

7.17.1.2 Estação Elevatória inicial. Conduta elevatória

Esta estação elevatória é constituída por duas bombas com um regime de funcionamento 1+1, isto é a segunda bomba constitui reserva integral da primeira, sendo que o seu arranque apenas se dará em caso de falha da primeira, não sendo possível o funcionamento simultâneo.

Além da câmara de bombagem e das bombas, é ainda parte integrante da estação elevatória o quadro de comando e controlo, localizado exteriormente, na parte superior da EE, junto da câmara de manobras da conduta elevatória.

Antecedendo ao início da conduta elevatória e a uma distância de aproximadamente 5,00 metros, encontra-se, sob o caminho de acesso à EE a câmara de manobras da mesma.

Esta câmara de manobras é constituída por um conjunto de válvulas de seccionamento e retenção, que permitem não só a descarga de fundo da conduta elevatória diretamente para a albufeira bem assim como a interligação dos grupos de bombagem com a conduta elevatória.

No início da conduta elevatória será instalado um reservatório de ar comprimido, com membrana de separação de fases para proteção da mesma contra fenómenos transitórios devidos a uma súbita paragem ou arranque das bombas

A conduta elevatória prevista será materializada em PEAD PE100 PN 10 DN 110 SDR17 e as bombas selecionadas foram Grundfoss SEV.80.80.110.2.51D, com uma potência nominal de 12,6 kW, ou equivalente, cumprindo com o dimensionamento apresentado no anexo 1.

A conduta elevatória, apresenta um perfil sempre ascendente, não havendo necessidade de serem previstas ventosas para libertação de ar acumulado.

De modo a controlar a oscilação em massa na conduta elevatória será prevista uma válvula de retenção a meio da conduta elevatória e antecedendo esta, no sentido do fluxo, será colocada uma ventosa de triplo efeito.

A alimentação do quadro elétrico da estação elevatória inicial será efetuado diretamente a partir do quadro elétrico da estação elevatória intermédia (reservatório de água bruta) em cabo de 50 mm² de secção (max 181 A).

O armário do quadro elétrico será instalado sobre o edifício da captação à cota 418m e será do tipo definido no manual da DGE "Guia Técnico dos Armários de Distribuição e seus Maciços de Fundação".

7.17.1.3 Reservatório de água bruta

O reservatório de água bruta tem como principal função estabelecer um patamar intermédio no bombeamento de água bruta para a os depósitos instalados na ADA, possibilitando a adoção de diferentes períodos de bombeamento da água bruta e consequentemente otimizando a potência utilizada em todo o complexo mineiro.

Adicionalmente, e como consequência do seu volume de 1.200 m³, o reservatório de água bruta constitui uma parte importante da reserva de água necessária, 6600 m³, para o funcionamento da unidade mineira nos períodos em que as afluências na ribeira de Ximassas são inferiores ao caudal ecológico mínimo, tal como definido no estudo hidrológico e que foram estimados no máximo em 22 dias consecutivos.

A localização do reservatório de água bruta é apresentada no desenho "507-HID-CEL-PE-001-R00" do Anexo III, estando implantado numa plataforma, aproximadamente de nível, lateral ao caminho existente e à cota 447m.

Trata-se de um reservatório pré-fabricado, metálico de planta circular e do tipo "bolted tank".

Para as operações de operação e manutenção, este reservatório será dotado de descarga de fundo para a valeta do caminho existente, que conduzirá a água bruta descarregada diretamente para a albufeira da barragem de Ximassas

7.17.1.4 Estação Elevatória Intermédia e Conduta Elevatória

No desenho "507-HID-CEL-PE-005-R00" do Anexo ///, é possível ver as dimensões e formas da estação elevatória intermédia, localizada na mesma plataforma do reservatório de água bruta.

Esta estação elevatória é constituída por três bombas com um regime de funcionamento 2+1, isto é a terceira bomba constitui reserva integral das outras duas, sendo que o seu arranque apenas se dará em caso de falha de uma das outras bombas, não sendo possível o funcionamento simultâneo das três bombas que constituem a estação elevatória intermédia

Os grupos de bombagem multicelulares que constituem a estação elevatória e respetivos acessórios de proteção e manobra encontram-se localizados sob telheiro de modo a serem protegidos.

O quadro de comando e controlo, localiza-se na mesma área da EE, estando igualmente protegido pelo telheiro previsto.

Antecedendo ao início da conduta elevatória e na mesma área da EE, contigua aos grupos de bombagem, localiza-se a câmara de manobras da mesma.

Esta câmara de manobras é constituída por um conjunto de válvulas de seccionamento e retenção, que permitem não só a descarga de fundo da conduta elevatória diretamente para a valeta do caminho de acesso bem assim como a interligação dos grupos de bombagem com a conduta elevatória.

No início da conduta elevatória será instalado um reservatório de ar comprimido, com membrana de separação de fases para proteção da mesma contra fenómenos transitórios devidos a uma súbita paragem ou arranque das bombas

A conduta elevatória prevista será materializada em PEAD PE100 PN 20 DN 125 SDR9 e as bombas selecionadas foram Grundfoss CRE 15-12 P-F-A-E-HQQE, com uma potência

nominal de 30 kW (2x15kW), ou equivalente, cumprindo com o dimensionamento apresentado no anexo 1.

A conduta elevatória, apresenta um perfil quase sempre ascendente, estando previstas ventosas para libertação de ar acumulado nos pontos altos da conduta, bem assim como descargas de fundo nos pontos baixos das mesmas.

De modo a controlar a oscilação em massa na conduta elevatória, serão previstas duas válvulas de retenção aos terços da conduta elevatória e antecedendo esta, no sentido do fluxo, será colocada uma ventosa de triplo efeito.

A alimentação do quadro elétrico da estação elevatória inicial será efetuada diretamente a partir do quadro elétrico da lavaria (reservatório de água bruta) em cabo de 25 mm² de secção (max 98 A).

O armário do quadro elétrico será instalado sobre o edifício da captação à cota 418m e será do tipo definido no manual da DGEG "Guia Técnico dos Armários de Distribuição e seus Maciços de Fundação".

7.18 Rede elétrica

De acordo com Decreto-lei nº 324/95, de 29 de novembro, nº1 do artigo 10º é necessário aprovar por Portaria conjunta, dos Ministros da Indústria e Energia e do Emprego e da Segurança Social, as regras técnicas sobre as prescrições mínimas de segurança e de saúde nos locais de trabalhos, para tal foi redigida a Portaria nº198/96 de 4 de junho.

O plano de iluminação para a mina da Argemela será desenvolvido de acordo com o artigo 13º da Portaria nº198/96 de 4 de junho.

Os locais de trabalho irão dispor de iluminação natural adequada sempre que possível. Caso não se disponha de luz natural suficiente ou inexistente, esta será complementada e/ou substituída por luz artificial.

As instalações de iluminação serão estrategicamente implementadas nas áreas de exploração, área administrativa e industrial, área da britagem e lavaria e área social do projeto da mina da Argemela, rede viária e passeios

7.18.1 Iluminação exterior da instalação

Para estabelecimento da iluminação exterior viária da indústria em questão, foram estabelecidos os seguintes objetivos:

- Segurança das pessoas e facilitar a circulação de viaturas e equipamentos industriais;
- Necessidades funcionais em situação de manutenções ou de trabalhos noturnos;
- Economia de energia;
- Limitação da poluição luminosa;
- Facilidade de manutenção dos equipamentos;
- Integração arquitetônica.

Nestes termos, foram considerados os dois seguintes tipos de iluminação:

- Iluminação normal
- Iluminação de emergência (só nos corredores dedicados aos pontos de encontro).

Para estabelecimento da iluminação exterior de apoio às áreas da indústria em questão, foram estabelecidos os seguintes objetivos:

- Segurança das pessoas e facilitar a circulação de viaturas e equipamentos industriais;
- Necessidades funcionais em situação de manutenções ou de trabalhos noturnos;
- Economia de energia;
- Limitação da poluição luminosa;
- Facilidade de manutenção dos equipamentos;
- Integração arquitetônica.

Nestes termos, foram considerados os três seguintes tipos de iluminação:

- Iluminação normal
- Iluminação de Trabalho
- Iluminação de emergência (só nos corredores dedicados aos pontos de encontro)

7.18.1.1 Iluminação normal

A Iluminação normal tem por finalidade tornar as vias de acesso às várias áreas da instalação de forma a possibilitar que os operadores que tenham de se deslocar durante a noite à instalação o façam em boas condições de segurança. Assim, tendo em consideração os objetivos referidos no ponto anterior, serão dotadas de iluminação, as vias para uma mais clara visibilidade aos limites destas, permitindo que os operadores dentro da instalação se desloquem fácil e seguramente, tanto a pé, como em viaturas.

7.18.1.2 Iluminação de emergência

Os equipamentos que compõem este tipo de iluminação serão em tudo idênticos aos da iluminação normal, mas serão alimentados por um circuito específico com origem numa fonte ininterrupta de energia (UPS).

Esta iluminação irá garantir que, em caso de falha de energia, que os operadores possam sair da instalação em condições de segurança. A Iluminação de emergência para além de garantir a deslocação dos técnicos em segurança, serve também para a recolha de imagens de CCTV.

7.18.2 Iluminação Interior da instalação

Para estabelecimento da iluminação interior da instalação, foram estabelecidos os seguintes objetivos:

- Segurança das pessoas e equipamentos;
- Necessidades funcionais em situação de manutenções ou de trabalhos noturnos;
- Economia de energia;
- Limitação da poluição luminosa;
- Facilidade de manutenção dos equipamentos;
- Integração arquitetónica.

Nestes termos, foram considerados os três seguintes tipos de iluminação:

- Iluminação normal
- Iluminação de Trabalho

- Iluminação de emergência

7.18.2.1 Iluminação normal

Tem por finalidade iluminar os vários edifícios/contentores com o intuito de possibilitar que os operadores que tenham de operar no seu interior o façam em perfeitas condições de segurança.

O comando desta iluminação é manual através da ligação de interruptores, botões e automática, neste último caso através de sensores de movimento, esta iluminação estará ligada aos Quadros de Iluminação.

7.18.2.2 Iluminação de trabalho

Tem por finalidade reforçar a iluminação em zonas específicas de trabalho onde os operadores necessitem da existência de mais iluminação para efetuarem a suas atividades em perfeitas condições de segurança.

O comando desta iluminação é manual através da ligação de disjuntor ou botão de pressão, estes serão ativados pelo operador sendo que os disjuntores estarão no Quadro de Iluminação e, no caso dos botões de pressão, estes estarão em caixas de comando de iluminação localizadas estrategicamente pela instalação.

7.18.2.3 Iluminação de emergência

Prevê-se a montagem de kits de emergência, com autonomia de uma hora em alguns dos aparelhos de iluminação normal, prevendo-se ainda a instalação de blocos autónomos, com autonomia de uma hora, não permanentes, montados sobre os hasteais das portas, esta iluminação irá garantir que, em caso de falha de energia, os operadores possam sair de

qualquer edifício/contentor em condições de segurança. Esta iluminação irá manter-se durante o período da autonomia dos kits ou até ao regresso da energia, sendo esta proveniente da rede ou do gerador de emergência.

O comando desta iluminação é automático através do kit, sendo ainda provido de telecomando para permitir a verificação do estado dos equipamentos de iluminação, este equipamento será instalado no Quadro de Iluminação.

Em anexo, juntamos o projeto elétrico, que se prende com as necessidades de dotar de iluminação o complexo mineiro de extração de lítio e estanho, para fazer face à sua atividade de uma forma competitiva, sustentável e respeitando o meio ambiente.

7.18.3 Fontes de energia

Existindo uma linha de 60kV a passar por cima dos terrenos da NEOMINA, optou-se por contactar o distribuidor de energia que, no caso em concreto, é a E-REDES e, o qual deu viabilidade de ligação para uma potência de 20MVA, sendo para tal necessário construir um Posto de Seccionamento de Serviço Público, o qual será propriedade da E-REDES, irá assegurar continuidade da linha existente de 60kV e permitirá a derivação para a subestação da NEOMINA.

O já referido Posto de Seccionamento (PS) ficará instalado no terreno da NEOMINA que será posteriormente cedido à E-REDES, o PS ficará localizado na área social (AS) com acesso direto da via pública.

Tratando-se de uma instalação de serviço público, tanto a alteração da linha de 60kV para permitir a ligação ao Posto de Seccionamento, como o mesmo serão licenciados pela E-REDES, tudo embora ambas as construções serão asseguradas pela NEOMINA sobre a supervisão e indicações da E-REDES.

Tendo em conta o nível de tensão disponibilizada para alimentação da indústria, a subestação elétrica (SE), que será construída, será de 60/15kV, equipada com dois

transformadores de 20MVA, sendo um utilizado como redundância, de forma a precaver possíveis avarias e facilitar as operações de manutenção da Subestação.

A localização da subestação elétrica (SE), será junto à área administrativa e industrial (AAI), para que possa assim ficar o mais centralizada possível em relação às cargas que irá alimentar, e, como também se encontra mais próxima do departamento de manutenção, o qual será responsável pela operação da mesma, a ligação entre o PS e a SE será feita por meio de cabo subterrâneo à tensão de 60kV.

Devido às diversas áreas onde existe a necessidade de alimentações elétricas e de forma a fazer face às mesmas, foi prevista uma rede de distribuição subterrânea a 15kV, a qual tem origem na SE e irá alimentar os Postos e Transformação e Seccionamento localizados o mais junto possível às cargas de cada área.

A partir dos quadros gerais dos já referidos Postos de Transformação e Seccionamento serão alimentadas as diversas cargas de processo industrial e de serviços auxiliares.

Em anexo, juntamos o projeto elétrico, que se prende com as necessidades de dotar de energia elétrica o complexo mineiro de extração de lítio e estanho, para fazer face à sua atividade de uma forma competitiva, sustentável e respeitando o meio ambiente.

7.19 Disposições construtivas gerais

7.19.1 Terraplenagem

Os aterros a construir em todo o complexo mineiro, serão executados com recurso a solos provenientes das escavações dos diversos acessos, que se irão construir, de ligação entre as diferentes áreas do projeto, todas as quantidades dos diferentes trabalhos que aqui se descrevem, podem ser analisadas no Anexo I, a lista de quantidades e mapa de equilíbrio de solos.

Como se pode verificar na Tabela 7-6: Mapa de equilíbrio de solos dos acessos e plataformas, existe um desequilíbrio no movimento de terras para a construção dos acessos e plataformas numa quantidade de 476.642 m³, sendo que iremos recorrer a solos de empréstimo, provenientes da modelação dos taludes da IRR1 para suprir este défice no balanço de terras.

Equilíbrio de solos - Acessos e plataformas									
Item	Descrição	30%							
	Acessos / Plataforma das Áreas	Desmatção m ²	Decapagem m ³	Saneamento m ³	Escavação m ³	Empolamento m ³	Aterro m ³	Equilíbrio de solos m ³	Equilíbrio Acumulado m ³
1	EM de Lavacinhos	16 664	3 332		3 173	952	821	3 304	3 304
2	EM lavacinhos - acesso portaria	465	93		876	263	0	1 139	4 443
3	Acesso Área Social interno	15 166	3 033		55 568	16 670	591	71 647	76 090
4	Entrada Área Social	809	162		37	11	680	-632	75 458
5	Acesso Corta Britagem	49 015	9 803		192 867	57 860	27 478	223 249	298 707
6	Acesso Corta Superior Britagem	31 583	6 316		111 996	33 599	512	145 083	443 790
7	Acesso corta britagem - Al	1 586	317		5 555	1 667	65	7 157	450 947
8	Acesso lavaria	14 231	2 846		56 282	16 885	492	72 675	523 621
9	Acesso Lavaria - Depósitos	6 552	1 310		5 931	1 779	601	7 109	530 731
10	Acesso BX - ADA	13 360	2 672		2 834	850	2 246	1 438	532 169
11	Área de Depósitos de Água	5 786	1 157		7 292	2 188	5 082	4 398	536 566
12	Área Administrativa e Industrial	71 705	14 341		199	60	702 955	-702 696	0
13	Área de Britagem e Lavaria	52 392	10 478		142 604	42 781	169 562	15 823	15 823
14	Área Social	36 526	7 305		3 642	1 093	331 070	-326 335	-0
Totais		315 840	63 165	0	588 856	176 657	1 242 155	-476 642	476 642

Tabela 7-6: Mapa de equilíbrio de solos dos acessos e plataformas

Numa primeira fase, será executada toda a desmatção, desenraizamento e decapagem do coberto vegetal numa espessura entre 0,20 m e 0,40m da área ocupada, sendo os materiais resultantes desta atividade stocados e armazenados na instalação de resíduos estéreis (IRE), para futura reutilização no revestimento de taludes e encerramento das diferentes áreas da mina.

Posteriormente, dar-se-á início a construção do corpo de aterro com recurso a solos proveniente das escavações do projeto e zonas de empréstimo, zonas de empréstimo estas, localizadas dentro áreas a ocupar com as instalações de resíduos rejeitados , utilizando o conjunto bulldozer, cilindro compactador e trator com cisterna, tendo sempre presente as boas normas de construção, sendo as espessuras das camadas definidas pelos diferentes ensaios geotécnicos ao aterro experimental, que se farão aos solos a utilizar. Os solos ou

materiais a utilizar deverão estar isentos de ramos, folhas, troncos, raízes, ervas, lixo ou quaisquer detritos orgânicos, e consequentemente garantido o grau de compactação exigido.

Na construção do corpo dos aterros poderão ser utilizados todos os materiais que permitam a sua colocação em obra em condições adequadas, que garantam e assegurem por um lado a estabilidade da obra, e simultaneamente, que as deformações pós-construtivas que se venham a verificar sejam toleráveis a curto e longo prazo para as condições de serviço.

A um metro da cota final, parte superior do aterro (PSA), serão utilizados solos de melhor qualidade, de entre os provenientes das escavações e/ou dos empréstimos utilizados, de modo a serem respeitadas as cotas de pendentes que se terão de materializar, de acordo com o definido nas peças desenhadas, para assegurar uma perfeita drenagem da plataforma.

À cota inferior da base de pavimento, será construída uma camada de solos de regularização de fundo de caixa, sendo esta, executada com recurso ao conjunto motoniveladora, cilindro compactador e trator com cisterna, sendo que a tolerância relativa à cota de projeto, após compactação exigida, será de +/- 1 cm.

7.19.2 Pavimento

Antes de se iniciarem os trabalhos de pavimentação devem ser verificadas as condições em que se encontra a camada do leito de pavimento e nomeadamente da sua superfície (plataforma de apoio do pavimento), designadamente o seu nivelamento e sua capacidade de suporte, de modo a garantirem-se as condições imprescindíveis para uma boa construção da primeira camada do pavimento.

O leito do pavimento deverá apresentar uma espessura constante definida no projeto e uma compactação relativa mínima de 95% quando referida ao ensaio Proctor Modificado.

A superfície de camada deve ser regular, com inclinações transversais definidas no projeto.

Estas condições devem ser verificadas imediatamente antes da construção da camada subjacente.

Após a verificação da altimetria da camada de sub-base, dar-se-á início a execução da estrutura de pavimento.

O pavimento será constituído por uma camada de ABGE 0/32mm com 0,20m de espessura após compactação e por uma camada de 0.15m betão hidráulico C 30/37 XF4, tendo sempre presente as cotas definidas nas peças desenhadas e dados técnicos do projeto de execução, sendo admissível uma tolerância de +/-0,5 cm relativamente as referidas cotas.

A camada de base em ABGE 0/32mm, deve ser executada com recurso a motoniveladora, cilindro e trator com cisterna de água, e transporte por meio de camiões basculantes que transportarão o ABGE previamente humedecido, desde o stock interno até ao local a ser usado, sendo que previamente de ser feito o respetivo estudo do ABGE, de modo a definir os seus parâmetros geotécnicos de modo a serem conhecidos os valores ótimos de humidade e o respetivo valor do protor modificado, sendo que a sua compactação deve ser sempre superior a 95% relativa ao ensaio protor modificado .

Os materiais granulares britados devem ser produzidos em instalações de britagem adequadas, que garantam a constância das condições de produção, a homogeneidade granulométrica e o teor em água do material produzido.

As instalações de britagem devem estar equipadas com sistemas de pulverização de água, por forma a evitar a segregação dos materiais.

O armazenamento dos materiais produzidos deve ser feito de preferência em áreas devidamente preparadas. Quando tal não for possível, será feito o armazenamento ao longo da linha de acordo com as necessidades de aplicação, de modo a evitar operações de carga e transporte complementares. Neste caso o material será armazenado sobre a plataforma previamente preparada e aprovada.

Devem ser construídas plataformas adequadas, devidamente niveladas, de modo a evitar-se a contaminação do material armazenado e a garantir-se a drenagem das áreas de armazenamento.

Para a camada final, o betão não será espalhado sem que tenha sido comprovado que a camada inferior tem o grau de compactação e regularidade exigido para além de estar de acordo com as cotas definidas no projeto para toda a sua área (perfis transversais de trabalho e perfis longitudinais de trabalho)

Caso existam irregularidades que excedam as tolerâncias admitidas terão de ser corrigidas antes do início da betonagem só tendo esta lugar após prévia aprovação.

Deverão ser realizados os ensaios necessários pelo menos duas semanas antes da primeira aplicação do betão em obra, têm por objetivo comprovar que com os meios disponíveis se obtém um betão com as características exigidas.

O betão deverá ser produzido em central de betão automática descontinua em via húmida, e transportado por camiões betoneira até à obra, de modo a realizá-lo o mais rapidamente possível, de modo a evitar a desagregação, segregação, perda de água ou intrusão de elementos estranhos na massa, sendo este controlado à sua chegada, nos seus parâmetros fundamentais, e só após a sua aceitação, será colocado em obra.

Após ter sido adotada uma composição para o betão por ensaios prévios em obra, proceder-se-á à realização de um trecho experimental com o mesmo equipamento, ritmo de trabalhos e métodos construtivos que se irão utilizar na parte restante da obra.

O equipamento para execução das camadas de betão (laje do pavimento com recurso a cofragens deslizantes) será:

Pavimentadora de cofragens deslizantes com a finalidade de espalhar, compactar e nivelar uniformemente o betão. Deverá ainda, no caso da laje superior do pavimento, fornecer a este a rugosidade adequada.

A execução das camadas será executada com uma pavimentadora de cofragens deslizantes que permita o seu espalhamento e compactação numa largura de 9,0 m. O controlo das espessuras das camadas será feito por um processo eletrónico.

O número de vibradores de agulha de alta frequência deve ser estudado por forma a garantir uma boa vibração interna do betão.

Nas juntas longitudinais resultantes da betonagem numa faixa contra outra já construída, ao betonar-se a nova faixa aplicar-se-á na superfície de contacto um produto que evite a aderência do betão novo ao antigo.

Deverá prestar-se a maior atenção e cuidado de modo que o betão colocado ao longo da junta seja homogéneo e fique perfeitamente compactado, especialmente tratando-se de junta do tipo macho-fêmea.

A descofragem destas zonas delicadas deverá ser efetuada com o maior cuidado possível. Observando-se quaisquer imperfeições na ranhura estas deverão ser corrigidas antes da aplicação do produto antiaderente.

Para as juntas transversais é fundamental que a serragem se efetue logo a seguir à presa, e antes do aparecimento de fendas de retração, devendo executar-se logo que possível, sem que haja arrastamento de elementos grosseiros; normalmente o prazo que medeia entre o final da construção das lajes e a serragem das juntas situa-se entre 4 e 8 horas, dependendo das condições climáticas, tipo de agregado e outros fatores que afetam o endurecimento e retração do betão.

Com a execução do trecho experimental, a fixação da altura de início de serragem será um dos aspetos a ter em conta. Para as juntas longitudinais, a serragem nunca deverá ser executada após 48 horas do final da betonagem.

As juntas de betonagem transversais terão lugar no final de cada dia de trabalho ou sempre que haja interrupção na betonagem e que seja de temer um início de presa na frente dos trabalhos. De qualquer modo uma paragem de 30 minutos em tempo seco e quente será

causa suficiente para o estabelecimento de uma junta de betonagem. Sempre que possível deverá coincidir estas juntas com as de retração (ou de dilatação), modificando, se necessário, a sua posição

Simultaneamente com a execução do pavimento serão construídas as valetas de plataforma, de acordo com as peças desenhadas, que garantirão a drenagem das águas de contacto.

7.19.3 Paisagismo

No sentido minimizar o impacto que os aterros e escavações produzem, e de evitar a erosão dos taludes construídos quer em aterro ou escavação, pela ação do vento e da chuva, e ciclos de gelo e degelo, serão adotadas medidas mitigadoras desses efeitos, e são elas:

- Regularização dos taludes com recurso a balde de giratória, materializando assim o plano e inclinação definido no projeto;
- Revestimento dos taludes atrás referidos com uma camada de terra vegetal uma espessura de 10cm;
- Execução de hidrossementeira com recurso a canhões de projeção, utilizados um mix de sementes mais apropriado ao local. Este método de sementeira consiste na projeção de uma mistura hídrica, contendo o lote de sementes, os fertilizantes, os corretivos e os estabilizadores. A composição da mistura e respetivas quantidades serão resultantes das especificações do projeto. Na hidrossementeira efetuada em taludes desprovidos de terra vegetal, serão adicionados os fixadores e protetores com vista ao sucesso dos trabalhos.
- Será ainda criada e/ou mantida, uma cortina arbórea com um mínimo de 20 m de largura e com altura suficiente, para criar um plano que reduza a visualização do exterior para o interior das diferentes plataformas, com recurso a espécies existentes ou outras que produzam o efeito requerido, e que serão definidas no PARP em anexo.

8 PLANO AMBIENTAL DE RECUPERAÇÃO PAISAGISTICA (PARP)

O de Plano Ambiental e de Recuperação Paisagística (PARP) pretende integrar e recuperar o território onde se insere o projeto da Mina da Argemela.

A recuperação ambiental e paisagística é um imperativo consignado na legislação portuguesa (Decreto-Lei nº 340/2007, de 12 de outubro que alterou e republicou o Decreto-Lei nº 270/2001, de 6 de outubro). Decreto-Lei n.º 30/2021, de 7 de maio.

Como princípio o PARP consiste na minimização e compensação dos principais impactes negativos, ambientais e paisagísticos, resultantes da atividade cuja marca na paisagem será a degradação da qualidade visual, dos padrões cromáticos e estrutura da paisagem.

Pretende ainda potenciar impactes positivos, com a criação de condições necessárias à implementação de outros usos do solo que substituam, de forma sustentável, o uso atual, garantindo a compatibilidade com as disposições de ordenamento do uso do território.

Com a execução e implementação do PARP pretendeu-se atingir objetivos de ordem estética, funcional e económica.

Dentro dos objetivos estéticos, devem criar-se zonas de elevada qualidade visual nas imediações da infraestrutura, reduzindo os impactes visuais originados pela exploração na paisagem envolvente.

Estes objetivos serão conseguidos através da implementação de uma estrutura verde adequada, garantindo as relações de continuidade com a paisagem em que se insere, respeitando dentro do possível a sua topografia.

Do ponto de vista funcional, tornou-se necessário proteger as áreas que ficaram sem revestimento vegetal, principalmente os taludes de aterro e de escavação, da erosão hídrica e eólica através da sua estabilização biológica.

