$$

Dimana : ΔP = hilang tekan sepanjang *bed* (Pa)

L = tinggi *bed* (m)

μ = viskositas dinamik fluida (Pa.s)

ε = fraksi rongga pada *bed*

ρ = densitas fluida (kg/m^3)

D_p = diameter efektif partikel (m)

U_m = kecepatan superfisial fluida (m/s)

Maka dengan kecepatan superfisial fluida yang tinggi, hilang tekan akan semakin besar dan viskositas akan semakin tinggi. Dengan semakin naiknya viskositas, maka partikel di dalam unggun akan semakin mudah untuk mengalir dan dapat menyatu dengan partikel lain. Namun apabila kecepatan

superfisial fluida terlalu tinggi, maka partikel akan terangkadan tidak dapat menyatu dengan partikel lain. (Ergun 1952)

2.11 Penelitian Sebelumnya

Penelitian sebelumnya telah dilakukan oleh (Zhilong Cheng, et al. 2016) tentang studi eksperimental arang sebagai bahan bakar alternatif untuk *coke breeze* dalam proses *sintering*. Dalam penelitiannya digunakan arang yang dibuat dari serbuk gergaji, kulit kacang, beberapa limbah biomassa yang lainnya. Bahan bakar utama dalam proses *sintering* adalah *coke breeze* dengan 20%, 40%, 60%, 80%, dan 100% dengan arang sebagai pengganti carbon fixed input. Didapatkan panas kalori yang terjadi di dalam *sintering bed* meningkat sebanding dengan laju substitusi arang. Akan tetapi kekuatan *sinter* akan semakin menurun pada proporsi arang yang lebih tinggi sehingga diperlukan lebih banyak laju bahan bakar untuk mempertahankan kekuatan *sinter*. Hal itu disebabkan kadar *fixed carbon* yang berguna pada proses *melting* dari arang lebih kecil daripada kadar *fixed carbon coke breeze*. Dengan mensubstitusikan arang sebagai bahan bakar alternatif juga diketahui dapat mengurangi konsentrasi emisi gas SO_x dan NO_x dengan semakin meningkatnya proporsi dari arang yang digunakan.

Penelitian juga dilakukan oleh (Liming LU, et al. 2013) mengenai substitusi arang untuk *coke breeze* dalam proses *sintering* iron ore. Arang yang digunakan untuk substitusi *coke breeze* sebesar 0%, 25%, 50%, 100%. Diketahui dari penelitian tersebut bahwa arang memiliki nilai kalor yang sedikit lebih tinggi dari pada *coke breeze*. Campuran *sinter* dengan laju substitusi arang yang lebih tinggi ternyata membutuhkan lebih banyak bahan bakar untuk mencapai *return fines balance* dan *sinter quality*. Dibandingkan dengan *coke breeze*, arang lebih berpori dan mampu menyerap dan menahan air lebih banyak dua kali lipat. Sebagai hasilnya air tambahan diperlukan untuk menggranulasi campuran *sinter* dengan arang digunakan sebagai pengganti *coke breeze* untuk mencapai ukuran rata-rata granul dan laju udara yang optimal. Laju penambahan rasio arang

terhadap batubara menyebabkan rasio *return fines* yang lebih tinggi yang mana harga *return fines* yang tinggi menunjukkan semakin lemahnya ikatan butiran pada hasil *sinter*. Didapatkan juga dari penelitian ini konsentrasi CO dan CO₂ sebagai gas pembuangan dari *sintering* semakin meningkat dengan meningkatnya substitusi arang untuk *coke breeze*, sementara konsentrasi SO_x dan NO_x semakin menurun.

Lovel, dkk (2006) melakukan penelitian tentang *sintering iron ore* dengan menggunakan arang. Dari penelitian digunakan empat jenis bahan bakar untuk proses *sintering* yaitu *coke* jenis 1, *coke* jenis 2, arang 50% dan *coke* 50%, arang. Dengan mengganti *coke* dengan arang diketahui dapat mereduksi emisi gas rumah kaca yaitu SO_x dan NO_x. Dari hasil penelitian didapatkan Tumble Index (digunakan untuk mengukur kekuatan *sinter*) paling tinggi pada *coke* jenis 1. Penggunaan arang pada proses *sintering* ternyata mempunyai efek dapat menurunkan kekuatan *sinter* dan penambahan arang diketahui menurunkan Tumble Index. Dengan meningkatkan laju bahan bakar yang digunakan, hal tersebut bisa digunakan untuk mendapatkan *return fines ratio* yang seimbang sehingga kualitas *sinter* juga meningkat. Rasio *return fines* yang seimbang menunjukkan bahwa produk *sinter* memiliki ikatan granules yang kuat.

Sementara pada penelitian mengenai karakteristik dari pembakaran arang dan efeknya terhadap kinerja *sintering* yang dilakukan oleh Cheng, dkk (2015). Dalam penelitiannya dibandingkan karakteristik pembakaran pada arang dan *coke* pada *bed sinter* yang mana kualitas *sinter* akan semakin menurun dengan semakin bertambahnya proporsi dari arang. Kurangnya panas yang dihasilkan pada *melting zone* dan tingginya laju pembakaran adalah alasan melemahnya kekuatan *sinter*. Berdasarkan hasil penelitian dengan melakukan pendekatan substitusi *fixed carbon* yang setara dianggap lebih efektif untuk menghasilkan panas yang cukup dalam *melting zone*. Selain itu dengan meningkatkan ukuran partikel dari arang dapat menurunkan laju pembakaran sehingga efektif untuk meningkatkan efisiensi proses *sintering*. Penggunaan arang juga

digunakan dalam penelitian ini sebagai pengganti *coke breeze* karena arang lebih sedikit menghasilkan emisi gas rumah kaca yaitu No_x dan SO_x daripada *coke breeze*.

Pada penelitian yang dilakukan oleh Legemza, dkk (2015) mengenai penggunaan dari arang pada proses *sintering iron ore*. Arang menjadi sumber energi alternatif untuk menggantikan bahan bakar fosil yang kesediaannya terbatas. Tujuan dari penelitian yang dilakukan adalah untuk menentukan efek yang ditimbulkan dari substitusi arang terhadap *coke* yang berpengaruh terhadap efisiensi pembakaran dan kualitas *sinter*. Substitusi *coke* dan kebutuhan energi yang disediakan oleh arang adalah 8%, 20%, 50%, 86%. Dari penelitian didapatkan bahwa temperatur maksimum selama proses aglomerasi pada arang lebih rendah daripada *coke breeze* yang mana hal tersebut menyebabkan efisiensi pembakaran dengan menggunakan arang masih kurang. Arang juga menyebabkan rendahnya *reducibility agglomerate* yang bertanggung jawab terhadap banyaknya *return fines* yang dihasilkan. Banyaknya *return fines* yang dihasilkan menunjukkan *sinter quality* yang rendah. Akan tetapi, penggunaan arang memiliki keuntungan yaitu waktu yang diperlukan dalam proses sintering lebih singkat dari batubara.

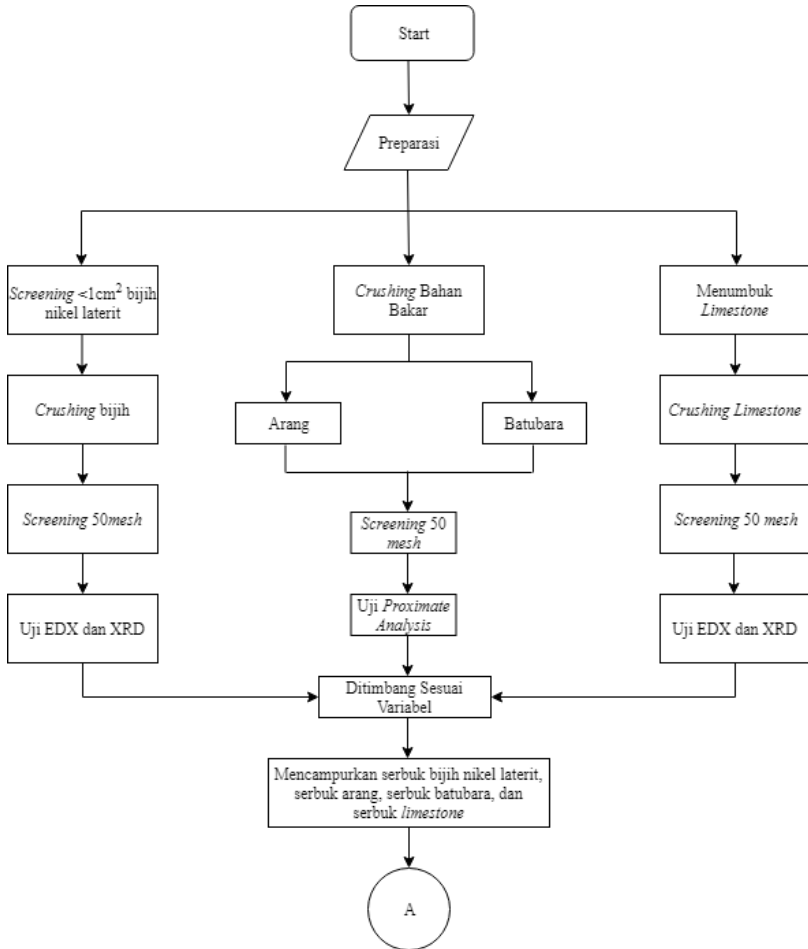
Guilherme, 2014 juga melakukan penelitian dengan judul penilaian dan lingkungan tentang penggunaan arang dalam produksi bijih besi. Digunakan bahan bakar utama adalah *coke breeze* dan antransit dengan laju perubahan rasio 0%, 10%, 25%, 50%, 100% dengan arang sebagai pengganti energi *input*. Hasil percobaan menunjukkan bahwa campuran bahan bakar di mana 50% dari input panas disediakan oleh arang dapat dibandingkan dengan yang menggunakan 100% kokas, dalam kondisi sintering normal dapat menghasilkan pengurangan 50% pada emisi gas rumah kaca. Selain itu diamati bahwa sementara emisi debu, metana, dan hidrokarbon meningkat, total dioksin dan furan, dinyatakan sebagai dibenzodoksin / furan poliklorin menurun sekitar 50% bila dibandingkan dengan operasi dengan 100% kokas. Namun pada penggunaan arang 100% didapatkan bahwa kualitas dari hasil *sinter* memburuk. Dari penelitian ditarik

kesimpulan bahwa semakin singkat waktu *sintering* dapat meningkatkan produktivitas *sintering*.

Jurnal dengan judul penggunaan arang dalam pembakaran bijih besi terhadap kualitas *sintering* dan emisi gas yang diteliti oleh Chean Oi, 2010. Arang digunakan sebagai pengganti *coke breeze* dengan laju perubahan rasio sebesar 0%, 20%, 50% and 100%. Penggunaan arang pada proses *sintering* dapat menghasilkan CO₂ yang dihasilkan oleh *coke breeze*. selain itu emisi gas rumah kaca yang dihasilkan oleh arang diketahui lebih sedikit daripada yang dihasilkan oleh *coke breeze*. Namun dalam penelitian tersebut didapatkan bahwa kinerja *sintering* akan semakin rendah sebanding dengan semakin besarnya laju perubahan rasio batubara terhadap arang, hal ini karena arang yang memiliki tingkat *volatile matter* yang tinggi sedangkan tingkat *fixed carbon* nya lebih tinggi daripada batubara

BAB III METODOLOGI

3.1 Diagram Alir Penelitian



**Gambar 3. 1** Diagram Alir

3.2 Bahan Penelitian

Adapun bahan-bahan yang digunakan dalam penelitian ini, antara lain ;

3.2.1 Bijih Nikel Laterit

Bijih nikel yang digunakan dalam penelitian ini adalah bijih nikel laterit yang masuk ke dalam jenis limonit. Bijih nikel ini didatangkan dari Sulawesi Tenggara. Sebelum *disinter* bijih nikel ini terlebih dahulu di hancurkan kemudian diayak hingga didapatkan ukuran 50 *mesh*. Bijih nikel laterit yang digunakan ditunjukkan pada gambar dibawah



Gambar 3. 2 Bijih Nikel Laterit

3.2.2 Arang

Salah satu bahan bakar yang digunakan dalam penelitian kali ini adalah arang. Jenis arang yang digunakan adalah arang kayu. Arang kayu terlebih dahulu di hancurkan laldiyak hingga didapatkan ukuran 50 *mesh*.

3.2.4 Batubara

Batubara digunakan juga sebagai bahan bakar selain arang pada penelitian ini. Batubara yang digunakan adalah termasuk jenis *sub-bituminus* yang mana didatangkan dari Benuang, Kalimantan Selatan.

3.2.5 Limestone

Jenis fluks yang digunakan pada penelitian ini adalah *limestone*. *Limestone* didatangkan dari Sulawesi Tenggara.

Limestone terlebih dahulu dihancurkan lalu diayak hingga diperoleh ukuran 50 *mesh*.

3.3 Peralatan Penelitian

Dalam penelitian ini digunakan beberapa peralatan, antara lain;

3.3.1 Sintering Bed Furnace

Proses sintering dilakukan dengan menggunakan *Sintering Bed Furnace*. *Sintering Bed Furnace* digunakan tempat untuk membakar bijih nikel laterit menjadi produk *sinter*. *Sintering Bed Furnace* yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.3



Gambar 3. 3 *Sintering Bed Furnace*

Dimensi *sintering bed furnace* yang digunakan ditunjukkan sebagai berikut pada Tabel 3.1

Tabel 3. 1 Dimensi *Sintering Bed Furnace*

Dimensi	Ukuran
Panjang bagian luar	172 cm
Panjang bagian dalam	152 cm
Lebar bagian luar	122 cm
Lebar bagian dalam	102 cm
Tinggi bagian luar	92 cm
Tinggi bagian dalam	67 cm

3.3.2 Timbangan Digital

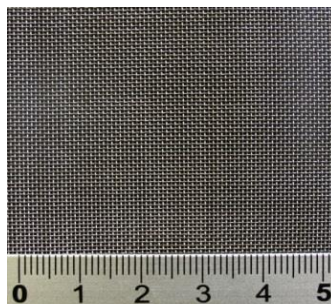
Untuk mengukur berat dari bahan baku yang digunakan seperti bijih nikel laterit, arang, batubara, *limestone* digunakan timbangan digital. Timbangan digital yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.4



Gambar 3.4 Timbangan Digital

3.3.3 Mesh

Untuk mendapatkan ukuran butir dari bahan baku yang digunakan maka digunakan ayakan yang berukuran 50 *mesh*. Ayakan berukuran 50 *mesh* yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.5



Gambar 3.5 Ayakan 50 mesh

3.3.4 Thermocouple dan Thermometer Infrared

Thermocouple dan *Thermometer Infrared* merupakan alat yang digunakan untuk mengukur temperatur pada *sintering bed*

furnace ketika proses *sintering* dilakukan. *Thermocouple* dan *Thermometer Infrared* yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.6



Gambar 3. 6 *Thermocouple dan Thermometer Infrared*

3.3.5 *Blower*

Untuk menyuplai udara ke dalam *sintering bed furnace* agar proses pembakaran dapat berjalan dengan baik maka digunakan blower. Blower yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.7



Gambar 3. 7 *Blower*

3.3.6 *Anemometer*

Merupakan alat yang digunakan untuk mengukur laju alir udara yang keluar dari *blower*. Anemometer yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.8



Gambar 3. 8 Anemometer

3.4 Pelaksanaan Penelitian

Dalam penelitian ini digunakan beberapa peralatan, antara lain;

3.4.1 Persiapan Bahan

Berikut merupakan langkah-langkah yang digunakan pada preparasi material yaitu;

1. Menghancurkan dan menghaluskan bahan baku seperti bijih nikel laterit, arang, batubara, dan *limestone* kemudian mengayaknya sehingga didapatkan ukuran butir bahan baku sebesar <50 *mesh*
2. Melakukan pengujian awal pada bijih nikel laterit limonit dan *limestone* dengan menggunakan uji EDX dan XRD.
3. Melakukan pengujian *proximate analysis* terhadap bahan baku arang dan batubara
4. Menimbang ukuran bijih nikel laterit, arang, batubara, dan *limestone* sesuai dengan variabel yang digunakan
5. Mencampurkan bijih nikel laterit, arang, batubara, dan *limestone* yang telah ditimbang sesuai dengan variabel

3.4.2 Proses Sintering

Langkah-langkah yang dilakukan pada proses *sintering*

bijih nikel laterit adalah sebagai berikut yaitu:

1. Memasang *blower* pada lubang alir udara menuju ke dalam *sintering bed furnace*
2. Mengguyurkan bensin ke arang yang sudah diletakkan di dalam *sintering bed furnace* sebagai pemantik nyala api
3. Memantikkan api pada arang di dalam *sintering bed furnace* sembari menyalakan *blower* di kedua sisi *bed furnace* agar api nyala api tetap terjaga
4. Memanaskan *bed furnace* hingga mencapai temperatur 1200°C sembari memasukkan bahan baku yang sudah disiapkan sebelumnya ke dalam *bed furnace*
5. Melakukan *sintering time* pada temperatur 1200°C selama satu jam
6. Memadamkan nyala api dalam *bed furnace* lalu hasil *sintering* didinginkan didalamnya selama satu jam
7. Setelah proses pendinginan selesai, hasil *sintering* dikeluarkan dari *bed furnace* dan ditimbang massanya berdasarkan ukuran sinter
8. Melakukan pengujian EDX, XRD, dan *Drop-Test* pada hasil *sintering*

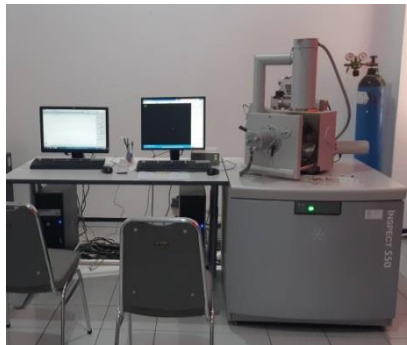
3.5 Pengujian Penelitian

Dilakukan beberapa pengujian terhadap hasil *sintering* untuk mendapatkan data yang sesuai dengan tujuan dari penelitian ini, antara lain;

3.5.1 Pengujian EDX

Energy Dispersive X-Ray Spectroscopy atau EDX merupakan suatu teknik yang digunakan untuk menganalisa elemen atau karakterisasi kimia dari suatu sampel material. Prinsip kerja dari alat ini adalah metode spektroskopi, dimana elektron ditembakkan pada permukaan sampel, yang kemudian akan memancarkan *X-Ray*. Energy tiap-tiap photon *X-Ray* menunjukkan karakteristik masing-masing unsur yang akan ditangkap oleh detektor EDX, kemudian secara otomatis akan

menunjukkan puncak-puncak dalam distribusi energi sesuai dengan unsur yang terdeteksi. Hasil yang didapatkan dari pengujian EDX adalah berupa grafik *energy (KEV)* dengan *counts*. Dari data grafik tersebut kita dapat melihat unsur-unsur apa saja yang terkandung di dalam sampel yang kita uji. Serta dengan pengujian EDX, kita bisa dapatkan pula persentase dari suatu unsur yang terkandung di dalam suatu sampel.



