

TUGAS AKHIR – TL184834

**ANALISIS PENGARUH VARIASI WAKTU DALAM PROSES
SMELTING PASIR MONASIT MENGGUNAKAN *ELECTRIC
ARC FURNACE* TERHADAP KOMPOSISI SENYAWA DAN
*GRADE ThO₂***

AZRIAL SYAH REZA
NRP. 02511840000010

Dosen Pembimbing
Fakhreza Abdul, S.T., M.T.
NIP. 199102172015041002
Sungging Pintowantoro, S.T., M.T., Ph.D.Eng.
NIP. 196809302000031001

Program Studi Teknik Material
Departemen Teknik Material dan Metalurgi
Fakultas Teknologi Industri dan Rekayasa Sistem
Institut Teknologi Sepuluh Nopember
Surabaya
2022



TUGAS AKHIR – TL184834

**ANALISIS PENGARUH VARIASI WAKTU DALAM PROSES
SMELTING PASIR MONASIT MENGGUNAKAN *ELECTRIC
ARC FURNACE* TERHADAP KOMPOSISI SENYAWA DAN
GRADE ThO₂**

AZRIAL SYAH REZA
NRP. 02511840000010

Dosen Pembimbing
Fakhreza Abdul, S.T., M.T.
NIP. 199102172015041002
Sungging Pintowantoro, S.T., M.T., Ph.D.Eng.
NIP. 196809302000031001

Program Studi Teknik Material
Departemen Teknik Material dan Metalurgi
Fakultas Teknologi Industri dan Rekayasa Sistem
Institut Teknologi Sepuluh Nopember
Surabaya
2022

(Halaman ini sengaja dikosongkan)



FINAL PROJECT – TL184834

**ANALYSIS OF THE EFFECT OF TIME VARIATIONS IN
SMELTING PROCESS OF MONAZITE SAND USING
ELECTRIC ARC FURNACE ON COMPOUND
COMPOSITION AND ThO₂ GRADE**

AZRIAL SYAH REZA
NRP. 02511840000010

Advisor
Fakhreza Abdul, S.T., M.T.
NIP. 199102172015041002
Sungging Pintowantoro, S.T., M.T., Ph.D.Eng.
NIP. 196809302000031001

Study Program of Materials Engineering
Departement of Materials and Metallurgical Engineering
Faculty of Industrial Technology and Systems Engineering
Institut Teknologi Sepuluh Nopember
Surabaya
2022

(This page is intentionally blank)

LEMBAR PENGESAHAN

ANALISIS PENGARUH VARIASI WAKTU DALAM PROSES *SMELTING* PASIR MONASIT MENGGUNAKAN *ELECTRIC ARC FURNACE* TERHADAP KOMPOSISI SENYAWA DAN *GRADE ThO₂*

TUGAS AKHIR

Diajukan untuk memenuhi salah satu syarat
memperoleh gelar Sarjana Teknik pada
Program Studi S-1 Teknik Material
Departemen Teknik Material dan Metalurgi
Fakultas Teknologi Industri dan Rekayasa Sistem
Institut Teknologi Sepuluh Nopember

Oleh : **AZRIAL SYAH REZA**
NRP. 02511840000010

Disetujui oleh Tim Penguji Tugas Akhir :

1. Fakhreza Abdul, S.T., M.T.
2. Sungging Pintowantoro, S.T., M.T., Ph.D.Eng.
3. Mavindra Ramadhani, S.T., M.T.
4. Dian Mughni Fellicia, S.T., M.Sc.

Pembimbing

Ko-Pembimbing

Penguji

Penguji



SURABAYA
Juli 2022

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

APPROVAL SHEET

ANALYSIS OF THE EFFECT OF TIME VARIATIONS IN SMELTING PROCESS OF MONAZITE SAND USING ELECTRIC ARC FURNACE ON COMPOUND COMPOSITION AND ThO₂ GRADE

FINAL PROJECT

Submitted to fulfill one of the requirements
for obtaining a degree of bachelor of engineering at
Undergraduate Study Program of Materials Engineering
Department of Materials and Metallurgical Engineering
Faculty of Industrial Technology and Systems Engineering
Institut Teknologi Sepuluh Nopember

By : **AZRIAL SYAH REZA**
NRP. 0251184000010

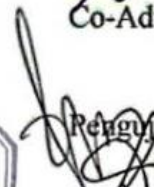
Approved by Final Project Examiner Team :


1. Fakhreza Abdul, S.T., M.T.
2. Sungging Pintowantoro, S.T., M.T., Ph.D.Eng.
3. Mavindra Ramadhani, S.T., M.T.
4. Dian Mughni Fellicia, S.T., M.Sc.




Advisor


Co-Advisor


Penguji


Penguji

SURABAYA
July 2022

(This page is intentionally blank)

PERNYATAAN ORISINALITAS

Yang bertanda tangan di bawah ini:

Nama mahasiswa/NRP : Azrial Syah Reza/02511840000010
Departemen : Teknik Material dan Metalurgi
Dosen Pembimbing/NIP : Fakhreza Abdul S.T., M.T./ 199102172015041002

Dengan ini menyatakan bahwa Tugas Akhir dengan judul “ANALISIS PENGARUH VARIASI WAKTU DALAM PROSES *SMELTING* PASIR MONASIT MENGGUNAKAN *ELECTRIC ARC FURNACE* TERHADAP KOMPOSISI SENYAWA DAN *GRADE ThO₂*” adalah hasil karya sendiri, bersifat orisinal, dan ditulis dengan mengikuti kaidah penulisan ilmiah.

Bilamana di kemudian hari ditemukan ketidaksesuaian dengan pernyataan ini, maka saya bersedia menerima sanksi sesuai dengan ketentuan yang berlaku di Institut Teknologi Sepuluh Nopember.

Mengetahui
Dosen Pembimbing

(Fakhreza Abdul, S.T, M.T.)
NIP. 199102172015041002

Surabaya, 4 Juli 2022

Mahasiswa

(Azrial Syah Reza)
NRP. 02511840000010

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

STATEMENT OF ORIGINALITY

The undersigned below:

Name of student/NRP : Azrial Syah Reza/0251184000010
Departement : Teknik Material dan Metalurgi
Advisor/NIP : Fakhreza Abdul, S.T, M.T./ 199102172015041002

Hereby declare that the Final Project with the title of “ANALYSIS OF THE EFFECT OF TIME VARIATIONS IN SMELTING PROCESS OF MONAZITE SAND USING ELECTRIC ARC FURNACE ON COMPOUND COMPOSITION AND ThO₂ GRADE ” is the result of my own work, is original, and is written by following the rules of scientific writing.

If in the future there is a discrepancy with this statement, then I am willing to accept sanctions in accordance with the provisions that apply at Institut Teknologi Sepuluh Nopember.

Acknowledged
Advisor

Surabaya, 4 Juli 2022

Student

(Fakhreza Abdul, S.T, M.T.)
NIP. Fakhreza Abdul, S.T, M.T.

(Azrial Syah Reza)
NRP. 0251184000010

(This page is intentionally blank)

ANALISIS PENGARUH VARIASI WAKTU DALAM PROSES *SMELTING* PASIR MONASIT MENGGUNAKAN *ELECTRIC ARC FURNACE* TERHADAP KOMPOSISI SENYAWA DAN *GRADE*

Nama Mahasiswa / NRP : Azrial Syah Reza/0251184000010
Departemen : Teknik Material dan Metalurgi FTIRS-ITS
Dosen Pembimbing : Fakhreza Abdul, S.T, M.T.

Abstrak

Sejak 2012, total 430 pembangkit listrik dengan energi nuklir komersial dengan output 372.000 MW telah beroperasi, berkontribusi sekitar 13,5% terhadap permintaan listrik global. Reaktor pada PLTN pada umumnya menggunakan bahan bakar uranium-235. Penggunaan torium dibandingkan dengan uranium pada energi nuklir memiliki beberapa kelebihan. Torium yang tersebar di Indonesia terdapat pada mineral monasit dalam bentuk pasir, dengan cadangan 189.323 ton dengan kandungan ThO_2 mencapai 12 %. Agar torium dapat digunakan sebagai bahan bakar nuklir, kemurniannya harus mencapai sekitar 87,42%. Salah satu cara untuk melakukan ekstraksi torium adalah dengan peleburan atau *smelting*. *Smelting* dapat dilakukan menggunakan *Electric Arc Furnace* (EAF). Pada *smelting* menggunakan *Electric Arc Furnace* (EAF), waktu *smelting* dapat memengaruhi produk hasil *smelting*. Tujuan penelitian ini adalah untuk menganalisis pengaruh waktu *smelting* pasir monasit menggunakan EAF terhadap komposisi senyawa dan *grade* ThO_2 . *Smelting* dilakukan pada temperatur 1850°C dengan kuat arus 70 *ampere* dan tegangan 40 *volt* serta variasi waktu *smelting* yang digunakan yaitu 180, 240, 287, 300, dan 360 detik. Bahan yang digunakan terdiri atas pasir monasit dari Bangka Belitung sebagai mineral utama, CaCO_3 sebagai aditif, serbuk karbon sebagai reduktor, SiO_2 sebagai flux. Karakterisasi menggunakan XRD dan XRF dilakukan untuk menganalisis secara kuantitatif dan kualitatif senyawa yang terbentuk setelah *smelting*. Pada akhirnya akan dihitung komposisi senyawa dan *grade* ThO_2 , serta pengaruh waktu *smelting* terhadapnya. Hasil XRD menunjukkan beberapa senyawa yang terbentuk setelah proses *smelting* dilakukan yaitu perovskite (CaTiO_3), calcium-orthosilicate (Ca_2SiO_4), ilmenite (FeTiO_3), ferrous-pseudobrookite (FeTi_2O_5), dan fayalite (Fe_2SiO_4). *Grade* ThO_2 yang tertinggi didapatkan pada variasi waktu 287 s dan 180 s sebesar 0,44%. Namun untuk *recovery* ThO_2 terbesar ada pada variasi 300 s sebesar 96,42%.

Kata Kunci: *monasit, ThO₂, waktu smelting*

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

**ANALYSIS OF THE EFFECT OF TIME VARIATIONS IN SMELTING PROCESS OF
MONAZITE SAND USING ELECTRIC ARC FURNACE ON COMPOUND COMPOSITION
AND ThO₂ GRADE**

Student Name / NRP : Azrial Syah Reza/0251184000010
Departement : Teknik Material dan Metalurgi FTIRS-ITS
Advisor : Fakhreza Abdul, S.T, M.T.

Abstract

Since 2012, 430 commercially powered power plants with an output of 372,000 MW have been in operation, contributing about 13.5% of global electricity demand. The reactor at the nuclear power plant generally uses uranium-235 as fuel. The use of thorium compared to uranium in nuclear energy has several advantages. Thorium which is spread in Indonesia is found in monazite minerals in the form of sand, with reserves of 189,323 tons with ThO₂ content reaching 12%. For thorium to be used as a nuclear fuel, its purity must be about 87.42%. One way to extract thorium is by smelting. Smelting can be done using an Electric Arc Furnace (EAF). The time of smelting can affect the product that smelted. The purpose of this study was to analyze the effect of the melting time of monazite sand using EAF on the composition and grade of ThO₂. The smelting is carried out at a temperature of 1850°C with a strong current of 70 amperes and a voltage of 40 volts and the variation of the melting time used is 287 seconds. The materials used consist of monazite sand from Bangka Belitung as the main mineral, CaCO₃ as additive, carbon powder as reducing agent, SiO₂ as flux. Characterization using XRD and XRF was carried out to analyze quantitatively and qualitatively the compounds formed after smelting. In the end, the compound composition and grade of ThO₂ will be calculated, as well as the effect of melting time on them. XRD results showed that several compounds formed after the smelting process were carried out, namely perovskite (CaTiO₃), calcium-orthosilicate (Ca₂SiO₄), ilmenite (FeTiO₃), ferrous-pseudobrookite (FeTi₂O₅), and fayalite (Fe₂SiO₄). The highest ThO₂ grade was obtained at a time variation of 287 s and 180 s of 0.44%. However, the largest ThO₂ recovery was in the 300 s variation of 96.42%.

Keywords: *monazite, smelting time, ThO₂*

(This page is intentionally blank)

KATA PENGANTAR

Alhamdulillah atas berkat rahmat Allah SWT., penulis dapat menyelesaikan penelitian tugas akhir yang berjudul “Analisis Pengaruh Variasi Waktu Dalam Proses *Smelting* Pasir Monasit Menggunakan *Electric Arc Furnace* Terhadap Komposisi Senyawa dan *Grade ThO₂*” dengan lancar tanpa halangan dan hambatan yang berarti. Oleh karena itu, penulis mengucapkan terima kasih sebanyak-banyaknya kepada:

1. Bapak Fakhreza Abdul, S.T., M.T. dan Bapak Sungging Pintowantoro, S.T., M.T., Ph.D.Eng., selaku dosen pembimbing tugas akhir atas segala ilmu dan bimbingan selama keberlangsungan tugas akhir hingga selesai.
2. Bapak Lukman Noerochim, S.T., M.Sc.(Eng)., Ph.D., selaku dosen wali yang memberikan arahan selama masa perkuliahan.
3. Bapak Sigit Tri Wicaksono, S.Si., M.Si., Ph.D., selaku Kepala Departemen Teknik Material dan Metalurgi FTIRS-ITS.
4. Bapak/Ibu dosen dan tenaga pendidik yang telah membimbing, memberikan ilmu, dan memberikan bantuan selama masa perkuliahan.
5. Orang tua, keluarga, dan sahabat penulis yang selalu memberikan dukungan dan do'a.

Penulis menyadari bahwa penelitian tugas akhir ini masih jauh dari kata kesempurnaan. Oleh karena itu, penulis mengharapkan kritik dan saran yang membangun dari pembaca. Semoga laporan ini dapat bermanfaat untuk kehidupan manusia ke depannya.

Surabaya, 4 Juli 2022
Penulis

Azrial Syah Reza
NRP. 0251184000010

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

DAFTAR ISI

Abstrak	xiii
Abstract	xv
KATA PENGANTAR	xvii
DAFTAR ISI	xix
DAFTAR GAMBAR	xxi
DAFTAR TABEL	xxiii
1 BAB I PENDAHULUAN	1
1.1 Latar Belakang	1
1.2 Perumusan Masalah	2
1.3 Batasan Masalah	3
1.4 Tujuan Penelitian	3
1.5 Manfaat Penelitian	3
2 BAB II TINJAUAN PUSTAKA	5
2.1 Pasir Monasit	5
2.2 Torium	6
2.3 <i>Flux</i> SiO ₂	8
2.4 Reduktor Karbon	9
2.5 <i>Electric Arc Furnace</i>	10
2.6 Waktu <i>Smelting Electric Arc Furnace</i> dan Pengaruhnya	11
2.7 Diagram Bouduard-Gaussner	11
2.8 Termodinamika Reduksi	12
2.9 <i>Grade, Recovery</i> , dan Basisitas	13
2.10 Penelitian Sebelumnya	15
2.10.1 Ekstraksi Monasit	15
2.10.2 Penggunaan variasi waktu <i>smelting</i>	16
3 BAB III METODOLOGI PENELITIAN	19
3.1 Diagram Alir Penelitian	19
3.2 Bahan Penelitian	21
3.3 Alat Penelitian	23
3.4 Metode Penelitian	26
3.4.1 Persiapan Material	26
3.4.2 Proses <i>Smelting</i> menggunakan <i>Electric Arc Furnace</i>	26
3.5 Pengujian	27
3.5.1 Pengujian <i>X-Ray Diffraction</i> (XRD)	27
3.5.2 Pengujian <i>X-ray Fluorescence</i> (XRF)	27
3.6 Perhitungan	28
3.6.1 Perhitungan Neraca Massa dan Energi	28
3.6.2 Perhitungan <i>Recovery</i> dan <i>Separation Efficiency</i>	29
3.6.3 Perhitungan Basisitas	29
3.7 Rancangan Penelitian	29
3.8 Jadwal Penelitian	30
4 BAB IV	31
4.1 Karakterisasi Pasir Monasit	31
4.2 Pengaruh Variasi Waktu <i>Smelting</i> Terhadap Senyawa yang Terbentuk Pada Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	32
4.3 Pengaruh Variasi Waktu <i>Smelting</i> Terhadap Komposisi Senyawa Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	36

4.4	Pengaruh Variasi Waktu <i>Smelting</i> Terhadap <i>Recovery</i> Senyawa Utama Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	39
4.5	Pengaruh Variasi Waktu <i>Smelting</i> Terhadap Nilai <i>Separation Efficiency</i> (S.E.) Senyawa Utama dan Berharga Pada Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	42
5	BAB V	45
5.1	Kesimpulan	45
5.2	Saran.....	45
	DAFTAR PUSTAKA	47
	LAMPIRAN	51
	UCAPAN TERIMA KASIH	89
	BIODATA PENULIS	91

DAFTAR GAMBAR

Gambar 2. 1 Pasir Monasit.....	5
Gambar 2. 2 Diagram ellingham untuk sifat reduksi karbon.....	10
Gambar 2. 3 Komponen <i>Electric Arc Furnace</i>	10
Gambar 2. 4 Diagram Boudouard-Gaussner.....	12
Gambar 2. 5 Diagram ellingham berbagai oksida.....	13
Gambar 3. 1 Diagram alir penelitian.....	20
Gambar 3. 2 Pasir monasit	21
Gambar 3. 3 Fluks SiO ₂	21
Gambar 3. 4 Serbuk karbon	21
Gambar 3. 5 Serbuk CaCO ₃	22
Gambar 3. 6 Akuades.....	22
Gambar 3. 7 Elektroda grafit	22
Gambar 3. 8 Neraca analitik	23
Gambar 3. 9 Ayakan 50 <i>mesh</i>	23
Gambar 3. 10 Termometer <i>Infrared</i>	23
Gambar 3. 11 Oven	24
Gambar 3. 12 Alat tumbuk.....	24
Gambar 3. 13 <i>Power supply</i>	24
Gambar 3. 14 <i>Crucible</i>	25
Gambar 3. 15 Dimensi <i>crucible</i>	25
Gambar 3. 16 Magnet neodimium	25
Gambar 3. 17 Skema proses <i>smelting</i>	26
Gambar 3. 18 Perangkat alat XRD PAN Analytical.....	27
Gambar 3. 19 Perangkat alat XRF (Dokumentasi Pribadi, 2022).....	28
Gambar 4. 1 Hasil pengujian XRD pasir monasit.....	31
Gambar 4. 2 Pasir monasit hasil smelting (a) <i>non-magnetic portion</i> (b) <i>magnetic portion</i>	32
Gambar 4. 3 Hasil XRD pasir monasit hasil <i>smelting</i>	33
Gambar 4. 4 <i>Grade Fe₂O₃</i> pada Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	37
Gambar 4. 5 <i>Grade TiO₂</i> pada Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	38
Gambar 4. 6 <i>Grade ThO₂</i> pada Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	39
Gambar 4. 7 <i>Recovery</i> Senyawa utama dan berharga Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	40
Gambar 4. 8 Persentase <i>non-magnetic portion</i> pada Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	41
Gambar 4. 9 Basisitas pada Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	42
Gambar 4. 10 <i>Separation Efficiency</i> pada Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	43

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

DAFTAR TABEL

Tabel 2. 1 Unsur dan oksidanya yang terkandung pada pasir monasit.....	6
Tabel 2. 2 Cadangan pasir monasit Indonesia	6
Tabel 2. 3 Sifat torium	7
Tabel 2. 4 Mineral yang terkandung torium	7
Tabel 2. 5 Sifat senyawa torium oksida.....	8
Tabel 2. 6 Sifat silika	8
Tabel 2. 7 Penelitian sebelumnya	17
Tabel 3. 1 Perbandingan komposisi massa <i>smelting</i> pasir monasi	28
Tabel 3. 2 Parameter <i>power supply</i> dalam proses <i>smelting</i>	28
Tabel 3. 3 Rancangan penelitian <i>smelting</i> pasir monasit dengan variasi waktu <i>smelting</i>	29
Tabel 3. 4 Jadwal penelitian <i>smelting</i> pasir monasit menggunakan EAF dengan variasi waktu <i>smelting</i>	30
Tabel 4. 1 Komposisi senyawa oksida pasir monasit Bangka dalam persentase.....	31
Tabel 4. 2 Fasa dominan pada pasir monasit	32
Tabel 4. 3 Senyawa yang terbentuk pada pasir monasit hasil <i>smelting</i>	34
Tabel 4. 4 Hasil XRF Pasir Monasit Hasil <i>Smelting</i>	36

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

BAB I PENDAHULUAN

1.1 Latar Belakang

Ketersediaan sumber energi tak terbarukan seperti minyak bumi, gas alam dan bahan bakar fosil semakin langka seiring dengan perkembangan dari waktu ke waktu. Kebutuhan energi seiring dengan perkembangan teknologi, kemajuan industri, dan peradaban manusia terus meningkat. Banyak upaya yang dilakukan untuk memenuhi kebutuhan tersebut, mulai dari pengembangan teknologi sumber energi terbarukan seperti matahari, angin, panas bumi dan nuklir dengan biaya terjangkau.

Kebutuhan energi di Indonesia masih tergolong rendah, terutama untuk menutupi kebutuhan energi listrik. Indonesia saat ini sedang menghadapi krisis listrik. Tingkat elektrifikasi nasional masih mencapai 64%, namun persentase desa yang menerima listrik masih sekitar 85%. Dua puluh lima persen masyarakat yang menghasilkan listrik menggunakan energi primer masih menggunakan energi bahan bakar. Namun biaya yang dikeluarkan sudah mencapai 70% dari total biaya pembangkitan listrik (Pradnyana, 2016).

Kebutuhan listrik nasional terus tumbuh dan terus bergantung pada energi tak terbarukan sehingga diperlukan transisi untuk mulai menggunakan energi baru terbarukan sebagai sumber energi utama. Menurut data dari Badan Pusat Statistik, konsumsi listrik per kapita terus menunjukkan tren meningkat. Pada tahun 2010, konsumsi listrik menunjukkan angka 0,7 MWh/kapita dan tahun 2015 sebesar 0,91 MWh/kapita. Bahkan pada tahun 2020 mencapai angka 1,09 MWh/kapita (Subdit. Indikator Statistik Badan Pusat Statistik (BPS), 2020). Berdasarkan data kementerian ESDM, pemerintah menyatakan konsumsi listrik meningkat menjadi 1,109 MWh per kapita pada kuartal ketiga 2021 per September 2021 dan terus meningkat sampai akhir tahun 2021 (Kementerian ESDM RI, 2021). Pembangkit listrik tenaga uap (PLTU) masih mendominasi pembangkit listrik nasional saat ini dengan kapasitas 34,7 GW atau 49,9%, disusul pembangkit listrik berbahan bakar gas (PLTG/GU) yang memenuhi 19,9 GW atau sekitar 28,6%, pembangkit berbasis EBT sebesar 10,3 GW atau sekitar 14,8% serta PLTD sebesar 4,6 GW atau sekitar 6,7% (Kementerian ESDM RI, 2020).

Sejak 2012, total 430 pembangkit listrik dengan energi nuklir komersial dengan output 372.000 MW telah beroperasi, berkontribusi sekitar 13,5% terhadap permintaan listrik global (Dewita et al., 2012).

Reaktor pada PLTN menggunakan bahan bakar uranium-235 berupa pellet uranium dioksida dengan pengayaan 2-5%. Oleh karena itu, diperlukan cadangan uranium-235 yang cukup untuk digunakan sebagai sumber bahan bakar pembangkit listrik tenaga nuklir. Cadangan uranium dunia yang tersisa diperkirakan mencapai 4.444, yang cukup untuk digunakan sebagai bahan bakar utama untuk pembangkit listrik tenaga nuklir, tetapi penggunaan uranium yang terus-menerus menghabiskan cadangan dari waktu ke waktu (Widodo et al., 2019). Penggunaan torium dibandingkan dengan uranium memiliki beberapa kelebihan dalam siklus energi nuklir seperti adanya resistensi proliferasi intrinsik dari siklus bahan bakar torium, sifat termofisika dan stabilitas kimia ThO_2 yang lebih baik dibanding UO_2 , dan siklus untuk aktivasi lebih pendek daripada uranium (Humphrey & Khandaker, 2018).

Di bumi ini, torium terdapat dalam beberapa bentuk mineral antara lain, *thorite* (ThSiO_4), *thorianite* (ThO_2), *monazite* [(Ce, La, Nd, Th, U) PO_4], *bastnaesite* [(Ce,La) CO_3F], dan *thorogumite* [$\text{Th}(\text{SiO}_4)_{1-x}(\text{OH})_{4-x}$]. Namun, torium lebih banyak diambil pada mineral monasit dan basnaesit, karena kedua mineral ini memiliki kandungan torium yang lebih banyak dan juga mengandung oksida tanah jarang (REO) (René, 2017). Cadangan monasit banyak tersedia di Indonesia. Torium yang tersebar di Indonesia terdapat pada mineral monasit dalam bentuk

pasir, dengan cadangan 189.323 ton dengan kandungan ThO_2 mencapai 12% (Jonan, I. and Suhendar, 2013). Sebagian besar pasir monasit berasal dari limbah penambangan timah yang tidak terpakai dan hanya dijual dengan harga murah. Salah satu prospek pasir monasit di Indonesia datang dari monasit bangka, produk sampingan dari pembersihan bijih timah dari PT. timah. Monasit mengandung 50,97% unsur tanah jarang, 0,298% uranium, 4,147% thorium dan 23,712% fosfat (Ferliana et al., 2017).

Agar torium ini dapat digunakan sebagai bahan bakar nuklir, kemurniannya harus tinggi sekitar 87,42%. Penelitian yang telah dilakukan oleh Trinopirawan perihal pemisahan uranium dan torium menggunakan alamin memberikan *recovery* uranium sebesar 100%, torium sebesar 32,44%, logam tanah jarang 22,4% dan fosfat tidak terdeteksi (Ferliana et al., 2017). Berdasarkan penelitian tersebut, torium sudah dapat diambil namun masih belum didapatkan dengan nilai *recovery* yang tinggi. Upaya lain dilakukan untuk meningkatkan kadar dari sebuah mineral dalam proses *smelting* yaitu dengan menambahkan fluks yang merupakan senyawa atau zat yang ditambahkan dalam proses *smelting* yang berfungsi untuk mengikat pengotor yang terdapat dalam mineral untuk menjadi *slag* sehingga terpisah dari logam yang diinginkan.

Upaya lain yang dilakukan agar grade sebuah mineral meningkat yaitu dengan mencari waktu paling optimal pada proses *smelting* menggunakan *electric arc furnace*. Pada penelitian Supriyatna, pada saat proses *smelting* terjadi perubahan fasa pada setiap variasi waktunya. (Supriyatna et al., 2019). Sihotang pada tahun 2018 melakukan penelitian tentang ekstraksi bijih nikel laterit menggunakan metode *smelting* menggunakan *mini electric arc furnace* dengan reduktor arang tempurung kelapa sawit. Proses *smelting* dilakukan dengan variasi waktu 50, 70, 90, 110, dan 130 menit. Hasil percobaan didapatkan bahwa waktu peleburan optimum untuk memproduksi *nickel pig iron* pada waktu *smelting* 90 menit dimana didapatkan *recovery* Fe sebesar 92,53% dan Ni sebesar 67,21%. Pada menit 50 dan 70, proses reduksi yang terjadi belum maksimal, sedangkan pada menit ke 110 dan 130 menunjukkan penurunan *recovery* besi yang menunjukkan bahwa besi mulai teroksidasi kembali dan bergabung dengan slag pada saat peleburan (Sihotang et al., 2018). Kedua hal tersebut menunjukkan bahwa variasi waktu berpengaruh terhadap perubahan fasa dan juga *recovery*.

Pada penelitian sebelumnya yang dilakukan oleh Wienar, dilakukanlah proses *smelting* dengan variasi *flux* SiO_2 dengan waktu 3 menit. Nilai *recovery* ThO_2 tertinggi diperoleh pada variasi penambahan 9% SiO_2 yaitu sebesar 90,2% dan nilai *recovery* Fe_2O_3 terendah juga diperoleh pada penambahan 9% SiO_2 yaitu sebesar 9,8% dengan nilai *separation efficiency* 41,39 (Wienar, 2022). Namun pada penelitian ini waktu *smelting* yang dipakai hanya sesuai dengan reaksi reduksi Fe_2O_3 saja sedangkan masih terdapat reaksi lain pada proses *smelting*nya yang belum dihitung pada neraca energi yang memengaruhi waktu *smelting*.

Dalam penelitian tugas akhir ini akan dilakukan peningkatan *grade* torium dioksida dengan variasi waktu berbeda agar mendapatkan waktu optimum dalam proses *smelting* menggunakan *electric arc furnace*.

1.2 Perumusan Masalah

Berikut merupakan rumusan masalah dalam penelitian ini.

1. Bagaimana pengaruh variasi waktu dalam proses *smelting* pasir monasit dengan *electric arc furnace* terhadap senyawa yang terbentuk pada produk hasil *smelting*.
2. Bagaimana pengaruh variasi waktu dalam proses *smelting* pasir monasit dengan *electric arc furnace* terhadap komposisi senyawa utama pada pasir monasit.
3. Bagaimana pengaruh variasi waktu dalam proses *smelting* pasir monasit dengan *electric arc furnace* terhadap *grade* ThO_2 pada pasir monasit.

4. Bagaimana pengaruh variasi waktu dalam proses smelting pasir monasit dengan *electric arc furnace* terhadap *recovery* senyawa utama pada produk hasil *smelting*.

1.3 Batasan Masalah

Dalam penelitian ini diberikan beberapa batasan masalah sebagai berikut.

1. Komposisi serbuk karbon, pasir monasit, serbuk CaCO_3 , dan serbuk SiO_2 dianggap homogen pada semua variasi.
2. Reaksi yang menyebabkan degradasi elektroda grafit pada saat pembentukan busur listrik diabaikan.
3. Massa serbuk SiO_2 dianggap sama untuk semua variasi.
4. Kuat arus dan Tegangan pada *electric arc furnace* dianggap sama untuk semua variasi.
5. Posisi elektroda selama proses *smelting* berlangsung dianggap stabil.

1.4 Tujuan Penelitian

Tujuan dilakukan penelitian ini adalah sebagai berikut.

1. Menganalisis pengaruh variasi waktu dalam proses smelting pasir monasit dengan *electric arc furnace* terhadap senyawa yang terbentuk pada produk hasil *smelting*.
2. Menganalisis pengaruh variasi waktu dalam proses smelting pasir monasit dengan *electric arc furnace* terhadap komposisi senyawa utama pada pasir monasit.
3. Menganalisis pengaruh variasi waktu dalam proses smelting pasir monasit dengan *electric arc furnace* terhadap *grade* ThO_2 pada pasir monasit.
4. Menganalisis pengaruh variasi waktu dalam proses smelting pasir monasit dengan *electric arc furnace* terhadap *recovery* senyawa utama pada produk hasil *smelting*.

1.5 Manfaat Penelitian

Penelitian ini diharapkan dapat memberikan informasi empiris mengenai parameter variasi waktu dalam proses *smelting* pasir monasit dengan *electric arc furnace* terhadap *grade* ThO_2 pada pasir monasit sehingga diperoleh parameter proses yang kredibel dan optimal demi kemajuan riset serta teknologi khususnya dalam penelitian pengolahan mineral tanah jarang yang ada di Departemen Teknik Material dan Metalurgi ITS dan Indonesia.