A estabilização dos taludes (externa e interna) é incrementada pela modelação superficial e pela fixação de vegetação.

A nível externo estas medidas favorecem a infiltração da água, ao reduzir a velocidade e energia de transporte da mesma, e em simultâneo geram condições para a germinação de sementes.

Internamente o desenvolvimento de raízes da vegetação herbácea pioneira, principalmente de gramíneas e leguminosas, aumenta a infiltração e melhora a estrutura e estabilidade superficial do solo tornando mais difícil o arrastamento de partículas do solo.

A constituição de uma estrutura verde respeitando as características edafoclimáticas da região, contribui para a criação de um contínuo verde, sendo por isso também favorável do ponto de vista ecológico.

Com os objetivos económicos pretende-se atingir o melhor balanço custo/benefício, com a redução dos custos inerentes da gestão e manutenção do mosaico/estrutura proposta, sem prejudicar os objetivos estéticos, ecológicos e funcionais.

Uma das preocupações subjacente a este PARP, é a de não substituir impactes paisagísticos e ambientais negativos por outros, pelo que a intervenção deverá conciliar a necessidade de revitalizar o espaço afetado, minimizando os impactes visuais da área de intervenção com a manutenção das características da paisagem envolvente, bem como com as possíveis utilizações futuras da área.

O PARP contribuirá assim para a revitalização ambiental e paisagística da zona intervencionada, de forma a garantir que a área envolvente à exploração fique enquadrada na região onde se insere e que contribua para a melhoria da sua qualidade ambiental, bem como para a valorização das condições ecológicas, para incrementar a biodiversidade e permitir a recuperação do valor paisagístico, pela mitigação dos impactes visuais relevantes.

O plano pretende garantir a recuperação faseada da área intervencionada, conjugando o interesse futuro destes terrenos, com as funções determinadas pela sua capacidade de uso e em conformidade com os planos de ordenamento em vigor para a área do projeto.

O PARP será um plano dinâmico, acompanhará todas as fases da obra até ao encerramento final.

Assim aquando da fase de construção das infraestruturas (Plataformas de anexos mineiros e acessos, Instalação de resíduos estéreis (IRE), instalação de resíduos rejeitados 1 (IRR1) e a corta da Mina) será acautelada a área não afetada e mantida toda a vegetação de porte arbóreo e arbustivo.

Também será garantido o tratamento das zonas das plataformas e taludes gerados pelas construções, com a criação de cortinas e bosquetes de composição multiespecífica e multiestratificada – árvores e arbustos – de folhagem perene e caduca com diferentes ritmos de crescimento.

A fase de exploração é bastante dilatada no tempo (cerca de 30 anos), iniciando o desmonte da corta e a gradual recuperação paisagística, e a implantação sequencial das instalações de resíduos rejeitados (IRR's).

De acordo com o cronograma descrito no capítulo 18 CRONOGRAMA DOS TRABALHOS , está previsto o faseamento do encerramento de cada IRR, que ocorrerá imediatamente a seguir à entrada em exploração de uma nova IRR.

É nesta fase que gradualmente se vai promover a instalação de uma nova Estrutura Verde que vai integrar as áreas correspondentes ao Sistema Seco e ao Sistema Húmido.

Sendo propostas novas plantações e reforçadas as existentes.

Os solos expostos (sem vegetação) serão revestidos por espécies herbáceas habitualmente existentes nos prados da região.

Na fase de encerramento, quando se desativar as plataformas de anexos mineiros o PARP está praticamente executado, no entanto estão previstas algumas intervenções em áreas que sofram degradação provocada pelo desativação/desmantelamento, minimizando os principais impactos gerados durante a fase de exploração e garantindo a condução do sistema resultante da recuperação a um novo equilíbrio natural.

As restantes ações são no sentido de gerir a diversidade do mosaico cultural, composto por áreas seminaturais e naturais resultantes da recuperação paisagística das fases de construção e exploração, esta gestão, será um fator determinante para a sustentabilidade da Paisagem e do seu valor cénico.

Não é previsto a reposição do relevo nas suas formas e cotas altimétricas, essas alterações serão definitivas, (corta da mina, e barragens) sendo recuperadas paisagisticamente, as (Plataformas de anexos mineiros e acessos) ser-lhe-ão conferidos novos usos que possam trazer outros benefícios diretos e indiretos, para a região e as suas populações.

9 PLANO DE GESTÃO DE RESÍDUOS (PGR)

O Plano de Gestão de Resíduos (PGR), é um requisito legal do Decreto-Lei n.º 10/2010, de 4 de fevereiro, alterado pelo Decreto-Lei n.º 31/2013, de 22 de fevereiro, que estabelece o regime jurídico a que está sujeita a gestão de resíduos das indústrias extrativas.

O PGR, de acordo com o Art.º 10.º do DL 10/2010, tem como principal objetivo a minimização, tratamento, valorização e eliminação dos resíduos de extração, tendo em conta o princípio do desenvolvimento sustentável.

O PGR de extração deve conter as medidas necessárias para a prevenção e valorização destes resíduos.

Uma vez que a garantia da eliminação dos resíduos de extração em condições de segurança constitui uma preocupação maior do regime jurídico que a institui, estabelecem-se regras e requisitos específicos para a construção, exploração, encerramento e pós-encerramento de instalações de resíduos de extração.

O PGR tem como objetivos:

- a) Evitar ou reduzir a produção de resíduos e a sua perigosidade, em particular mediante a ponderação:
 - i) Da gestão de resíduos na fase de projeto e na escolha do método a utilizar para a extração e tratamento dos minerais;
 - ii) Das alterações que os resíduos de extração possam sofrer devido ao aumento da área superficial e à exposição das condições à superfície;
 - iii) Da reposição dos resíduos de extração nos vazios de escavação, depois da extração do mineral, desde que seja viável em termos técnicos e económicos e no respeito pelo ambiente;

- iv) Da reposição do solo superficial, depois do encerramento da instalação de resíduos, ou, se tal não for exequível, da reutilização do solo superficial noutro local;
 - v) Da utilização de substâncias menos perigosas no tratamento dos recursos minerais;
- b) Promover a valorização dos resíduos de extração através da reciclagem, reutilização ou recuperação dos mesmos, com respeito pelo ambiente;
- c) Garantir a eliminação segura dos resíduos de extração no curto e no longo prazo, tendo particularmente em conta, durante a fase de projeto, o modelo de gestão a observar durante o funcionamento e no pós-encerramento da instalação de resíduos, privilegiando um projeto que cumulativamente:
- i) Requeira pouca e, em última instância, nenhuma monitorização, controlo e gestão da instalação de resíduos após o seu encerramento;
 - ii) Evite ou, pelo menos, minimize qualquer efeito negativo a longo prazo, designadamente, imputável à migração de poluentes aquáticos ou de poluentes transportados pelo ar provenientes da instalação de resíduos;
 - iii) Garanta a estabilidade geotécnica a longo prazo de quaisquer barragens ou escombreyas situadas em plano superior ao da superfície do terreno preexistente.

O PGR deve conter informações suficientes para que a entidade licenciadora possa avaliar a capacidade do modelo de gestão de resíduos de extração e do operador para cumprir os objetivos do plano previstos no número anterior.

O PGR evidencia o cumprimento das obrigações que decorrem do DL 10/2010, para o operador e inclui os seguintes elementos:

- a) A classificação proposta para a instalação, de acordo com os critérios estabelecidos no Anexo II do DL 10/2010;
- b) Uma caracterização dos resíduos nos termos do Anexo III do DL 10/2010, e uma estimativa das quantidades totais de resíduos de extração que são produzidas durante a fase de funcionamento;
- c) Uma descrição da operação produtora desses resíduos e de quaisquer tratamentos subsequentes a que os mesmos sejam sujeitos;
- d) Uma descrição do modo como o ambiente e a saúde humana são suscetíveis de ser negativamente afetados pelo depósito dos resíduos, bem como das medidas preventivas a tomar, a fim de minimizar o impacto ambiental e na saúde humana durante o funcionamento e na fase de pós-encerramento, incluindo os aspetos referidos nos Art.ºs 11.º a 13.º do DL 10/2010;
- e) Os procedimentos de controlo e monitorização propostos nos termos do n.º 1 do Art.º 12.º e do Art.º 40.º do DL 10/2010, quando aplicável;
- f) O plano proposto para o encerramento, incluindo a reabilitação, os procedimentos pós-encerramento e as ações de monitorização, nos termos do Art.º 13.º do DL 10/2010, e os respetivos encargos financeiros;
- g) Medidas destinadas a evitar a deterioração do estado das águas e a prevenir e minimizar a poluição do ar e dos solos, em aplicação do Art.º 11.º do DL 10/2010;
- h) Estudo geológico e hidrogeológico da área de influência das instalações de resíduos, com a indicação da permeabilidade e resistência mecânica das formações, da rede hidrográfica e do sistema de circulação das águas subterrâneas;
- i) Uma justificação do modo como a opção e o método escolhidos satisfazem os objetivos do PGR estabelecido.

O PGR será obrigatoriamente revisto de cinco em cinco anos. Não obstante este facto, as alterações substanciais da instalação de resíduos ou dos resíduos depositados determinam uma alteração ao PGR. Qualquer alteração do PGR deverá ser comunicada à entidade licenciadora.

Após a notificação do deferimento do pedido de licenciamento da instalação de resíduos, o operador deve prestar uma garantia financeira, em benefício da entidade licenciadora, destinada a garantir o integral cumprimento das condições impostas na licença, incluindo as relativas à fase de pós-encerramento e à reabilitação dos solos afetados pela instalação de resíduos, de acordo com o PGR.

O PGR agora sumariamente descrito, encontra-se no Anexo VIII: Plano de gestão de resíduos (PGR).

10 TERRENOS

Desde a data de assinatura do contrato de exploração da concessão C-166 Argemela, que o ocorreu a 21/10/2022, a Neomina, iniciou contactos com os vários proprietários dos terrenos que interessam ao desenvolvimento do projeto, no sentido da aquisição dos mesmos.

A esta data, a Neomina já é proprietária e com acordos estabelecidos, em cerca 107ha, onde se incluem todos os terrenos que interessam ao desenvolvimento da corta, bem como alguns outros que interessam ao desenvolvimento total do projeto, sendo as suas delimitações as que se representam na Figura 10-1.



Figura 10-1: Terrenos propriedade da Neomina

11 VEDAÇÃO / PORTÕES

Toda a área do complexo mineiro será vedada.

A vedação será materializada por recurso a rede malha solta zincada de arame com 50x50mm, com 2,00m de altura e postes metálicos encimados por duas fiadas de arame farpado.

Os postes serão betonados, a cavidade a escavar deve apresentar a forma troncocônica, com base para baixo.

O betão a empregar deve ser do tipo CB12/15 e preencher toda a cavidade. O arame farpado deverá ser colocado por forma a ficar 5 cm acima da face superior da rede e a 5 cm abaixo da face inferior da mesma.

O esticamento dos arames deve ser o recomendado pelo fabricante, contudo nunca inferior a 300 kg e será executado por equipamento adequado.

Na vedação, serão instalados portões de 5,00m de largura, de duas folhas, em todos os pontos que possam dar acessos a caminhos exteriores existentes, de modo a facilitar o movimento de viaturas de emergência, caso seja necessária à sua intervenção.

Estes portões estarão permanentemente encerrados, sendo apenas abertos em emergência específica.

Na figura e tabela seguintes, podemos verificar o polígono de vedação mínimo que teremos de materializar, no perímetro de 10.247m, e uma área circunscrita de aproximadamente 285ha, pois como referido atrás, só após a conclusão das várias negociações de aquisição de terrenos, que se encontram em curso, é que se poderá definir com exatidão o perímetro a vedar pela Neomina, no entanto, esta vedação garantirá um corredor de pelo menos 20m para materialização da cortina arbórea, ladeada por uma faixa de gestão de combustível,

exterior à vedação, com uma largura de 15m quando estamos perante floresta, ou por estradas e/ou caminhos públicos existentes.

De referir também, que se excluí da área vedada, toda a área interessada pela barragem Ximassas e sua albufeira, pois dado ao seu carácter de fins múltiplos, esta ficará fora da vedação da Neomina, sendo de livre acesso a todos os seus utilizadores.

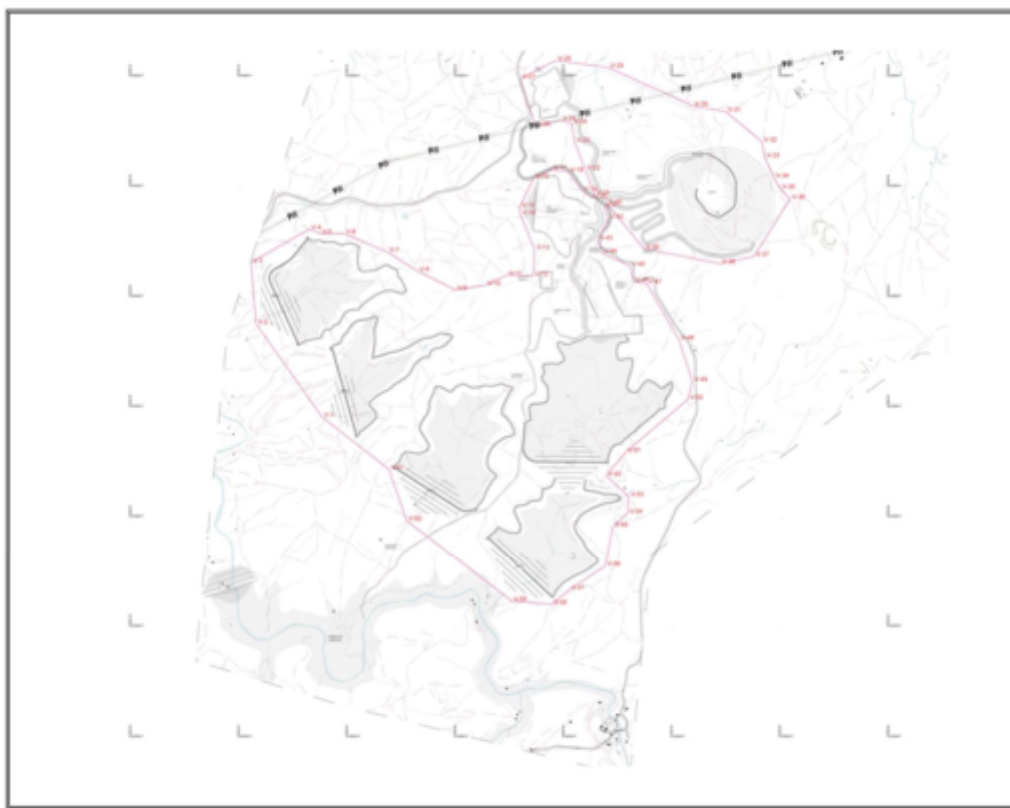


Figura 11-1: Polígono da vedação e seus vértices

PONTO	CODIGO	M	P	PONTO	CODIGO	M	P	PONTO	CODIGO	M	P
V-1	VED	42879,66	53456,87	V-21	VED	44139,52	54466,19	V-41	VED	44182,15	54409,63
V-2	VED	42575,25	53879,81	V-22	VED	44093,96	54579,50	V-42	VED	44200,95	54357,95
V-3	VED	42551,61	54157,99	V-23	VED	44046,84	54704,86	V-43	VED	44152,57	54260,63
V-4	VED	42821,73	54309,34	V-24	VED	44032,50	54789,45	V-44	VED	44171,92	54201,10
V-5	VED	42870,62	54288,43	V-25	VED	43982,44	54802,26	V-45	VED	44301,93	54141,94
V-6	VED	42980,69	54289,02	V-26	VED	43864,95	54777,66	V-46	VED	44318,36	54071,83
V-7	VED	43181,43	54205,52	V-27	VED	43795,18	54992,44	V-47	VED	44378,25	54062,70
V-8	VED	43321,35	54118,40	V-28	VED	43959,85	55075,35	V-48	VED	44527,62	53807,43
V-9	VED	43495,62	54033,69	V-29	VED	44201,83	55042,21	V-49	VED	44589,88	53618,45
V-10	VED	43634,41	54054,22	V-30	VED	44591,12	54868,93	V-50	VED	44569,43	53536,46
V-11	VED	43734,47	54100,60	V-31	VED	44743,74	54842,54	V-51	VED	44281,30	53296,53
V-12	VED	43854,62	54097,31	V-32	VED	44910,76	54706,33	V-52	VED	44191,53	53189,34
V-13	VED	43861,34	54217,39	V-33	VED	44923,17	54635,39	V-53	VED	44295,47	53096,08
V-14	VED	43795,46	54375,84	V-34	VED	44965,90	54543,46	V-54	VED	44290,31	53020,01
V-15	VED	43792,11	54408,99	V-35	VED	44994,52	54493,29	V-55	VED	44222,50	52958,73
V-16	VED	43857,23	54540,67	V-36	VED	45040,97	54446,30	V-56	VED	44187,44	52777,05
V-17	VED	43940,67	54579,64	V-37	VED	44874,77	54185,87	V-57	VED	44022,92	52669,32
V-18	VED	44016,59	54569,74	V-38	VED	44717,67	54152,80	V-58	VED	43940,33	52602,64
V-19	VED	44080,20	54483,71	V-39	VED	44364,92	54220,73	V-59	VED	43755,86	52617,72
V-20	VED	44127,74	54448,48	V-40	VED	44195,84	54425,88	V-60	VED	43270,54	52985,83
								V-61	VED	43188,79	53218,65

Tabela 11-1: Coordenadas dos vértices de vedação

12 PROCESSOS MINERALÚRGICOS

A estação de tratamento de minério do projeto da Argemela está projetada para tratar uma quantidade média, ao longo do período de vida da mina, de 1 Mt/ano de minério de lítio e estanho.

No entanto a capacidade instalada da unidade industrial da lavaria será 1,5Mt/ano, o que nos permitirá fazer a gestão mais adequada dos tempos de trabalho, de modo a mitigar os impactes daqui decorrentes.

O projeto da unidade industrial da lavaria, surgiu após realização de um programa complexo de ensaios para definir os parâmetros do diagrama de tratamento do minério.

12.1 Ensaios realizados

O laboratório da Universidad Complutense de Madrid realizou ensaios mineralógicos de 21 amostras do depósito mineral da Argemela, que representavam distintas fases minerais provenientes de sondagens de prospeção. Este estudo consistiu em:

- Análise de lâminas com microscopia ótica petrográfica de luz polarizada;
- Identificação das fases minerais ricas em lítio com espectroscopia Raman e/ou por microdifracção de raios-X.

Posteriormente estas lâminas foram analisadas no laboratório mineralógico da ALMINA (Empresa do Grupo da NEOMINA), utilizando o *Mineral Liberation Analyzer* (MLA), onde foram analisados os seguintes parâmetros:

- Abundância mineral e distribuição elementares da amostra;

- Associações minerais;
- Distribuições de tamanho de partículas e grãos;
- Densidade das partículas e fatores de forma.

Em paralelo o laboratório da TOMRA analisou amostras de minério de estanho e lítio provenientes de galerias e da superfície da área da Argemela. Foi testada a tecnologia de XRT (raio-X), com a qual é possível realizar dois tipos de separação:

- 1ª separação – alto teor de estanho;
- 2ª separação – separação dos filões e xistos, alta densidade e baixa densidade.

Além dos ensaios descritos, foram realizados ensaios pela Maelgwyn Mineral Services, ensaios de:

- Análise de caracterização da amostra;
- Testes de cominuição;
- Testes de separação gravimétrica;
- Ensaios de flutuação.

12.2 Ensaios Tomra

A realização de ensaios com recurso a Ore Sorter, tinha como objetivo verificar se estas tecnologias poderiam de alguma forma ajudar a produzir um concentrado ou pré-concentrado de Li, sem que se perdesse o valor já definido do depósito em Estanho.

Tendo presente as características do depósito da Argemela, ficou claro que os dois elementos (Li e Sn) são importantes para o projeto, e o objetivo é conseguir produzir o maior

valor combinado, com alguma maleabilidade, para facilmente se dar preferência a um ou ao outro elemento, conforme a estratégia definida de acordo com cotações e/ou outros fatores.

Assim, desde logo, considerou-se que seria necessário utilizar pelo menos dois tipos de Ore Sorter, um que de alguma forma separasse os minerais de Lítio (Cromático e/ou Laser) e outro (XRT-X-Ray transmittion) que retirasse da fração excluída (xisto e xisto com filonetes menores) os fragmentos que possam possuir cassiterite (mineral denso detetável por XRT).

Foram realizados testes com três máquinas, com anotação de massas e acondicionamento de todas as frações resultantes, com a finalidade de todas estas serem devolvidas à NEOMINA, para tratamento individual, amostragem e análise química.

12.2.1 Amostra enviada pela NEOMINA

Uma vez que será impossível explorar apenas os filões mineralizados, existindo sempre diluição, estabeleceu-se que a amostra colhida no campo deveria ser composta por:

- Cerca de 40% de filão;
- Cerca de 40% de xisto encaixante;
- Cerca de 20% de xisto absolutamente estéril.

Esta amostra de rocha, colhida pela Neomina de acordo com as regras definidas, traduziu-se num peso total de 2116 Kg.

A amostra foi enviada a os laboratórios da ALMINA em Aljustrel, onde foi seca, britada e crivada para que se obtivessem três diferentes frações, como sejam, <11mm, 11-20mm e 20 a 50mm.

Após a execução destes trabalhos as amostras resultantes foram então enviadas pela ALMINA para a TOMRA, em Hamburgo, na Alemanha, e possuíam as seguintes características:

Dimensão (cm)	Peso (kg)
< 1	591
1 - 2	692
2 - 5	772
Total	2 055

Tabela 12-1: Características das amostras enviadas à Tomra

12.2.2 Amostra recebida na TOMRA

A amostra recebida na TOMRA foi crivada novamente, apresentando as seguintes características:

Dimensão (cm)	Peso (kg)
< 1	725
1 - 2	616
2 - 5	714
Total	2 055

* Parte dos finos (<12mm) foram criados durante os transportes

Tabela 12-2: Características das amostras recebidas pela Tomra

As frações superiores a 12mm foram tratadas nos diferentes Ore Sorters.

12.2.3 Ensaios realizados

Foram realizados ensaios em três Ore Sorters com distintas tecnologias, e pela seguinte ordem:

- Laser: permitiu separar Quartzo e Montebrasite do Xisto. A Figura 12-1 demonstra a eficácia da separação. Eram, no entanto, visíveis raros pedaços de xisto no recipiente Qz + Mtb bem como o inverso, o que, será normal desde que tal não aconteça frequentemente.



Figura 12-1: Separação de minerais por Lazer

- XRT: este método identifica pequenos pontos de grande densidade dentro de rochas, independentemente do tipo de rocha. Assim, pretendia-se identificar Cassiterite (minério de Sn). Na Figura 12-2, verifica-se que amostras anteriormente classificadas como xisto, foram agora identificadas como positivas para Estanho (provavelmente). Tal deveu-se, como se pôde verificar, à existência de pequenos veios de quartzo, possivelmente portadores de Cassiterite.



Figura 12-2: Separação de minerais por XRT

- Cromático: verificou-se grande eficácia na separação de pedaços de rocha "verde" (mineral de Li) dos restantes pedaços de rocha, fossem eles de Xisto ou simplesmente de quartzo branco.



Figura 12-3: Separação de minerais por cor (Cromático)

De salientar que em todos os casos se fez uma única passagem de cada amostra por cada Ore Sorter.

Os resultados obtidos apenas puderam ser quantificados em massa.

12.2.4 Resultados obtidos

Os resultados obtidos, permitem-nos afirmar a eficácia destes equipamentos para a separação destes tipos de minerais.

O balanço final apenas poderá ser efetuado após o retorno, tratamento e análise das diversas frações separadas na TOMRA. No entanto, e apenas através de uma observação no próprio local, parece evidente o sucesso da operação realizada. Resta saber que teores se obtém e que perdas existirão no processo, o que será decisivo para um balanço final.

No Anexo XIII: Processos mineralúrgicos, apresentamos o relatório final da TOMRA

12.3 Ensaios Maelgwyn South Africa

No âmbito da retoma dos estudos de engenharia básica do projeto de Argemela, a empresa espanhola SCYP, coordenadora dos estudos, solicitou os trabalhos de investigação laboratorial à empresa sul-africana MAELGWYN SOUTH AFRICA.

Este ponto, constitui uma síntese/tradução dos relatórios dos resultados, obtidos com os ensaios laboratoriais.

O relatório final apresentado pelo Maelgwyn South Africa, encontra-se em anexo a esta memória descritiva, Anexo XIII: Processos mineralúrgicos.

Os ensaios foram realizados em 2 fases:

12.3.1 1ª Fase de ensaios

A 1ª Fase de ensaios foi realizada entre 31/maio/2021 e 22/dezembro/2022 e incidiu na recuperação do Lítio, sobre amostras representativas dos 2 tipos de formações onde ocorre os minérios de Li e Sn: Filões e Xistos. MAELGWYN SOUTH AFRICA (PTY) LTD- REPORT NUMBER: REP 22-081

12.3.1.1 Amostras ensaiadas

Foram enviadas duas amostras representativas dos dois tipos de formações:

- Veios ou Filões (Vein)- 51,9 kgs, e
- Xistos (Shale)- 53 kgs.



Figura 12-4: Amostras de filões (Veins) e Xistos (Shale)

Cada tipo de amostra foi britada, homogeneizada e preparada para os testes subsequentes.

12.3.1.1.1 Teores das Amostras

As amostras foram submetidas a análises químicas detalhadas, cujos valores estão indicados no Tabela 12-3 abaixo:

Accredited assays					Trace elements			
Major elements								
Element	Unit	Vein	Shale	New vein	Element	Unit	Vein	Shale
Li ₂ O	%	0,98	0,36	0,91	Ag	ppm	6,07	<1
K ₂ O	%	1,08	4,07	0,70	As	ppm	713,94	1763,87
P ₂ O ₅	%	7,73	0,42	7,62	Ba	ppm	93,02	466,58
SiO ₂	%	73,39	62,32	77,99	Be	ppm	89,25	24,49
Al ₂ O ₃	%	10,70	18,92	9,05	Bi	ppm	42,22	3,17
Fe	%	1,27	4,47	1,01	Cd	ppm	<1	<1
TiO ₂	%	0,14	0,89	0,10	Ce	ppm	5,37	57,11
CaO	%	0,10	0,39	0,26	Co	ppm	58,19	32,24
MgO	%	0,24	2,30	0,11	Cr	ppm	56,83	147,68
MnO	%	0,04	0,04	0,05	Cs	ppm	78,73	580,76
Li	%	0,45	0,17	0,42	Cu	ppm	944,51	84,96
Nb	%	<0,05	<0,05	<0,05	Ga	ppm	12,80	28,59
Sn	%	0,30	<0,1	0,30	Ge	ppm	2,23	2,81
Ta	%	<0,05	<0,05	<0,05	Hf	ppm	<1	5,34
Rb	%	0,04	0,11	0,02	In	ppm	<1	<1
					Mo	ppm	1,57	1,64
					Nb	ppm	35,75	28,62
					Ni	ppm	25,10	56,88

Tabela 12-3: Teores das amostras - Elementos maiores e traços

Estes resultados mostram que os filões apresentam teores de Li₂O=0,98% e de Sn=0,30%, mais elevados que os dos Xistos, com Li₂O=0,36% e de Sn<0,10% (Valor abaixo do nível de deteção).