Gambar 3. 9 Alat Uji EDX

3.5.2 Pengujian XRD

Alat *X-Ray Diffraction (XRD) PAN Analytical* adalah alat yang digunakan untuk mengetahui struktur kristal dan senyawa secara kualitatif dari sampel hasil reduksi. Dalam pengujian XRD sampel yang akan diuji harus sudah dihancurkan hingga berukuran 200 *mesh* terlebih dahulu. Sinar X merupakan radiasi elektromagnetik yang memiliki energi tinggi sekitar 200eV sampai 1MeV. Sinar X dihasilkan dari interaksi antara berkas berkas elektron eksternal dengan elektron pada kulit atom. Spektrum sinar X memiliki panjang gelombang 10^{-5} ~10 nm, berfrekuensi 10^{17} ~ 10^{20} Hz dan memiliki energi 10^3 ~ 10^6 eV. Panjang gelombang sinar X memiliki orde yang sama dengan jarak antar atom sehingga dapat digunakan sebagai sumber difraksi kristal. XRD digunakan untuk menentukan ukuran kristal, regangan kisi, komposisi kimia, dan keadaan lain yang memiliki orde yang sama.



Gambar 3. 10 Alat Uji XRD

3.5.3 *Drop Test*

Drop test digunakan untuk mensimulasikan jatuhnya *sinter* dari suatu conveyor ke lainnya selama transportasi dari proses *sinter* ke blast furnace. Sampel yang digunakan yaitu *sinter* yang memiliki ukuran 5 – 40 mm dengan berat total $20 \text{ kg} \pm 0.2 \text{ Kg}$ yang sudah dikeringkan di oven pada temperature $105 \pm 5 \text{ }^\circ\text{C}$. Hasil *sinter* yang sudah dikeringkan, lalu dimasukkan kedalam suatu kontainer dan diangkat dengan ketinggian 2 m lalu dibiarkan jatuh bebas kebawah mengenai plat besi yang berada dibawahnya. Ukuran container yang digunakan yaitu $560 \times 420 \times 200 \text{ mm}$ dan direkatkan pada suatu dudukan agar ketika sudah dijatuhkan kontainer lebih mudah untuk dinaikkan kembali. Plat besi yang digunakan sebagai alas memiliki ketebalan 10 mm atau lebih, lebar 1200 mm , panjang 1500 mm dan berada pada ketinggian 300 mm. Kontainer yang berisi *sinter* diangkat pada ketinggian 2 m yang dihubungkan dengan suatu beban yang membuat kontainer bisa terangkat lalu, dijatuhkan bebas mengenai plat besi. Sampel *sinter* yang keluar dari container dimasukkan kembali dan diulangi sebanyak 3 kali lalu sampel diayak dengan ukuran 5 mm dan 10 mm. hasil *sinter* yang tertahan di ayakan lalu ditimbang dan dihitung *shatter index* berdasarkan berat awal sebelum dilakukan drop test. Standar yang

digunakan pada drop test yaitu IS : 3963 – 1981.

Setelah dilakukan *Drop test* akan didapatkan *Shutter index* dari hasil yang diperoleh dalam bentuk persentase. *Shutter Index* dapat dihitung dengan menggunakan rumus :

$$\frac{SI}{(+10)} = \frac{W2}{W1} \times 100 \% \dots\dots\dots(3.1)$$

$$\frac{SI}{(+5)} = \frac{W3}{W1} \times 100\% \dots\dots\dots(3.2)$$

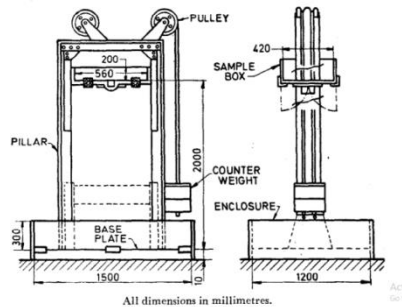
Dimana, *SI* = *Shatter Index* (%)

W1 = Massa awal sampel (kg)

W2 = Massa sampel yang tertahan ayakan 10 mm (kg)

W3 = Massa sampel yang tertahan ayakan 5 mm (kg)

Dengan adanya *Shutter Index* kita dapat mengetahui ketahanan hasil *sinter* untuk tidak pecah yang disebabkan oleh dampak selama proses pengangkutan dan pengumpanan hasil *sinter* ke dalam Blast Furnace. Jika dari perhitungan *Shutter Index* didapatkan hasil yang tinggi maka kekuatan hasil *sinter* tinggi, begitu juga sebaliknya. Sesuai standar IS:9963 tahun 1981 tentang Drop test, nilai shatter index minimum yang dimiliki *sinter* berkualitas adalah lebih dari 92%.



Gambar 3. 11 Alat Uji Drop Test

3.5.4 Proximate Analysis

Untuk mengetahui kandungan arang seperti kadar *moisture*, *volatile matter*, *ash*, dan *fixed carbon* dapat dilakukan

pengujian *proximate analysis*. Standar pengujian yang dilakukan yaitu ASTM D 3172-02 (*Fixed Carbon*), ASTM D 3173-02 (*Moisture*), ASTM D 3174-02 (*Ash*), dan ASTM D 3175-02 (*Volatile matter*).

1. **Moisture**

Analisa kadar moisture dalam arang dilakukan dengan metode ASTM D 3173-02. Sampel yang digunakan dihaluskan hingga 250 μm .

Bahan :

- a. Udara kering
- b. Pengereng, seperti kalsium sulfat anhidrat (0,004 mg/L), silika gel, magnesium perklorat (0,0005 mg/L), dan asam sulfat (0,003 mg/L)

Alat :

- a) Oven pengereng

Prosedur :

- a. Mengeringkan sampel dalam pengereng selama 15 menit hingga 30 menit dan ditimbang
- b. Mengambil sampel seberat 1 g dan diletakkan dalam kapsul, tutup kapsul dan timbang
- c. Meletakkan kapsul dalam oven yang telah dipanaskan (104°C - 110°C). Tutup oven dan panaskan selama 1 jam. Buka oven dan dinginkan dengan pengereng. Timbang segera kapsul bila telah mencapai temperatur ruangan
- d. Menghitung hasil analisa

Perhitungan :

$$\text{Moisture, \%} = [(A - B) / A] \times 100 \dots \dots \dots (3.3)$$

Dimana,

A = berat sampel yang digunakan (gram)

B = berat sampel setelah pemanasan (gram)

2. Volatile Matter

Analisa kadar *volatile matter* dalam arang dilakukan dengan standar ASTM D 3175-02. Sampel yang digunakan dihaluskan hingga 250 μm .

Alat :

- a. Krusibel platina dengan tutup, untuk batu bara berkapasitas 10-20 mL, diameter 25-35 mm, dan tinggi 30-35 mm
- b. Vertical electric tube furnace

Prosedur :

- a. Menimbang sampel seberat 1 gram dalam krusibel platina, tutup krusibel dan masukkan ke dalam furnace, lalu temperatur dijaga $950 \pm 20^\circ\text{C}$
- b. Setelah *volatile matter* lepas, yang ditunjukkan dengan hilangnya api *luminous*, periksa tutup krusibel masih tertutup
- c. Setelah pemanasan tepat 7 menit, pindahkan krusibel keluar *furnace* dan didinginkan.
- d. Timbang ketika dingin
- e. Persentase *weight loss* dikurangi persentase *moisture* sama dengan *volatile matter*

Perhitungan :

$$\text{Weight Loss, \%} = [(A - B) / A] \times 100 \dots \dots \dots (3.4)$$

Dimana :

A = berat sampel yang digunakan (gram)

B = berat sampel setelah pemanasan (gram)

Kemudian persen *volatile matter* dihitung dengan menggunakan persamaan :

$$\text{Volatile Matter, \%} = C - D \dots \dots \dots (3.5)$$

Dimana,

C = Weight Loss (%)

D = Moisture (%)

3. *Ash*

Analisa kadar ash dalam batu bara dilakukan dengan standar ASTM D 3174-02. Sampel yang digunakan dihaluskan hingga 250 μm .

Alat :

- a. Electric muffle furnace
- b. Kapsul porselen atau krusibel platina
- c. Tutup krusibel

Prosedur :

- a. Memasukkan 1 gram sampel dalam kapsul dan ditimbang lalu ditutup. Letakkan kapsul dalam furnace dingin. Panaskan dengan temperatur 450 – 500⁰C selama satu jam
- b. Memanaskan sampel hingga mencapai temperatur 700-750⁰C selama satu jam. Kemudian lanjutkan pemanasan hingga dua jam
- c. Pindahkan kapsul keluar dari furnace, didinginkan, dan timbang

Perhitungan :

$$\text{Ash, \%} = [(A - B) / C] \times 100 \dots \dots \dots (3.6)$$

Dimana,

A = berat kapsul, tutup, dan ash (gram)

B = berat kapsul kosong dan tutup (gram)

C = berat sampel yang digunakan (gram)

4. *Fixed Carbon*

Analisa kadar fixed carbon dalam batu bara dilakukan dengan standar ASTM D 3172-02 dengan perhitungan dari data kadar moisture, ash, dan volatile matter.

Perhitungan :

$$\text{Fixed Carbon, \%} = 100\% - [\text{moisture (\%)} + \text{ash (\%)} + \text{volatile matter (\%)}] \dots (3.7)$$

3.5.5 Rancangan Penelitian

Berikut ini merupakan rencana penelitian yang dilakukan dalam proses *sintering* nikel laterit sesuai dengan variabel yang

saya gunakan dengan berdasar pada stoikiometri yang sudah dihitung

Tabel 3. 2 Rancangan Penelitian

Massa Ore (kg)	Massa <i>Limestone</i> (kg)	Massa Arang (kg)	Massa Batubara (kg)	Pengujian
30	12	0 (0%)	3,3 (100%)	✓ Drop test ✓ EDX ✓ XRD
30	12	0,825 (25%)	2,475 (75%)	
30	12	1,65 (50%)	1,65 (50%)	
30	12	2,475 (75%)	0,825 (25%)	
30	12	3,3 (100%)	0 (0%)	

3.5.6 Neraca Massa *Sintering* Nikel Laterit Limonitik

Proses *sintering* yang akan dilakukan memerlukan perhitungan massa bahan yang akan dikomposisikan (*feed material*). Perhitungan dilakukan berdasarkan persamaan reaksi yang terjadi pada proses *sintering* bijih nikel laterit limonitik. Perhitungan ini berpengaruh pada keberhasilan proses aglomerasi dan komposisi yang dihasilkan. Adapun bahan yang dikomposisikan adalah bijih nikel laterit, arang, dan *limestone* sebagai fluks. Perhitungan untuk masing-masing massa bahan tersebut dilakukan dengan memperhatikan perilaku termal senyawa penyusunnya pada temperatur 1200 °C.

Komposisi massa arang dihitung berdasarkan kebutuhan karbon sebagai agen reduktor untuk mereduksi Fe_2O_3 dan dekomposisi $CaCO_3$ serta $MgCO_3$ pada temperatur tinggi. Sedangkan kebutuhan *limestone* ditentukan berdasarkan basisitas sinter yang diharapkan yakni sebesar 0,6. Desain target proses *sintering* ditentukan pada Tabel 3.2 berikut

Tabel 3. 3 Target *Sintering*

Target	Keterangan	Nilai	Satuan
Reaksi Reduksi	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$	100	Persen (%)
	$\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}$	100	Persen (%)
Reaksi Dekomposisi	$\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO}$	100	Persen (%)
	$\text{MgCO}_3 \rightarrow \text{MgO}$	100	Persen (%)
Basisitas	Sinter	60	Persen (%)

BAB IV HASIL DAN PEMBAHASAN

4.1 Karakterisasi *Raw Material*

Pada penelitian ini dilakukan beberapa pengujian karakterisasi terhadap bahan-bahan yang digunakan, yaitu bijih nikel laterit, arang, batubara, dan *limestone*.

4.1.1 Karakterisasi Bijih Nikel Laterit

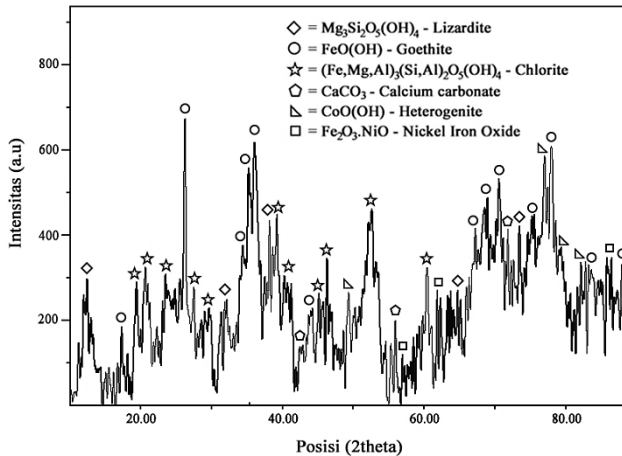
Bijih nikel laterit limonit yang digunakan berupa limonit yang berasal dari Sulawesi Tenggara. Bijih nikel laterit telah diayak dengan ukuran 50 mesh atau 300 μm . Pengujian komposisi / kadar bijih nikel laterit dilakukan terhadap bijih nikel laterit hasil sampling. Pengujian tersebut menggunakan mesin EDX. Didapatkan data komposisi bijih seperti yang ditunjukkan pada Tabel 4.1.

Tabel 4. 1 Hasil Pengujian EDX Bijih Nikel Laterit

Unsur	Ni	Fe	Si	Mg	Al	C a	C o	Cr	S	Cl	P	O
%wt	1,5 9	42,0 1	17,7 8	5,91	2, 50	3, 36	0, 02	1, 29	0, 27	0, 20	0, 18	2, 89

Dari Tabel 4.1 didapatkan kadar Ni sebesar 1,59% dan Fe sebesar 42,01% yang kemudian dijadikan basis perhitungan neraca massa untuk proses *sintering* bijih nikel laterit.

Identifikasi senyawa dari bijih nikel laterit dilakukan menggunakan mesin XRD PAN Analytical. Pengujian dilakukan dengan posisi 2θ dari 10° sampai 90° dan menggunakan panjang gelombang $\text{CuK}\alpha$ sebesar 1,54056 Å. Hasil pengujian XRD dari bijih nikel laterit dapat dilihat pada Gambar 4.1.



Gambar 4.1 Hasil Pengujian XRD Bijih Nikel Laterit

Pengujian XRD menghasilkan peak senyawa yang ditunjukkan pada Gambar 4.1 di atas. Hasil pengujian XRD dianalisa dengan menggunakan *match 3!*. Dari peak tersebut dapat diketahui senyawa-senyawa yang terdapat pada bijih nikel laterit. Semakin tinggi peak yang terbentuk menandakan semakin banyaknya juga senyawa yang terdapat pada bijih tersebut, maka dari analisa peak didapatkan senyawa dominan pada bijih nikel laterit adalah *goethite* (FeOOH). Selain itu juga terdapat senyawa *lizardite* [$\text{Mg}_3\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$], *chlorite* [$(\text{Fe},\text{MgAl})_3(\text{Si},\text{Al})_2\text{O}_5(\text{OH})_4$] dan *Nickel Iron Oxide* ($\text{Fe}_2\text{O}_3\cdot\text{NiO}$).

