



Faculdade de Engenharia
Departamento de Engenharia Química
Licenciatura em Engenharia Química
Relatório de Estágio Profissional

**OPTIMIZAÇÃO DA RECUPERAÇÃO DA CIANITA E ESTAUIROLITA NA CORRENTE
DE REJEITOS DO CIRCUITO HÚMIDO NÃO MAGNÉTICO DA KENMARE**

Autor:

Naeem Sualehe Issufo

Supervisor:

Prof^o. Doutor António José Cumbane, Eng^o

Maputo, Setembro de 2025



Faculdade de Engenharia
Departamento de Engenharia Química
Licenciatura em Engenharia Química
Relatório de Estágio Profissional

**OPTIMIZAÇÃO DA RECUPERAÇÃO DA CIANITA E ESTAUROLITA NA CORRENTE
DE REJEITOS DO CIRCUITO HÚMIDO NÃO MAGNÉTICO DA KENMARE**

Autor:

Naeem Sualehe Issufo

Supervisor:

Prof^o. Doutor António José Cumbane, Eng^o

Maputo, Setembro de 2025



FACULDADE DE ENGENHARIA

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA QUÍMICA

TERMO DE ENTREGA DE RELATÓRIO DO TRABALHO DE LICENCIATURA

Declaro que o estudante **Naeem Sualehe Issufo** entregou no dia ____/____/2025 as ____ cópias do relatório do seu Trabalho de Licenciatura com a referência: _____, intitulado: **Optimização da recuperação da cianita e estaurolita na corrente de rejeitos do circuito húmido não magnético da Kenmare.**

Maputo, ____ de _____ de 2025

Chefe da Secretaria

DECLARAÇÃO DE HONRA

Eu, Naeem Sualehe Issufo, na qualidade de autor, declaro solenemente que o presente relatório de estágio profissional constitui o resultado do trabalho por mim realizado durante o período de estágio na empresa Kenmare. Atesto que o conteúdo deste documento é original, não tendo sido previamente submetido para a avaliação ou obtenção de qualquer grau académico noutra instituição. Garanto, ademais, que todas as fontes de informação consultadas, incluindo ideias, conceitos e excertos de outros autores, foram devidamente creditadas e referenciadas.

Maputo, ____ de _____ de 2025

Autor

(Naeem Sualehe Issufo)

Supervisor

(Prof. Doutor António José Cumbane, Eng^o)

Chefe do Departamento

(Prof. Doutor Clemêncio Nhantumbo, Eng^o)

Dedicatória

Para minha mãe, Júlia Mateus, por cada sacrifício silencioso e por cada palavra de encorajamento
que iluminaram os meus dias, a minha eterna gratidão.

E para aqueles que me observam de um lugar além do tempo: a minha avó, Isalina Mulungu, e o
meu tio, Mustafa Selemene. Embora não estejam fisicamente presentes para partilhar esta alegria,
sinto a vossa influência e carinho em cada desafio superado. As vossas lições de vida, sabedoria e
o amor que deixaram são um legado eterno que me guia e fortalece. Que esta pequena vitória
possa honrar as vossas vidas.

Agradecimentos

Em primeiro lugar, à minha mãe, Júlia Mateus. As palavras são insuficientes para agradecer por cada sacrifício, pela fé inabalável nas minhas capacidades. Esta conquista é, em grande parte, fruto da sua dedicação. Um agradecimento especial à minha irmã, Nassila Salé, que, apesar de todas as provocações, sempre me ofereceu o seu apoio e me lembrou da importância de sorrir, mesmo nos momentos de maior pressão. A toda a minha família, agradeço pelo suporte constante e por celebrarem cada pequena vitória como se fosse sua.

Agradecer ao Professor Doutor António José Cumbane, da Universidade Eduardo Mondlane, agradeço pela orientação rigorosa, pela sabedoria partilhada, pela confiança e pela apreciável supervisão para a realização do presente trabalho. A sua mestria foi fundamental para a qualidade técnica e científica deste trabalho.

Sou imensamente grato à Kenmare pela oportunidade de estágio, uma experiência que enriqueceu profundamente os meus conhecimentos. Agradeço de forma particular aos meus mentores, António Matsinhe e Simon Blancher, cuja orientação paciente e exigente foi crucial para a minha formação. Agradeço também o apoio indispensável de Douglas Parrique, Mário Coana, Lilé Ndzevo, Nércia Inguane e de Saide Mussa, que partilharam o seu tempo e reforçaram a minha confiança, e de toda a equipa de Geometalurgia — Valéria, Santos, Lino e Amiya — pelo acolhimento e pela colaboração excepcional.

Um agradecimento especial à minha namorada, Lara Gomes, pelo amor e pela compreensão. A sua paciência durante as longas horas de estudo e trabalho, e o seu apoio nos momentos de maior cansaço, foram um bálsamo essencial para que eu pudesse chegar até aqui.

Aos meus colegas de turma, que partilharam comigo esta longa e, por vezes, árdua caminhada, o meu muito obrigado. As sessões de estudo, as dúvidas partilhadas que tornaram todo o processo mais leve e enriquecedor. De forma especial, gostaria de agradecer ao Filipe Sabela, Yune Matsinhe, Stélio Timana, Anilda Madeira, Laquiasse Chicuinha e Cufasse Siteo, pela amizade, pelo companheirismo e por todo o apoio que sempre me ofereceram.

A todos, o meu sincero muito obrigado.

Epígrafe

”Nenhum homem pode banhar-se duas vezes no mesmo rio, pois na segunda vez não será o mesmo rio, e ele não será o mesmo homem.”

Heráclito de Efeso

Resumo

O presente trabalho, desenvolvido no âmbito do estágio profissional da Licenciatura em Engenharia Química na Universidade Eduardo Mondlane, teve como objectivo otimizar a recuperação de cianita e estaurolita a partir da corrente de rejeitos do circuito húmido não magnético da empresa Kenmare. Estes minerais, com alto valor industrial, são actualmente descartados em grandes quantidades, apesar da sua relevância para os sectores de refractários e abrasivos. Para tal, foram aplicadas técnicas sequenciais de separação gravítica, magnética e electrostática, baseadas nas distintas propriedades físicas dos minerais. A análise química foi realizada por fluorescência de raios X (FRX), e os teores dos minerais de interesse foram estimados a partir da concentração de óxido de alumínio (Al_2O_3).

Os resultados demonstraram que a recuperação da cianita foi insatisfatória, atingindo um teor final estimado de apenas 13.54%, valor significativamente abaixo da meta de 55% para viabilidade económica. Em contrapartida, o processo de recuperação da estaurolita mostrou-se altamente promissor. O fluxograma otimizado permitiu obter concentrados com um teor de estaurolita estimados em 87.2% (primeira separação electrostática) e 94% (segunda separação electrostática). É importante notar que este valor, derivado do teor de Al_2O_3 , representa uma estimativa que necessita de validação por métodos mineralógicos directos, como a microscopia eletrónica de varredura (MEV) ou a difracção de raios X (DRX). Ainda assim, este resultado indica um forte potencial para atingir a faixa de pureza comercialmente desejada (82-85%), transformando um resíduo num produto de valor. O estudo conclui que, embora a recuperação da cianita seja inviável com o método proposto, a recuperação da estaurolita é tecnicamente viável e justifica a reorientação dos esforços para a sua concentração.

Palavras-chave: Cianita; Estaurolita; Areias pesadas; Separação; Recuperação mineral; Kenmare.

Abstract

This study, conducted as part of the professional internship for the Bachelor's degree in Chemical Engineering at Eduardo Mondlane University, aimed to optimize the recovery of kyanite and staurolite from the non-magnetic wet tailings stream at Kenmare. These minerals, which have high industrial value, are currently discarded in large quantities despite their relevance to the refractory and abrasive sectors. Sequential gravity, magnetic, and electrostatic separation techniques were applied, based on the distinct physical properties of the minerals. Chemical analysis was performed using X-ray fluorescence (XRF), and the grades of the target minerals were estimated based on aluminum oxide (Al_2O_3) content.

The results showed that kyanite recovery was unsatisfactory, reaching an estimated final grade of only 13.54%, which is significantly below the 55% threshold required for economic viability. In contrast, staurolite recovery proved highly promising. The optimized flowsheet yielded concentrates with estimated staurolite grades of 87.2% (first electrostatic separation) and 94% (second electrostatic separation). It is important to note that these values, derived from Al_2O_3 content, represent estimates that require validation through direct mineralogical methods such as scanning electron microscopy (SEM) or X-ray diffraction (XRD). Nonetheless, these results indicate strong potential to achieve the commercially desirable purity range (82–85%), transforming a waste stream into a valuable product. The study concludes that while kyanite recovery is unfeasible with the proposed method, staurolite recovery is technically viable and warrants further efforts toward its concentration.

Keywords: Kyanite; Staurolite; Heavy mineral sands; Separation; Mineral recovery; Kenmare.

Lista de Figuras

1	Cristais de cianita azul em matriz branca, exibindo sua forma alongada e estrutura característica.	6
2	Cristal da estaurolita.	8
3	Cristal de Ilmenite.	9
4	Cristal de Rutilo.	10
5	Cristal de Zircão.	11
6	Facilidade de separação pelo critério de concentração.	13
7	Mesa vibratória e a sua constituição	13
8	Classificador de corrente ascendente.	15
9	Indução magnética para diferentes espécies mineralógica.	16
10	Mecanismo de separação do separador magnético de rolo induzido.	18
11	Dependência da condutividade eléctrica com a temperatura.	20
12	Produção da Kenmare para o ano de 2025.	21
13	Diagrama de fluxo da Kenmare.	22
14	Ponto de colecta de amostra.	23
15	Estufa do laboratório da Kenmare.	23
16	Divisor rotativo	24
17	Fluxograma utilizado para a recuperação da cianita e da estaurolita.	25
18	Mesa vibratória	26
19	Classificador de corrente ascendente.	26
20	Rolo induzido de separação magnética.	27
21	Rolo de alta tensão utilizado.	27
22	<i>Hot plate</i> e termómetro utilizado	27
23	Curva de libertação no primeiro estágio da mesa vibratória.	29
24	Curva de libertação no segundo estágio da mesa vibratória.	30
25	Relação das massas das correntes de saída do classificador ascendente de corrente com a pressão exercida.	31
26	Composição de sílica e óxido de alumínio no <i>underflow</i> de diferentes testes.	32
27	Curva de libertação da recuperação do óxido de alumínio proveniente da corrente de concentrado do segundo estágio da mesa vibratória.	33

28	Curva de libertação da recuperação proveniente da corrente do terceiro estágio de separação gravítica.	34
29	Curva de libertação da recuperação dos óxidos de alumínio e titânio (IV) proveniente da corrente magnética da primeira separação magnética.	35
30	Curva de libertação da recuperação dos óxidos de alumínio e titânio (IV) proveniente da corrente magnética da segunda separação electrostática.	36
31	Curva de libertação da recuperação dos óxidos de alumínio e titânio (IV) proveniente da corrente na magnética da terceira separação electrostática.	37
32	Fluxograma optimizado para a recuperação da estauroлита.	38

Lista de Tabelas

- | | | |
|---|--|----|
| 1 | Teor de óxidos presentes em cada fracção da separação magnética. | 28 |
|---|--|----|

Índice

Resumo	iv
Abstract	v
Lista de Figuras	vi
Lista de Tabelas	viii
1 Introdução	1
1.1 Objectivos	1
1.1.1 Objectivo Geral	1
1.1.2 Objectivos Específicos	2
1.2 Justificativa	2
1.3 Metodologia	2
1.3.1 Revisão Bibliográfica	2
1.3.2 Exposição ao Campo	3
1.3.3 Parte Experimental	3
1.3.4 Tratamento de Dados	3
1.3.5 Compilação do Relatório	3
1.3.6 Limitações Durante o Trabalho	4
2 Revisão Bibliográfica	5
2.1 Areias Pesadas	5
2.1.1 Areias Pesadas em Moçambique	5
2.1.2 Caracterização de Alguns Minerais Pesados	5
2.1.2.1 Cianita	5
2.1.2.2 Estauroлита	7
2.1.2.3 Ilmenite	8
2.1.2.4 Rutilo	9
2.1.2.5 Zircão	10
2.2 Métodos de Concentração Mineral	11
2.2.1 Separação Gravítica	12
2.2.1.1 Mesa Vibratória	13

2.2.1.2	Classificador de Corrente Ascendente	15
2.2.2	Separação Magnética	15
2.2.2.1	Separador Magnético de Rolo Induzido	17
2.2.3	Separação Electrostática	18
3	Parte Experimental	21
3.1	Área de Estudo	21
3.1.1	Descrição do Processo de Separação da Kenmare	22
3.2	Amostragem	22
3.2.1	Colecta da Amostra	22
3.2.2	Secagem	23
3.2.3	Homogeneização da Amostra	24
3.3	Caracterização da Amostra	24
3.4	Concentração da Cianita e da Estaurolita	25
3.4.1	Separação Gravítica	25
3.4.2	Separação Magnética	26
3.4.3	Separação Electrostática	27
4	Resultados e Discussões	28
4.1	Caracterização da Amostra	28
4.2	Recuperação da Cianita e da Estaurolita	28
4.2.1	Separação Gravítica	28
4.2.1.1	Mesa Vibratória	28
4.2.1.2	Classificador de Corrente Ascendente	30
4.2.2	Separação Magnética	32
4.2.2.1	Primeira Separação Magnética	32
4.2.2.2	Segunda Separação Magnética	33
4.2.3	Separação Electrostática	34
4.2.3.1	Primeira Separação Electrostática	34
4.2.3.2	Segunda Separação Electrostática	36
4.2.3.3	Terceira Separação Electrostática	37
4.3	Fluxograma Recomendado	37
5	Conclusões e Recomendações	39

5.1	Conclusões	39
5.2	Recomendações	40
	Referências Bibliográficas	41
A	Apêndice A: Dados Referentes aos Estágios de Separação Gravítica	44
B	Apêndice B: Dados Referentes aos Estágios de Separação Magnética	45
C	Apêndice C: Dados Referentes aos Estágios de Separação Electrostática	46

1 Introdução

A recuperação de minerais industriais é um processo essencial para a maximização do aproveitamento de recursos naturais e a redução de desperdícios em processos de beneficiamento mineral. Entre esses minerais, a cianita e a estaurolita possuem grande importância económica e industrial, sendo amplamente utilizadas na produção de materiais refratários e abrasivos devido às suas propriedades físicas e químicas únicas.

Moçambique é um país rico em recursos minerais, tais como o ouro em Manica, carvão mineral em Tete, as areias pesadas de Nampula e de Gaza e o gás em Cabo Delgado, por ser um país rico supõe-se que a exploração destes recursos irá contribuir positivamente para o crescimento económico, isto pode-se constatar pelos megaprojectos de mineração. Um exemplo é a empresa Kenmare Moma Resources, localizada no distrito de Moma, na província de Nampula, que se dedica à extracção, separação exportação de minerais pesados, tais como a ilmenite (FeTiO_3), o rutilo (TiO_2) e o zircão (ZrSiO_4), sendo o maior produto da empresa a ilmenite.

O presente trabalho surge no âmbito da realização da disciplina de Estágio Profissional, do curso de Engenharia Química, oferecido pela Universidade Eduardo Mondlane, resultante de uma pesquisa realizada na mineradora Kenmare Resources, com vista a recuperar a cianita e a estaurolita, que actualmente são rejeitos da unidade de separação desta mesma empresa, concretamente no circuito húmido não magnético, onde neste circuito cerca de 44.1% de cianita é descartado, junto de 62% da estaurolita. Para isso, serão abordadas as características dos minerais, os princípios das técnicas de separação empregadas e a avaliação dos resultados obtidos.

Espera-se que este estudo contribua para a optimização dos processos de recuperação, possibilitando um melhor aproveitamento dos minerais e a redução de perdas na unidade de separação da Kenmare.

1.1 Objectivos

1.1.1 Objectivo Geral

Melhorar estudos passados virados a recuperação da cianita e da estaurolita na corrente de rejeito do circuito húmido não magnético.

1.1.2 Objectivos Específicos

1. Identificar as características da amostra em estudo;
2. Optimizar os parâmetros operacionais e os processos de separação recomendados em estudos anteriores;
3. Desenvolver e propor o fluxograma do processo optimizado.

1.2 Justificativa

O circuito húmido não magnético desenvolve um papel muito importante na concentração de minerais com baixa resposta magnética ou sem nenhuma resposta magnética através da concentração gravítica. Este circuito tem como objectivo remover a sílica livre e aluminossilicatos, porém, durante a remoção dos mesmos alguns minerais valiosos são rejeitados, tais como, ilmenite, zircão e rutilo.