12.3.1.1.2 Distribuição granulométrica a K₈₀=75μ e do Li₂O nas frações granulométricas

Uma amostra de 1 Kg de cada minério foi submetida a moagem a K₈₀=75μ e crivada em via húmida numa série de 6 crivos de 106 μ a <25μ.

Os resultados da análise granulométricas, bem como da distribuição do Li₂O, pelas diferentes granulometrias estão apresentados nas Tabela 12-4 e Tabela 12-5.

A distribuição granulométrica revela que a amostra de Xisto gera uma maior % de ultrafinos- $W(<25\mu) = 57,4\%$, quando comparada com a amostra de Filões, com uma % da ordem- $W(<25\mu) = 24,8\%$.

6.1. PSD and SBA of Samples Milled to 80% -75 μ m

Screen Size μ m	Vene Mass				Grade (%)				Distribution (%)			
	Discrete	%	% Retained	% Passing	Discrete	Cum.	Discrete	Cum.	Discrete	Cum.	Discrete	Cum.
200.00	17.0	3.71	3.71	96.29	0.63	0.63	2.30	2.30	3.57	3.57	1.08	1.08
75.00	283.0	39.44	39.11	60.89	1.07	1.00	0.79	0.87	7.03	6.81	23.13	30.27
50.00	162.0	22.43	54.54	45.46	1.00	1.00	0.64	0.79	7.58	7.58	29.66	56.92
30.00	128.0	17.86	69.40	30.60	0.98	1.00	0.79	0.79	6.96	7.12	12.68	69.60
15.00	57.0	7.91	75.18	24.82	0.97	0.99	1.03	0.81	7.29	7.14	1.58	75.10
7.50	247.0	34.52	100.00	0.00	0.99	1.00	1.08	1.08	5.21	1.06	24.84	100.00
Total Calc.	988.0	100.0			Head (Calc.)	0.99	1.08	1.08	1.66	100.0	100.0	100.0
					Head (Mean.)	0.98	1.08	1.08	7.73			
					2%		-0%		-0%			

Tabela 12-4: Distribuição granulométrica de Filões e Xistos

Screen Size μ m	Shale Mass				Grade (%)				Distribution (%)			
	Discrete	%	% Retained	% Passing	Discrete	Cum.	Discrete	Cum.	Discrete	Cum.	Discrete	Cum.
200.00	9.0	0.91	0.91	99.09	0.35	0.35	4.50	4.50	0.75	0.75	0.86	0.86
75.00	71.0	7.14	8.05	91.95	0.34	0.34	3.98	4.08	0.57	0.59	7.12	6.77
50.00	146.0	14.49	21.54	78.46	0.32	0.32	3.62	3.77	0.49	0.52	12.12	18.64
30.00	129.0	12.98	35.51	64.49	0.30	0.32	3.27	3.58	0.30	0.52	10.17	30.41
15.00	90.0	9.04	42.56	57.44	0.28	0.31	3.05	3.40	0.48	0.51	5.17	35.19
7.50	171.0	17.44	100.00	0.00	0.42	0.77	4.73	4.80	3.46	3.46	14.71	100.00
Total Calc.	566.0	100.0			Head (Calc.)	0.37	4.20	4.45	0.45	100.0	100.0	100.0
					Head (Mean.)	0.35	4.07	4.42				
					4%		2%		0%			

Tabela 12-5: Distribuição granulométrica

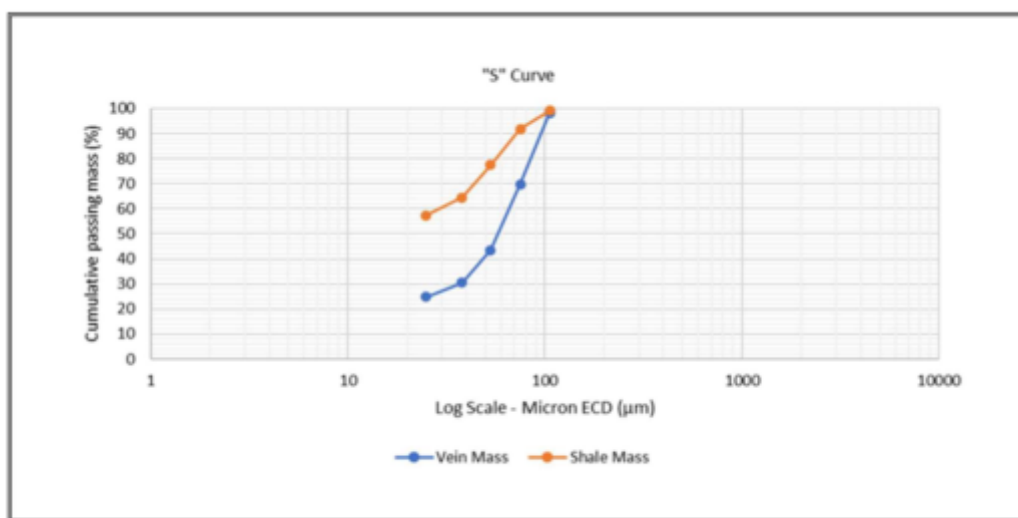


Figura 12-5: Curvas granulométricas

A distribuição do Li_2O , pelas diferentes frações granulométricas está representada, nos gráficos da Figura 12-6

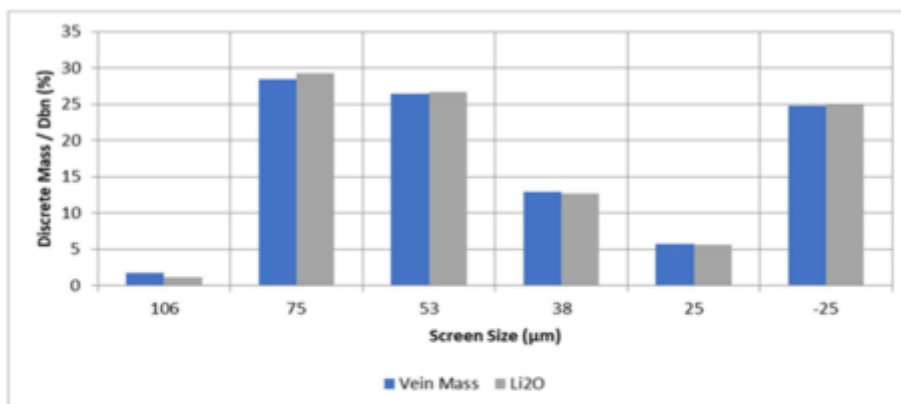


Figure 3: Mass and Li distribution by size – Vein sample

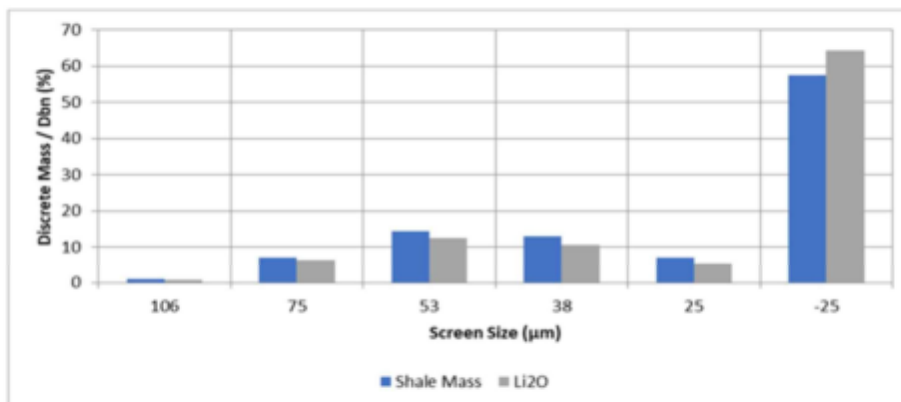


Figure 4: Mass and Li distribution by size – Shale sample

Figura 12-6: Distribuição do Li₂O pelas frações granulométricas

Estas curvas mostram que, nos filões, a maior parte do Li₂O se concentra nas frações mais grosseiras, com apenas 24,84% do Li₂O concentrado na fração de ultrafinos <25μ.

Pelo contrário nos Xistos 64,22% do Li₂O está concentrado na fração ultrafina <25μ, dificultando a sua recuperação.

12.3.1.1.3 Mineralogia

Os minerais identificados são a Cassiterite e a Cassiterite-Fe, como minerais de Sn e a Amblygonite como minerais de Lítio nos Filões. O mineral de Li nos xistos é a Elbaite.

A Amblygonite apresenta-se em grãos apresenta uma distribuição granulométricas nas frações $>60\mu$ nos xistos e $< 40\mu$ nos xistos.

A Elbaite apresenta-se em frações essencialmente nas frações mais finas $100\% < 40\mu$ e com uma pobre liberação, o que torna difícil a sua recuperação.

12.3.1.2 Ensaios laboratoriais de Flutuação dos Filões

Como o P_2O_5 faz parte da estrutura mineral do Li, para esta amostra, foi considerado como indicador na avaliação da resposta do Li à flutuação.

De modo a permitir uma mais rápida tomada de decisão, todos os produtos dos ensaios de flutuação foram analisados, previamente por FRX, antes da sua análise definitiva em laboratório acreditado (accredit assays).

Foram ensaiados os parâmetros processuais, em relação aos quais a flutuação do Lítio é mais sensível:

- Moagem inicial a K80=75 μ , com tempos de moagem de 25min, depois reduzidos para 20, 15, 10 minutos e, conseqüente, aumento da granulometria com o objetivo de reduzir a produção de ultrafinos
- Desenlameamento da fração -25 μ e -10 μ , do produto da moagem, antes da flutuação;
- Ensaio de coletores;
- pH=3,5 com regulação de H_2SO_4 vs. pH=8,5 com regulação de Cal

12.3.1.2.1 Moagem inicial a K80=75 μ e desenlameamento a -25 μ

Os primeiros 5 ensaios foram realizados, com um tempo de moagem de 25 min, considerando que seria expectável que esta granulometria asseguraria a libertação das espécies minerais.

Na Tabela 12-6, são mostradas as condições destes ensaios:

Test 1 - Chinese Reagent Mill 1kg to 80% -75 μ m (25 min) De-slime at 25 μ m Place de-slimed material into 2 litre cell No pH adjustment Add 10 ml reagent condition for 2 minutes (3000 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 1) Add 5 ml reagent condition for 2 minutes (500 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 2) Add 2.5 ml reagent condition for 2 minutes (250 g/t) Rougher float 4 minutes (No Conc 3)	Test 2 - Chinese Reagent - With Sodium Silicate Mill 1kg to 80% -75 μ m (25 min) De-slime at 25 μ m Place de-slimed material into 2 litre cell No pH adjustment Add 150 g/t Sodium Silicate upfront. Add 10 ml reagent condition for 2 minutes (3000 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 1) Add 5 ml reagent condition for 2 minutes (500 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 2) Add 2.5 ml reagent condition for 2 minutes (250 g/t) Rougher float 4 minutes (No Conc 3)	Test 3 - Clariant Flotigam 4343 (Direct Lepidolite float - Acidic Conditions) Mill 1kg to 80% -75 μ m (25 min) De-slime at 25 μ m Place de-slimed material into 2 litre cell Adjust pH to 5.5 (Add H2SO4) Add 4 drops reagent condition for 2 minutes (120 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 1) Add 2 drops reagent condition for 2 minutes (64 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 2) Rougher float 4 minutes (No Conc 3)
Test 4 - Clariant Flotigam 4343 (Direct Lepidolite float - Alkaline Conditions) Mill 1kg to 80% -75 μ m (25 min) De-slime at 25 μ m Place de-slimed material into 2 litre cell Adjust pH to 8.5 (Add Lime) Add 4 drops reagent condition for 2 minutes (120 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 1) Add 2 drops reagent condition for 2 minutes (64 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 2) Rougher float 4 minutes (No Conc 3)	Test 5 - Clariant Flotigam 7300 and 4343: Mica float followed by lepidolite float Mill 1kg to 80% -75 μ m (25 min) De-slime at 25 μ m Place de-slimed material into 2 litre cell Adjust pH to 2.5 (Add H2SO4) Add 3 drops 7300 reagent condition for 2 minutes (30 g/t) Mica float for 10 minutes Adjust pH to 8.5 (Add Lime) Add 4 drops reagent condition for 2 minutes (120 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 1) Add 2 drops reagent condition for 2 minutes (64 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 2) Rougher float 4 minutes (No Conc 3)	

Tabela 12-6: Ensaios iniciais

Os coletores utilizados, foram coletores a base de alquilamina o Flotigem 4343 da Clariant e um “coletor chinês”, de designação comercial e composição desconhecida, mas que havia sido utilizado, com bons resultados na flutuação da Espodumena.

Os resultados obtidos estão sintetizados no gráfico Figura 12-7.

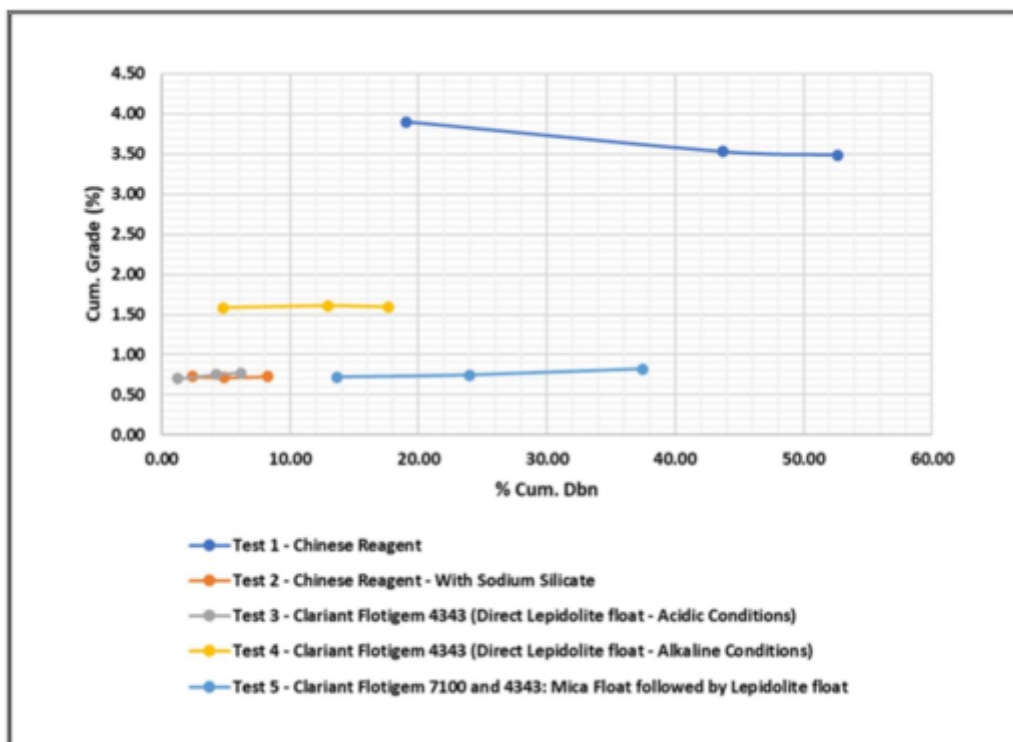


Figura 12-7: Curvas teor vs recuperação dos testes iniciais

Os balanços mássicos e metalúrgicos destes 5 ensaios estão detalhados no Anexo 6.2 do relatório final em anexo.

Os resultados mostram o seguinte:

- O melhor resultado foi conseguido com o "coletor Chinês" - Teste 1, quando comparado com o coletor Flotigem 4343, ensaiado quer em pH ácido (pH=2,5 regulado por adição de H₂SO₄) – Teste 3, quer em meio alcalino (pH=8,5 regulado por adição de Ca) - Teste 4.
- O Silicato de Sódio, utilizado no Teste 2, provocou a depressão do Lítio;

- A flutuação "à cabeça" das micas utilizando o Flotigem 7100, seguida da flutuação do Lítio com o Flotigem 4343, não conduziu a melhoria dos resultados Teste 5.

Embora os resultados obtidos com o Teste 1, mostram uma boa seletividade (Teor LiO_2 = 3,49%) a recuperação é baixa (Rec. LiO_2 = 52,64%).

Note-se que 25,45% do LiO_2 são perdidos nos ultrafinos (slimes), pelo que foi sugerido reduzir a granulometria do desenlameamento dos ultrafinos.

12.3.1.2.2 Moagem inicial a $K_{80}=75 \mu$ e granulometria de desenlameamento inferior 25μ

Por forma a tentar um desenlameamento com eliminação de ultrafinos abaixo de 25μ (obtido por crivagem), foi tentado um processo recorrente, em ensaios laboratoriais, aqui designado por "Bucket decantation", que consiste em agitar o produto da moagem a $K_{80}=75 \mu$, bastante diluído num vaso.

Em seguida a polpa é deixada em repouso durante 2 minutos, provocando a sedimentação da fração mais grosseiras e promove-se a decantação da água e das frações finas- 10μ , em suspensão.

Com esta operação prévia de desenlameamento, foram efetuados 2 ensaios:

- Teste 6 - Com o "coletor Chinês", e o
- Teste 7 - Com o coletor Flotigem 4343.

As condições dos ensaios e os balanços metalúrgicos são mostrados na Tabela 12-7

Second Round Flotation

Test 6 Sample - Chinese Reagent (Reagent De-slime)
400 g sample for 20min.
De-slime material at 10 micron using bucket method. Please filter, dry and weigh the slime.
Place de-slime material into a 2 liter flotation cell.
No pH adjustment
Add 30 ml reagent. Conditions for 2 minutes (1000 g/l)
Rougher float 3 minutes (No Conc. 0)
Add 5 ml reagent. Conditions for 2 minutes (500 g/l)
Rougher float 3 minutes (No Conc. 0)
Add 3.5 ml reagent. Conditions for 2 minutes (250 g/l)
Rougher float 4 minutes (No Conc. 0)

80% passing 75 µm				Accounted Assays									
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum. Mass (%)	Li2O (%)		#303 (%)		#303 (%)		K2O (%)		
					Li2O Assays (%)	Cum. Grade (%)	Blm (%)	% Cum. Blm (%)	Blm (%)	% Cum. Blm (%)	K2O Assays (%)	Blm (%)	% Cum. Blm (%)
RC1	0	93.33	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	
RC2	0	96.66	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	
RC3	0	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	
Wt loss		471.33	46.96	62.04	0.31	1.09	13.46	01.81	3.58	11.39	80.78	0.16	6.87
Slimes		281.33	27.96	33.00	1.04	1.16	36.17	100.00	6.64	20.32	100.00	1.63	17.80
Head (Calc)		1003.66	1000.00	1000.00	1.04	1.00	100.00	7.79	100.00	0.73	1.06	1.00	100.00
Head (Assays)					0.98								
					0%				0%				

Test 7 - Chloride Flotigem 4343 (Alternative Conditions Reagent De-slime)
400 g sample for 20min.
De-slime material at 10 micron using bucket method.
Place de-slime material into a 2 liter flotation cell.
Adjust pH to 8.5 (Add Lime)
Add 4 drops reagent condition for 2 minutes (1000 g/l)
Rougher float 3 minutes (No Conc. 0)
Add 2 drops reagent condition for 2 minutes (500 g/l)
Rougher float 3 minutes (No Conc. 0)
Rougher float 4 minutes (No Conc. 0)

80% passing 75 µm				Accounted Assays									
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum. Mass (%)	Li2O (%)		#303 (%)		#303 (%)		K2O (%)		
					Li2O Assays (%)	Cum. Grade (%)	Blm (%)	% Cum. Blm (%)	Blm (%)	% Cum. Blm (%)	K2O Assays (%)	Blm (%)	% Cum. Blm (%)
RC1	0	73.27	7.81	7.81	0.18	2.18	15.04	15.00	11.00	10.89	10.30	4.13	18.33
RC2	0	96.66	7.89	15.70	1.70	1.54	12.27	12.31	10.19	10.50	20.80	1.17	6.01
RC3	0	97.32	15.70	31.40	1.71	1.91	2.78	30.39	10.04	2.82	13.16	0.94	6.76
Wt loss		454.14	45.91	62.27	0.78	1.00	13.43	63.12	0.88	17.40	80.78	0.01	3.14
Slimes		173.00	17.73	33.00	1.03	1.07	36.46	100.00	0.86	28.30	100.00	1.74	60.50
Head (Calc)		996.18	1000.00	1000.00	1.07	1.07	100.00	7.79	100.00	1.09	1.09	1.00	100.00
Head (Assays)					0.98								
					0%				0%				

Tabela 12-7: Condições e balanços dos testes 6 e 7

Os resultados do desenlameamento a 10 µ, mostram nos 2 ensaios uma perda total, em peso, dos ultrafinos da ordem de 38%, correspondendo a uma perda de recuperação LiO₂ da ordem 36%, nos dois ensaios.

Confirma-se também a melhor eficiência mineralúrgica do "coletor Chinês" Teste 6, com Teor de 3,54% LiO₂ e uma recuperação 50,17%, que a obtida no Teste 7, com o coletor Flotigem 4343 (Teor de 1,91% LiO₂ e uma recuperação 30,09%).

Dado que o processo de decantação conduziu a uma perda em peso elevada da fração de 10 µ (38%), foi ensaiada a ciclonagem do produto da moagem, utilizando um ciclone desenlameador de 40mm.

O balanço mássico da ciclonagem é mostrado no Anexo 6.4 do Relatório final em anexo.

Os resultados obtidos com a ciclonagem mostram uma perda de massa, da ordem de 21,2%, correspondendo a uma perda de $\text{LiO}_2 = 22,52\%$, no Overflow do ciclone (Slimes).

O underflow – o produto a flutuar apresenta ainda cerca 9,92% de fração - 10μ .

Na Tabela 12-8, são apresentadas as condições e o Balanço Mássico e metalúrgico do teste 8

Test 8 - Chinese Reagent (Cyclone Slime De-slimes)

Add 50kg sample

Do slime-wetted material using cyclone. Please filter, dry and weigh the products.

Place 1kg of the dried material into a 2 liter filtration cell

No pH adjustment

Add 33 ml reagent condition for 2 minutes (3000 g/l)

Rougher float 3 minutes (No Conc. II)

Add 3 ml reagent condition for 2 minutes (300 g/l)

Rougher float 2 minutes (No Conc. II)

Add 2.5 ml reagent condition for 2 minutes (250 g/l)

Rougher float 4 minutes (No Conc. II)

Accepted Assays														
80% passing 75 μm				Li2O (%)				P2O5 (%)				K2O (%)		
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum. Mass (%)	Li2O Assays (%)	Cum. Grade (%)	Li2O (%)	% Cum. Li2O	P2O5 Assays (%)	Li2O (%)	% Cum. Li2O	K2O Assays (%)	Li2O (%)	% Cum. Li2O
RC1	3		5.08	5.08	3.38	1.36	6.85	6.85	10.66	6.72	6.72	3.43	17.18	17.18
RC2	6		3.62	8.70	3.52	1.43	5.45	12.31	10.66	4.78	11.50	3.62	32.81	30.07
RC3	30		3.47	12.17	3.32	1.46	3.48	15.78	6.86	3.36	14.90	3.61	37.67	37.34
RTails		67.43	76.80	60.84	0.99	0.99	62.89	77.48	7.33	63.31	76.61	0.37	34.75	62.49
Slimes		21.20	24.00	1.07	1.05	1.05	22.52	100.00	9.52	23.99	100.00	1.80	37.51	100.00
Head (Total)			100.00		2.01		100.00		6.86	100.00		1.02	100.00	
Head (Assays)					0.98				7.73			1.08		

Tabela 12-8: Balanço mássico e metalúrgico do teste 8

Os resultados metalúrgicos dos 3 ensaios estão sintetizados, nas curvas de teor/recuperação apresentadas na Figura 12-8.

O Teste 6, com desenlameamento da fração - 10μ , e com utilização do “coletor Chinês” apresenta os melhores resultados mineralúrgicos (Teor $\text{LiO}_2 = 3,54\%$ e Recuperação= 50,17% de LiO_2), quando comparado com o Teste 7 (Teor $\text{LiO}_2 = 1,91\%$ e Recuperação= 30,09% de LiO_2), em que foi utilizado o coletor Flotigem 4343.

O pior resultado foi obtido com o Teste 8, em que foi tentado o desenlameamento da fração -10 μ , por ciclonagem.

A perda de eficiência da ciclonagem explica o mau resultado obtido.

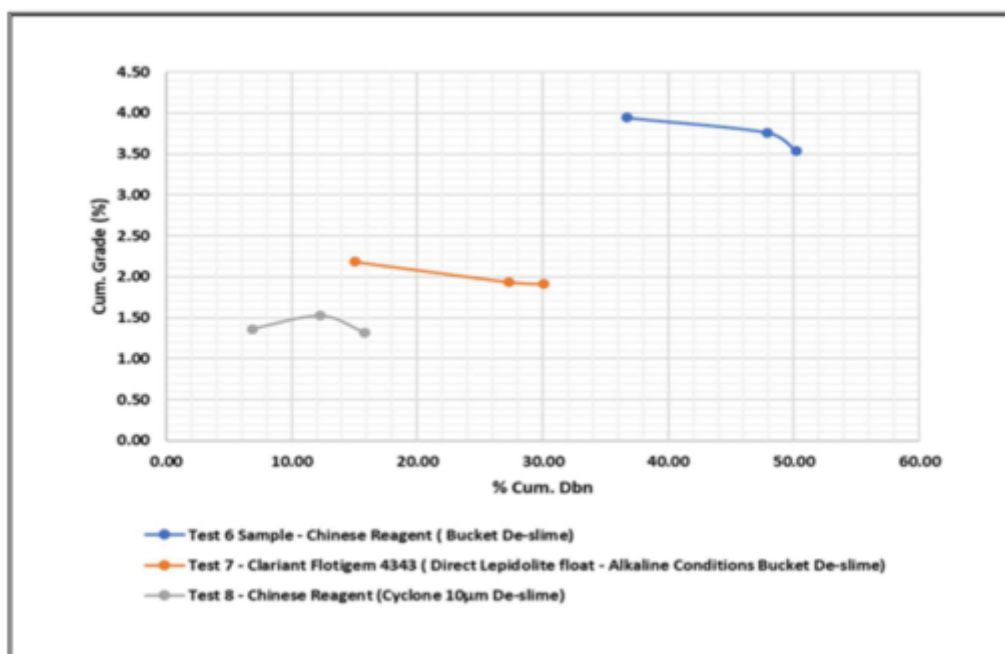


Figura 12-8: Curvas de Teor Recuperação dos Testes 6; 7 e 8

Dado que redução da granulometria do desenlameamento de -25 μ para -10 μ , não produziu uma alteração relevante nos resultados, foi decidido efetuar o Teste 9 com as condições do Teste 6, mas sem remoção de ultrafinos.