4.1.2 Karakterisasi Arang

Arang yang digunakan berasal dari Kenjeran, Surabaya. Pada penelitian ini batu bara digunakan sebagai penyedia karbon untuk menghasilkan gas reduksi berupa gas CO. Gas CO yang berasal dari reaksi *Boudouard* yang akan mereduksi Fe_2O_3 hingga menjadi FeO dan pengujian *proximate analysis* merupakan pengujian sangat penting dalam menentukan kadar *moisture*, *ash*, *volatile matter*, *fixed carbon*, serta nilai kalori. Pengujian *proximate* dilakukan berdasarkan standar ASTM D 3173-02.

Hasil pengujian *proximate analysis* arang yang digunakan dalam penelitian ini dapat dilihat pada Tabel 4.2.

Tabel 4.2 Hasil Pengujian *Proximate Analysis* Arang

Parameter	Hasil	Unit	Standar Pengujian
Kelembapan Total (<i>Moisture</i>)	0	%, ar	astm d3302-02
Kadar Abu (<i>Ash</i>)	1,7	%, ar	astm d3174-02
Kadar Karbon Tetap (<i>Fixed Carbon</i>)	61,8	%, adb	astm d3175-02
Kadar Zat yang mudah menguap (<i>Volatile Matter</i>)	36,5	%, adb	astm d3172-02
Nilai Kalori	7044	cal/gr, adb	astm d5865-03

Dari Tabel 4.2 didapatkan bahwa arang yang digunakan memiliki nilai kalori sebesar 7044 kal/gradan kadar karbon sebesar 61,8%. Hasil dari analisa proksimat di atas digunakan untuk perhitungan neraca panas yang digunakan untuk menghitung kebutuhan *sintering* bijih nikel laterit.

4.1.3 Karakterisasi Batubara

Batubara yang digunakan didapatkan dari Binuang, Kalimantan Selatan. Batubara berperan sebagai penyedia karbon untuk menghasilkan gas reduksi berupa gas CO. Gas CO yang berasal dari reaksi *Bouduard* kemudian akan mereduksi Fe_2O_3 hingga menjadi FeO. Pengujian *proximate analysis* dilakukan untuk mengetahui kadar *moisture*, *ash*, *volatile matter*, dan *fixed carbon*, serta nilai kalori berdasarkan standar ASTM D 3173-02. Hasil pengujian *proximate analysis* batubara yang digunakan dalam penelitian ini dapat dilihat pada Tabel 4.3

Tabel 4. 3 Hasil Pengujian *Proximate Analysis* Batubara

Parameter	Hasil	Unit	Standar Pengujian
Kelembapan Total (<i>Moisture</i>)	1,8	%, ar	ASTM D3302-02
Kadar Abu (<i>Ash</i>)	4,75	%, ar	ASTM D3174-02
Kadar Karbon Tetap (<i>Fixed Carbon</i>)	42,35	%, adb	ASTM D3175-02
Kadar Zat yang mudah menguap (<i>Volatile Matter</i>)	52,86	%, adb	ASTM D3172-02
Nilai Kalori	7204	cal/gr, adb	ASTM D5865-03

Dari tabel 4.3 didapatkan bahwa arang yang digunakan memiliki nilai kalori sebesar 7204 kal/gradan kadar karbon sebesar 42,35%. Hasil dari analisa proksimat di atas digunakan untuk perhitungan neraca panas yang digunakan untuk menghitung kebutuhan *sintering* bijih nikel laterit.

4.1.4 Karakterisasi *Limestone*

Identifikasi dari *limestone* dimulai dengan identifikasi unsur dengan pengujian EDX. Pengujian EDX dilakukan dengan alat *SEM PAN Analytical* milik Departemen Teknik Material ITS. Hasil pengujian EDX dari *limestone* bisa dilihat pada Tabel 4.4.

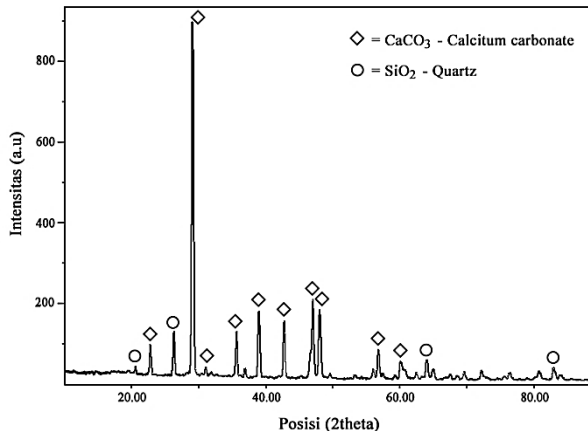
Tabel 4. 4 Hasil Pengujian EDX *Limestone*

Unsur	Ca	Mg	C	Si	Al	Fe	K	O
% wt	43,01	0,57	11,02	6,51	2,43	1,87	0,66	33,93

Dari pengujian EDX di atas tampak bahwa kapur memiliki kandungan Ca yang tinggi yaitu 43,01% dan kandungan Mg yang rendah yaitu 0,57%. Dari kandungan Ca dan Mg

tersebut dapat disimpulkan bahwa kapur yang digunakan ialah *limestone* bukan dolomit. Dari segi proses aglomerasi, baik Ca yang membentuk senyawa CaCO_3 akan membantu penyediaan gas CO_2 pada proses reduksi Fe_2O_3 dan sebagai *flux agent* atau pengikat pengotor seperti yang ditunjukkan pada reaksi 2.9 dan 2.12. (Spencer,1985).

Setelah itu, dilakukan identifikasi senyawa dari *limestone* menggunakan mesin *XRD PAN Analytical*. Pengujian dilakukan dengan posisi 2θ dari 10° sampai 90° dan menggunakan panjang gelombang $\text{CuK}\alpha$ sebesar $1,54056 \text{ \AA}$. Hasil pengujian XRD dari *limestone* dapat dilihat pada Gambar 4.2.



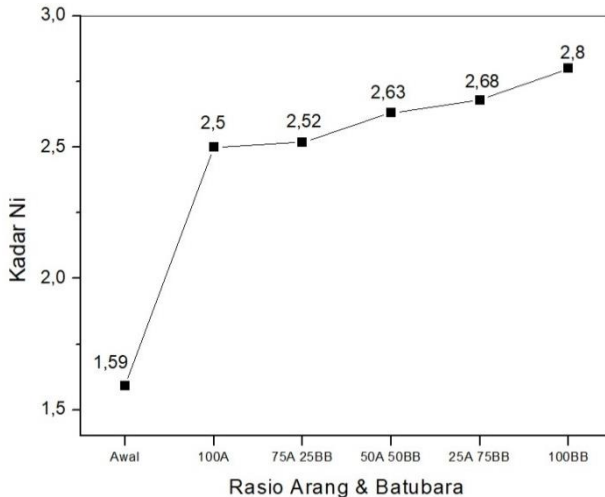
Gambar 4. 2 Hasil Pengujian XRD *Limestone*

Dari Gambar 4.2 di atas tampak bahwa pengujian XRD *limestone* memiliki peak tertinggi yaitu *Calcium carbonate* atau CaCO_3 .

4.2 Pengaruh Rasio Arang dan Batubara Terhadap Kadar Ni

Variasi rasio arang dan batubara pada proses *sintering* dapat mempengaruhi kadar unsur nikel di dalam produk *sinter*. Unsur nikel yang terkandung dalam produk *sinter* dapat diketahui dengan identifikasi EDX. Pengaruh rasio arang dan

batubara terhadap perubahan kadar nikel pada masing-masing *sinter* dapat dilihat pada Gambar 4.3



Gambar 4. 3 Kadar Nikel Pada Produk *Sinter*

Keterangan : 100A = 100% Arang
75A 25BB = 75% Arang & 25% Batubara
50A 50BB = 50% Arang & 50% Batubara
25A 75BB = 25% Arang & 75% Batubara
100BB = 100% Batubara

Dari Gambar 4.3 diatas, dapat dilihat bahwa diperoleh kadar Ni bijih nikel laterit setelah proses *sintering* pada variabel pertama (100% arang) adalah sebesar 2,5% . Hal ini menunjukkan adanya peningkatan kadar nikel sebesar 0,91%. Pada variabel yang kedua (75% arang dan 25% batubara) juga dapat dilihat di gambar 4.7 memiliki kadar Ni sebesar 2,52%. Peningkatan kadar nikel juga terjadi pada variabel yang kedua ini yaitu sebesar 0,93%. Lalu pada variabel yang ketiga (50% arang dan 50% batubara) memiliki kadar Ni yaitu sebesar 2,63%. Kadar nikel

juga mengalami peningkatan pada penggunaan arang dan batubara pada variabel ini sebesar 1,04%. Kemudian pada variabel yang keempat (25% arang dan 75% batubara) kadar Ni yang terkandung di dalamnya adalah sebesar 2,68%. Kadar nikel mengalami peningkatan sebesar 1,09% pada variabel ini. Dan yang terakhir pada variabel kelima (100% batubara) memiliki kadar Ni yaitu sebesar 2,8%. Peningkatan kadar nikel sebesar 1,21% terjadi pada penggunaan variabel ini.

Hasil ini menunjukkan bahwa terdapat peningkatan kadar nikel pada semua produk *sinter* dari mulai variabel pertama hingga variabel kelima. Peningkatan kadar Ni yang terjadi ini disebabkan oleh karena terjadinya dehidroksilasi pada *lizardite* $[(Mg,Ni)_3Si_2O_5(OH)_4]$ pada temperatur $700^\circ C$ sehingga senyawa tersebut akan melepas ikatan hidroksidanya (OH). Reaksi ini akan menyebabkan terpisahnya senyawa NiO, MgO, SiO₂ dari *lizardite* seperti yang ditunjukkan pada persamaan 2.7. Dan juga pada *gothite* (FeOOH) terjadi dehidroksilasi melepaskan ikatan hidroksidanya menjadi *hematite* (Fe₂O₃) seperti pada Persamaan 2.8. Menurut Tyroler & Landolt, 1998 bahwa peningkatan kadar Ni pada produk *sinter* disebabkan kandungan *moisture* dan *volatile matter* dalam bijih nikel, arang, batubara hilang. *Volatile matter* yang hilang pada bijih nikel laterit pada proses *sintering* umumnya disebut dengan *loss on ignition*, zat yang hilang berupa gugus OH. Semakin banyaknya kandungan *moisture* dan *volatile matter* yang hilang tergantung pada seberapa besar kalor panas yang diberikan pada *bed sinter* saat proses *sintering* berlangsung. Selain itu semakin banyaknya kalor yang diberikan menyebabkan *reducibility* dari nikel akan meningkat. *Reducibility of nickel* sendiri merupakan seberapa mudah nikel tersebut tereduksi. (Kawahara, Toguri dan Bergman 1988). Peningkatan kadar Ni dalam *sinter* akan mengurangi kadar NiO yang harus direduksi dalam *blast furnace* sehingga waktu reduksi yang dibutuhkan tidak terlalu lama. (Mochon, 2014).

Dari data nilai kadar Ni yang didapatkan dari masing-masing variabel dapat diketahui variabel mana yang memberikan pengaruh paling signifikan terhadap nilai kadar Ni dari hasil

sinter dengan menggunakan analisa statistik anova. Pada Tabel 4.5 yang merupakan tabel hasil analisa statistik anova menunjukkan bahwa nilai P-Value yang bernilai 0,000.

Tabel 4. 5 Tabel Anova Pengaruh Terhadap Kadar Ni

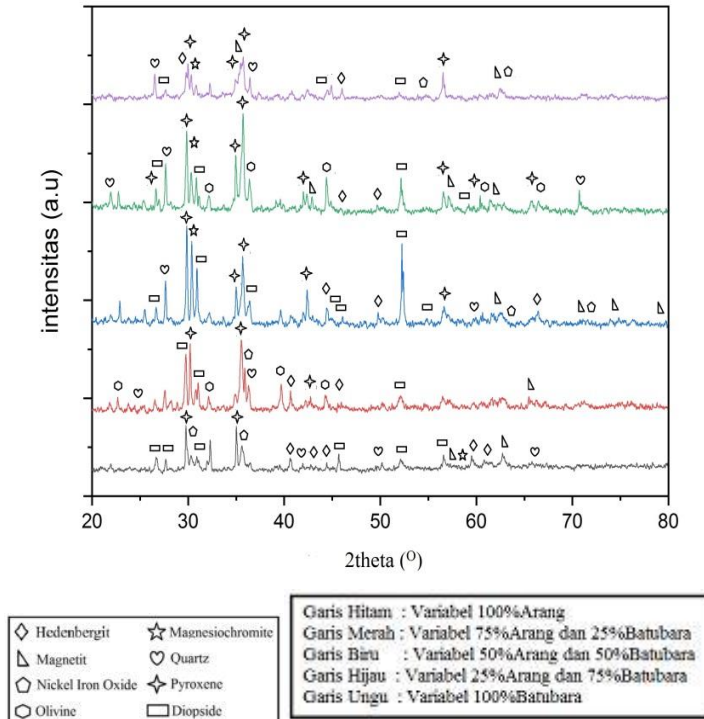
Source	DF	Adj SS	Adj MS	F-Value	P-Value
Regression	4	0,000018	0,000005	2,40	0,119
x	4	0,000018	0,000005	2,40	0,119
Error	10	0,000019	0,000002		
Total	14	0,000037			

Nilai tersebut lebih kecil daripada nilai *significance* yang mana bernilai 0,05. Sehingga dapat disimpulkan bahwa setiap perlakuan rasio arang dan batubara memberikan pengaruh pada nilai kadar Ni dari masing-masing variabel. Sementara itu penggunaan rasio batubara 100% memberikan pengaruh paling signifikan terhadap kadar Ni dari *sinter*. Hal ini dikarenakan kenaikan 1 satuan batubara 100% akan meningkatkan Y sebesar 0,003 berdasarkan Persamaan 4.1 berikut.

$$y = 0,025000 + 0,0 x_Arang\ 100\% + 0,00180 x_Arang\ 25\% \& \\ Batubara\ 75\% + 0,00130 x_Arang\ 50\% \& Batubara\ 50\% \\ + 0,00020 x_Arang\ 75\% \& Batubara\ 25\% \\ + 0,00300 x_Batubara\ 100\% \dots\dots\dots(4.1)$$

4.3 Pengaruh Rasio Arang & Batubara Terhadap Senyawa Produk

Identifikasi senyawa dari hasil proses *sintering* bijih nikel laterit dilakukan dengan menggunakan mesin XRD PAN Analytical. Pengujian dilakukan dengan posisi 2θ dari 10° sampai 90° dan menggunakan panjang gelombang $1,54056 \text{ \AA}$. Setelah dilakukan *sintering* pada nikel laterit dengan variasi rasio arang & batubara didapatkan produk *sinter* yang kemudian diuji XRD. Selanjutnya, pengujian XRD dianalisa dengan menggunakan *match 3!*. Gambar 4.4 merupakan hasil identifikasi dari senyawa dari proses *sintering* dalam *sintering bed furnace*.



Gambar 4. 4 Hasil Pengujian XRD Hasil *Sinter*

Gambar 4.4 merupakan hasil pengujian XRD pada hasil *sinter*, senyawa-senyawa yang teridentifikasi ditunjukkan pada Tabel 4.6

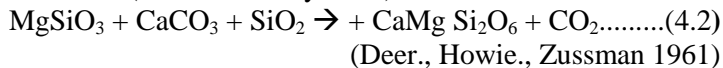
Tabel 4. 6 Identifikasi Senyawa pada Produk *Sinter*

No	Senyawa	Rumus Kimia
1	<i>Pyroxene</i>	$\text{Ca}(\text{Mg,Fe,Al})(\text{Al,Si})_2\text{O}_6$
2	<i>Diopside</i>	$\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$
3	<i>Hedenbergite</i>	$\text{CaFeSi}_2\text{O}_6$
4	<i>Olivine</i>	$(\text{Fe,Mg})_2\text{SiO}_4$
5	<i>Magnetite</i>	Fe_3O_4
6	<i>Magnesiochromite</i>	MgCr_2O_4
7	<i>Nickel Iron Oxide</i>	$\text{NiO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$
8	<i>Quartz</i>	SiO_2

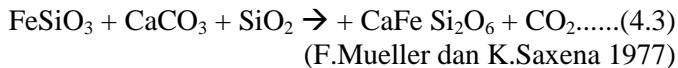
Tabel 4. 7 Identifikasi Tiap Peak pada Garafik XRD

	Variabel 1	Variabel 2	Variabel 3	Variabel 4	Variabel 5
<i>Pyroxene</i>	29,92 35,01	30,21 42,20 35,54	29,96 35,09 35,78 42,48 56,73	26,67 29,86 35,42 35,73 42,38 56,58 60,41 65,84	30,02 34,97 35,76 56,73
<i>Diopside</i>	27,62 30,88 45,78 52,34 56,57	29,71 30,79 51,99	26,67 31,03 36,30 44,48 46,17 52,49 54,95	26,98 30,88 52,16 59,10	27,66 44,52 46,19 52,01
<i>Hedenbergite</i>	40,61 42,53 44,42 59,49 61,40	40,66 44,51	49,86 44,48 66,54	45,81 50,55	29,82
<i>Olivine</i>	-	22,65 32,13 39,70 44,26	-	32,20 36,39 44,42 61,43 66,48	-
<i>Magnetite</i>	57,03 62,57	65,78	62,80 71,20 75,32 79,21	42,90 57,11 62,22	35,47 62,41
<i>Magnesiochromite</i>	57,29	-	30,48	30,33	30,36
<i>Nickel Iron Oxide</i>	30,31 35,61	35,90	63,03 71,65	-	53,92 62,90
<i>Quartz</i>	41,94 49,73 67,66	26,53 36,29	27,74 60,22	21,94 27,62 70,73	25,56 36,47

Pada Gambar 4.4 menunjukkan senyawa-senyawa yang terbentuk pada *sinter*. senyawa *diopside* ($\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$) merupakan senyawa didapatkan ketika MgSiO_3 bereaksi dengan CaCO_3 yang diperoleh dari fluks dan SiO_2 pada temperatur 1050°C . Senyawa magnesium silikat (MgSiO_3) yang bereaksi bereaksi berasal dari dekomposisi termal dari senyawa *lizardite* [$\text{Mg}_3\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$] dalam *ore* pada temperatur 600°C seperti Persamaan 4.2. (G. W. Brindley 1965).