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

BAB II TINJAUAN PUSTAKA

2.1 Pasir Monasit

Monasit adalah senyawa fosfat logam tanah jarang yang mengandung cukup torium untuk menjadi radioaktif. Mineral monasit biasanya diperoleh sebagai produk sampingan dari proses penambangan timah. Sifat fisik mineral ini adalah kombinasi dari kekerasan tinggi dan cokelat mengkilap atau coklat oranye(Widodo et al., 2019). Unsur utama yang terkandung dalam monasit antara lain uranium (U) 0,298%, thorium (Th) 4,171%, fosfor pentoksida 23,712% (P₂O₅), dan sisanya 58,97% total REE oksida. Garam dari unsur U, Th, RE, dan fosfat dapat dibentuk secara kimia dari pengolahan monasit. Proses pemisahan unsur U, Th, RE, dan fosfat dari bijih monasit dapat dilakukan secara bertahap dengan berbagai cara. Proses yang berlaku meliputi proses asam H₂SO₄, proses basa NaOH, proses klorinasi gas klor (Cl₂), dan proses reduksi temperatur tinggi karbon (C)(Pasymi & Hatta, 2020). Bentuk dari pasir monasit ditunjukkan pada Gambar 2.1 di bawah ini.



Gambar 2. 1 Pasir Monasit (Dokumentasi Pribadi, 2022)

Kandungan torium dengan radioaktivitas yang tinggi mengakibatkan monasit bersifat radioaktif. Inilah salah satu alasan mengapa thorium dapat digunakan sebagai sumber energi alternatif pembangkit listrik tenaga nuklir untuk menggantikan uranium. Secara teknis, monasit sebenarnya terdiri dari tiga senyawa yang berbeda. Namun, perbedaannya tidak terlalu penting, sehingga disebut satu mineral, monasit. Ketiga senyawa tersebut antara lain (Ce, La, Nd, Th, Y) PO₄, (La, Ce, Nd) PO₄, dan (Nd, La, Ce) PO₄. Perbedaan rumus senyawa menunjukkan kandungan unsur-unsur tertentu di dalamnya. Item pertama dalam tanda kurung adalah item dengan persentase tertinggi(Widodo et al., 2019). Kandungan pasir monasit ditunjukkan Tabel 2.1.

Tabel 2. 1 Unsur dan oksidanya yang terkandung pada pasir monasit(Shahr El-Din et al., 2018)

Senyawa	Konsentrasi (%)	Senyawa	Konsentrasi (%)
F	0,290	ZrO ₂	11,195
MgO	0,453	Rh	0,048
Al ₂ O ₃	0,980	PdO	0,039
SiO ₂	5,455	SnO ₂	0,187
P ₂ O ₅	10,051	I	0,053
SO ₃	0,119	La ₂ O ₃	8,745
Cl	0,078	CeO ₂	15,617
K ₂ O	0,049	Pr ₂ O ₃	1,403
CaO	1,572	Nd ₂ O ₃	6,358
TiO ₂	4,054	Sm ₂ O ₃	1,016
Cr ₂ O ₃	0,836	Gd ₂ O ₃	0,776
MnO	1,000	HfO ₂	0,425
Fe ₂ O ₃	12,134	WO ₃	0,042
ZnO	0,365	IrO ₂	0,036
As ₂ O ₃	0,006	PbO	0,142
SrO ₂	0,006	ThO ₂	5,386
Y ₂ O ₃	1,132	U	0,289

Pasir monasit Indonesia adalah produk sampingan dari pembersihan bijih timah di tambang PT Timah di pulau Bangka dan Belitung. Pasir monasit ini hanya dibuang di sekitar pulau. Selain itu, pasir monasit juga terdapat di Singkep, Rirang, dan Tanah merah (Kalimantan). Cadangan pasir monasit di Indonesia disajikan pada Tabel 2.2.

Tabel 2. 2 Cadangan pasir monasit Indonesia(Widodo et al., 2019)

Wilayah Produksi	Jumlah (ton)	Kandungan (g/m ³)
Belitung	5.262	35
Bangka	4.258	34
Singkep	1.539	17

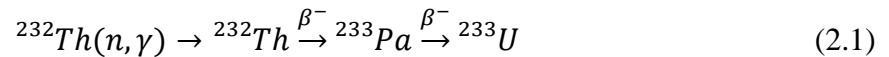
2.2 Torium

Torium adalah salah satu logam aktinida yang bersifat radioaktif dan paramagnetik dengan lambing Th dan nomor atom 90. Torium umumnya berwarna putih keperakan dan bertekstur agak lunak. Ketika terkontaminasi oksida, torium akan berubah warna menjadi keabu-abuan dan akhirnya berwarna hitam(Widodo et al., 2019). Sifat torium ditunjukkan pada Tabel 2.3.

Tabel 2. 3 Sifat torium(Widodo et al., 2019)

Sifat Umum	
Nama, simbol	torium, Th
Warna	keperakan
Nomor atom (Z)	90
Kategori unsur	aktinida
Massa atom (Ar)	232,0381
Titik leleh	1750° C
Titik didih	4788° C

Torium memiliki isotop sebanyak 25 buah dengan rata-rata kestabilan sangat rendah. Isotop torium dengan kestabilan tinggi adalah Th-232 dengan waktu paruh selama 14,05 milyar tahun(Dewita et al., 2012). Th-232 memili kemampuan untuk dikonversi menjadi neutron termal menjadi isotop U-232. Torium diklaim lebih aman daripada uranium karena tidak menghasilkan plutonium-240 hasil reaksi dari uranium-235 dan uranium-238 yang digunakan sebagai senjata nuklir(Wickleder et al., 2018).



Torium dapat ditemukan pada sebagian besar mineral. Namun, torium biasanya bercampur dengan uranium, LTJ, niobium, dan tantalum, entah itu dalam bentuk oksida maupun tidak. Monasit menjadi salah satu mineral logam tanah jarang torium-fosfat dengan kadar torium oksida sebesar 12%. Kandungan torium pada masing-masing mineral juga bergantung dengan lokasi. Namun, umumnya memiliki kadar torium sebesar 6-7%. Mineral yang mengandung torium ditunjukkan pada Tabel 2.4.

Tabel 2. 4 Mineral yang terkandung torium(Dewita et al., 2012)

Mineral	Rumus Kimia
<i>Thorite</i>	$(\text{Th}, \text{U})\text{SiO}_4$
<i>Thriante</i>	$(\text{ThO}_2 + \text{UO}_2)$
<i>Thorogummite</i>	$\text{Th}(\text{ThSiO}_4)_{1-x}(\text{OH})_{4x}$
<i>Monazite</i>	$(\text{Ce}, \text{La}, \text{Y}, \text{Th})\text{PO}_4$
<i>Brocktite</i>	$(\text{Ca}, \text{Th}, \text{Ce})(\text{PO}_4)\text{H}_2\text{O}$
<i>Xenotime</i>	$(\text{Y}, \text{Th})\text{PO}_4$
<i>Euxenite</i>	$(\text{Y}, \text{Ca}, \text{Ce}, \text{U}, \text{Th})(\text{Nb}, \text{Ta}, \text{Ti})_2\text{O}_6$
Bijih Besi	Fe + REE + Th apatit

Torium di alam berbentuk sebagai oksida, yaitu ThO_2 atau disebut *thoria*. Senyawa ini berwarna putih padat, tidak berbau, serta tidak larut dalam air. *Thoria* memiliki titik leleh yang tinggi yaitu sekitar 3300°C(Widodo et al., 2019). Sifat dari ThO_2 selengkapnya ditunjukkan pada Tabel 2.5.

Tabel 2. 5 Sifat senyawa torium oksida(Balakrishna, 2012)

Sifat Umum	
Nama IUPAC	<i>Thorium dioxide</i>
Rumus kimia	ThO ₂
Warna	Putih
Massa molar	264,04 g/mol
Densitas	10 g/cm ³
Titik lebur	3.300°C
Titik didih	4.400°C

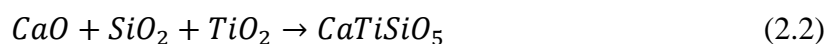
2.3 Flux SiO₂

Flux adalah senyawa yang ditambahkan ke dalam mineral selama proses peleburan yang digunakan sebagai pengikat unsur-unsur pengotor atau unsur-unsur yang tidak diinginkan dari mineral utama(Kokal & Ranade, 1985). Salah satu *flux* yang sering digunakan dalam metode pirometalurgi adalah SiO₂. SiO₂ atau silika merupakan senyawa penyusun dari kerak bumi dengan persentase terbesar, yaitu 60,6%. Silika dapat ditemukan dalam pasir, batuan atau tanah silika, limbah kaca, dan bahan organik seperti abu sekam padi dan abu tebu. Silika biasanya digunakan dalam bentuk bermacam-macam, antara lain gelas, kristal, gel, aerogel, *fumed* silika, dan aerosol. Silika memiliki sifat ketahanan terhadap abrasi yang baik, isolator listrik yang baik, dan stabilitas termal yang tinggi(Dyana & Triwikantoro, 2017). Sifat silika ditunjukkan pada Tabel 2.6.

Tabel 2. 6 Sifat silika(Woermann et al., 1969)

Sifat Umum	
Nama IUPAC	<i>Silicon dioxide</i>
Rumus kimia	SiO ₂
Warna	Padat transparan (amorf) Putih/kuning keputihan (serbuk atau pasir)
Massa molar	60,08 g/mol
Densitas	2,648 g/cm ³ (quartz) 2,196 g/cm ³ (amorf)
Titik lebur	1.713°C
Titik didih	2.950°C

Silika dapat mengikat pengotor menjadi *slag* pada temperatur sekitar 1550°C. Salah satu oksida yang dapat diikat pada temperatur tersebut adalah *titania* (TiO₂) dengan mengikat Ca dan Ti menjadi *titanite* (CaTiSiO₅)(Woermann et al., 1969).



Selain *titania*, *magnesia* (MgO) juga merupakan oksida yang dapat diikat oleh silika, tepatnya pada temperatur 1100-1400°C dan membentuk *forsterite* (Mg₂SiO₄)(Brindley & Hayami, 1965).



2.4 Reduktor Karbon

Reduktor Karbon Reduktor merupakan suatu agen untuk mereduksi logam dari mineral oksidanya dalam proses pirometalurgi. Dalam proses pirometalurgi dikenal banyak sekali jenis reduktor yang dapat digunakan yang semuanya berbasis karbon sebagai penyusun utama atau disebut material carbonaceous. Material yang biasanya digunakan sebagai reduktor biasanya berbasis karbon. Material carbonaceous dimanfaatkan sebagai reduktor karena meningkatkan distribusi gas dalam proses dengan meningkatkan permeabilitas burden(Sahajwalla et al., 2016).

Peran reduktor dalam berbagai reaksi reduksi dalam melalui:

- Gasifikasi reduktor menjadi gas CO yang dapat bereaksi di dalam *furnace*
- Pelarutan karbon dalam logam cair
- Reaksi karbon terlarut dengan *slag* saat logam selama proses pemurnian
- Reaksi reduksi langsung dari karbon padat dengan *slag*

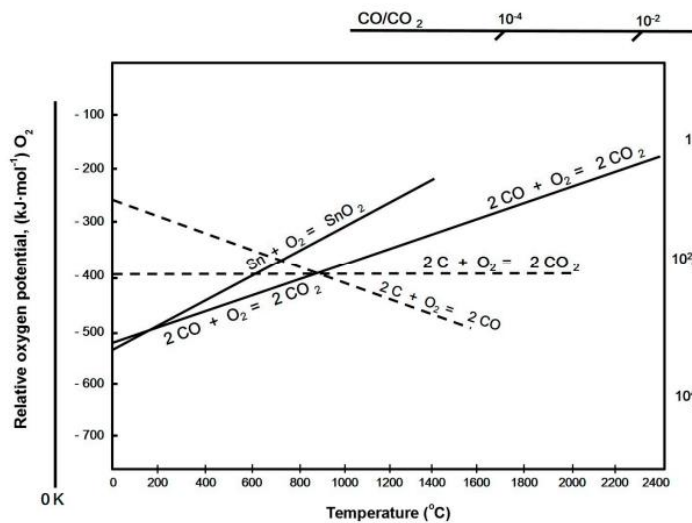
Beberapa jenis reduktor telah digunakan dalam industri pirometalurgi seperti batu bara, kokas, karbon, grafit, dan arang. Mereka dibedakan berdasarkan kadar karbon yang digunakan.

Penggunaan karbon sebagai reduktor, aditif, atau *filler* merupakan elemen penting dalam pengolahan bijih logam dan pembuatan besi dan baja dalam industri metalurgi. Dalam kebanyakan kasus, unsur karbon berasal dari batubara dan turunan karbonnya. Sifat karbon yang dibutuhkan untuk proses yang berbeda di setiap sektor metalurgi sangat bervariasi, kecocokan sifat produk karbon yang tepat untuk setiap proses tertentu telah menjadi hal paling penting di semua sektor industri metalurgi. Sifat tersebut adalah *softening*, *swelling*, *fusion*, dan porositas dalam pembuatan kokas dan arang, reaktivitas atau konsumsi karbon dari reduktor karbon untuk digunakan dalam berbagai proses(Sahajwalla et al., 2016).

Dalam perannya sebagai reduktor pada proses reduksi oksida mineral, karbon memungkinkan untuk mengalami reaksi pada Persamaan 2.4, Persamaan 2.5, dan Persamaan 2.6 sebagai berikut(Sahajwalla et al., 2016):



Pada reaksi pertama (pembentukan CO₂) hampir tidak ada perubahan entropi, yaitu $\Delta S^\circ = 0$ dan oleh karena itu ΔG° tetap hampir sama dengan kenaikan temperatur dan ΔG° tidak tergantung pada temperatur. Pada reaksi kedua (pembentukan CO), terjadi peningkatan entropi (ΔS positif) oleh karena itu, ΔG° menjadi lebih negatif dengan kenaikan temperatur. Namun, pada reaksi ketiga, terjadi penurunan entropi (ΔS negatif) dan oleh karena itu, ΔG° menjadi tidak lebih negatif dengan kenaikan temperatur(Sahajwalla et al., 2016). Sifat reduksi tersebut ditunjukkan pada Gambar 2.2.



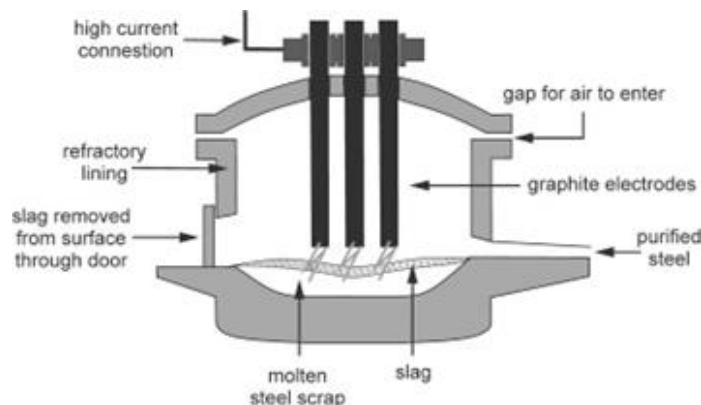
Gambar 2. 2 Diagram ellingham untuk sifat reduksi karbon(López et al., 2018)

Ketiga kurva terlihat berpotongan pada temperatur 983 K, yang menunjukkan bahwa di atas temperatur ini, reaksi (2.5) paling cocok. Hal ini berarti bahwa karbon dapat mereduksi oksida logam apapun pada temperatur yang sangat tinggi dan mengalami oksidasi menjadi CO.

2.5 Electric Arc Furnace

Electric Arc Furnace (EAF) merupakan salah satu teknologi modern yang umum dan populer untuk digunakan dalam industri metalurgi. Sumber panas utama dari EAF adalah busur listrik. Busur listrik ini akibat dari loncatan elektron dari katoda yang dapat digerakkan dan anoda permanen, serta dipisahkan dengan penumpukkan gas. Mekanisme transfer panas yang utama pada kondisi ini adalah reaksi radiasi. Perubahan energi listrik menjadi energi panas terjadi melalui arus dalam busur listrik yang terionisasi, dimana temperatur busur listrik dapat mencapai 6.000°C(Khodabandeh et al., 2017).

EAF dapat diklasifikasikan berdasarkan proses transfer panas dari busur, yaitu pemanasan langsung dan pemanasan tidak langsung. Pemanasan tidak langsung terjadi ketika busur listrik terbentuk antara dua elektroda tanpa kontak dengan material *feed* atau dengan kata lain transfer panas terjadi hanya melalui radiasi dan konveksi. Sedangkan pemanasan langsung terjadi ketika busur listrik terbentuk antara dua elektroda dan kontak dengan material *feed*, sehingga transfer panas terjadi melalui konduksi, radiasi, dan konveksi(Grzella et al., 1923). Komponen EAF secara umum ditunjukkan pada Gambar 2.3.



Gambar 2. 3 Komponen *Electric Arc Furnace*(Grzella et al., 1923)

2.6 Waktu *Smelting Electric Arc Furnace* dan Pengaruhnya

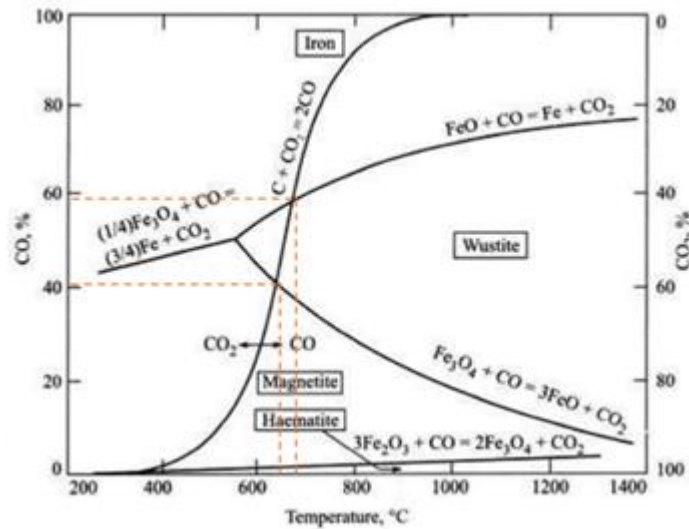
Waktu dalam pelaksanaan proses EAF biasa disebut dengan istilah *tap to tap time* yang dapat diartikan sebagai waktu yang digunakan dalam proses EAF meliputi *charging*, *smelting* dan *tapping*. *Tap to tap* dalam industri pengolahan logam yang menggunakan proses EAF berpengaruh terhadap efisiensi proses yang digunakan. Dalam dunia industri logam, EAF beroperasi sebagai proses peleburan yang dilakukan per *batch* yang menghasilkan baja likuid. Siklus pengoperasian EAF biasa disebut dengan *tap to tap* yang terdiri dari proses pengisian tungku, proses pelelehan, fase *refining* dan penuangan baja cair. Waktu *tap to tap* normalnya dilakukan kurang dari 60 menit untuk EAF modern, sedangkan beberapa operasi tungku kembar hanya membutuhkan waktu sekitar 35-40 menit (Stalhed, 1957).

Proses peleburan merupakan proses inti dari pengoperasian EAF. EAF berkembang menjadi alat peleburan yang efisien dan memiliki desain yang modern untuk memaksimalkan kapasitas proses peleburan. Peleburan dilakukan dengan cara memberikan energi ke dalam tungku dimana energi ini berasal dari energi listrik. Energi listrik disalurkan melalui elektroda grafit yang merupakan kontributor utama dalam proses peleburan. Pada awalnya, tegangan menengah diumpangkan sampai elektroda masuk ke dalam material *scrap*. Banyak operasi EAF yang baru saja mengembangkan *heat balances* untuk tungkunya. Keseimbangan ini didasarkan pada total energi masuk dan keluar ke tungku selama siklus *tap to tap* berlangsung. Analisis keseimbangan tersebut menunjukkan bahwa ada variasi kebutuhan energi yang luas dan efisiensi transfer energi di EAF. Waktu selama proses peleburan sampai terjadinya *refining* antara logam dengan pengotornya bisa didefinisikan waktu *holding* peleburan (Pretorius & Oltmann, 2002).

Waktu dapat memengaruhi hasil proses *smelting*. Proses reduksi pada suatu material yang di *smelting* terjadi dengan cukup kompleks sehingga kita harus mengetahui waktu optimal dalam prosesnya. Berdasarkan diagram Ellingham yang akan dibahas pada sub-bab 2.8, temperatur yang dibutuhkan untuk mereduksi berbagai senyawa itu berbeda-beda dan pada kasus *smelting* menggunakan *electric arc furnace*, semakin tinggi temperatur maka waktu yang dibutuhkan juga semakin meningkat. Untuk mendapatkan material yang diinginkan, maka pemilihan waktu yang optimal menjadi sangat penting agar material yang diinginkan dapat meningkat lebih banyak (Supriyatna et al., 2019). Jika waktu *smelting* kurang, maka proses reduksi tidak terjadi secara maksimal, sedangkan jika waktu *smelting* terlalu lama maka senyawa akan teroksidasi kembali dan bergabung dengan slag pada saat peleburan (Sihotang et al., 2018).

2.7 Diagram Boudouard-Gaussner

Diagram Boudouard-Gaussner merupakan diagram yang menunjukkan kesetimbangan antara unsur dan oksida besi yaitu besi, hematit, magnetit, wustit, karbon padat, karbon monoksida, dan karbon dioksida dalam proses reduksi langsung besi oleh karbon seperti yang ditunjukkan pada Gambar 2.4. Reaksi Boudouard membutuhkan temperatur tinggi karena merupakan reaksi endotermik. Berdasarkan garis kesetimbangan Boudouard, terdapat 100% gas CO pada temperatur 1000 °C. Untuk mengurai gas CO menjadi CO₂ dan C, temperatur harus diturunkan sehingga kesetimbangan tidak tercapai. Hal ini akan mengurangi gas CO sebagai reduktor. Pada daerah sebelah kanan garis kesetimbangan, gas CO₂ akan mengalami reaksi boudouard membentuk gas CO. Berdasarkan diagram Boudouard-gaussner, perbandingan gas CO/CO₂ dan temperatur operasi merupakan faktor yang mempengaruhi terbentuknya senyawa (Sarangi & Sarangi, n.d.).



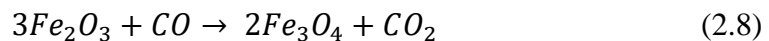
Gambar 2. 4 Diagram Boudouard-Gaussner(Sarangi & Sarangi, n.d.)

Berdasarkan diagram Boudouard-Gaussner pada Gambar 2.4, terdapat kesetimbangan antara besi oksida dengan CO/CO₂ yaitu sebagai berikut:

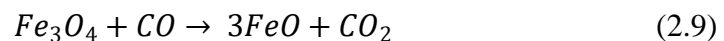
1. Garis kesetimbangan Boudouard:



2. Garis kesetimbangan:



3. Garis kesetimbangan:



4. Garis kesetimbangan:

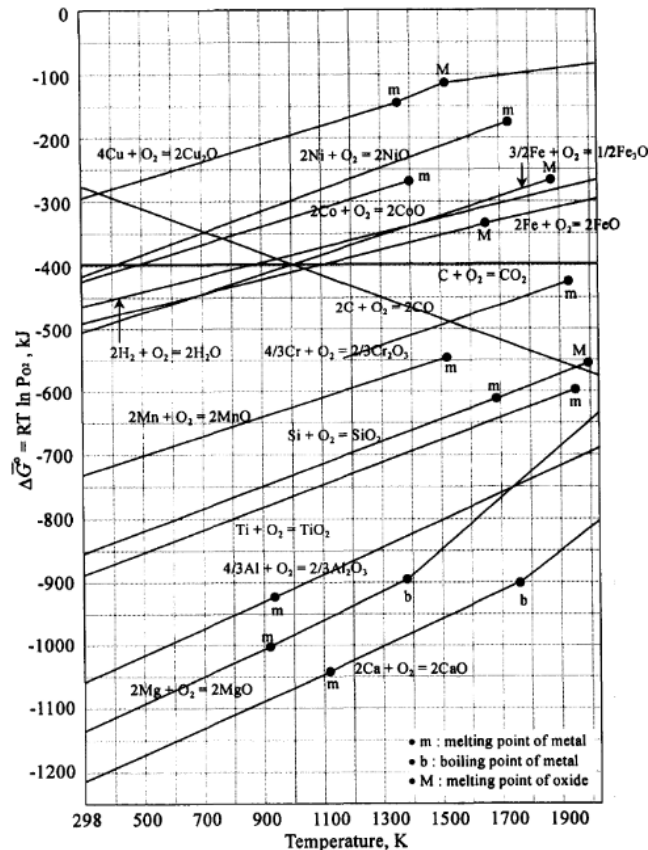


Pada temperatur 700°C senyawa yang stabil dengan perbandingan CO/CO₂ 60:40 adalah wustit (FeO). Di mana magnetit (Fe₃O₄) akan tereduksi menjadi wustit, sedangkan Fe akan mengalami oksidasi menjadi wustit. Terjadi perpotongan antara garis kesetimbangan FeO/Fe dan garis kesetimbangan boudouard pada temperatur 700°C. Hal tersebut mengindikasikan bahwa 700°C merupakan temperatur minimum untuk mereduksi wustit menjadi Fe. Selain itu, juga terjadi perpotongan antara garis kesetimbangan magnetit/wustit dan garis kesetimbangan boudouard pada temperatur 650°C. Hal tersebut menunjukkan bahwa 650°C merupakan temperatur minimum yang dibutuhkan untuk mereduksi magnetit menjadi wustit. Kedua temperatur tersebut berada pada tekanan 1 atmosfer. Ketika dibawah temperatur tersebut, karbon monoksida akan terurai menjadi karbon dioksida. Hal ini akan membuat reaksi tidak akan terjadi(Komarudin, 2008).

2.8 Termodinamika Reduksi

Diagram Ellingham merupakan diagram yang menunjukkan energi bebas sebuah reaksi yang kemudian diplot pada suatu grafik dengan parameter energi bebas dan temperatur. Pada

diagram Ellingham, logam yang aktif secara kimia memiliki energi bebas yang paling tinggi (negatif) dalam membentuk oksida dan terletak di bagian paling bawah diagram. Sedangkan logam yang memiliki energi afinitas bebas terkecil (positif) dalam membentuk oksida terletak di bagian paling atas. Nilai ΔG° untuk reaksi oksidasi merupakan ukuran kimia suatu logam terhadap oksigen. Semakin negatif nilai ΔG° suatu logam maka logam tersebut semakin stabil dalam bentuk oksida yang dapat diketahui temperatur minimal yang dibutuhkan, ditunjukkan oleh perpotongan antara kurva oksida dan garis pembentukan CO (Lee, 1999). Diagram Ellingham untuk beberapa oksida ditunjukkan pada Gambar 2.5



Gambar 2.5 Diagram Ellingham berbagai oksida (Lee, 1999)

Termodinamika hanya dapat digunakan 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 (Lee, 1999). Sebagai contoh reduksi dari besi oksida dapat digambarkan dengan skema berikut.

- $T > 570^\circ\text{C}$: $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$
- $T < 570^\circ\text{C}$: $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{Fe}$
- $T < 570^\circ\text{C}$: $4\text{FeO} \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{Fe}$

2.9 Grade, Recovery, dan Basisitas

Tujuan utama dari proses pengolahan mineral yaitu untuk memisahkan mineral yang berharga dengan mineral pengotor. Terdapat dua cara yang dapat dilakukan untuk mengukur keberhasilan proses pengolahan mineral yaitu dengan mengukur kadar/grade dan pemulihan/recovery (Napier-Munn & Wills, 2005).

Kadar/*grade* adalah persentase kandungan suatu logam atau mineral berharga dalam suatu *ore*. Pada beberapa jenis *ore* dengan kandungan logam yang sangat rendah, kandungan logamnya dinyatakan dalam satuan *part per million* atau ppm. Namun, beberapa logam dijual dalam bentuk oksidanya atau tidak sebagai logam utuh sehingga pada kasus seperti ini logam dinyatakan dalam persentase oksidanya (Napier-Munn & Wills, 2005).

Recovery merupakan persentase dari total logam atau mineral yang terkandung dalam bijih yang berhasil diubah ke dalam konsentrat. Dengan kata lain *recovery* merupakan nilai yang menyatakan perbandingan dari mineral hasil produksi yang masuk ke dalam proses pengolahan atau pemurnian dengan jumlah hasil produksi pengolahan. *Recovery* dilambangkan dengan simbol *R* seperti yang ditunjukkan dalam Persamaan 2.11.

$$R (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100\% \quad (2.11)$$

Nilai dari perhitungan *recovery* dapat dihitung menggunakan rumus pada Persamaan 2.11 dimana *c* merupakan kadar mineral di dalam produk dan *f* merupakan kadar mineral di dalam feed/umpan. Sedangkan *W_p* merupakan massa dari produk yang dihasilkan oleh proses pengolahan mineral dan *W_f* merupakan massa dari *feed*/umpan. Nilai *recovery* menunjukkan kualitas dari suatu proses pengolahan mineral di mana semakin tinggi nilai *recovery*-nya maka dapat dinyatakan proses pengolahan tersebut memiliki efisiensi yang bagus (PINTOWANTORO et al., 2021).

Kadar dan *recovery* adalah ukuran yang paling umum digunakan untuk menjelaskan efisiensi dari proses ekstraksi. Jika ingin mencapai kadar dari produk yang tinggi, maka hasil *tailing* akan lebih banyak dan *recovery* menjadi rendah. Namun jika ingin mencapai nilai *recovery* logam yang tinggi, akan ada lebih banyak *gangue* dalam konsentrat sehingga kadar logam akan menurun (Napier-Munn & Wills, 2005).

Nilai *recovery* suatu proses pengolahan mineral dapat dipengaruhi oleh basisitas *slag*. Basisitas merupakan nilai yang menyatakan perbandingan dari senyawa yang bersifat basa dengan senyawa yang bersifat asam yang terdapat pada *slag* atau produk hasil pengolahan mineral (Sungging Pintowantoro & Abdul, 2020). Terdapat tiga jenis basisitas yang terdapat dalam proses pengolahan mineral, yaitu sebagaimana yang ditunjukkan pada Persamaan 2.12, Persamaan 2.13, dan Persamaan 2.13.

$$B_1 = \frac{CaO}{SiO_2} \quad (2.12)$$

$$B_2 = \frac{CaO + MgO}{SiO_2} \quad (2.13)$$

$$B_3 = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} \quad (2.14)$$

Dari persamaan di atas, terlihat bahwa basisitas *slag* sangat dipengaruhi oleh kandungan senyawa oksida yang terkandung di dalam *slag*. CaO dan MgO merupakan senyawa yang bersifat basa, sedangkan SiO₂ dan Al₂O₃ merupakan senyawa oksida yang bersifat asam. Secara umum Al₂O₃ dapat bersifat sebagai asam maupun basa. Akan tetapi, ketika kandungan Al₂O₃ di dalam *slag* tidak melebihi 15%, maka Al₂O₃ akan bersifat asam. Basisitas tersebut akan menentukan banyak karakteristik *slag*, seperti temperatur likuidus *slag*, viskositas *slag*, karakteristik termodinamika *slag*, dan lain sebagainya (Sungging Pintowantoro & Abdul, 2020).