Actualmente para a Kenmare, todo material proveniente da corrente de rejeito não possui um valor económico, sendo assim descartado. Análises realizadas em 2022 mostraram que cerca de 44.3% de cianita e 62% estaurolita são anualmente rejeitadas no circuito húmido não magnético (Blancher & Weeks, [2023](#)).

Estudos anteriores tentaram recuperar cianita e a estaurolita, porém, o teor encontrado foi abaixo do nível desejado, sendo que fora encontrado 67% da estaurolita enquanto o desejado está entre 82-85% e para cianita foi encontrado 23.7% enquanto o desejado é 55%. Essas discrepâncias sugerem uma oportunidade para optimização nos métodos empregues para concentrar e separar esses minerais. A recuperação destes minerais pode aumentar a receita da empresa.

1.3 Metodologia

O presente trabalho cumpriu com a seguinte metodologia: revisão bibliográfica, exposição ao campo, parte experimental, tratamento de dados e compilação do relatório final.

1.3.1 Revisão Bibliográfica

Para a realização deste estudo, foi adoptada uma metodologia que incluiu uma ampla revisão bibliográfica. Esta revisão englobou a análise de artigos científicos disponíveis em bases

online, dissertações de mestrado e literatura, contemplando tanto os princípios fundamentais dos equipamentos utilizados em separação mineral quanto as técnicas metalúrgicas para beneficiamento de minérios.

1.3.2 Exposição ao Campo

O trabalho de campo decorreu em Nampula, no distrito de Moma, junto à *Kenmare Resources*. Nas duas primeiras semanas do estágio, foi realizado um acompanhamento no Departamento de Metalurgia, que incluiu visitas técnicas aos diferentes circuitos da planta de separação mineral, nomeadamente o WNMC, o WHIMS e o DNMC. Após esse período inicial, o estágio prosseguiu no Departamento de Geometalurgia, onde foram desenvolvidas as actividades experimentais em laboratório.

1.3.3 Parte Experimental

A fase experimental deste estudo decorreu ao longo de dois meses e incluiu as seguintes etapas: familiarização com os equipamentos disponíveis em laboratório, assegurando a compreensão completa do seu funcionamento e operação; execução das experiências planeadas, seguindo o protocolo definido para o estudo e submissão das amostras para análise por fluorescência de raios X (FRX), a fim de determinar a sua composição química e avaliar a qualidade dos concentrados obtidos.

1.3.4 Tratamento de Dados

Esta etapa consistiu no tratamento, análise, interpretação e discussão dos dados obtidos a partir das experiências laboratoriais. Foram utilizadas tabelas e gráficos elaborados no Excel para organizar e apresentar os resultados experimentais, facilitando a visualização e compreensão das tendências observadas.

1.3.5 Compilação do Relatório

Após a realização das experiências e sua devida discussão, procedeu-se para a compilação de toda informação relevante para a presente pesquisa, que consistiu na justificativa da realização deste trabalho, a revisão de literatura, a parte experimental, a apresentação e discussão dos resultados.

1.3.6 Limitações Durante o Trabalho

Durante a realização do trabalho experimental, houve limitações que impactaram o cronograma previsto. A planta de separação mineral sofreu interrupções o que comprometeu a colecta da amostra, e também o amostrador apresentou problemas o que levou um atraso de 1 semana no cronograma de actividade. Adicionalmente, o equipamento de fluorescência de raios X (FRX) do laboratório apresentou uma avaria que o deixou fora de operação por aproximadamente duas semanas, e o equipamento disponível priorizava amostras provenientes da planta de separação mineral e do departamento de geometurgia, o que resultou em alguns testes feitos com base em análises visuais.

2 Revisão Bibliográfica

2.1 Areias Pesadas

Areias pesadas são tipos de depósitos minerais que contêm minerais pesados valiosos, frequentemente incluindo minerais com titânio, como zircão, granada e sillimanita. A composição desses minerais económicos é determinada pelas rochas-mãe que originaram as areias minerais. Esses depósitos se formam, em sua maioria, em ambientes de praia por meio da concentração dos grãos minerais, influenciada pela sua alta densidade. A exploração dessas areias minerais tem se intensificado nos últimos anos, impulsionada pelo crescente uso e demanda por óxidos de titânio, metais e ligas metálicas (Sripriya & Murty, [2023](#)).

Areias pesadas são formadas por minerais com densidade maior que a do quartzo, que é o mineral de solo mais comum, com 2.65 g/cm^3 . Minerais cuja densidade é inferior à dos minerais pesados, como mica, dolomita, aragonite, anidrita, magnesite e o próprio quartzo, são classificados como minerais leves (Ndzevo, [2024](#)).

2.1.1 Areias Pesadas em Moçambique

Moçambique tem-se destacado como um país em crescimento no sector da indústria extrativa, impulsionado pelo aumento do investimento directo estrangeiro que tem favorecido tanto megaprojetos quanto iniciativas de média e pequena escala. Um dos exemplos mais visíveis desse dinamismo é a exploração de areias pesadas ao longo das suas praias, com elevado potencial económico para a produção de minerais industriais como rutilo, ilmenite e zircão (Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR) et al., [2018](#); Cumaio, [2023](#)).

No que concerne as areias pesadas, a mina de Moma, localizada na província de Nampula, é um dos maiores depósitos de minerais de titânio do mundo, contendo mais de 6.3 mil milhões de toneladas de recursos minerais extraídos pela empresa Irlandesa Kenmare *Resources* (Diário Económico, [2022](#)).

2.1.2 Caracterização de Alguns Minerais Pesados

2.1.2.1 Cianita

Segundo Klein e Hurlbut (1999) citados por Oliveira ([2008](#)), a cianita é um nesossilicato

pertencente ao sistema triclinico e faz parte do grupo dos aluminossilicatos, cuja fórmula geral é Al_2SiO_5 . A cianita costuma ocorrer na forma de cristais laminados e recebeu seu nome a partir do termo grego “*kuanos*”, que significa azul, em referência à tonalidade azulada que é a mais frequente nesse mineral, como mostra a figura 1 (Geology Science, 2023).



Figura 1: Cristais de cianita azul em matriz branca, exibindo sua forma alongada e estrutura característica (The Editors of Encyclopaedia Britannica, 2023).

A cianita forma-se e ocorre principalmente em função de processos geológicos relacionados ao metamorfismo regional, sendo comumente encontrada em rochas metamórficas (Oliveira, 2008). Ela possui dois polimorfos: a andaluzita e a silimanita. A cianita é o polimorfo mais estável em condições de alta pressão, enquanto a andaluzita apresenta maior estabilidade em baixas pressões e temperaturas. Já a silimanita é mais estável em ambientes de alta temperatura e baixa pressão (Whitney, 2002).

A cianita é um material com estrutura cristalina triclinica que apresenta propriedades anisotrópica, na escala de Mohr ela apresenta dureza 5 - 5.5 paralela a direcção [001] e 7 paralela a direcção [100]. A cianita é um material não magnético e não condutor, apresenta uma gravidade específica de 3.53 - 3.67 e uma coloração que varia de cinza clara, branca, azul, raramente verde, rosa, amarela, laranja, vermelho a preto. Na sua composição conta com cerca de 63% de Al_2SiO_3 e 23% de SiO_2 (Geology Science, 2023; of Mineralogy, 2001; Oliveira, 2008).

Segundo MacDonald (1992) citado por Oliveira (2008), cerca de 95% da produção mundial de cianita é destinada às indústrias de refratários, sendo que 60% dessa quantidade é utilizada na

fundição e no processamento de metais ferrosos, 20% em metais não ferrosos e 15% na fabricação de vidros e cerâmicas. A cianita também é utilizada como mineral indicador em estudos geológicos, permitindo que os geólogos obtenham informações sobre a história geológica e as condições ambientais da região em que é encontrada. Sua presença nas rochas metamórficas pode fornecer dados sobre as temperaturas e pressões em que essas rochas se formaram.

2.1.2.2 Estaurolita

A estaurolita normalmente se forma em ambientes metamórficos como resultado da transformação de rochas pré-existentes sob altas temperaturas e pressões, ela é comumente encontrada em uma variedade de rochas metamórficas, incluindo xistos, gnaisses e micaxistos. Também pode ocorrer em quartzito e outros tipos de rochas que sofreram alterações metamórficas significativas (Ciência, 2024).

De acordo com Dana (1978) citado por Rodrigues (2011), a estaurolita é um silicato de alumínio e ferro ferroso $\text{Fe}_2\text{Al}_9\text{O}_7(\text{SiO}_4)_4(\text{OH})$, sendo muitas vezes constituída de outras impurezas. Etimologicamente o nome "estaurolita" tem origem nas palavras gregas "*stauros*" (cruz) e "*lithos*" (pedra), uma referência à forma cruciforme característica de alguns de seus cristais, como mostrado na figura 2. Essa aparência singular tornou a estaurolita um mineral bastante apreciado por colecionadores e entusiastas de gemas (Ciência, 2024).

A estaurolita apresenta coloração que varia do castanho-avermelhado ao preto-acastanhado. Quando pura, é translúcida e possui brilho que vai do resinoso ao vítreo; porém, na presença de impurezas, torna-se opaca ou com aspecto terroso. Sua densidade fica entre 3.65 e 3.75, possui dureza 7 na escala de Mohs. O sistema cristalino deste mineral é monoclinico e pode ser também pseudo-ortorrômbico (Rodrigues, 2011). A estaurolita possui propriedades magnéticas e não exibe propriedades elétricas.

A estaurolita possui diversas aplicações devido às suas propriedades físicas e estéticas. É amplamente utilizada como material abrasivo em lixas, rebolos e jateamento, sendo eficaz na remoção de ferrugem, tinta e incrustações, graças à sua dureza e durabilidade. Na indústria de fundição, é empregada em areias de moldes devido ao seu alto ponto de fusão e estabilidade térmica, contribuindo para maior resistência ao choque térmico e estabilidade dimensional. Seu hábito cristalino em forma de cruz o torna um mineral apreciado por colecionadores, sendo utilizada



Figura 2: Cristal da estaurolita (Ciência, 2024).

também em decoração e joalheria. Em estudos geológicos, a estaurolita é um importante mineral indicador em rochas metamórficas, ajudando a interpretar as condições de temperatura e pressão durante o metamorfismo regional (Ciência, 2024).

2.1.2.3 Ilmenite

Segundo Minerals Zone (2006) citado por Ferreira (2006), o nome ilmenita tem origem no local onde foi descoberta: o lago Ilmen, situado nas Montanhas Ilmen, na região sul da cadeia montanhosa dos Urais, na Rússia. Desde então, a ilmenita passou a ganhar importância econômica por ser uma fonte significativa de titânio. Inicialmente, o titânio era pouco utilizado como metal, e suas aplicações ainda eram desconhecidas. Somente a partir de 1946 começou a produção comercial do metal de titânio. Antes desse período, era visto apenas como uma “curiosidade de laboratório”.

Para Emery e Noakes (1968) citados por Nhantumbo (2024), a ilmenite é um mineral pesado que contém dióxido de titânio (TiO_2) na forma de FeTiO_3 , de ocorrência natural. Sua composição química teórica é de aproximadamente 52.7% de TiO_2 e 47.3% de FeO . No entanto, essas proporções podem variar, uma vez que elementos como ferro trivalente (Fe^{3+}), magnésio (Mg) e manganês (Mn) podem substituir parcialmente os componentes em sua estrutura cristalina.

A ilmenite cristaliza no sistema trigonal e apresenta densidade específica, variando entre 4.7 e 4.79, além de dureza moderada, entre 5 e 6 na escala de Mohs. Trata-se de um mineral opaco, de coloração preta, como mostra a figura 3, e é considerado uma importante fonte de titânio. Entre suas propriedades diagnósticas, destacam-se o brilho metálico a submetálico, a densidade elevada e o leve magnetismo. Seus cristais costumam apresentar formas maciças e romboédricas (Jalo, 2018). Além disso, a ilmenite também comporta-se como condutor.

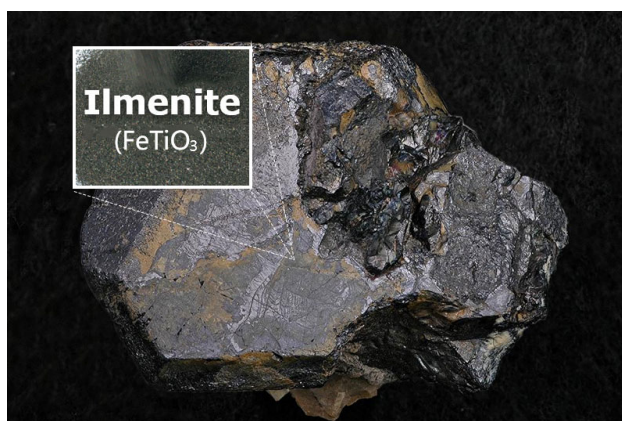


Figura 3: Cristal de Ilmenite (Machinery, 2023).

Segundo Elsner (2010) citado por Ndzevo (2024), a ilmenite encontra seu principal uso na fabricação de pigmento de óxido de titânio, onde este é utilizado em vernizes, tintas de impressão, plásticos, borracha, fibras artificiais, papel, vidro, esmalte e cerâmica.

2.1.2.4 Rutilo

O rutilo é um mineral constituído predominantemente por dióxido de titânio (TiO_2). É uma das principais fontes de titânio, ao lado da ilmenita e do leucoxênio. Esse mineral ocorre com frequência em rochas ígneas, metamórficas e em determinados tipos de rochas sedimentares (Geology Science, 2024a).

Etimologicamente o nome “rutilo” é derivado da palavra latina “*rutilus*”, que significa “avermelhado”. Isso porque o rutilo pode ocorrer em várias cores, incluindo castanho-avermelhado, preto, amarelo e dourado, como ilustrado na figura 4, dependendo das impurezas presentes no mineral. A estrutura cristalina do rutilo é tetragonal, com cristais prismáticos alongados que muitas vezes são estriados (Geology Science, 2024a).



Figura 4: Cristal de Rutilo (Geology Science, [2024a](#)).

De acordo com Elsner (2010) citado por Ndzevo ([2024](#)), o rutilo possui uma densidade específica de 4.2 e dureza entre 6 e 6.5 na escala de Mohs. O rutilo é não magnético e exibe propriedade electrostática condutora.

De acordo com Geology Science ([2024a](#)), o rutilo possui diversas aplicações industriais devido ao seu alto índice de refração e forte resistência ao calor e à corrosão química. Um de seus principais usos é como pigmento em tintas, plásticos, cerâmicas e outros materiais. O rutilo também é usado como fonte de titânio metálico, que possui uma ampla gama de aplicações em indústrias como aeroespacial, automotiva, eletrônica e de dispositivos médicos.

2.1.2.5 Zircão

É um nesossilicato de formula química ZrSiO_4 , que constitui um mineral acessório comum nas rochas ígneas, particularmente em granitos, granodioritos e sienitos, podendo também ocorrer em rochas metamórficas (Nhantumbo, [2024](#)). O zircão geralmente contém pequenas quantidades de háfnio, tório, ítrio, ferro ou urânio, sendo, por isso, ligeiramente radioativo. Ele cristaliza no sistema cristalino tetragonal, possui dureza entre 7 e 8 na escala de Mohs, clivagem incompleta e densidade relativa de aproximadamente 4.7. O zircão apresenta alta resistência ao intemperismo. Sua cor natural pode variar entre incolor, dourado-amarelado, vermelho, castanho, azul e verde. Embora seja um mineral amplamente distribuído, normalmente ocorre em pequenas quantidades (Haldar & Josip, [2014](#)). Além disso, o zircão, não possui propriedades magnéticas assim como condutoras, o zircão é mostrado na figura 5.



Figura 5: Cristal de Zircão (Geology Science, [2024b](#)).

Segundo Kenmare (2022) citado por Ndzevo ([2024](#)), o zircão é amplamente utilizado pelas indústrias de fundição e refratários devido às suas propriedades de resistência a altas temperaturas, à corrosão e ao choque térmico, o que o torna ideal para essas aplicações. Além disso, o zircônio vem ganhando espaço em um número crescente de usos na indústria química, destacando-se nas formas fundida e química.