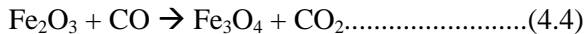
Senyawa ini dapat terlihat pada semua sampel hasil dari proses sintering. Sampel pertama (variasi 100% arang) dengan puncak 2θ 27,62 ; 30,88 ; 45,78 ; 52,34 ; 56,57. Sampel kedua (variasi 75% arang & 25% batubara) pada puncak 2θ 29,71 ; 30,79 ; 51,99. Sampel ketiga 2θ (variasi 50% arang & 50% batubara) terlihat pada puncak 26,67 ; 31,03 ; 36,30 ; 44,48 ; 46,17 ; 52,49 ; 54,95 . Sampel keempat (variasi 25% arang & 75% batubara) dengan puncak 2θ 26,98 ; 30,88 ; 52,16 ; 59,10. Dan sampel terakhir (variasi 100% batubara) dengan puncak 2θ 27,66 ; 44,52 ; 46,19 ; 52,01. Sementara ketika *ferro-silicate* (FeSiO_3) bereaksi dengan *calcium carbonat* (CaCO_3) bersama dengan SiO_2 seperti Persamaan 4.3 (pada temperatur 1050°C menyebabkan terbentuknya senyawa *hedenbergite* ($\text{CaFeSi}_2\text{O}_6$). *Iron(II) silicate* (FeSiO_3) terbentuk dari hasil reaksi *wustite* (FeO) dengan SiO_2 .



Pada sampel pertama (variasi 100% arang) menunjukkan adanya senyawa *hedebergite* dengan puncak 2θ 40,61 ; 42,53 ; 44,42 ; 59,49 ; 61,40. Pada sampel kedua (variasi 75% arang & 25% batubara) juga terlihat adanya senyawa *hedenbergite* dengan puncak 2θ 40,66 dan 44,51. Lalu pada sampel ketiga (variasi 50% arang & 50% batubara) juga terdapat senyawa *hedenbergite* dengan puncak 2θ 49,86 ; 44,48 ; 66,54. Selanjutnya pada sampel keempat (variasi 25% arang & 75% batubara) terlihat senyawa

hedenbergite dengan 2θ 45,81 dan 50,55. Dan yang terakhir pada sampel kelima (variasi batubara 100%) terlihat juga senyawa *hedenbergite* dengan puncak 2θ 29,82.

Terdapat juga senyawa magnetite (Fe_3O_4) yang terbentuk pada hasil *sinter*. senyawa magnetit (Fe_3O_4) terbentuk dari reaksi reduksi hematite (Fe_2O_3) oleh gas CO berdasarkan persamaan reaksi *Boudouard*.

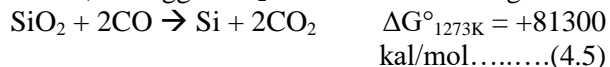


Sedangkan senyawa hematit yang diperoleh dari senyawa *goethite* (FeOOH) dalam bijih nikel laterit yang mengalami dekomposisi termal pada temperatur 700°C (Pers. 2.8). (Crundwell, 2011). Pada sampel pertama (variasi 100% arang) terlihat senyawa magnetite dengan puncak 2θ 57,03 dan 62,57. Sampel kedua (variasi 75% arang & 25% batubara) juga terbentuk senyawa magnetite dengan puncak 2θ 65,78. Sementara pada sampel ketiga (variasi 50% arang & 50% batubara) dengan puncak 2θ 62,80 ; 71,20 ; 75,32 ; 79,21 terdapat senyawa magnetite. Lalu pada sampel keempat (variasi 25% arang & 75% batubara) muncul senyawa magnetite dengan puncak 2θ 42,90 ; 57,11 ; 62,22. Dan yang terakhir sampel kelima (variasi 100% batubara) terdapat senyawa magnetite dengan puncak 2θ 35,47 dan 62,41. Di dalam hasil proses *sintering* juga ditemukan senyawa *olivine* [$(\text{Fe},\text{Mg})_2\text{SiO}_4$]. Senyawa *olivine* yang terbentuk berasal dari *wustite* (FeO) yang berikatan dengan MgO dan SiO_2 pada temperatur 975°C . Senyawa ini muncul di beberapa sampel seperti sampel kedua (variasi 75% arang & 25% batubara) dengan puncak 2θ 22,65 ; 32,13 ; 39,70 ; 44,26. Lalu senyawa *olivine* ini juga terdapat di sampel keempat (variasi 25% arang & 75% batubara) dengan puncak 2θ 32,20 ; 36,39 ; 44,42 ; 61,43 ; 66,48.

Selain itu pada hasil *sinter* juga terbentuk senyawa *nickel iron oxide* ($\text{Fe}_2\text{O}_3.\text{NiO}$). Senyawa ini adalah hasil ikatan dari senyawa *hematite* (Fe_2O_3) yang belum sempat tereduksi menjadi *magnetite* maupun *wustite* dengan oksida-oksida yang lain seperti *nickel oxide* (NiO) pada temperatur 750°C berdasarkan persamaan 2.17. (Bamford, 2008). Senyawa ini dapat ditemukan pada sampel pertama (variasi 100% arang) dengan puncak 2θ

30,31 dan 35,61. Sampel kedua (variasi 75% arang & 25% batubara) juga terbentuk senyawa *nickel iron oxide* dengan puncak 20 35,90. Lalu pada sampel ketiga (variasi 50% arang & 50% batubara) juga terdapat senyawa *nickel iron oxide* dengan puncak 20 63,03 dan 71,65. Dan yang terakhir pada sampel yang kelima (variasi 100% batubara) juga terbentuk dengan puncak 20 53,92 dan 62,90. Selanjutnya oksida-oksida lain selain oksida besi juga berikatan. oksida tersebut merupakan magnesium oksida (MgO) yang berikatan dengan chromium oksida (Cr₂O₃) sehingga terbentuk *magnesiochromite* pada temperatur 1100^oC (Pers. 2.19). Senyawa *magnesiochromite* dapat ditemukan pada sampel pertama (variasi 100% arang) dengan puncak 20 57,29. . Lalu pada sampel ketiga (variasi 50% arang & 50% batubara) dengan puncak 20 30,48. Pada sampel keempat (variasi 25% arang & 75% batubara) terdapat senyawa *magnesiochromite* dengan puncak 20 30,33. Dan pada sampel terakhir (variasi 100% batubara) dengan puncak 20 30,36.

Sementara itu pada temperatur yang lebih tinggi *Quartz* (SiO₂) tidak mengalami reduksi dan hanya berikatan dengan oksida lain seperti Persamaan 4.5 karena reaksi reduksi SiO₂ oleh gas CO memiliki nilai energi bebas Gibbs yang positif dan cukup besar yakni 81300 kal, sehingga SiO₂ sulit direduksi oleh gas CO.



Senyawa *quartz* ini dapat ditemukan di semua hasil *sinter*. Pada sampel pertama (variasi 100% arang) dengan puncak 20 41,94 ; 49,73 ; 67,66. Lalu pada sampel kedua (variasi 75% arang & 25% batubara) dengan puncak 20 26,53 dan 36,29. Sementara pada sampel ketiga (variasi 50% arang & 50% batubara) juga ditemukan senyawa *quartz* dengan puncak 20 27,74 dan 60,22. Pada sampel keempat (variasi 25% arang & 75% batubara) terdapat senyawa *quartz* dengan puncak 20 21,94 ; 27,62 ; 70,73. Dan pada sampel terakhir (variasi 100% batubara) dengan puncak 20 25,56 dan 36,47.

Adapun juga terdapat senyawa *pyroxene* pada sampel yang telah diuji. Senyawa *pyroxene* terbentuk dari Fe₂O₃(FeO)–

$\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$. Dari komponen pembentuknya maka senyawa ini dapat disebut juga dengan *Silicoferrite of Calcium and Aluminium* (SFCA). Senyawa ini umumnya terbentuk pada temperatur 1050-1200°C di proses *sintering*. *Pyroxene* dapat disamakan dengan senyawa kompleks *ferrite* dengan formula umum yaitu $x\text{Fe}_2\text{O}_3\text{-ySiO}_2\text{-zAl}_2\text{O}_3\text{-5CaO}$. (Nicol, et al. 2018). Senyawa *pyroxene* dapat ditemukan pada sampel pertama (variasi 100% arang) dengan puncak 2θ 29,92 dan 35,01. Lalu pada sampel kedua (variasi 75% arang & 25% batubara) dengan puncak 2θ 30,21 ; 42,20 ; 35,54. Sementara pada sampel ketiga (variasi 50% arang & 50% batubara) juga ditemukan senyawa *pyroxene* dengan puncak 2θ 29,96 ; 35,09 ; 35,78 ; 42,48 ; 56,73. Pada sampel keempat (variasi 25% arang & 75% batubara) terdapat senyawa *pyroxene* dengan puncak 2θ 26,67 ; 29,86 ; 35,42 ; 35,73 ; 42,38 ; 56,58 ; 60,41 ; 65,84. Dan pada sampel terakhir (variasi 100% batubara) dengan puncak 2θ 30,02 ; 34,97 ; 35,76 ; 56,73.

4.4 Pengaruh Rasio Arang dan Batubara Terhadap Kekuatan *Sinter*

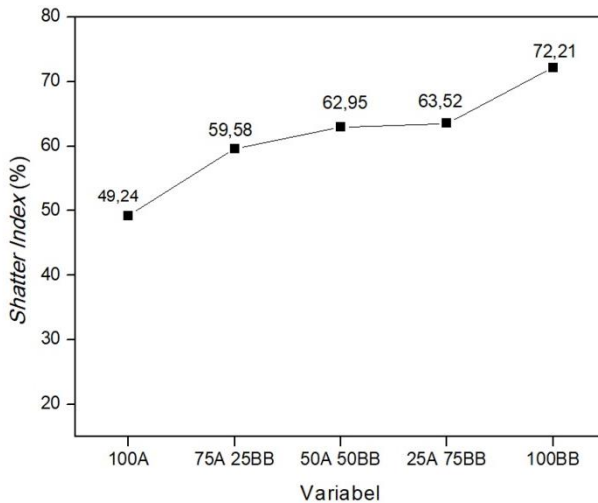
Pengujian *drop test* dilakukan untuk mengetahui nilai *Shatter Index* (%). *Shatter index* sendiri merupakan acuan untuk mengetahui ketahanan hasil sinter untuk tidak pecah yang disebabkan oleh impak selama proses pengangkutan dan pengumpanan hasil sinter ke *Blast Furnace*. Perhitungan nilai *Shatter Index* dilakukan dengan membandingkan massa sinter berukuran $\geq 5\text{mm}$ setelah dilakukan *drop test* dengan massa awal hasil sinter. Oleh karena itu perlu dilakukan pemisahan hasil sinter *drop test* dengan ayakan. Perhitungan nilai *Shatter Index* ditunjukkan pada Persamaan 4.6 (Bhavan, dkk, 1981).

$$\text{Shatter Index (\%)} = \frac{m_{\text{sinter } 5 \text{ mm setelah drop test}}}{m_{\text{awal sinter}}} \times 100\% \dots (4.6)$$

Hasil perhitungan *Shatter Index* dapat dilihat pada Tabel 4.8

Tabel 4. 8 Nilai *Shatter Index* Tiap Sampel

Variabel	Massa Awal Sinter (kg)	Massa Sinter $\geq 5\text{mm}$ Setelah Drop Test (kg)	<i>Shatter Index</i> (%)
Arang 100%	9,85	4,85	49,24
Arang 75% & Batubara 25%	12,89	7,68	59,58
Arang 50% & Batubara 50%	13,44	8,46	62,95
Arang 25% & Batubara 75%	15,46	9,82	63,52
Batubara 100%	19,5	14,08	72,21



Gambar 4. 5 Grafik Nilai *Shatter Index* Hasil Sinter

Berdasarkan Gambar 4.5 dapat dilihat nilai *Shatter Index* dari masing-masing sampel setelah dilakukan proses *sintering* pada temperatur 1200°C selama 4 jam. Sampel pertama dengan penggunaan rasio arang sebesar 100% memiliki nilai *shatter index* 49,24% yang mana nilai ini merupakan *shutter index* paling rendah diantara sampel yang lainnya. Dengan mempertimbangkan

nilai minimum untuk *shutter index* adalah sebesar 60% maka ketahanan *sinter* untuk tidak pecah dengan adanya dampak selama proses pengangkutan dan pengumpanan ke dalam *blast furnace* masih sangat kurang. (Gupta 2015). Nilai *shatter index* yang sangat rendah ini dikarenakan penggunaan arang sepenuhnya yang mana *heating value* atau nilai kalori dari arang sendiri sebesar 7044 cal/gr lebih rendah dari batubara. Nilai *heating value* atau nilai kalori yang rendah menyebabkan temperatur pada *flame front* menjadi rendah. *Flame front temperature* merupakan temperatur pada daerah dimana terjadi reaksi pembakaran. Rendahnya *flame front temperature* ini secara langsung bertanggung jawab atas rendahnya *degree of melting* dan *consolidation* pada sintering bed sehingga mempengaruhi *degree of bonding* antara granules sehingga menjadi semakin kecil. (Liming LU, et al. 2013). Apabila nilai *degree of melting* rendah menyebabkan *feed material* tetap pada kondisi padatnya dan tidak sampai meleleh. Dalam kondisi lebih padat, material tidak mudah mengalir sehingga akan terbentuk *sinter* yang memiliki banyak porositas. Banyaknya porositas menyebabkan rendahnya ketahanan terhadap dampak. Selain itu penggunaan arang sebagai bahan bakar yang memiliki nilai *heating value* rendah cenderung sulit terbentuk SFCA sehingga hanya mampu membentuk SFCA dalam jumlah yang minim.. Senyawa SFCA ini memiliki kekuatan yang paling tinggi dibandingkan senyawa yang lain. Sehingga semakin sedikitnya SFCA maka kekuatan dari *sinter* akan menurun. (Yang, S, et al. 2017) .

Sementara itu dari gambar 4.4 pada sampel kedua dengan penggunaan rasio arang sebesar 75% dan batubara sebesar 25% didapatkan nilai *shatter index* sebesar 59,58%. Apabila mengacu pada standar nilai minimum untuk hasil *sinter* dikatakan berkualitas atau tidak yaitu sebesar 60% maka pada sampel kedua ini nilai *shatter indexnya* belum memenuhi standar namun sudah mendekati nilai minimum. Hal ini menunjukkan ketahanan *sinter* untuk tidak pecah dengan adanya dampak selama proses pengangkutan dan pengumpanan ke dalam *blast furnace* masih kurang. Seperti yang telah dijelaskan sebelumnya bahwa masih

kurangnya kalor panas yang diberikan pada *sintering bed furnace* untuk proses *sintering* menyebabkan rendahnya *degree of melting* dan *consolidation* yang mana dapat mempengaruhi *degree of bonding* antara granules sehingga menjadi semakin kecil. Saat nilai *degree of melting* rendah, hal itu menyebabkan *feed material* tetap pada kondisi padatna dan tidak sampai meleleh. Dalam kondisi lebih padat, material tidak mudah mengalir sehingga akan terbentuk *sinter* yang memiliki banyak porositas. Banyaknya porositas menyebabkan rendahnya ketahanan terhadap impak. (Umadevi, 2012). Selain itu pemberian kalor panas yang kurang menyebabkan SFCA yang terbentuk tidak bisa banyak. Senyawa SFCA ini merupakan senyawa paling kuat dibandingkan senyawa yang lain sehingga apabila SFCA yang terbentuk sedikit akan menyebabkan nilai *shatter index* masih kurang.