2.10 Penelitian Sebelumnya

2.10.1 Ekstraksi Monasit

Trinopiawan, dkk. pada 2011 melakukan pemisahan Uranium dari Thorium dalam larutan hasil pelarutan endapan dengan H_2SO_4 menggunakan metode ekstraksi pelarut campuran dari Alamine-336, kerosin, dan isodekanol. Hasil penelitian menunjukkan kondisi optimal ekstraksi pada pH umpan 1,5 dengan perbandingan O/A = 5 dan waktu ekstraksi 5 menit, dan diperoleh U sebesar 100% tetapi Th ikut terekstrak 32,44%. Dari hasil ini dapat disimpulkan bahwa pada kondisi optimal tersebut, Th dapat terpisah dari U sebesar 67,56% (Trinopiawan et al., 2011).

Selanjutnya, Trinopiawan, dkk. melakukan penelitian lebih lanjut pada tahun 2012. Proses ini dilakukan dengan memisahkan Th dari U pada pasir monasit sehingga dapat ditentukan kondisi optimal menggunakan metode pengendapan dengan reagen H_2SO_4 . Tahap penelitian dimulai dari penggerusan monasit, dekomposisi, pelarutan parsial, pelarutan total, dan pengendapan Th dengan H_2SO_4 . Larutan umpan yang digunakan untuk pengendapan berasal dari pelarutan total dengan dua reagen yaitu H_2SO_4 dan HCl. Hasil optimal *recovery* pengendapan pada larutan umpan sulfat yaitu Th sebesar 96,99% dan U 18,26% dengan konsumsi H_2SO_4 20 ml dan waktu pengendapan 30 menit. Hasil optimal *recovery* pengendapan pada larutan umpan klorida yaitu Th sebesar 98,05% dan U 25,03% dengan konsumsi H_2SO_4 20 ml dan waktu pengendapan 20 menit (Trinopiawan & Sumiarti, 2012).

Teixeira, dkk. pada 2019 melakukan ekstraksi unsur tanah jarang, torium, dan besi dalam melalui proses ekstraksi selektif bijih. Diketahui bahwa bijih monasit yang mengandung tanah jarang dapat diproses secara selektif untuk memisahkan besi dan torium dari unsur tanah jarang untuk proses sulfasi, *roasting* pada $700^\circ C$, dan pencucian dengan air di bawah pH terkontrol. Proses ini menghasilkan *recovery* tanah jarang yang tinggi (70-80%), ekstraksi besi rendah, dan torium (<1%) dengan konsumsi asam rendah (0,21-0,34 kg asam untuk 1 kg bijih). Hasil juga menunjukkan bahwa lantanum sulfat terurai dalam proses dua langkah, kemungkinan membentuk $La_2O_2SO_4$ sebagai senyawa antara, yang tidak dapat diprediksi dari evaluasi termodinamika. Tahap paling penting untuk ekstraksi selektif adalah *roasting*, dimana besi sulfat terurai menjadi oksida besi dan melepaskan gas SO_3 . Dekomposisi besi sulfat dicapai pada $700^\circ C$, suatu kondisi di mana tanah jarang mencapai ekstraksi maksimum. Jumlah senyawa tanah jarang yang tidak larut meningkat tajam pada temperatur yang lebih tinggi dari $750^\circ C$ dan mengurangi jumlah unsur tanah jarang yang dapat *recovery* selama tahap *leaching* yang membuat proses ekstraksi tanah jarang tidak efektif. Temperatur ini lebih rendah dari yang diharapkan untuk dekomposisi sulfat menjadi oksida karena berkaitan dengan pembentukan senyawa fosfat (L. Teixeira et al., 2019).

Udayakumar, dkk. pada 2020 melakukan proses defosforisasi menggunakan temperatur tinggi pada konsentrat pasir monasit Malaysia. Metode tersebut digunakan untuk meningkatkan *recovery* dari thorianite (ThO_2). Proses defosforisasi dilakukan dengan temperatur antara 1350 hingga $1450^\circ C$ selama 2 jam pada furnace horizontal lenton dengan laju pemanasan $10^\circ C$ /menit. Hasil defosforisasi kemudian dilakukan pengujian XRD dan SEM-EDX. Didapatkan bahwa temperatur *roasting* merupakan variabel yang paling menentukan dalam penurunan massa dari monasit. Adapun penurunan massa terbaik terjadi pada temperatur $1450^\circ C$ dengan wt% loss yaitu 40,79% (Udayakumar et al., 2020).

Wienar pada 2022 melakukan ekstraksi torium melalui *smelting* pasir monasit dengan *flux* SiO_2 dengan menggunakan metode EAF. *Smelting* dilakukan pada temperatur $1850^\circ C$ selama 5 menit. dengan arus listrik EAF sebesar 60 A dan tegangan sebesar 40 V. Hal ini untuk memenuhi energi yang dibutuhkan sebesar 378705,33 J. Didapatkan *recovery* yang tinggi dari ThO_2 , yaitu sebesar 90,2%. Selain itu, kadar ThO_2 juga mengalami peningkatan, dari yang awalnya memiliki kadar 0,25% menjadi 0,46% (Wienar, 2022).

2.10.2 Penggunaan variasi waktu *smelting*

Rehman, dkk. pada tahun 2013 melakukan penelitian mengenai variasi waktu dalam proses ekstraksi logam antimon dari bijih stibnite di dalam *gas-fired furnace*. Variasi waktu yang dilakukan yaitu 0,5 jam, 1 jam, 1,5 jam, dan 2 jam. Hasilnya pada variasi waktu *smelting* 2 jam mendapatkan *recovery* dan kemurnian tertinggi yaitu 81,10% dan 98,78% (Waheed-Ur-Rehman et al., 2013).

Pada tahun 2014, Henpristian, dkk. melakukan penelitian tentang pengaruh waktu reduksi terhadap persen Fe metal dan persen Fe-Ni spons dari bijih nikel limonit menggunakan simulator *rotary kiln*. Variasi waktu yang dilakukan yaitu 15, 30, 45, dan 60 menit dengan % batu bara yang dipakai berbeda pula yaitu, 10, 15, dan 20%. Hasilnya %Fe metal paling tinggi cenderung terdapat pada waktu 30 menit dimana penambahan 10% batu bara di waktu tersebut memperoleh 2,97% Fe metal. Pada %Ni, waktu 60 menit merupakan waktu yang paling tinggi %Ni nya yaitu dengan batu bara 10% sebanyak 6,87% (Henpristian et al., 2014).

Pada tahun 2018, Pangestu melakukan penelitian tentang *smelting Direct Reduced Iron* dalam proses pembuatan *pig iron* menggunakan *electric arc furnace*. Pada penelitian ini, Pangestu melakukan variasi pada waktu *holding* dengan variabel tetap arus listrik sebesar 180 A dan tegangan sebesar 16,2 V. Variasi waktu yang digunakan yaitu 2, 4, 6, dan 8 menit. Hasil *recovery* Fe tertinggi didapatkan pada waktu *holding* 6 menit sebanyak 98,780% (PANGESTU, 2018).

Sihotang, dkk. pada tahun 2018 melakukan penelitian tentang ekstraksi bijih nikel laterit menggunakan metode *smelting* menggunakan *mini electric arc furnace* dengan reduktor arang tempurung kelapa sawit. Proses *smelting* dilakukan dengan variasi waktu 50, 70, 90, 110, dan 130 menit. Hasil percobaan didapatkan bahwa waktu peleburan optimum untuk memproduksi *nickel pig iron* pada waktu *smelting* 90 menit dimana didapatkan *recovery* Fe sebesar 92,53% dan Ni sebesar 67,21%. Pada menit 50 dan 70, proses reduksi yang terjadi belum maksimal, sedangkan pada menit ke 110 dan 130 menunjukkan penurunan *recovery* besi yang menunjukkan bahwa besi mulai teroksidasi kembali dan bergabung dengan slag pada saat peleburan (Sihotang et al., 2018).

Supriyatna pada tahun 2019 melakukan penelitian mengenai variasi waktu pada *smelting* titanium terak timah dengan menggunakan *electric arc furnace*. Pada penelitian ini dilakukan ekstraksi titanium menggunakan *electric arc furnace* dengan variasi waktu proses untuk mereduksi dan melebur terak timah yang digunakan adalah 20, 30, 40, 50, dan 60 menit dengan temperatur peleburan masing-masing variasi sama yaitu 1600 °C. Kadar titanium pada produk logam mengalami peningkatan dari waktu proses 20 sampai 30 menit, lalu kemudian mengalami penurunan untuk waktu proses 40 sampai dengan 60 menit. Peningkatan dan penurunan ini menunjukkan bahwa waktu memengaruhi proses reduksi Ti. Berdasarkan diagram Ellingham, posisi Ti berada di bawah Si, Fe, dan berada di atas Al menurut Upadhyaya dan Dube, 1977 dalam Supriyatna 2019, sehingga berdasarkan posisi tersebut Ti akan tereduksi setelah Fe dan Si tereduksi lebih dahulu. Kemudian setelah Ti, Al yang tereduksi. Karena proses reduksi yang terjadi cukup kompleks maka perlu diketahui waktu optimal. Dalam hal ini waktu optimal proses reduksi dan peleburan Ti agar diperoleh kadar yang tinggi yaitu selama 30 menit dengan kadar Ti yang tinggi dan kadar unsur lainnya serendah mungkin pada produk logam. Keberhasilan proses peleburan ini selain dilihat dari kadar Ti pada produk tetapi juga dilihat dari persen ekstraksi Ti. Berdasarkan hasil percobaan, waktu optimum untuk mendapatkan hasil ekstraksi titanium tertinggi yaitu pada waktu proses 30 menit yang menghasilkan persen ekstraksi titanium sebesar 79,21 % (Supriyatna et al., 2019).

Perbandingan berbagai hasil dari penelitian sebelumnya ditampilkan dengan tabulasi yang terdapat pada Tabel 2.7 sebagai berikut.

Tabel 2. 7 Penelitian sebelumnya

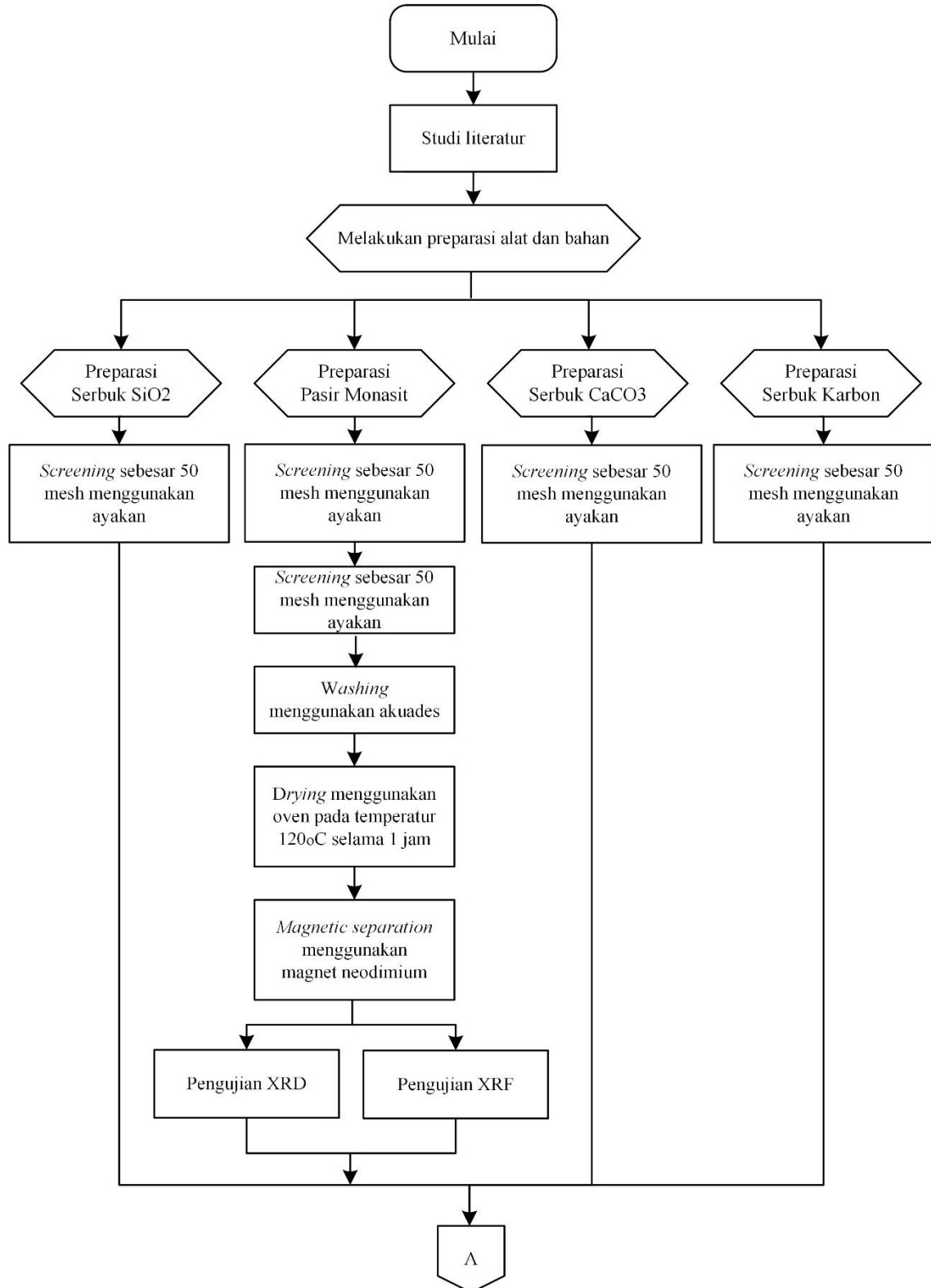
Metode	Material	Variabel	Hasil	Peneliti
Ekstraksi Pelarut	Pasir Monasit	pH, waktu	pH=1,5 O/A=5 Waktu ekstraksi 5 menit Th =32,44%	Trinopiawan dkk. (2011)
Pengendapan Dengan Larutan	Pasir Monasit	Volume dan waktu	<u>Umpan Sulfat:</u> H ₂ SO ₄ 20 ml, waktu 30 menit Th = 96,99% <u>Umpan klorida:</u> H ₂ SO ₄ 20 ml, waktu 20 menit Th = 98,05%	Trinopiawan dkk. (2012)
Ekstraksi Selektif dan <i>Roasting</i>	Pasir Monasit	Temperatur	<i>recovery</i> tanah jarang 70-80%, konsumsi asam antara 0,21 dan 0,34 kg asam untuk 1 kg bijih	Teixeira dkk. (2019)
Defosforasi pasir monasit	Pasir monasit Malaysia	Temperatur <i>roasting</i>	Penurunan massa pasir monasit tertinggi didapat pada temperatur 1450 °C yaitu 40,79%.	Udayakumar, dkk. (2020)
<i>Smelting</i>	Pasir Monasit	Massa <i>flux</i> SiO ₂	SiO ₂ =9% <i>Recovery</i> ThO ₂ =90,2% Kadar ThO ₂ =0,46%	Wienar (2022)
<i>Smelting</i>	Bijih stibnite	Waktu	t = 2 jam <i>recovery</i> 81,10% dan kemurnian 98,78%.	Rehman, dkk. (2013)
<i>Smelting</i>	Bijih nikel limonit	Waktu dan % batu bara	10 % batu bara, 30 menit, Fe 2,97 %. 10 % batu bara, 60 menit, Ni 6,87 %.	Henpristian, dkk. (2014)
<i>Smelting</i>	<i>Direct Reduced Iron (DRI)</i>	Waktu <i>holding</i>	t=6 menit <i>Recovery</i> Fe=98,78% Kadar Fe=91,585%	Pangestu (2018)
<i>Smelting</i>	Bijih nikel laterit	Waktu	t = 90 menit <i>Recovery</i> Fe = 92,53 %, Ni = 67,21 %	Sihotang, dkk. (2018)
<i>Smelting</i>	Titanium terak timah	Waktu	SiO ₂ =9% <i>Recovery</i> ThO ₂ =90,2% Kadar ThO ₂ =0,46%	Supriyatna (2019)

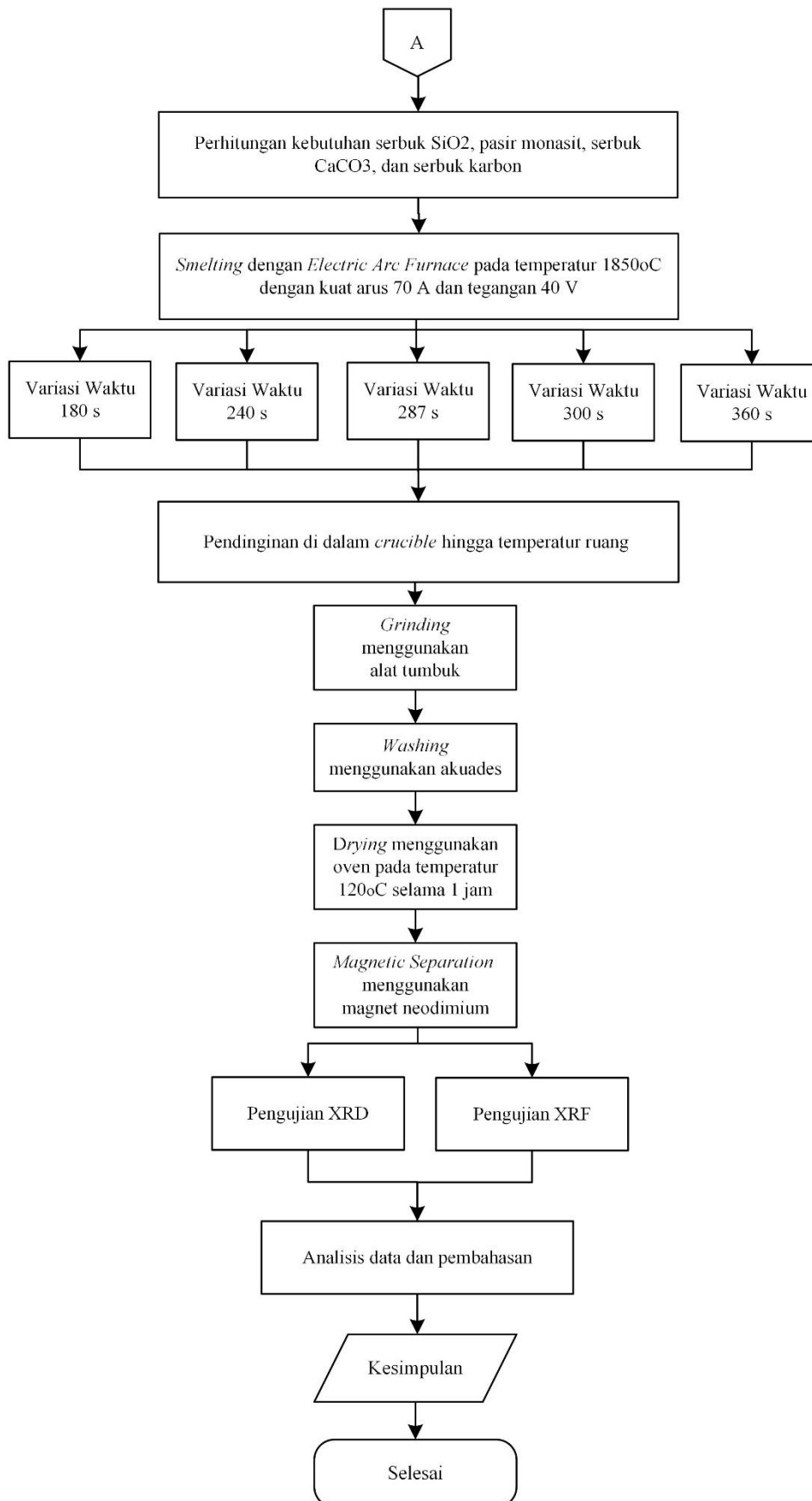
(Halaman ini sengaja dikosongkan)

BAB III METODOLOGI PENELITIAN

3.1 Diagram Alir Penelitian

Berikut merupakan diagram alir proses penelitian ini yang terdapat pada Gambar 3.1.





Gambar 3. 1 Diagram alir penelitian

3.2 Bahan Penelitian

Bahan-bahan yang dibutuhkan dalam penelitian ini yaitu sebagai berikut.

3.2.1 Pasir Monasit

Pasir monasit yang digunakan dalam penelitian ini berasal dari Bangka Belitung, Indonesia. Pasir monasit dipreparasi terlebih dahulu sebelum dilakukan proses *smelting*. Berikut gambar pasir monasit yang terdapat pada Gambar 3.2.



Gambar 3. 2 Pasir monasit (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.2.2 Flux SiO₂

Flux yang digunakan dalam penelitian ini adalah Silika dioksida dengan rumus senyawa SiO₂, yang memiliki kemurnian hingga 99%. Berikut gambar *flux* SiO₂ yang terdapat pada Gambar 3.3.



Gambar 3. 3 Fluks SiO₂ (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.2.3 Serbuk Karbon

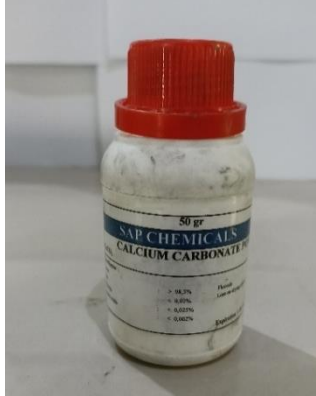
Serbuk karbon digunakan sebagai reduktor. Serbuk karbon yang digunakan merupakan karbon analitik dengan kemurnian 99%. Berikut gambar serbuk karbon yang terdapat pada Gambar 3.4.



Gambar 3. 4 Serbuk karbon (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.2.4 Serbuk CaCO_3

Serbuk CaCO_3 digunakan untuk menyuplai kebutuhan gas CO_2 dalam proses *smelting*. Serbuk CaCO_3 yang digunakan merupakan *analytical grade* yang memiliki kemurnian 99%. Berikut gambar serbuk CaCO_3 yang terdapat pada Gambar 3.5.



Gambar 3. 5 Serbuk CaCO_3 (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.2.5 Akuades

Akuades pada penelitian ini digunakan sebagai media pencucian pasir monasit. Berikut gambar akuades yang terdapat pada Gambar 3.6.



Gambar 3. 6 Akuades (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.2.6 Elektroda grafit

Elektroda grafit digunakan sebagai bahan yang berfungsi untuk mengalirkan arus listrik dengan kandungan karbon sebesar 99,9%. Berikut gambar elektroda grafit yang terdapat pada Gambar 3.7.



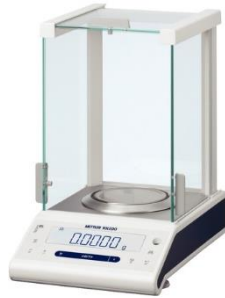
Gambar 3. 7 Elektroda grafit (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.3 Alat Penelitian

Alat-alat yang digunakan dalam penelitian ini yaitu sebagai berikut.

3.3.1 Neraca Analitik

Neraca analitik yang digunakan dalam penelitian ini berfungsi untuk menimbang bahan baku yang akan digunakan sesuai neraca massa. Berikut gambar neraca analitik yang terdapat pada Gambar 3.8.



Gambar 3. 8 Neraca analitik (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.3.2 Ayakan

Ayakan yang digunakan dalam penelitian ini berfungsi untuk mendapatkan ukuran butir bahan baku yang diinginkan dan homogen. Ayakan yang digunakan berukuran 50 mesh. Berikut gambar ayakan yang terdapat pada Gambar 3.9.



Gambar 3. 9 Ayakan 50 mesh (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.3.3 Termometer *Infrared*

Termometer *infrared* yang digunakan dalam penelitian ini berfungsi untuk mendeteksi temperatur di dalam *electric arc furnace* saat proses *smelting*, sehingga dapat mengontrol temperatur. Berikut gambar thermometer *infrared* yang terdapat pada Gambar 3.10.



Gambar 3. 10 Termometer *Infrared* (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.3.4 Oven

Oven yang digunakan dalam penelitian ini berfungsi untuk menghilangkan *moisture content* dan mengeringkan pasir monasit setelah proses pencucian. Berikut gambar oven yang terdapat pada Gambar 3.11.



Gambar 3. 11 Oven (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.3.5 Alat Tumbuk

Alat ini berfungsi untuk menghancurkan bahan baku untuk mendapatkan ukuran yang homogen yaitu 50 *mesh*. Berikut gambar alat tumbuk yang terdapat pada Gambar 3.12.



Gambar 3. 12 Alat tumbuk (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.3.6 Power Supply

Power supply dalam penelitian ini berfungsi sebagai penyuplai energi listrik sebagai sumber energi utama untuk pada *electric arc furnace*. Berikut gambar *power supply* yang terdapat pada Gambar 3.13.



Gambar 3. 13 *Power supply* (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.3.7 Crucible

Crucible digunakan berbahan dasar SiC yang digunakan sebagai tempat berlangsungnya proses *smelting* pasir monasit dengan *electric arc furnace*. Berikut gambar *crucible* yang terdapat pada Gambar 3.14. dan dimensi dari *crucible* ada pada Gambar 3.15.

3.4 Metode Penelitian

Berikut merupakan langkah percobaan yang perlu dilakukan dalam penelitian ini.

3.4.1 Persiapan Material

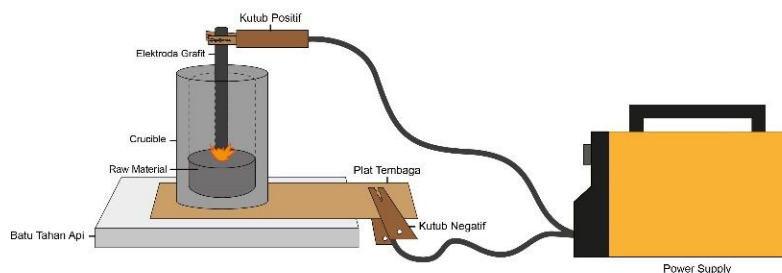
Berikut merupakan langkah-langkah yang dilakukan dalam melakukan preparasi material sebelum dilanjutkan ke proses *smelting*.

1. Dilakukan proses penghancuran (*grinding*) pasir monasit untuk mendapatkan ukuran yang homogen.
2. Pasir hasil *grinding* dilakukan *screening* melalui proses pengayakan hingga didapatkan ukuran yang homogen yaitu 50 *mesh*.
3. Dilakukan proses pencucian (*washing*) pasir monasit menggunakan media air hingga bersih.
4. Pasir monasit dipisahkan menggunakan metode *magnetic separation* untuk memisahkan kandungan magnetik dan non-magnetik.
5. Dilakukan kembali proses pencucian (*washing*) menggunakan media air hingga bersih.
6. Dilanjutkan dengan proses pengeringan spesimen pasir monasit di dalam oven pada temperatur 120° C selama 1 jam.
7. Sampel yang telah dikeringkan kemudian diuji karakterisasi menggunakan alat XRD dan XRF.
8. Dilakukan proses penimbangan massa pasir monasit, serbuk karbon, CaCO₃, dan SiO₂ sesuai perhitungan neraca massa sebelum dilanjutkan ke proses *smelting* menggunakan EAF.

3.4.2 Proses *Smelting* menggunakan *Electric Arc Furnace*

Adapun langkah-langkah yang perlu dilakukan dalam melakukan proses *smelting* menggunakan EAF yaitu sebagai berikut.

1. Sampel yang telah dipreparasi sebelumnya dilakukan pencampuran antara pasir monasit, serbuk karbon, CaCO₃, dan SiO₂ sesuai dengan variasi yang digunakan.
2. Campuran sampel dimasukkan ke dalam *crucible* dan diposisikan merata pada seluruh bagian dasar.
3. Elektroda grafit kemudian dihubungkan dengan *power supply*.
4. *Power supply* dihubungkan ke sumber listrik dan diatur parameter arus menjadi 70 *ampere* dan tegangan pada 40 *volt*. Skema proses *smelting* terdapat pada Gambar 3.17.
5. Proses *smelting* dilakukan dengan variasi waktu selama 287 detik hingga setidaknya mencapai temperatur 1850°C dengan menghubungkan elektroda positif pada material dan elektroda negatif pada palat yang terhubung/di atasnya terdapat *crucible* seperti pada Gambar 3.17.
6. Ulangi Langkah 5 dengan variasi waktu liana yaitu 210, 240, 300, dan 360 detik.



Gambar 3. 17 Skema proses *smelting*

3.5 Pengujian

Berikut merupakan pengujian yang dilakukan dalam penelitian ini.

3.5.1 Pengujian *X-Ray Diffraction* (XRD)

Pengujian XRD diperlukan untuk mengetahui senyawa secara kualitatif dan struktur kristalnya pada spesimen uji. Sampel spesimen uji dipreparasi terlebih dahulu dengan cara dihancurkan sebelum dilakukan uji XRD. Sinar X merupakan radiasi elektromagnetik yang memiliki energi yang tinggi. Interaksi antara berkas elektron eksternal dengan elektron pada kulit atom dan menghasilkan radiasi elektromagnetik. Radiasi tersebut merupakan sinar X dengan energi yang tinggi sekitar 200 eV sampai 1 MeV. Spektrum sinar X memiliki panjang gelombang 10^{-3} - 10 nm, berfrekuensi 1017 - 1020 Hz dan memiliki energi 103 - 106 eV. Panjang gelombang sinar X memiliki orde yang sama dengan jarak antar atom sehingga dapat digunakan sebagai sumber difraksi kristal suatu senyawa atau unsur.

Dalam pengujian ini digunakan alat XRD yang digunakan adalah XRD PAN Analytical yang ada di Departemen Teknik Material dan Metalurgi ITS. Hasil dari pengujian XRD akan didapatkan sebuah spektrum yang kemudian dianalisis menggunakan bantuan *software HighScore Plus* dilanjutkan dengan pengolahan data menggunakan *software Origin Pro*. Selama proses Analisa berlangsung, data yang diperoleh disesuaikan dengan ICDD-JCPDS *Card* yang diperoleh melalui *database* PDF-Number. Berikut gambar perangkat alat XRD PAN Analytical yang terdapat pada Gambar 3.18.



Gambar 3. 18 Perangkat alat XRD PAN Analytical (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.5.2 Pengujian *X-ray Fluorescence* (XRF)

Pengujian XRF (*X-Ray Fluorescence*) dilakukan untuk mengetahui komposisi unsur dan senyawa oksida pada material hasil penelitian. Prinsip kerja XRF hampir sama dengan XRD akan tetapi perbedaannya adalah fluoresensi yang digunakan untuk analisis. Material yang diuji dihancurkan terlebih dahulu menjadi serbuk, kemudian dimasukkan ke dalam alat pengujian.

Hasil pengujian XRF lebih akurat dibandingkan XRD secara kuantitatif. XRF mampu memberikan data baik dalam bentuk unsur maupun oksida. Analisisnya relatif cepat karena simultan (beberapa elemen atau oksida bisa dianalisis sekaligus dalam sekali running). Hasil analisis XRF memiliki keakuratan yang baik serta membutuhkan sedikit sampel pada tahap preparasinya.

Dalam penelitian ini dilakukan pengujian XRF di Laboratorium Energi dan Lingkungan DRPM-ITS. Hasil pengujian XRF akan didapatkan berupa daftar senyawa dan unsur yang

terkandung pada material beserta komposisinya, yang kemudian data tersebut dianalisis dengan melakukan pengolahan data terlebih dahulu dengan bantuan *software HighScore Plus* untuk mendapatkan penyajian data yang baik. Berikut gambar alat XRF yang terdapat pada Gambar 3.19.