Os resultados obtidos, são apresentados no quadro da Tabela 12-9

Test 9 - Chinese Reagent (milled 75min, no de-slime)
 Mill 5kg for 25 min
 Place milled material into 2 litre cell
No pH adjustment
 Add 10 ml reagent condition for 2 minutes (3000 g/l)
Rougher float 3 minutes (No Conc 1)
 Add 5 ml reagent condition for 2 minutes (300 g/l)
Rougher float 3 minutes (No Conc 2)
 Add 2.5 ml reagent condition for 2 minutes (250 g/l)
Rougher float 4 minutes (No Conc 3)

80% passing 75 µm					XRF					
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum Mass (%)	P2O5 (%)			K2O (%)		
					P2O5 Assays (%)	Obn (%)	% Cum. Obn	K2O Assays	Obn (%)	% Cum. Obn
RC1	3	123.65	12.34	12.34	1.58	14.87	14.87	1.15	21.04	21.04
RC2	6	53.93	5.38	17.72	1.31	5.38	20.25	2.04	16.25	37.29
RC3	10	41.90	4.18	21.90	1.29	4.11	24.36	1.77	10.96	48.25
RTails		782.57	78.30	100.00	1.27	75.64	100.00	0.45	51.75	100.00
Head (calc)		1002.05	100.00		1.31	100.00		0.68	100.00	

Tabela 12-9: Teste 9 - Sem desenlameamento

Os resultados, obtidos com análises preliminares de P_2O_5 , não foram nada encorajadores, em termos de eficiência mineralúrgica, que nem mereceram a sua acreditação, por análise química do Lítio.

12.3.1.2.3 Testes de flutuação com moagem mais grosseira

Os testes anteriores realizados sobre amostras moídas a $K_{80}=75 \mu$, mostraram que a remoção de ultrafinos-desenlameamento, constitui uma etapa essencial para obtenção de eficiências mineralúrgicas aceitáveis, em termos de teores e recuperação.

Foi decidido promover moagens mais grosseiras, que permitisse a melhoria de seletividade e recuperação, com redução da produção de ultrafinos.

As amostras foram submetidas a diferentes tempos de moagem: 10; 15 e 20 min e procedeu-se a crivagem dos produtos da moagem.

As curvas de distribuição granulométricas estão representadas na Figura 12-9

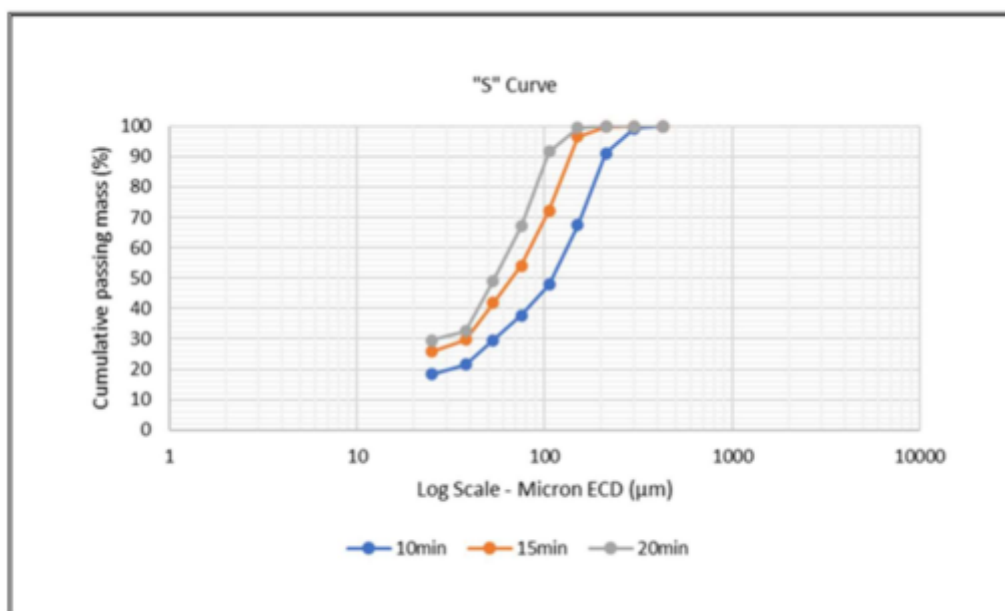


Figura 12-9: Moagem a 10;15 e 20 minutos: Distribuição granulométrica

Tem-se então, as seguintes granulometrias, caracterizadas pela distribuição em peso da fração -75μ :

- $W\% (-75\mu) = 37\%$ para 10 minutos;
- $W\% (-75\mu) = 54\%$ para 15 minutos;
- $W\% (-75\mu) = 67\%$ para 20 minutos

Com as amostras submetidas a estes tempos de moagem, foram efetuados ensaios de flutuação, com as condições de flutuação do Teste 1.

Os resultados obtidos com a flutuação do produto de moagem de 10 minutos- Teste10, são mostrados na Tabela 12-10.

Test 10 - Chinese Reagent (milled 10min)
 Mill 1kg for 10 min
 De-slime at 25µm
 Place de-slimed material into 2 litre cell
 No pH adjustment
 Add 10 ml reagent condition for 2 minutes (1000 g/t)
 Rougher float 3 minutes (No Conc 1)
 Add 5 ml reagent condition for 2 minutes (500 g/t)
 Rougher float 3 minutes (No Conc 2)
 Add 2.5 ml reagent condition for 2 minutes (250 g/t)
 Rougher float 4 minutes (No Conc 3)

37% passing 75 µm					ARF					
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum Mass (%)	P2O5 (%)			K2O (%)		
					P2O5 Assays (%)	Dbn (%)	% Cum. Dbn	K2O Assays	Dbn (%)	% Cum. Dbn
RC1	3	47.74	4.78	4.78	1.53	6.09	6.09	2.83	23.24	23.24
RC2	6	18.94	1.83	6.61	1.50	2.29	8.38	2.21	6.97	30.21
RC3	10	8.31	0.83	7.44	1.62	1.12	9.50	1.39	1.99	32.20
RTails		732.51	73.29	80.73	1.14	69.30	78.80	0.19	24.17	56.37
Slimes		192.63	19.27	100.00	1.32	21.30	100.00	1.32	43.63	100.00
Head (calc)		999.53	100.00		1.20	100.00		0.58	100.00	

Tabela 12-10: Moagem a 10, 15 e 20 minutos: Distribuição granulométrica

Os resultados obtidos, mostram uma perda assinalável de eficiência mineralúrgica, que os resultados não foram sequer creditados.

Esta perda de eficiência mineralúrgica é atribuída a uma fraca libertação, resultante do pouco tempo de moagem.

Na Figura 12-10, são mostrados os resultados obtidos com a moagem a 15 minutos- Teste 11 e 20 minutos- Teste12, os quais são comparados com o Teste1 - Teste de referência.

Os resultados obtidos mostram que com tempo de 20 minutos – Teste 12, os resultados são muito similares em termos de recuperação (Rec.LiO₂= 52,33%), ao do Teste 1 (Rec.LiO₂= 52,64%), embora o Teste 1, apresente uma ligeira melhoria de seletividade.

O Teste 11-moagem de 15 minutos, revela uma baixa recuperação associada a um rejeitado alto, por falta de libertação.

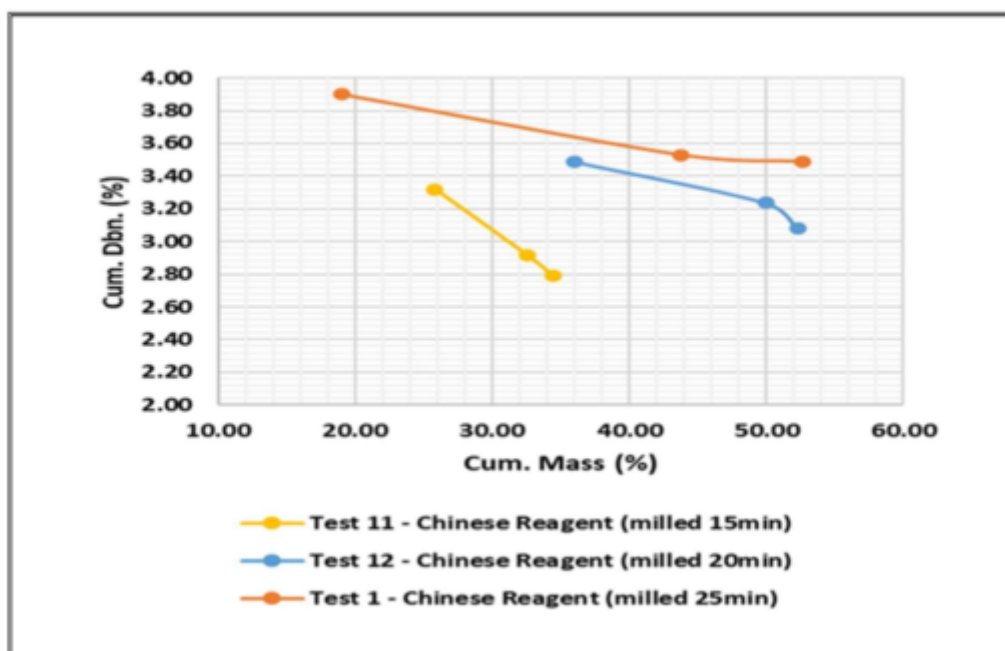


Figura 12-10: Testes 11 e 12 vs. Teste1: Curvas de teor/ recuperação

12.3.1.2.4 Testes de flutuação com aumento do tempo de flutuação

Dado que o aumento da granulometria não conduziu a uma melhoria dos resultados, foi decidido ensaiar um aumento do tempo de flutuação.

As amostras ensaiadas foram moídas a K₈₀=75 µ e o tempo total de flutuação foi aumentado de 10 para 20 minutos.

No teste 13 foi efetuada a pré-flutuação dos ultrafinos e micas, utilizando espumante (MIBC), durante 5 minutos, e em seguida a flutuação do Li, com as condições do Teste 1, sem o desenlameamento, mas com 20 minutos de flutuação.

No teste 14 foram fixadas as condições do teste 1, com o desenlameamento a -25 μ e 20 minutos de Flutuação.

Os resultados obtidos estão sintetizados no gráfico da Figura 12-11.

Estes resultados mostram que a pré-flutuação dos ultrafinos e micas- Teste 13 não conduziu a uma melhoria de resultados, quer em termos de teor, quer de recuperação.

Os resultados do Teste 14, de igual modo mostram que não houve uma melhoria de resultados com aumento do tempo de flutuação.

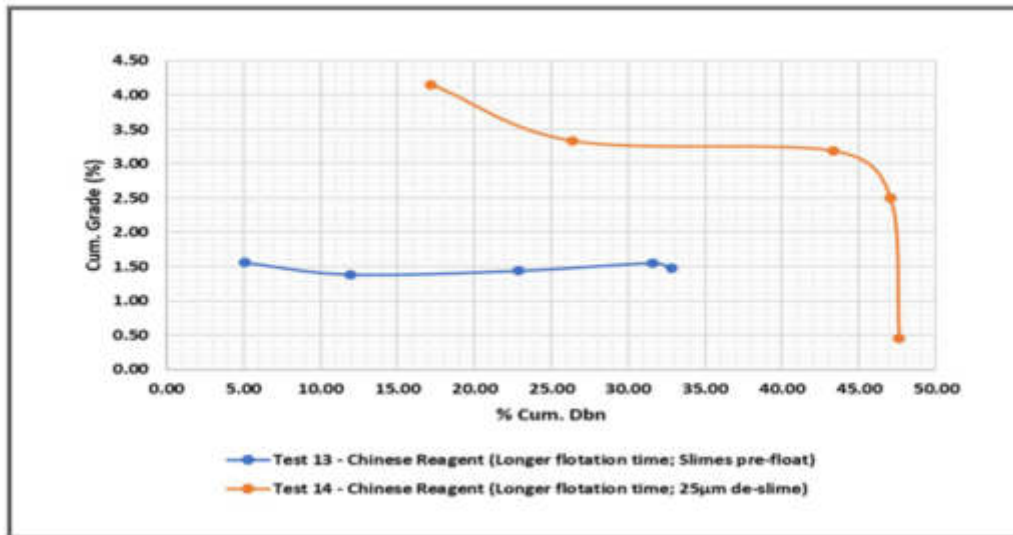


Figura 12-11: Aumento dos tempos de Flutuação

12.3.1.2.5 Testes de flutuação com moagem K80 = 75 μ por estágios

Numa tentativa de reduzir a geração de ultrafinos, foi ensaiada uma moagem por estágios.

O processo consiste em moer durante 5 minutos, crivar a 75 μ .

A fração -75 μ é removida e apenas o supracrivo (+75 μ) é reintroduzido no moinho, para mais um estágio de moagem de 5 minutos.

Novamente o produto é crivado a 75 μ e a fração -75 μ é removida e apenas o supracrivo (+75 μ) é reintroduzido no moinho.

Esta operação é repetida até aos 20 minutos.

Foi obtido um produto da moagem com W% (-75 μ) = 67%).

12.3.1.2.5.1 Testes de flutuação com 20 minutos de moagem K80 = 75 μ em estágios (stage wise milling)

Foram efetuados 2 ensaios:

- Teste15- Com as condições de flutuação de referência (teste 1), e o
- Teste16- Em que foi ensaiado um novo coletor a base de ácidos gordos testado com bons resultados na flutuação de Li.

As condições e os balanços dos dois ensaios estão sintetizados no quadro da Tabela 12-11 e no quadro Tabela 12-12

Os resultados mostram que a introdução da moagem por estágios, conduziu a uma melhoria assinalável na recuperação no desbaste (Teste 15- Recuperação Li= 61,26%), quando comparados com os ensaios prévios (Teste 1- Recuperação Li= 52,64%).

A utilização do novo coletor baseado, em ácidos gordos, conduziu a uma melhoria na seletividade e recuperação- Teste 16 (Teor $\text{LiO}_2 = 3,58\%$; Rec. $\text{LiO}_2 = 72,27\%$), comparado com a utilização do coletor Chinês Teste 15 (Teor $\text{LiO}_2 = 3,28\%$; Rec. $\text{LiO}_2 = 61,26\%$)

Evaluation of Stage-Wise Milling and Tail Oil Fatty Acid Collector

Test 15 - Chinese Reagent (Slime test milling, 24um de slime)
 Stage-wise 945 kg sample for 20 minutes
 De-slime milled material at 24um. Please filter, dry and weigh the -24um.
 Place the +24um de-slime sample into a 2 litre filtration cell.
 Check pH
 Add 20 ml reagent. Condition for 2 minutes (1000 g/l). Add H₂O. Further as required
 Rougher float 2 minutes (No Conc. 1)
 Add 5 ml reagent. Condition for 2 minutes (100 g/l)
 Rougher float 2 minutes (No Conc. 2)
 Add 2.5 ml reagent. Condition for 2 minutes (250 g/l)
 Rougher float 4 minutes (No Conc. 3)
 Add 2 ml reagent. Condition for 2 minutes (100 g/l)
 Rougher float 10 minutes (No Conc. 4)

Accredited Assays

Product	Time (min)	80% passing 75 um - Chinese Reagent			L2D (%)				F2D (%)			K2D (%)		
		Mass (g)	Mass (%)	Cum. Mass (%)	L2D Assays (%)	Cum. Grade (%)	Slur (%)	% Cum. Slur	F2D Assays (%)	Slur (%)	% Cum. Slur	K2D Assays (%)	Slur (%)	% Cum. Slur
PC1	1	86.40	8.71	8.71	5.75	3.75	85.15	85.15	22.89	24.33	24.34	3.96	23.90	23.90
PC2	9	80.60	8.11	16.82	3.42	3.49	20.16	10.79	18.43	13.20	19.14	3.41	19.12	20.60
PC3	6	30.16	3.09	17.96	2.85	3.16	8.08	18.77	16.47	6.88	46.23	1.88	5.20	46.89
PC4	10	11.97	1.21	19.07	3.81	3.44	2.00	60.80	11.70	1.98	48.10	1.04	1.10	46.04
PC5	20	10.62	1.09	26.16	5.46	3.18	0.46	61.26	4.08	0.46	48.70	0.25	0.28	46.91
Wt (Fats)		127.11	13.20	75.36	0.23	1.07	11.50	72.76	2.97	21.05	69.79	0.02	0.18	47.08
Wt (Waxes)		264.36	26.64	100.00	1.10	1.08	17.14	100.00	8.51	95.25	100.00	1.18	52.50	100.00
Wt (Tail (Fats))		951.88	100.00		1.08		100.00		7.49	100.00		1.09	100.00	
Wt (Tail (Waxes))					0.06				7.73			1.08		

30% 3% 0%

Tabela 12-11: Ensaios teste 15 e teste 16: Condições e balanço metalúrgico

Test 16 - Azo House Tail oil and Fatty Acid Blend R3-3F (Stage-wise milling, 25um de-slime)

Stage-wise Mill Dig sample for 20 minutes

De-slime milled material at 25um. Please filter, dry and weigh the <25um.

Place the <25um de-slime sample into a 2 litre filtration cell.

Check pH 9.07

Condition with 1000 g/l NaOH for 2 min

Check pH 10.87

Condition with 1000 g/l R3-3F for 5 min. Add MIBC Frother as required

Rougher float 1 minute (No Conc. I)

Rougher float 2 minutes (No Conc. II)

Rougher float 2 minutes (No Conc. III)

Condition with 100 g/l R3-3F for 5 min

Rougher float 5 minutes (No Conc. IV)

Condition with 100 g/l R3-3F for 5 min

Rougher float 10 minutes (No Conc. V)

Accredited Assays														
BFS passing 75 um - Azo House Tail Oil/Fatty Acid Blend					U30 (%)		P205 (%)			K2O (%)				
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum Mass (%)	U30 Assays (%)	Cum. Grade (%)	U30 (%)	% Cum. U30	P205 Assays (%)	U30 (%)	% Cum. U30	K2O Assays (%)	U30 (%)	% Cum. U30
NC1	1	100.77	10.25	10.25	5.64	5.64	54.69	54.69	35.89	30.62	30.62	0.18	1.57	1.57
NC2	3	41.27	4.20	14.45	4.04	5.17	16.07	75.75	36.46	17.82	68.44	0.36	1.47	3.05
NC3	5	12.69	1.29	15.74	0.52	4.79	0.64	71.39	5.76	1.09	69.47	1.12	1.40	4.45
NC4	10	39.87	4.06	19.80	0.17	3.84	0.46	72.05	1.98	1.11	70.58	1.40	5.63	10.28
NC5	15	10.16	1.04	20.86	0.02	3.54	0.32	72.27	0.96	0.14	70.74	1.40	1.16	13.46
TTails		125.88	13.30	74.82	0.05	1.06	2.48	74.75	0.06	0.61	71.12	0.73	17.95	30.21
Slimes		247.53	25.18	100.00	1.06	1.06	25.25	100.00	8.23	28.68	100.00	2.03	49.67	100.00
Head (calc)		963.01	100.00		1.06		500.00		7.23		100.00	1.03	100.00	
Head (assayed)					0.98				7.73			1.08		
					8%				8%			5%		

Tabela 12-12: Condições e balanço teste 16

O gráfico da Figura 12-12, mostra a melhoria da eficiência mineralúrgica do ensaio com o novo coletor de ácido gordo, quando comparado com o "coletor Chinês".

O Teor de $\text{LiO}_2 = 5,64\%$, obtido no primeiro estágio, mostra ser possível a obtenção de Teor de $\text{LiO}_2 \geq 6,00\%$.

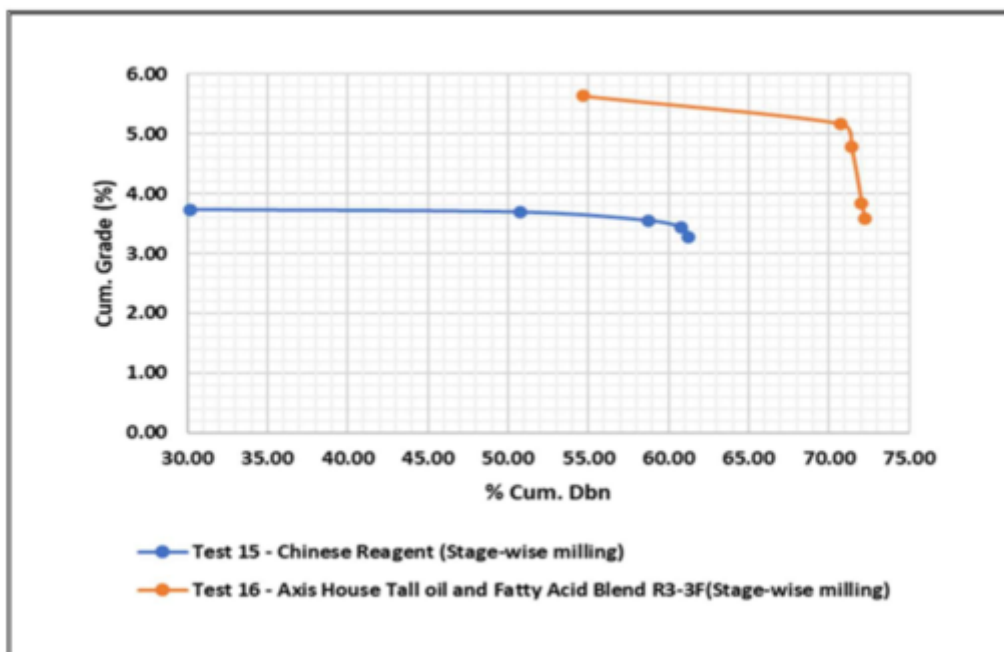


Figura 12-12: Curvas teor/recuperação Teste 15 vs Teste16

12.3.1.2.5.2 Testes de flutuação com redução de tempos de moagem em estágios (stage wise milling)

Tendo em conta a melhoria significativa da eficiência mineralúrgica, conseguida com a utilização dos coletores baseado em ácidos gordos, foi decidido voltar a testar a redução dos tempos de moagem, de modo a aumentar a granulometria de moagem.

Foram realizados os seguintes ensaios:

- 15 minutos de moagem – Teste17: W% (75 μ) =54%;
- 10 minutos de moagem – Teste18: W% (75 μ) =42%;
- 5 minutos de moagem – Teste19: W% (75 μ) =30%;

Os resultados obtidos são apresentados na Figura 12-13.

Estes resultados mostram que melhor recuperação é obtida com a moagem mais grosseira (5 minutos de moagem) - Teste19- (Teor $\text{LiO}_2 = 4,16\%$; Rec. $\text{LiO}_2 = 84,30\%$).

A elevada seletividade conseguida, na primeira flutuação do desbaste - Teor $\text{LiO}_2 > 7,0\%$, com as moagens mais finas, sugere a possibilidade de obtenção de concentrados finais com Teor $\text{LiO}_2 > 6,0\%$, e recuperações aceitáveis.

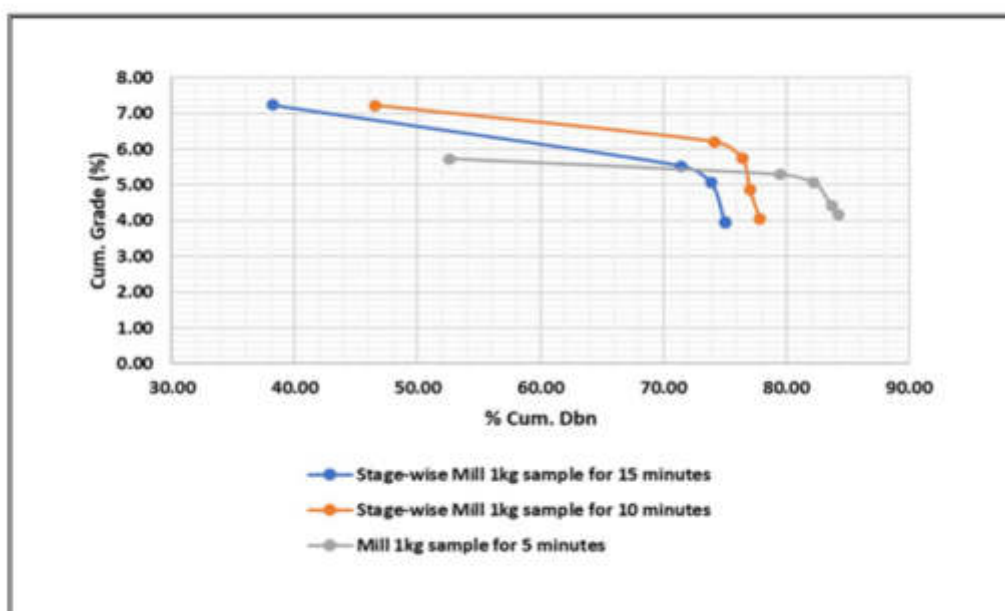


Figura 12-13: Coletor de ácido gordo: Aumento da granulometria de moagem

12.3.1.2.6 Testes de flutuação: Introdução da relavagem do desbaste

Fixando as condições de flutuação de desbaste do teste 19, foram realizados 2 testes de relavagem do concentrado do desbaste:

- Teste 20- Sem remoagem;

- Teste 21- Com remoagem do concentrado do desbaste.

As condições dos 2 ensaios são mostradas na Tabela 12-13

Test 20 - Axis House Tall oil and Fatty Acid Blend R3-3F - No Re-grind	Test 21 - Axis House Tall oil and Fatty Acid Blend R3-3F - Ro. Conc Re-grind
Wet mill 1kg sample for 5minutes Wet screen the milled sample at 25µm. Place the de-slimed sample into a 2 litre flotation cell. Condition with 1000 g/t NaOH (1g) for 2 min Condition with 1000 g/t (1g) SR3-F3 fatty acid for 5 minutes. Add MIBC as required Rougher float 10 minutes Bulk rougher conc Place rougher conc into a 2 litre flotation cell. Float Cl. Conc 1 for 0.5min Float Cl. Conc 2 for 0.5min <i>(Added 20 g/t MIBC)</i> Float Cl. Conc 3 for 1min Float Cl. Conc 4 for 1min <i>(Added 20 g/t MIBC)</i>	Wet mill 1kg sample for 5minutes Wet screen the milled sample at 25µm. Place the de-slimed sample into a 2 litre flotation cell. Condition with 1000 g/t NaOH (1g) for 2 min Condition with 1000 g/t (1g) SR3-F3 fatty acid for 5 minutes. Add MIBC as required Rougher float 10 minutes Bulk rougher conc Re-grind Bulk Rougher conc for 2 minutes Place rougher conc into a 2 litre flotation cell. Float Cl. Conc 1 for 0.5min Float Cl. Conc 2 for 0.5min Float Cl. Conc 3 for 1min <i>(Added 20 g/t MIBC)</i> Float Cl. Conc 4 for 2min

Tabela 12-13: Relavagem do desbaste: sem moagem e com moagem

Os resultados dos 2 ensaios estão sintetizados no gráfico teor/recuperação, mostrado na Figura 12-14, abaixo

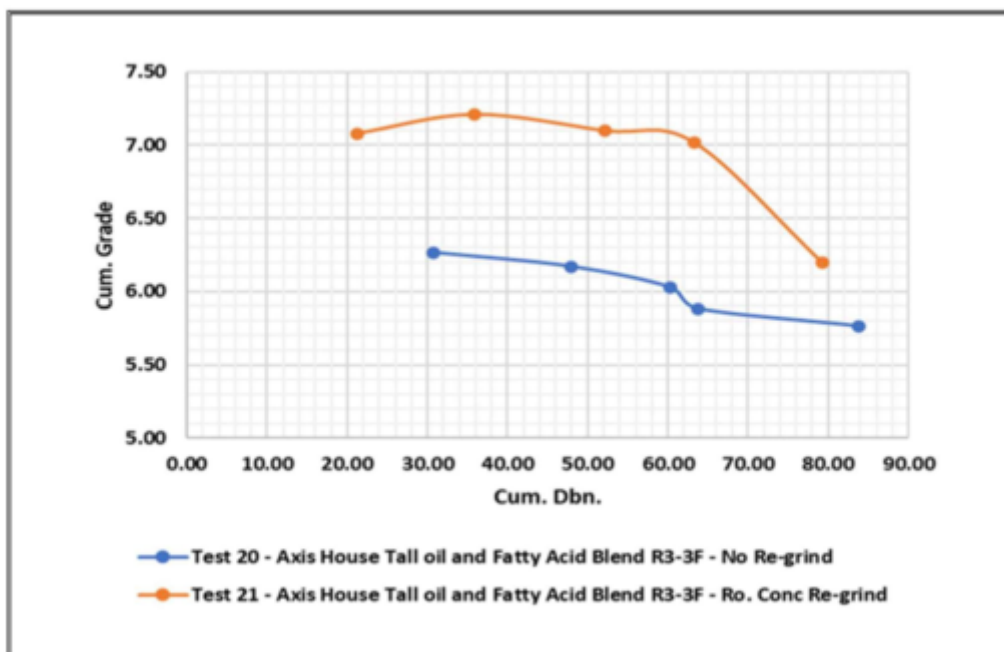


Figura 12-14: Teste 20 s/ remoagem vs Teste 21 com remoagem

Estes resultados mostram que a remoagem do concentrado desbaste - teste 21 pode conduzir a um concentrado, com um Teor de $\text{LiO}_2 = 7,02\%$, com uma recuperação da $\text{Rec.LiO}_2 = 63,49\%$).