Dari Gambar 4.5 juga menunjukkan nilai *shatter index* dari sampel ketiga (variasi 50% arang & 50% batubara), sampel keempat (variasi 50% arang & 50% batubara), dan sampel kelima (variasi 100% batubara) setelah proses *sintering* pada temperatur 1200°C dan holding time selama 4 jam adalah sebesar. Sampel ketiga memiliki nilai *shatter index* sebesar 62,95 lalu sampel keempat memiliki nilai *shatter index* sebesar 63,52, dan yang terakhir sampel kelima sebesar 72,21. Dari ketiga sampel tersebut jika ditinjau dari nilai minimum untuk *shatter index* maka ketahanan *sinter* untuk tidak pecah dengan adanya impak selama proses pengangkutan dan pengumpanan ke dalam *blast furnace*. Terpenuhinya nilai *shatter index* untuk sampel ketiga, keempat, dan kelima dikarenakan pemberian kalor panas yang mencukupi pada *sintering bed furnace*. Kalor panas yang mencukupi menyebabkan temperatur *sintering* mendekati *softening* dan *feed material* perlahan meleleh. Pada kondisi ini, material akan mudah untuk mengalir dan menggumpal sehingga porositas yang terbentuk pada *sinter* akan minim. Minimnya porositas menyebabkan tingginya ketahanan *sinter* untuk tidak pecah dengan adanya impak. (Umadevi, et al. 2012). Selain itu itu, kalor panas yang tercukupi dapat menaikkan temperatur *sintering* sehingga reaksi pembentukan SFCA semakin mudah terjadi.

Hasilnya, jumlah SFCA yang terbentuk makin tinggi. Senyawa SFCA sendiri memiliki kekuatan yang tinggi. Oleh karena banyaknya jumlah SFCA yang terbentuk, maka kekuatan *sinter* juga semakin bertambah. (Yang, S, et al. 2017).

Menurut Gupta tahun 2015 ikatan *slag* (*slag bond*) mempengaruhi kekuatan dari hasil *sinter*. Ikatan yang terbentuk pada hasil *sintering* memiliki nilai kekerasan yang berbeda-beda. Seperti pada senyawa *diopside* memiliki nilai kekerasan sebesar 7 mohs. (Liliia, Nikolai dan Irina 2016). Nilai kekerasan yang dimiliki *diopside* juga sama seperti nilai kekrasan yang dimiliki oleh *olivine* yaitu 7 mohs. (Doug Rickman., Kenneth W. Street 2016). Lalu pada *pyroxene* nilai kekerasannya sebesar 7 mohs. Dan yang terakhir menurut *gemsociety* tahun 2015, nilai kekerasan yang dimiliki *hedenbergite* adalah 5,5-6,5 mohs.

Dari data nilai *shatter index* yang didapatkan dari masing-masing variabel dapat diketahui variabel mana yang memberikan pengaruh paling signifikan terhadap nilai kekuatan dari hasil *sinter* dengan menggunakan analisa statistik anova. Pada Tabel 4.9 yang merupakan tabel hasil analisa statistik anova menunjukkan bahwa nilai P-Value yang bernilai 0,000.

Tabel 4. 9 Tabel Anova Pengaruh Terhadap *Shatter Index*

Source	DF	Adj SS	Adj MS	F-Value	P-Value
Regression	4	0,082087	0,020522	31,25	0,000
x	4	0,082087	0,020522	31,25	0,000
Error	10	0,006566	0,000657		
Total	14	0,088653			

Nilai tersebut lebih kecil daripada nilai *significance* yang mana bernilai 0,05. Sehingga dapat disimpulkan bahwa setiap perlakuan rasio arang dan batubara memberikan pengaruh pada nilai *shatter index* dari masing-masing variabel. Sementara itu penggunaan rasio batubara 100% memberikan pengaruh paling signifikan terhadap kekuatan dari *sinter*. Hal ini dikarenakan kenaikan 1 satuan batubara 100% akan meningkatkan Y sebesar 0,2297

berdasarkan Persamaan 4.7 berikut

$$y = 0,4924 + 0,0 x_{\text{Arang } 100\%} + 0,1395 x_{\text{Arang } 25\% \& \text{ Batubara } 75\%} + 0,1371 x_{\text{Arang } 50\% \& \text{ Batubara } 50\%} + 0,1034 x_{\text{Arang } 75\% \& \text{ Batubara } 25\%} + 0,2297 x_{\text{Batubara } 100\%} \dots \dots \dots (4.7)$$

4.5 Pengaruh Rasio Arang dan Batubara Terhadap Perolehan *Sinter*

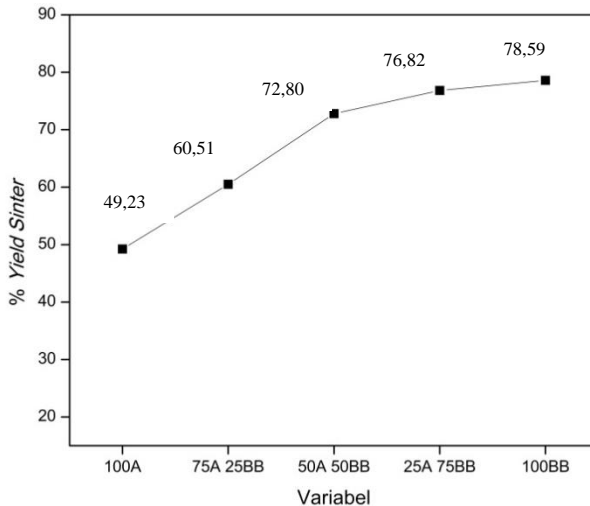
Perolehan *sinter* (*yield sinter*) dapat diketahui dengan membandingkan massa total *sinter* yang terbentuk setelah proses *sintering* dengan massa awal campuran *feed material* (dalam hal ini *ore*, *limestone* dan arang). Perhitungan % *Sinter Yield* ditunjukkan pada Persamaan 4.8 (Gupta, 2015).

$$\text{Sinter Yield (\%)} = 100\% - \frac{m_{\text{total return fines}}}{m_{\text{awal feed material}}} \dots \dots \dots (4.8)$$

Perhitungan pengaruh rasio arang dan batubara terhadap perolehan *sinter* dari hasil proses *sintering* dapat dilihat dari Tabel 4.10

Tabel 4. 10 Perhitungan % *Sinter Yield* Hasil Proses *Sintering*

Variabel	Massa Awal <i>Feed Material</i> (kg)	Massa Total <i>Return Fines</i> (kg)	% <i>yield sinter</i>
Arang 100%	45,3	23,00	49,23%
Arang 75% & Batubara 25%	45,3	17,89	60,51%
Arang 50% & Batubara 50%	45,3	12,32	72,80%
Arang 25% & Batubara 75%	45,3	10,50	76,82%
Batubara 100%	45,3	9,70	78,59%



Gambar 4. 6 Grafik % *Sinter Yield* Hasil Proses Sintering

Dari Gambar 4.6 dapat dilihat grafik % *Sinter Yield*, setelah proses *sintering* pada temperatur 1200°C dan holding time selama 4 jam. Pada sampel pertama (variasi 100% arang) dan sampel kedua (variasi 75% arang & 25% batubara) diperoleh nilai % *Sinter Yield* sebesar 49,23% dan 60,51. Nilai % *Sinter Yield* ini masih kecil sehingga dapat dikatakan perolehan *sinter* masih sangat minim yang memiliki nilai perolehan % *sinter yield* optimal sebesar $\geq 65\%$ (Gupta, 2015). Rendahnya perolehan *sinter* pada sampel pertama dan kedua ini dapat disebabkan karena kurangnya kalor panas pada *sintering bed furnace* yang mana hal tersebut bisa menurunkan temperatur *sintering*. Kalor panas pada proses *sintering* yang rendah menyebabkan *slag bond* dan *fusion bond* sulit terjadi. *Slag bond* merupakan ikatan hasil dari reaksi oksida-oksida oleh fluks (CaO dan SiO_2) pada temperatur yang tinggi yakni 1050°C . Pembentukan *slag bond* yang sedikit ini akan menurunkan massa *sinter* yang terbentuk dan secara tidak langsung akan menurunkan perolehan *sinter*. (Crundwell, 2011). Lalu ketika *fusion bond* sulit terjadi, hal tersebut menyebabkan

feed material tetap mempertahankan kondisi padatnya sehingga memiliki viskositas yang masih tinggi. Tingginya viskositas membuat *feed material* sulit untuk mengalir dan melakukan pengontakan (aglomerasi) satu sama lain. Sedikitnya *feed material* yang mengalami penggumpalan secara langsung menyebabkan massa perolehan sinter menurun. (S. Ikhsan 2008)

Sedangkan perolehan %*sinter yield* pada sampel ketiga (variasi arang 50% arang & 50% batubara), sampel keempat (variasi arang 25% arang & 75% batubara), dan sampel kelima (100% batubara) juga ditunjukkan pada Gambar 4.6. Sampel ketiga, keempat, dan kelima memiliki nilai % *sinter yield* sebesar 72,80%, 76,82%, dan 78,59%. Dari ketiga nilai tersebut dapat dikatakan perolehan %*sinter yield* nya bagus dan memenuhi nilai optimal sebesar $\geq 65\%$ (Gupta 2015). Perolehan % *sinter yield* yang bagus ini dapat terjadi disebabkan oleh *supply* kalor panas yang mencukupi pada proses *sintering* sehingga temperatur *sintering* optimal. Optimalnya temperatur pada *sintering bed furnace* menyebabkan *slag bond* dan *fusion bond* selama proses *sintering* mudah terjadi. Mudahnya *slag bond* ini dalam terbentuk menyebabkan massa *sinter* yang terbentuk semakin banyak. Lalu mudahnya terjadi *fusion bond* menyebabkan penggumpalan pada *feed material* semakin banyak sehingga meningkatkan massa perolehan *sinter*.

Dari data nilai *yield sinter* yang didapatkan dari masing-masing variabel dapat diketahui variabel mana yang memberikan pengaruh paling signifikan terhadap perolehan *sinter* dari hasil *sinter* dengan menggunakan analisa statistik anova. Pada Tabel 4.11 yang merupakan tabel hasil analisa statistik anova menunjukkan bahwa nilai P-Value yang bernilai 0,000.

Tabel 4. 11 Tabel Anova Pengaruh Terhadap *Yield Sinter*

Source	DF	Adj SS	Adj MS	F-Value	P-Value
Regression	4	0,186178	0,046545	173,70	0,000
x	4	0,186178	0,046545	173,70	0,000
Error	10	0,002680	0,000268		
Total	14	0,188858			

Nilai tersebut lebih kecil daripada nilai *significance* yang mana bernilai 0,05. Sehingga dapat disimpulkan bahwa setiap perlakuan rasio arang dan batubara memberikan pengaruh pada nilai *yield sinter* dari masing-masing variabel. Sementara itu penggunaan rasio batubara 100% memberikan pengaruh paling signifikan terhadap perolehan dari *sinter*. Hal ini dikarenakan kenaikan 1 satuan batubara 100% akan meningkatkan Y sebesar 0,2936 berdasarkan Persamaan 4.8 berikut

$$y = 0,49229 + 0,0 \times \text{Arang } 100\% + 0,2759 \times \text{Arang } 25\% \& \text{ Batubara } 75\% + 0,2357 \times \text{Arang } 50\% \& \text{ Batubara } 50\% \\ + 0,1128 \times \text{Arang } 75\% \& \text{ Batubara } 25\% \\ + 0,2936 \times \text{Batubara } 100\% \dots\dots\dots(4.8)$$

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

BAB V KESIMPULAN DAN SARAN

5.1 Kesimpulan

Berdasarkan hasil pengujian dan analisa data yang telah dilakukan maka dapat ditarik kesimpulan sebagai berikut :

1. Penggunaan rasio arang dan batubara mempengaruhi kadar Ni *sinter* pada proses *sintering* bijih nikel laterit berdasarkan analisa statistik anova. Peningkatan kadar Ni tertinggi adalah variabel 5 (batubara 100%) dengan 1,21%.
2. Senyawa yang terbentuk pada *sinter* variabel 1 (arang 100%) ,variabel 2 (arang 75% & batubara 25%),variabel 3 (arang 50% & batubara 50%) ,variabel 4 (arang 25% & batubara 75%), variabel 5 (batubara 100%) adalah *pyroxene, diopside, hedenbergite, olivine, magnetite, magnesiochromite, nickel iron oxide, quartz*.
3. Penggunaan rasio arang dan batubara sebagai bahan bakar mempengaruhi kekuatan *sinter* pada proses *sintering* bijih nikel laterit berdasarkan analisa statistik anova. Kekuatan *sinter* yang tertinggi adalah variabel 5 (batubara 100%) dengan *shatter index* 72,21%.
4. Penggunaan rasio arang dan batubara sebagai bahan bakar mempengaruhi perolehan *sinter* pada proses *sintering* bijih nikel laterit berdasarkan analisa statistik anova. Perolehan *sinter* yang tertinggi adalah variabel 5 (batubara 100%) dengan *%yield sinter* 78,59%.

5.2 Saran

Saran yang dapat diberikan untuk penelitian-penelitian selanjutnya antara lain :

1. Melakukan penelitian *sintering* bijih nikel laterit limonitic dengan menggunakan *furnace* dengan laju aliran udara dari atas ke bawah.
2. Menambahkan *suction* pada proses *sintering* agar didapatkan hasil yang optimal

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

DAFTAR PUSTAKA

- Bamford, C. H., dan C. F. H. Tipper. 2008. "***Comprehensive Chemical Kinetics.***" (Elsevier).
- Crundwell, F.K., Moats, M.S., dan Ramachandran V., Rob. 2011 . "***Extractive Metallurgy of Nickel, Cobalt and Platinum-Group Metals.***" (Oxford : Elsevier).
- Dalvi, A, W.G Bacon, dan R.C. Osborne. 2004. "***The Past and the Future of Nickel Laterites.***" (INCO Limited).
- Deer., Howie., Zussman. 1961. "***Rock Forming Minerals.***" *Single Chain Silicate* (The Geological Society).
- Diaz, C.M, A. Landolt, A. Vahed, A.E.M. Warner, dan J. C. Taylor. 1988. "***Extractive Metallurgy of Nickel and Cobalt.***" *Proceedings of a Symposium.*
- Doug Rickman., Kenneth W. Street. 2016. "***Some Expected Mechanical Characteristics of Lunar Dust: A Geological View.***"
- Eisele, T. C., dan and Kawatra, S. K. 2003. "***A Review of Binders in Iron Ore.***" *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 24: 1–90.
- Ergun, S. 1952. "***Fluid Flow through Packed Columns. Journal of Chemical Engineering Progress.***", Vol. 48, No. 2. (Carnegie Institute of Technology).
- F.Mueller, Robert, dan Surendra K.Saxena. 1977. "***Chemical Petrology.***" (Springer-Verlag).
- Fernández-González, D., R, I. Ruiz-Bustinza, J. Mochón, dan González-Gasca. 2017. "***Iron Ore Sintering: Raw Materials and Granulation.***" *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review* 38: 36-46.
- G. W. Brindley, M.Sc., Ph.D., RYozo HAYAMI, M.S. 1965 . "***Mechanism of formation of Jbrsterite and enstatite.***" (Materials Research Laboratory, The Pennsylvania State University).
- Gupta, R.C. 2015. "***Theory and Laboratory Experiments in Ferrous Metallurgy.***" (PHI Learning Private Limited).
- Ikhsan, S. 2008. "***Studi Proses Gasifikasi Batubara Berau***

-
- Kalimantan Timur dengan Fluidized Bed Gasification.***” (ITB).
- Ikhsan, S. 2008. “***Studi Proses Gasifikasi Batubara Berau Kalimantan Timur dengan Fluidized Bed Gasification.***” (ITB).
- Janwong, A. 2012. “***The Agglomeration of Nickel Laterite Ore.***” (University of Utah).
- Johansyah, D. 2012. “***Studi Pengaruh Proses Reduksi Pemanggangan dan Waktu Pelindian Amonium Bikarbonat Terhadap Perolehan Nikel Dari Bijih Limonit.***” (Universitas Indonesia).
- Jungah, K., Gjergj, D., Hideaki, T., Katsunori, O., Seiji, M., dan Toyohisa, F. 2010. “***Calcination of Low-Grade Laterite for Concentration of Ni by Magnetic Separation.***” *Minerals Engineering* 23: 282–288.
- Kawahara, M, J. M Toguri, dan R. A Bergman. 1988 . “***Reducibility of Laterite Ores.***” *METALLURGICAL TRANSACTIONS B*: 181.
- Li, Shoubao. 1999. “***Study of Nickeliferrous Laterite Reduction.***” (McMaster University).
- Lillia Il’ina., Nikolai Gichko., Irina Mukhina. “***Increase in the strength characteristics of Portland cement due to introduction of the compound mineral supplements.***” (Novosibirsk State University of Architecture and Civil Engineering) 2016.
- Liming LU, et al. “***Substitution of Charcoal for Coke Breeze in Iron Ore Sintering.***” *CSIRO Minerals Down Under Flagship*, 2013.
- Mackey, P. “***Nickel Pyrometallurgy Short Course: Introduction to Nickel.***” (Conference of Metallurgists Nickel Pyrometallurgy) 2011.
- Moskalyk, R.R., dan Alfantazi, A.M. “***Nickel Laterite Processing and Electrowinning Praticce.***” *Miner. Eng.* 15, 2002: 593-605.
- Mudd, G.M. “***Nickel Sulfide Versus Laterite : The Hard***
-