2.2 Métodos de Concentração Mineral

O processamento mineral é composto, fundamentalmente, por duas etapas principais. A primeira consiste na redução de tamanho das partículas, visando à liberação dos grãos do mineral de interesse dos minerais de ganga. A segunda etapa envolve a separação física entre as partículas liberadas, com o objetivo de concentrar o mineral valioso em uma fracção enriquecida, denominada concentrado, enquanto a fracção remanescente, constituída majoritariamente por ganga, é destinada aos rejeitos (ou *tailings*) (Wills, [2016](#)).

Segundo Wills ([2016](#)), depois das partículas dos minerais serem libertadas, elas devem ser separadas das partículas de ganga, e isto é feito usando as suas propriedades físicas. As técnicas de separação físicas para a concentração de minério são:

- Separação por tamanho;

- Separação gravítica;
- Flotação;
- Separação magnética;
- Separação electrostática.

2.2.1 Separação Gravítica

Os métodos de concentração gravitacional separam minerais de diferentes gravidades específicas com base no movimento relativo desses minerais em resposta à gravidade e a uma ou mais forças. Essas forças adicionais geralmente correspondem à resistência ao movimento proporcionada por um fluido viscoso, como água ou ar (Wills, 2016).

Segundo Napier-Munn (2006) citado por Ndzevo (2024), a eficiência dos processos gravitacionais melhora à medida que o tamanho das partículas aumenta, sendo necessário que estas sejam grandes o suficiente para se moverem conforme a lei de Newton. Partículas muito pequenas, cujo movimento é amplamente influenciado pela fricção superficial, têm um desempenho inferior nos métodos gravitacionais de alta capacidade.

Wills (2016) afirmam que, para uma separação eficaz, é essencial que exista uma diferença de densidade significativa entre o mineral e a ganga. O tipo de separação viável pode ser estimado a partir do critério de concentração, $\Delta\rho$:

$$\Delta\rho = \frac{\rho_h - \rho_f}{\rho_l - \rho_f}$$

Onde ρ_h é a densidade do mineral pesado, ρ_l é a densidade do mineral leve e ρ_f é a densidade do fluido.

Quando o critério de concentração é igual ou superior a 2.5, a separação é considerada relativamente fácil, especialmente para partículas finas (até 75 μm). Valores entre 1.75 e 2.5 indicam que a separação ainda é possível, mas com mais dificuldade, sendo aplicável até 150 μm . Para o critério de concentração entre 1.5 e 1.75, o processo torna-se difícil, e entre 1.25 e 1.5, muito difícil, e quando é inferior a 1.25, a separação por gravidade é considerada inviável (Wills, 2016), como mostra a figura 6.

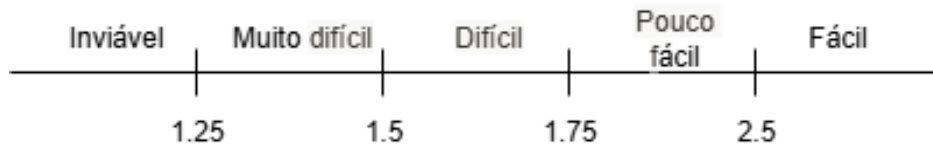


Figura 6: Facilidade de separação pelo critério de concentração.

2.2.1.1 Mesa Vibratória

Para Wills (2016), a mesa vibratória é um equipamento de separação por densidade, que usa como mecanismo a separação em lâmina de água. O equipamento é composto por uma mesa com *riffles* e inclinada que possui um movimento oscilatório perpendicular ao escoamento da lâmina de água. As partículas pesadas ficam retidas atrás dos *riffles* e são arrastadas, enquanto que as leves passam sobre eles, a figura 7 ilustra a superfície de uma mesa.

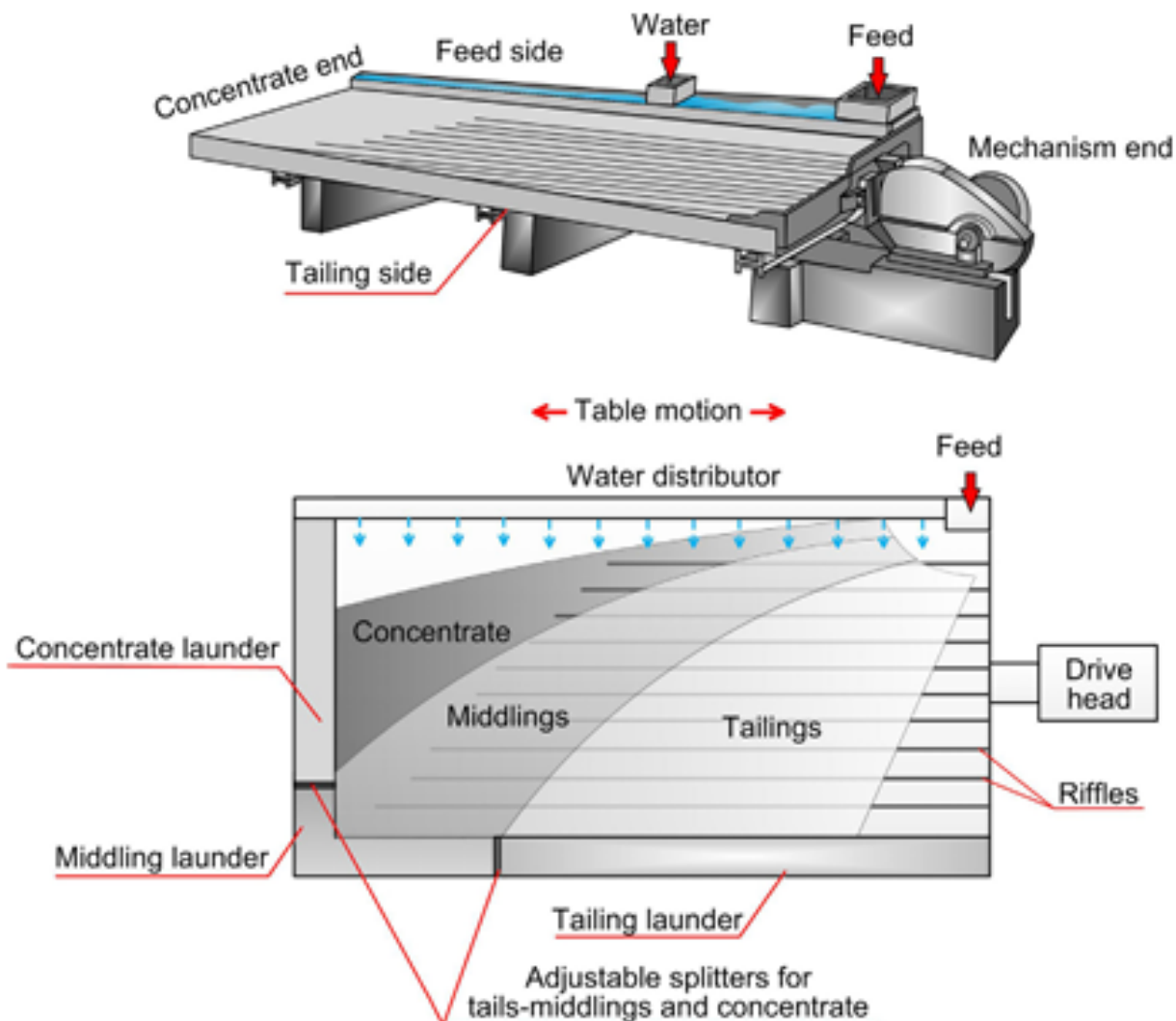


Figura 7: Mesa vibratória e a sua constituição (Wills, 2016).

Para Wills (2016), a separação na mesa vibratória é influenciada por diversos factores, tais como:

- **Tamanho das partículas e densidade:** A eficiência da separação melhora quando a alimentação contém partículas com uma faixa de tamanhos restrita. Quando o material de alimentação apresenta uma grande variação de tamanhos, a eficiência da separação tende a diminuir. Isso ocorre porque partículas muito finas e leves podem ser arrastadas com partículas pesadas mais grossas, formando fracções intermediárias que não são verdadeiros “*middlings*” (isto é, partículas compostas de ganga e mineral útil), mas sim separações incompletas de partículas distintas. Além disso, partículas muito finas têm mobilidade excessiva na água e podem ser perdidas para os rejeitos mesmo sendo densas.
- **Forma da partícula:** A morfologia das partículas tem impacto direto na separação. Partículas lamelares ou em forma de placa, como a mica, mesmo sendo leves, tendem a se aderir ao *deck* da mesa e não rolam facilmente sobre a película de água. Isso faz com que elas sejam arrastadas para o concentrado junto com as partículas densas, reduzindo a selectividade da separação.
- **Água de lavagem e alimentação:** A quantidade e distribuição da água sobre a mesa vibratória têm papel essencial na movimentação das partículas. Um fluxo de água insuficiente pode impedir que partículas leves sejam levadas adequadamente para o rejeito, enquanto um excesso de água pode arrastar partículas densas para a saída errada. O controle do volume e da direcção da água de lavagem é fundamental para manter uma película de água estável e permitir uma separação eficiente por densidade.
- **Velocidade da mesa:** A mesa vibratória opera com um movimento assimétrico — rápido na direcção para frente e mais lento no retorno — que facilita a migração lateral das partículas densas contra o fluxo de água. A velocidade (frequência e amplitude) deste movimento deve ser ajustada adequadamente. Se for muito alta, partículas leves podem ser arrastadas com as pesadas; se for muito baixa, a separação lateral pode ser comprometida. Um ajuste optimizado promove a diferenciação clara entre as fracções de concentrado, intermédio (*middlings*) e rejeito.
- **Inclinação da mesa:** A mesa é inclinada tanto no sentido longitudinal quanto lateral. A inclinação lateral ajuda as partículas densas a migrarem para a borda da mesa onde são colectadas como concentrado. A inclinação longitudinal regula a velocidade com que a água e as partículas fluem sobre a mesa. Ajustes finos nas inclinações permitem controlar as trajectórias das partículas, contribuindo para uma separação mais eficiente e selectiva.

2.2.1.2 Classificador de Corrente Ascendente

É um equipamento utilizado na separação de partículas (como mostra a figura 8) com base em suas propriedades físicas - diâmetro e gravidade específica. Estas propriedades são controladas através da vazão volumétrica da água de elutriação, onde com o aumento da vazão há um aumento no diâmetro de corte e no ponto de corte da gravidade específica o contrário acontece com a diminuição da vazão da água de elutriação. As partículas com velocidade terminal maior que a velocidade da corrente ascendente da água sedimentam e são removidas no cone inferior (*underflow*) enquanto que as partículas com velocidade terminal menor que a velocidade ascendente são arrastadas para o *overflow* (Eriez Flotation Division, 2020).

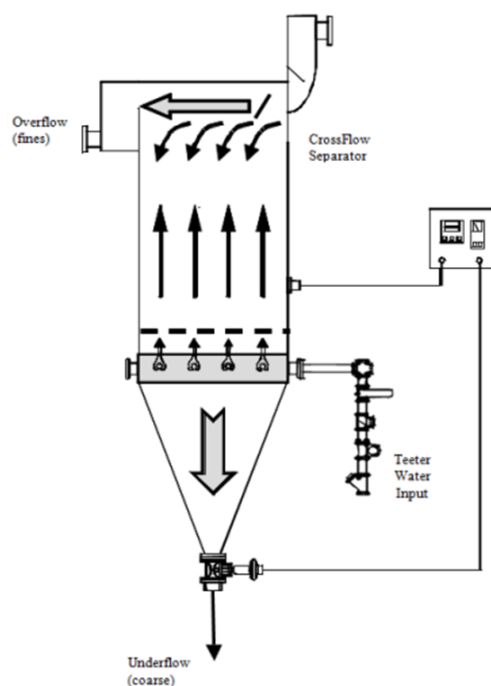


Figura 8: Classificador de corrente ascendente (Eriez Flotation Division, 2020)

2.2.2 Separação Magnética

Os separadores magnéticos exploram a diferença nas propriedades magnéticas entre os minerais e são usados para concentrar um mineral valioso que é magnético, remover contaminantes magnéticos ou separar misturas de minerais valiosos magnéticos e não magnéticos (Wills, 2016).

A propriedade de um mineral que determina sua resposta a um campo magnético é a susceptibilidade magnética. De acordo com Fuerstenau e Han (2003), os materiais podem ser classificados com base em suas propriedades magnéticas, existindo assim, minerais paramagnéticos

que são atraídos ao longo das linhas de força magnética para pontos de maior intensidade de campo. Minerais diamagnéticos são repelidos ao longo das linhas de força magnética para pontos de menor intensidade de campo. Minerais ferromagnéticos, que é uma categoria especial de materiais paramagnéticos, possuem uma suscetibilidade muito alta às forças magnéticas e retêm parte do magnetismo (magnetismo remanente) mesmo após serem removidos do campo magnético.

A figura 9 mostra gráficos de magnetização induzida (M) versus a intensidade do campo externo (H), para materiais ferromagnéticos, paramagnéticos e diamagnéticos. Os minerais ferromagnéticos (a) exibem uma resposta magnética intensa e imediata à aplicação de um campo magnético externo, com a indução magnética aumentando rapidamente. Já os minerais paramagnéticos (b) apresentam uma indução magnética mais moderada, proporcional ao campo aplicado, mas com uma variação menos acentuada em comparação aos ferromagnéticos. Por outro lado, os minerais diamagnéticos (c) comportam-se de forma oposta, sua indução magnética é negativa, indicando que se magnetizam em direção contrária ao campo magnético externo (Nhantumbo, 2024; Wills, 2016).

Os separadores magnéticos podem ser classificados em máquinas de baixa intensidade, alta intensidade, de alto gradiente e dispositivos supercondutores, os quais podem operar a seco e húmido (Wills, 2016).

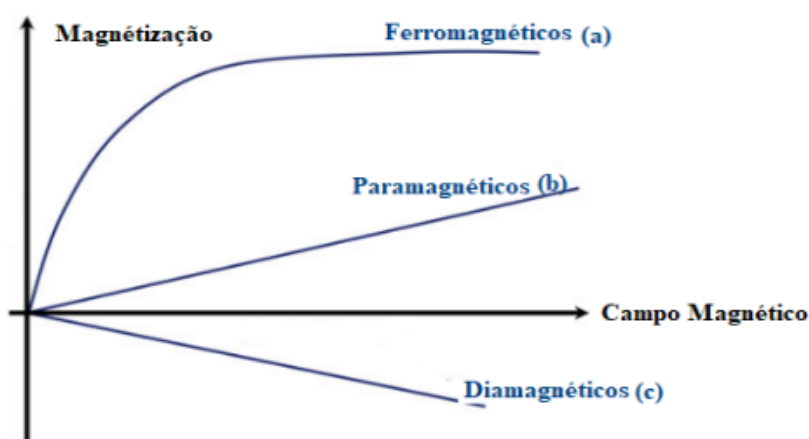


Figura 9: Indução magnética para diferentes espécies mineralógica (Nhantumbo, 2024).

De acordo com Sampaio et al., (2010) citados por Ndzevo (2024), a elaboração detalhada das variáveis operacionais para o processo de separação magnética, não é trivial. De um modo geral, não existe um conjunto genérico de variáveis que permita o controle operacional da separação

magnética, entretanto, pode-se enfatizar algumas delas que mostram-se cruciais, tais como:

1. **Intensidade do campo magnético** - O controle preciso da intensidade do campo magnético permite a separação selectiva de minerais com diferentes susceptibilidades magnéticas, sendo que baixas intensidades capturam minerais fortemente magnéticos (como magnetita), enquanto altas intensidades capturam materiais fracamente magnéticos (como hematita ou estauroлита). Esse ajuste pode ser feito variando a corrente dos eletroímãs, alterando a distância entre os polos ou utilizando matrizes especiais em separadores de alta intensidade.
2. **Alimentação** - De acordo com Da Luz et al. (2010) citados por Ndzevo (2024) e Wills (2016), a velocidade de passagem das partículas pelo campo magnético é um factor determinante para a eficiência da separação, onde uma alimentação em monocamada, embora reduza a capacidade produtiva, maximiza a selectividade ao garantir que todas as partículas sejam igualmente expostas ao campo magnético. Quando a alimentação é excessiva, formam-se múltiplas camadas que comprometem o processo, as partículas magnéticas da base arrastam as não magnéticas superiores, contaminando o concentrado, enquanto materiais finos de alta susceptibilidade tendem a formar agregados mistos (oclusões), problema particularmente crítico em sistemas a seco. Portanto, o controle preciso da velocidade de alimentação, adaptado à granulometria e susceptibilidade do material.