Gambar 3. 19 Perangkat alat XRF (Dokumentasi Pribadi, 2022)

3.6 Perhitungan

Dalam penelitian ini dilakukan beberapa perhitungan sebagai berikut.

3.6.1 Perhitungan Neraca Massa dan Energi

Perhitungan neraca massa dan energi merupakan hal paling penting yang menentukan keberhasilan dari *smelting* pasir monasit. Perhitungan dilakukan dengan menghitung massa dari setiap komponen untuk mendapatkan neraca massa berdasarkan perbandingan mol dari reaksi-reaksi yang terjadi. Temperatur *smelting* 1850°C akan didapatkan pada parameter-parameter *power supply* melalui perhitungan neraca energi yang kemudian dijadikan sebagai dasar perkiraan reaksi dan perilaku termal untuk menghitung massa dari semua bahan mulai dari pasir monasit, serbuk karbon, CaCO₃, dan SiO₂.

Dengan menggunakan reaksi Boudouard sebagai acuan, massa serbuk karbon yang dibutuhkan dapat diperoleh melalui perhitungan kebutuhan gas karbon monoksida (CO) sebagai reduktor untuk proses reduksi Fe₂O₃ menjadi logam Fe. Energi untuk dekomposisi CaCO₃ dan SiO₂ juga diperhitungkan melalui parameter termodinamika dalam neraca energi. Perbandingan komposisi massa tiap bahan disajikan pada Tabel 3.1.

Tabel 3. 1 Perbandingan komposisi massa *smelting* pasir monasit

SiO ₂ (gram)	Pasir Monasit (gram)	Serbuk Karbon (gram)	CaCO ₃ (gram)	Massa Total (gram)
0,99	10	0,47	0,85	12,31

Adapun parameter proses *smelting* berdasarkan perhitungan neraca energi disajikan pada Tabel 3.2.

Tabel 3. 2 Parameter *power supply* dalam proses *smelting*

Entalpi Reaksi Total	Efisiensi Power Supply	Energi Input	Arus Output	Tegangan Output	Waktu
801566, 04 J	90%	504000 J			180 s
		672000 J			240 s
		803600 J	70 A	40 V	287 s
		840000 J			300 s
		1008000 J			360 s

3.6.2 Perhitungan *Recovery* dan *Separation Efficiency*

Recovery merupakan persentase dari total logam atau mineral terkandung dalam bijih yang berhasil diubah ke dalam konsentrat. Perhitungan *recovery* didasarkan pada Persamaan 3.1(Sungging Pintowantoro & Abdul, 2020).

$$Recovery (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100\% \quad (3.1)$$

dengan W_p sebagai massa dari produk, W_f sebagai massa dari *feed*/umpan, c sebagai kadar mineral di dalam produk, dan f sebagai kadar dari mineral di dalam *feed*/umpan(Sungging Pintowantoro & Abdul, 2020).

Untuk membandingkan kualitas produk dengan *grade* dan *recovery* dapat dilakukan melalui perhitungan *separation efficiency* (S.E.) sesuai Persamaan 3.2(Wills & Finch, 2015).

$$S.E. = \frac{100 \cdot c \cdot m \cdot (c-f)}{(m-f) \cdot f} \quad (3.2)$$

dengan m sebagai persentase logam berharga dalam mineral berharga dan C sebagai rasio antara massa produk dan massa umpan (W_p/W_f)(Sungging Pintowantoro & Abdul, 2020).

3.6.3 Perhitungan Basisitas

Basisitas merupakan rasio senyawa yang bersifat basa terhadap senyawa yang bersifat asam yang ada pada *slag* atau produk hasil pemurnian yang menentukan banyak karakteristik *slag*, seperti temperatur likuidus *slag*, viskositas *slag*, karakteristik termodinamika *slag*, dan lain sebagainya. Terdapat tiga definisi basisitas *slag*, yaitu B_1 , B_2 , dan B_3 sesuai dengan senyawa oksida yang cenderung terbentuk pada *slag* atau produk. Perhitungan basisitas dilakukan sesuai Persamaan 3.3, Persamaan 3.4, dan Persamaan 3.5(Sungging Pintowantoro & Abdul, 2020).

$$B_1 = \frac{CaO}{SiO_2} \quad (3.3)$$

$$B_2 = \frac{CaO + MgO}{SiO_2} \quad (3.4)$$

$$B_3 = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} \quad (3.5)$$

3.7 Rancangan Penelitian

Berikut merupakan rancangan penelitian yang dilakukan dalam proses *smelting* pasir monasit dengan variasi waktu *smelting* yang dimuat pada Tabel 3.3.

Tabel 3. 3 Rancangan penelitian *smelting* pasir monasit dengan variasi waktu *smelting*

Variasi waktu <i>smelting</i>	Pengujian	
	XRD	XRF
180 detik	v	v
240 detik	v	v
287 detik	v	v
300 detik	v	v
360 detik	v	v

3.8 Jadwal Penelitian

Berikut merupakan rencana *timeline* yang akan dilaksanakan dalam penelitian ini yang dimuat pada Tabel 3.4.

Tabel 3. 4 Jadwal penelitian *smelting* pasir monasit menggunakan EAF dengan variasi waktu *smelting*

No	Kegiatan	Bulan																			
		Februari		Maret				April				Mei				Juni				Juli	
		3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2
1	Studi Literatur																				
2	Bimbingan																				
3	Preparasi Alat dan Bahan																				
4	Pengujian Komposisi Awal																				
5	Proses <i>Smelting</i>																				
6	Pengujian Komposisi Akhir																				
7	Penyusunan Laporan Akhir																				

BAB IV
ANALISIS DATA DAN PEMBAHASAN

4.1 Karakterisasi Pasir Monasit

Bahan yang dipakai pada percobaan kali ini yakni pasir monasit dikarakterisasi terlebih dahulu agar diketahui karakteristik dan komposisinya sebelum dilakukan proses *smelting*.

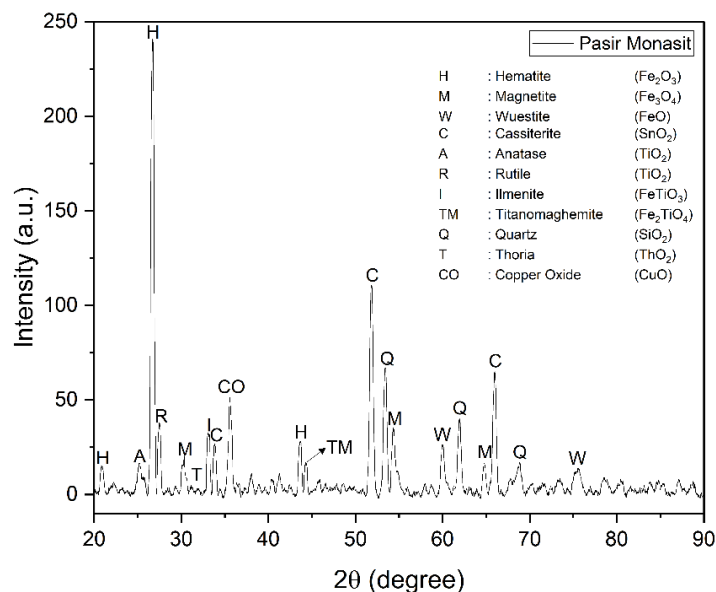
Pertama dilakukan pengujian dengan *X-ray Fluorescent (XRF)* untuk mengetahui komposisi oksida dan unsur yang terkandung di dalam pasir monasit.

Tabel 4. 1 Komposisi senyawa oksida pasir monasit Bangka dalam persentase

SiO₂	P₂O₅	SO₃	CaO	TiO₂	V₂O₅	MnO
4,6	1	8,9	0,2	40,8	0,42	0,828
Fe₂O₃	As₂O₃	Y₂O₃	ZrO₂	Nb₂O₅	SnO₂	HfO₂
13,8	0,02	0,92	14,7	0,42	12,1	0,66
WO₃	PbO	Bi₂O₃	ThO₂	U₃O₈		
0,16	0,086	0,04	0,25	0,08		

Tabel 4.1 memuat informasi persentase oksida yang terkandung dalam pasir monasit yang didominasi oleh TiO₂ dengan kadar 40,8%. Disamping itu ZrO₂ dan Fe₂O₃ merupakan oksida yang mendominasi juga dengan kadar masing-masing 14,7% dan 13,8%. Data-data tersebut digunakan sebagai acuan perhitungan neraca massa dan kebutuhan bahan dalam proses *smelting*. Diketahui pula kadar ThO₂ sebesar 0,25%. Diharapkan pada percobaan kali ini *grade* ThO₂ meningkat sampai kadar tertentu serta *recoverynya* tinggi.

Selanjutnya dilakukan pengujian XRD dengan mesin XRD PAN Analytical untuk mengetahui senyawa, fasa, dan struktur kristal yang ada pada pasir monasit. Dimana setelah dianalisa dengan *software HighScore*, didapat fasa-fasa yang ada di dalam pasir monasit. Hasil pengujian XRD tersebut dapat diamati melalui Gambar 4.1.



Gambar 4. 1 Hasil pengujian XRD pasir monasit

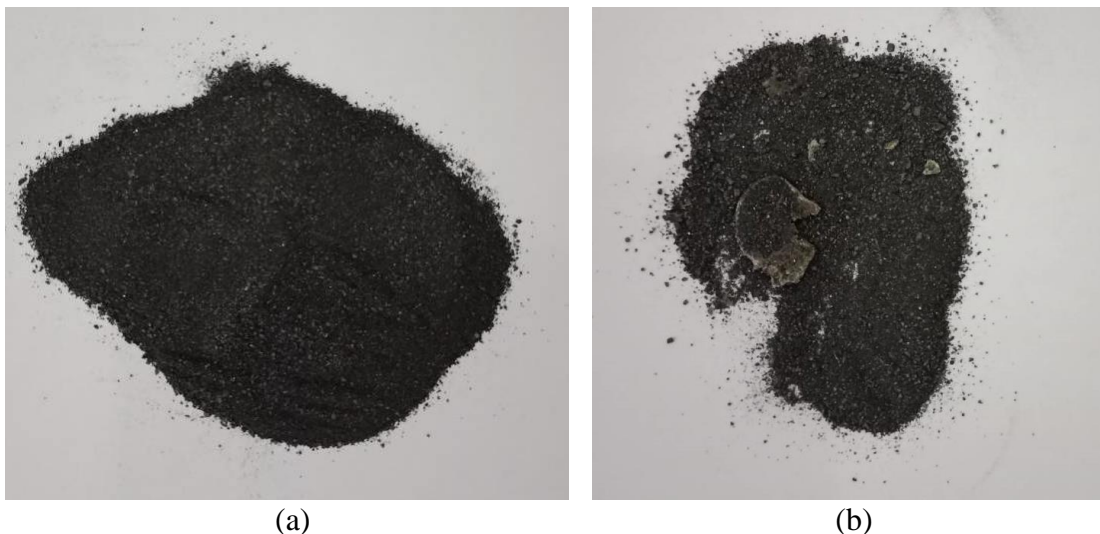
Berdasarkan *peak* yang diperoleh dari uji XRD, dapat diketahui fasa-fasa apa saja yang terdapat pada pasir monasit. Dengan *peak* tertinggi, diketahui fasa dominan dari pasir monasit adalah oksida besi (Fe_2O_3) dengan struktur rombohedral. Untuk lebih jelasnya dapat dilihat pada Tabel 4.2.

Tabel 4. 2 Fasa dominan pada pasir monasit

No	NamaFasa	Rumus Kimia	Struktur Kristal	Reference Code
1	<i>Hematite</i>	Fe_2O_3	<i>Rhombohedral</i>	01-073-0603
2	<i>Magnetite</i>	Fe_3O_4	<i>Cubic</i>	96-900-5842
3	<i>Wuestite</i>	FeO	<i>Cubic</i>	01-079-1969
4	<i>Cassiterite</i>	SnO_2	<i>Tetragonal</i>	01-077-0448
5	<i>Anatase</i>	TiO_2	<i>Tetragonal</i>	96-900-8217
6	<i>Rutile</i>	TiO_2	<i>Tetragonal</i>	00-034-0180
7	<i>Ilmenite</i>	FeTiO_3	<i>Tetragonal</i>	96-901-0916
8	<i>Titanomaghemite</i>	Fe_2TiO_4	<i>Cubic</i>	01-084-1595
9	<i>Thoria</i>	ThO_2	<i>Cubic</i>	00-004-0556
10	<i>Copper Oxide</i>	CuO	<i>Monoclinic</i>	00-001-1117

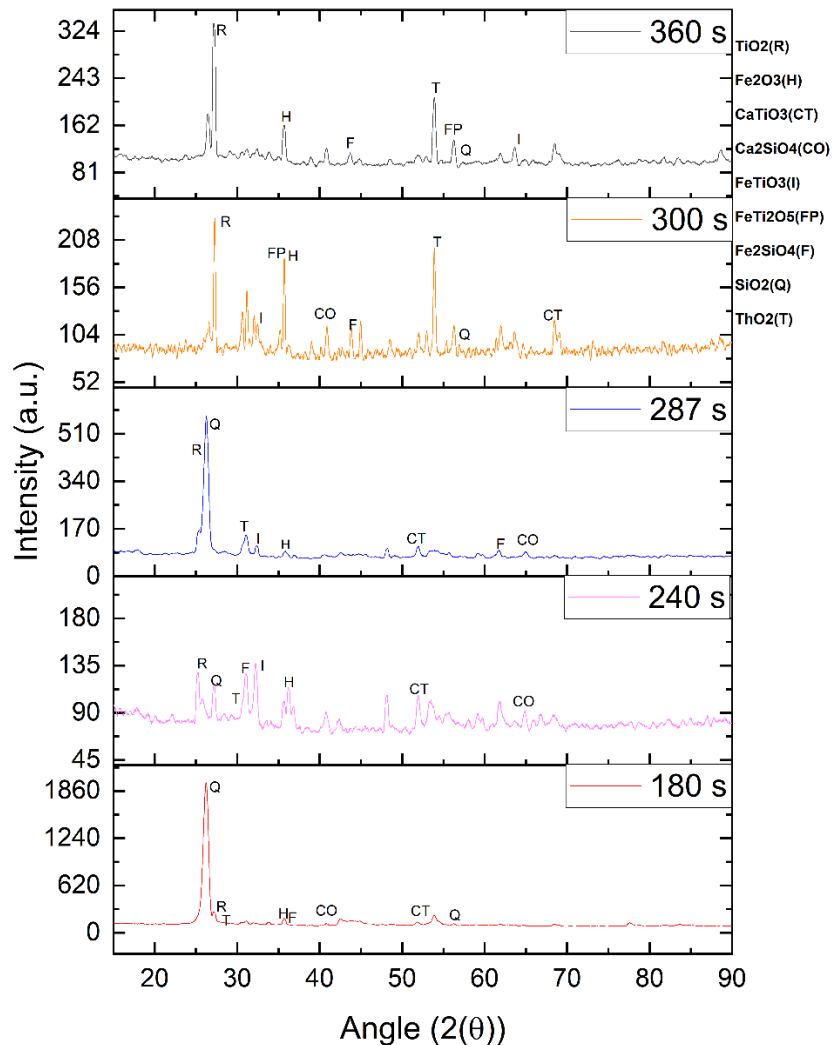
4.2 Pengaruh Variasi Waktu *Smelting* Terhadap Senyawa yang Terbentuk Pada Pasir Monasit Hasil *Smelting*

Produk hasil *smelting* menggunakan *electric arc furnace* dengan variasi waktu *smelting* selama 180, 240, 287, 300, dan 360 detik dilakukan *magnetic separation* setelah proses *smelting* menjadi dua konten yaitu *magnetic portion* dan *non-magnetic portion*. Gambar pasir monasit hasil *smelting* bisa dilihat pada Gambar 4.2.



Gambar 4. 2 Pasir monasit hasil *smelting* (a) *non-magnetic portion* (b) *magnetic portion*

Identifikasi fasa pada senyawa pasir monasit hasil *smelting non-magnetic portion* dilakukan dengan mesin XRD analytical X'Pert Departemen Teknik Material dan Metalurgi ITS. Hasil pengujian XRD selanjutnya dianalisa menggunakan bantuan *software HighScore* lalu data yang diperoleh diolah dengan menggunakan *software origin*. Selama proses analisa berlangsung, data yang diperoleh disesuaikan dengan ICDD-JCPDS *Card* yang diperoleh melalui database Laboratorium Karakterisasi Material Departemen Teknik Material dan Metalurgi ITS. Gambar 4.3 di bawah ini merupakan hasil *plot* senyawa yang terdapat pada hasil XRD.



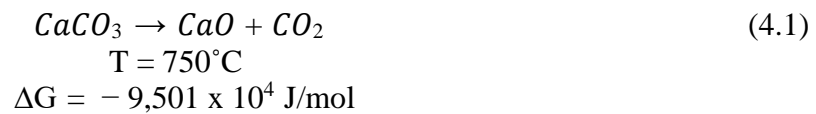
Gambar 4.3 Hasil XRD pasir monasit hasil *smelting*

Berdasarkan Gambar 4.3, terdapat beberapa senyawa yang terbentuk setelah proses *smelting* dilakukan yaitu perovskite (CaTiO_3), calcium-orthosilicate (Ca_2SiO_4), ilmenite (FeTiO_3), ferrous-pseudobrookite (FeTi_2O_5), dan fayalite (Fe_2SiO_4). *Thorianite* (ThO_2) pada masing-masing variasi waktu juga terlihat walaupun di beberapa variasi tidak memiliki *peak* yang dominan. Senyawa yang terbentuk pada setiap variasi waktu dapat dilihat pada Tabel 4.3 sebagai berikut.

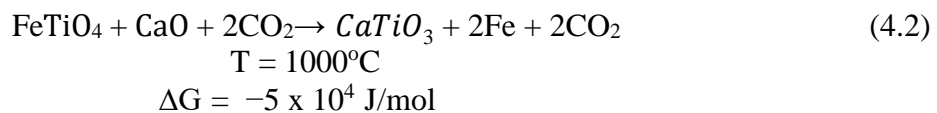
Tabel 4. 3 Senyawa yang terbentuk pada pasir monasit hasil *smelting*

No	Senyawa yang terbentuk	Variasi Waktu				
		180 s	240 s	287 s	300 s	360 s
1	CaTiO₃	v	v	v	v	-
2	Ca₂SiO₄	v	v	v	v	-
3	FeTiO₃	-	v	v	v	v
4	FeTi₂O₅	-	-	-	v	v
5	Fe₂SiO₄	v	v	v	v	v
6.	ThO₂	v	v	v	v	v

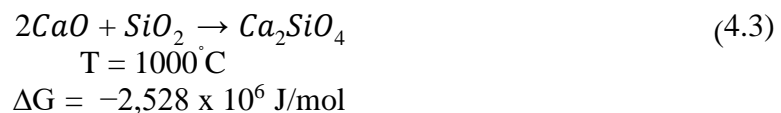
Alasan terbentuknya senyawa *perovskite* (CaTiO₃) dan *calcium-orthosilicate* (Ca₂SiO₄) akibat adanya senyawa CaO yang terdapat dalam pasir monasit serta penambahan CaCO₃ yang kemudian terdekomposisi pada temperatur antara 600-750°C sesuai dengan reaksi pada Persamaan 4.1(Zhao et al., 2019).



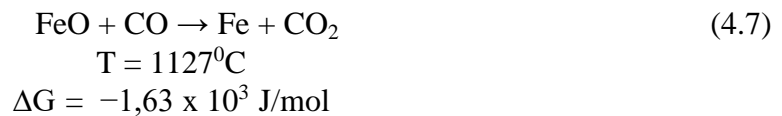
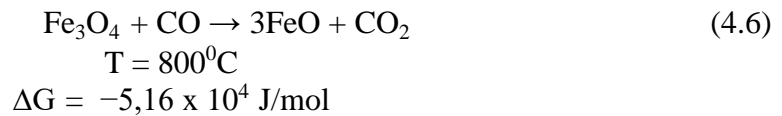
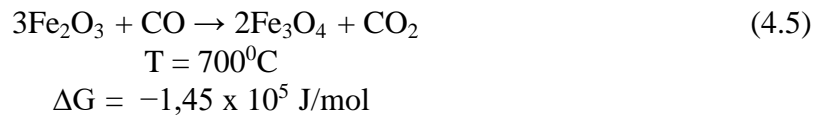
CaO dari hasil dekomposisi CaCO₃ tersebut akan bereaksi dengan senyawa FeTiO₄ yang terdapat pada pasir monasit membentuk CaTiO₃ sesuai dengan reaksi 4.2(Zhao et al., 2019).



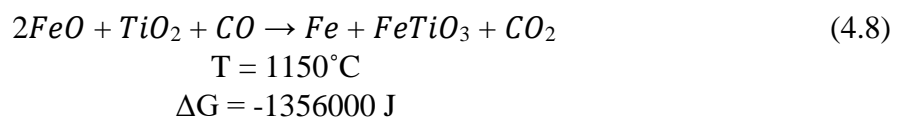
Keberadaan senyawa CaO juga dapat berikatan dengan SiO₂ yang digunakan sebagai *flux* pada percobaan kali ini dengan membentuk *calcium-orthosilicate* (Ca₂SiO₄) karena pada proses *smelting flux* SiO₂ akan berikatan dengan senyawa yang berifat basa seperti CaO(S. Pintowantoro & Abdul, 2020). Reaksi CaO dan SiO₂ ditunjukkan pada reaksi pada Persamaan 4.3 pada temperatur 1000°C(Sari & Asmi, 2013).



Pada produk hasil *smelting* juga ditemukan senyawa paduan Besi-Titanium dalam bentuk *ilmenite* (FeTiO₃) dan *ferrous-pseudobrookite* (FeTi₂O₅). Pembentukan fasa tersebut terjadi dengan beberapa mekanisme reaksi diawali dengan proses reduksi hematit (Fe₂O₃) sampai menjadi besi murni (Fe) oleh gas CO yang ditulis pada Persamaan 4.5, Persamaan 4.6, dan Persamaan 4.7.(Ekaputra, 2017).

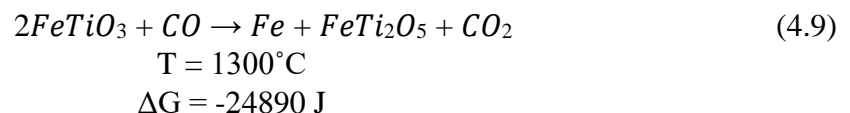


Hasil reduksi hematit pada temperatur tertentu akan berikatan dengan TiO_2 dan mengalami beberapa tahapan transformasi fasa sehingga membentuk senyawa paduan seperti $FeTiO_3$ dan $FeTi_2O_5$. Pembentukan senyawa paduan tersebut terjadi karena laju reduksi oksida besi dari senyawa oksida Fe-Ti sedikit lebih rendah dibandingkan dengan oksida besi alami. Pembentukan senyawa *ilmenite* ($FeTiO_3$) ditunjukkan pada Persamaan 4.8 yang terjadi sekitar temperatur $1150^{\circ}C$ (Zhao et al., 2019).



Senyawa *Ilmenite* terdapat pada variasi waktu 240 s, 287 s, dan 300 s, dan 360 s. Hal ini cukup masuk akal dimana semakin tinggi temperatur maka waktu *smelting* yang dibutuhkan harus semakin lama dan $FeTiO_3$ terbentuk pada variasi yang telah dibutuhkan dikarenakan telah mencapai temperatur yang diperlukan untuk membentuk *ilmenite*.

Ilmenite dapat membentuk senyawa $FeTi_2O_5$ pada temperatur yang lebih tinggi serta jumlah TiO_2 yang lebih banyak dengan bantuan gas CO. Reaksi ini terjadi pada temperatur di atas $1300^{\circ}C$ (Zhao et al., 2019). Hal ini terlihat pada hasil XRD pasir monasit hasil *smelting* dimana $FeTi_2O_5$ terbentuk pada variasi waktu yang lebih lama yaitu 300 s dan 360 s. Reaksi terbentuknya $FeTi_2O_5$ dapat dilihat pada Persamaan 4.9.



Keberadaan *fayalite* (Fe_2SiO_4) pada pasir monasit hasil *smelting* dengan variasi waktu *smelting* juga terjadi akibat adanya reduksi hematit yang bereaksi dengan CO. terbentuk akibat reduksi dari hematit yang terkandung dalam pasir monasit mengalami reduksi dengan cara bereaksi dengan karbon monoksida (CO) yang dihasilkan oleh reaksi boudouard menghasilkan magnetit (Fe_3O_4), wustit (FeO) dan tereduksi menjadi logam Fe (S. Pintowantoro & Abdul, 2020) (Muzakkii et al., 2021). Reaksi reduksi dari Fe_2O_3 sampai Fe yang terdapat Persamaan 4.4, Persamaan 4.5, Persamaan 4.6, dan Persamaan 4.7.

Wustit (FeO) akan bereaksi dengan SiO₂ dan membentuk Fe₂SiO₄ sesuai dengan Persamaan 4.10. Hal ini diakibatkan karena nilai basisitas yang rendah akibat penggunaan *flux* SiO₂ yang menyebabkan konsentrat bersifat asam sehingga terbentuk fasa *fayalite* (Fe₂SiO₄) pada temperatur 1210°C (S. Pintowantoro & Abdul, 2020).



Hasil XRD juga menunjukkan terdapat senyawa ThO₂ yang merupakan senyawa berharga dalam proses *smelting* pasir monasit menggunakan metode *electric arc furnace* dengan variasi waktu *smelting* ini yang menunjukkan proses *smelting* ini dapat dikatakan berhasil karena tidak menghilangkan senyawa tersebut.

4.3 Pengaruh Variasi Waktu *Smelting* Terhadap Komposisi Senyawa Pasir Monasit Hasil *Smelting*

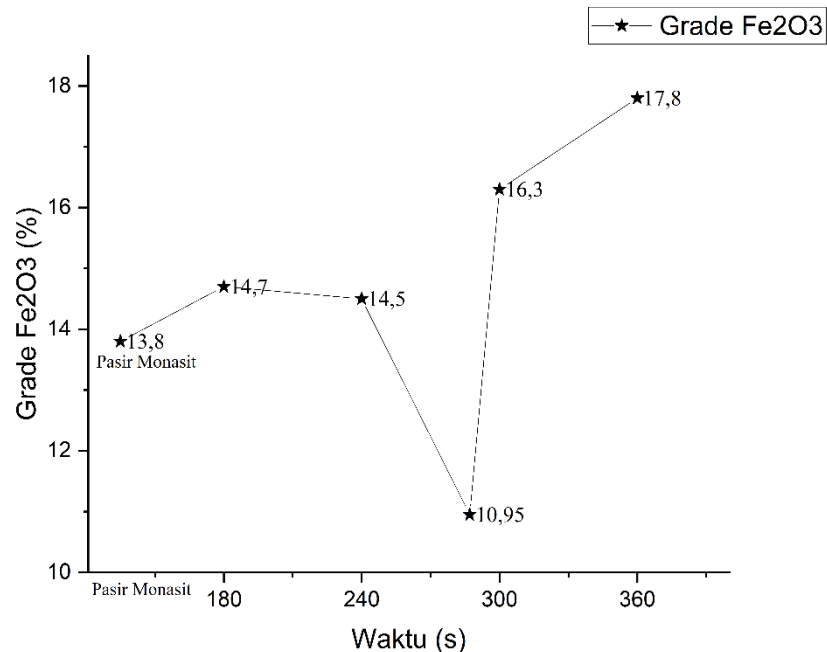
Dalam menentukan jumlah komposisi senyawa yang terdapat dalam pasir monasit hasil *smelting* menggunakan *electric arc furnace* dengan variasi waktu *smelting* selama 180 s, 240 s, 287 s, 300 s, dan 360 s, pasir monasit dilakukan pengujian *X-Ray Fluorescence* (XRF) di Laboratorium Energi dan Lingkungan Institut Teknologi Sepuluh Nopember, Surabaya. Produk yang dilakukan pengujian merupakan *non-magnetic portion* dari produk hasil *smelting*. Tabel 4.4 memuat komposisi senyawa penyusun dari pasir monasit beserta dengan produk hasil *smelting* variasi waktu *smelting*. Terlihat terjadi perubahan komposisi senyawa sebelum dan sesudah proses *smelting* dilakukan.

Tabel 4. 4 Hasil XRF Pasir Monasit Hasil *Smelting*

No	Variasi	Kadar (%)					
		ThO ₂	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	SiO ₂	Lainnya
1	Pasir Monasit	0,25	13,8	40,8	0,20	4,60	40,35
2	180 s	0,44	14,7	38,3	6,20	8,00	32,36
3	240 s	0,43	14,5	44,25	7,92	8,75	24,15
4	287 s	0,44	10,95	43,95	6,89	8,80	28,97
5	300 s	0,34	16,3	34,3	6,09	11,5	31,47
6	360 s	0,38	17,8	37,6	6,22	8,45	29,55

Berdasarkan Tabel 4.4, *smelting* menggunakan metode *electric arc furnace* dengan variasi waktu *smelting* dapat memengaruhi komposisi senyawa pada pasir monasit. Pembahasan kali ini berfokus pada perubahan senyawa utama yang terkandung dalam pasir monasit yaitu Fe₂O₃ dan TiO₂ serta senyawa berharganya yaitu ThO₂.

Gambar 4.4 menunjukkan perubahan komposisi dari senyawa Fe_2O_3 yang terkandung dalam pasir monasit dengan variasi waktu *smelting* sebelum dan setelah *smelting* dengan variasi waktu 180 s, 240 s, 287 s, 300 s, dan 360 s.



Gambar 4. 4 Grade Fe_2O_3 pada Pasir Monasit Hasil *Smelting*

Hasilnya menunjukkan pola tak tentu pada *grade* nya dimana pada variasi waktu 180 s dan 240 s mengalami sedikit kenaikan dari *grade* pasir monasit semula. Fe_2O_3 yang memiliki sifat magnetik yang lemah dimana setelah dilakukan proses *smelting* akan terjadi proses reduksi menjadi Fe yang bersifat magnetik. Dalam rangkaian penelitian ini dilakukan proses pemisahan material berdasarkan sifat kemagnetannya menggunakan magnet neodimium, sehingga zat yang bersifat magnetik akan terpisah. Hal ini terlihat pada variasi waktu 287 s yang merupakan perhitungan dari neraca energi dimana kadar Fe_2O_3 turun menjadi 10,95 % dimana yang semulanya sebanyak 13,8 %. Proses reduksinya seperti yang sudah tertera pada Persamaan 4.10, Persamaan 4.11, dan Persamaan 4.12.