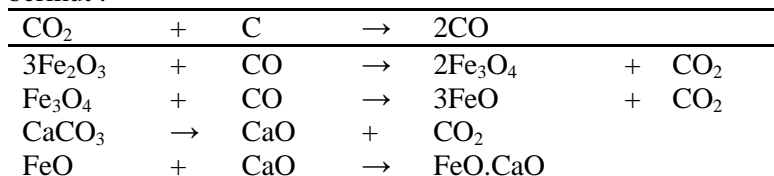
-
- Sustainability Challenge Remains.***” *Proceeding of 48th Conference of Metallurgists and Nickel & Cobalt (Sudbury : Canadian Metallurgical Society)*, 2010.
- Nicol, Stuart, Jiang Chen, Mark Ian Pownceby, dan Nathan A. S. Webster. ***“A Review of the Chemistry, Structure and Formation Conditions of Silico-Ferrite of Calcium and Aluminum (‘SFCA’) Phases.”*** (ISIJ International) Vol. 8 (2018).
- Norgate, T., dan Jahanshahi, S. ***“Low Grade Ores: Smelt, Leach, or Concentrate.”*** *Miner. Eng* 23, 2010: 65-73.
- Noviyanti, Jasruddin, dan Eko Hadi Sujiono. ***“Karakterisasi Kalsium Karbonat dari Batu Kapur Kelurahan Tellu Limpo Kecamatan Suppa.”*** *Jurnal Sains dan Pendidikan Fisika*, 2015: 169-172.
- Nyembwe, M. ***“Study of Sinter Reactions When Fine Iron Ore is Replaced With Coarse Ore, Using an Infrared Furnace and Sinter Pot Tests.”*** (Pretoria : University of Pretoria) 2011.
- Olorunnishola, A.A.G, dan Akintunde, M.A. 2013. ***“Characterizing Erythrophleum Suaveolens Charcoal as a Viable Alternative Fuel to Coke in Iron Melting In Nigeria.”*** *IOSR Journal of Mechanical and Civil Engineering Vol.10 Issue 3*: 6-11.
- Stratton, P. 2013. ***“Ellingham diagrams – their use and misuse. International Heat Treatment and Surface Engineering.”*** Disunting oleh Leeds. (Maney Publishing).
- Supriadi. 2007. ***“Sistem Informasi Geografis.”*** (USU Press).
- Umadevi, T., P. Karthik, P.C. Mahapatra, M. Prabhu, dan M. Ranjan. 2012. ***“Optimisation of FeO in iron ore sinter at JSW Steel Limited.”*** *Leeds : Maney Publishing.*
- Wahyu Mayangsari, dan Agus Budi Prasetyo. 2016. ***“Proses Reduksi Selektif Bijih Nikel Laterit Limonit Menggunakan Zat Aditif CaSO4.”*** METALURGI.
- Wells, M.A, Fitzpatrick dan R.J Gilkes. 2006. ***“Thermal and***
-

-
- Mineral Properties of Al-, Cr-, Mn-, Ni- and Ti-Substituted Goethite.*" (The Clay Minerals Society).
- Xuwei, W.L, Bai, C.G., Qiu, G.B., Hu, T., dan Xie, H. 2010. *"Dehydrating and sintering of Philippine nickel laterite."* *Canadian Metallurgical Quarterly Vol.50 No.1:* 20-27.
- Yang, S, Mi Zhou, W. Tang, T. Jiang, X. Xue, dan W. Zhang. 2017. *"Influence of Coke Ratio on the Sintering Behavior of High-Chromium Vanadium-Titanium Magnetite."* *Basel : MDPI.*
- Yildirim, Halil, Hakan Morcali, Ahmet Turan, dan Onuralp Yucel. 2013. *"Nickel Pig Iron Production from Lateritic Nickel Ores."* *Ferronickel Production and Operation:* 237.
- Yopy, H., Iwan D., dan Soesaptri O. 2014. *"Pengaruh Waktu Reduksi dan Komposisi Pelet Terhadap Persen Fe Metal dan Persen Ni FeNi Spons dari Bijih Nikel Limonit Menggunakan Simulator Rotary Kiln."* (UNTIRTA).
- Zhai, Y.C., Mu, W.N., Liu, Y., dan Xu, Q. 2010. *"A green process for recovering nickel from nickeliferous laterite ores."* *Transactions of the Nonferrous Metals Society of China:* 65–70.
- Zhilong Cheng, Jian Yang, Lang Zhou, Yan Liu, Zhigang Guo, dan Qiuwang Wang. 2016. *"Experimental Study of Commercial Charcoal as Alternative Fuel for Coke."* *Energy Conversion and Management.*
-

LAMPIRAN

A. Perhitungan Stokiometri Campuran Sintering

Pada setiap reaksi kimia diperlukan kesetimbangan rumus molekul untuk senyawa kimia dengan persamaan stoikiometri. Pada proses reduksi laterit terdapat beberapa reaksi kimia yang terlibat, seperti reduksi, dekomposisi, reaksi *boudouard*. Persamaan reaksi yang terjadi dalam penelitian ini adalah sebagai berikut :



Data yang dibutuhkan dalam perhitungan komposisi material

1. Bijih Nikel Laterit

Dari data pengujian EDX, diperoleh presentase berat elemen-elemen yang terkandung di dalam bijih nikel laterit.

Tabel 1. Hasil EDX Nikel Laterit

Unsur	Ni	Fe	Si	Mg	Ca	Al	Cr	O
% Wt	1.59	42.01	17.78	5.91	2.36	2.5	1.29	25.89

2. Batubara dan atau Arang

Dari data pengujian *proximate analysis (fixed carbon)* diperoleh konsentrasi 61,80 %. Dari kadar unsur dalam laterit, maka jumlah Fe₂O₃ diketahui dengan cara sebagai berikut :

- Berat CaO dalam laterit

$$\begin{aligned} \% \text{Wt CaO} &= \frac{\text{Mr CaO}}{\text{Ar Ca}} \times \% \text{Wt Ca} \\ &= \frac{56}{40} \times 2.36 \% = 3,31 \% \end{aligned}$$
- Berat MgO dalam laterit

$$\% \text{Wt MgO} = \frac{\text{Mr MgO}}{\text{Ar Mg}} \times \% \text{Wt Mg}$$

$$= \frac{40,3}{24,3} \times 5,91\% = 9,80\%$$

- Berat SiO₂ dalam laterit

$$\begin{aligned} \% \text{Wt SiO}_2 &= \frac{\text{Mr SiO}_2}{\text{Ar Si}} \times \% \text{Wt Si} \\ &= \frac{60}{28} \times 17,78\% = 38,1\% \end{aligned}$$

- Berat Al₂O₃ dalam laterit

$$\begin{aligned} \% \text{Wt Al}_2\text{O}_3 &= \frac{\text{Mr Al}_2\text{O}_3}{\text{Ar Al}} \times \% \text{Wt Al} \\ &= \frac{102}{54} \times 2,5\% = 4,72\% \end{aligned}$$

- Berat Fe₂O₃ dalam laterit

$$\begin{aligned} \% \text{Wt Fe}_2\text{O}_3 &= 100\% - \% \text{Wt Al}_2\text{O}_3 - \% \text{Wt SiO}_2 - \\ &\quad \% \text{Wt CaO} - \% \text{Wt MgO} = 38,84\% \end{aligned}$$

*NiO dalam laterit tidak mengalami reduksi

Dari perhitungan diperoleh presentase Fe₂O₃ dalam laterit. Jika diasumsikan dalam 100 kilogram *ore* maka diperoleh massa Fe₂O₃, CaO, MgO, SiO₂, dan Al₂O₃ yaitu sebagai berikut.

$$\begin{aligned} \text{Fe}_2\text{O}_3 &= 38,84 \text{ kilogram} \\ \text{CaO} &= 3,31 \text{ kilogram} \\ \text{MgO} &= 9,80 \text{ kilogram} \\ \text{SiO}_2 &= 38,1 \text{ kilogram} \\ \text{Al}_2\text{O}_3 &= 4,72 \text{ kilogram} \end{aligned}$$

Dari massa kedua senyawa maka diperoleh jumlah mol yang terkandung dalam laterit yaitu sebagai berikut :

- $\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{\text{massa Fe}_2\text{O}_3}{\text{Mr Fe}_2\text{O}_3}$
 $= \frac{38,84}{160}$
 $= 0,243 \text{ kmol}$

- $\text{CaO} = \frac{\text{massa CaO}}{\text{Mr CaO}}$
 $= \frac{3,31}{56}$
 $= 0,059 \text{ kmol}$

- $\text{MgO} = \frac{\text{massa MgO}}{\text{Mr MgO}}$

$$= \frac{9,80}{40,3}$$

$$= 0,243 \text{ kmol}$$

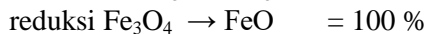
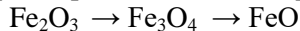
- $\text{SiO}_2 = \frac{\text{massa SiO}_2}{\text{Mr SiO}_2}$
$$= \frac{38,1}{60}$$

$$= 0,635 \text{ kmol}$$

- $\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{\text{massa Al}_2\text{O}_3}{\text{Mr Al}_2\text{O}_3}$
$$= \frac{4,72}{102}$$

$$= 0,046 \text{ kmol}$$

Dalam penelitian ini reduksi senyawa oksida dan reaksi dekomposisi pada laterit bertahap seperti berikut.



Dari skema reaksi di atas dapat diketahui berapa mol gas CO yang dibutuhkan untuk reaksi dan berapa mol C untuk membentuk bereaksi dengan CO₂ membentuk gas CO yang harus bereaksi dengan C batu bara.

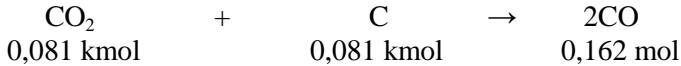
a. Reaksi I



Reaksi *boudouard*



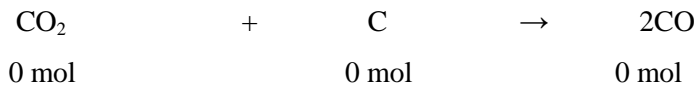
Reaksi gas CO₂ hasil reaksi 1 dengan C arang



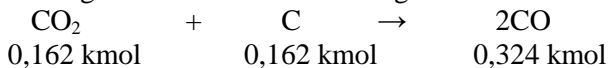
b. Reaksi II



Reaksi *boudouard*



Reaksi gas CO₂ hasil reaksi 2 dengan C batu bara



Total mol C = 0,0405 + 0,081 + 0,162 = 0,284 kmol

Massa C yang dibutuhkan = total mol C x Ar C = 0,283 kmol × 12.01115 = 3,3 kilogram

Massa arang yang dibutuhkan = 3,3 kilogram

B. Perhitungan Kebutuhan Limestone

Dari data pengujian EDX, diperoleh persentase berat elemen-elemen yang terkandung di dalam *limestone* :

Tabel 2. Hasil EDX *Limestone*

No.	Elemen	Rumus Kimia	Komposisi (%)
1.	Calcium	Ca	43.01
2.	Magnesium	Mg	0.57
3.	Silicon	Si	6.51
4.	Aluminium	Al	2.43
5.	Oksigen	O	33.93

Dari data pengujian XRD, terdapat mineral – mineral lain yang

terkandung dalam *limestone* adalah Calcium Carbonate (CaCO_3).

Perhitungan Kebutuhan Fluks Limestone Mempertimbangkan nilai basisitas dari campuran

$$\text{Basicity} = \frac{(\text{CaO} + \text{MgO})}{(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)}$$

Menghitung basisitas ore

$$\text{Basisitas} = \frac{(3,31 + 9,80)}{(38,1 + 4,72)} = 0,306$$

Menghitung basisitas sinter

$$\text{Basisitas sinter} = \frac{[(3,31 + 9,80) + (43,52\% \times \text{massa suplit})]}{[(38,1 + 4,72) + (18,54\% \times \text{massa suplit})]}$$

$$0,6 = \frac{[13,11 + (43,52\% \times \text{massa suplit})]}{[42,82 + (18,54\% \times \text{massa suplit})]}$$

$$25,692 - 13,11 = 32,4\% \times \text{massa suplit}$$

$$\text{Massa suplit} = \frac{12,582}{32,4\%}$$

Massa suplit = 39 kg pada setiap 100 kg ore

C. Perhitungan Neraca Energi

Untuk mengetahui kebutuhan bahan bakar, dilakukan perhitungan neraca panas/energi terlebih dahulu. Sebelum melakukan perhitungangan neraca energi, perlu diketahui ΔH untuk setiap senyawa dan setiap reaksi pada proses *sintering*. Berikut adalah C_p senyawa untuk perhitungan ΔH yang ditunjukkan pada Tabel 3. :

Tabel 3. Cp Senyawa Dalam Bijih Nikel Laterit dan *limestone*

	T ¹	T ²	T ³	T ⁴	T ¹
Fe ₂ O ₃	110.9362	16.02357	-3.064111	0.2253765	5.433677
FeO	45.7512	9.392765	-1.984067	0.21319475	-0.081265
CaO	49.95403	2.443958	-0.117352	0.01154675	-0.825097
MgO	47.25995	2.8408105	-0.290888333	0.026075	-1.053955
SiO ₂	58.7534	5.139625	-0.043794667	0.0063025	0.025601
Al ₂ O ₃	102.429	19.3749	-5.303633333	0.65704525	-3.007551
Cr ₂ O ₃	124.655	-0.1685225	1.90167	-0.2633675	-2.030501
CoO	43.65	11.191865	-5.631286667	1.63904025	0.532263
P ₂ O ₅	-	-0.000129267	-1.11469598	-	0.37723652
SO ₃	81.99008	0.311118	-0.040813333	0.0020735	-6.703688
Cl	42.6773	-2.504785	0.634873667	-0.04141025	-2.09848
CaCO ₃	0.04975	-1287000	-	-	-
MgCO ₃	44.937	74.85425	-37.09137	2.994175	-0.629261
SiO ₂	58.7534	5.139625	-0.043794667	0.0063025	0.025601
K ₂ O	72.55098	20.695485	-0.242832333	0.054641	0.066026

Berikut adalah contoh perhitungan ΔH dengan $T_1 = 298 \text{ K}$ dan $T_2 = 1350 \text{ K}$ menggunakan C_p pada Tabel

$$\Delta H = \int_{298 \text{ K}}^{1350 \text{ K}} C_p dT$$

$$\Delta H_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \int_{298 \text{ K}}^{1350 \text{ K}} 110,9362T^1 + 16,02357T^2 - 3,064111T^3 + 0,2253765T^4 + 5,433677T^{-1}$$

$$\Delta H_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 73,092 \text{ Kj/mol}$$

Untuk setiap mol Fe_2O_3 didapatkan ΔH sebesar 73,092 Kj/mol dan pada bijih terdapat mol Fe_2O_3 sebesar 242.758 mol. Maka didapatkan entalpi sebesar 17.743,560 Kj. Untuk semua entalpi pada bijih nikel laterit dan *limestone* terdapat pada Tabel 4.

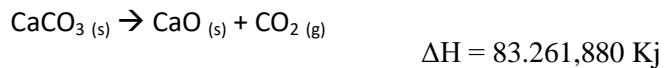
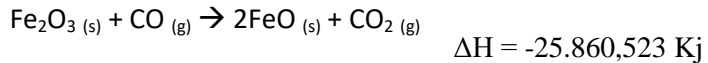
Tabel 4. Entalpi Senyawa Dalam Bijih Nikel Laterit

Senyawa	Entalpi (kJ)
Fe ₂ O ₃	17.743,559
FeO	28.358,991
NiO	8601,682
CaO	3212,387
MgO	12.461,862
SiO ₂	44.517,230
Al ₂ O ₃	5681,072
Cr ₂ O ₃	1611,011
CoO	19,793
P ₂ O ₅	690,667
SO ₃	618,601
Cl	214,607

Tabel 5. Entalpi Senyawa Dalam *Limestone*

Senyawa	Entalpi (kJ)
CaCO ₃	41.436,931
CaO	83.261,879
CaO	10.701,945
MgCO ₃	90,670
MgO	32.364,916
MgO	12.232,925
Al ₂ O ₃	2156,535
SiO ₂	6353,595
K ₂ O	370,282
Fe ₂ O ₃	978,300

Selain dari senyawa, terdapat juga entalpi dari reaksi yang terjadi pada proses *sintering*. Entalpi dari reaksi tersebut adalah:



Total dari semua entalpi dari proses *sintering* tersebut di konversikan menjadi kkal dengan 1 Kj = 0,239006 kkal. Hasil dari penjumlahannya dapat dilihat pada Tabel 6.