2.2.2.1 Separador Magnético de Rolo Induzido

O separador magnético de rolo induzido é um equipamento amplamente utilizado na concentração e purificação de minerais industriais e minérios que contêm minerais fracamente magnéticos. Este tipo de separador é conhecido por sua simplicidade operacional e elevada eficiência, sendo capaz de gerar campos magnéticos intensos, geralmente até cerca de 2 T (Wills, 2016). Estes altos campos magnéticos possibilitam a remoção seletiva de minerais paramagnéticos fracos, como a monazita, a ilmenita, a granada e outros minerais indesejáveis em concentrados.

Chelgani e Neisiani (2022) citados por Nhantumbo (2024), afirmam que alimentação é colocada em um alimentador vibratório que move em um fluxo controlado de materiais, conforme o rolo induzido gira, as partículas magnéticas são atraídas até ao rolo contra a força de gravidade e as partículas não magnéticas não são afectadas pelo campo magnético, assim, pela acção da força gravítica elas são direccionadas para a fracção não magnética, isto pode ser visto na figura 10.

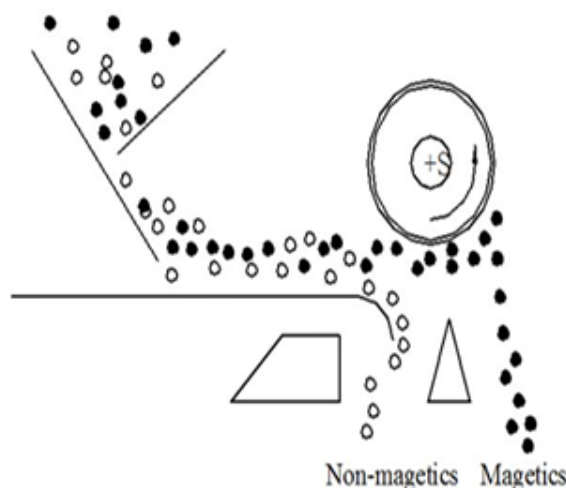


Figura 10: Mecanismo de separação do separador magnético de rolo induzido (Ndzevo, 2024).

2.2.3 Separação Electrostática

A separação elétrica explora as diferenças de condutividade elétrica entre os minerais presentes em uma alimentação. Como quase todos os minerais apresentam alguma variação em sua condutividade, esse método poderia, em teoria, ser considerado universal para concentração mineral. No entanto, na prática, sua aplicação é limitada devido às condições específicas de processamento exigidas, como a necessidade de uma alimentação completamente seca (Wills, 2016).

De acordo com Luz et al. (2010) citados por Nhantumbo (2024), para promover a separação, é necessário a existência de dois factores eléctricos:

1. Carga eléctrica superficial das partículas ou polarização induzida, que lhes permitam sofrer a influência do campo eléctrico;
2. Um campo eléctrico de intensidade suficiente para desviar uma partícula electricamente carregada, quando em movimento na região do campo.

De acordo com Fuerstenau e Han (2003), quando partículas são expostas a um campo eléctrico, sua condutividade determina como adquirem carga, quanto maior a área superficial e densidade de carga possível, maior a carga acumulada. Essa carga permite a separação por atracção ou repulsão diferencial. O carregamento ocorre principalmente por três mecanismos:

1. **Triboeletrificação (atrito entre partículas)** - Trata-se de um tipo de separação electrostática em que duas espécies minerais não condutoras adquirem cargas opostas quando entram em

contato entre si. Essas partículas com cargas contrárias são então separadas sob a ação de um campo elétrico. O processo explora diferenças na estrutura eletrônica superficial das partículas envolvidas.;

2. **Indução conductiva** - Quando partículas descarregadas, sejam condutoras ou não condutoras, entram em contato com uma superfície carregada, elas adquirem a polaridade e o potencial dessa superfície. Os minerais condutores elétricos assumem rapidamente a polaridade e o potencial da superfície. Já no caso dos não condutores, o lado oposto à superfície carregada adquire mais lentamente a mesma polaridade da superfície. Assim, se ambas as partículas (condutoras e não condutoras) forem separadas do contato com uma placa carregada, as partículas condutoras serão repelidas pela placa carregada, enquanto as partículas não condutoras não serão afetadas - não serão atraídas nem repelidas;
3. **Bombardeamento iônico** - Quando partículas condutoras e não condutoras são colocadas sobre um rolo aterrado e bombardeadas com íons de gases atmosféricos gerados por uma descarga elétrica corona a partir de um eletrodo de alta tensão, tanto as partículas condutoras quanto as não condutoras adquirem uma carga. Quando o bombardeio de íons cessa, as partículas condutoras perdem rapidamente sua carga adquirida para a superfície aterrada. No entanto, as partículas não condutoras demoram perder a sua carga, fazendo com que sejam removidas do rolo através de escovas.

O processo de separação eletrostática depende de vários factores que influenciam directamente na eficiência do mesmo, a temperatura e o tamanho das partículas são os factores que mais controlam o processo de separação eletrostática, quanto maior for a temperatura do mineral a condutividade tende a aumentar, um exemplo é mostrado na figura 11, onde a condutividade da monazita aumenta com o aumento da temperatura, e quanto maior for o tamanho de partículas maior é a resistividade das mesmas (Khazback & Soliman, 1991). A diminuição da superfície específica em partículas de maior granulometria resulta em uma menor densidade de carga superficial. Consequentemente, a força eletrostática induzida torna-se comparável ou inferior à força gravitacional atuante. Essa condição leva à migração indevida de partículas condutoras grossas para o produto não condutor em separadores eletrostáticos, introduzindo perdas de eficiência (Wills, 2016).

Segundo Luz et al.(2010) citados por Nhantumbo (2024), os separadores eletrostáticos dividem-se em dois grupos, nomeadamente: electrodinâmicos (comumente chamados de alta tensão) e electrostáticos (comumente chamados de separadores electrostáticos de placas condutoras). Nos

separadores electrodinâmicos emprega-se o fluxo iónico com transferência de cargas, enquanto nos separadores electrostáticos não há fluxo iónico.

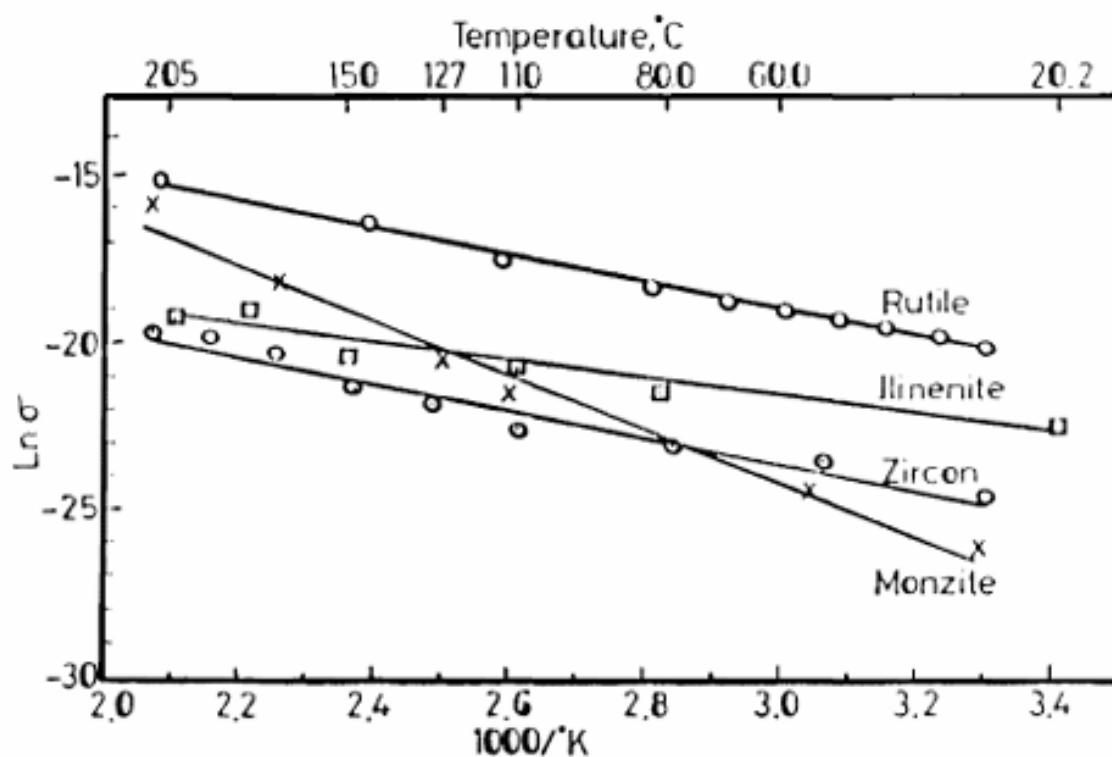


Figura 11: Dependência da condutividade eléctrica com a temperatura (Khazback & Soliman, 1991).

3 Parte Experimental

Nesta secção será descrita a área de estudo, os materiais usados e métodos aplicados aquando da realização das experiências.

3.1 Área de Estudo

O presente estudo foi realizado no distrito de Moma, localizada na província de Nampula, no norte de Moçambique. Segundo Diário Económico (2022), a região abriga um dos maiores depósitos de minerais de titânio do mundo, contendo mais de 6.3 mil milhões de toneladas de recursos minerais.

A Kenmare Moma *Mining* (Mauritius) Limited, empresa onde este estudo foi conduzido, opera na região com foco na extracção e beneficiamento de minerais pesados a partir de areias litorâneas. A área é geologicamente composta por depósitos de origem aluvial e marinha, com concentrações variadas de minerais metálicos e não metálicos, tornando-se um ponto estratégico para estudos relacionados à caracterização mineralógica e à recuperação selectiva de minerais.

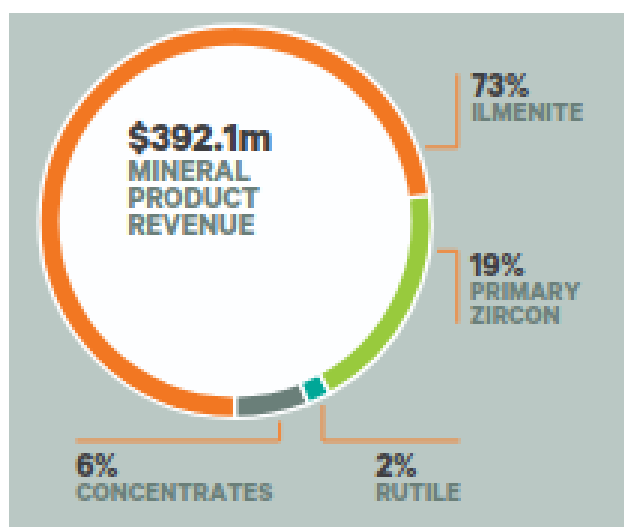


Figura 12: Produção da Kenmare para o ano de 2025 (Kenmare, 2024).

A Kenmare possui três lagoas artificiais de mineração, onde as dragas extraem areias ricas em titânio. Três a cinco por cento do minério, contém minerais pesados valiosos, que são removidos e separados na unidade de Separação de Minerais (MSP), resultando em quatro produtos finais, nomeadamente: ilmenite que é o principal produto, rutilo, zircão e o concentrado de minerais pesados (Ndzevo, 2024). A empresa fornece matérias-primas essenciais para a fabricação de produtos quotidianos, como tintas, plásticos e revestimentos cerâmicos, atendendo a 25 clientes em

mais de 15 países (Kenmare, 2024). Em 2024, a produção resultou no comportamento apresentado na figura 12.

3.1.1 Descrição do Processo de Separação da Kenmare

A Planta de Separação Mineral (MSP) usa circuitos magnéticos, gravitacionais e electrostáticos para separar os minerais valiosos. O concentrado mineral (HMC) alimenta o circuito WHIMS, onde o mesmo separa os materiais em magnético e não magnético, a fracção magnética é seca e processada por separação electrostática, para produzir produtos de ilmenite (IP1, IP2, IP3, IP4). A fracção não magnética passa para o circuito húmido não magnético, para se remover a sílica livre e aluminossilicatos. De seguida são utilizados separadores electrostáticos, para separar o mineral condutor (rutilo) dos minerais não condutores (zircão e monazita), isto pode ser visto na figura 13.

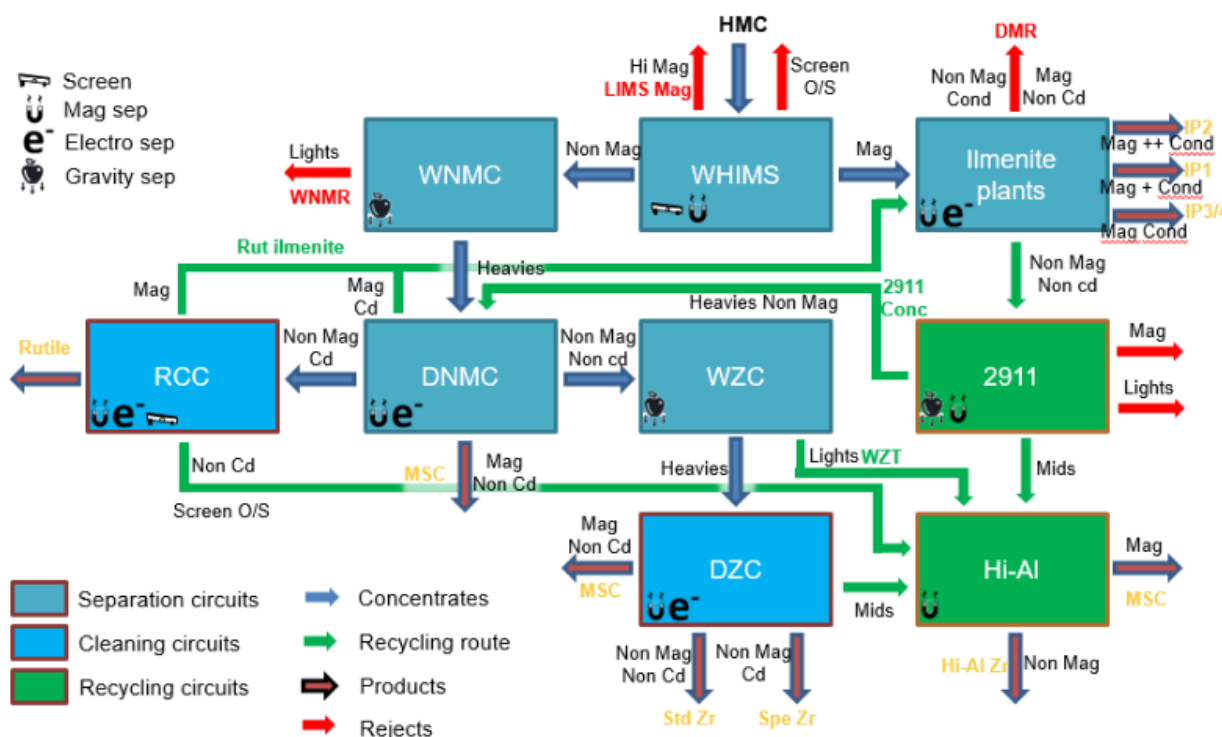


Figura 13: Diagrama de fluxo da Kenmare (Nhantumbo, 2024).

3.2 Amostragem

3.2.1 Colecta da Amostra

A amostra fora colectada no amostrador da corrente de rejeitos (SU 5956) do circuito húmido não magnético, esta colecta fora feita com auxilio de sacos de algodão.

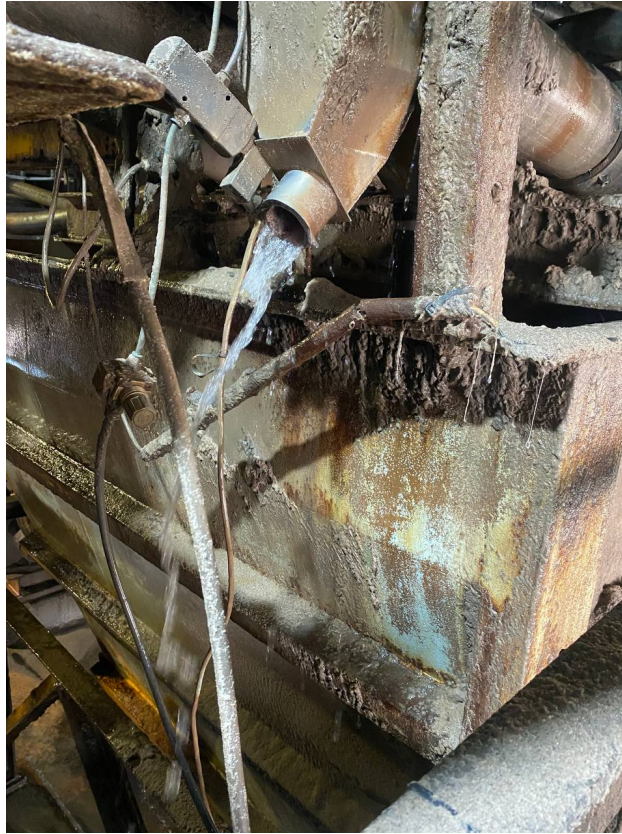


Figura 14: Ponto de colecta de amostra.