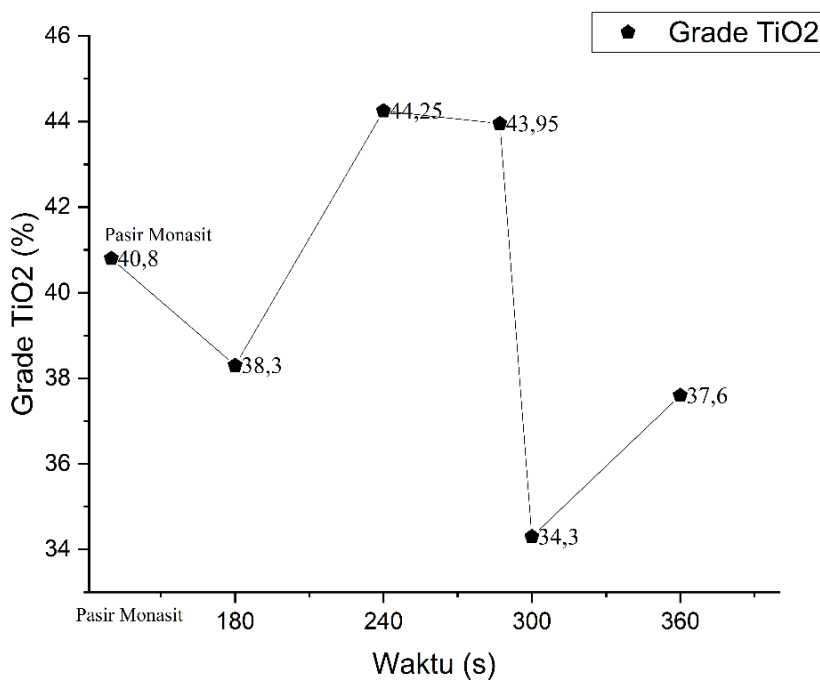
Pada variasi 180 s dan 240 s, *grade* Fe_2O_3 meningkat sedikit masing-masing sebesar 14,7 % dan 14,5 %. Pada Gambar 4.4 terjadi sedikit kenaikan pada *grade* Fe_2O_3 (Henpristian et al., 2014). Hal ini dikarenakan salah satunya ada *grade* SnO_2 dimana pada proses *smelting* terjadi penurunan yang menyebabkan senyawa lain meningkat dimana dalam hal ini Fe_2O_3 .

Fe_2O_3 pada variasi 300 s dan 360 s mengalami kenaikan *grade* menjadi 16,3 % dan 17,8 %. Waktu yang semakin lama membuat oksigen (O_2) yang dapat menyebabkan besi oksida yang telah tereduksi menjadi logam Fe kembali teroksidasi oleh O_2 sehingga logam Fe menjadi FeO atau Fe_3O_4 dan Fe_2O_3 lagi seperti ditunjukkan pada Persamaan 4.14, Persamaan 4.15, dan Persamaan 4.16 (Henpristian et al., 2014).





TiO₂ menjadi senyawa dengan kadar tertinggi dalam sampel pasir monasit yaitu sebesar 40,8%. Gambar 4.5 menunjukkan kadar TiO₂ yang terdapat dalam pasir monasit dan hasil *smelting* dengan variasi waktu.

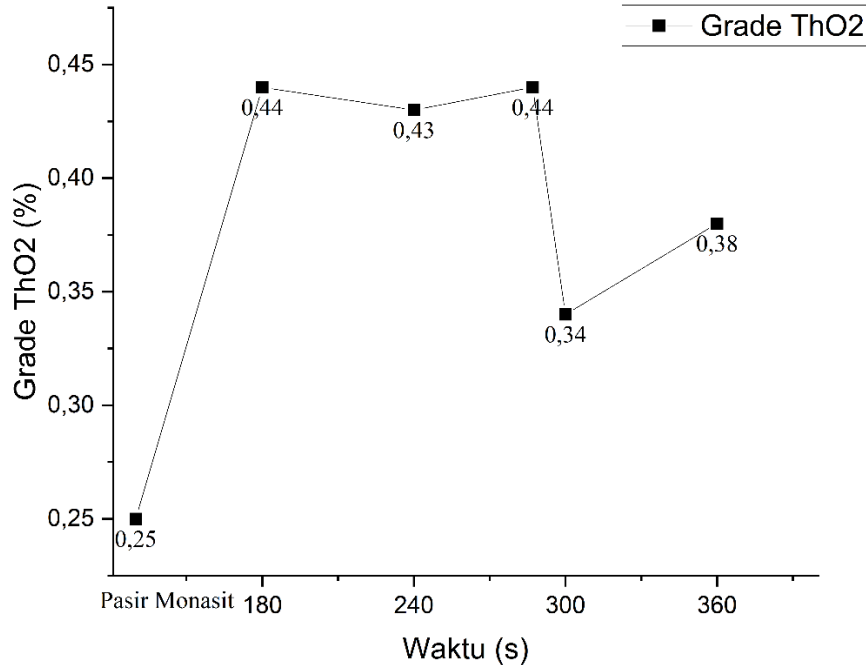


Gambar 4. 5 Grade TiO₂ pada Pasir Monasit Hasil *Smelting*

Kadar TiO₂ dari hasil *smelting* dalam pasir monasit menunjukkan pola turun naik tak tentu(fluktuatif). Penelitian ini diharapkan mampu meningkatkan senyawa berharga yaitu ThO₂ sehingga dilakukan proses pemisahan secara magnetik untuk memisahkan *magnetic portion* dan *non-magnetic portion* pasir monasit hasil *smelting* lalu diambil *non-magnetic portion* untuk diuji komposisinya karena ThO₂ bersifat *non-magnetic*. TiO₂ juga merupakan senyawa yang bersifat *non-magnetic* sehingga reduksi senyawa TiO₂ menjadi logam titanium kurang efektif jika menggunakan metode *smelting* dan pada umumnya menggunakan metode hidrometalurgi(Subagja, 2016). Terlihat pada variasi 180 s, 240s, dan 287 s TiO₂ kadarnya tidak terlalu berubah bahkan meningkat karena merupakan oksida yang susah tereduksi. Namun pada variasi 300 s dan 360 s kadar TiO₂ mengalami penurunan menjadi 34,3% dan 37,6 %. Hal ini disebabkan karena kadar Fe₂O₃ meningkat akibat oksidasi sehingga kadar lain yang terkandung di dalam pasir monasit meningkat termasuk TiO₂.

Pada proses *smelting* pasir monasit, variasi waktu juga memengaruhi *grade* logam berharga yaitu ThO₂ pada pasir monasit hasil *smelting*. Untuk lebih jelasnya *grade* ThO₂ pasir

monasit dan pasir monasit hasil *smelting* dengan variasi waktu *smelting* dapat dilihat pada grafik yang ada pada Gambar 4.6.



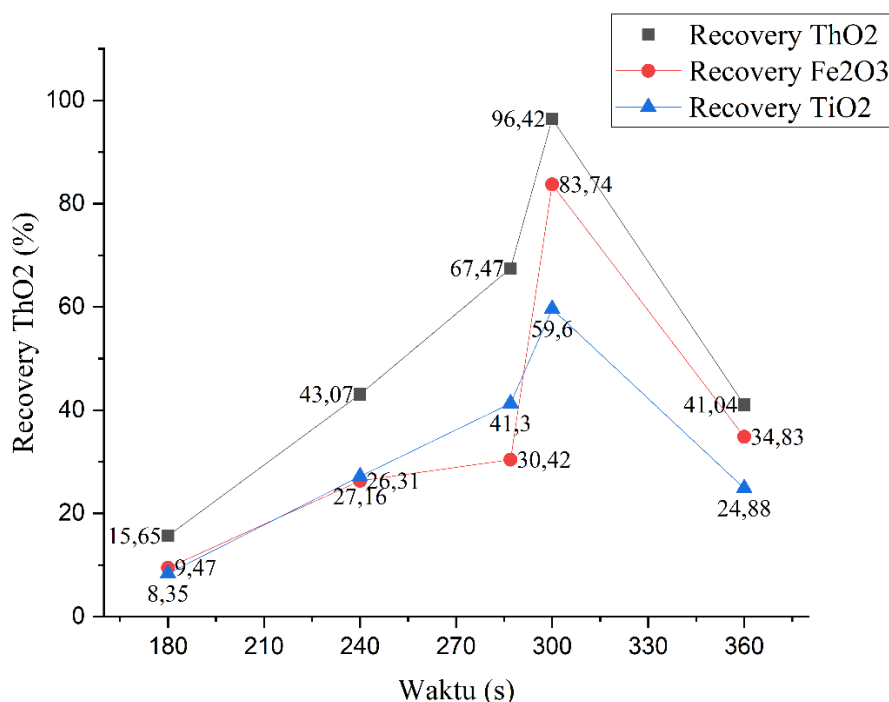
Gambar 4. 6 *Grade* ThO₂ pada Pasir Monasit Hasil *Smelting*

Berdasarkan Gambar 4.6 dapat diketahui bahwa proses *smelting* dapat meningkatkan *grade* dari ThO₂ dari pasir monasit yang awalnya 0,25% karena *grade* ThO₂ pada setiap variasi meningkat. Pasir monasit hasil *smelting* pada variasi waktu 287 s yang mana merupakan hasil dari perhitungan neraca energi memiliki *grade* paling tinggi yaitu 0,44 % bersa dengan variasi 180 s. Proses *smelting* menunjukkan peningkatan kandungan ThO₂ dalam pasir monasit dikarenakan salah satu senyawa utama yang ada dalam pasir monasit yaitu Fe₂O₃ akan tereduksi menghasilkan logam Fe, dimana logam Fe ini bersifat magnetik. Reaksi dari Fe₂O₃ dengan gas CO sesuai dengan reaksi pada Persamaan 4.5, Persamaan 4.6, dan Persamaan 4.7.(Muzakkii et al., 2021). Logam Fe kemudian dipisahkan menggunakan metode *magnetic separation* sehingga didapatkan pasir monasit hasil *smelting* yang *non-magnetik* dimana Fe merupakan logam magnetik sehingga akan terpisah dari *non-magnetik portion* yang di dalamnya terkandung senyawa ThO₂.

4.4 Pengaruh Variasi Waktu *Smelting* Terhadap *Recovery* Senyawa Utama Pasir Monasit Hasil *Smelting*

Proses *smelting* bertujuan untuk mereduksi senyawa yang terkandung dalam sebuah konsentrat agar mineral yang diinginkan dengan mineral yang tidak diinginkan dapat dipisahkan dengan kata lain untuk meningkatkan atau menurunkan konsentrasi senyawa tertentu yang terkandung dalam sebuah *ore*. Kualitas dari hasil proses reduksi dilakukan dengan cara menghitung nilai *recovery* dari senyawa tertentu setelah proses reduksi berlangsung. Semakin tinggi nilai *recovery*-nya semakin bagus kualitas produk yang dihasilkan oleh suatu proses reduksi(Napier-Munn & Wills, 2005).

Nilai *recovery* didapatkan dari perhitungan dengan membagi hasil perkalian massa dan kadar produk dengan sampel sesuai dengan Persamaan 2.11(L. A. V. Teixeira et al., 2019). Dalam penelitian ini produk yang dihitung nilai *recovery*-nya yaitu pasir monasit hasil *smelting* dengan variasi waktu *smelting* yang berupa *non-magnetic portion* dibandingkan dengan *raw material*-nya berupa pasir monasit. Gambar 4.7 menunjukkan grafik hasil perhitungan nilai *recovery* dari senyawa ThO_2 , Fe_2O_3 dan TiO_2 .

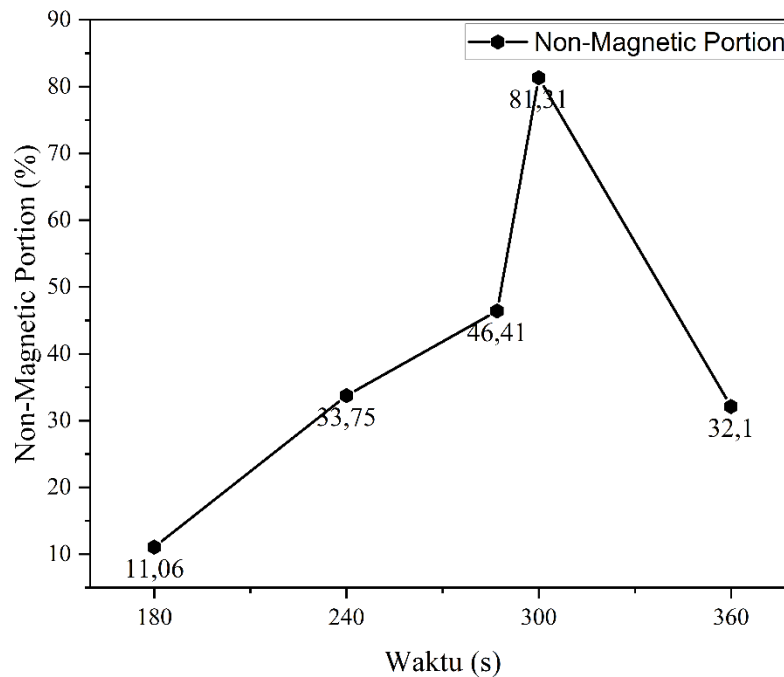


Gambar 4. 7 *Recovery* Senyawa utama dan berharga Pasir Monasit Hasil *Smelting*

Berdasarkan hasil perhitungan *recovery* dari masing-masing senyawa menunjukkan tren yang sama pada setiap senyawa. Pada variasi waktu 180 s sampai 300 s mengalami kenaikan *recovery* dimana senyawa berharga dalam pasir monasit yaitu ThO_2 pada variasi 180 s mempunyai *recovery* sebesar 15,65%. Lalu pada variasi 240 s, 287 s, dan 300 s mengalami kenaikan *recovery* masing-masing sebesar 43,07%, 67,47%, dan 96,42 %. Selanjutnya *recovery* ThO_2 mengalami penurunan pada variasi 360 s menjadi 41,04 %. Pada penelitian ini ThO_2 yang merupakan senyawa berharga ditingkatkan *gradenya* sehingga *recovery*-nya meningkat dengan cara mereduksi Fe_2O_3 yang merupakan salah satu pengotor terbesar pasir monasit melalui proses *smelting*. Kenaikan lalu penurunan *recovery* ThO_2 menunjukkan bahwa Fe teroksidasi kembali saat proses *smelting* pasir monasit dan bergabung dengan terak(Sihotang et al., 2018).

Fe_2O_3 yang tereduksi seharusnya memiliki *recovery* yang lebih rendah. Namun *Recovery* Fe_2O_3 malah terus meningkat begitupun dengan TiO_2 . Hal ini disebabkan oleh senyawa baru yang terbentuk pada saat proses *smelting* pasir monasit. CaTiO_3 , FeTiO_3 , dan FeTi_2O_5 terdeteksi sebagai senyawa TiO_2 dimana TiO_2 bereaksi dengan CaO hasil dekomposisi CaTiO_3 dan FeO yang tidak tereduksi bereaksi dengan TiO_2 menjadi FeTiO_3 lalu menjadi FeTi_2O_5 . Senyawa yang terdeteksi sebagai Fe_2O_3 yaitu Fe_2SiO_4 , FeTiO_3 dan FeTi_2O_5 . Fe_2SiO_4 terbentuk akibat Fe yang bereaksi dengan *flux* SiO_2 akibat dari basisitas yang rendah(S. Pintowantoro & Abdul, 2020).

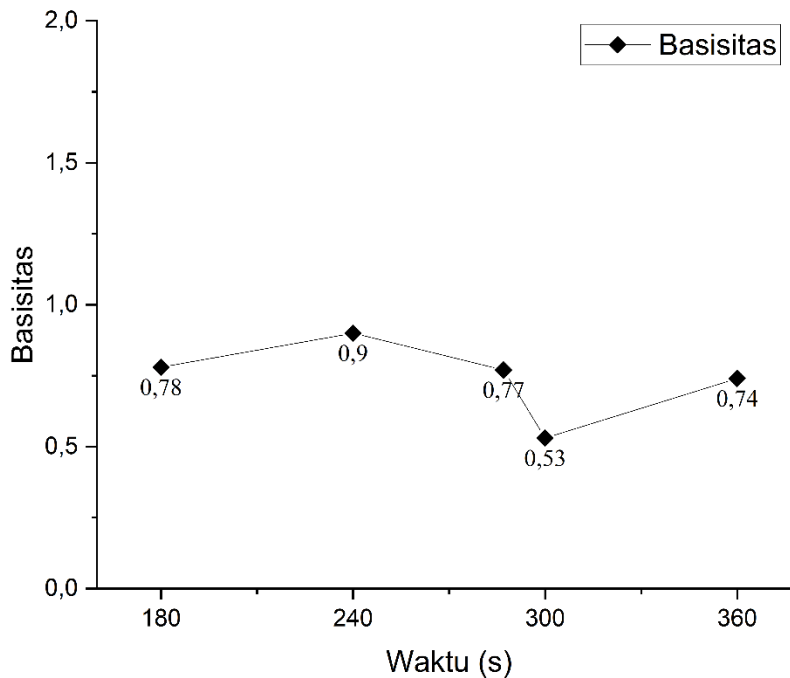
Massa dari pasir monasit hasil *smelting* juga memengaruhi *recovery* dari suatu senyawa. Pasir monasit setelah proses *smelting* memiliki massa yang baru akibat dari massa yang hilang ketika proses *smelting* dan juga pada pemisahan menggunakan magnet. Massa yang dimiliki setiap variasi waktu *smelting* dapat dilihat pada Gambar 4.8 di bawah ini.



Gambar 4. 8 Persentase *non-magnetic portion* pada Pasir Monasit Hasil *Smelting*

Terlihat pada Gambar 4.8 trennya sesuai dengan tren dari *recovery* dari ketiga senyawa yaitu ThO_2 , Fe_2O_3 , dan TiO_2 .

Hasil dari proses *smelting* juga dipengaruhi oleh basisitas. Basisitas merupakan rasio senyawa yang bersifat basa terhadap senyawa yang bersifat asam yang ada pada *slag* atau produk hasil ekstraksi. Pada pasir monasit hasil *smelting* senyawa yang bersifat basa berupa CaO dan yang bersifat asam adalah SiO_2 (S. Pintowantoro & Abdul, 2020). Perbandingan nilai basisitas pada produk dengan variasi waktu *smelting* disajikan pada Gambar 4.9 di bawah ini.



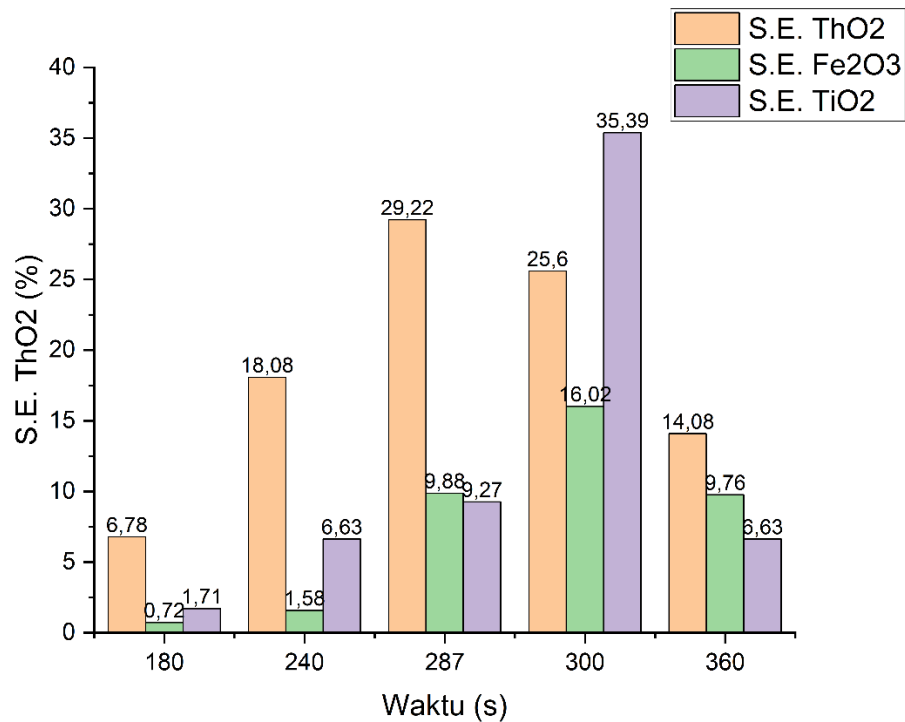
Gambar 4. 9 Basisitas pada Pasir Monasit Hasil *Smelting*

Berdasarkan Gambar 4.9, nilai basisitas pada pasir monasit hasil smelting tidak memiliki tertentu. Hal ini dikarenakan jumlah *flux* SiO_2 yang dipakai pada setiap variasi sama sehingga tidak mengalami tren tidak teratur. Di sisi lain kadar CaO cenderung tetap dan membentuk *slag* dengan fasa likuid sehingga akan menghalangi wustit (FeO) untuk berkontak langsung dengan gas CO untuk terjadi reaksi reduksi menjadi Fe . FeO yang tidak tereduksi akan cenderung bereaksi dengan SiO_2 dan TiO_2 membentuk Fe_2SiO_4 dan FeTi_2O_5

Nilai dari basisitas pada proses *smelting* pasir monasit kali ini dipengaruhi oleh dua senyawa oksida yaitu CaO dan SiO_2 . Turunnya nilai perbandingan senyawa basa terhadap senyawa asam akan memengaruhi mineral yang akan terbentuk dan berpengaruh terhadap sifat mampu reduksinya. Semakin mendekati nol maka pasir monasit akan lebih susah untuk reduksi, sebaliknya semakin tinggi nilai dari basisitas akan meningkatkan sifat mampu reduksi dari senyawa berbasis besi (S. Pintowantoro & Abdul, 2020). Hal ini lah yang menyebabkan terbentuknya senyawa seperti Fe_2SiO_4 dan FeTi_2O_5 .

4.5 Pengaruh Variasi Waktu *Smelting* Terhadap Nilai *Separation Efficiency* (S.E.) Senyawa Utama dan Berharga Pada Pasir Monasit Hasil *Smelting*

Untuk membandingkan kualitas antara produk dengan *grade* dan *recovery* dapat dilakukan melalui perhitungan *separation efficiency* (S.E.) sesuai Persamaan 3.2 (Wills & Finch, 2015). Hal ini diperlukan untuk membandingkan variasi mana yang paling baik dalam proses *smelting* pasir monasit menggunakan metode *electric arc furnace*. Gambar 4.10 menunjukkan data dari *separation efficiency* dari senyawa ThO_2 , Fe_2O_3 dan TiO_2 variasi waktu.



Gambar 4. 10 *Separation Efficiency* pada Pasir Monasit Hasil *Smelting*

Berdasarkan Gambar 4.10 dapat terlihat jelas bahwasanya nilai tertinggi dari senyawa ThO₂ didapatkan pada variasi 287 s sebesar 29.22, sedangkan *separation efficiency* senyawa Fe₂O₃ dan TiO₂ tertinggi ada pada variasi yang sama yaitu pada variasi waktu 300 s.

Dalam proses *smelting* dengan variasi waktu berbeda memiliki nilai S.E. yang berbeda-beda, hal ini menunjukkan bahwa adanya pengaruh variasi waktu pasir monasit hasil *smelting* pada proses pemisahan senyawa dan hasil dari proses *smelting*. Dalam proses *smelting* pasir monasit ini, senyawa yang diinginkan adalah ThO₂ yang mana masih memiliki kadar yang sangat rendah dan senyawadominan yang terdapat dalam pasir monasit adalah Fe₂O₃ dan TiO₂ yang mana waktu menentukan dari kualitas separasi. Waktu optimal umumnya tidak terlalu cepat dan tidak terlalu lambat sesuai dengan energi yang dibutuhkan agar proses reduksi berjalan dengan semestinya dan tidak sampai mengalami oksidasi kembali(Sihotang et al., 2018)(Henpristian et al., 2014). fungsi dari penambahan SiO₂ dapat meningkatkankadar ThO₂ dan mengurangi kadar senyawa yang lain(Balbeid et al., 2014). Berdasarkan data *grade* yang diperoleh setelah hasil *smelting* dan perhitungan nilai *recovery* serta *separation efficiency*, variasi waktu 287 s yang merupakan waktu dari perhitungan neraca energi merupakan variasi yang paling efektif untuk mendapatkan senyawa ThO₂, sedangkan variasi 300 s akan lebih efektif Ketika menginginkan TiO₂ dan Fe₂O₃ serta ThO₂ juga efisien karena selisih dengan variasi 287 s hanya sedikit.

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

BAB V KESIMPULAN DAN SARAN

5.1 Kesimpulan

Berdasarkan analisis data dapat diperoleh kesimpulan sebagai berikut:

1. Senyawa yang terbentuk setelah proses *smelting* dilakukan yaitu perovskite (CaTiO_3), *calcium-orthosilicate* (Ca_2SiO_4) pada variasi 180, 240, 287, dan 300 s, ilmenite (FeTiO_3) pada variasi 240, 287, 300, dan 360 s, *ferrous-pseudobrookite* (FeTi_2O_5), pada variasi 300 dan 360 s, dan fayalite (Fe_2SiO_4) pada semua variasi.
2. Pada variasi 180 s dan 240 s, *grade* Fe_2O_3 meningkat sedikit masing-masing sebesar 14,7 % dan 14,5 %, pada variasi waktu 287 s yang merupakan perhitungan dari neraca energi kadar Fe_2O_3 turun menjadi 10,95 %, dan Fe_2O_3 pada variasi 300 s dan 360 s mengalami kenaikan *grade* menjadi 16,3 % dan 17,8 %.
3. Pada variasi waktu 180 s, 240 s, 287 s, 300 s, dan 360 s, *grade* ThO_2 meningkat masing-masing sebesar 0,44%, 0,43%, 0,44%, 0,34%, dan 0,38% dari semula sebesar 0,25%.
4. Nilai *recovery* ThO_2 tertinggi didapatkan pada variasi waktu *smelting* 300 s sebesar 96,42%, sementara nilai *recovery* Fe_2O_3 dan TiO_2 terendah terdapat pada variasi waktu *smelting* 180s sebesar masing-masing 9,47% dan 8,35 %. Berdasarkan perhitungan *separation efficiency* didapatkan variasi 287 s yang merupakan waktu dari perhitungan neraca energi menjadi variasi yang paling efisien disusul dengan variasi 300 s.

5.2 Saran

Saran pada penelitian berikutnya untuk yang sejenis ini adalah:

1. Memastikan Sampel telah homogen sebelum dilakukan proses *smelting* menggunakan *electric arc furnace*.
2. Mengoptimalkan desain dan posisi dari *electric arc furnace* agar massa yang hilang saat *smelting* bisa dikurangi.
3. Memerhatikan lagi pada saat penimbangan massa agar massa dari bahan yang dibutuhkan tidak kurang.
4. Melakukan penelitian lebih lanjut dengan menggunakan metode baru untuk menghilangkan pengotor yang tidak dapat tereduksi seperti TiO_2 pada pasir monasit.

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

DAFTAR PUSTAKA

- Balakrishna, P. (2012). ThO₂ and (U,Th)O₂ processing-A review. *Natural Science*, 04(11), 943–949. <https://doi.org/10.4236/ns.2012.431123>
- Balbeid, S., Advisor, S., & Pintowantoro, S. T. (2014). *the Effect of Silica Flux Added for Converting Process of Copper Matte To Blister*.
- Brindley, G. W., & Hayami, R. (1965). Kinetics and mechanism of formation of forsterite (Mg₂SiO₄) by solid state reaction of MgO and SiO₂. *Philos. Mag*, 12(117), 505–514.
- Dewita, E., Barat, J. K., & Prapatan, M. (2012). *Analisis Potensi Thorium Sebagai Bahan Bakar*. 232, 45–56.
- Dyana, R. G. L., & Triwikantoro. (2017). Sintesis dan Karakterisasi Komposit PANi-SiO₂ dengan Pengisi Gel SiO₂ dari Pasir Bancar Tuban. *JURNAL SAINS DAN SENI ITS*, 6(2337–3520), B14–B19.
- Ekaputra, F. S. (2017). *Studi Pengaruh Variasi Jenis Binder Terhadap Derajat Reduksi Dan Morfologi Briket Pasir Besi Dalam Pembuatan Sponge Iron*. 62.
- Ferliana, R., Wasito, B., & Prassanti, R. (2017). Ekstraksi Dan Stripping Thorium Dari Rafinat Hasil Ekstraksi Uranium Monasit Bangka. *Jurnal Forum Nuklir*, 10(1), 26. <https://doi.org/10.17146/jfn.2016.10.1.3488>
- Grzella, J., Sturm, P., Krüger, J., Reuter, M. A., Kögler, C., & Probst, T. (1923). Metallurgical Furnaces. In *Nature* (Vol. 112, Issue 2821). <https://doi.org/10.1038/112755a0>
- Henpristian, Y., Antoro, I. D., & Oediyani, S. (2014). Pengaruh Waktu Reduksi Dan Komposisi Pelet Terhadap Persen Fe Metal Dan Persen Ni FeNi Spons Dari Bijih Nikel Limonit Menggunakan Simulator Rotary Kiln. *Majalah Metalurgi*, 29(021), 205–214.
- Humphrey, U. E., & Khandaker, M. U. (2018). Viability of thorium-based nuclear fuel cycle for the next generation nuclear reactor: Issues and prospects. *Renewable and Sustainable Energy Reviews*, 97(January), 259–275. <https://doi.org/10.1016/j.rser.2018.08.019>
- Jonan, I. and Suhendar, R. (2013). Jonan, I. and Suhendar, R. (2013) POTENSI LOGAM TANAH JARANG DI INDONESIA. 1st editio. Bandung: Pusat Sumber Daya Mineral, Batubara dan Panas Bumi. In 2013.
- Kementerian ESDM RI. (2020). 062.Pers/04/SJI/2020.
- Kementerian ESDM RI. (2021). *Publication*.
- Khodabandeh, E., Ghaderi, M., Afzalabadi, A., Rouboa, A., & Salarifard, A. (2017). Parametric study of heat transfer in an electric arc furnace and cooling system. *Applied Thermal Engineering*, 123, 1190–1200.
- Kokal, H. R., & Ranade, M. G. (1985). *METALLURGICAL USES FLUXES FOR METALLURGY*.
- Komarudin. (2008). *Studi Pengaruh Penambahan Batubara terhadap Intensitas Fe*.
- Lee, H.-G. (1999). *Chemical Thermodynamics for Metals and Materials-Imperial College Press*.
- López, F. A., García-Díaz, I., Largo, O. R., Polonio, F. G., & Llorens, T. (2018). Recovery and purification of tin from tailings from the Penouta Sn-Ta-Nb deposit. *Minerals*, 8(1). <https://doi.org/10.3390/min8010020>
- Muzakkii, N., Fellicia, D. M., & Abdul, F. (2021). Review Pengaruh Temperatur Tahan Pada Reduksi Langsung Bijih Besi. *Jurnal Teknik ITS*, 9(2). <https://doi.org/10.12962/j23373539.v9i2.53996>
- Napier-Munn, T., & Wills, B. A. (2005). Wills' Mineral Processing Technology. In *Wills' Mineral Processing Technology* (Issue October). <https://doi.org/10.1016/B978-0-7506-4450-1.X5000-0>
- PANGESTU, I. G. (2018). *STUDI PENGARUH VARIASI WAKTU HOLDING PADA*

PROSES PELEBURAN DIRECT REDUCED IRON (DRI) TERHADAP KANDUNGAN Fe TOTAL DAN RECOVERY Fe DALAM PROSES PEMBUATAN PIG IRON DENGAN METODE ELECTRIC ARC FURNACE.