Tabel 6. Kebutuhan Panas/Energi Pada Proses Sintering

No	Item	Energi yang dibutuhkan (kkal/100kg ore)
1	Panas untuk pemanasan bijih nikel	23.489,027
2	Panas untuk dekomposisi dan pemanasan <i>limestone</i>	45.587,516
Total		69.076,543

Dengan panas pembakaran karbon pada arang sebesar 7044 kkal/kg maka jumlah arang yang dibutuhkan dalam proses *sintering* sebesar $= \frac{69075,543 \text{ kkal}}{7044 \text{ kkal/kg}} = 9,8 \text{ kg}$

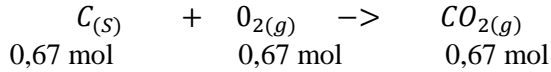
D. Perhitungan Laju Alir Udara

Dari kebutuhan arang yang dibutuhkan, dapat diketahui kebutuhan oksigen, kebutuhan udara serta laju alir udara

Massa Arang : $9,8 + 3,3 = 13 \text{ Kg}$

%C pada Arang : 61,8 %

Mol C dapat dihitung : $\frac{\%C \text{ pada arang} \times \text{Massa arang}}{\text{Ar C}} = \frac{61,8\% \times 13}{12}$
 $= 0,67 \text{ mol}$



Massa O_2 : Mol O_2 X Ar $O_2 = 0,67 \times 32 = 21,44 \text{ kg}$

Volume $O_2 = \text{Massa } O_2 / \text{Densitas } O_2 = \frac{21,44 \text{ kg}}{1,429 \text{ kg/m}^3} = 15 \text{ m}^3$

Volume udara dapat diketahui dari volume O_2 :

Volume udara : $\frac{100}{21} \times \text{volume } O_2 = \frac{100}{21} \times 15 = 71,4 \text{ m}^3$

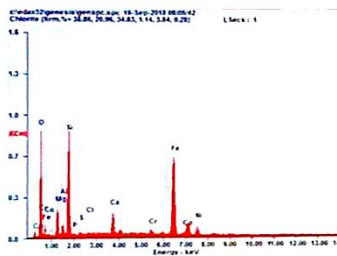
Waktu sintering 4 jam dengan volume udara $71,4 \text{ m}^3$

Waktu sintering 1 jam dengan laju alir udara per jam = $71,4 \div 4 = 17,85 \text{ m}^3/\text{jam}$

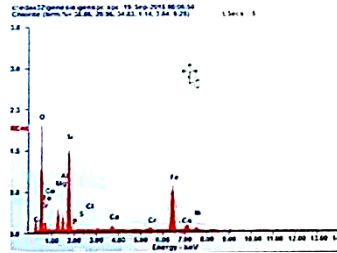
Untuk waktu sintering per-menit, maka laju alir udara : $\frac{17,85}{60} = 0,3 \text{ m}^3/\text{menit}$

E. Hasil Pengujian EDX

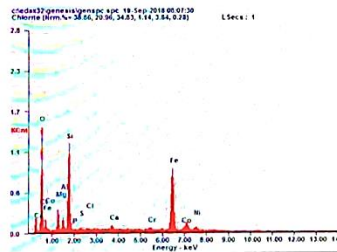
a. Hasil Pengujian EDX Bijih Nikel Laterit



Element	Wt%	At%
O K	17.96	36.45
Mg K	05.80	07.74
Al K	01.73	02.08
Si K	15.90	18.38
P K	00.28	00.29
S K	00.32	00.33
Cl K	00.32	00.30
Ca K	04.46	03.61
Cr K	01.55	00.97
Fe K	44.92	26.12
Co K	00.02	00.89
Ni K	01.76	02.85

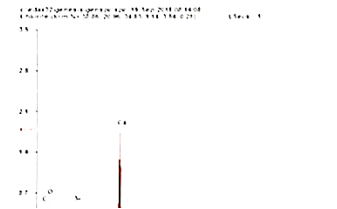


Element	Wt %	At %
O K	27.18	47.53
MgK	06.19	07.13
AlK	03.08	03.20
SiK	19.95	19.88
PK	00.14	00.12
SK	00.20	00.18
ClK	00.17	00.13
CaK	01.55	01.08
CrK	01.11	00.60
FeK	36.01	18.04
CoK	00.02	00.59
NiK	01.59	01.52

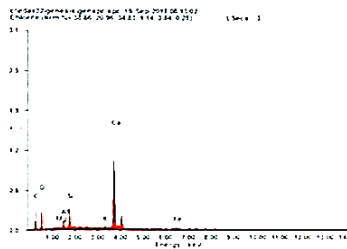


Element	Wt %	At %
O K	20.00	39.23
MgK	05.74	07.40
AlK	02.69	03.12
SiK	17.49	19.53
PK	00.13	00.13
SK	00.28	00.27
ClK	00.10	00.09
CaK	01.08	00.84
CrK	01.22	00.74
FeK	45.09	35.33
CoK	00.02	00.90
NiK	01.43	07.40

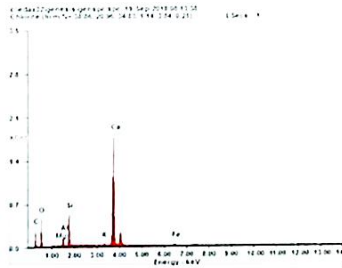
b. Hasil Pengujian EDX Limestone



Element	Wt %	At %
CK	12.22	22.40
OK	32.95	45.33
MgK	00.67	00.60
AlK	02.85	02.33
SiK	06.05	04.74
KK	00.65	00.36
CaK	42.98	23.60
FeK	01.62	00.64

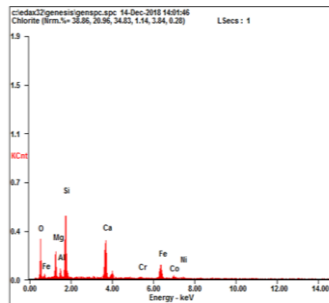


Element	Wt %	At %
CK	12.56	22.47
OK	35.89	48.19
MgK	00.60	00.53
AlK	02.26	01.80
SiK	05.44	04.16
KK	00.67	00.37
CaK	40.33	21.61
FeK	02.25	00.87



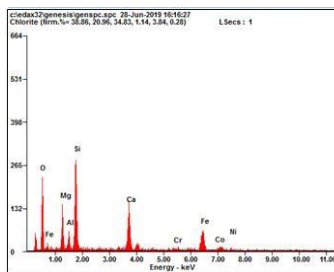
Element	Wt %	At %
C K	08.29	15.97
O K	32.95	47.64
Mg K	00.44	00.41
Al K	02.19	01.88
Si K	08.03	06.61
Ca K	00.66	00.39
Ca K	45.71	26.38
Fe K	01.73	00.72

c. Hasil Pengujian EDX Sinter 1 (100%Arang)



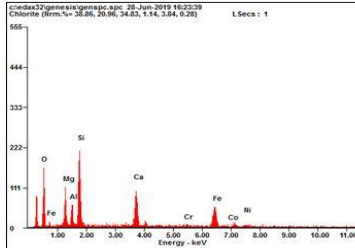
Element	Wt %	At %
O K	27.32	45.02
Mg K	10.15	11.01
Al K	02.22	02.17
Si K	21.69	20.36
Ca K	17.53	11.53
Cr K	01.10	00.56
Fe K	16.72	07.89
Co K	00.76	00.34
Ni K	02.50	01.12

d. Hasil Pengujian EDX Sinter 2 (75%Arang & 25%Batubara)



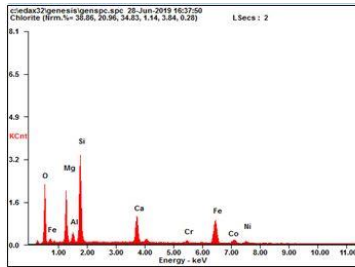
Element	Wt %	At %
O K	31.97	50.62
Mg K	09.85	10.26
Al K	03.65	03.43
Si K	19.76	17.82
Ca K	12.15	07.68
Cr K	01.05	00.51
Fe K	17.41	07.90
Co K	01.64	00.71
Ni K	02.52	01.09

e. Hasil Pengujian EDX Sinter 3 (50%Arang & 50%Batubara)



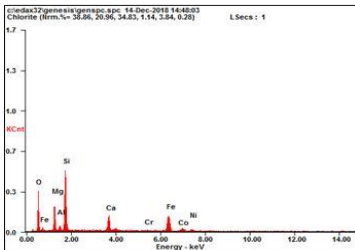
Element	Wt %	At %
O K	28.48	46.53
MgK	09.61	10.33
AlK	05.83	05.65
SiK	20.14	18.74
CaK	10.82	07.06
CrK	00.99	00.50
FeK	20.13	09.42
CoK	01.38	00.61
NiK	02.63	01.17

f. Hasil Pengujian EDX Sinter 3 (25%Arang & 75%Batubara)



Element	Wt %	At %
O K	26.61	43.79
MgK	13.53	14.65
AlK	02.58	02.51
SiK	22.32	20.93
CaK	08.91	05.85
CrK	01.16	00.59
FeK	21.69	10.23
CoK	00.53	00.24
NiK	02.68	01.20

g. Hasil Pengujian EDX Sinter 3 (100%Batubara)



Element	Wt %	At %
O K	25.73	43.02
MgK	12.70	13.97
AlK	01.96	01.94
SiK	23.99	22.40
CaK	07.76	05.18
CrK	00.52	00.27
FeK	23.61	11.31
CoK	00.94	00.43
NiK	02.80	01.49

G. Perhitungan Kekuatan Sinter

Untuk mengetahui kekuatan sinter dilakukan dengan membandingkan massa sinter yang berukuran ≥ 5 mm setelah dilakukan drop test dengan massa awal sinter sebelum dilakukan drop test. Sesuai standar IS-9963, perbandingan ini dinamakan Shatter Index dan menjadi acuan untuk mengukur menunjukkan ketahanan sinter untuk tidak pecah dengan adanya dampak selama proses pengangkutan dan pengumpanan ke dalam blast furnace.

$$\text{Shatter Index (SI)} = \frac{m_{\text{sinter } 5 \text{ mm setelah drop test}}}{m_{\text{awal sinter}}} \times 100\%$$

Tabel 7. Data Nilai *Shatter Index*

Variabel	Massa Awal Sinter (kg)	Massa Sinter ≥ 5 mm Setelah Drop Test (kg)	Shutter Index (%)
Arang 100%	9,85	4,85	49,24
Arang 75% & Batubara 25%	12,89	7,68	59,58
Arang 50% & Batubara 50%	13,44	8,46	62,95
Arang 25% & Batubara 75%	15,46	9,82	63,52
Batubara 100%	19,5	14,08	72,21

$$\begin{aligned} \text{Shatter Index Sinter 1 (Arang 100\%)} \\ = \frac{4,85 \text{ kg}}{9,85 \text{ kg}} \times 100\% = 49,24\% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Shatter Index Sinter 2 (Arang 75\% \& Batubara 25\%)} \\ = \frac{7,68 \text{ kg}}{12,89 \text{ kg}} \times 100\% = 59,58\% \end{aligned}$$

$$\text{Shatter Index Sinter 3 (Arang 50\% \& Batubara 50\%)}$$

$$= \frac{8,46 \text{ kg}}{13,44 \text{ kg}} \times 100\% = 62,95\%$$

Shatter Index Sinter 4 (Arang 25% & Batubara 75%)

$$= \frac{9,82 \text{ kg}}{15,46 \text{ kg}} \times 100\% = 63,52\%$$

Shatter Index Sinter 5 (Batubara 100%)

$$= \frac{14,08 \text{ kg}}{19,5 \text{ kg}} \times 100\% = 72,21\%$$

H. Perhitungan Perolehan *Sinter*

Untuk mengetahui perolehan *sinter* (% *yield*) dilakukan dengan membandingkan massa total *sinter* yang terbentuk setelah proses sintering dengan massa awal campuran feed material (dalam hal ini *ore*, *limestone* dan arang).

$$\% \text{ Yield} = 100\% - \frac{m_{\text{total return fines}}}{m_{\text{awal feed material}}}$$

Tabel 8. Data Hasil Perhitungan Perolehan *Sinter*

Variabel	Massa Awal <i>Feed</i> Material (kg)	Massa Total <i>Return Fines</i> (kg)	% <i>yield sinter</i>
Arang 100%	45,3	23,00	49,23%
Arang 75% & Batubara 25%	45,3	17,89	60,51%
Arang 50% & Batubara 50%	45,3	12,32	72,80%
Arang 25% & Batubara 75%	45,3	10,50	76,82%
Batubara 100%	45,3	9,70	78,59%

%Yield Sinter 1 (Arang 100%)

$$= 100\% - \frac{23 \text{ kg}}{45,3 \text{ kg}} = 49,23\%$$

%Yield Sinter 2 (Arang 75% & Batubara 25%)

$$= 100\% - \frac{17,89 \text{ kg}}{45,3 \text{ kg}} = 60,51\%$$

%Yield Sinter 3 (Arang 50% & Batubara 50%)

$$= 100\% - \frac{12,32 \text{ kg}}{45,3 \text{ kg}} = 72,80\%$$

%Yield Sinter 4 Arang 25% & Batubara 75%)

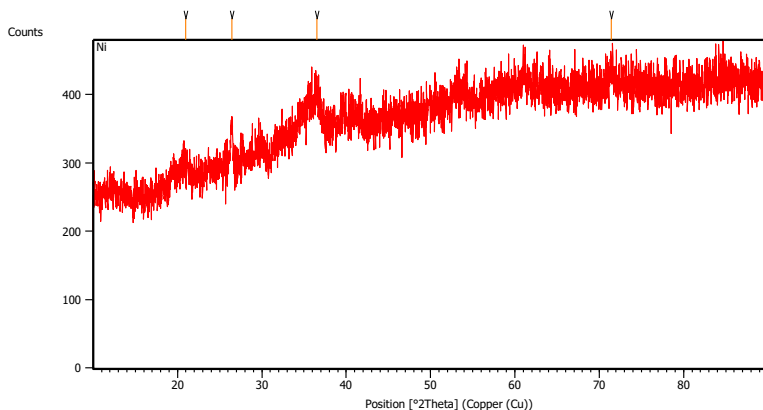
$$= 100\% - \frac{10,50 \text{ kg}}{45,3 \text{ kg}} = 49,23\%$$

%Yield Sinter 5 (Batubara 100%)

$$= 100\% - \frac{9,7 \text{ kg}}{45,3 \text{ kg}} = 80,04\%$$

I. Hasil Pengujian XRD

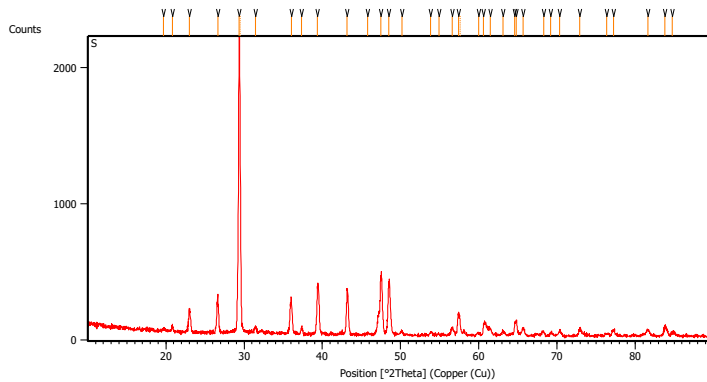
Hasil Pengujian XRD Bijih Nikel Laterit



Peak List:

Pos.	Height	FWHM Left	d-spacing	Rel. Int.
20.9708	17.76	0.8029	4.23626	26.57
26.4654	66.86	0.2007	3.36792	100.00
36.5053	40.87	0.5353	2.46143	61.12
71.4102	24.44	0.8029	1.32097	36.56

Hasil Pengujian XRD *Limestone*

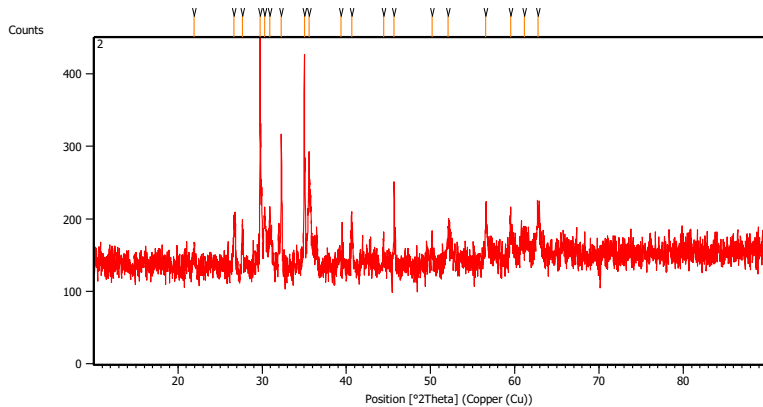


Peak List:

Pos. [$^{\circ}$ 2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [$^{\circ}$ 2Th.]	d-spacing [\AA]	Rel. Int. [%]
19.6728	12.31	0.4015	4.51275	0.57
20.8132	43.59	0.1338	4.26799	2.00
22.9960	169.34	0.2342	3.86758	7.78
26.6190	282.22	0.0502	3.34883	12.97
29.3857	2175.91	0.1836	3.03701	100.00
29.4846	1673.62	0.1020	3.03457	76.92
31.4693	43.40	0.2856	2.84052	1.99
36.0335	266.20	0.1020	2.49050	12.23