Fixando como objetivo um concentrado com um teor de $\text{LiO}_2 = 6,00\%$, a recuperação a obter poderá atingir valores da ordem de 79%.

Para a relavagem sem remoagem - teste 20, para um teor de $\text{LiO}_2 = 6,00\%$, a recuperação final esperada é da ordem de 60,40 %.

12.3.1.3 Ensaios laboratoriais de flutuação dos Xistos

O estudo da flutuação teve como objetivo a recuperação do Li, a partir da flutuação da Elbaite, o mineral portador do Lítio.

Na Tabela 12-14, são mostradas as condições dos primeiros 3 testes: Teste 1; Teste 2 e Teste 3.

Os Resultados dos ensaios são detalhados no Anexo 6.4 do relatório final em anexo.

<u>Test 1 - Clariant Flotacem 7100 and 4443, Mica Float followed by Lepidolite float</u>	<u>Test 2 - Clariant Flotacem 4443 (Direct Lepidolite float - Alkaline Conditions)</u>	<u>Test 3 - Chinese reagent</u>
Mill 1kg to 80% -75µm (3.5min) De-slime at 25µm Place +25 micron into a 2 litre flotation cell Adjust pH to 2.5 (Add H2SO4) Add 3 drops 7100 reagent condition for 2 minutes (96 g/t) Mica Float for 10 minutes Adjust pH to 8.5 (Add Lime) Add 4 drops reagent condition for 2 minutes (128 g/t) Rougher float 3 minutes (Re Conc 1) Add 2 drops reagent condition for 2 minutes (64 g/t) Rougher float 3 minutes (Re Conc 2) Rougher float 4 minutes (Re Conc 3)	Mill 1kg to 80% -75µm (3.5min) De-slime at 25µm Place +25 micron into a 2 litre flotation cell Adjust pH to 8.5 (Add Lime) Add 3 drops reagent condition for 2 minutes (96 g/t) Rougher float 3 minutes (Re Conc 1) Rougher float 3 minutes (Re Conc 2) Rougher float 4 minutes (Re Conc 3)	Mill 1kg to 80% -75µm (3.5min) De-slime at 25µm Place +25 micron into a 2 litre flotation cell No pH adjustment Add 10 ml reagent. Condition for 2 minutes (1000 g/t) Rougher float 3 minutes (Re Conc 1) Add 5 ml reagent. Condition for 2 minutes (500 g/t) Rougher float 3 minutes (Re Conc 2) Add 2.5 ml reagent. Condition for 2 minutes (250 g/t) Rougher float 4 minutes (Re Conc 3)

Tabela 12-14: Flutuação dos Xistos: Condições do teste 1, teste 2 e teste 3

Os resultados, estão sintetizados no gráfico da Figura 12-15, abaixo

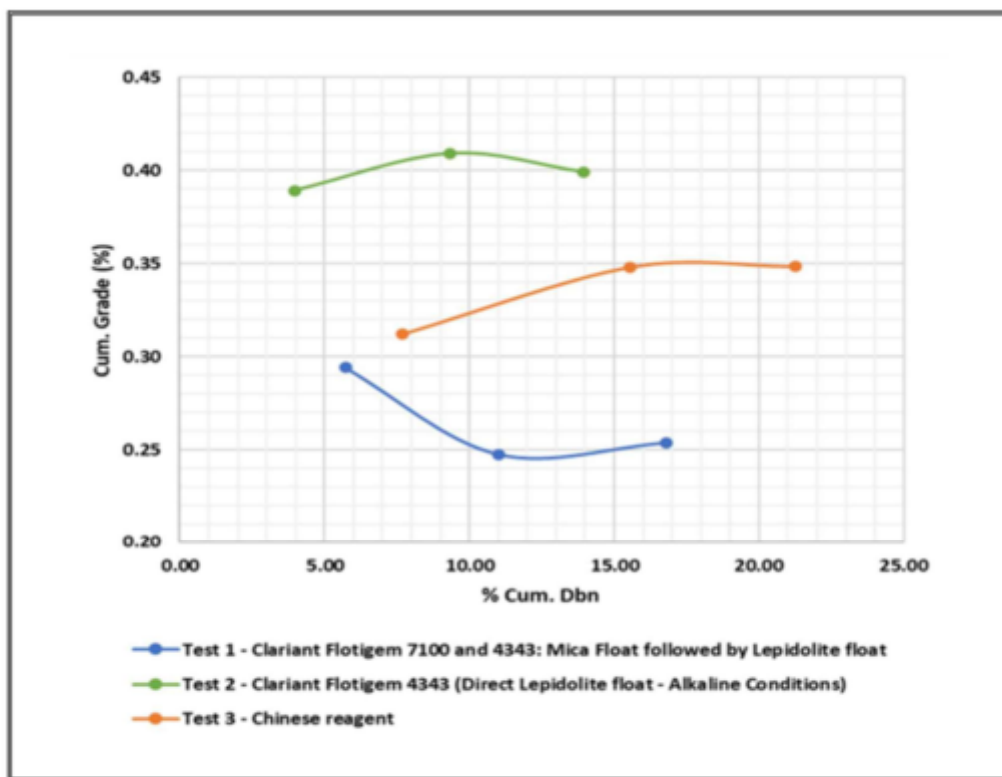


Figura 12-15: Flutuação de Xistos: Curva teor/recuperação dos teste 1; teste 2 e teste 3

Os resultados mostram uma fraca eficiência metalúrgica em qualquer dos 3 testes, com baixo teor e fraca recuperação, atribuída ao baixo teor da amostra.

Uma segunda série de testes, cujas condições estão assinaladas na Tabela 12-15.

<u>Test 4 - Chinese Reagent (Bucket De-slime)</u>	<u>Test 5 Shale Sample - Clarant Flotigem 4343 (Direct Lepidolite float - Basic Conditions Bucket De-slime)</u>	<u>Test 6 - Chinese Reagent (Cyclone De-slimed at 10µm)</u>
Mill 1kg sample for 3.5min. De-slime material at 10 micron using bucket method. Place de-slimed material into a 2 litre flotation cell No pH adjustment Add 10 ml reagent. Condition for 2 minutes (1000 g/t). Rougher float 3 minutes (No Conc 1) Add 5 ml reagent. Condition for 2 minutes (500 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 2) Add 2.5 ml reagent. Condition for 2 minutes (250 g/t) Rougher float 4 minutes (No Conc 3)	Mill 1kg sample for 3.5min. De-slime material at 10 micron using bucket method. Place de-slimed material into a 2 litre flotation cell Adjust pH to 8.5 (Add Lime) Add 3 drops reagent. Condition for 2 minutes (96 g/t). Rougher float 3 minutes (No Conc 1) Rougher float 3 minutes (No Conc 2) Rougher float 4 minutes (No Conc 3)	Mill 20kg sample De-slime milled material using cyclone. Place 1kg of de-slimed material into a 2 litre flotation cell No pH adjustment Add 10 ml reagent. Condition for 2 minutes (1000 g/t). Rougher float 3 minutes (No Conc 1) Add 5 ml reagent. Condition for 2 minutes (500 g/t) Rougher float 3 minutes (No Conc 2) Add 2.5 ml reagent. Condition for 2 minutes (250 g/t) Rougher float 4 minutes (No Conc 3)

Tabela 12-15: Redução da granulometria do deslameamento

Neste ensaio, foi ensaiado o deslameamento a <10µ, utilizando as técnicas de decantação e ciclonagem, já utilizadas nos ensaios dos filões.

Os resultados obtidos, mostram uma fraca eficiência mineralúrgica, conforme de mostra no gráfico da Figura 12-16

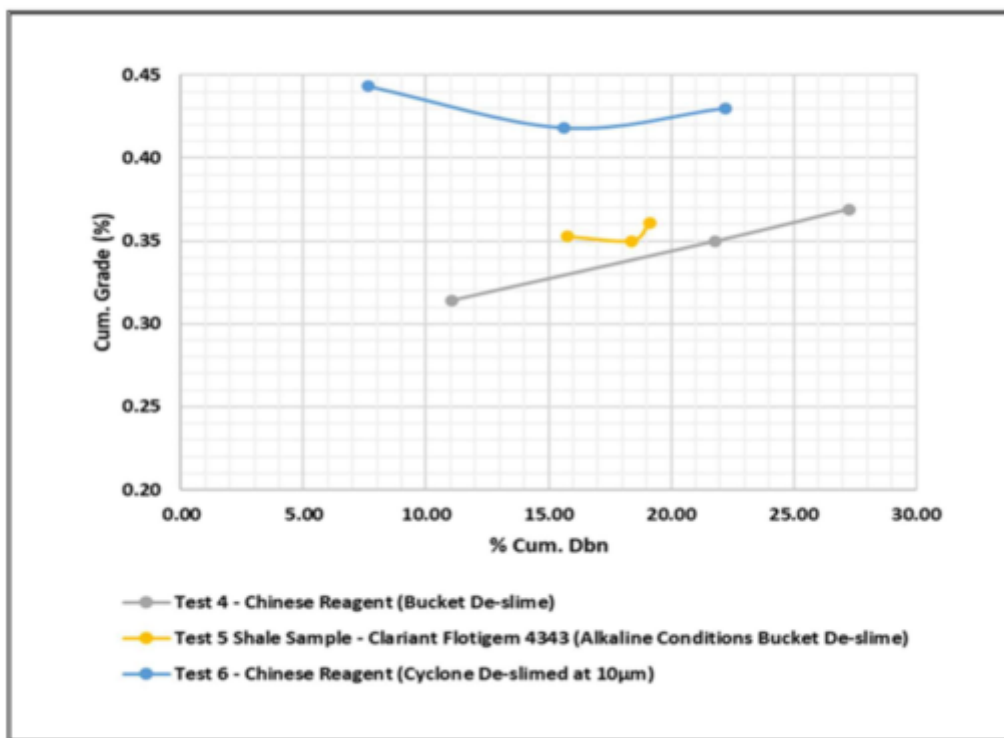


Figura 12-16: Resultados da segunda ronda de testes de flutuação a 75µm – xistos

12.3.1.3.1 Ensaios laboratoriais de flutuação dos Xistos com aumento da granulometria da moagem

Foram realizados 3 ensaios com redução dos tempos de moagem:

- 3,5 min;
- 2,5 min; e
- 1,5 minutos.

Foi testado como coletor - ácido gordo.

As condições e balanços são mostrados na Tabela 12-16

Test 7 - Axis House Tall oil and Fatty Acid Blend R3-3F Mill 1kg sample for 3.5 minutes De-slime milled material at 25µm. Please								
80% passing 75 µm					Accredited Assays			
					Li2O (%)			
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum Mass (%)	Li2O Assays (%)	Cum. Grade (%)	Dbn (%)	% Cum. Dbn
RC1	1	10.15	1.03	1.03	0.22	0.22	0.65	0.65
RC2	3	29.30	2.96	3.99	0.22	0.22	1.93	1.93
RC3	5	25.70	2.60	6.58	0.20	0.21	1.52	3.45
RC4	10	51.80	5.24	11.82	0.20	0.21	2.99	6.44
RC5	20	91.08	9.21	21.03	0.27	0.23	6.95	13.39
Wtats		167.13	16.88	17.62	0.34	0.28	26.66	23.09
Slimes		614.26	62.08	100.00	0.38	0.34	68.98	92.07
Head (calc)		989.44	100.00		0.34		99.67	
Head (assayed)					0.36			

Test 8 - Axis House Tall oil and Fatty Acid Blend R3-3F Mill 1kg sample for 2.5 minutes De-slime milled material at 25µm.								
80% passing 75 µm					Accredited Assays			
					Li2O (%)			
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum Mass (%)	Li2O Assays (%)	Cum. Grade (%)	Dbn (%)	% Cum. Dbn
RC1	1	11.51	1.17	1.17	0.22	0.22	0.77	0.77
RC2	3	31.26	3.18	4.34	0.23	0.23	2.16	2.94
RC3	5	34.40	3.49	7.84	0.22	0.22	2.25	5.18
RC2	10	52.22	5.30	13.14	0.20	0.14	18.51	23.69
RC3	20	64.71	6.57	19.72	0.24	0.17	26.55	50.24
Wtats		123.10	12.87	42.59	0.34	0.28	22.70	27.88
Slimes		565.17	57.41	100.00	0.38	0.34	64.31	92.19
Head (calc)		984.37	100.00		0.34		137.25	
Head (assayed)					0.36			

Test 9 - Axis House Tall oil and Fatty Acid Blend R3-3F Mill 1kg sample for 1.5 minutes De-slime milled material at 25µm.								
80% passing 75 µm					Accredited Assays			
					Li2O (%)			
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum Mass (%)	Li2O Assays (%)	Cum. Grade (%)	Dbn (%)	% Cum. Dbn
RC1	1	9.50	0.97	0.97	0.26	0.26	0.71	0.71
RC2	3	31.88	3.25	4.22	0.26	0.26	2.35	3.05
RC3	5	45.19	4.60	8.82	0.24	0.25	3.13	6.19
RC2	10	76.14	7.76	16.58	0.22	0.17	4.72	10.91
RC3	20	49.99	5.09	21.67	0.27	0.19	3.83	14.74
Wtats		274.20	27.94	49.41	0.30	0.30	27.14	33.83
Slimes		494.47	50.39	100.00	0.41	0.36	58.12	91.45
Head (calc)		981.37	100.00		0.36		100.00	
Head (assayed)					0.36			

Tabela 12-16: Resultados do coletor ácido gordo

Os resultados não apresentam nenhuma melhoria, com granulometrias mais grosseira e com o novo coletor de ácido gordo.

Foi sugerida a substituição da moagem pela Scrubbing/Atrição da amostra, que consiste em promover a forte agitação da amostra com densidade elevada, de modo a tentar evitar a geração de ultrafinos.

As condições e o balanço metalúrgico são apresentadas na Tabela 12-17

Test 10 - Axis House Tall oil and Fatty Acid Blend R3-3F

Place 1kg Shale sample in 2L flotation cell
Add 500mL of water

Attrition the sample using the flotation cell by stirring at high speed (1600rpm) for 5 minutes.

De-slime the attritioned material at 25µm.

Place the +25µm de-slimed sample into a 2 litre flotation cell.

Check pH

Condition with 1000 g/t NaOH for 2 min

Check pH

Condition with 1000 g/t R3-3F for 5min. Add MIBC Frother as required

Rougher float 1 minute (Ro Conc 1)

Rougher float 2 minutes (Ro Conc 2)

Rougher float 2 minutes (Ro Conc 3)

Condition with 300 g/t R3-3F for 5min.

Rougher float 5 minutes (Ro Conc 4)

Condition with 100 g/t R3-3F for 5min.

Rougher float 10 minutes (Ro Conc 5)

P not detected by XRF

80% passing 75 µm					XRF			K2O (%)		
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum Mass (%)	P205 (%)			K2O Assays	Dbn (%)	% Cum. Dbn
					P205 Assays (%)	Dbn (%)	% Cum. Dbn			
RC1	1	19.88	2.00	2.00		#Div/0!	#Div/0!	1.33	1.12	1.12
RC2	3	20.51	2.07	4.07		#Div/0!	#Div/0!	1.34	1.16	2.29
RC3	5	28.52	2.87	6.94		#Div/0!	#Div/0!	1.39	1.68	3.96
RC4	10	10.49	1.06	8.00		#Div/0!	#Div/0!	1.94	0.86	4.83
RC5	20	38.37	3.86	11.86		#Div/0!	#Div/0!	1.75	2.84	7.67
RTails		295.13	29.72	41.58		#Div/0!	#Div/0!	2.09	26.12	30.95
Slimes		580.08	58.42	100.00		#Div/0!	#Div/0!	2.70	66.21	97.16
Head (calc)		992.98	100.00		0.00	#Div/0!		2.38	100.00	

Test 10 - Axis House Tall oil and Fatty Acid Blend R3-3F
 Place 1kg Shale sample in 2L flotation cell
 Add 500mL of water
 Attrition the sample using the flotation cell by stirring at high speed (1600rpm) for 5 minutes.
 De-slime the attritioned material at 25µm.
 Place the +25µm de-slimed sample into a 2 litre flotation cell.

Check pH
 Condition with 1000 g/t NaOH for 2 min
Check pH
 Condition with 1000 g/t R3-3F for 5min. Add MIBC Frother as required

Rougher float 1 minute (Ro Conc 1)
Rougher float 2 minutes (Ro Conc 2)
Rougher float 2 minutes (Ro Conc 3)
 Condition with 300 g/t R3-3F for 5min.
Rougher float 5 minutes (Ro Conc 4)
 Condition with 100 g/t R3-3F for 5min.
Rougher float 10 minutes (Ro Conc 5)

P not detected by XRF

80% passing 75 µm					XRF			K2O (%)		
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum Mass (%)	P2O5 Assays (%)	P2O5 (%)	% Cum. Dbn	K2O Assays (%)	K2O (%)	% Cum. Dbn
RC1	1	19.88	2.00	2.00		#DIV/0!	#DIV/0!	1.33	1.12	1.12
RC2	3	20.51	2.07	4.07		#DIV/0!	#DIV/0!	1.34	1.16	2.29
RC3	5	28.52	2.87	6.94		#DIV/0!	#DIV/0!	1.39	1.68	3.96
RC4	10	10.49	1.06	8.00		#DIV/0!	#DIV/0!	1.94	0.86	4.83
RCS	20	38.37	3.86	11.86		#DIV/0!	#DIV/0!	1.75	2.84	7.67
RTails		295.13	29.72	41.58		#DIV/0!	#DIV/0!	2.09	26.12	30.95
Slimes		580.08	58.42	100.00		#DIV/0!	#DIV/0!	2.70	66.21	97.16
Head (calc)		992.98	100.00		0.00	#DIV/0!		2.38	100.00	

Tabela 12-17: Resultados da flutuação depois da atrição da amostra

Os resultados não foram encorajadores. O mineral portador do Li é a elbaite, que ocorre nas frações mais finas- <40 µ, o que torna recuperação deste mineral muito difícil com os atuais métodos de processamento.

12.3.1.4 Conclusões e recomendações

- As amostras de filões têm uns teores médios de $\text{LiO}_2=0,98\%$ e $\text{Sn}=0,30\%$. As amostras de xistos apresentaram teores médios muito baixos $\text{LiO}_2=0,36\%$ e Sn abaixo dos níveis de detecção do equipamento ICP-OES (limite $=0,1\%\text{Sn}$);
- Os minerais identificados são a Cassiterite e a Cassiterite-Fe, como minerais de Sn e a amblygonite como minerais de Lítio nos filões. O mineral de Li nos xistos é a Elbaite;
- A Amblygonite apresenta-se em grãos apresenta uma distribuição granulométricas nas frações $>60\mu$ nos xistos e $< 40\mu$ nos xistos. A elbaite apresenta-se em frações essencialmente nas frações mais finas $100\% < 40\mu$ e com uma pobre liberação, o que torna difícil a sua recuperação;
- Os ensaios de flutuação desta primeira fase mostram a possibilidade de produção de um concentrado de Li com um teor $\text{LiO}_2 > 6,00\%$ e uma recuperação da ordem de 80%, utilizando a flutuação;
- A Granulometria de moagem deverá $K_{80}=200\mu$, com desenlameamento de ultrafinos $<25\mu$;
- O coletor a utilizar deverá ser um ácido gordo;
- Não foi possível a flutuação do Li nos xistos, com os processos ensaiados;

12.3.2 2ª Fase de ensaios

A 2ª Fase de ensaios foi realizada entre maio/2023 e setembro/2023, e teve como objetivo a confirmação dos resultados da Flutuação do Li, obtidos na 1ª Fase, e investigar a

exequibilidade de um processo para recuperação do Sn como subproduto, a partir do Rejeitado da Flutuação do Li.

Os trabalhos previstos, nesta 2ª Fase de Estudos foram os seguintes:

- Receção, Britagem, Mistura e divisão da amostra;
- Caracterização da Amostra:
 - Análises químicas;
 - Análises por frações granulométricas;
 - Mineralogia;
 - Ensaios de Cominuição:
 - Testes SMC;
 - Teste de Índice de Abrasão de Bond;
 - Teste de Work Index de Bond de Moagem de Barras;
 - Teste de Work Index de Bond de Moagem de Bolas;
- Testes Laboratoriais de Flutuação do Lítio
 - Flutuação Desbaste/Relavagem;
 - Testes de Flutuação em ciclo fechado (Locked Cycle Test);
 - Flutuação a Granel (Bulk Flotation) para obtenção de Rejeitados, para ensaios de recuperação do Estanho;
- Testes de Recuperação do Estanho a partir do Rejeitado da Flutuação do Lítio:
 - Gravimetria;

- Flutuação

12.3.2.1 Receção e Preparação das Amostras

Foram recebidas 3 amostras de filões:

- 2 sacos com um peso total de 100kg rotulados de Metallurgical Testwork e
- 1 saco com 60 kgs, rotulado de Comminution Testwork, para os testes de cominuição



Figura 12-17: Amostras da Fase 2

12.3.2.2 Caracterização da amostra

12.3.2.2.1 Análise química do tal-qual

As análises químicas dos elementos principais (Major elements), estão indicados na Tabela 12-18, e na Tabela 12-19 apresenta-se as análises químicas dos elementos menores.

Na Tabela 12-20 são comparados os teores de Li e Sn, das amostras utilizadas na Fase 1 e na Fase 2 dos ensaios.

Sample	Li	Li2O	Sn	SnO2	SiO2	Al2O3	Fe(total)	Fe2O3
Name	%	%	%	%	%	%	%	%
Head Assay	0.45	0.97	0.35	0.44	76.16	7.96	0.88	1.26
Head Assay - Dup	0.45	0.97	0.36	0.45	76.65	7.99	0.89	1.27
Average	0.45	0.97	0.35	0.44	76.40	7.98	0.88	1.26
Sample	P2O5	TiO2	CaO	MgO	K2O	MnO	Moisture	LOI
Name	%	%	%	%	%	%	%	%
Head Assay	7.82	0.08	0.03	0.07	0.34	0.02	1.12	2.02
Head Assay - Dup	7.78	0.08	0.04	0.07	0.33	0.02	1.04	2.10
Average	7.80	0.08	0.03	0.07	0.33	0.02	1.08	2.06

Tabela 12-18: Análises químicas dos elementos maiores

No Tabela 12-19, são apresentados os teores médios dos elementos menores da amostra.

Sample	Ag	As	Ba	Be	Bi	Co	Cr	Cs	Cu	Nb	Ni	Pb
Name	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg
Head Assay	10	936	124	15	34	223	131	40	1414	23	98	56
Head Assay - Dup	11	937	129	17	33	230	129	42	1422	24	97	56
Average	10	936	127	16	34	227	130	41	1418	23	97	56
Sample	Sr	W	Zn	Zr	Sc	Sn	Ta	Cd	Ce	Ga	V	Tl
Name	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg	mg/kg
Head Assay	140	1125	573	6	4	3432	18	1	4	4	15	1
Head Assay - Dup	144	1186	563	5	4	3481	17	1	5	5	14	1
Average	142	1156	568	5	4	3456	17.11	1	4	4.57	14	1

Tabela 12-19: Análises químicas de elementos menores

Elementos	Fase 2	Fase1
% Li	0.45	0.43
%Li ₂ O	0.97	0.95
Sn	0.35	0.30
SnO ₂	0.44	0.38
SiO ₂	76.40	75.69
Al ₂ O ₃	7.98	9.88
Fe (Total)	0.88	1.01

Tabela 12-20: Valores de Li e Sn nas amostras da fase 1 e fase 2

12.3.2.2.2 Análise granulométrica e distribuição do Li e Sn por Frações Granulométricas

Na 1ª fase de ensaios, os melhores resultados da flutuação do Lítio foram obtidos, com um tempo de moagem da amostra de 5 minutos- $W(106\mu) = 30\%$.

Foi decidido submeter a amostra da 2ª fase ao mesmo tempo de moagem- 5 min, de modo a determinar a distribuição granulométrica e a distribuição em metal pelas frações granulométricas e comparar com os resultados da fase 1.

A distribuição granulométrica da amostra moída foi determinada por crivagem a húmido de 500 μ a 25 μ , num conjunto de crivos, instalados num agitador de crivos, processo utilizado na Fase 1.

No gráfico da Figura 12-18, são comparadas as curvas granulométricas, do produto da moagem das 2 amostras

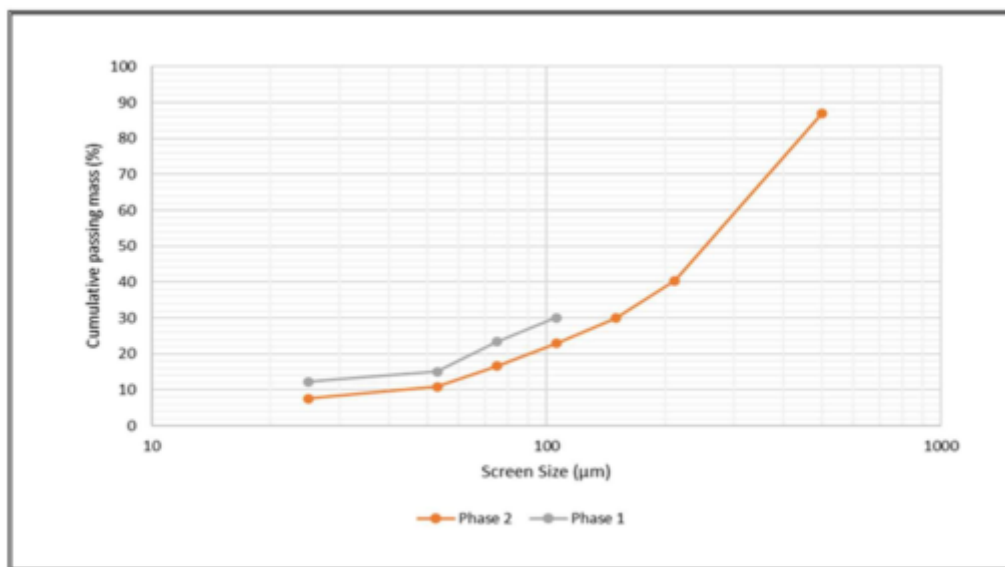


Figura 12-18: Distribuição granulométrica da amostra após moagem de 5 minutos

Conforme se mostra no gráfico da Figura 12-18, a distribuição granulométrica é ligeiramente mais grossa.