- Pasymi, P., & Hatta, U. B. (2020). *Batubara (jilid 1)* (Issue October 2008).
- Pintowantoro, S., & Abdul, F. (2020). *PENGANTAR PROSES PEMBUATAN BESI Proses Utama dan Alternatifnya*. (A. Express (ed.)). Airlangga Express.
- PINTOWANTORO, S., WIDYARTHA, A. B., SETIYORINI, Y., & ABDUL, F. (2021). SODIUM THIOSULFATE AND NATURAL SULFUR: NOVEL POTENTIAL ADDITIVES FOR SELECTIVE REDUCTION OF LIMONITIC LATERITE ORE. *JOURNAL OF SUSTAINABLE METALLURGY*, 7, 481–494. <https://doi.org/10.1007/s40831-021-00352-4>
- Pintowantoro, Sungging, & Abdul, F. (2020). *PENGANTAR PROSES PEMBUATAN BESI Proses Utama dan Alternatifnya* (Jilid 1). Airlangga Express.
- Pradnyana, G. (2016). Pemenuhan Kebutuhan Energi dalam rangka Mewujudkan Ketahanan Nasional. *Jurnal Maksipreneur: Manajemen, Koperasi, Dan Entrepreneurship*, 5(2), 67. <https://doi.org/10.30588/jmp.v5i2.165>
- Pretorius, E., & Oltmann, H. (2002). *EAF Fundamentals*.
- René, M. (2017). Nature, Sources, Resources, and Production of Thorium. *Descriptive Inorganic Chemistry Researches of Metal Compounds*, September. <https://doi.org/10.5772/intechopen.68304>
- Sahajwalla, V., Dubikova, M., & Khanna, R. (2016). *Reductant Characterisation and Selection : Implications for Ferroalloys Processing*. February, 1–19.
- Sarangi, A., & Sarangi, B. (n.d.). *Alternatives Route to Iron Making*.
- Sari, S. N. P., & Asmi, D. (2013). Fabrikasi dan Karakterisasi Keramik Kalsium Silikat Menggunakan Bahan Komersial Kalsium Oksida dan Silika dengan Reaksi Padatan pada Suhu 1000 °C. *Jurnal Teori Dan Aplikasi Fisika*, 01(01), 53–57.
- Shahr El-Din, A. M., Borai, E. H., & Abd El-Ghany, M. S. (2018). Selective separation of thorium from rare earth elements liquor during the alkaline processing of Egyptian monazite concentrate. *Main Group Chemistry*, 17(1), 79–88. <https://doi.org/10.3233/MGC-180250>
- Sihotang, I. H., Supriyatna, Y. I., Ismail, I., & Sulistijono. (2018). The effect of smelting time and composition of palm kernel shell charcoal reductant toward extractive Pomalaa nickel laterite ore in mini electric arc furnace. *AIP Conference Proceedings*, 1945. <https://doi.org/10.1063/1.5030245>
- Stalhed, J. L. (1957). Sponge Iron in Electric Arc Furnaces. *Journal of Metals*, FEBRUARY, 246–249.
- Subagja, R. (2016). Ekstraksi Titanium Dari Ilmenit Bangka Melalui Tahap Dekomposisi dengan KOH dan Pelarutan Dengan Asam Sulfat. *Seminar Nasional Sains Dan Teknologi Fakultas Teknik Universitas Muhammadiyah Jakarta*, 8(November), 1–8. <https://media.neliti.com/media/publications/173967-ID-ekstraksi-titanium-dari-ilmenit-bangka-m.pdf>
- Subdit. Indikator Statistik Badan Pusat Statistik (BPS). (2020). *Konsumsi Listrik per Kapita (MWH/Kapita)*.
- Supriyatna, Y. I., Kambuna, B. N. H., Trinopiawan, K., & Putra, P. A. (2019). Pengaruh variasi waktu dan reduktor pada peleburan titanium dari terak timah menggunakan tungku busur listrik. *Jurnal Teknologi Mineral Dan Batubara*, 15(3), 189–199. <https://doi.org/10.30556/jtmb.vol15.no3.2019.1041>
- Teixeira, L. A. V., Silva, R. G., Avelar, A., Majuste, D., & Ciminelli, V. S. T. (2019).
-

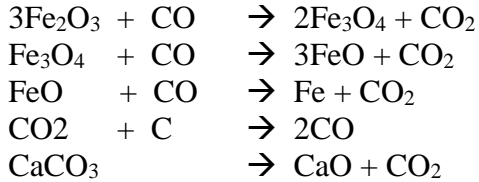
- Selective Extraction of Rare Earth Elements from Monazite Ores with High Iron Content. *Mining, Metallurgy and Exploration*, 36(1), 235–244. <https://doi.org/10.1007/s42461-018-0035-5>
- Teixeira, L., Silva, R., Avelar, A., Majuste, D., & Ciminelli, V. S. T. (2019). Selective Extraction of Rare Earth Elements from Monazite Ores with High Iron Content. *Mining, Metall. Explor*, 36, 235–244.
- Trinopiawan, K., Prassanti, R., Sumarni, S., & Pudjianto, R. (2011). Pemisahan Uranium dari Thorium pada Monasit dengan Metode Ekstraksi Pelarut Alamine. *Buletin PPBGN Eksplorium*, 32(155), 47–52.
- Trinopiawan, K., & Sumiarti. (2012). Pemisahan Thorium dari Uranium pada Monasit dengan Metode Pengendapan. *Eksplorium*, 33(1), 55–62.
- Udayakumar, S., Rezan, S. A., Noor, A. F. M., Putra, T. A. R., Ibrahim, I., & Baharun, N. (2020). The dephosphorization behaviour of malaysian monazite concentrates. *AIP Conference Proceedings*, 2267(September). <https://doi.org/10.1063/5.0015954>
- Waheed-Ur-Rehman, Riaz, M., & Ishaq, M. (2013). Pilot plant studies on the extraction of antimony metal from lower grade krunj stibnite ore. *Journal of the Chemical Society of Pakistan*, 35(3), 726–729.
- Wickleder, M. S., Fourest, B., & Dorhout, P. K. (2018). Thorium in The chemistry of the actinide and transactinide elements 52-160. In *Springers Netherlands* (pp. 52–160). [https://doi.org/10.1016/s1351-4180\(07\)70101-0](https://doi.org/10.1016/s1351-4180(07)70101-0)
- Widodo, S., Suyanti, Purwani, M., Sudibyo, R., Muzakky, & Syarip. (2019). *Dari Pasir Monasit ke Torium : Bahan Baku Bahan Bakar Nuklir dan Radioisotop Medik* (Issue April 2020).
- Wienar, A. (2022). *ANALISIS PENGARUH PENAMBAHAN SiO₂ DALAM PROSES SMELTING PASIR MONASIT MENGGUNAKAN ELECTRIC ARC FURNACE TERHADAP KOMPOSISI SENYAWA DAN GRADE ThO₂*. Institut Teknologi Sepuluh Nopember.
- Wills, B. A., & Finch, J. A. (2015). Wills' mineral processing technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. In *Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*.
- Woermann, E., Brezny, B., & Muan, A. (1969). Phase equilibria in the system MgO-iron oxide-TiO₂ in air. In *Am. J. Sci.* (Vols. 267-A, pp. 463–479).
- Zhao, Y., Sun, T., Zhao, H., Xu, C., & Wu, S. (2019). Effect of MgO and CaCO₃ as additives on the reduction roasting and magnetic separation of beach titanomagnetite concentrate. *ISIJ International*, 59(6), 981–987. <https://doi.org/10.2355/isijinternational.ISIJINT-2018-757>
-

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

LAMPIRAN

1. Perhitungan neraca massa

Pada proses reduksi, berikut merupakan kesetimbangan persamaan reaksi stoikiometri reduksi senyawa yang terkandung dalam pasir monasit.



Berdasarkan hasil pengujian XRF didapatkan komposisi senyawa utama yang terkandung dalam pasir monasit, yaitu sebagai berikut:

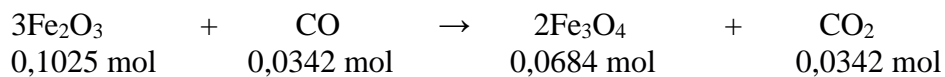
- Hematit (Fe_2O_3) = 16,5%
- Titanium dioksida (TiO_2) = 36,05%
- Silika dioksida (SiO_2) = 4,5 %
- Thorium dioksida (ThO_2) = 0,22%

Apabila diasumsikan sampel percobaan sebesar 100 gram pasir monasit maka:

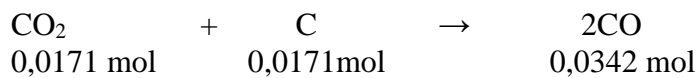
- Mol Hematit (Fe_2O_3) = $\frac{\text{massa hematit}}{\text{Mr hematit}} = \frac{16,5 \text{ gram}}{161 \text{ gram/mol}} = 0,1025 \text{ mol}$
- Mol Titanium dioksida = $\frac{\text{massa TiO}_2}{\text{Mr TiO}_2} = \frac{36,05 \text{ gram}}{79 \text{ gram/mol}} = 0,4563 \text{ mol}$
- Mol Silika dioksida = $\frac{\text{massa SiO}_2}{\text{Mr SiO}_2} = \frac{4,5 \text{ gram}}{60 \text{ gram/mol}} = 0,075 \text{ mol}$
- Mol Thorium dioksida = $\frac{\text{massa ThO}_2}{\text{Mr hematit}} = \frac{16,5 \text{ gram}}{161 \text{ gram/mol}} = 0,00083 \text{ mol}$
- Serbuk karbon yang digunakan memiliki kemurnian 99,99%
- Kalsium karbonat yang digunakan memiliki kemurnian 99,99%

I. Reaksi Reduksi Hematit

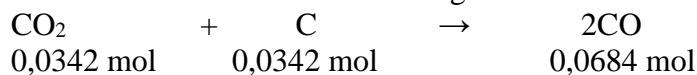
a. Reaksi 1



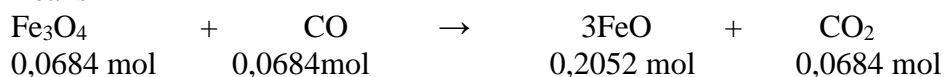
CO_2 hasil dekomposisi CaCO_3 yang dibutuhkan untuk bereaksi dengan serbuk karbon.



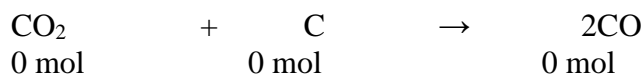
Reaksi CO_2 hasil dari reaksi 1 dengan serbuk karbon.



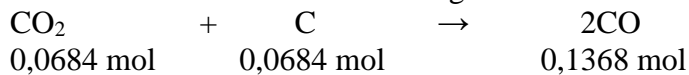
b. Reaksi 2



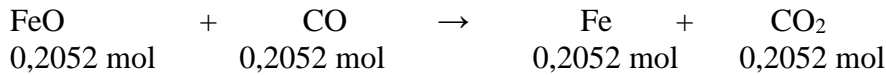
CO_2 hasil reaksi dekomposisi CaCO_3 yang dibutuhkan untuk bereaksi dengan serbuk karbon.



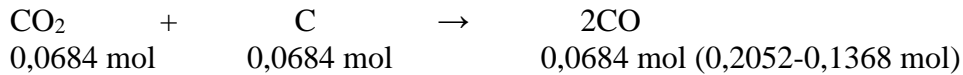
Reaksi CO₂ hasil dari reaksi 2 dengan serbuk karbon.



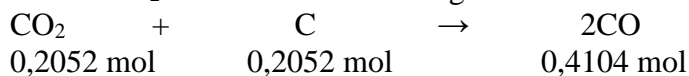
c. Reaksi 3



CO₂ hasil reaksi dekomposisi CaCO₃ yang dibutuhkan untuk bereaksi dengan serbuk karbon.



Reaksi CO₂ hasil dari reaksi 2 dengan serbuk karbon.



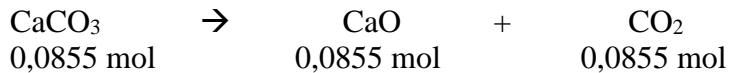
II. Perhitungan Kebutuhan Serbuk Karbon

Total mol C yang dibutuhkan = 0,0171 + 0,0342 + 0,0684 + 0,0684 + 0,2052 = 0,3933 mol

Massa C yang dibutuhkan = total mol x Ar C
= 0,3933 mol x 12 gram/mol
= 4,7196 gram

III. Perhitungan Kebutuhan CaCO₃

Total CO₂ yang dibutuhkan = 0,0171 + 0,0684
= 0,0855 mol



Massa CaCO₃ yang dibutuhkan = total mol x Ar CaCO₃
= 0,0855 mol x 100 gr/mol
= 8,55 gram

Sehingga didapatkan perbandingan sebagai berikut.

Pasir Monasit : Serbuk Karbon : CaCO₃
100 : 4,7196 : 8,55

IV. Perhitungan Kebutuhan Fluks SiO₂

Mol TiO₂ = mol SiO₂

Mol TiO₂ = 0,4563 mol

Mol SiO₂ = 0,4563 - 0,075 = 0,3813 mol

Massa fluks SiO₂ yang ditambahkan = mol x Mr SiO₂
= 0,3813 x 60 gr/mol
= 22,878 gram

Maka perbandingan massa yang diperoleh sebesar

Pasir monasit : Fluks SiO₂
100 : 22,878

Penambahan fluks SiO₂ optimal = 18,61%

Pada penelitian kali ini digunakan fluks SiO_2 sebesar 9% atau sebesar 9,99 gr. Hal ini sesuai dengan penelitian yang telah dilakukan oleh Wienar pada tahun 2022.

V. Perhitungan *Mass Balance* Proses *Smelting*

Massa *input* = 12,32 gram

- Pasir monasit = 10 gram
- Flux SiO_2 = 0,99 gram
- Serbuk Karbon = 0,47 gram
- CaCO_3 = 0,86 gram

Massa *output*

- Variasi 180 s = 8,04 gram
 - *Magnetic portion* = 7,15 gram
 - *Non-magnetic portion* = 0,89 gram
 - *Mass loss* = 4,28 gram
- Variasi 240 s = 7,42 gram
 - *Magnetic portion* = 4,92 gram
 - *Non-magnetic portion* = 2,50 gram
 - *Mass loss* = 4,90 gram
- Variasi 287 s = 8,26 gram
 - *Magnetic portion* = 4,43 gram
 - *Non-magnetic portion* = 3,83 gram
 - *Mass loss* = 4,06 gram
- Variasi 300 s = 8,72 gram
 - *Magnetic portion* = 1,63 gram
 - *Non-magnetic portion* = 7,09 gram
 - *Mass loss* = 3,60 gram
- Variasi 360 s = 8,41 gram
 - *Magnetic portion* = 5,71 gram
 - *Non-magnetic portion* = 2,70 gram
 - *Mass loss* = 3,91 gram

2. Perhitungan Neraca Energi (*Heat Balance*)

a) Data Mol

Berdasarkan data XRF *raw material* dan perhitungan neraca massa, digunakan data mol material sebagai berikut.

Senyawa	Mol
Fe_2O_3	0,1025
TiO_2	0,4563
CaO	0,02
SiO_2	0,075
CaCO_3	0,2223

b) Data Entalpi Pembentukan Standar (ΔH_f)

Berikut merupakan data entalpi pembentukan standar senyawa pada 298 K.

Senyawa	ΔH_f^{298} (kJ/mol)
Fe ₂ O ₃	-824,2
Fe ₃ O ₄	-1118
FeO	-272
Fe	0
Fe ₂ SiO ₄	39,33
FeTiO ₃	151,71
TiO ₂	-944,7
CaO	-635,09
SiO ₂	-910,86
CaCO ₃	-1207,6
CO ₂	-393,509
CO	-110,525
C	0

c) **Data Heat Content ($H_T - H_{298}$)**

Berikut merupakan data *heat content* senyawa dan unsur, yang dihitung dengan persamaan:

$$H_T - H_{298} = aT + bT^2 + cT^{-1} + d$$

Senyawa	a	b	c	d
Fe ₂ O ₃	98,658	0,03906	1491000	-37888,2
Fe ₃ O ₄	91,896	0,01008	0	-36397,2
FeO	48,972	0,0042	281400	-15918
Fe	12,768	0,015918	-252000	-4376,4
Fe	41,034	0,0084	0	-2814
Fe ₂ SiO ₄	40,71	0,00338	977000	15715
FeTiO ₃	27,87	0,00218	479000	10111
TiO ₂	75,474	0,00588	1827000	-28681,8
CaO	49,014	0,02268	655200	-17014,2
SiO ₂	166,228	0,42782	892910	47390
SiO ₂	65,277	0,0028	1846300	-24310
CaCO ₃	104,916	0,011004	2604000	-40992
CO ₂	44,394	0,00441	865200	-16543,8
CO	28,518	0,02058	462000	-8841
C	16,926	0,02394	856800	-8131,2
CaTiO ₃	127,974	0,002856	2809800	-47833,8

d) **Perhitungan Entalpi Reaksi**

Entalpi reaksi dihitung berdasarkan data di atas dengan persamaan:

$$\Delta H = \sum H_{\text{produk}} - \sum H_{\text{reaktan}}$$

Dengan temperatur target 1850°C atau 2123 K, didapat:

- i) $3Fe_2O_3 + CO \rightarrow 2Fe_3O_4 + CO_2$ $\Delta H = 11382,73 \text{ J}$
 - ii) $Fe_3O_4 + CO \rightarrow 3FeO + CO_2$ $\Delta H = -61818,13 \text{ J}$
 - iii) $FeO + CO \rightarrow Fe + CO_2$ $\Delta H = -13810,27 \text{ J}$
 - iv) $Fe \rightarrow Fe$ $\Delta H = 3615,97 \text{ J}$
 - v) $2FeO + SiO_2 \rightarrow Fe_2SiO_4$ $\Delta H = 127099,64 \text{ J}$
 - vi) $FeO + TiO_2 \rightarrow FeTiO_3$ $\Delta H = 79388,18 \text{ J}$
 - vii) $CaCO_3 \rightarrow CaO + CO_2$ $\Delta H = 51559,47 \text{ J}$
 - viii) $CO_2 + C \rightarrow 2CO$ $\Delta H = 49637,30 \text{ J}$
 - ix) $SiO_2 \rightarrow SiO_2$ $\Delta H = 154864,67 \text{ J}$
 - x) $CaO + TiO_2 \rightarrow CaTiO_3$ $\Delta H = 326776,83 \text{ J}$
- Total panas reaksi yang dibutuhkan adalah **728696,4 J**

- e) **Perhitungan Energi Input Proses Smelting dan Parameter EAF**
Spesifikasi *Power Supply* yang digunakan adalah sebagai berikut.

Spesifikasi	Nilai
Tegangan output	40 V
Efisiensi	90%

Berdasarkan spesifikasi diatas, maka didapatkan energi yang dibutuhkan sebagai berikut.

$$E_{input} = E_{output}$$

$$E_{input} = E_{reaksi} \times (100\% + (100\% - \text{efisiensi}))$$

$$E_{input} = 728696,4 \text{ J} \times 110\%$$

$$E_{input} = 801566,04 \text{ J}$$

Panas yang dihasilkan dari EAF dengan menggunakan persamaan energi listrik adalah sebagai berikut.

Arus (A)	Voltase (V)	Waktu (s)	Energi (J)
70	40	180	596400 J
		240	672000 J
		287	803600 J
		300	840000 J
		360	1008000 J

3. Perhitungan Recovery

Persentase *recovery* senyawa utama dalam pasir monasit hasil *smelting* didapat dengan cara membandingkan jumlah masing-masing senyawa pada produk dengan senyawa pada *raw material*, dengan persamaan:

$$R (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

I. Perhitungan *Recovery* ThO₂

Data perbandingan *grade* ThO₂ dan massa pasir monasit pada *feed* dan produk disajikan pada tabel berikut untuk digunakan sebagai dasar perhitungan *recovery*.

No	Variasi	W_f	f	W_p	c
1	180 s	10	0,25	0,89	0,44
2	240 s	10	0,25	2,50	0,43
3	287 s	10	0,25	3,85	0,44

4	300 s	10	0,25	7,09	0,34
5	360 s	10	0,25	2,70	0,38

a) Variasi waktu 180 s

$$R ThO_2 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R ThO_2 (\%) = \frac{0,89 \cdot 0,44}{10 \cdot 0,25} \times 100$$

$$R ThO_2 (\%) = 15,65 \%$$

b) Variasi waktu 240 s

$$R ThO_2 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R ThO_2 (\%) = \frac{2,50 \cdot 0,43}{10 \cdot 0,25} \times 100$$

$$R ThO_2 (\%) = 43,07 \%$$

c) Variasi waktu 287 s

$$R ThO_2 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R ThO_2 (\%) = \frac{3,85 \cdot 0,44}{10 \cdot 0,25} \times 100$$

$$R ThO_2 (\%) = 67,47 \%$$

d) Variasi waktu 300 s

$$R ThO_2 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R ThO_2 (\%) = \frac{7,09 \cdot 0,34}{10 \cdot 0,25} \times 100$$

$$R ThO_2 (\%) = 96,42 \%$$

e) Variasi waktu 360 s

$$R ThO_2 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R ThO_2 (\%) = \frac{2,70 \cdot 0,38}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R ThO_2 (\%) = 41,04 \%$$

II. Perhitungan *Recovery* Fe₂O₃

Data perbandingan *grade* Fe₂O₃ dan massa pasir monasit pada *feed* dan produk disajikan pada tabel berikut untuk digunakan sebagai dasar perhitungan *recovery*.

No	Variasi	W_f	f	W_p	c
1	180 s	10	13,8	0,89	14,70
2	240 s	10	13,8	2,50	14,50
3	287 s	10	13,8	3,85	10,95
4	300 s	10	13,8	7,09	16,30
5	360 s	10	13,8	2,70	17,80

a) Variasi waktu 180 s

$$R Fe_2O_3 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R Fe_2O_3 (\%) = \frac{0,89 \cdot 14,7}{13,8 \cdot 10} \times 100$$

$$R Fe_2O_3 (\%) = 9,47 \%$$

b) Variasi Waktu 240 s

$$R Fe_2O_3 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R Fe_2O_3 (\%) = \frac{2,50 \cdot 14,50}{13,8 \cdot 10} \times 100$$

$$R Fe_2O_3 (\%) = 26,31 \%$$

c) Variasi Waktu 287 s

$$R Fe_2O_3 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R Fe_2O_3 (\%) = \frac{3,85 \cdot 10,95}{13,8 \cdot 10} \times 100$$

$$R Fe_2O_3 (\%) = 30,42 \%$$

d) Variasi Waktu 300 s

$$R Fe_2O_3 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R Fe_2O_3 (\%) = \frac{7,09 \cdot 16,3}{13,8 \cdot 10} \times 100$$

$$R Fe_2O_3 (\%) = 83,74 \%$$

e) Variasi Waktu 360 s

$$R Fe_2O_3 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R Fe_2O_3 (\%) = \frac{2,70 \cdot 17,80}{13,8 \cdot 10} \times 100$$

$$R Fe_2O_3 (\%) = 34,83 \%$$

III. Perhitungan *Recovery* TiO₂

Data perbandingan *grade* TiO₂ dan massa pasir monasit pada *feed* dan produk disajikan pada tabel berikut untuk digunakan sebagai dasar perhitungan *recovery*.

No	Variasi	W_f	f	W_p	c
1	180 s	10	40,80	0,89	38,30
2	240 s	10	40,80	2,50	44,25
3	287 s	10	40,80	3,85	43,95
4	300 s	10	40,80	7,09	34,30
5	360 s	10	40,80	2,70	37,60

a) Variasi Waktu 180 s

$$R TiO_2 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R TiO_2 (\%) = \frac{0,89 \cdot 38,30}{40,80 \cdot 10} \times 100$$

$$R TiO_2 (\%) = 8,35 \%$$

b) Variasi Waktu 240 s

$$R TiO_2 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R TiO_2 (\%) = \frac{2,50 \cdot 44,25}{40,80 \cdot 10} \times 100$$

$$R TiO_2 (\%) = 27,16 \%$$

c) Variasi Waktu 287 s

$$R TiO_2 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R TiO_2 (\%) = \frac{3,85 \cdot 43,95}{40,80 \cdot 10} \times 100$$

$$R TiO_2 (\%) = 41,30 \%$$

d) Variasi Waktu 300 s

$$R TiO_2 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R TiO_2 (\%) = \frac{7,09 \cdot 34,3}{40,80 \cdot 10} \times 100$$

$$R TiO_2 (\%) = 59,60 \%$$

e) Variasi Waktu 360 s

$$R TiO_2 (\%) = \frac{W_p \cdot c}{W_f \cdot f} \times 100$$

$$R TiO_2 (\%) = \frac{2,70 \cdot 37,60}{40,80 \cdot 10} \times 100$$

$$R TiO_2 (\%) = 24,88 \%$$

4. Perhitungan *Separation Efficiency* (S.E.)

Untuk membandingkan kualitas antara produk dengan *grade* dan *recovery* dapat dilakukan melalui perhitungan *separation efficiency* (S.E.).

I. Perhitungan *Separation Efficiency* (S.E.) ThO_2

Data ThO_2 pada tabel berikut untuk digunakan sebagai dasar perhitungan *separation efficiency*.

No	Variasi	W_f	W_p	C	m	c	f
1	180 s	10	0,89	0,089	87,88	0,44	0,25
2	240 s	10	2,50	0,250	87,88	0,43	0,25
3	287 s	10	3,85	0,385	87,88	0,44	0,25
4	300 s	10	7,09	0,709	87,88	0,34	0,25
5	360 s	10	2,70	0,270	87,88	0,38	0,25

a) Variasi waktu 180 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 6,78$$

b) Variasi waktu 240 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 18,08$$

c) Variasi waktu 287 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 29,22$$

d) Variasi waktu 300 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 25,6$$

e) Variasi waktu 360 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 14,08$$

II. Perhitungan *Separation Efficiency* (S.E.) Fe_2O_3

Data Fe_2O_3 pada tabel berikut untuk digunakan sebagai dasar perhitungan *separation efficiency*.

No	Variasi	W_f	W_p	C	m	c	f
1	180 s	10	0,89	0,089	69,56	14,70	13,8
2	240 s	10	2,50	0,250	69,56	14,50	13,8
3	287 s	10	3,85	0,385	69,56	10,95	13,8
4	300 s	10	7,09	0,709	69,56	16,30	13,8
5	360 s	10	2,70	0,270	69,56	17,80	13,8

a) Variasi waktu 180 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 0,72$$

b) Variasi Waktu 240

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 1,58$$

c) Variasi Waktu 287 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 9,88$$

d) Variasi Waktu 300 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 16,02$$

e) Variasi Waktu 360 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 9,76$$

III. Perhitungan *Separation Efficiency* (S.E.) TiO₂

Data TiO₂ pada tabel berikut untuk digunakan sebagai dasar perhitungan *separation efficiency*.

No	Variasi	Wf	Wp	C	m	c	f
1	180 s	10	0,89	0,089	59,93	38,30	40,80
2	240 s	10	2,50	0,250	59,93	44,25	40,80
3	287 s	10	3,85	0,385	59,93	43,95	40,80
4	300 s	10	7,09	0,709	59,93	34,30	40,80
5	360 s	10	2,70	0,270	59,93	37,60	40,80

a) Variasi Waktu 180 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 1,71$$

b) Variasi Waktu 240 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 6,63$$

c) Variasi Waktu 287 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 9,27$$

d) Variasi Waktu 300 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 35,39$$

e) Variasi Waktu 360 s

$$S.E. = \frac{100 \cdot C \cdot m \cdot (c - f)}{(m - f) \cdot f}$$

$$S.E. = 6,63$$

5. Perhitungan Basisitas

Basisitas merupakan rasio senyawa yang bersifat basa terhadap senyawa yang bersifat asam yang ada pada *slag* atau produk hasil pemurnian. Perhitungan basisitas dalam penelitian ini didasarkan pada rasio CaO/SiO₂ pada produk sesuai persamaan:

$$B_1 = \frac{CaO}{SiO_2}$$

No	Variasi	CaO %	SiO ₂ %
----	---------	-------	--------------------

1	180 s	6,20	8,00
2	240 s	7,92	8,75
3	300 s	6,89	8,80
4	287 s	6,09	11,5
5	360 s	6,22	8,45

a) Variasi Waktu 180 s

$$B = \frac{6,20}{8,00}$$

$$B = 0,78$$

b) Variasi Waktu 240 s

$$B = \frac{7,92}{8,75}$$

$$B = 0,90$$

c) Variasi Waktu 287 s

$$B = \frac{6,89}{8,80}$$

$$B = 0,77$$

d) Variasi Waktu 300 s

$$B = \frac{6,09}{11,5}$$

$$B = 0,53$$

e) Variasi Waktu 360 s

$$B = \frac{6,22}{8,45}$$

$$B = 0,74$$

6. Hasil Pengujian XRF

I. Pasir Monasit

Sample ident: EL-163 (Pasir Monasit) Oksida

Display all

Seq: 1/1 Pos: 1
Time: 28-okt-2021 12:47:09

Compound	Conc	Unit
SiO2	4,6	%
P2O5	1	%
SO3	8,9	%
CaO	0,2	%
TiO2	40,8	%
V2O5	0,42	%
MnO	0,828	%
Fe2O3	13,8	%
As2O3	0,02	%
Y2O3	0,920	%
ZrO2	14,7	%
Nb2O5	0,42	%
SnO2	12,1	%
HfO2	0,66	%
WO3	0,16	%
PbO	0,086	%
Bi2O3	0,04	%
ThO2	0,25	%
U3O8	0,08	%

Sample ident: EL-163 (Pasir Monasit) Oksida 2

Display all

Seq: 1/1 Pos: 1
Time: 28-okt-2021 12:54:13

Compound	Conc	Unit
SiO2	4,4	%
P2O5	1,3	%
SO3	9,0	%
CaO	0,22	%
TiO2	40,7	%
V2O5	0,43	%
MnO	0,824	%
Fe2O3	13,8	%
As2O3	0,03	%
Y2O3	0,915	%
ZrO2	14,7	%
Nb2O5	0,41	%
SnO2	11,9	%
HfO2	0,66	%
WO3	0,14	%
PbO	0,081	%
Bi2O3	0,04	%
ThO2	0,26	%
U3O8	0,08	%

II. Variasi Waktu 180 s

LAPORAN TUGAS AKHIR TEKNIK MATERIAL DAN METALURGI

Sample ident: EL-219 (Smelting Pasir Monasit Kode 3 Menit) Oksida 2

Display all Seq: 1/1 Pos: 2 Time: 23-mei-2022 15:27:22

Compound	Conc	Unit
Al2O3	0,4	%
SiO2	8,0	%
P2O5	0,5	%
S03	0,4	%
CaO	6,20	%
TiO2	38,4	%
V2O5	0,49	%
MnO	1,46	%
Fe2O3	14,7	%
CuO	1,13	%
As2O3	0,38	%
Y2O3	1,87	%
ZrO2	16,3	%
Nb2O5	0,47	%
SnO2	8,62	%
W03	0,22	%
OsO4	0,03	%
PbO	0,03	%
ThO2	0,43	%

Sample ident: EL-219 (Smelting Pasir Monasit Kode 3 Menit) Oksida

Display all Seq: 1/1 Pos: 2 Time: 23-mei-2022 15:24:43

Compound	Conc	Unit
Al2O3	0,5	%
SiO2	8,0	%
P2O5	0,6	%
S03	0,4	%
CaO	6,19	%
TiO2	38,3	%
V2O5	0,49	%
MnO	1,46	%
Fe2O3	14,7	%
CuO	1,12	%
As2O3	0,38	%
Y2O3	1,86	%
ZrO2	16,3	%
Nb2O5	0,49	%
SnO2	8,49	%
W03	0,20	%
OsO4	0,03	%
PbO	0,03	%
ThO2	0,45	%