37.3421	48.30	0.2448	2.40618	2.22
39.3875	336.10	0.1632	2.28580	15.45
43.1737	323.52	0.0816	2.09371	14.87
45.8187	12.86	0.6528	1.97881	0.59
47.5143	422.21	0.3264	1.91207	19.40
48.4774	343.25	0.1020	1.87631	15.77
50.1594	27.07	0.3264	1.81726	1.24
53.8710	24.35	0.3264	1.70049	1.12
54.9119	13.42	0.2856	1.67069	0.62
56.6271	56.81	0.2856	1.62409	2.61
57.3999	152.12	0.2856	1.60405	6.99
57.5985	130.36	0.1224	1.60296	5.99
59.9687	19.65	0.4080	1.54133	0.90
60.6287	81.00	0.2448	1.52612	3.72
61.4519	52.23	0.3264	1.50763	2.40
63.1306	34.70	0.4080	1.47152	1.59
64.6183	87.65	0.1224	1.44119	4.03
64.8159	115.33	0.1632	1.43728	5.30
65.6860	57.46	0.4080	1.42033	2.64
68.2894	29.38	0.4080	1.37239	1.35
69.2038	20.41	0.4080	1.35647	0.94
70.3600	41.17	0.3264	1.33698	1.89
72.9396	48.99	0.4080	1.29593	2.25
76.3900	15.51	0.3264	1.24575	0.71
77.2561	36.28	0.4080	1.23394	1.67
81.6142	45.30	0.4080	1.17870	2.08
83.7867	73.27	0.2040	1.15358	3.37
84.7232	24.48	0.4896	1.14320	1.12

Hasil Pengujian XRD *Sinter 1* (Arang 100%)

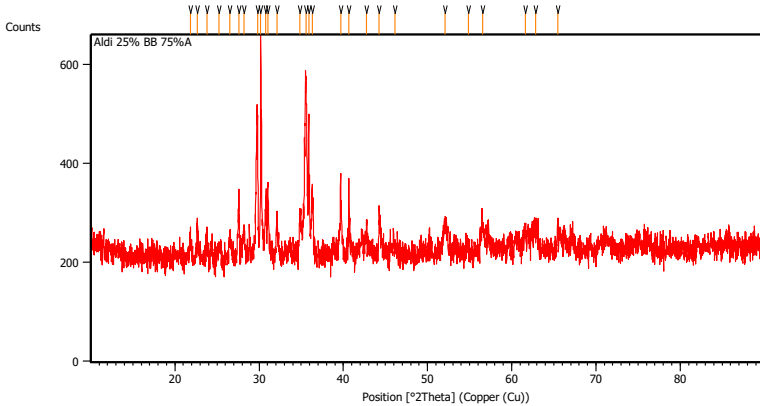


Peak List:

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
21.9355	29.39	0.2676	4.05210	8.79
26.6708	68.22	0.2007	3.34245	20.41
27.6857	55.85	0.1338	3.22218	16.71
29.7489	334.27	0.0502	3.00323	100.00
30.3048	81.49	0.2007	2.94940	24.38
30.9294	63.33	0.3346	2.89125	18.95
32.2820	191.20	0.0502	2.77314	57.20
35.0153	296.80	0.0502	2.56267	88.79
35.5949	129.92	0.1338	2.52226	38.87
39.3586	11.12	0.6691	2.28931	3.33
40.6681	55.84	0.2007	2.21857	16.71
44.4521	25.52	0.2007	2.03811	7.63
45.6761	118.78	0.0612	1.98465	35.54
50.1755	32.23	0.2007	1.81822	9.64
52.1069	46.82	0.2007	1.75528	14.01
56.5643	63.24	0.1004	1.62709	18.92
59.5524	42.47	0.2007	1.55239	12.71

61.1340	21.03	0.5353	1.51597	6.29
62.7570	62.11	0.2676	1.48061	18.58

Hasil Pengujian XRD Sinter 2 (Arang 75% & Batubara 25%)

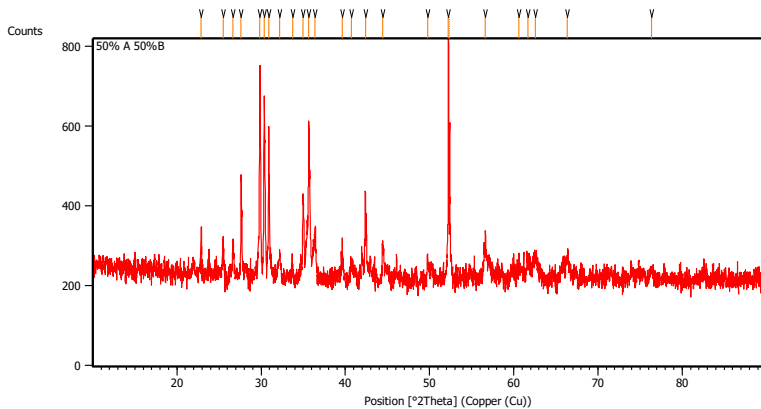


Peak List:

Pos. [$^{\circ}$ 2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [$^{\circ}$ 2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
21.8747	35.48	0.2676	4.06321	8.07
22.6755	62.18	0.1004	3.92150	14.14
23.7972	35.11	0.2007	3.73914	7.99
25.2603	20.36	0.4015	3.52579	4.63
26.5407	53.58	0.2676	3.35853	12.19
27.5852	111.38	0.1338	3.23369	25.33
28.2006	51.31	0.2676	3.16450	11.67
29.7985	288.32	0.1338	2.99836	65.58
30.1822	439.67	0.0502	2.96110	100.00
30.8037	107.92	0.1673	2.90276	24.54
31.0320	147.36	0.1171	2.88192	33.52
32.1126	74.39	0.1004	2.78737	16.92
34.8359	74.27	0.2342	2.57546	16.89

35.5502	358.56	0.2676	2.52533	81.55
35.8948	284.33	0.0502	2.50187	64.67
36.3419	100.03	0.2007	2.47212	22.75
39.7097	109.38	0.1338	2.26988	24.88
40.6669	107.66	0.1004	2.21863	24.49
42.7518	62.88	0.0836	2.11514	14.30
44.2489	76.72	0.2007	2.04699	17.45
46.1361	16.81	0.8029	1.96756	3.82
52.1024	58.58	0.4015	1.75542	13.32
54.8579	13.46	0.4684	1.67359	3.06
56.5300	50.41	0.3346	1.62799	11.47
61.6499	27.60	0.4015	1.50451	6.28
62.8633	40.30	0.5353	1.47836	9.17
65.4587	54.24	0.1004	1.42589	12.34

Hasil Pengujian XRD *Sinter 3* (Arang 50% & Batubara 50%)

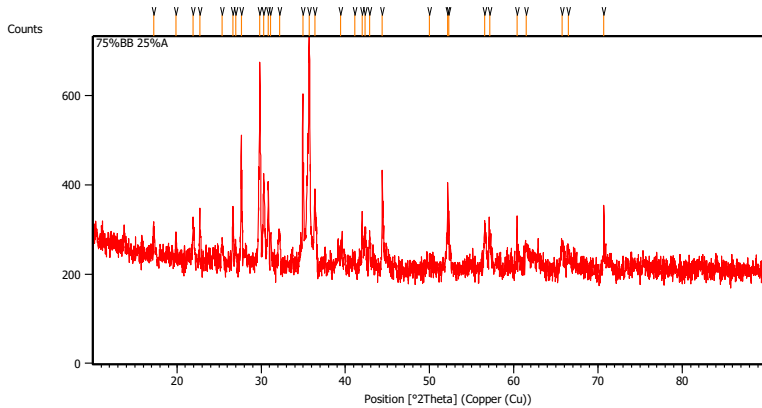


Peak List:

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
22.8756	99.09	0.0669	3.88765	15.56
25.4904	71.22	0.1673	3.49448	11.18

26.6651	81.54	0.1338	3.34314	12.80
27.6201	254.57	0.0669	3.22968	39.97
29.8485	533.38	0.1338	2.99345	83.74
30.3596	426.60	0.0836	2.94420	66.97
30.9026	384.68	0.0408	2.89131	60.39
32.2127	55.70	0.2676	2.77894	8.75
33.7252	28.83	0.2007	2.65769	4.53
34.9623	176.79	0.0669	2.56644	27.76
35.6794	398.60	0.0669	2.51648	62.58
36.4161	125.26	0.1338	2.46725	19.67
39.6262	84.97	0.1004	2.27446	13.34
40.7406	43.02	0.2007	2.21479	6.75
42.3855	229.54	0.0612	2.13080	36.04
44.4180	93.27	0.1004	2.03959	14.64
49.7582	62.18	0.1004	1.83249	9.76
52.2464	636.97	0.0612	1.74947	100.00
52.3858	407.20	0.0612	1.74948	63.93
56.6206	73.60	0.3264	1.62426	11.55
60.6314	36.63	0.4896	1.52606	5.75
61.6561	43.93	0.4080	1.50313	6.90
62.5373	57.73	0.4896	1.48405	9.06
66.3701	53.70	0.2448	1.40734	8.43
76.3345	19.20	0.4896	1.24652	3.01

Hasil Pengujian XRD *Sinter 4* (Arang 25% & Batubara 75%)

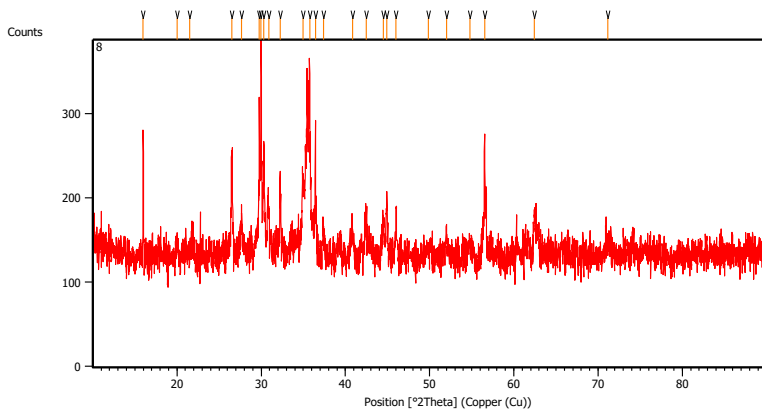


Peak List:

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
17.2585	42.25	0.2007	5.13820	8.29
19.9186	31.77	0.2007	4.45760	6.23
21.9196	87.33	0.1338	4.05500	17.14
22.7105	125.88	0.0502	3.91554	24.71
25.3840	39.00	0.2007	3.50888	7.65
26.6562	110.73	0.1004	3.34424	21.73
26.9784	49.86	0.1338	3.30502	9.79
27.6314	284.23	0.0502	3.22839	55.78
29.8333	440.87	0.0669	2.99493	86.53
30.3074	205.10	0.1171	2.94915	40.25
30.8421	171.94	0.0502	2.89924	33.75
31.1304	68.30	0.1004	2.87304	13.41
32.1681	69.05	0.2007	2.78269	13.55
34.9408	374.07	0.0502	2.56796	73.42
35.6921	509.51	0.0836	2.51562	100.00
36.3673	150.91	0.1004	2.47045	29.62

39.4266	31.47	0.5353	2.28552	6.18
41.1224	18.95	0.4684	2.19510	3.72
41.9921	117.91	0.0502	2.15163	23.14
42.3645	87.36	0.1338	2.13357	17.14
42.8922	73.18	0.1338	2.10854	14.36
44.3842	219.32	0.0612	2.03938	43.05
49.9970	17.56	0.8029	1.82429	3.45
52.1533	199.02	0.0408	1.75238	39.06
52.3020	124.78	0.0669	1.74920	24.49
56.5518	98.90	0.1338	1.62742	19.41
57.1497	75.28	0.2007	1.61181	14.77
60.3951	110.04	0.0612	1.53146	21.60
61.4864	33.94	0.2007	1.50812	6.66
65.7292	51.11	0.2676	1.42068	10.03
66.4682	51.93	0.2007	1.40666	10.19
70.7144	148.02	0.0816	1.33115	29.05

Hasil Pengujian XRD *Sinter 5* (Batubara 100%)



Peak List:

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
15.9922	152.27	0.0669	5.54209	58.36
19.9956	22.60	0.2007	4.44063	8.66
21.5346	11.26	0.8029	4.12662	4.32
26.4991	125.35	0.1004	3.36370	48.04
27.6624	50.62	0.2007	3.22484	19.40
29.7807	189.94	0.0502	3.00010	72.80
29.9837	260.92	0.0408	2.97779	100.00
30.3223	138.95	0.0836	2.94775	53.25
30.8803	57.16	0.1673	2.89574	21.91
32.2376	103.12	0.0502	2.77685	39.52
34.9443	95.20	0.2007	2.56772	36.49
35.7560	228.51	0.0502	2.51127	87.58
36.4367	136.72	0.0502	2.46590	52.40
37.3730	31.04	0.2007	2.40625	11.90
40.8747	25.76	0.4015	2.20783	9.87
42.4624	37.75	0.2342	2.12888	14.47
44.5257	42.77	0.2007	2.03491	16.39
44.8967	62.91	0.1338	2.01895	24.11
46.0261	45.47	0.2007	1.97200	17.43
49.8627	13.09	0.8029	1.82889	5.02
51.9911	25.13	0.4015	1.75892	9.63
54.7984	16.77	0.5353	1.67527	6.43
56.5321	141.92	0.0836	1.62794	54.39
62.4351	40.94	0.2676	1.48747	15.69
71.1874	18.68	0.5353	1.32456	7.16

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

DOKUMENTASI



(Halaman ini sengaja dikosongkan)

UCAPAN TERIMAKASIH

Dengan terbentuknya laporan tugas akhir ini, ucapan terimakasih penulis sampaikan kepada semua pihak yang telah membantu penulis selama rangkaian penyelesaian tugas akhir, diantaranya kepada:

1. Orang tua penulis, Nelija Merijani dan Agus Riyanto yang telah mendukung penulis baik secara materil maupun non-materil melalui doa, motivasi dan semangat yang tak ternilai harganya.
2. Keluarga besar MT17, angkatan yang tidak kenal rasa takut meneriakkan mars di zona integralistik, yang pernah membanjiri tepung teater A dan sekitarnya, yang pernah konsol dengan hujan-hujan sebagai agenda, yang tidak pernah kehabisan kisah dan kasihnya.
3. Anggota Lab Ekstraksi, Patrick Christopher, Alfin Yurisman, Mas Hafizhul Islam, Mas Imam Syafi'i, Rizqi Ramadhan, Aldi Putra, Deni Rizky, Marina Herman, Pambayun Indria, Yanuardi Ibadillah, Arfiansyah, Galih Dwiyan, Ibrahim Ali, Arif Tri dan Habli Masyahid yang selalu berani kotor dan bau demi teman seperjuangannya.
4. Saudara-saudara penulis, Hafidz Ramadhan, Dita Rizky, Risha Novia, Tedy yang selalu menghibur penulis saat sedang jenuh
5. Pretty Fatkhi M yang merupakan seseorang yang selalu mendukung, menemani, dan menghibur penulis dengan tak kenal waktu dan lelah.
6. Mas mbak MT14, MT15 dan MT16 serta adikku MT18 dan MT19 yang telah mengukir momen-momen indah dalam hidup saya.
7. Serta semua pihak yang sudah membantu secara langsung maupun tidak langsung.

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

BIODATA PENULIS



Penulis dilahirkan di Surabaya, 1 November 1997 yang merupakan anak pertama dan satu-satunya. penulis menempuh pendidikan dasar di SDN Airlangga 5 Surabaya. kemudian dilanjutkan ke jenjang pendidikan menengah pertama yaitu SMPN 12 Surabaya. lalu penulis menempuh jenjang pendidikan menengah atas di SMAN 2 Surabaya. selanjutnya penulis melanjutkan pendidikan tinggi di Departemen Teknik Material FTI ITS. selama menempuh pendidikan perkuliahan, penulis juga aktif dalam kegiatan keorganisasian dan kepanitiaan baik di tingkat himpunan maupun institut. penulis pernah menjadi kepala departemen sosial masyarakat HMMT FTI ITS 17/18. selain itu penulis pernah menjadi *volunteer* kegiatan sosial masyarakat BEM ITS 15/16. dan juga penulis pernah menjadi asisten laboratorium ekstraksi dan pengolahan material di departemen teknik material tahun 2018. penulis memiliki pengalaman kerja praktik di PT. Medco E&P Indonesia pada bulan Juli-Agustus 2018 dengan topik korosi dan judul “Pengendalian Korosi pada Pipa Gas 16” Rambutan-Gunung Megang Dengan Menggunakan Sistem Proteksi Katodik Arus Paksa (*Impressed Current Cathodic Protection*)”. Tugas akhir yang diambil penulis yaitu dalam bidang metalurgi ekstraksi dengan judul “Analisis Pengaruh Rasio Arang dan Batubara Terhadap Kadar Ni, Kekuatan *Sinter* dan Perolehan *Sinter* Pada Proses *Sintering* Bijih Nikel Laterit”. Penulis dapat dihubungi melalui 085770348076 atau email ke aldiputraar@gmail.com