Com uma redução da fração $W(-106 \mu) = 23\%$ e ultra finos $W(-25 \mu) = 7,6\%$, comparativamente a do produto da Moagem da Fase 1: $W(-106 \mu) = 30\%$ e ultra finos $W(-25 \mu) = 12,3\%$.

No que concerne a distribuição em metal, quer do Li quer do Sn, pelas frações granulométricas, mostra o mesmo comportamento, tal como a da amostra da Fase 1, conforme se mostra no gráfico da Figura 12-19.

O Lítio e o Sn ocorrem essencialmente nas frações mais grossa. Apenas 9,1% do Li ocorre nos ultrafinos - $<25 \mu$. De igual modo o Sn segue a mesma distribuição que o Li, com 14% do Sn ocorrendo nos ultrafinos.

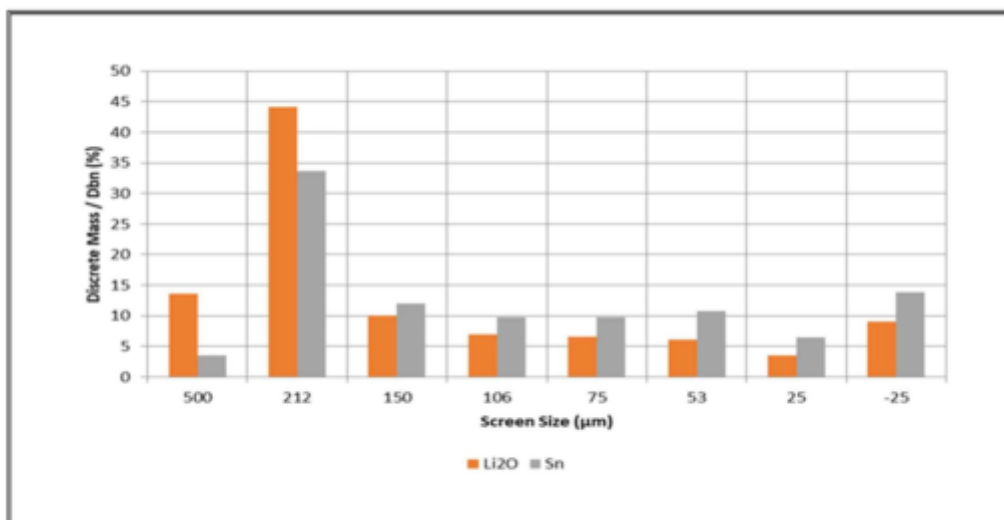


Figura 12-19: Distribuição do Li e do Sn nas frações granulométricas

12.3.2.2.3 Análise mineralógica

O estudo mineralógico foi realizado pela SGS.

A análise detalhada consta do relatório- SGS Mineralogy Report Number 23/3164.

No Quadro da Figura 12-20 é apresentada a distribuição mineralógica da amostra. Estes resultados mostram a predominância como elementos maiores o Quartzo.

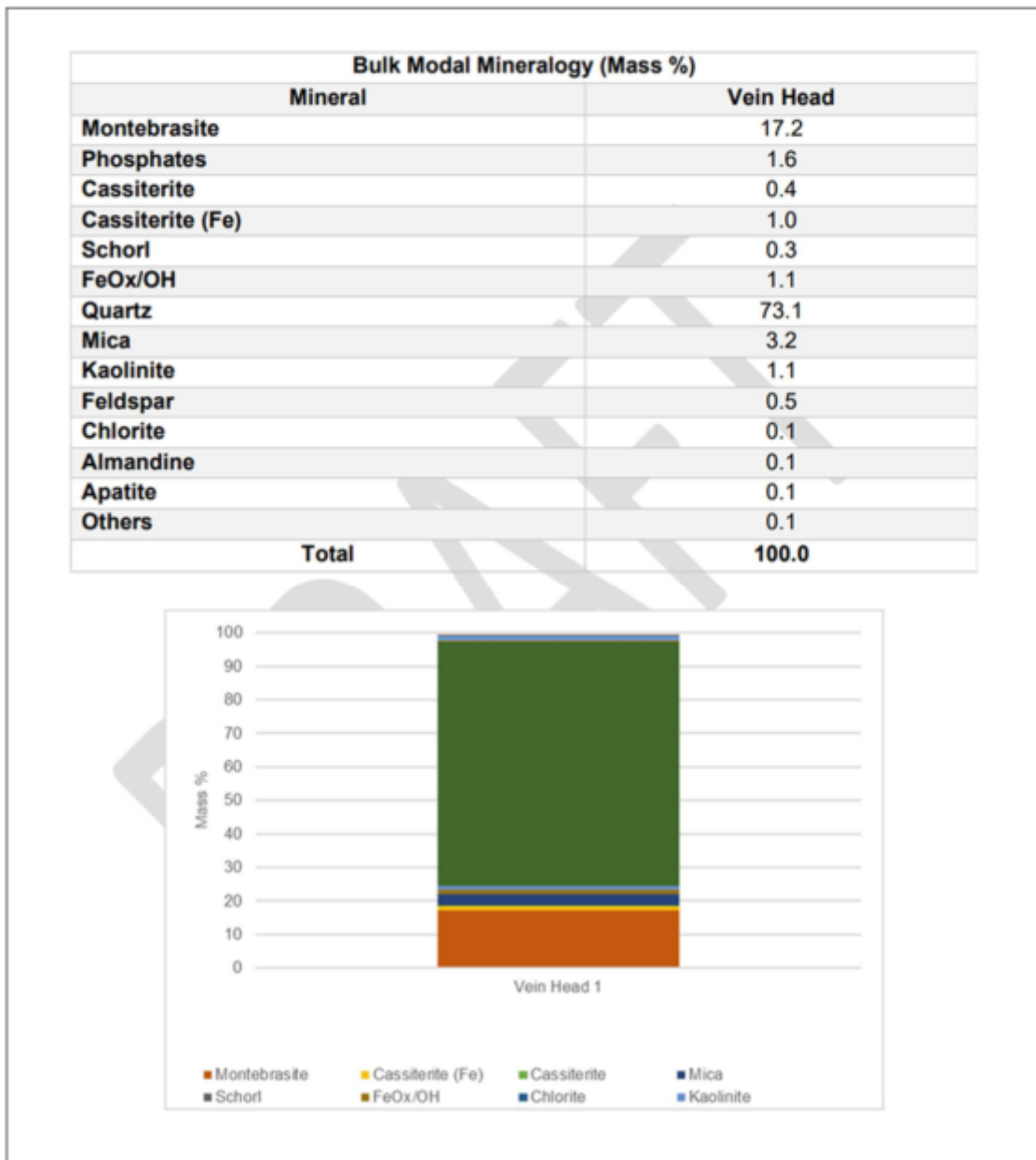


Figura 12-20: Análise mineralógica modal (%Peso)

A Montebasite representa 100% da mineralização de Li, detetada pela combinação de DRX (Difração de Raios X) e TIMA (Tescan Integrate Mineral Analyser) enquanto a Cassiterite representa 100% do Sn.

12.3.2.3 Ensaios laboratoriais

12.3.2.3.1 Ensaios de Flutuação do Lítio

Foram testadas as 2 vias de tratamento diferencial, ensaiadas na fase 1:

- Recuperação do Sn por gravimetria do ROM (Minério tal-qual), seguida da Recuperação do Lítio por Flutuação dos rejeitados da Gravimetria;
- Recuperação do Li por Flutuação, seguida do Tratamento Gravimétrico de recuperação do estanho dos rejeitados da flutuação do Li.

12.3.2.3.1.1 Ensaios de Flutuação do Lítio a partir dos Rejeitados da gravimetria do Estanho

Foram efetuados 2 ensaios de recuperação de Sn, por gravimetria "à cabeça", sobre amostras com moagens diferentes: $K_{80}=500\mu$ e $K_{80}=212\mu$.

Os balanços mássicos e metalúrgicos, do tratamento por gravimetria estão indicados nos Quadros das Fig.^a 32 e Fig.^a 33, respetivamente.

Os resultados mostram uma perda de Li por arrastamento de no concentrado gravimétrico do Sn da ordem de 19,73% no primeiro teste e de 18,42% no segundo teste, provocando pelo excesso de ultrafinos.

A recuperação do Li, a partir da flutuação dos rejeitados da gravimetria do Sn, utilizando as condições de flutuação do Li estabelecidas na primeira fase, também não conduziram aos

resultados de recuperação do Li, obtidos na 1ª fase. Os resultados obtidos são apresentados nas Tabela 12-21 e Tabela 12-22.

Este facto levou a decisão de recuperar o Li, por flutuação do ROM, fixando as condições de referência da flutuação do Li.

A reprodutibilidade do teste de recuperação do Li, por flutuação à cabeça do circuito, foi conseguida: Teor $Li_2 > 6\%$ com recuperações da ordem de 76%. Os resultados estão sumarizados no balanço metalúrgico da Tabela 12-21

Os resultados da flutuação do Li estão sintetizados, na Tabela 12-22, abaixo, onde se compara com o teste 21 - teste de referência da fase 1. Os resultados mostram a maior eficiência mineralúrgica da flutuação do Lítio "à cabeça", quando comparada com a flutuação a partir do rejeitado do tratamento gravítico do Estanho à cabeça.

GRAVITY CONCENTRATION													
Sample name		Veio											
Sample mass, kg		5											
Operating Conditions													
Grind		80% passing 500µm											
Falcon unit													
Water pressure (psi)		5											
% solids		30-25											
Head grade Li2O - Assayed (N)		0.97											
Calculated (Gravity test)		0.96											
Head grade SnO2 - Assayed (N)		0.15 g/t											
Calc (Gravity test)		0.13 g/t											
Test results													
Fraction	Mass				Assayed Assays								
	g		%		Li2O				Sn				
			Cur. Mass		Grade	Cur. Grade	Recovery	Cur. Recovery	Grade	Cur. Grade	Recovery	Cur. Recovery	
	g	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
Gravity conc. 1	86.91	3.81	3.81	2.12	2.12	3.92	3.92	8.83	8.83	47.93	47.93	47.93	47.93
Gravity conc. 2	79.21	3.65	3.46	2.11	2.12	3.36	7.48	0.77	4.99	3.62	16.74	16.74	16.74
Gravity conc. 3	76.41	3.65	5.11	2.21	2.10	3.72	11.10	0.40	3.00	1.99	10.73	10.73	10.73
Gravity conc. 4	80.12	3.67	6.76	2.73	2.29	4.64	15.81	0.53	2.77	2.61	16.96	16.96	16.96
Gravity conc. 5	75.24	3.45	26.35	2.25	2.36	2.36	26.73	1.41	2.21	2.12	26.36	26.36	26.36
Gravity tails	4398.00	91.17	100.00	0.88	0.98	80.27	100.00	0.13	0.13	45.46	100.00	100.00	100.00
Total	4805.07	100.00		0.88		100.00		0.13		100.00			

Tabela 12-21: Teste gravítico com K80=500µ

GRAVITY CONCENTRATION												
Sample name		Velo										
Sample mass, kg		5										
Operating Conditions												
Grind		80% passing 50µm										
Pulver unit		J										
Water pressure (psi)		2										
% solids		38-25										
Head grade (SD - Assayed (%)		0.97										
Calculated (Gravity test)		0.96										
Head grade (SD - Assayed (%)		0.93										
Calc (Gravity test)		0.94										
Test results		Assessd Assays										
Fraction	Mass				GSD				Gr			
	g	%	g	%	Grade	Calc. Grade	Recovery	%	Grade	Calc. Grade	Recovery	%
Gravelly sand 1	87.05	1.81	3.81	2.21	3.21	4.21	4.21	8.15	8.15	44.27	44.27	
Gravelly sand 2	76.12	1.59	3.45	2.80	3.85	9.35	1.34	4.89	6.28	55.54		
Gravelly sand 3	79.23	1.65	5.07	3.27	3.29	9.89	12.05	0.69	2.96	2.95	18.48	
Gravelly sand 4	76.76	1.64	6.75	1.93	3.29	3.29	15.94	0.43	3.89	0.21	95.60	
Gravelly sand 5	76.96	1.65	6.95	1.96	3.24	9.46	36.47	0.96	5.42	5.40	95.34	
Gravelly tail	4397.00	91.69	100.00	0.96	0.96	21.38	200.00	0.16	0.54	42.78	100.00	
Total	4795.57		100.00	0.96		100.00		0.14		100.00		

Tabela 12-22: Teste gravítico com $K_{80}=212\mu$

Test 1: Anti-Rust Salt and Early Acid Rain (X1-X2, 100%) Measure the Early Test score at Day 1. Place the 40mm x 40mm sample into a 20mm Rotation cell.		Check pit (10)
continue with anti-grime up to 1 mm		Check pit (10)
Condition with 100% pH 12 for 11 days with the 40mm, 100% is required Reagent: 100 ml 100% pH 12 reagent for 10 days No good Anti-Rust score for 10 days		
Place reagent into a 20mm Rotation cell.		
100 ml 100% pH 12 reagent		
100 ml 100% pH 12 reagent		
100 ml 100% pH 12 reagent		
100 ml 100% pH 12 reagent		

Tabela 12-23: Balanço metalúrgico da flutuação do rejeitado gravimétrico k89=500μ

					Accepted Average															
80% - 212µm Gravity Tails					120 (%)				10 (%)				P205%				Q20 (%)			
Product	Time (min)	Mass (g)	Mass (%)	Cum. Mass (%)	120 Average (%)	Cum. Grade (%)	20w (%)	% Cum. 20w	10 Average (%)	Cum. Grade (%)	20w (%)	% Cum. 20w	P205 Average (%)	Cum. Grade (%)	20w (%)	% Cum. 20w	Q20 Average (%)	Cum. Grade (%)	20w (%)	% Cum. 20w
121	0.5	43.75	6.36	6.36	5.90	5.90	27.39	0.12	0.12	2.61	2.61	86.68	30.68	30.68	32.89	0.18	0.18	1.40	1.40	
122	1	14.03	2.10	8.46	5.90	5.90	45.34	0.12	0.12	3.83	4.20	32.12	34.89	34.89	32.82	0.17	1.28	2.09		
123	2	24.28	3.48	11.94	6.01	6.01	10.05	0.12	0.12	3.55	5.00	33.86	38.18	38.18	46.38	0.25	0.25	1.43	4.12	
124	4	21.38	3.16	15.10	6.11	6.11	12.49	0.12	0.12	3.50	7.50	35.40	40.16	40.16	39.95	0.44	0.38	1.65	0.37	
125	5	22.96	3.36	18.46	6.16	6.16	16.17	0.12	0.12	3.36	9.86	37.00	42.44	42.44	40.75	0.51	0.50	1.58	0.36	
126	6	43.88	6.41	24.87	6.16	6.16	73.81	0.12	0.12	3.36	13.22	38.36	44.80	44.80	43.23	0.22	3.83	47.27		
127	7	18.04	2.65	27.52	6.16	6.16	36.19	0.12	0.12	3.36	16.58	39.72	46.16	46.16	42.81	0.21	4.73	2.09		
128	8	18.04	2.65	30.17	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	20.00	41.08	48.52	48.52	44.19	0.30	5.03	0.00		
129	9	18.04	2.65	32.82	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	23.36	42.44	50.88	50.88	45.55	0.39	5.33	0.00		
130	10	18.04	2.65	35.47	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	26.72	43.80	53.24	53.24	46.91	0.48	5.63	0.00		
131	11	18.04	2.65	38.12	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	30.08	45.16	55.60	55.60	48.27	0.57	5.93	0.00		
132	12	18.04	2.65	40.77	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	33.44	46.52	57.96	57.96	49.63	0.66	6.23	0.00		
133	13	18.04	2.65	43.42	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	36.80	47.88	60.32	60.32	50.99	0.75	6.53	0.00		
134	14	18.04	2.65	46.07	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	40.16	49.24	62.68	62.68	52.35	0.84	6.83	0.00		
135	15	18.04	2.65	48.72	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	43.52	50.60	65.04	65.04	53.71	0.93	7.13	0.00		
136	16	18.04	2.65	51.37	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	46.88	51.96	67.40	67.40	55.07	1.02	7.43	0.00		
137	17	18.04	2.65	54.02	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	50.24	53.32	69.76	69.76	56.43	1.11	7.73	0.00		
138	18	18.04	2.65	56.67	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	53.60	54.68	72.12	72.12	57.79	1.20	8.03	0.00		
139	19	18.04	2.65	59.32	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	56.96	56.04	74.48	74.48	59.15	1.29	8.33	0.00		
140	20	18.04	2.65	61.97	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	60.32	57.40	76.84	76.84	60.51	1.38	8.63	0.00		
141	21	18.04	2.65	64.62	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	63.68	58.76	79.20	79.20	61.87	1.47	8.93	0.00		
142	22	18.04	2.65	67.27	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	67.04	60.12	81.56	81.56	63.23	1.56	9.23	0.00		
143	23	18.04	2.65	69.92	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	70.40	61.48	83.92	83.92	64.59	1.65	9.53	0.00		
144	24	18.04	2.65	72.57	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	73.76	62.84	86.28	86.28	65.95	1.74	9.83	0.00		
145	25	18.04	2.65	75.22	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	77.12	64.20	88.64	88.64	67.31	1.83	10.13	0.00		
146	26	18.04	2.65	77.87	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	80.48	65.56	90.96	90.96	68.67	1.92	10.43	0.00		
147	27	18.04	2.65	80.52	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	83.84	66.92	93.32	93.32	69.99	2.01	10.73	0.00		
148	28	18.04	2.65	83.17	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	87.20	68.28	95.68	95.68	71.35	2.10	11.03	0.00		
149	29	18.04	2.65	85.82	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	90.56	69.64	98.00	98.00	72.71	2.19	11.33	0.00		
150	30	18.04	2.65	88.47	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	93.92	71.00	100.00	100.00	74.07	2.28	11.63	0.00		
151	31	18.04	2.65	91.12	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	97.28	72.36	100.00	100.00	75.43	2.37	11.93	0.00		
152	32	18.04	2.65	93.77	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	100.64	73.72	100.00	100.00	76.79	2.46	12.23	0.00		
153	33	18.04	2.65	96.42	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	104.00	75.08	100.00	100.00	78.15	2.55	12.53	0.00		
154	34	18.04	2.65	99.07	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	107.36	76.44	100.00	100.00	79.51	2.64	12.83	0.00		
155	35	18.04	2.65	101.72	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	110.72	77.80	100.00	100.00	80.87	2.73	13.13	0.00		
156	36	18.04	2.65	104.37	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	114.08	79.16	100.00	100.00	82.23	2.82	13.43	0.00		
157	37	18.04	2.65	107.02	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	117.44	80.52	100.00	100.00	83.59	2.91	13.73	0.00		
158	38	18.04	2.65	109.67	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	120.80	81.88	100.00	100.00	84.95	3.00	14.03	0.00		
159	39	18.04	2.65	112.32	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	124.16	83.24	100.00	100.00	86.31	3.09	14.33	0.00		
160	40	18.04	2.65	114.97	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	127.52	84.60	100.00	100.00	87.67	3.18	14.63	0.00		
161	41	18.04	2.65	117.62	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	130.88	85.96	100.00	100.00	89.03	3.27	14.93	0.00		
162	42	18.04	2.65	120.27	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	134.24	87.32	100.00	100.00	90.39	3.36	15.23	0.00		
163	43	18.04	2.65	122.92	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	137.60	88.68	100.00	100.00	91.75	3.45	15.53	0.00		
164	44	18.04	2.65	125.57	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	140.96	90.04	100.00	100.00	93.11	3.54	15.83	0.00		
165	45	18.04	2.65	128.22	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	144.32	91.40	100.00	100.00	94.47	3.63	16.13	0.00		
166	46	18.04	2.65	130.87	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	147.68	92.76	100.00	100.00	95.83	3.72	16.43	0.00		
167	47	18.04	2.65	133.52	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	151.04	94.12	100.00	100.00	97.19	3.81	16.73	0.00		
168	48	18.04	2.65	136.17	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	154.40	95.48	100.00	100.00	98.55	3.90	17.03	0.00		
169	49	18.04	2.65	138.82	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	157.76	96.84	100.00	100.00	99.91	3.99	17.33	0.00		
170	50	18.04	2.65	141.47	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	161.12	98.20	100.00	100.00	101.27	4.08	17.63	0.00		
171	51	18.04	2.65	144.12	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	164.48	99.56	100.00	100.00	102.63	4.17	17.93	0.00		
172	52	18.04	2.65	146.77	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	167.84	100.92	100.00	100.00	103.99	4.26	18.23	0.00		
173	53	18.04	2.65	149.42	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	171.20	102.28	100.00	100.00	105.35	4.35	18.53	0.00		
174	54	18.04	2.65	152.07	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	174.56	103.64	100.00	100.00	106.71	4.44	18.83	0.00		
175	55	18.04	2.65	154.72	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	177.92	105.00	100.00	100.00	108.07	4.53	19.13	0.00		
176	56	18.04	2.65	157.37	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	181.28	106.36	100.00	100.00	109.43	4.62	19.43	0.00		
177	57	18.04	2.65	160.02	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	184.64	107.72	100.00	100.00	110.79	4.71	19.73	0.00		
178	58	18.04	2.65	162.67	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	188.00	109.08	100.00	100.00	112.15	4.80	20.03	0.00		
179	59	18.04	2.65	165.32	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	191.36	110.44	100.00	100.00	113.51	4.89	20.33	0.00		
180	60	18.04	2.65	167.97	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	194.72	111.80	100.00	100.00	114.87	4.98	20.63	0.00		
181	61	18.04	2.65	170.62	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	198.08	113.16	100.00	100.00	116.23	5.07	20.93	0.00		
182	62	18.04	2.65	173.27	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	201.44	114.52	100.00	100.00	117.59	5.16	21.23	0.00		
183	63	18.04	2.65	175.92	6.16	6.16	100.00	0.12	0.12	3.36	204.80	115.88	100.00	100.00	118.95	5.25	21.53	0.00		
184	64	18.04	2.65	178.57	6.16	6.16	100.00													

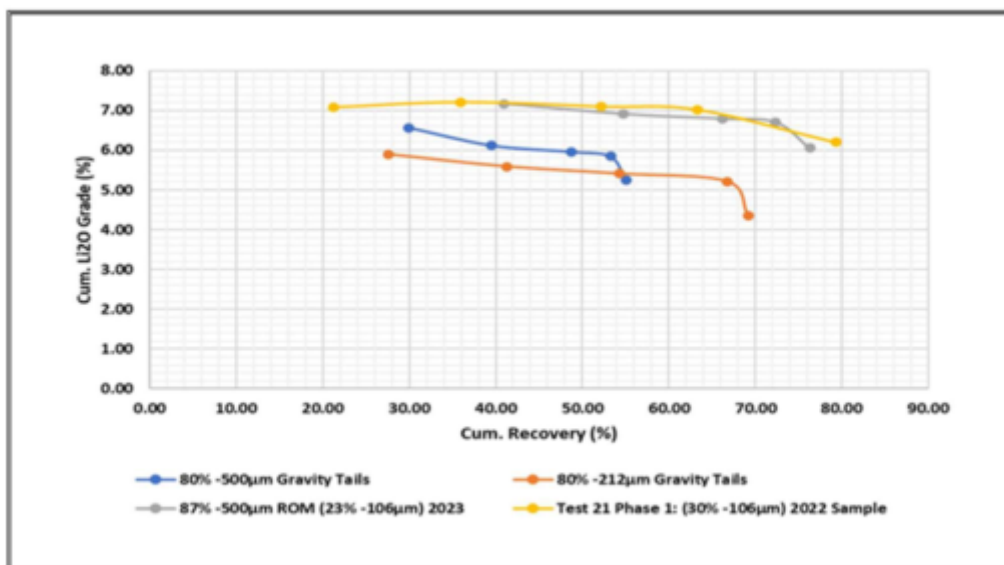


Figura 12-21: Curvas Teor/Recuperação da Flutuação do Li da Fase 2 e Teste21 da Fase 1 (Ensaio de Referência)

12.3.2.3.1.2 Ensaios "a Granel" de flutuação do Lítio

O Ensaio "a Granel" teve como objetivo produzir rejeitados em quantidade suficiente para os testes de recuperação do estanho, por concentração hidrogravítica.

Este ensaio consistiu na moagem de 68 kg de minério, em moinho "fechado", mas de escala não laboratorial e a flutuação da totalidade produto da moagem, numa célula de flutuação de 200 litros, com as condições fixadas no ensaio laboratorial.

O "scale-up" do teste laboratorial, não conduziu aos resultados obtidos à escala laboratorial:

- O concentrado de Li, embora com teor de 6,63 %Li, apresentou uma perda de recuperação assinalável: apenas cerca de 43,89% de recuperação contra os valores da ordem de 72% de recuperação obtidos com o ensaio laboratorial;

- O peso da fração ultrafina $W(-25\mu) = 18,63\%$, é cerca de 2,5 mais elevada que a obtida com o ensaio á escala laboratorial $W(-25\mu) = 7,56\%$. Resultou daí uma perda de recuperação do Li de da ordem de 23,90% nos ultrafinos (14,78% no teste laboratorial) e uma perda de recuperação no rejeitado do desbaste de 24,71% (14,78% no teste laboratorial);
- O Teor de Sn que alimentaria o circuito gravítico (rejeitado do desbaste + rejeitado da relavagem, da flutuação do Li), tem um valor combinado de 0,19%Sn e 48,76% de recuperação;
- 40% do Sn, com um teor de 0,64% são reportados aos ultrafinos da flutuação do Li.

Bulk Lithium Flotation on ROM ~ 87% -500µm

MAELGWYN SOUTH AFRICA

GMS Doc 58

NEOMINA-MINÉRIOS

Company: ARGEMELA

Project number: 23-069

Sample name: Vein ROM

Test: Lithium Flotation

Test 3 - Axis House Tail oil and Fatty Acid Blend R3-F - ROM Milled 5 min (87%-500µm)

Place the +25µm de-slimed sample into a 200 litre flotation cell.

Check pH 7.3

Condition with 1000 g/t NaOH (56.697g) for 5 min

Check pH 11.5

Condition with 1000 g/t (56.697g) SR3-F3 fatty acid for 10 minutes. Add MIBC as required

Float Bulk rougher conc for 30 minutes

Place rougher conc into a 200 litre flotation cell.