3.2.2 Secagem

Com o propósito de remover a humidade da amostra, fora feita a secagem da amostra na estufa do laboratório da Kenmare (como mostrado na figura 15) a 120°C por um período de 2 dias.



Figura 15: Estufa do laboratório da Kenmare.

3.2.3 Homogeneização da Amostra

Para garantir a representatividade da amostra, que inicialmente estava dividida em 15 sacos, foi realizado um processo de homogeneização. Cada saco, pesando 10 kg, foi tratado individualmente em um divisor rotativo, mostrado na figura 16, com 10 copos de recolha. Transferiu-se um copo de cada vez para 10 baldes vazios, resultando em 10 amostras homogêneas.



Figura 16: Divisor rotativo

3.3 Caracterização da Amostra

Para garantir a representatividade da amostra, fora selecionado um balde e submetido ao divisor rotativo para obter 1.5kg, onde estes foram submetidos ao separador magnético de rolo induzido (IRMS) a 9A, com o intuito de separar todo material magnético do não magnético com o propósito de quantificar a cianita e a estauroлита presente na amostra, assumindo que todo óxido de alumínio presente na fracção não magnética pertence a cianita e todo óxido de alumínio na fracção magnética pertence a estauroлита. Para estimar a cianita e a estauroлита foram utilizadas as equações 1 e 2:

$$\% \text{Cianita} = \% \text{Rendimento da fracção não magnética} \cdot \frac{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ na fracção não magnética}}{0.6292} \quad (1)$$

$$\% \text{Estauroлита} = \% \text{Rendimento da fracção magnética} \cdot \frac{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ na fracção magnética}}{0.5463} \quad (2)$$

Para a quantificação do óxido de alumínio presente nas fracções, 20g da fracção magnética e 20g da fracção não magnética, foram submetidas a análise de FRX.

3.4 Concentração da Cianita e da Estauroлита

Para efectuar a concentração da cianita e da estauroлита foram escolhidos métodos de separação com base nas suas propriedades físicas, tais como, magnetismo, condutividade eléctrica e densidade. A metodologia utilizada para recuperar a cianita e a estauroлита é mostrada na figura 17.

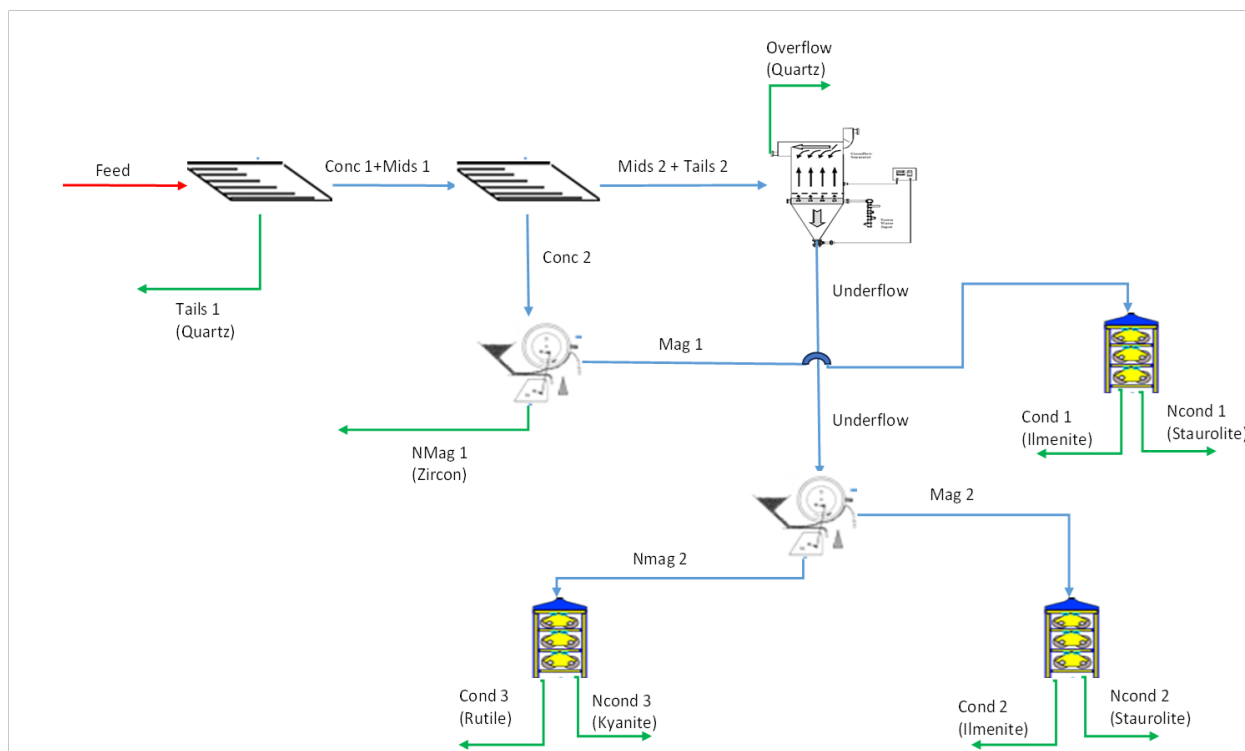


Figura 17: Fluxograma utilizado para a recuperação da cianita e da estauroлита.

3.4.1 Separação Gravítica

Para a realização por meio gravítico foram utilizados três estágios, onde o primeiro e segundo estágio são constituídos por uma mesa vibratória (figura 18), porém, com objectivos diferentes, e, o terceiro estágio é constituído por um classificador de corrente ascendente.

O primeiro estágio tem como objectivo remover sílica grossa que contida na alimentação, onde a mesma sai na corrente de rejeito, as correntes intermediárias e a concentrada são combinadas e seguem para o segundo estágio que tem como objectivo remover zircão, que sai na corrente do concentrado e as correntes intermediárias e do rejeito são enviadas para o terceiro estágio onde é removida a sílica fina na corrente do *overflow* e na corrente do *underflow* saem os materiais mais pesados que a sílica fina.



Figura 18: Mesa vibratória



Figura 19: Classificador de corrente ascendente.

3.4.2 Separação Magnética

Para a recuperação da estaulolita e da cianita foram realizadas duas separações magnéticas, a primeira teve como objectivo recuperar estaulolita que é perdida para a corrente de concentrado do segundo estágio da separação gravítica, e a segunda separação gravítica tinha como objectivo separar a cianita da estaulolita. Para a realização desta separação fora utilizado um rolo induzido de separação magnética (ilustrado na figura 20). E para todas as separações magnéticas foram utilizadas as seguintes configurações: 9A (intensidade), 1Nmag e 2Mag (posição dos divisores), 122 RPM (vibração) e 150 RPM (velocidade do rolo).



Figura 20: Rolo induzido de separação magnética.

3.4.3 Separação Electrostática

Para a recuperação da estauroлита e da cianita foram realizadas três separações electrostáticas, onde duas foram para separar a estauroлита do ilmenite e uma para separar cianita do rutilo, para efectuar esta separação fora utilizado um rolo de alta tensão (como mostra a figura 21). E para todas as separações electrostáticas foram utilizadas as seguintes configurações: 14C, 27M e 43NC (posição dos divisores), 27 kV (tensão) e 180 RPM (velocidade do rolo).



Figura 21: Rolo de alta tensão utilizado.

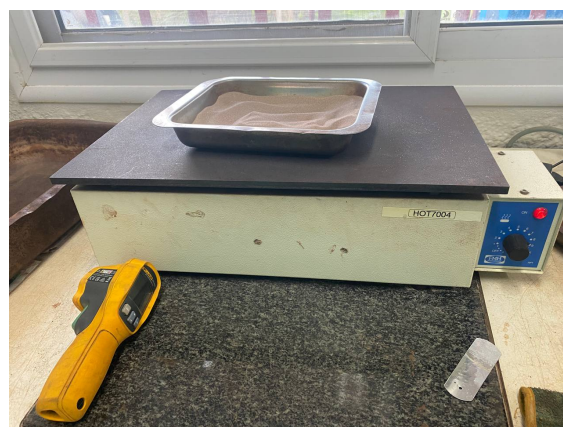


Figura 22: *Hot plate* e termómetro utilizado

Para a alimentação do rolo de alta tensão aqueceu-se a mesma até atingir 100°C, com o auxílio de um *hot plate*, e para medição da temperatura fora utilizado um termómetro de raios infravermelhos (figura 22).

4 Resultados e Discussões

4.1 Caracterização da Amostra

Os resultados obtidos para caracterização da amostra estão descritos na tabela 1, como era de se esperar, esta corrente é rica em sílica, pois a amostra provem de um circuito cujo objectivo é remover sílica livre e aluminossilicatos. Ndzevo (2024) em sua experiência efectua a recuperação da estauroлита usando amostras da mesma corrente, onde obteve os seguintes resultados: Fe_2O_3 3.68%; SiO_2 68.17%; Al_2O_3 7.68%; ZrO_2 1.34%; TiO_2 5.34%, U+Th 58ppm. Mostrando que existe uma diferença nos resultados devido a mudanças realizadas no circuito.

Tabela 1: Teor de óxidos presentes em cada fracção da separação magnética.

Amostra	$\text{ZrO}_2 + \text{HfO}_2$	TiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	SiO_2	U+Th
	%	%	%	%	%	ppm
Fracção magnética	0.175	28.4	24.8	16.261	9.499	388
Fracção não magnética	2.646	2.12	0.59	4.4	84.04	35
Alimentação	1.612	4.34	2.03	2.99	84.29	70

Após a realização da separação magnética foram quantificados os óxidos presentes (tabela 1) com o âmbito de estimar a quantidade de cianita e de estauroлита presentes na alimentação, utilizou-se as equações 1 e 2, onde verificou-se que cerca de 6% da alimentação é cianita e 4% estauroлита.

4.2 Recuperação da Cianita e da Estauroлита

4.2.1 Separação Gravítica

4.2.1.1 Mesa Vibratória

Estudos realizados anteriormente por Ndzevo (2024), mostraram que o uso da mesa não efectuava uma boa separação da sílica livre, isto devido ao critério de concetração, mencionada na revisão bibliográfica, dificultando a separação entre o quartzo dos minerais pesados presentes na amostra. Porém, Mandlate (2024), mostrou resultados positivos, o que abriu espaço para optimização deste método de separação gravítica.

Para a identificação da inclinação óptima na mesa, fora utilizada a luz ultravioleta, onde os minerais refletiam determinadas cores, assim, poderia-se saber se há muita quantidade de cianita perdida no rejeito (a cianita sob a luz ultravioleta emite uma cor vermelha escura), este estágio tem como objectivo remover sílica grossa, que é fácil de separar devido ao seu tamanho. Assim, o ponto óptimo para o primeiro estágio de separação gravítica utilizando a mesa vibratória foi de 15.5cm e para confirmação do mesmo fora submetida amostra ao FRX para análise do teor de sílica na corrente de rejeito, com base nesses resultados fora traçada a curva de libertação (figura 23), onde a corrente de rejeito mostra um rendimento de cerca de 8% e um elevado teor de sílica, cerca de 98%, o mesmo também mostra que o óxido de alumínio estava a ser esgotado da fracção de rejeito, indicando que ele era projectado para o concentrado e para a fracção intermediária, o que é desejado. A mesma curva mostra que pode-se aumentar a recuperação de sílica para a corrente de rejeitos sem perder grandes quantidades de óxido de alumínio, por exemplo, se a recuperação de sílica na corrente de rejeitos aumentar para 40%, cerca de 10% de óxido de alumínio será reportado na corrente de rejeito com um teor de cerca de 1%, o que faria com que o teor de óxido de alumínio aumentasse na corrente do concentrado e na corrente intermediária.

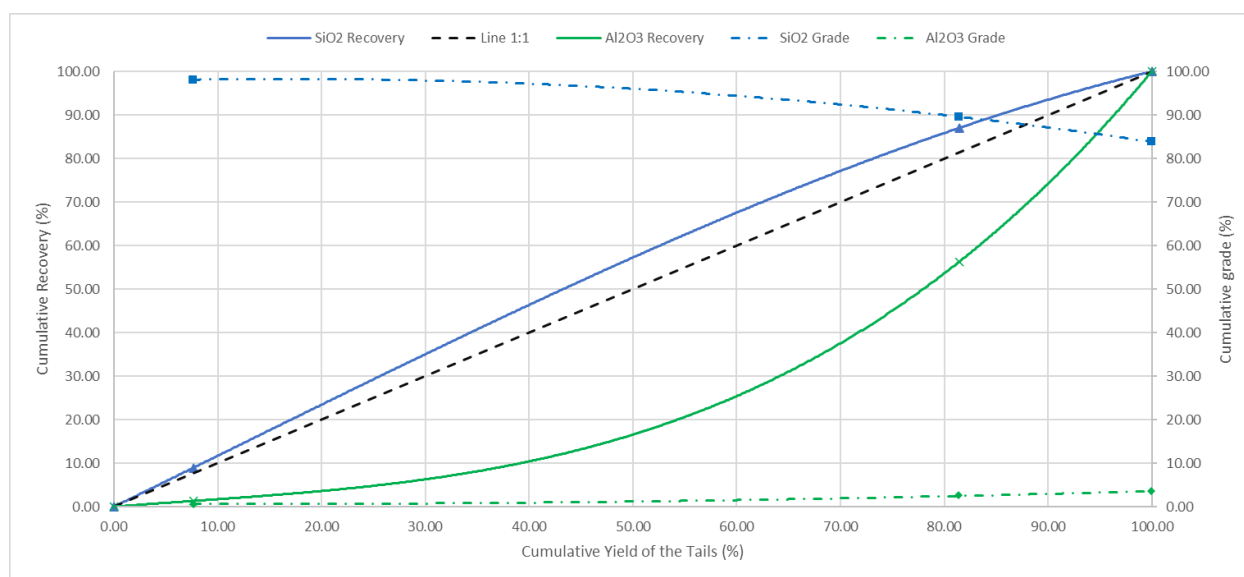


Figura 23: Curva de libertação no primeiro estágio da mesa vibratória.

Para o segundo estágio de separação gravítica utilizando a mesa vibratória que tem como objectivo separar o zircão dos demais minerais, o procedimento para determinação da inclinação fora o mesmo utilizado no primeiro estágio, tendo se encontrado uma inclinação de 16cm. A curva de libertação do segundo estágio mostra que o zircão foi esgotado da fracção de rejeito, indicando que o zircão está a ser reportado maioritariamente na corrente do concentrado, como mostra a figura

24. Estudo realizado por Mandlate (2024) em sua tentativa de recuperar cianita não tentou fazer a remoção de zircão apesar deste ser um problema na hora de concentrar a cianita, pois, a cianita e o zircão são não condutores e não magnéticos, o que faz com que a separação seja realizada unicamente por gravidade, o que também não é assim tão fácil devido ao critério de concentração que esta entre 1.25 a 1.5, tornando a separação muito difícil.