III. Variasi Waktu 240 s

Sample ident: EL-239 (Smelting Pasir Monasit Kode 4m nm) Oksida 2

Display all Seq: 1/1 Pos: 1 Time: 30-mei-2022 12:15:14

Compound	Conc	Unit
SiO2	8,7	%
P2O5	0,2	%
CaO	7,94	%
TiO2	44,3	%
V2O5	0,51	%
MnO	1,81	%
Fe2O3	14,5	%
CuO	0,076	%
Y2O3	1,97	%
ZrO2	16,7	%
Nb2O5	0,55	%
SnO2	1,7	%
HfO2	0,38	%
W03	0,11	%
Bi2O3	0,03	%
ThO2	0,43	%

LAPORAN TUGAS AKHIR
TEKNIK MATERIAL DAN METALURGI

Sample ident EL-239 (Smelting Pasir Monasit Kode 4m nm) Oksida

Seq: 1/1 Pos: 1
Time: 30-mei-2022 12:10:23

Compound	Conc	Unit
SiO2	8,8	%
P2O5	0,4	%
CaO	7,89	%
TiO2	44,2	%
V2O5	0,54	%
MnO	1,79	%
Fe2O3	14,5	%
CuO	0,073	%
Y2O3	1,98	%
ZrO2	16,6	%
Nb2O5	0,54	%
SnO2	1,8	%
HfO2	0,38	%
WO3	0,10	%
Bi2O3	0,03	%
ThO2	0,43	%

IV. Variasi Waktu 287 s

Sample ident EL-208 (Pasir Monasit Hasil Smelting Kode 70A, 287S) Oksida

Seq: 1/1 Pos: 3
Time: 17-mei-2022 16:00:50

Compound	Conc	Unit
Al2O3	1	%
SiO2	8,7	%
CaO	6,89	%
TiO2	44,0	%
V2O5	0,48	%
MnO	1,58	%
Fe2O3	11,0	%
NiO	0,02	%
CuO	0,433	%
As2O3	0,096	%
Y2O3	1,89	%
ZrO2	18,9	%
Nb2O5	0,54	%
SnO2	3,9	%
WO3	0,073	%
OsO4	0,07	%
PbO	0,01	%
ThO2	0,45	%

Sample ident EL-208 (Pasir Monasit Hasil Smelting Kode 70A, 287S) Oksida2

Seq: 1/1 Pos: 3
Time: 17-mei-2022 16:03:34

Compound	Conc	Unit
Al2O3	1	%
SiO2	8,9	%
CaO	6,89	%
TiO2	43,9	%
V2O5	0,45	%
MnO	1,59	%
Fe2O3	10,9	%
NiO	0,03	%
CuO	0,444	%
As2O3	0,091	%
Y2O3	1,89	%
ZrO2	18,8	%
Nb2O5	0,54	%
SnO2	3,8	%
WO3	0,083	%
OsO4	0,07	%
PbO	0,02	%
ThO2	0,43	%

V. Variasi Waktu 300 s

Sample ident: EL-219 (Smelting Pasir Monasit Kode 5 Menit) Oksida 2

Seq.: 1/1 Pos: 3
Time: 23-mei-2022 15:38:30

Compound	Conc	Unit
Al ₂ O ₃	0,5	%
SiO ₂	12	%
P ₂ O ₅	0,9	%
CaO	6,10	%
TiO ₂	34,2	%
V ₂ O ₅	0,37	%
MnO	1,17	%
Fe ₂ O ₃	16,3	%
As ₂ O ₃	0,00	%
Y ₂ O ₃	1,43	%
ZrO ₂	15,7	%
Nb ₂ O ₅	0,41	%
SnO ₂	10,5	%
HfO ₂	0,43	%
W ₂ O ₃	0,22	%
PbO	0,03	%
ThO ₂	0,34	%

Sample ident: EL-219 (Smelting Pasir Monasit Kode 5 Menit) Oksida

Seq.: 1/1 Pos: 3
Time: 23-mei-2022 15:35:50

Compound	Conc	Unit
Al ₂ O ₃	0,6	%
SiO ₂	11	%
P ₂ O ₅	0,6	%
CaO	6,08	%
TiO ₂	34,4	%
V ₂ O ₅	0,36	%
MnO	1,19	%
Fe ₂ O ₃	16,3	%
As ₂ O ₃	0,003	%
Y ₂ O ₃	1,45	%
ZrO ₂	15,8	%
Nb ₂ O ₅	0,39	%
SnO ₂	10,6	%
HfO ₂	0,44	%
W ₂ O ₃	0,23	%
PbO	0,02	%
ThO ₂	0,34	%

VI. Variasi Waktu 360 s

Sample ident: EL-208 (Pasir Monasit Hasil Smelting Kode 6 menit) Oksida 2

Seq.: 1/1 Pos: 4
Time: 17-mei-2022 16:15:12

Compound	Conc	Unit
Al ₂ O ₃	0,8	%
SiO ₂	8,5	%
P ₂ O ₅	0,6	%
SO ₃	0,94	%
CaO	6,22	%
TiO ₂	37,6	%
V ₂ O ₅	0,42	%
MnO	1,46	%
Fe ₂ O ₃	17,8	%
CuO	1,22	%
As ₂ O ₃	0,30	%
Y ₂ O ₃	1,70	%
ZrO ₂	13,8	%
Nb ₂ O ₅	0,43	%
SnO ₂	7,54	%
W ₂ O ₃	0,22	%
OsO ₄	0,02	%
PbO	0,03	%
ThO ₂	0,37	%

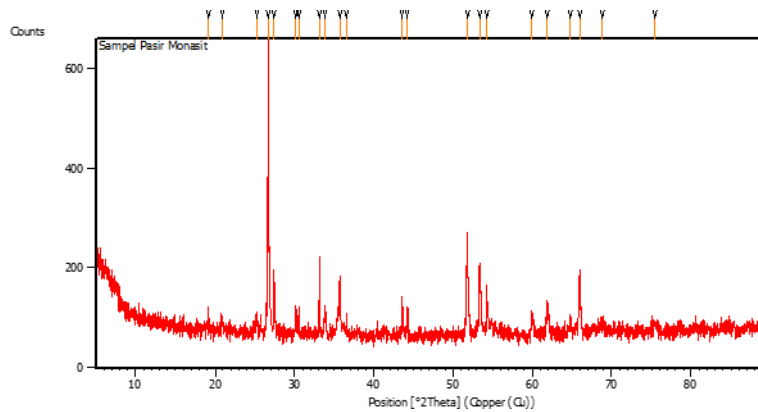
Sample ident: EL-208 (Pasir Monasit Hasil Smelting Kode 6 menit) Oksida

Seq: 171 Pos: 4
Time: 17-mei-2022 16:12:35

Compound	Conc	Unit
Al2O3	0,5	%
SiO2	8,4	%
P2O5	0,9	%
SO3	0,96	%
CaO	6,21	%
TiO2	37,7	%
V2O5	0,40	%
MnO	1,47	%
Fe2O3	17,8	%
CuO	1,20	%
As2O3	0,29	%
Y2O3	1,70	%
ZrO2	13,8	%
Nb2O5	0,44	%
SnO2	7,66	%
WO3	0,23	%
OsO4	0,01	%
PbO	0,05	%
ThO2	0,38	%

7. Hasil Pengujian XRD

I. Pasir Monasit



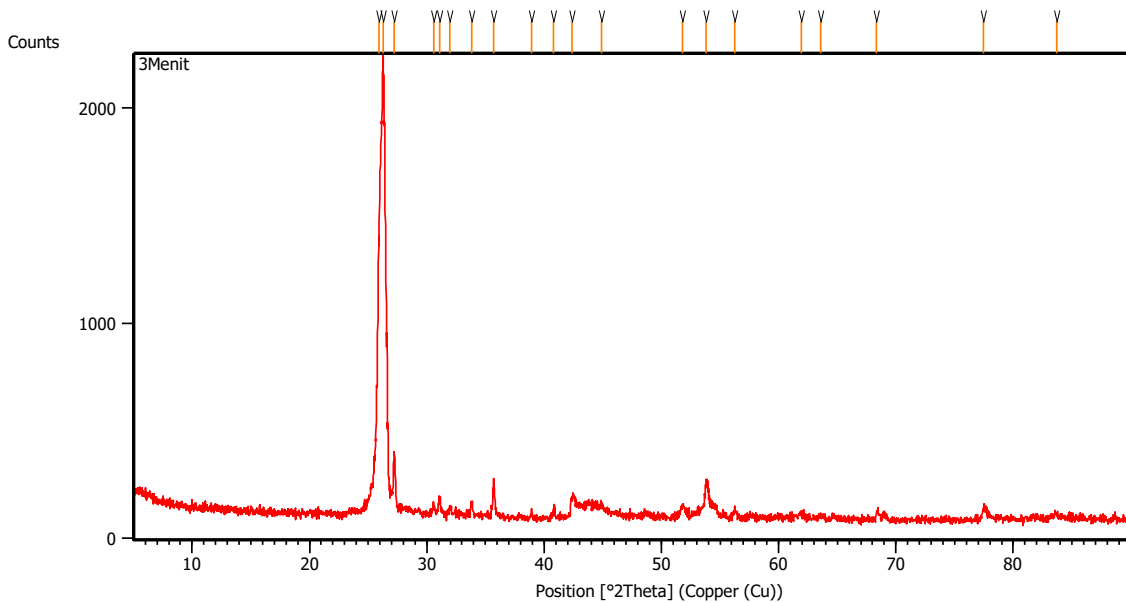
PEAK LIST:

I. Pasir Monasit

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
19.1956	18.78	0.2676	4.62384	3.13
20.8733	22.61	0.2007	4.25584	3.77
25.2676	19.95	0.2007	3.52478	3.33
26.6595	599.37	0.0669	3.34383	100.00
27.4224	101.63	0.0836	3.25252	16.96
30.1726	56.29	0.0669	2.96203	9.39
30.5027	49.71	0.0502	2.93072	8.29
33.0906	153.62	0.0408	2.70495	25.63
33.8074	50.26	0.1004	2.65142	8.39
35.6887	117.40	0.0836	2.51585	19.59
36.4972	36.80	0.1004	2.46195	6.14
43.5775	80.32	0.0612	2.07524	13.40
44.2812	58.01	0.1004	2.04557	9.68
51.8338	207.10	0.0612	1.76243	34.55

53.3594	140.10	0.0836	1.71700	23.38
54.2872	77.26	0.0669	1.68983	12.89
59.9395	48.92	0.1004	1.54328	8.16
61.8911	63.84	0.1338	1.49923	10.65
64.8207	27.89	0.2676	1.43837	4.65
65.9327	121.01	0.0816	1.41561	20.19
68.8463	15.47	0.5353	1.36377	2.58
75.4581	12.99	0.8029	1.25985	2.17

II. Variasi Waktu 180 s

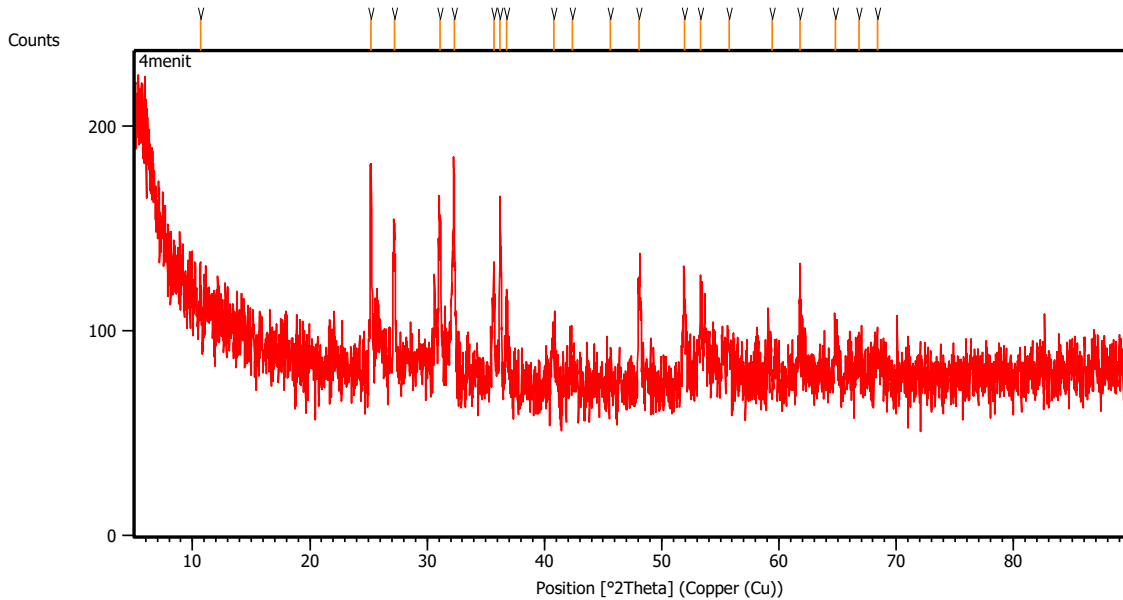


Peak List: (Bookmark 3)

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
25.9458	1324.76	0.2342	3.43417	64.56
26.3055	2051.88	0.1171	3.38802	100.00
27.2046	268.62	0.0669	3.27805	13.09
30.5849	55.14	0.1004	2.92303	2.69
31.0908	75.20	0.1338	2.87661	3.66
31.9528	41.48	0.1673	2.80095	2.02
33.8192	51.40	0.1338	2.65052	2.51
35.6913	162.28	0.1338	2.51567	7.91
38.9183	32.12	0.1004	2.31419	1.57
40.8151	44.18	0.1673	2.21092	2.15
42.4106	92.35	0.3346	2.13136	4.50
44.9038	53.72	0.2007	2.01865	2.62
51.8160	49.52	0.3346	1.76445	2.41
53.8153	167.80	0.1673	1.70352	8.18
56.2768	40.08	0.2007	1.63472	1.95
61.9433	24.59	0.4015	1.49809	1.20
63.6091	16.24	0.4015	1.46281	0.79
68.3523	37.33	0.1673	1.37241	1.82
77.4823	53.55	0.4015	1.23192	2.61

83.6974	21.89	0.5353	1.15554	1.07
---------	-------	--------	---------	------

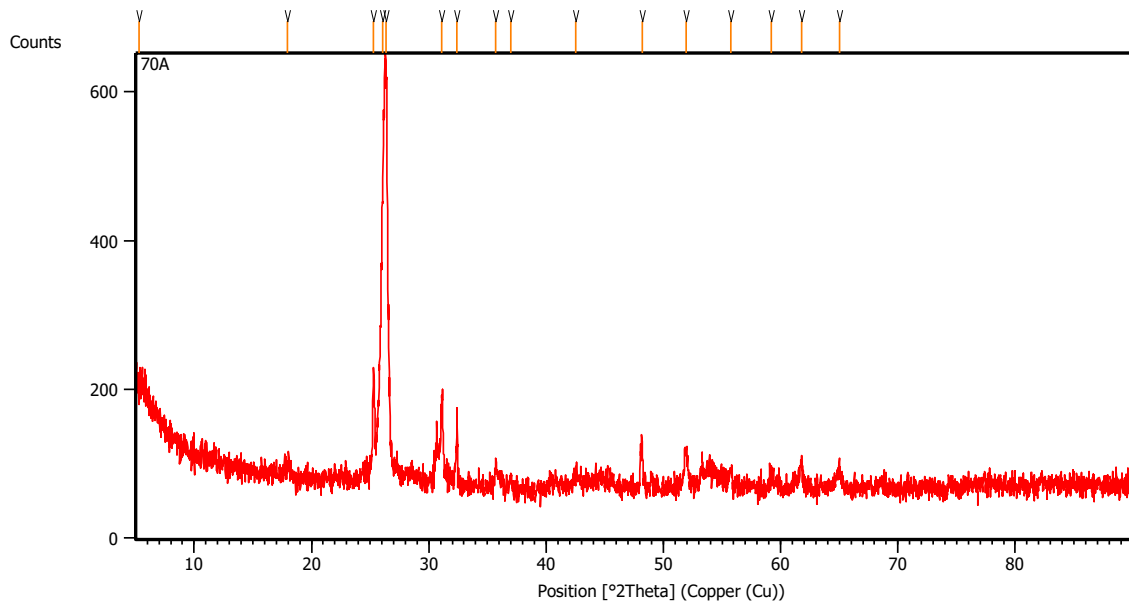
III. Variasi Waktu 240 s



Peak List: (Bookmark 3)

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
10.6910	17.23	0.1673	8.27529	17.20
25.1934	97.29	0.1338	3.53499	97.15
27.2046	67.03	0.1673	3.27806	66.93
31.0822	70.68	0.2007	2.87739	70.58
32.2904	100.15	0.0836	2.77243	100.00
35.6949	43.05	0.2007	2.51543	42.98
36.2060	87.65	0.0669	2.48108	87.52
36.7840	35.45	0.2007	2.44341	35.40
40.8319	20.75	0.4015	2.21005	20.72
42.3908	11.87	0.4015	2.13231	11.85
45.6196	14.01	0.1673	1.98863	13.99
48.0294	49.70	0.1338	1.89433	49.63
51.9158	52.19	0.1338	1.76129	52.11
53.3204	31.69	0.5353	1.71816	31.64
55.7359	16.46	0.8029	1.64929	16.44
59.4101	8.68	0.5353	1.55577	8.67
61.7789	48.01	0.1004	1.50168	47.94
64.8336	13.56	0.3346	1.43811	13.54
66.8004	13.42	0.4015	1.40047	13.40
68.3985	12.08	0.8029	1.37160	12.07

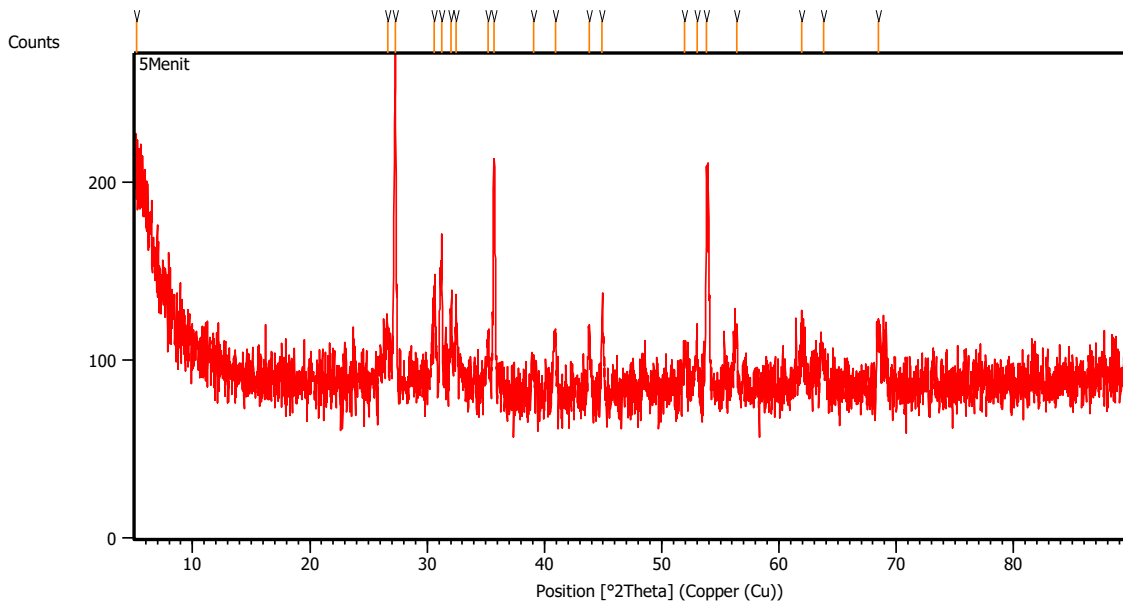
IV. Variasi Waktu 287 s



Peak List: (Bookmark 3)

Pos. [$^{\circ}2\theta$.]	Height [cts]	FWHM Left [$^{\circ}2\theta$.]	d-spacing [\AA]	Rel. Int. [%]
5.3125	46.22	0.8029	16.63521	8.73
17.9283	14.50	0.6691	4.94772	2.74
25.2806	143.03	0.1338	3.52300	27.01
26.0988	428.20	0.1673	3.41438	80.86
26.3748	529.52	0.2007	3.37927	100.00
31.1160	116.50	0.2007	2.87433	22.00
32.3924	104.30	0.0502	2.76393	19.70
35.7218	31.23	0.2007	2.51359	5.90
37.0096	17.12	0.2007	2.42904	3.23
42.5520	14.11	0.5353	2.12461	2.67
48.1865	58.04	0.2007	1.88852	10.96
51.9411	48.86	0.2676	1.76049	9.23
55.7480	16.45	0.2676	1.64896	3.11
59.1630	18.94	0.4015	1.56167	3.58
61.7662	33.87	0.2676	1.50196	6.40
65.0036	22.63	0.5353	1.43477	4.27

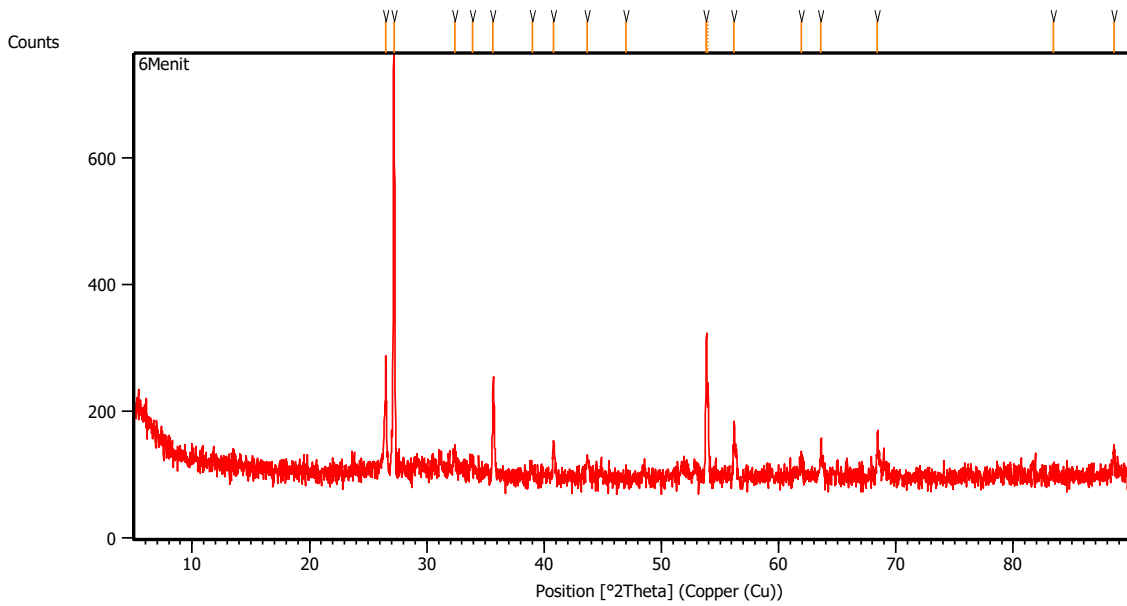
V. Variasi Waktu 300 s



Peak List: (*Bookmark 3*)

Pos. [$^{\circ}2\text{Th.}$]	Height [cts]	FWHM Left [$^{\circ}2\text{Th.}$]	d-spacing [\AA]	Rel. Int. [%]
5.2364	36.44	0.5353	16.87679	20.97
26.6406	27.40	0.2007	3.34616	15.77
27.2677	173.74	0.2007	3.27061	100.00
30.6246	51.81	0.1004	2.91933	29.82
31.2323	67.48	0.1004	2.86390	38.84
32.0426	43.43	0.1338	2.79330	25.00
32.4689	20.72	0.5353	2.75760	11.92
35.1995	32.03	0.2007	2.54969	18.43
35.7186	123.35	0.1673	2.51381	71.00
39.0667	16.09	0.4015	2.30574	9.26
40.9399	33.89	0.2342	2.20446	19.50
43.7850	37.39	0.1673	2.06760	21.52
44.9211	49.28	0.1004	2.01791	28.36
51.9441	20.21	0.2676	1.76040	11.63
52.9829	28.22	0.2007	1.72831	16.24
53.8437	119.67	0.1338	1.70269	68.88
56.4082	31.99	0.2342	1.63122	18.41
61.9639	29.30	0.3346	1.49764	16.86
63.7663	18.38	0.4015	1.45959	10.58
68.4522	36.35	0.2007	1.37065	20.92

VI. Variasi Waktu 360 s



Peak List: (*Bookmark 3*)

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
26.5042	187.45	0.0502	3.36308	28.30
27.1851	662.33	0.0669	3.28037	100.00
32.3610	26.66	0.2007	2.76655	4.02
33.9028	14.71	0.4015	2.64418	2.22
35.6555	129.62	0.1171	2.51811	19.57
38.9773	16.22	0.4015	2.31082	2.45
40.8189	61.30	0.1004	2.21072	9.26
43.7010	31.35	0.2007	2.07138	4.73
47.0042	23.72	0.1171	1.93323	3.58
53.8342	215.97	0.1224	1.70156	32.61
53.9756	141.82	0.0816	1.70166	21.41
56.2149	94.12	0.1020	1.63501	14.21
61.9408	22.73	0.4896	1.49690	3.43
63.5999	52.17	0.1224	1.46179	7.88
68.4289	70.49	0.1224	1.36993	10.64
83.4167	11.37	0.6528	1.15775	1.72
88.5734	42.12	0.1224	1.10319	6.36

8. Data ICSD Reference Pattern

I. Fe₂O₃

LAPORAN TUGAS AKHIR
TEKNIK MATERIAL DAN METALURGI



Date: 04/07/2022 Time: 09:18:28

File: 3Merit

User: User

Name and formula

Reference code: 01-073-0603
Mineral name: Hematite, syn
Compound name: Iron Oxide
ICSD name: Iron Oxide
Empirical formula: Fe₂O₃
Chemical formula: Fe₂O₃

Crystallographic parameters

Crystal system: Rhombohedral
Space group: R-3c
Space group number: 167
a (Å): 5,0342
b (Å): 5,0342
c (Å): 13,7483
Alpha (°): 90,0000
Beta (°): 90,0000
Gamma (°): 120,0000
Calculated density (g/cm³): 5,27
Volume of cell (10⁶ pm³): 301,75
Z: 6,00
RIR: 0,06

Subfiles and Quality

Subfiles: Alloy, metal or intermetallic
Corrosion
Inorganic
Mineral
Modelled additional pattern
Quality: Calculated (C)

Comments

ICSD collection code: 022505
Creation Date: 01/01/1970
Modification Date: 01/01/1970
ICSD Collection Code: 022505
Temperature Factor: ATF.

References

Primary reference: *Calculated from ICSD using POWD-12++, (1997)*
Structure: Antipin, M.Y., Tzirelson, V.G., Flugge, M.P., Gerr, R.G., Struchkov, Y.T., Ozerov, R.P., *Dokl. Akad. Nauk SSSR*, **281**, 854, (1985)

1 Of 2

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	0	1	2	3,68171	24,154	2,6
2	1	0	4	2,69915	33,164	0,1
3	1	1	0	2,51710	35,640	100,0
4	1	1	3	2,20622	40,871	0,1
5	2	0	2	2,07790	43,519	0,1
6	0	2	4	1,84086	49,473	0,1
7	2	1	1	1,63612	56,174	0,1
8	1	2	2	1,60243	57,463	0,1
9	0	1	8	1,59881	57,606	0,1
10	3	0	0	1,45325	64,018	0,1
11	2	0	8	1,34958	69,608	0,1
12	1	0	10	1,31118	71,958	0,1
13	1	1	9	1,30591	72,294	0,1
14	2	2	0	1,25855	75,476	0,1
15	2	2	3	1,21362	78,797	0,1
16	1	3	1	1,20453	79,509	0,1
17	3	1	2	1,19089	80,606	0,1
18	1	3	4	1,14065	84,957	0,1
19	3	1	5	1,10688	88,201	0,1

II. Fe₃O₄

Date: 04/07/2022 Time: 09:40:06 File: 4menit User: User

Name and formula

Reference code: 00-026-1136
Compound name: Iron Oxide
PDF index name: Iron Oxide
Empirical formula: Fe₃O₄
Chemical formula: Fe₃O₄

Crystallographic parameters

Crystal system: Cubic
Space group: Fd-3m
Space group number: 227
a (Å): 8,0903
b (Å): 8,0903
c (Å): 8,0903
Alpha (°): 90,0000
Beta (°): 90,0000
Gamma (°): 90,0000
Calculated density (g/cm³): 5,81
Measured density (g/cm³): 5,15
Volume of cell (10⁶ pm³): 529,53
Z: 8,00
RIR: -

Status, subfiles and quality

Status: Diffraction data collected at non ambient pressure
Subfiles: Alloy, metal or intermetallic
Corrosion
Inorganic
Quality: Blank (B)

Comments

Creation Date: 01/01/1970
Modification Date: 01/01/1970
Pressure at 250 kbar. Sample Source or Locality: Specimen from Mineville, New York, USA
Analysis: Electron microprobe analysis: Fe²⁺, Fe³⁺ 71.08. Ti. Si. Al. Mg. Ca. Mn. Cr. S. V. traces. Magnetic, high pressure form. Additional Patterns: See also 19-029.

References

Primary reference: Mao et al., *J. Geophys. Res.*, **79**, 1165, (1974)

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta [deg]	I [%]
1	1	1	1	4,67000	18,988	10,0

1 Of 2

Date: 04/07/2022 Time: 09:40:06 File: 4menit User: User

2	2	2	0	2,86000	31,249	30,0
3	3	1	1	2,43900	36,821	100,0
4	2	2	2	2,33500	38,525	10,0
5	4	0	0	2,02300	44,763	30,0
6	4	2	2	1,65100	55,623	20,0
7	5	1	1	1,55700	59,304	40,0
8	4	4	0	1,43000	65,186	50,0
9	5	3	3	1,23400	77,251	10,0

III. FeO

Name and formula

Reference code: 00-049-1447
 Compound name: Iron Oxide
 PDF index name: Iron Oxide
 Empirical formula: FeO
 Chemical formula: FeO

Crystallographic parameters

Crystal system: Hexagonal
 a (Å): 2,5740
 b (Å): 2,5740
 c (Å): 5,1720
 Alpha (°): 90,0000
 Beta (°): 90,0000
 Gamma (°): 120,0000
 Volume of cell (10⁶ pm³): 29,68
 RIR: -

Status, subfiles and quality

Status: Diffraction data collected at non ambient temperature
 Subfiles: Corrosion
 Inorganic
 Quality: Blank (B)

Comments

Creation Date: 01/01/1970
 Modification Date: 01/01/1970
 Sample Preparation: FeO was placed in an externally heated diamond anvil cell and heated to 527 C under 96 GPa pressure. Transforms to cubic phase below 45 GPa. Pattern taken at 96 GPa and 527 C. Phase transformation triple point at 66(3) GPa and 1020(50) K.