Float Cl. Conc for 12min

87% -500µm ROM (23% -106µm)					Accredited Assays							
Product	Time (min)	Mass (kg)	Mass (%)	Cum Mass (%)	U2O (%)			Sn (%)				
					U2O Assays (%)	Cum. Grade (%)	Obn (%)	% Cum. Obn	Sn Assays (%)	Cum. Grade (%)	Obn (%)	% Cum. Obn
Cl. Conc	12	4.42	6.46	6.46	6.63	6.63	43.89	43.89	0.51	0.51	11.18	11.18
Cl. Tails		2.51	3.67	10.13	2.00	4.95	7.50	51.39	0.42	0.48	5.16	16.34
RTails		48.76	71.24	81.37	0.34	0.91	24.71	76.10	0.18	0.22	43.60	59.94
Slimes		12.75	18.63	100.00	1.25	0.98	23.90	100.00	0.64	0.30	40.06	100.00
Head (calc)		68.44	100.00		0.98		100.00		0.30		100.00	
Head (assayed)					0.97				0.35			

12.3.2.3.1.3 Ensaios em Ciclo Fechado de Flutuação do Lítio- Locked cycle Tests

O objetivo deste ensaio, é simular a flutuação do Lítio, em circuito fechado a adotar, na operação industrial.

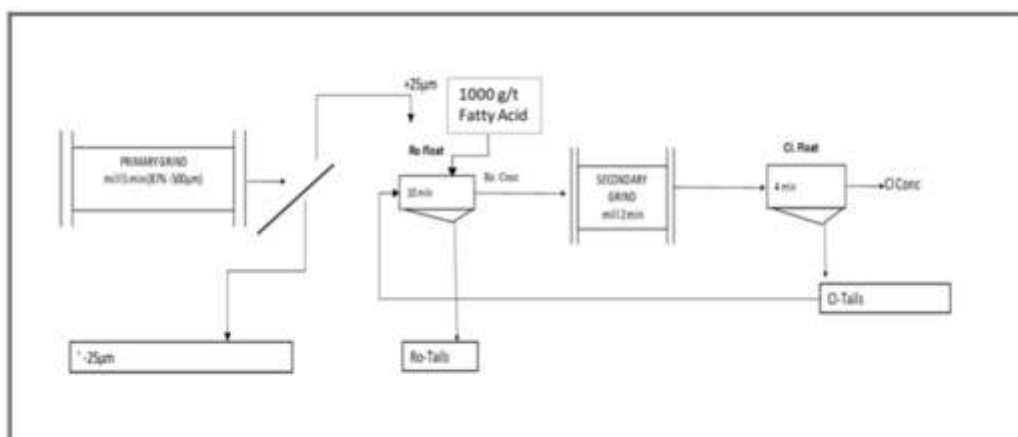


Figura 12-22: Fluxograma de flutuação em ciclo fechado

O teste consistiu na realização de um ciclo de 7 ensaios, com as condições fixadas no ensaio que conduziu aos melhores resultados, em circuito aberto, mas com recirculação para o desbaste do rejeitado das relavagens do ensaio anterior.

Locked Cycle Flotation



MAELGWYN SOUTH AFRICA

QMS Doc 58

Company:	Minex Mining Services
Project number:	23-098
Sample name:	Spodumene
Test:	ROM Locked Cycle Test

LCT Vein 87% -500µm ROM: Axis House Fatty Acid R3-3F

Wet mill the sample for 5 minutes using the mill WITHOUT the rubber lining (Mill 1)

Wet screen at 25µm. Please filter, dry and weigh the -25µm

Place the +25µm de-slimed sample into a 2 litre flotation cell.

Check pH

Condition with 1000 g/t NaOH (1g) for 2 min

Check pH

Condition with 1000 g/t (1g) SR3-F3 fatty acid for 5 minutes. Add MiBC as required

Rougher float 10 minutes to collect bulk rougher conc

Re-grind Rougher conc for 2 minutes

Place Rougher conc into a 2 litre flotation cell.

Float Cl. Conc for 4min

Recycle Cleaner Tails to Rougher feed of next cycle

Do this for 7 cycles

Figura 12-23: Condições de ensaio

Os resultados estão sintetizados na Figura 12-24. Estes resultados mostram uma degradação em termos de teores e de Recuperação a partir do ciclo 2. (Valores de Referência: Teor %Li> 6%; Recuperação >70%LI), obtidos em circuito fechado

A média de valores dos últimos 4 ciclos é de apenas- Teor %Li=5,36% e uma recuperação=48,7%, muito abaixo dos valores de referência obtidos em circuito aberto.

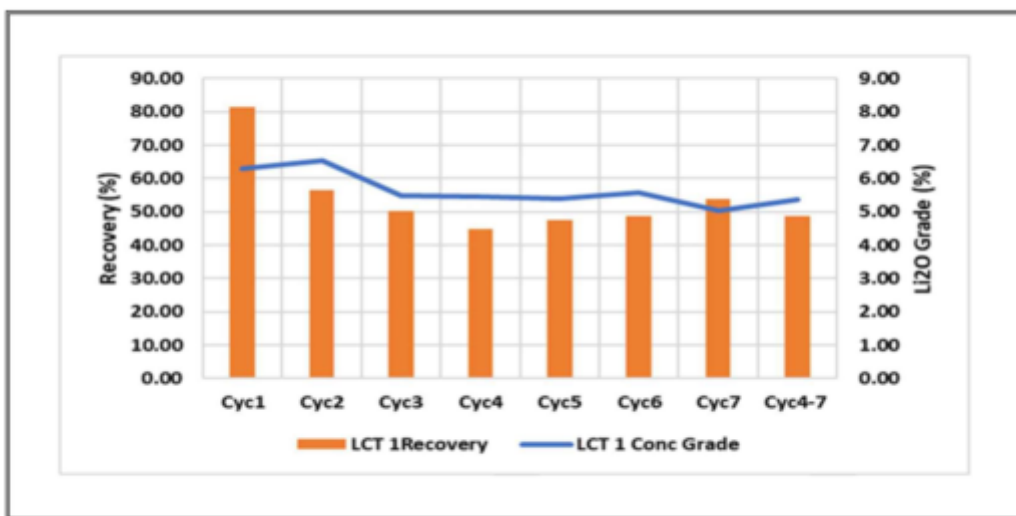


Figura 12-24: Resultados do teste de flutuação em ciclo fechado

12.3.2.3.2 Ensaios de recuperação do Estanho

Nos ensaios gravimétricos de recuperação do Sn, foram utilizadas as versões laboratoriais do concentrador centrífugo Falcon e da mesa vibratória Gemini, utilizada no estágio final dos concentrados.

O concentrador Falcon constituiu a melhor opção tendo em conta o baixo teor de alimentação e na recuperação dos finos, dificilmente recuperáveis com outros métodos gravimétricos.

12.3.2.3.2.1 Recuperação do Estanho "à cabeça" do processo de tratamento

Foram realizados 2 ensaios de recuperação do Estanho, a partir do ROM após moagem: K80= 500 μ e K80= 210 μ .

As condições e os balanços mineralúrgicos são apresentados nos quadros da Fig.^a38 e Fig.^a 39.

MALAGWYN SOUTH AFRICA

Company: NEOMINA-MINERIOS ARGEMELA
Proposal no: 23-088
Sample name: Vale
Date: 23-06-2023

Client: Neo-M Arg 2

GRAVITY CONCENTRATION

Sample name: Vale
Sample mass, kg: 5

Operating Conditions

Grind: 800 passing 50µm
Falsch unit: 0
Water pressure (psi): 30-25
% solids: 0.87
Head grade USD - Assayed (%): 0.98
Calculated (0.87 g/t): 0.98
Head grade InChI - Assayed (%): 0.91 g/t
Calc (0.87 g/t): 0.93 g/t

Test results	Fraction	Mass	Cum. Mass	USD	Cum. Recovery	No	Cum. Recovery
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g	%	g	%
g	%	g	%	g			

Figura 12-25: Recuperação do Estanho á cabeça; K80=500µ

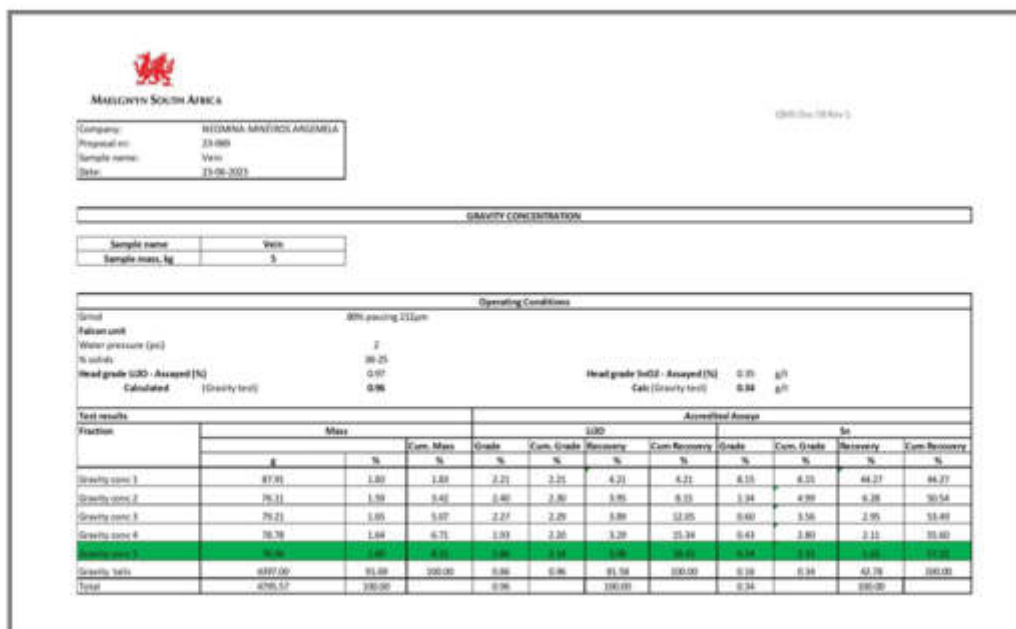


Figura 12-26: Recuperação do Estanho á cabeça; K80=212µ

Os resultados obtidos mostram a possibilidade de obter upgrade dos teores da alimentação da ordem de 0,35% para valores da de 3,5%Sn em concentrados com recuperações acima de 50%, em qualquer das granulometrias estudadas, conforme gráfico Figura 12-27, embora se verifique perdas de lítio ($\approx 20\%$), por arrastamento no concentrado de Sn – Gráfico da Figura 12-28.

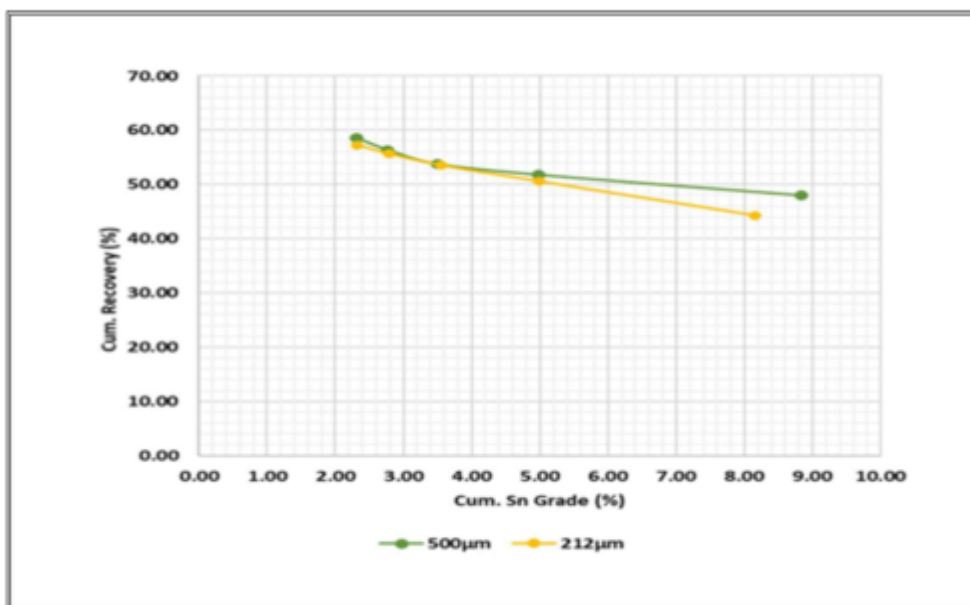


Figura 12-27: Recuperação à cabeça do Sn - teor/recuperação Sn

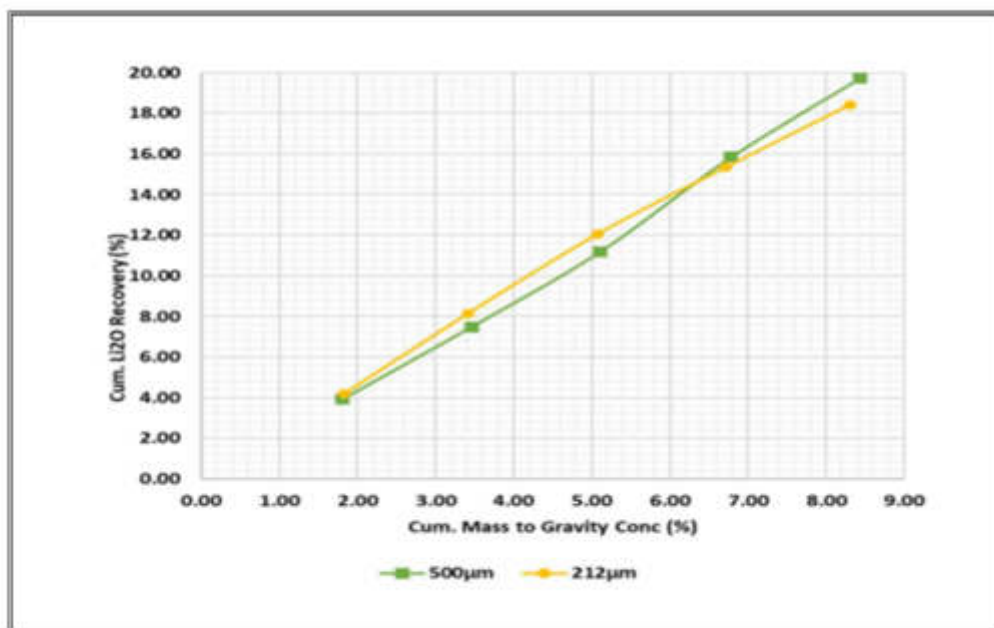


Figura 12-28: Recuperação do Li no concentrado de Sn

12.3.2.3.2.2 Recuperação do Estanho, por tratamento Hidrogravítico, dos Rejeitados da Flutuação do Lítio

Esta via de tratamento diferencial do minério ROM, constitui a via que conduz a uma melhoria da recuperação do Li.

Foram realizados ensaios utilizando esta via de tratamento diferencial.

12.3.2.3.2.2.1 Tratamento por gravimetria do Rejeitado da Flutuação do Lítio, obtido do Ensaio "a Granel" do ROM:

O Diagrama de tratamento está indicado na Figura 12-29.

O circuito foi alimentado com o rejeitado da flutuação do Lítio, obtido no ensaio com moagem a "Granel" de cerca de 68 kg de minério, seguida da flutuação do Lítio, numa célula de 200 litros.

Este rejeitado foi processado no concentrador centrífugo Falcon, cujo concentrado foi relavado em mesa vibratória Gemini.

Conforme já se constatou, na recuperação do Li, a utilização do moinho de maiores dimensões, provocou-se a geração de quantidades elevadas de ultrafinos, resultando a perda de eficiência da flutuação do Li.

Por outro lado, há uma perda acentuada de Sn nos ultrafinos, cerca de 40% do Sn com um teor de 0,65%.

Tendo-se decidido por efetuar também o tratamento destes ultrafinos, por concentrador Falcon.

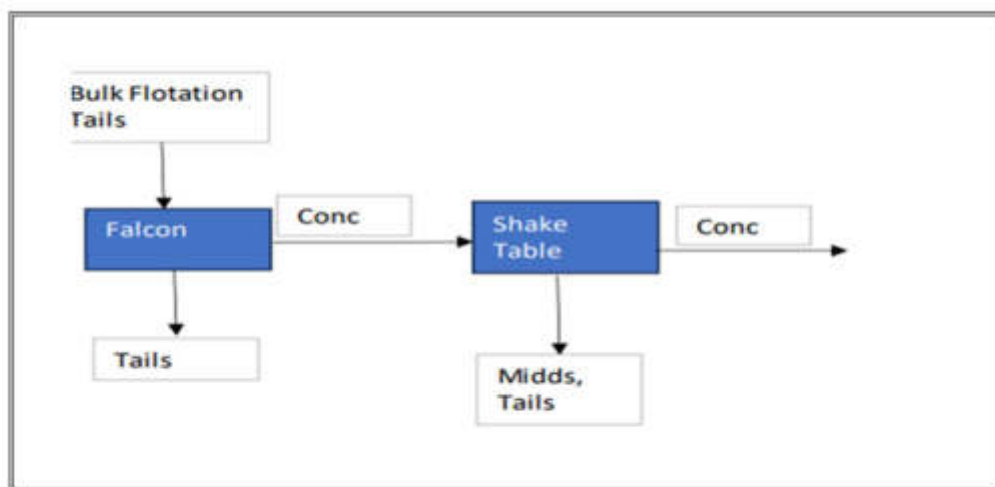


Figura 12-29: Diagrama de concentração gravítica do Sn a partir do rejeitado da flutuação a granel do Li

Os balanços metalúrgicos são apresentados nos quadros das Figura 12-30e Figura 12-31.

Gravity Separation on Bulk Lithium Flotation Tailings												
 MAGGWIN SOUTH AFRICA												
Company: NEOMINA MINERALS ARGEMELA Project no: 29 000 Sample name: Vein Bulk Flotation Tails Test: Gravity of Flotation tails												
GRAVITY CONCENTRATION: 87% - 300µm Bulk Flotation tails												
Operating Conditions												
Grind: 87% passing 300µm												
Falcon unit: 3.5												
Water pressure (psi): 30												
Gravel Slaking Tails on Falcon concentrate												
Li2O - Assayed: 0.42 Sn - Assayed (%: 0.19 PbO5 - Assayed												
Calculated: 0.52 Calculated: 0.27 Calculated:												
Assay Results												
Li2O Sn												
Grade Cum. Grade Recovery Cum Recovery Grade Cum. Grade Recovery Cum Recovery												
Fraction Mass (kg) Mass (%) Cum. Mass (%) % % % % % % % % % %												
Shake Table Conc	0.02	0.05	0.05	0.05	0.03	0.003	0.003	0.003	0.02	0.02	0.02	0.02
Shake Table Mids	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.001	0.001	0.001	0.01	0.01	0.01	0.01
Shake Table Mids	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.001	0.001	0.001	0.01	0.01	0.01	0.01
Shake Table Mids	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.001	0.001	0.001	0.01	0.01	0.01	0.01
Shake Table tails	2.33	3.29	3.46	0.58	0.57	3.874	3.896	0.47	3.75	0.05	34.06	34.06
Falcon tails	17.50	94.58	100.00	0.52	0.52	94.04	100.00	0.19	0.19	0.94	100.00	100.00
Total	30.67	100.00	0.52	0.52	0.52	100.00	0.27	0.27	100.00	0.27	100.00	100.00

Figura 12-30: Recuperação do Sn do rejeitado da flutuação a granel do Li- Balanço mineralúrgico

MALLOWYN SOUTH AFRICA

Company: NEOMINA MINERACAO ARGEMELA
 Proposal ref: 25-000
 Sample name: Slime Bulk Flotation Tails
 Test: Gravity of Flotation tails

GRABBY CONCENTRATION - Slime Slimes

Operating Conditions:

Grind: 100% passing 25um
 Falcon unit: 0
 Water pressure (psi): 20
 % solids: 100

100% - Assayed: 1.25
 Calculated: 1.25

Sn - Assayed (%): 0.44
 Calculated: 0.44

PGS - Assayed: 100.00
 Calculated: 100.00

Fraction	Mass (kg)	Mass (%)	Cum. Mass (%)	100%				Sn			
				Grade	Cum. Grade	Recovery	Cum. Recovery	Grade	Cum. Grade	Recovery	Cum. Recovery
Gravity cone 1	0.24	1.35	1.35	1.85	1.85	2.94	2.94	5.15	5.15	22.12	22.12
Gravity cone 2	0.23	1.30	2.65	1.95	3.80	2.97	5.91	7.10	7.10	29.09	51.21
Gravity cone 3	0.29	1.69	4.34	1.99	5.79	3.96	9.87	9.87	16.97	68.18	79.39
Flotation Cl. Tails	1.25	70.00	74.34	1.25	1.25	77.17	77.17	0.44	1.99	11.11	90.30
Flotation Res. Tails	10.00	55.56	100.00	1.25	1.25	77.17	77.17	0.44	0.44	10.00	100.00
Total	12.01	100.00	100.00	1.25	1.25	100.00	100.00	0.44	0.44	100.00	100.00

Figura 12-31: Tratamento Gravimétrico do Sn dos ultrafinos da Flutuação a Granel do Lítio

Os resultados obtidos estão sintetizados, no gráfico de Teor/Recuperação da Figura 12-32.

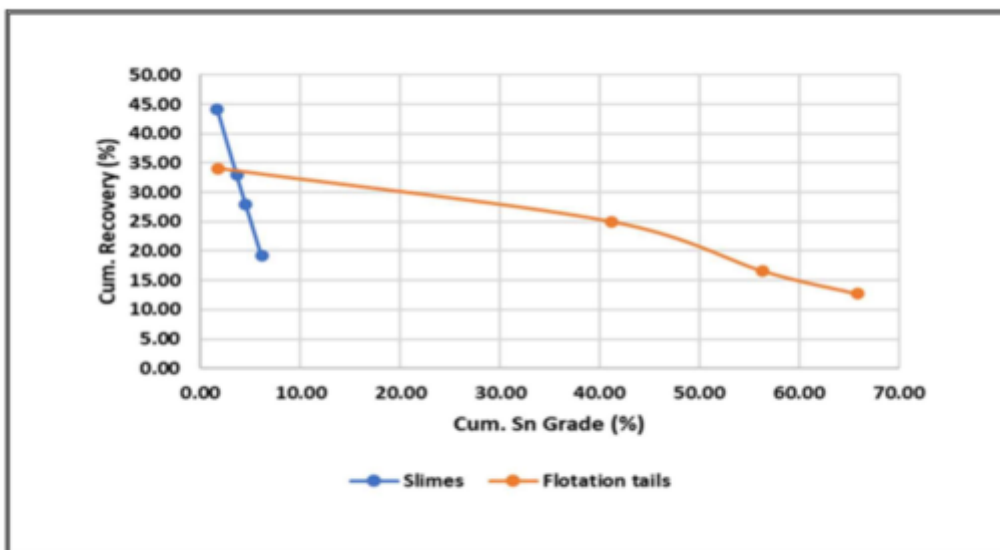


Figura 12-32: Curvas Teor/Recuperação dos Ensaios Gravimétricos

Os resultados mostram a possibilidade de produzir um concentrado com teores da ordem de 65%Sn, embora a recuperação seja baixa (cerca de 13%), utilizando um estágio de desbaste em concentrador Knelson e relavagem em mesa.

A concentração dos ultrafinos é potencialmente exequível, através de um processo desbaste em concentrador hidrogravítico e relavagem, eventualmente por flutuação tendo em conta que se trata de um produto muito fino para ser recuperado por mesa.

12.3.2.3.2.2 Tratamento por gravimetria do Rejeitado da Flutuação do Lítio, obtido do Ensaio LCT do ROM:

Este ensaio consistiu em alimentar um circuito gravimétrico, com o Rejeitado do LCT, conforme o diagrama indicado na Figura 12-33, e ensaiar o tratamento do rejeitado do desbaste.

Os resultados obtidos estão sintetizados no gráfico da Figura 12-34. Estes resultados mostram um upgrade dos teores de alimentação, embora com recuperações baixas. O que impõe a necessidade de estudos de otimização para maximização da recuperação.