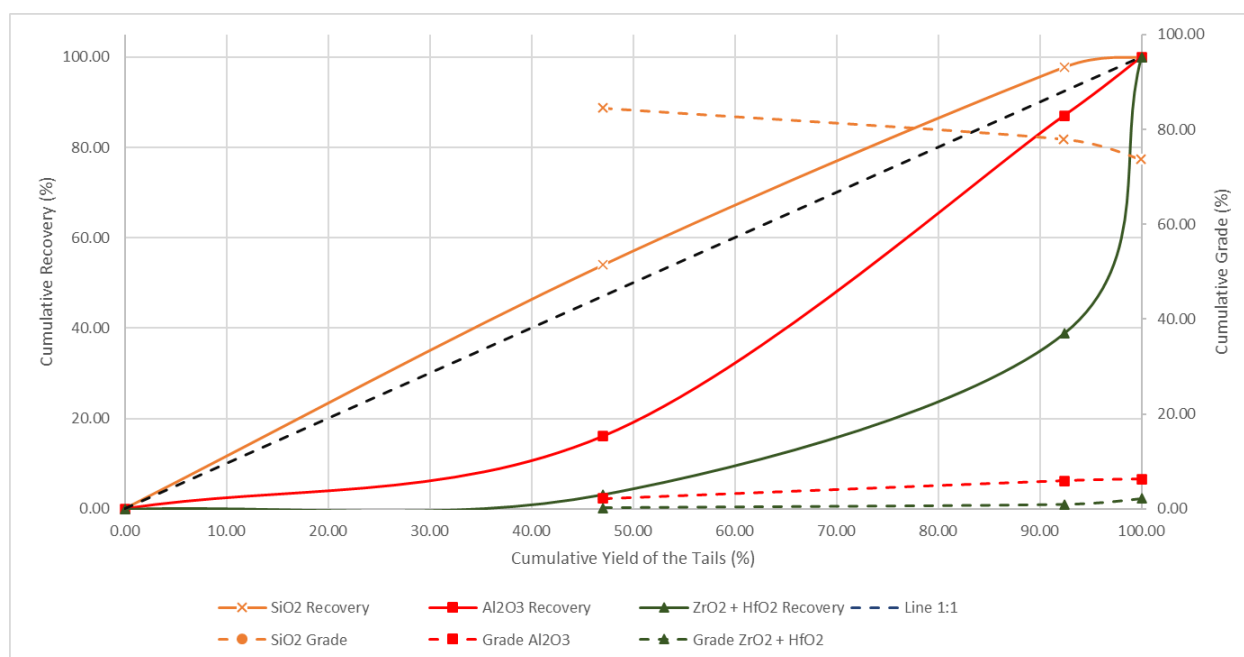


Figura 24: Curva de liberação no segundo estágio da mesa vibratória.

4.2.1.2 Classificador de Corrente Ascendente

No classificador por corrente ascendente, foram realizados vários testes para determinação da pressão ideal a ser usada, de modo a remover o máximo de sílica livre no *overflow* perdendo menos cianita e estaurolita para esta corrente. Foram realizados testes com as seguintes pressões: 24 psi, 26 psi, 28 psi, 30 psi, 32 psi e 34 psi.

Para remover sílica fina a massa do *overflow* precisa ser maior que o *underflow*, para que isso aconteça a pressão deve ser aumentada, como mostra o gráfico 25, onde a massa do *overflow* aumenta com a pressão exercida. Porém, este aumento de pressão deve ser controlado para evitar com que se reporte a cianita e a estaurolita para o *overflow*.

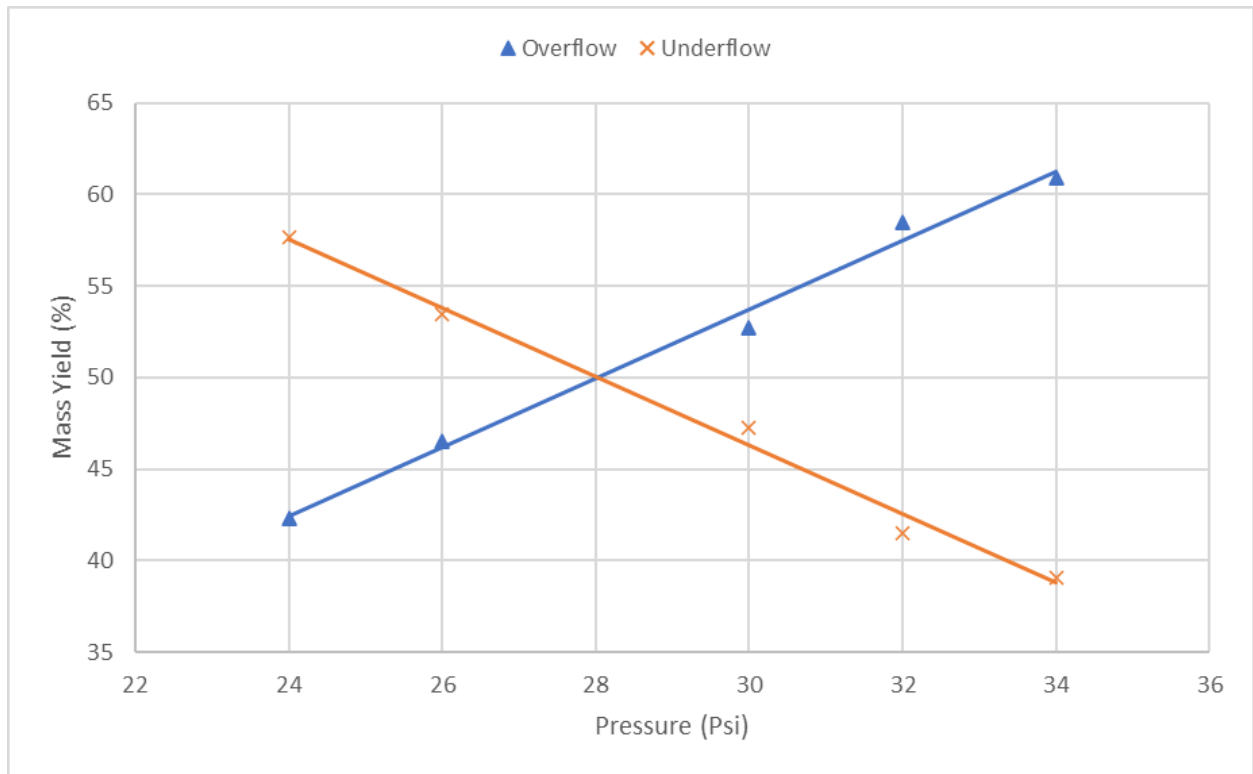


Figura 25: Relação das massas das correntes de saída do classificador ascendente de corrente com a pressão exercida.

A figura 26 é possível notar que o melhor teste fora realizado a 34 psi, devido a redução do teor de sílica comparado com a alimentação do classificador de corrente ascendente, nesta pressão o teor de óxido de alumínio que é projectado para o *overflow* é de 1.51%, indicando pequenas perdas de cianita e estauroлита para essa mesma corrente.

Estes resultados apresentam uma ligeira diferença do ponto óptimo achado por Ndzevo (2024), onde com 30 psi, a autora conseguiu reduzir o teor de sílica para 55.98%, o que não foi alcançado no presente estudo, motivo pelo qual optou-se por aumentar a pressão de tal modo que não se perdesse mais que 1.5% de óxido de alumínio.

Estes testes foram melhores que os realizados por Mandlate (2024), onde o mesmo utilizou 45 psi, dos quais no *underflow* o teor de sílica ainda continuava elevado (69.53%) e um elevado teor de óxido de alumínio (15.01%).

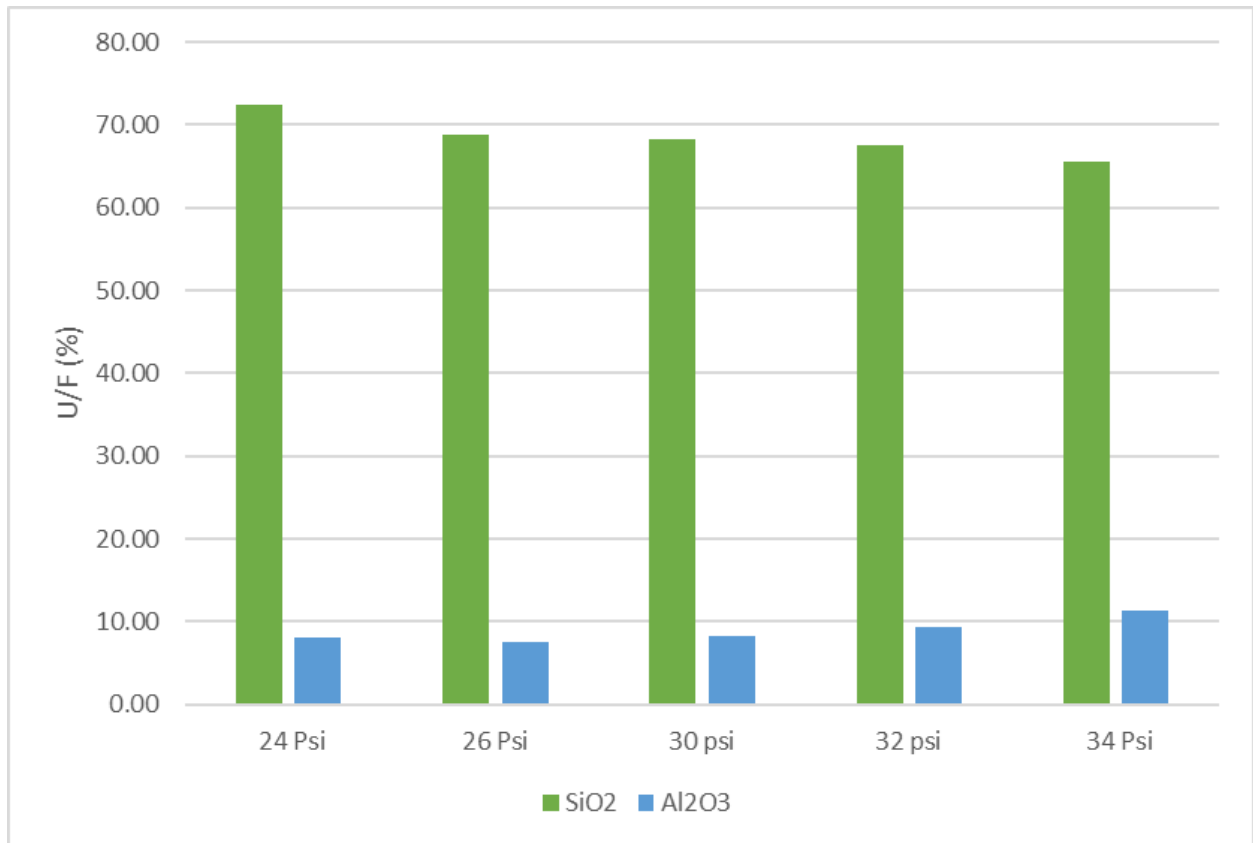


Figura 26: Composição de sílica e óxido de alumínio no *underflow* de diferentes testes.

4.2.2 Separação Magnética

4.2.2.1 Primeira Separação Magnética

A primeira separação magnética é após a realização do segundo estágio da mesa vibratória, esta separação magnética teve como objectivo recuperar a estaurolita que reportou para corrente de concentrado do segundo estágio da mesa vibratória, uma hipótese foi levantada para a realização desta etapa, uma vez que os materiais com peso específico maior reportariam para a fracção do concentrado e a cianita e a estaurolita exibem densidade média em relação aos minerais que são comumente encontrados no rejeito, teria-se alguma perda destes materiais.

Nesta separação recuperou-se cerca de 50% (como mostra a figura 27) do óxido de alumínio pertencente a estaurolita, indicando que o restante é de cianita que não poderá ser recuperada.

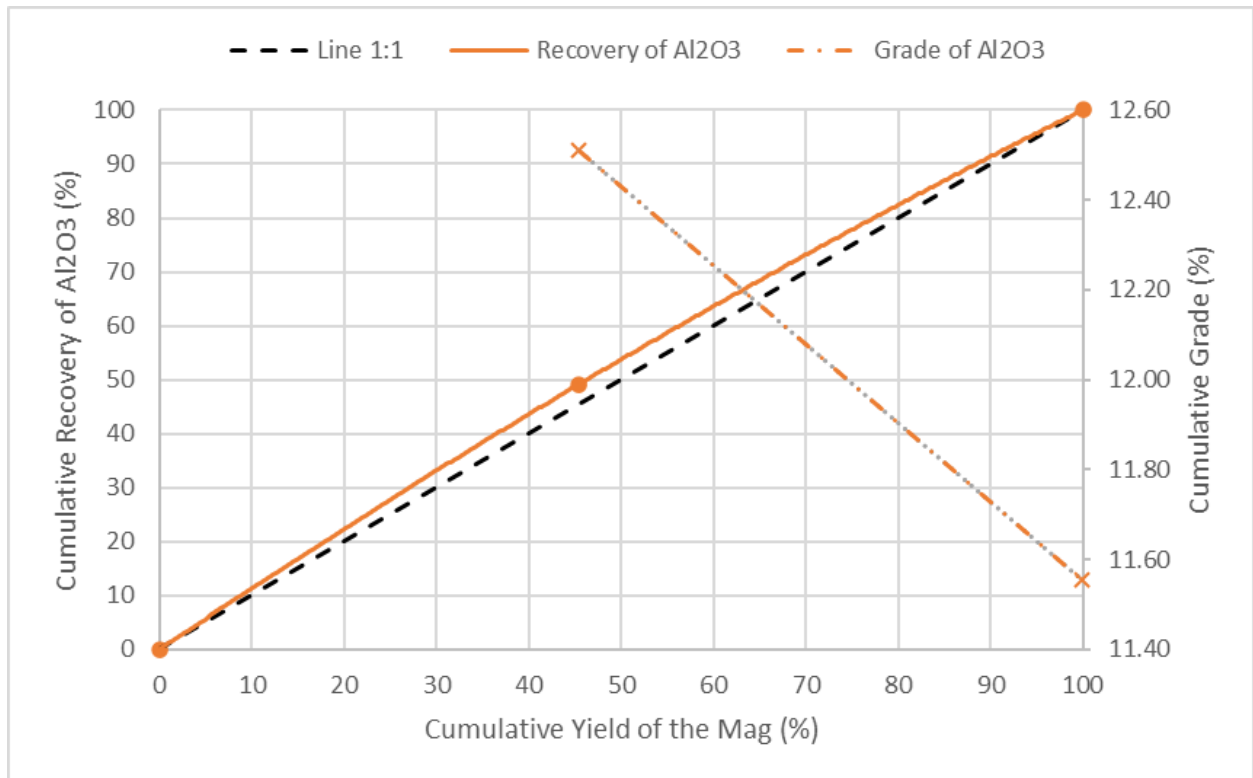


Figura 27: Curva de libertação da recuperação do óxido de alumínio proveniente da corrente de concentrado do segundo estágio da mesa vibratória.

4.2.2.2 Segunda Separação Magnética

O *underflow* proveniente do classificador de corrente ascendente passa por uma separação magnética para separar material não magnético do magnético para posteriormente efectuar-se as separações electrostáticas para concentrar a cianita e a estaurolita.

A curva de libertação (figura 28) mostra que a sílica é esgotada nesta corrente, significando que a sílica está concentrada na corrente não magnética, como esperado, a sílica presente na corrente magnética é a sílica ligada quimicamente a estaurolita. O óxido de alumínio e o óxido de titânio (IV) são enriquecidos na corrente magnética como esperado. O rendimento desta corrente é baixa indicando que maior parte do material contido no *underflow* é não magnético, estes resultado estão de acordo com o encontrado por Ndzevo (2024), e através da análise visual foi possível verificar que maior parte do material contido era sílica livre, o que indica que a remoção da sílica livre não foi eficiente.

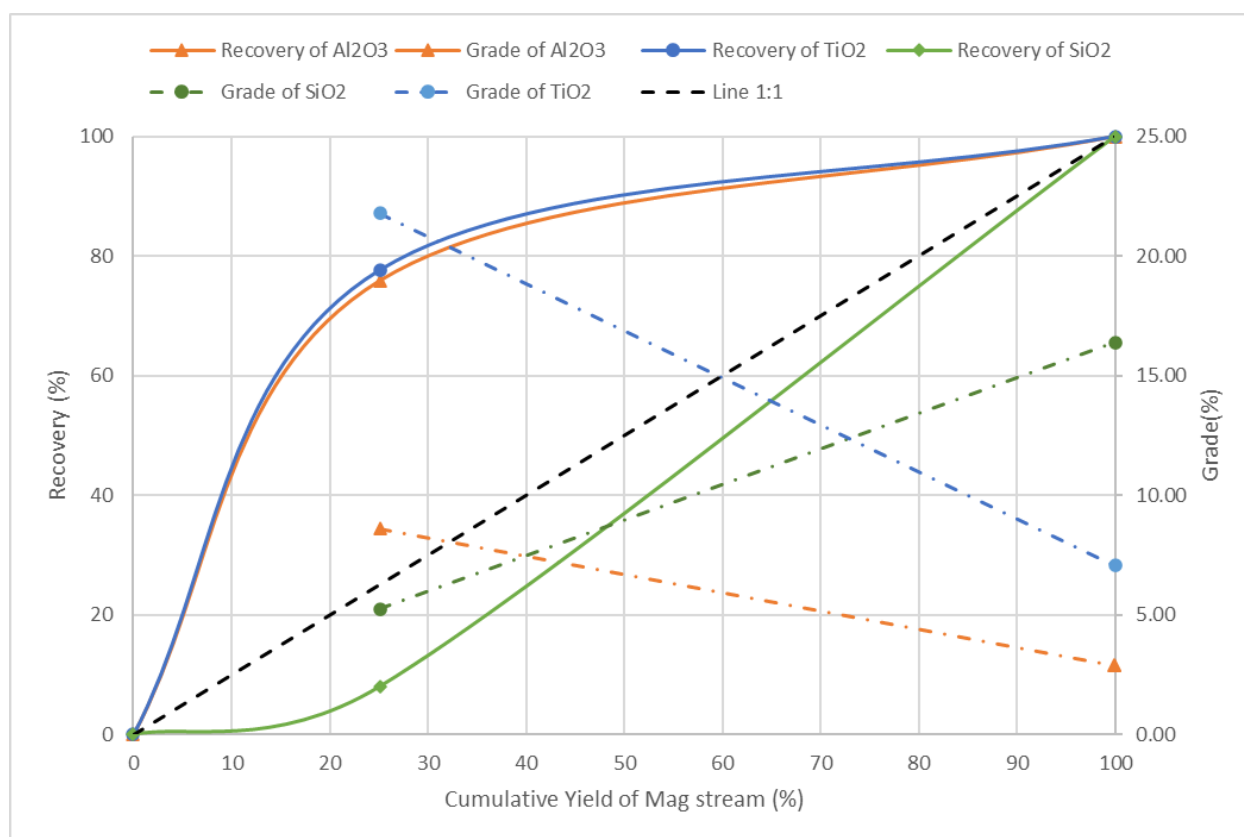


Figura 28: Curva de liberação da recuperação proveniente da corrente do terceiro estágio de separação gravítica.