References

Primary reference: Fei, Y., Mao, H.-K., *Science*, **266**, 1678, (1994)

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	0	0	2	2,59400	34,550	80,0
2	1	0	0	2,22400	40,529	50,0
3	1	0	1	2,04300	44,301	80,0
4	1	0	2	1,68600	54,372	100,0
5	0	0	4	1,29300	73,132	35,0
6	1	1	2	1,15300	83,839	35,0

IV. SnO2

Date: 04/07/2022 Time: 09:24:52

File: 3Menit

User: User

Name and formula

Reference code: 01-077-0448
Mineral name: Cassiterite, syn
Compound name: Tin Oxide
ICSD name: Tin Oxide
Empirical formula: O₂Sn
Chemical formula: SnO₂

Crystallographic parameters

Crystal system: Tetragonal
Space group: P42/mnm
Space group number: 136
a (Å): 4,7391
b (Å): 4,7391
c (Å): 3,1869
Alpha (°): 90,0000
Beta (°): 90,0000
Gamma (°): 90,0000
Calculated density (g/cm³): 6,99
Volume of cell (10⁶ pm³): 71,57
Z: 2,00
RIR: 9,82

Status, subfiles and quality

Status: Diffraction data collected at non ambient temperature
Subfiles: Alloy, metal or intermetallic
Corrosion
Inorganic
Mineral
Modelled additional pattern
Quality: Calculated (C)

Comments

ICSD collection code: 039174
Creation Date: 01/01/1970
Modification Date: 01/01/1970
ICSD Collection Code: 039174
Temperature Factor: ATF
Calculated Pattern Original Remarks: REM TEM 470.

References

Primary reference: *Calculated from ICSD using POWD-12++, (1997)*
Structure: Seki, H., Ishizawa, N., Mizutani, N., Kato, M., *Yogyo Kyokaishi (J. Ceram. Assoc. Jpn.)*, **92**, 219, (1984)

1 Of 2

Date: 04/07/2022 Time: 09:24:52

File: 3Menit

User: User

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	1	1	0	3,35105	26,579	100,0
2	1	0	1	2,64456	33,869	75,8
3	2	0	0	2,36955	37,941	20,9
4	1	1	1	2,30933	38,970	3,5
5	2	1	0	2,11939	42,625	1,2
6	2	1	1	1,76477	51,760	54,5
7	2	2	0	1,67552	54,740	12,6
8	0	0	2	1,59345	57,818	6,1
9	3	1	0	1,49864	61,861	11,3
10	2	2	1	1,48305	62,584	0,1
11	1	1	2	1,43904	64,727	11,4
12	3	0	1	1,41536	65,946	14,1
13	3	1	1	1,35617	69,221	0,2
14	2	0	2	1,32228	71,261	5,5
15	2	1	2	1,27363	74,430	0,2
16	3	2	1	1,21510	78,683	8,3
17	4	0	0	1,18478	81,108	2,6
18	2	2	2	1,15466	83,691	5,5
19	4	1	0	1,14940	84,161	0,3
20	3	3	0	1,11702	87,197	2,5
21	3	1	2	1,09168	89,758	6,5

V. SiO₂

Date: 04/07/2022 Time: 09:37:18

File: 4menit

User: User

Name and formula

Reference code: 01-085-0335
 Mineral name: Quartz low
 Compound name: Silicon Oxide
 ICSD name: Silicon Oxide
 Empirical formula: O₂Si
 Chemical formula: SiO₂

Crystallographic parameters

Crystal system: Hexagonal
 Space group: P3221
 Space group number: 154
 a (Å): 4,9134
 b (Å): 4,9134
 c (Å): 5,4052
 Alpha (°): 90,0000
 Beta (°): 90,0000
 Gamma (°): 120,0000
 Calculated density (g/cm³): 2,65
 Volume of cell (10⁶ pm³): 113,01
 Z: 3,00
 RIR: 0,14

Subfiles and Quality

Subfiles: Alloy, metal or intermetallic
Inorganic
Mineral
Modelled additional pattern
Quality: Calculated (C)

Comments

ICSD collection code: 000174
Creation Date: 01/01/1970
Modification Date: 01/01/1970
ICSD Collection Code: 000174
ICSD SG: P3221S IT is: 154 SG short form: P3221. Temperature Factor: ATF. Calculated
Pattern Original Remarks: REM TEM 293. Test from ICSD: At least one TF implausible.

References

Primary reference: *Calculated from ICSD using POWD-12++, (1997)*
Structure: le-Page, Y., Donnay, G., *Acta Crystallogr., Sec. B*, **32**, 2456, (1976)

Peak list

1 Of 3

Date: 04/07/2022 Time: 09:37:18

File: 4menit

User: User

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta [deg]	I [%]
1	1	0	0	4,25513	20,859	25,2
2	0	1	1	3,34342	26,640	100,0
3	1	1	0	2,45670	36,547	1,6
4	1	0	2	2,28134	39,468	1,8
5	1	1	-1	2,23653	40,292	0,9
6	2	0	0	2,12756	42,453	1,0
7	2	0	1	1,97972	45,796	0,1
8	1	1	-2	1,81788	50,141	0,1
9	0	0	3	1,80173	50,622	0,1
10	0	2	2	1,67171	54,876	0,1
11	1	0	3	1,65913	55,327	0,1
12	1	2	0	1,60829	57,234	0,1
13	1	2	-1	1,54150	59,961	0,1
14	1	1	-3	1,45288	64,036	0,1
15	3	0	0	1,41838	65,788	0,1
16	2	1	-2	1,38208	67,745	0,1
17	0	2	3	1,37494	68,145	0,1
18	0	3	1	1,37193	68,315	0,1
19	0	1	4	1,28792	73,467	0,1
20	0	3	2	1,25592	75,662	0,1
21	2	2	0	1,22835	77,673	0,1
22	2	1	-3	1,19982	79,884	0,1
23	2	2	1	1,19781	80,045	0,1
24	1	1	-4	1,18401	81,172	0,1
25	3	1	0	1,18016	81,492	0,1
26	1	3	1	1,15300	83,839	0,1
27	0	2	4	1,14067	84,956	0,1
28	2	2	-2	1,11826	87,076	0,1
29	0	3	3	1,11447	87,447	0,1

VI. TiO₂

Date: 04/07/2022 Time: 09:10:37

File: 3Menit

User: User

Name and formula

Reference code: 01-077-0446
Mineral name: Rutile, syn
Compound name: Titanium Oxide
ICSD name: Titanium Oxide
Empirical formula: O₂Ti
Chemical formula: TiO₂

Crystallographic parameters

Crystal system: Tetragonal
Space group: P4₂/mnm
Space group number: 136
a (Å): 4,6325
b (Å): 4,6325
c (Å): 2,9912
Alpha (°): 90,0000
Beta (°): 90,0000
Gamma (°): 90,0000
Calculated density (g/cm³): 4,13
Volume of cell (10⁶ pm³): 64,19
Z: 2,00
RIR: 3,30

Status, subfiles and quality

Status: Diffraction data collected at non ambient temperature
Subfiles: Alloy, metal or intermetallic
Corrosion
Inorganic
Mineral
Modelled additional pattern
Quality: Calculated (C)

Comments

ICSD collection code: 039172
Creation Date: 01/01/1970
Modification Date: 01/01/1970
ICSD Collection Code: 039172
Temperature Factor: ATF
Calculated Pattern Original Remarks: REM TEM 1280.

References

Primary reference: *Calculated from ICSD using POWD-12++, (1997)*
Structure: Seki, H., Ishizawa, N., Mizutani, N., Kato, M., *Yogyo Kyokaiishi (J. Ceram. Assoc. Jpn.)*, **92**, 219, (1984)

1 Of 2

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	1	1	0	3,27567	27,202	100,0
2	1	0	1	2,51288	35,702	43,3
3	2	0	0	2,31625	38,849	6,2
4	1	1	1	2,20883	40,820	16,4
5	2	1	0	2,07172	43,655	5,9
6	2	1	1	1,70311	53,781	42,6
7	2	2	0	1,63784	56,109	11,3
8	0	0	2	1,49560	62,001	5,8
9	3	1	0	1,46493	63,448	5,0
10	2	2	1	1,43658	64,851	0,3
11	3	0	1	1,37212	68,305	11,7
12	1	1	2	1,36050	68,970	6,3
13	3	1	1	1,31562	71,677	0,6
14	3	2	0	1,28482	73,674	0,2
15	2	0	2	1,25644	75,625	1,2
16	2	1	2	1,21263	78,874	0,7
17	3	2	1	1,18053	81,461	1,8
18	4	0	0	1,15613	83,384	1,2
19	4	1	0	1,12355	86,565	0,5
20	2	2	2	1,10442	88,449	3,1
21	3	3	0	1,09189	89,736	1,4

VII. FeTiO₃

Date: 04/07/2022 Time: 09:45:02 File: 5Menit User: User

Name and formula

Reference code: 01-075-1204
 Mineral name: ilmenite, syn
 Compound name: Iron Titanium Oxide
 ICSD name: Iron Titanium Oxide
 Empirical formula: FeO₃Ti
 Chemical formula: FeTiO₃

Crystallographic parameters

Crystal system: Rhombohedral
 Space group: R-3
 Space group number: 148
 a (Å): 5,1080
 b (Å): 5,1080
 c (Å): 14,1287
 Alpha (°): 90,0000
 Beta (°): 90,0000
 Gamma (°): 120,0000
 Calculated density (g/cm³): 4,74
 Volume of cell (10⁻⁶ pm³): 319,25
 Z: 6,00
 RIR: 2,81

Status, subfiles and quality

Status: Diffraction data collected at non ambient temperature
 Diffraction data collected at non ambient pressure
 Subfiles: Corrosion
 Inorganic
 Mineral
 Modelled additional pattern
 Quality: Calculated (C)

Comments

ICSD collection code: 030665
 Creation Date: 01/01/1970
 Modification Date: 01/01/1970
 ICSD Collection Code: 030665
 Calculated Pattern Original Remarks: REM TEM 673
 Temperature Factor: ITF
 Calculated Pattern Original Remarks: REM PRE Mentioned.

References

Primary reference: Calculated from ICSD using POWD-12++, (1997)
 Structure: Wechsler, B.A., Prewitt, C.T., *Am. Mineral.*, **69**, 176, (1984)

1 Of 3

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	0	0	3	4,70957	18,827	0,2
2	1	0	1	4,22157	21,027	0,3
3	0	1	2	3,74924	23,712	34,5
4	1	0	4	2,76922	32,410	100,0
5	1	1	0	2,55400	35,108	67,5
6	0	1	5	2,38136	37,746	0,1
7	0	0	6	2,35478	38,188	1,7
8	1	1	-3	2,24512	40,132	22,1
9	0	2	1	2,18521	41,281	1,2
10	2	0	2	2,11079	42,807	1,5
11	0	2	4	1,87462	48,524	32,1
12	1	0	7	1,83628	49,605	0,5
13	2	0	5	1,74171	52,497	0,9
14	1	1	-6	1,73123	52,839	41,9
15	1	2	-1	1,66040	55,281	0,6
16	0	1	8	1,64020	56,022	6,8
17	2	1	-2	1,62704	56,515	2,3
18	0	0	9	1,56986	58,771	0,1
19	1	2	-4	1,51123	61,290	23,6
20	0	2	7	1,49092	62,217	0,2
21	3	0	0	1,47455	62,986	23,2
22	2	1	-5	1,43896	64,731	0,3
23	0	3	3	1,40719	66,378	0,1
24	2	0	8	1,38011	67,855	1,8
25	1	0	10	1,34589	69,826	8,0
26	1	1	-9	1,33741	70,334	1,8
27	1	2	-7	1,28759	73,489	0,2
28	2	2	0	1,27700	74,200	4,7
29	3	0	6	1,24975	76,102	1,7
30	2	2	-3	1,23250	77,363	0,9
31	1	3	1	1,22230	78,131	0,1
32	2	1	-8	1,21418	78,754	2,6
33	3	1	2	1,20891	79,172	1,3
34	0	2	10	1,19068	80,623	3,9
35	0	0	12	1,17739	81,725	0,2
36	1	3	4	1,15898	83,309	5,4
37	2	2	-6	1,12256	86,660	5,0
38	2	0	11	1,11073	87,817	0,1
39	4	0	1	1,10254	88,639	0,1
40	0	4	2	1,09261	89,661	0,5

VIII. ThO₂

Date: 04/07/2022 Time: 09:28:20 File: 3Menit User: User

Name and formula

Reference code: 00-004-0556
 Mineral name: Thorianite, syn
 Compound name: Thorium Oxide
 Common name: thoria
 PDF index name: Thorium Oxide
 Empirical formula: O₂Th
 Chemical formula: ThO₂

Crystallographic parameters

Crystal system: Cubic
 Space group: Fm-3m
 Space group number: 225
 a (Å): 5,6000
 b (Å): 5,6000
 c (Å): 5,6000
 Alpha (°): 90,0000
 Beta (°): 90,0000
 Gamma (°): 90,0000
 Calculated density (g/cm³): 9,99
 Measured density (g/cm³): 9,70
 Volume of cell (10⁶ pm³): 175,62
 Z: 4,00
 RIR: -

Status, subfiles and quality

Status: Marked as deleted by ICDD
 Subfiles: Alloy, metal or intermetallic
 Common Phase
 Educational pattern
 Inorganic
 Mineral
 NBS pattern
 Quality: Star (S)

Comments

Color: Colorless
 Creation Date: 01/01/1970
 Modification Date: 01/01/1970
 Color: Colorless
 Sample Source or Locality: Sample obtained from Lindsay Light and Chemical Company and was stated to be 99.99% pure. Measured density given in *Dana's System of Mineralogy, 7th Ed., I 611*
 Opaque mineral optical data on specimen from India: R₃R% = 13.4, Disp. = Std. VHN₂₀₀ = 1150-1132
 Temperature of Data Collection: Pattern taken at 26 C
 Deleted Or Rejected By: Deleted by 42-1462, lower F₀₁; Bayliss 1/92.

1 Of 2

Date: 04/07/2022 Time: 09:28:20 File: 3Menit User: User

References

Primary reference: Swanson, Tatge., *Natl. Bur. Stand. (U.S.), Circ. 539, I, 57, (1953)*
 Other: *JMA Commission on Ore Microscopy QDF*

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta [deg]	I [%]
1	1	1	1	3,23400	27,559	100,0
2	2	0	0	2,80000	31,937	35,0
3	2	2	0	1,98000	45,790	58,0
4	3	1	1	1,68900	54,267	64,0
5	2	2	2	1,61600	56,936	11,0
6	4	0	0	1,40000	66,763	8,0
7	3	3	1	1,28400	73,729	26,0
8	4	2	0	1,25200	75,941	17,0
9	4	2	2	1,14320	84,724	20,0
10	5	1	1	1,07790	91,226	19,0
11	4	4	0	0,99000	102,170	6,0
12	5	3	1	0,94650	108,946	18,0
13	6	0	0	0,93330	111,248	8,0
14	6	2	0	0,88540	120,918	14,0
15	5	3	3	0,85400	128,842	9,0
16	6	2	2	0,84410	131,726	9,0

Date: 04/07/2022 Time: 09:30:13

File: 3Menit

User: User

Name and formula

Reference code: 00-001-1117
Mineral name: Tenorite
Compound name: Copper Oxide
PDF index name: Copper Oxide
Empirical formula: CuO
Chemical formula: CuO

Crystallographic parameters

Crystal system: Monoclinic
Space group: C2/c
Space group number: 15
a (Å): 4,6530
b (Å): 3,4100
c (Å): 5,1080
Alpha (°): 90,0000
Beta (°): 99,4800
Gamma (°): 90,0000
Measured density (g/cm³): 6,10
Volume of cell (10⁶ pm³): 79,94
Z: 4,00
RIR: -

Status, subfiles and quality

Status: Marked as deleted by ICDD
Subfiles: Alloy, metal or intermetallic
Inorganic
Mineral
Quality: Blank (B)

Comments

Color: Iron gray to black
Creation Date: 01/01/1970
Modification Date: 01/01/1970
Deleted Or Rejected By: Deleted by NBS
Color: Iron gray to black
Optical Data: B=2.63, 2V=70(15)°.

References

Primary reference: Hanawalt. et al., *Anal. Chem.*, **10**, 475, (1938)
Unit cell: *Dana's System of Mineralogy, 7th Ed.*

Peak list

1 Of 2

Date: 04/07/2022 Time: 09:30:13 File: 3Menit User: User

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	-1	1	1	2,51000	35,744	100,0
2	1	1	1	2,31000	38,958	100,0
3	-2	0	2	1,85000	49,212	20,0
4	0	2	0	1,70000	53,888	8,0
5	2	0	2	1,57000	58,765	8,0
6	-1	1	3	1,50000	61,799	15,0
7	0	2	2	1,41000	66,229	20,0
8	2	2	0	1,37000	68,425	20,0
9	3	1	1	1,30000	72,675	5,0
10	0	0	4	1,26000	75,374	10,0
11	-3	1	3	1,16000	83,219	5,0
12	-1	3	1	1,09000	89,934	3,0
13	0	2	4	1,01000	99,401	3,0
14	-1	1	5	0,98000	103,630	3,0
15	5	1	0	0,89000	119,881	3,0

X. CaTiO₃

Date: 04/07/2022 Time: 09:31:59 File: 3Menit User: User

Name and formula

Reference code: 00-040-0043
 Compound name: Calcium Titanium Oxide
 PDF index name: Calcium Titanium Oxide
 Empirical formula: CaO₃Ti
 Chemical formula: CaTiO₃

Crystallographic parameters

Crystal system: Hexagonal
 a (Å): 6,9340
 b (Å): 6,9340
 c (Å): 7,5070
 Alpha (°): 90,0000
 Beta (°): 90,0000
 Gamma (°): 120,0000

Volume of cell (10⁶ pm³): 312,58
 Z: 6,00

RIR: -

Status, subfiles and quality

Status: Diffraction data collected at non ambient pressure
 Subfiles: Corrosion
 Inorganic
 Quality: Blank (B)

Comments

Creation Date: 01/01/1970
 Modification Date: 01/01/1970
 Temperature of Data Collection: Taken at 15.4 GPa at room temperature. Form II.

References

Primary reference: Xiong, D., Ming, L., Manghnani, M., *Phys. Earth Planet. Inter.*, **43**, 244, (1986)

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1	1	1	0	3,44000	25,879	10,0
2	2	0	0	3,00000	29,757	30,0
3	0	0	3	2,49500	35,966	10,0
4	1	0	3	2,30300	39,081	70,0
5	2	1	1	2,17100	41,564	10,0
6	1	1	3	2,03600	44,462	100,0
7	3	0	0	1,99100	45,522	10,0
8	3	0	2	1,76600	51,721	80,0

1 Of 2

T0 3 3 4 T^51300 14^413 30^0
 8 4 0 3 T^38800 88^880 T0^0
 Date: 04/07/2022 Time: 09:31:28 File: 3Menit User: User

XI. Ca_2SiO_4

Date: 04/07/2022 Time: 09:32:42

File: 3Menit

User: User

Name and formula

Reference code: 00-001-1012
Compound name: Calcium Silicate Oxide
PDF index name: Calcium Silicate Oxide
Empirical formula: $\text{Ca}_2\text{O}_4\text{Si}$
Chemical formula: Ca_2SiO_4

Crystallographic parameters

Crystal system: Unknown

RIR: -

Status, subfiles and quality

Status: Marked as deleted by ICDD
Subfiles: Inorganic
Quality: Blank (B)

Comments

Creation Date: 01/01/1970
Modification Date: 01/01/1970
Deleted Or Rejected By: Delete: Berry Parcel of October 29, 1957.

References

Primary reference: Hanawalt, et al., *Anal. Chem.*, **10**, 475, (1938)

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
1				2,77000	32,292	100,0
2				2,62000	34,196	40,0
3				2,43000	36,963	16,0
4				2,28000	39,492	12,0
5				2,19000	41,187	50,0
6				2,03000	44,600	16,0
7				1,98000	45,790	32,0
8				1,90000	47,835	16,0
9				1,80000	50,674	12,0
10				1,70000	53,888	8,0
11				1,62000	56,783	16,0
12				1,52000	60,899	12,0
13				1,49000	62,260	12,0
14				1,37000	68,425	8,0
15				1,29000	73,330	4,0
16				1,25000	76,084	4,0
17				1,18000	81,506	4,0

1 of 2

Date: 04/07/2022 Time: 09:31:59

File: 3Menit

User: User

9	4	0	2	1,39600	66,980	10,0
10	2	2	4	1,27300	74,473	30,0

XII. FeTi₂O₅

Date: 04/07/2022 Time: 09:54:40

File: 5 menit

User: User

Name and formula

Reference code: 01-076-2372
 Compound name: Iron Titanium Oxide
 ICSD name: Iron Titanium Oxide
 Empirical formula: FeO₅Ti₂
 Chemical formula: FeTi₂O₅

Crystallographic parameters

Crystal system: Orthorhombic
 Space group: Cmcm
 Space group number: 63
 a (Å): 3,7560
 b (Å): 9,8120
 c (Å): 10,0930
 Alpha (°): 90,0000
 Beta (°): 90,0000
 Gamma (°): 90,0000
 Calculated density (g/cm³): 4,14
 Volume of cell (10⁶ pm³): 371,97
 Z: 4,00
 RIR: 2,18

Subfiles and Quality

Subfiles: Corrosion
 Inorganic
 Modelled additional pattern
 Quality: Calculated (C)

Comments

ICSD collection code: 037231
 Creation Date: 01/01/1970
 Modification Date: 01/01/1970
 ICSD Collection Code: 037231
 Test from ICSD: No R value given
 Temperature Factor: ITF.

References

Primary reference: *Calculated from ICSD using POWD-12++, (1997)*
 Structure: Mueller-Buschbaum, H., Waburg, M., *Monatsh. Chem.*, **114**, 21, (1983)

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta[deg]	I [%]
-----	---	---	---	-------	-------------	-------

1 Of 3

Date: 04/07/2022 Time: 09:32:42

File: 3Menit

User: User

18				1,13000	85,950	4,0
----	--	--	--	---------	--------	-----

XIII. Fe₂SiO₄

Date: 04/07/2022 Time: 09:32:42

File: 3Menit

User: User

Name and formula

Reference code: 00-001-1012
 Compound name: Calcium Silicate Oxide
 PDF index name: Calcium Silicate Oxide
 Empirical formula: Ca₂O₄Si
 Chemical formula: Ca₂SiO₄

Crystallographic parameters

Crystal system: Unknown

RIR: -

Status, subfiles and quality

Status: Marked as deleted by ICDD
 Subfiles: Inorganic
 Quality: Blank (B)

Comments

Creation Date: 01/01/1970
 Modification Date: 01/01/1970
 Deleted Or Rejected By: Delete: Berry Parcel of October 29, 1957.

References

Primary reference: Hanawalt, et al., *Anal. Chem.*, **10**, 475, (1938)

Peak list

No.	h	k	l	d [Å]	2Theta [deg]	I [%]
1				2,77000	32,292	100,0
2				2,62000	34,196	40,0
3				2,43000	36,963	16,0
4				2,28000	39,492	12,0
5				2,19000	41,187	50,0
6				2,03000	44,600	16,0
7				1,98000	45,790	32,0
8				1,90000	47,835	16,0
9				1,80000	50,674	12,0
10				1,70000	53,888	8,0
11				1,62000	56,783	16,0
12				1,52000	60,899	12,0
13				1,49000	62,260	12,0
14				1,37000	68,425	8,0
15				1,29000	73,330	4,0
16				1,25000	76,084	4,0
17				1,18000	81,506	4,0

1 Of 2

Date: 04/07/2022 Time: 09:32:42

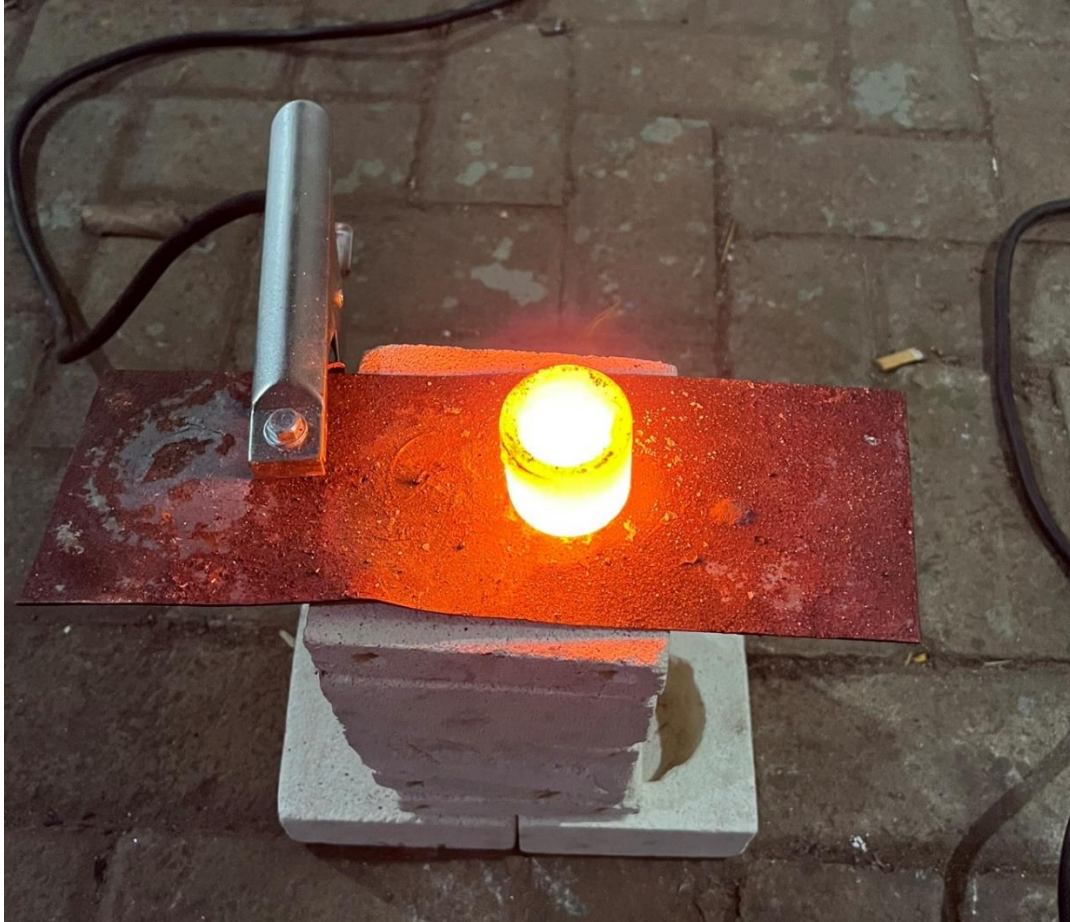
File: 3Menit

User: User

18				1,13000	85,950	4,0
----	--	--	--	---------	--------	-----

9. Dokumentasi Penelitian





UCAPAN TERIMA KASIH

Pada akhir buku tugas akhir ini penulis sadar bahwasanya terdapat elemen-elemen yang ikut membantu untuk menyelesaikan tugas akhir ini. Sebagai memori untuk Mereka yang senantiasa ikut berperan, memberikan dukungan, dan membantu dalam penelitian tugas akhir ini, penulis ingin mengucapkan terima kasih sebanyak-banyaknya kepada:

1. Allah SWT. atas rahmat, berkat, dan karunia-Nya penulis dapat menyelesaikan tugas akhir ini.
2. Kedua orang tua penulis yaitu Mulyadi dan Bahraini Hanim yang senantiasa memberikan dukungan berupa doa, semangat, dan materil, kedua adik penulis Raisya Mulan Aniswa dan Putri Narqis Annazari yang senantiasa memberikan doa dan semangat, Minek dan Nenek yang senantiasa berdoa dan memberikan semangat, serta seluruh keluarga besar penulis.
3. Teman berbagi cerita, batu, keliling Surabaya, ML, di TKP yaitu Wildan, Diaz, Khalis, dan Fatahillah.
4. Keluarga PMKTR yang senantiasa memberikan dukungan.
5. Seluruh dosen Departemen Teknik Material dan Metalurgi yang telah memberikan ilmu dan nasihat selama masa perkuliahan berlangsung.
6. Bapak Fakhreza Abdul dan bapak Sungging Pintowantoro yang telah membimbing dan memberikan ilmu baru untuk penulis sehingga dapat menyelesaikan tugas akhir ini.
7. Keluarga besar MT20 yang selalu ada menemani selama proses perkuliahan ini.
8. Raihan dan Akbar sebagai rekan penelitian tugas akhir yang saling membantu dalam pelaksanaan penelitian.
9. Anggota Laboratorium Pengolahan Mineral dan Material yang lain, yaitu Fadhlhan, Rachmat, Zafi, Ganang, Edrick, Yulindarika, dan Jojo yang selalu menemani dan memberikan dukungan ketika melaksanakan penelitian tugas akhir di laboratorium.
10. Grader Pengolahan Mineral dan Material dan praktikan penulis yang memberikan pengalaman baru.
11. MT17, MT18, dan MT19 yang banyak memberikan wejangan dan pembelajaran.
12. Serta semua pihak yang tidak bisa penulis sebutkan satu persatu.

Penulis mengucapkan banyak terima kasih kepada berbagai pihak yang telah memberikan bantuan dan dukungan serta memohon maaf apabila terdapat pihak – pihak yang belum dituliskan dalam halaman ini. Semoga kebaikan yang telah diberikan dibalas oleh Allah SWT.. Oleh karena itu, penulis senantiasa berdoa agar diberikan waktu dan kesempatan suatu saat nanti untuk bertemu. Akhir kata, semoga Tugas Akhir ini bermanfaat untuk pengembangan penelitian yang lebih lanjut.

Surabaya, 1 Juli 2022
Penulis

Azrial Syah Reza

(Halaman ini sengaja dikosongkan)

BIODATA PENULIS



Nama lengkap penulis adalah Azrial Syah Reza. Penulis merupakan anak pertama dari tiga bersaudara dari pasangan Bapak Mulyadi dan Ibu Bahraini Hanim. Dilahirkan di Karang Baru, Kabupaten Aceh Tamiang, Aceh pada tanggal 13 September 2000, Penulis telah menempuh pendidikan formal di SDN 2 Percontohan Karang Baru (2006-2012), SMPN 4 Percontohan Karang Baru (2012-2015), dan SMAN Modal Bangsa Aceh (2015-2018), kemudian melanjutkan studi sarjana di Departemen Teknik Material dan Metalurgi FTIRS-ITS, Surabaya, melalui jalur penerimaan mahasiswa baru SNMPTN pada tahun 2018. Selama menjalani masa perkuliahan, penulis aktif dalam kegiatan akademik sebagai Grader Pengolahan Mineral dan Material 2021/2022. Selain itu penulis juga aktif dalam organisasi yang berhubungan dengan jurusan yaitu IMAC (ITS *Material Advance* Chapter). Penulis juga turut aktif dalam kegiatan non-akademik sebagai Kabiro Akademik

Departemen Kesejahteraan Mahasiswa HMMT FTI-ITS 2021 dan Staf Departemen Kesejahteraan Mahasiswa HMMT FTI-ITS 2019/2020. Sebagai persiapan dan pengalaman dalam bekerja, penulis melaksanakan kerja praktik selama 6 minggu di PT. Rexic Persada Utama Surabaya. Sementara itu, untuk menyelesaikan studi sarjana, penulis melakukan penelitian tugas akhir dalam bidang keprofesian Metalurgi Ekstraksi dengan judul “Analisis Pengaruh Variasi Waktu Dalam Proses Smelting Pasir Monasit Menggunakan *Electric Arc Furnace* Terhadap Komposisi Senyawa dan *Grade ThO₂*”. Apabila terdapat hal yang ingin ditanyakan atau didiskusikan, penulis dapat dihubungi melalui alamat email: azrialsyahreza25@gmail.com, dan profil *linkedin*: [linkedin.com/in/azrialsyahreza/](https://www.linkedin.com/in/azrialsyahreza/).

(Halaman ini sengaja dikosongkan)