Resultados encontrados por Mandlate (2024) na separação magnética mostraram que o rendimento de separação na fracção magnética é maior que o encontrado neste estudo, porém, os resultados encontrados pelo autor mostram alguma disparidade no teor de sílica encontrado em análises FRX no *underflow* e na alimentação calculada com base nas fracções obtidas na separação magnética, podendo ser por conta do uso de programas diferentes para a leitura (programas menos precisos para altos teores de sílica) ou submissão de amostras não representativas.

4.2.3 Separação Electrostática

4.2.3.1 Primeira Separação Electrostática

Esta separação teve como objectivo separar a estaulolita do ilmenite que provem da corrente magnética da primeira separação magnética, esperava-se encontrar um rendimento alto da corrente condutora, pois a alimentação da primeira separação magnética é rica em minerais mais pesados que a estaulolita, tais como, ilmenite, monazita, rutilo e zircão.

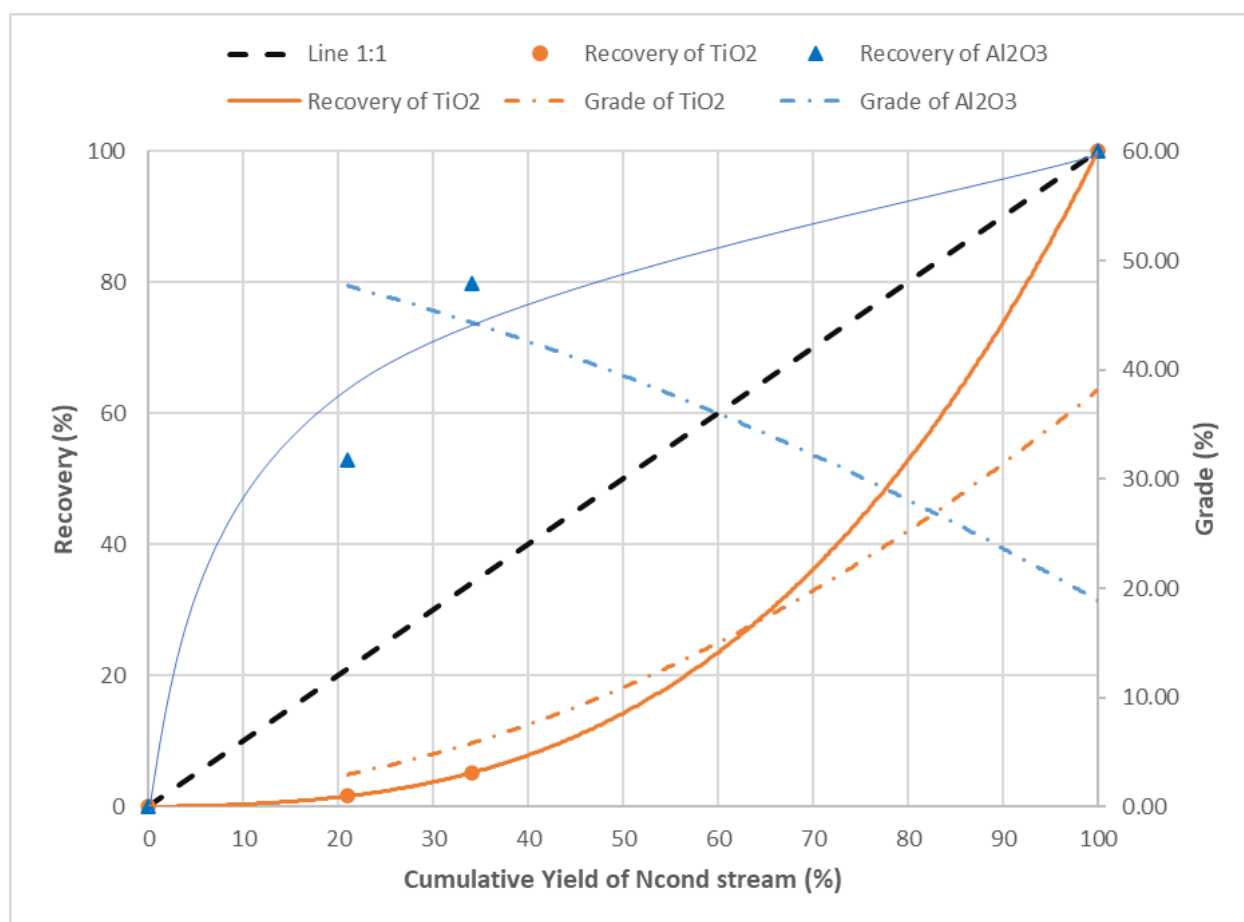


Figura 29: Curva de liberação da recuperação dos óxidos de alumínio e titânio (IV) proveniente da corrente magnética da primeira separação magnética.

A curva de liberação mostrado na figura 29, mostra que o óxido de titânio é esgotado da fracção não condutora, indicando um enriquecimento do mesmo na fracção condutora, o que era esperado devido as propriedades eléctricas do ilmenite. Também era esperado um enriquecimento do óxido de alumínio na fracção não condutora (cerca de 48% comparados aos 46.14% encontrados por Ndzevo, 2024) devido as suas propriedades eléctricas. Assumindo que todo o óxido de alumínio pertence a estaurolita, o teor de estaurolita dessa corrente seria de 87.2% e fazendo a combinação da corrente não condutora com a corrente intermediária o teor baixaria para 81.1%, porém aumentaria a recuperação para cerca de 77%, para atingir o teor desejado seria necessário baixar um pouco a recuperação do óxido de alumínio. A estaurolita recuperada neste estágio, contém alto teor de U+Th devido a presença de monazita. Porém, é necessário ter atenção ao teor de estaurolita estimado, pois, Ndzevo (2024) em seu estudo não estimou o teor de estaurolita, levando o seu concentrado para laboratórios exteriores onde encontrou-se cerca de 67% de estaurolita, ainda assim, espera-se ainda assim encontrar um teor superior ao teor reportado pela autora, devido ao aumento do óxido de alumínio.

4.2.3.2 Segunda Separação Electrostática

Esta separação tem o mesmo objectivo que a primeira separação, o que difere é a alimentação, este estágio é alimentado pela corrente magnética da segunda separação magnética. Nesta separação espera-se um rendimento alto da corrente não condutora devido a quantidade de ilmenite recuperada no segundo estágio da mesa vibratória.

A curva de liberação (figura 30) mostra que o óxido de alumínio é enriquecido na corrente não condutora (cerca de 52% comparados aos 46.14% encontrados por Ndzevo, 2024), assumindo que todo alumínio presente nesta fracção pertence a estaurolita, o teor deste mineral nessa fracção seria de 94% e fazendo a mistura da fracção não condutora com a fracção intermediaria o teor baixaria para 87.8% aumentando assim a recuperação do mesmo, esse valor indica que ainda há espaço de aumentar a recuperar mais estaurolita para baixar o teor de modo que esteja no intervalo desejado (82-85%), porém, é necessário ter atenção ao teor de estaurolita estimado, pois, Ndzevo (2024) em seu estudo não estimou o teor de estaurolita, levando o seu concentrado para laboratórios exteriores onde encontrou-se cerca de 67% de estaurolita, ainda assim, espera-se ainda assim encontrar um teor superior ao teor reportado pela autora, devido ao aumento do óxido de alumínio.

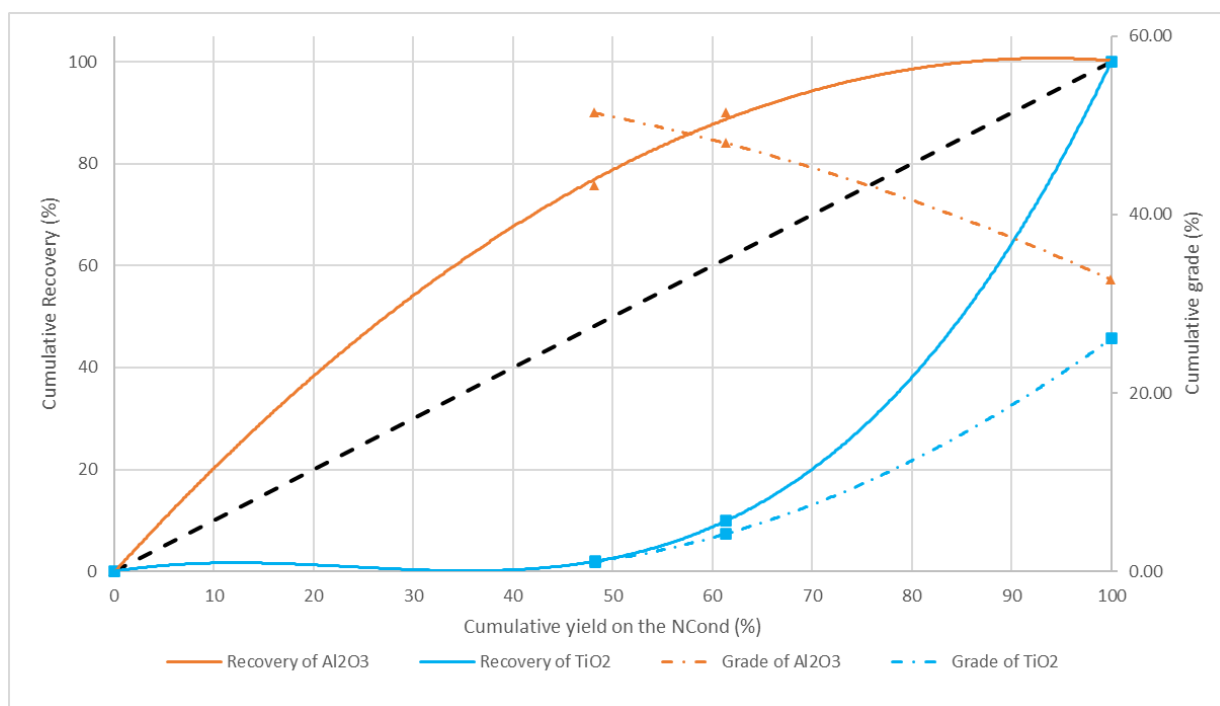


Figura 30: Curva de liberação da recuperação dos óxidos de alumínio e titânio (IV) proveniente da corrente magnética da segunda separação electrostática.

4.2.3.3 Terceira Separação Electrostática

Esta separação teve como objectivo separar rutilo da cianita, esperava-se um rendimento maior da fracção não condutora, pois, grande parte do rutilo fora removido no segundo estágio da mesa.

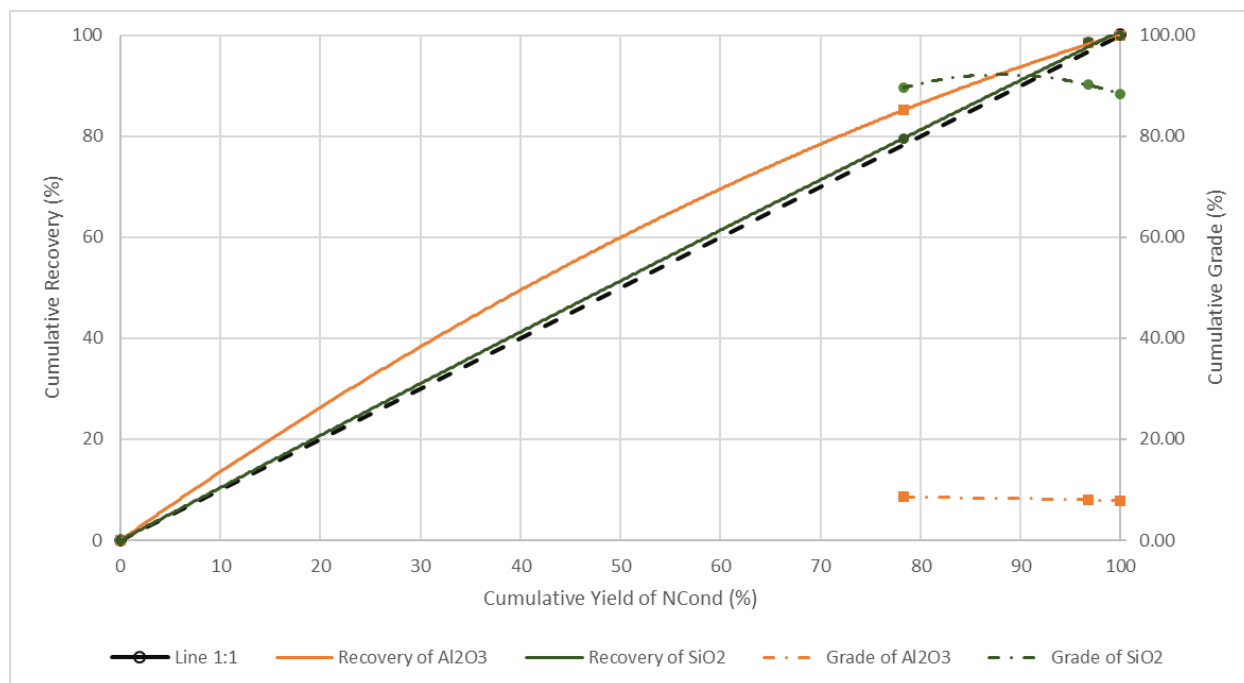


Figura 31: Curva de libertação da recuperação dos óxidos de alumínio e titânio (IV) proveniente da corrente não condutora da terceira separação electrostática.

A curva de liberação (figura 31), confirma o que era esperado, é possível ver que a massa da fracção não condutora é superior que a massa da fracção condutora, devido a alta quantidade de sílica na amostra. A mesma curva mostra que o óxido de alumínio é enriquecido na corrente não condutora, assumindo que todo alumínio presente nesta fracção pertence a cianita, o teor deste mineral nessa fracção seria de 13.54% e fazendo a mistura da fracção não condutora com a fracção intermediária o teor baixaria para 12.69%. Ambos os valores estimados continuam abaixo do desejado (55%), e também abaixo do valor encontrado por Mandlate (2024) que foi de 23.7% (estimado).

4.3 Fluxograma Recomendado

Com base nos resultados de estudos anteriores e nas análises experimentais, o fluxograma de processamento foi otimizado para focar na recuperação da estauroлита. Inicialmente, os esforços visavam a recuperação tanto da cianita quanto da estauroлита, minerais de interesse económico presentes na amostra. No entanto, os resultados experimentais obtidos durante as etapas de beneficiamento revelaram desafios significativos na recuperação da cianita para níveis

de concentração desejados. As características mineralógicas e as respostas aos processos de separação indicaram que a cianita não atingia os parâmetros de recuperação economicamente viáveis.

Em contraste, os mesmos experimentos demonstraram que a estaurolita apresentava uma resposta muito mais favorável aos métodos de separação empregues, permitindo sua recuperação com teores e rendimentos que justificavam a continuidade do processo. Diante desses resultados práticos, e visando a otimização do fluxograma para maximizar a eficiência e a viabilidade económica, optou-se por reorientar o foco principal da recuperação. O fluxograma otimizado (figura 32), portanto, concentra-se prioritariamente na recuperação da estaurolita, desconsiderando a cianita como produto principal nas condições actuais de processamento. Esta decisão estratégica baseia-se estritamente nos dados experimentais e nas conclusões dos estudos prévios, que indicaram a estaurolita como o mineral com maior potencial de recuperação para os níveis desejados de qualidade e quantidade.

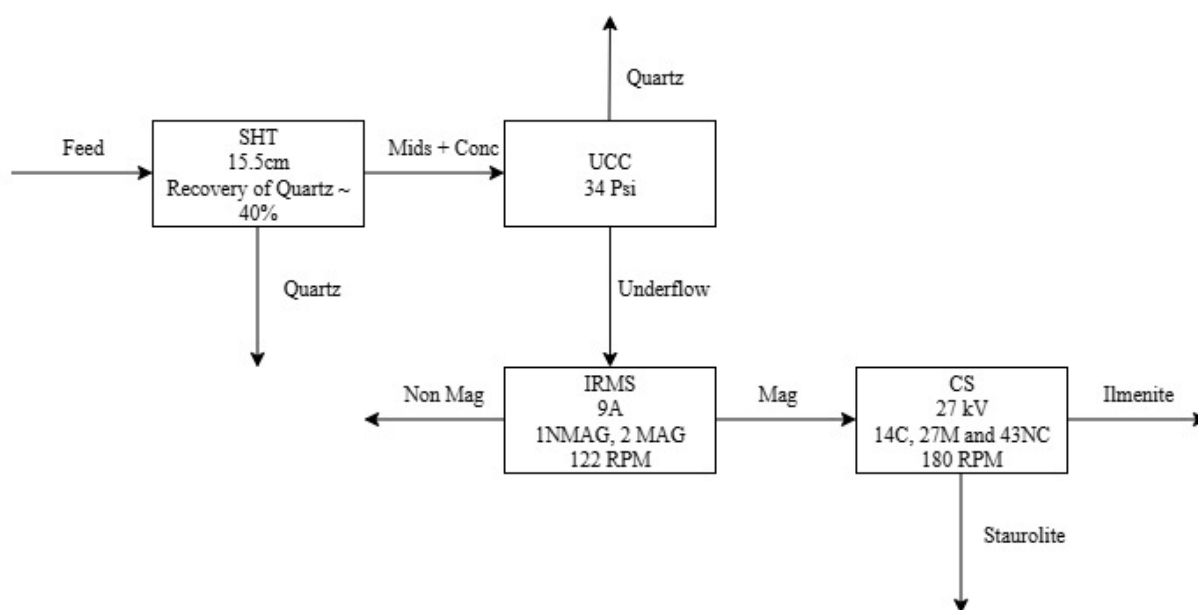


Figura 32: Fluxograma otimizado para a recuperação da estaurolita.

Este fluxograma difere do sugerido por Ndzevo (2024), pois, foi pensado em termos de aplicação na planta de separação mineral, onde a autora propunha começar-se por separações a seco o que não seria muito viável devido as grandes quantidades de sílica presentes na corrente de rejeito do circuito húmido não magnético, muito material de interesse teria de passar por um secador, assim sendo o fluxograma recomendado é o apresentado na figura 32, com ajustes no primeiro estágio da mesa, permitindo maior rejeição de sílica na corrente de rejeitos da mesa.

5 Conclusões e Recomendações

5.1 Conclusões

O objectivo central deste estudo foi otimizar a recuperação de cianita e estaurolita da corrente de rejeitos do circuito húmido não magnético da Kenmare. Utilizando uma metodologia sequencial de separação gravítica, magnética e electrostática, avaliou-se a viabilidade técnica de extrair estes minerais, focando na eficiência do processo e na qualidade dos concentrados.

A caracterização da amostra confirmou sua composição rica em sílica, com teores estimados de 4% de estaurolita e 6% de cianita. A separação gravítica em mesa vibratória provou ser uma etapa crucial. O desenvolvimento experimental, no entanto, revelou resultados díspares para cada mineral-alvo. A recuperação da cianita mostrou-se inviável, com o concentrado final atingindo um teor de apenas 13.54%, muito aquém da meta de 55%. As semelhanças de propriedades físicas com o zircão e o quartzo (densidade, ausência de magnetismo e condutividade) impediram uma concentração eficaz pelo fluxograma proposto.

Em contrapartida, a recuperação da estaurolita apresentou notável sucesso. O fluxograma otimizado demonstrou alta selectividade, culminando em concentrados com um teor de estaurolita estimados em 87.2% (primeira separação electrostática) e 94% (segunda separação electrostática). É fundamental sublinhar que este valor é uma estimativa e deve ser interpretado com cautela, pois o valor foi estimado com base no teor de óxido de alumínio e não foi feita uma análise estrutural dos concentrados. O valor superior aqui alcançado, consistente com o maior teor de Al_2O_3 , reforça a necessidade de validação por métodos directos, mas já sinaliza um forte potencial para atingir a pureza comercial (82-85%).

Conclui-se, assim, que a optimização do processo é tecnicamente viável e promissora para a recuperação de estaurolita, permitindo à Kenmare transformar um fluxo de rejeitos num produto de valor. O fluxograma proposto, focado na estaurolita, representa uma solução prática e atrativa, enquanto a recuperação da cianita permanece um desafio para estudos futuros com tecnologias alternativas.

5.2 Recomendações

Com base nos resultados e conclusões apresentados, e visando a continuidade da pesquisa para a eventual implementação industrial do processo, são propostas as seguintes recomendações:

- Realizar novos testes para aumentar a remoção de sílica livre da amostra com vista a diminuir o teor de sílica na corrente de produto de cianita.
- Empregar técnicas apropriadas para verificação do teor dos minerais, com vista a ter teores confiáveis, tais técnicas podem ser: microscopia eletrônica de varredura (MEV) ou difração de raios x (DRX).
- No âmbito da recuperação da cianita, verificar a possibilidade de recuperar este mineral através da flotação. Estudos prévios, como o de Zhu et al. (2015), demonstraram sucesso na recuperação de andaluzita (um polimorfo da cianita) por flotação, indicando que esta técnica possui o potencial para oferecer a selectividade necessária para separar a cianita de minerais com propriedades físicas similares, como o quartzo e o zircão.

Referências Bibliográficas

- Blancher, S., & Weeks, D. (2023, março). A Review of Waste-to-Value Potential at Moma.
- Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR), Southern African-German Chamber of Commerce and Industry (AHK) & Deutsche Gesellschaft für Internationale Zusammenarbeit (GIZ). (2018). Resource Sector – Mozambique: New Markets – New Opportunities [Accessed from PDF brochure].
- Ciência, G. (2024). Estaurolita [Acesso em: 20 abr. 2025]. <https://pt.geologyscience.com/minerais/minerais-de-silicatos/estaurolita/>
- Cumaio, O., Armando Abner; Nipassa. (2023). Moçambique: exploração das areias pesadas de Chibuto e novas configurações sociais das comunidades locais. *Meio Ambiente (Brasil)*, 5(5).
- Diário Económico. (2022, outubro). *Kenmare: “Areias Pesadas de Moma na Lista dos Maiores Depósitos do Mundo”* [Acessado em 15 de abril de 2025]. <https://www.diarioeconomico.co.mz/2022/10/26/oilgas/extractivas/kenmare-areias-pesadas-de-moma-na-lista-dos-maiores-depositos-do-mundo/>
- Eriez Flotation Division. (2020). *2x8 CrossFlow Separator – Installation, Operation, and Maintenance Manual* [Rev 0]. Eriez Manufacturing Company. Erie, PA, USA.
- Ferreira, K. R. S. (2006). *Caracterização do Concentrado de Ilmenita produzido na Mina do Guaju, Paraíba, visando identificar Inclusões de Monazita e outros Contaminantes* [Dissertação de Mestrado]. Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais - PPGEM.
- Fuerstenau, M. C., & Han, K. N. (2003). *Principles of mineral processing*. SME.
- Geology Science. (2023). Cianita: Propriedades, Formação, Localidades [Acessado em 20 de abril de 2025]. <https://pt.geologyscience.com/minerais/kyanite/>
- Geology Science. (2024a). Rutilo: Propriedades, usos e ocorrência [Acessado em 21 de abril de 2025]. <https://pt.geologyscience.com/minerais/rutilo/>
- Geology Science. (2024b). Zircão: Propriedades, ocorrência, e usos [Acessado em 21 de abril de 2025]. <https://pt.geologyscience.com/minerais/zirc%C3%A3o/>
- Haldar, S. K., & Josip, T. (2014). *Introduction to Mineralogy and Petrology*. Elsevier.
- Jalo, I. (2018). *Caracterização Mineralógica e Avaliação do Potencial Mineiro das Areias Pesadas do Depósito de Varela, Guiné-Bissau* [Dissertação de Mestrado]. Universidade NOVA de Lisboa.

- Kenmare. (2024). *Kenmare Resources plc Annual Report and Accounts 2024* (Annual report). Kenmare Resources plc. <https://wp-kenmare-2024.s3.eu-west-2.amazonaws.com/media/2025/04/2025-04-14-Kenmare-2024-Annual-Report.pdf>
- Khazback, A., & Soliman, F. (1991). Electrical conductivities of some Egyptian beach sand minerals and their effects in electrical separation. *Arabian Journal for Science and Engineering*, 16(2A), 143–151.
- Machinery, F. (2023). How to Process Ilmenite [Acesso em: 21 abr. 2025]. <https://www.ftmmachinery.com/blog/how-to-process-ilmenite.html>
- Mandlate, W. H. S. (2024). *Recuperação da Cianita da Corrente dos Rejeitos do Circuito Não Magnético Húmido na Planta de Separação Mineral* (Relatório Técnico) (Relatório de Estágio Profissional). Kenmare Moma Processing (Mauritius) Limited; Kenmare Moma Mining (Mauritius) Limited. Larde, Moçambique.
- Ndzevo, L. N. (2024). *Recuperação da Estauroлита na Corrente de Rejeito do Circuito Húmido Não Magnético da Kenmare*.
- Nhantumbo, B. S. (2024). *Estudo do impacto do tamanho das partículas na separação magnética à seco da ilmenite no circuito B da planta de separação mineral da Kenmare*.
- of Mineralogy, H. (2001, maio). Kyanite. <https://www.handbookofmineralogy.com>
- Oliveira, C. G. (2008). *Cianita refratária*. CETEM/MCTI.
- Rodrigues, D. M. C. (2011). *Prospecção geoquímica: estauroлита, ilmenita e magnetita como minerais traçadores para depósitos do tipo VMS* [Dissertação de Mestrado]. Universidade do Estado do Rio de Janeiro [Programa de Pós-Graduação em Análise de Bacias; Tectônica, Petrologia e Recursos Minerais].
- Sripriya, R., & Murty, C. V. (2023). *Mineral processing: beneficiation operations and process optimization through modeling*. Elsevier.
- The Editors of Encyclopaedia Britannica. (2023). Kyanite [Acessado em 20 de abril de 2025]. <https://www.britannica.com/science/kyanite>
- Whitney, D. L. (2002). Coexisting andalusite, kyanite, and sillimanite: Sequential formation of three Al₂SiO₅ polymorphs during progressive metamorphism near the triple point, Sivrihisar, Turkey. *American Mineralogist*, 87(4), 405–416.
- Wills, J. A., B. A.; Finch. (2016). *Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery* (8ª ed.). Butterworth-Heinemann.

- Zhu, H.-l., Deng, H.-b., & Chen, C. (2015). Flotation separation of andalusite from quartz using sodium petroleum sulfonate as collector. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 25(4), 1279–1285.

A Apêndice A: Dados Referentes aos Estágios de Separação Gravítica

A1. Dados referentes ao primeiro estágio da mesa vibratória.

Amostra	Massa g	Rend %	ZrO₂ + HfO₂ %	TiO₂ %	Fe₂O₃ %	Al₂O₃ %	SiO₂ %	U+Th [ppm]
TAILS	1214.8	7.62	0.008	0.09	0.45	0.61	98.11	0
MIDS	11763.5	73.8	0.478	2.45	1.61	2.65	88.7	12
CONC	2955.0	18.5	7.587	15.78	8.08	8.38	58.63	295
Calc. Feed	15933.3	100	1.76	4.74	2.72	3.56	83.84	63.57

A2. Dados referentes ao segundo estágio da mesa vibratória.

Amostra	Massa g	Rend %	ZrO₂+HfO₂ %	TiO₂ %	Fe₂O₃ %	Al₂O₃ %	SiO₂ %	U+Th [ppm]
TAILS	6803.2	47.04	0.15	1.22	1.28	2.15	84.42	0
MIDS	6561.7	45.37	1.73	6.33	4.03	9.86	71.05	88
CONC	1098.9	7.60	17.70	30.16	14.79	10.76	21.47	738
Calc. Feed	14463.8	7.60	2.20	5.74	3.55	6.30	73.57	95.99

A3. Dados referentes ao classificador de corrente ascendente.

Amostra	Massa g	Rend %	ZrO₂ %	TiO₂ %	Fe₂O₃ %	Al₂O₃ %	SiO₂ %	U+Th [ppm]
O/F 34 PSI	301.9	66.98	0.26	1.16	0.75	1.51	83.46	1
U/F 34 PSI	148.8	33.02	1.02	7.05	6.77	11.38	65.54	89.11

B Apêndice B: Dados Referentes aos Estágios de Separação Magnética

A3. Dados referentes a primeira separação magnética.

Amostra	Massa g	Rend %	TiO₂ %	Fe₂O₃ %	Al₂O₃ %	SiO₂ %	ZrO₂ %	U+Th [ppm]
SHT CONC NMAG	60.7	54.59	20.19	0.44	10.76	35.59	29.71	591
SHT CONC MAG	50.5	45.41	37.3	26.16	12.508	8.28	0.27	579
SHT CONC	111.2	100	27.96	12.12	11.55	23.19	16.34	585.55

A4. Dados referentes a segunda de separação magnética.

Amostra	Massa g	Rend %	TiO₂ %	Fe₂O₃ %	Al₂O₃ %	SiO₂ %	ZrO₂ %	U+Th [ppm]
U/F 34 PSI NMAG	111.4	74.87	2.1	2.311	3.659	80.5	1.3	69
U/F 34 PSI MAG	37.4	25.13	21.79	20.07	34.38	20.99	0.19	84
Calc. Feed	148.8	100.00	7.05	6.77	11.38	65.54	1.02	72.77

C Apêndice C: Dados Referentes aos Estágios de Separação Electrostática

A5. Dados referentes a primeira separação electrostática.

Amostra	Massa g	Rend %	TiO ₂ %	Fe ₂ O ₃ %	Al ₂ O ₃ %	SiO ₂ %	ZrO ₂ %	U+Th [ppm]
SHT Mag CS Cond	294.5	66.02	54.91	32.47	5.77	3.37	0.27	533
SHT Mag CS Mids	58	13.00	10.43	16.71	38.96	20.61	1.48	4021
SHT Mag CS NCond	93.6	20.98	2.98	15.35	47.68	27.52	1.56	1192
Calc. Feed	446.1	100.00	38.23	26.83	18.88	10.68	0.70	1124.77

A6. Dados referentes a segunda separação electrostática.

Amostra	Massa g	Rend %	TiO ₂ %	Fe ₂ O ₃ %	Al ₂ O ₃ %	SiO ₂ %	ZrO ₂ %	U+Th [ppm]
UCC COND	270.2	38.61	60.87	25.4	8.42	2.41	0.23	298
UCC MIDS	92.3	13.19	15.79	18.73	35.58	22.06	0.21	171
UCC NCOND	337.3	48.20	1.06	14.83	51.37	32.89	0.27	49
Calc. Feed	699.8	100.00	26.10	19.43	32.70	19.69	0.25	161.23

A7. Dados referentes a terceira separação electrostática.

Amostra	Massa g	Rend %	TiO ₂ %	Fe ₂ O ₃ %	Al ₂ O ₃ %	SiO ₂ %	ZrO ₂ %	U+Th [ppm]
CS COND 3 NM	68.9	3.25	55.65	1.474	3.486	33.6	3.1	122
CS MIDS 3 NM	391.1	18.43	1.24	0.54	5.703	92.6	1.3	42
CS NCOND 3 NM	1661.6	78.32	0.16	0.685	8.522	89.6	1.5	30
Calc. Feed	2121.6	100.00	2.16	0.68	7.84	88.33	1.52	35.20