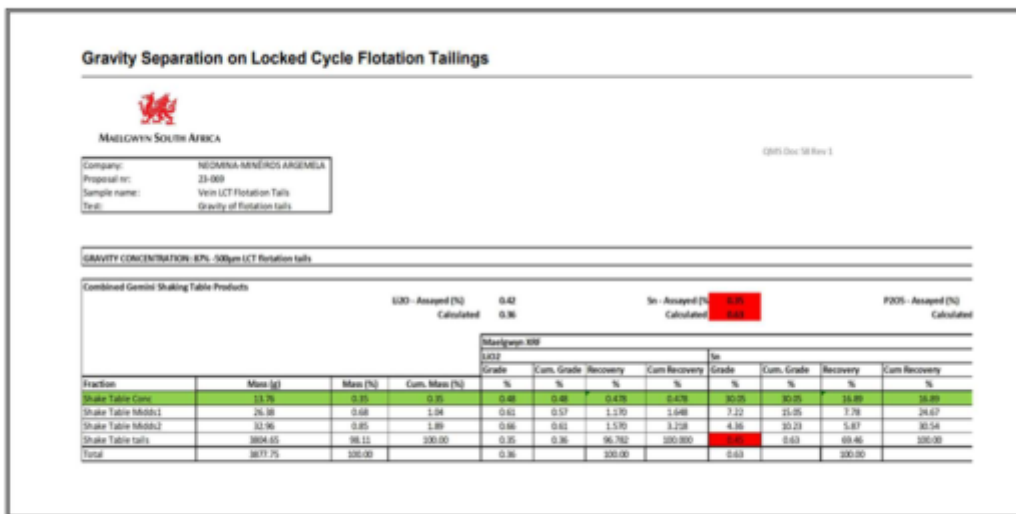


Figura 12-33: Circuito gravimétrico Sn - Alimentação por rejeitado do desbaste do ensaio em ciclo fechado

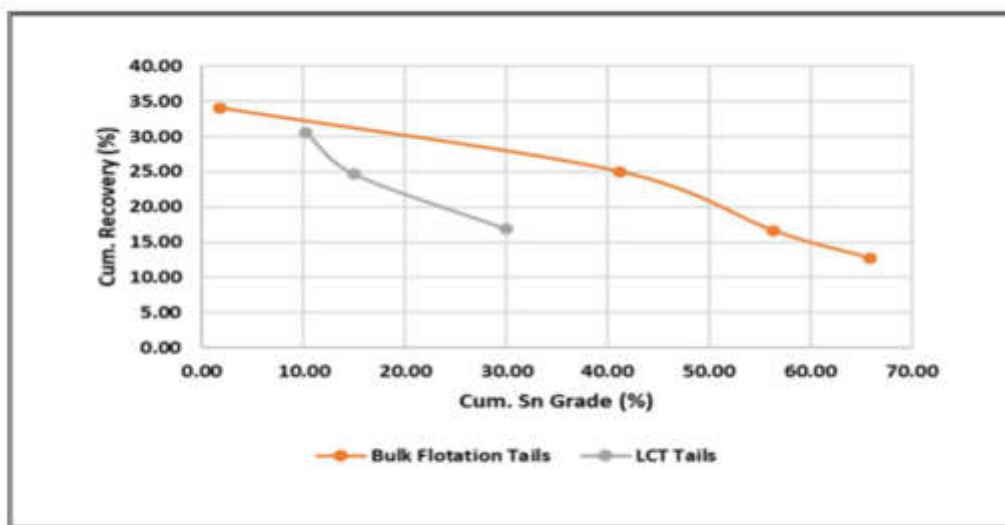


Figura 12-34: Recuperação do Sn a partir do rejeitado do LCT do Lito- Teor recuperação

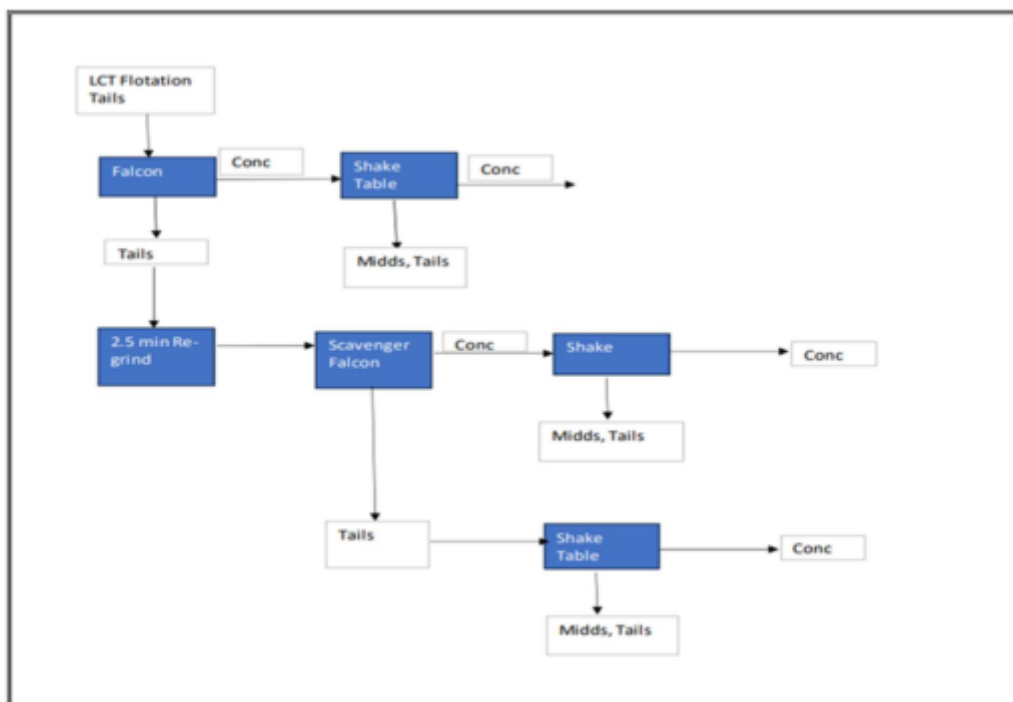


Figura 12-35: Diagrama de circuito de recuperação do Sn a partir do rejeitado do LCT do Li

12.3.2.4 Conclusões e Recomendações

- A amostra de filões estudada apresenta um teor médio de $\text{Li}_2\text{O}=0,97\%$ e $0,35\%$ Sn;
- A Montebasite representa 100% da mineralização de Li, detetada pela combinação de DRX (Difração de Raios X) e TIMA (Tescan Integrate Mineral Analyser) enquanto a Cassiterite representa 100% do Sn;
- A investigação de ensaios gravimétricos de recuperação do Sn, revelou que é possível obter boa seletividade com amostras moídas com granulometrias de $\text{K80}=500\mu$ e $\text{K80}=212\mu$, utilizando a tecnologia de concentradores hidrogravíticos Falcon, na recuperação do Sn;

- A recuperação do Li, por flutuação de rejeitados de circuito gravíticos de recuperação do Sn, não conduziu aos resultados esperados da flutuação do Li, o que determinou a escolha de um processo diferencial de tratamento de flutuação do Lítio “à cabeça” e recuperação do Sn por um processo gravimétrico do rejeitado da flutuação do Li;
- Os resultados da recuperação do Li, obtidos em circuito aberto da flutuação do Li, replicaram os resultados obtidos na 1ª Fase. Estes resultados não foram, entretanto, reproduzidos em testes de ciclo fechado (LCT- Locked Cycle Test), o que torna necessário um trabalho de otimização em torno da dosagem de reagente e tempos de flutuação.
- Os testes de separação gravítica em múltiplos estágios, para recuperação de Sn realizado sobre rejeitado da flutuação do Li, revelou potencial para a produção de concentrados de médio e alto teor de Sn. Entretanto é necessário trabalho de otimização que conduzam a recuperações aceitáveis.

12.4 Ensaios da CETEM – Caracterização tecnológica e beneficiamento de montebrasite

O Lítio é o mais leve dos metais, com alta reatividade e grande potencial eletroquímico. Tem baixo coeficiente de expansão térmica e alto poder calorífico e forma uma liga muito leve e resistente com o alumínio.

Essas propriedades o tornam um elemento muito especial para uso em pilhas e baterias e na fabricação ou recobrimento de vidros e cerâmicas, além do uso na indústria aeronáutica.

Atualmente, apenas duas fontes são economicamente viáveis: as salmouras e os pegmatitos.

O uso crescente de baterias recarregáveis de ion- lítio (Li-ion) dos equipamentos com portabilidade (celulares, tablets, note-books, ferramentas elétricas, etc.), somado as

projeções da procura futura para os veículos elétricos e/ou híbridos tem despertado um interesse mundial bastante significativo pelo lítio.

Dentro do referido contexto, somados com o conhecimento da potencialidade dos jazigos de minerais litiníferos em solo Português, a Neomina, Minérios Argemela, Lda, , solicitou ao CETEM um plano de trabalho para a caracterização tecnológica e beneficiamento do minério de Montebasite da localidade de Argemela, com vista ao seu aproveitamento na produção de carbonato de lítio (Li_2CO_3) e/ou hidróxido de lítio (LiOH) grau bateria.

O projeto de desenvolvimento tecnológico tem por finalidade a caracterização tecnológica e definição de processo produtivo, envolvendo:

- Análise mineralógica semi-quantitativa por difração de raios X;
- Caracterização química da amostra de montebrasite por espectroscopia de absorção atômica e/ou fluorescência de raios X e/ou fotometria de chamas;
- Análise termo diferencial e termo gravimétrica (DTA e DTG) para acompanhamento da mudança de fase cristalina (transformação de fase da montebrasite em forma mais reativa);
- Estudos em bancada para definição de uma rota preliminar para produção de carbonato de lítio e/ou hidróxido de lítio.

Planeia-se com o presente trabalho obter um carbonato de lítio com qualidade que atenda aos requisitos de pureza da indústria de ion-lítio.

No anexo XIII – Processos mineralúrgicos, podem ser analisados os relatórios completos da 1ª e 2ª fases de ensaios, elaborados pela CETEM.

12.4.1 1ª fase de ensaios - Caracterização Mineralógica e Estudos de Extração de Lítio

Os estudos realizados no Centro de Tecnologia Mineral (CETEM-MCTIC), nesta primeira fase do trabalho contemplaram as etapas iniciais do processo de obtenção do carbonato de lítio, por via ácida, a partir de um concentrado de montebrasite da região de Argemela, Portugal.

Foram realizados diversos ensaios para a determinação das variáveis do processo para as etapas de calcinação/sulfatação e lixiviação.

A caracterização do concentrado também foi realizada pelo Setor de Caracterização Tecnológica (SCT) do CETEM-MCTIC.

Por fim, os resultados obtidos, além do ponto de vista quantitativa (em termos de % Li extraído), outros fatores foram observados e avaliados qualitativamente como mudança de textura no concentrado inicial quando misturado com os reagentes, o que influencia a trabalhabilidade e manuseio do mesmo, e no produto calcinado/sulfatado, o qual alimenta a etapa de lixiviação.

Assim, os principais parâmetros considerados foram a granulometria do concentrado mineral em todas as etapas, relação ácido/minério (excesso de ácido), concentração do ácido, tempo e temperatura de calcinação/sulfatação, tempo de lixiviação e relação sólido/líquido na lixiviação.

Como resultados finais desta primeira fase de ensaios, temos que, o concentrado de montebrasite, recebido no CETEM, denominado amostra 6, e composto por quartzo (41,9%), moscovite (5,8%), caulinite (1,5%), cassiterite (0,1%), montebrasite (41,0%), planerite (5,1%), childrenite (3,0%), vivianite (0,8%), scorzalite (0,6%), rutilo, goyazite, fluorapatite e messelite. Os óxidos que constituem a amostra à cabeça são: SiO₂ (40,2%), Li₂O (4,1%), Al₂O₃ (21,2%), P₂O₅ (25,1%), TiO₂ (0,3%), MgO (0,4%), FeO (1,2%), CaO (0,1%), Na₂O (0,1%), K₂O (0,7%), F (0,6%) e CuO (0,2%).

No intervalo granulométrico, $-38+833\ \mu\text{m}$ ($-400+20\ \#$), o estéril está perfeitamente separado, e praticamente não existem partículas ricas neste estéril, contendo baixos teores de montebrasite.

Pelo lado da montebrasite, 40% ou mais são de partículas perfeitamente separadas do mineral, mas existem de 2,5 a 5% das partículas que contem entre 0 e 10% de mineral estéril. Essa informação é importante porque tem a ver com a energia que será despendida no processo de moagem, pois quanto mais fino o produto, maior será a energia que será requerida.

Os resultados dos ensaios de análise térmica (DTA/DTG) da montebrasite mostraram os seguintes eventos de perda de massa:

- (i) de temperatura ambiente a 130°C , eliminação de humidade;
- (ii) de 130 a 340°C a degradação de planerite;
- (iii) de 340 a 530°C a desidroxilação de caulinite;
- (iv) de 530 a 740°C a decomposição de montebrasite, e
- (v) acima de 740°C decomposição de moscovite.

Com base nos resultados finais dos ensaios de calcinação/sulfatação e de lixiviação do concentrado de montebrasite, ficou evidenciado que a adequação da granulometria do material que alimenta a lixiviação ($P_{80}\ 106\ \mu\text{m}$) proporcionou recuperações metalúrgicas de lítio acima de 95%, mesmo com o menor tempo de calcinação/sulfatação (15 minutos) e adição de apenas 20% de excesso de ácido sulfúrico também na etapa de calcinação/sulfatação (relação $\text{H}_2\text{SO}_4/\text{minério}$ de 17,78%).

O difratograma da Figura 12-36, constatou a ausência de montebrasite no resíduo insolúvel, e, portanto, a decomposição total do mineral quando o concentrado é calcinado/sulfatado a

800°C. Essa temperatura (800 °C) é superior a temperatura máxima de decomposição da montebrasite estabelecida no teste DTA/DTG (740 °C). Isso deve-se possivelmente à interferência no processo de calcinação/sulfatação de outros minerais de ganga presentes na assembleia do concentrado, além de fatores relacionados à granulometria e inclusões.

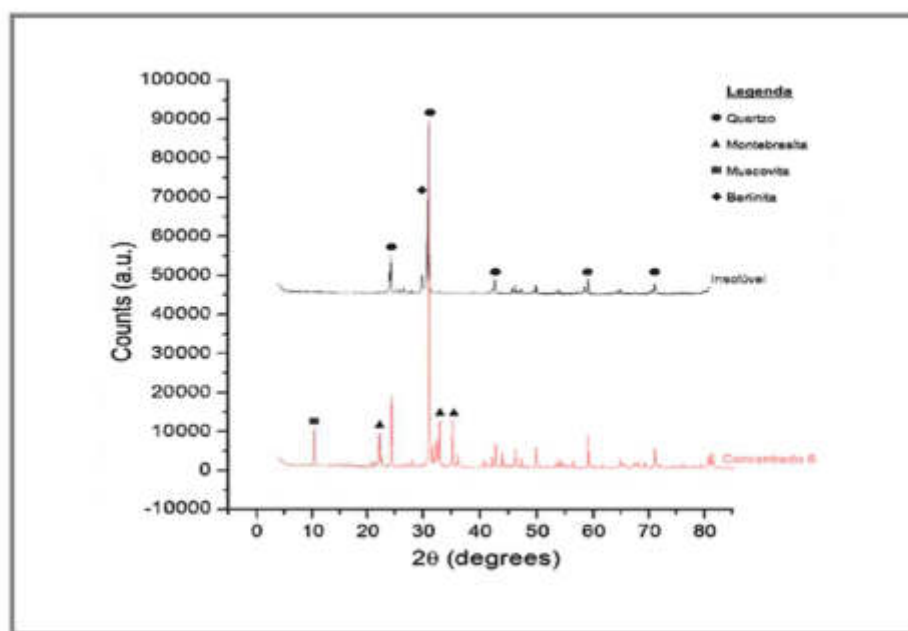


Figura 12-36: Difratograma comparativo do concentrado de montebrasite, material calcinado/sulfatado insolúvel (resíduo de lixiviação), considerando os principais minerais presentes e compostos formados de controlo

Conforme apresentado na Figura 12-37 (curva cinética de extração do Lítio) a extração de lítio é máxima após 60 minutos de reação. Após esse tempo de reação ocorre uma estabilização na cinética de extração. Desse modo, o tempo de lixiviação adequado para os ensaios de extração é de 60 a 75 minutos. Outro ponto importante observado foi a redução do pH da lixívia com o aumento da concentração de sulfato de lítio.

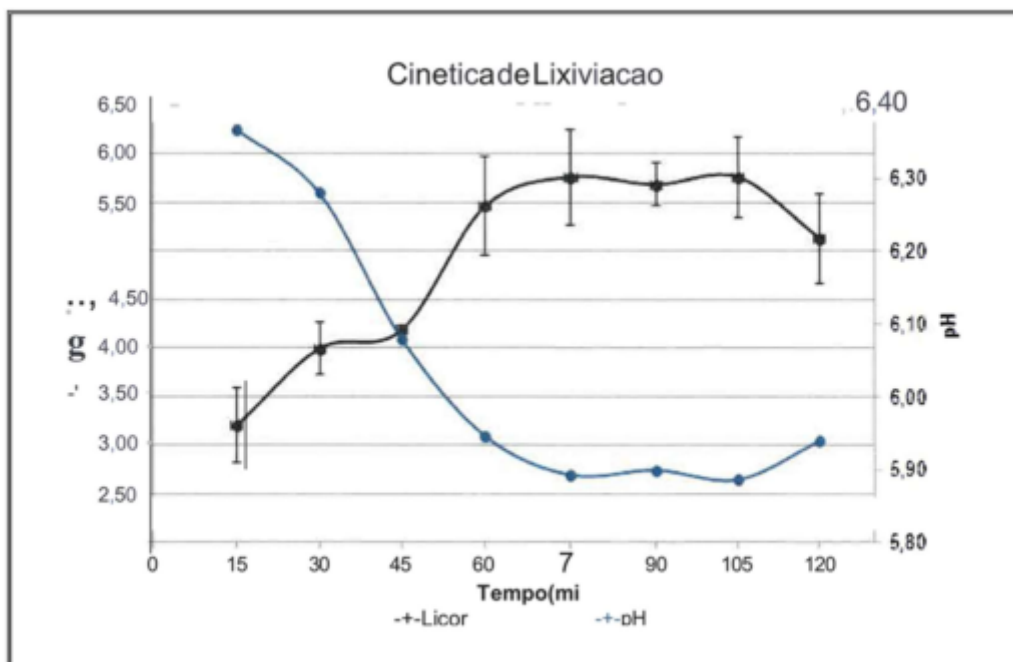


Figura 12-37: Curva cinética da extração do Lítio

Com base nos estudos realizados foi possível delinear alguns parâmetros e índices técnicos para a posterior produção de carbonato e/ou hidróxido de Lítio via rota ácida, a saber:

Parametros e indices técnicos

Concentrado de montebrasite	4,54% Li ₂ O
Excesso de H ₂ SO ₄ 98% p/p	20%
Temperatura de calcinação/sulfatação	800°C
Tempo de calcinação/sulfatação	15 min
Relação solução de H ₂ SO ₄ /minério (sólido-Líquido na extração)	30%
Temperatura de extração (lixiviação)	25°C
Tempo de extração de Lítio (lixiviação)	60-75 min
Concentração média de sulfato de Lítio nos licores ricos	100 g/L
Teor de Li no resíduo da extração	0,23% Li ₂ O
Recuperação metalúrgica de Li	95,60%

Tabela 12-26: Parâmetros e índices técnicos

Após as etapas de caracterização mineralógica, tratamento térmico (calcinação/sulfatação) e de extração de Lítio (lixiviação) definidas, seguir-se-á na fase 2, com as etapas de produção do carbonato e/ou hidróxido de Lítio e aproveitamento de subprodutos como sulfato de sódio hidratado, aluminato de sódio e fosfato trissódico.

12.4.2 2ª fase de ensaios - Obtenção do Carbonato de Lítio

Em continuidade da Fase 1 — Caracterização Mineralógica e Estudos de Extração de Lítio", foi executada a Fase 2 — Obtenção do Carbonato de Lítio, de forma a complementar o projeto "Caracterização tecnológica e beneficiamento de montebrasite da região de Argemela, Portugal", cujo objetivo principal foi obter um carbonato de Lítio com pureza

que atenda os requisitos de pureza da indústria de ion-Lítio, a partir do minério de Montebrasite de Argemela.

No desenvolvimento tecnológico, além da caracterização tecnológica do minério de Argemela, foi definida e proposta uma rota tecnológica para produção de carbonato de Lítio e, neste contexto, foram realizados:

- Análise mineralógica qualitativa por difração de raios X;
- Caracterização química da amostra de Montebrasite por espectroscopia de absorção atômica e/ou fluorescência de raios X e/ou fotometria de chamas;
- Análise termo diferencial e termogravimétrica (DTA e DTG) para acompanhamento de mudança de fase cristalina (transformação de fase da Montebrasite em forma mais reativa);
- Estudos em bancada para definição de uma rota para produção de carbonato de lítio (processamentos piro e hidrometalurgico).

Os estudos realizados no Centro de Tecnologia Mineral (CETEM-MCTIC), nesta segunda fase do projeto, contemplaram as etapas finais do processo desenvolvido, que são a Etapa 2 (purificação e concentração da solução de sulfato de Lítio extraída) e Etapa 3 (precipitação do carbonato de Lítio, a partir da solução de sulfato de Lítio, com carbonato de sódio, purificação do carbonato de Lítio e recuperação do sulfato de sódio).

Em resumo, o processo desenvolvido para produção de carbonato de Lítio a partir de minério de montebrasite, apresenta como aspetos característicos os seguintes itens descritos a seguir:

- O concentrado de montebrasite obtido por concentração na TOMRA Sorting Solutions (teste semi-industrial), proveniente do minério aceito no *XRT sorting* e ejetado do *Color sorting*, contém 20.886 ppm de Li (4,4% Li₂O).

-
- A recuperação metalúrgica do Lítio no processo de concentração por *sorting* foi de 19,4%. Deve-se considerar que a perda pela geração de finos no manuseio da amostra deve ser minimizada em processos contínuos, com consequente aumento da recuperação metalúrgica.
 - Testes de concentração por *sorting* são inovadores em processos de concentração de minerais de Lítio, que normalmente utilizam processos gravíticos ou flutuação. A concentração por *sorting* deve ter custos de investimento e de operação menores que os processos convencionais antes citados.
 - As etapas de sulfatação e transformação térmica são realizadas em conjunto e no mesmo equipamento (forno de sulfatação/calcinação) na temperatura de 800°C.
 - A recuperação metalúrgica de Lítio na etapa de extração (lixiviação aquosa) foi de 95,6% e com possibilidades do uso de solução de reciclo (licor pobre) das etapas subsequentes.
 - O resíduo da etapa de lixiviação (insolúvel em ácido sulfúrico), com teor médio de 29,38% de Al_2O_3 e 28,18% de P_2O_5 , pode ser processado, caso seja de interesse económico. Por meio de reação (extração) com soda cáustica é possível produzir fosfato trissódico e aluminato de sódio.
 - Recuperação do sulfato de Lítio solúvel, a partir da lavagem dos resíduos de lixiviação e dos estágios de purificação, sendo as soluções (solução de reciclo ou licor pobre) reaproveitadas na etapa de lixiviação.
 - Aproveitamento do resíduo de purificação do cálcio no estágio de purificação do alumínio, eliminando qualquer perda de Lítio ou geração de resíduo.
 - Esquema de precipitação compatível e seguro, em relação à manutenção de um nível de qualidade do carbonato de Lítio.

- Reaproveitamento das soluções de lavagem do carbonato de Lítio, bem como do segundo precipitado (Li_2CO_3) gerado no estágio de precipitação 2, diminuindo sensivelmente as perdas.
- Produção de sulfato de sódio anidro, por meio da evaporação de toda a solução originária da etapa de precipitação, mostrando que o processo não é gerador de efluentes líquidos.
- Produção de sulfato de sódio anidro ao invés de sal de Glauber, representando um produto mais nobre, que, por ser mais puro, sofre menor influência do custo de transporte; deve-se também ressaltar que os custos de produção do sal anidro são menores que os do sal hidratado, pois se compara a evaporação de uma solução a temperaturas superiores a 90°C, com o resfriamento da mesma solução para cristalização, separação e secagem do sal hidratado. O sulfato de sódio anidro é um sal cristalino pulverizado, de grande utilização na indústria de papel e detergente.

12.5 Análise Mineralógica

12.5.1 Análise mineralógica das amostras ensaiadas na 1ª fase de ensaios

A 1ª Fase de ensaios foi realizada entre 31/Maio/2021 e 22/Dezembro/22 e incidiu na recuperação do Lítio, sobre amostras representativas dos 2 tipos de formações onde ocorre os minérios de Li e Sn: Filões e Xistos.

As amostras foram submetidas a análises químicas detalhadas, cujos valores estão indicados no Quadro da Tabela 12-27 abaixo.

Estes resultados mostram que os filões apresentam teores de $\text{LiO}_2=0,98\%$ e de $\text{Sn}=0,30\%$, mais elevados que os dos Xistos, com $\text{LiO}_2=0,36\%$ e de $\text{Sn}<0,10\%$ (Valor abaixo do nível de detecção).

Accredited assays					Trace elements			
Major elements								
Element	Unit	Vein	Shale	New vein	Element	Unit	Vein	Shale
Li ₂ O	%	0,98	0,36	0,91	Ag	ppm	6,07	<1
K ₂ O	%	1,08	4,07	0,70	As	ppm	713,94	1763,87
P ₂ O ₅	%	7,73	0,42	7,62	Ba	ppm	93,02	466,58
SiO ₂	%	73,39	62,32	77,99	Be	ppm	89,25	24,49
Al ₂ O ₃	%	10,70	18,92	9,05	Bi	ppm	42,22	3,17
Fe	%	1,27	4,47	1,01	Cd	ppm	<1	<1
TiO ₂	%	0,14	0,89	0,10	Ce	ppm	5,37	57,11
CaO	%	0,10	0,39	0,26	Co	ppm	58,19	32,24
MgO	%	0,24	2,30	0,11	Cr	ppm	56,83	147,68
MnO	%	0,04	0,04	0,05	Cs	ppm	78,73	580,76
Li	%	0,45	0,17	0,42	Cu	ppm	944,51	84,96
Nb	%	<0.05	<0.05	<0.05	Ga	ppm	12,80	28,59
Sn	%	0,30	<0.1	0,30	Ge	ppm	2,23	2,81
Ta	%	<0.05	<0.05	<0.05	Hf	ppm	<1	5,34
Rb	%	0,04	0,11	0,02	In	ppm	<1	<1
					Mo	ppm	1,57	1,64
					Nb	ppm	35,75	28,62
					Ni	ppm	25,10	56,88

Tabela 12-27 : Análise químicas completas das amostras de Filões e Xistos

A amostra de cada tipo de minério - Veios e Xistos, foi submetida a estudo mineralógico. Este estudo consistiu na identificação das espécies minerais por Difração de Raio-X (XRD; X-Ray Diffraction Analysis) e na Análise Modal (% em peso de cada espécie mineral) por Microscópio Eletrónico de Varrimento- SEM (Scanning Electron Microscopy).

Os estudos mineralógicos, estão sintetizados no quadro da Tabela 12-28, abaixo.

A mineralogia das amostras é dominada pelo Quartzo (cerca de 62% nos filões e 31% nos xistos) e as Micas (cerca de 10% nos filões e 41% nos xistos)

Os minerais identificados são a Cassiterite e a Cassiterite-Fe, como minerais portadores de Sn e a amblygonite como minerais de Lítio – cerca de 17% nos Filões. O mineral de Li nos xistos é a Elbaite- cerca de 6%.

A Amblygonite apresenta uma maior distribuição granulométricas nas frações $>60\mu$ nos filões. A Elbaite apresenta-se essencialmente nas frações mais finas $100\% < 40\mu$ e com uma pobre libertação, o que torna difícil a sua recuperação.

A análise de libertação, mostra uma elevada proporção de livres quer do amblygonite, quer de cassiterite nos filões, enquanto nos xistos a libertação é muito pobre quer para os minerais de Li-Amblygonite e Elbaite, quer para o mineral de Sn, com predominância de partículas mistas.

Table 3: Bulk Mineral Composition

Sample ID	Chemical Formula	Vein Head	Shale Head
Schorl	$\text{NaFe}^{2+}_3\text{Al}_6(\text{Si}_6\text{O}_{18})(\text{BO}_3)_3(\text{OH})_3(\text{OH})$	6.09	12.18
Cassiterite	SnO_2	0.49	0.05
Cassiterite - Fe	SnO_2	0.88	0.01
Amblygonite	$(\text{Li}, \text{Na})\text{Al}(\text{PO}_4)(\text{F}, \text{OH})$	16.6	0
Elbaite	$\text{Na}(\text{Li}, \text{Al})\text{Al}_6(\text{Si}_6\text{O}_{18})(\text{BO}_3)_3(\text{OH})_3(\text{OH})$	0.28	6.45
FeOx/OH	Fe Ox/OH	0.62	0.17
Ilmenite	FeTiO_2	0	0.38
Rutile	TiO_2	0.05	0.21
Mica	$\text{K}(\text{Mg}, \text{Fe})_3(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	10.38	41.47
Chlorite	$(\text{Fe}, \text{Mg}, \text{Al}, \text{Fe})_6(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH}, \text{O})_8$	0.2	0.75
Feldspar	$(\text{Ca}, \text{Na})\text{AlSi}_3\text{O}_8$	0.9	5.18
Kaolinite	KAlSi_3O_8	0.4	0.17
Amphibole	$\text{Ca}_2[\text{Mg}_4(\text{Al}, \text{Fe})]\text{Si}_7\text{AlO}_{22}(\text{OH})_2$	0.01	0.02
Olivine	$(\text{Mg}, \text{Fe})_2\text{SiO}_4$	0.08	0.06
Pyroxene	$(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Ca})_2\text{Si}_2\text{O}_6$	0.02	0.01
Quartz	SiO_2	61.69	30.88
Almandine	$\text{Fe}_3\text{Al}_2\text{Si}_3\text{O}_{12}$	0.08	0.25
Apatite	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{OH}, \text{F}, \text{Cl})$	0.12	0.61
Arsenopyrite	FeAsS	0	0.61
Chromite	$(\text{Fe}, \text{Cr})_2\text{O}_4$	0.28	0.2
Others	-	0.83	0.35
Total		100	100

Tabela 12-28 : Composição Mineralógica dos Veios e Xistos

12.5.2 Análise Mineralógica das amostras ensaiadas na 2ª Fase de Ensaios

A 2ª Fase de ensaios foi realizada entre Maio/2023 e Setembro/2023, apenas sobre filões, e teve como objetivo a confirmação dos resultados da Flutuação do Li, obtidos na 1ª Fase, e investigar a exequibilidade de um processo para recuperação do Sn como subproduto, a partir do Rejeitado da Flutuação.

Foram fornecidas 3 amostras de filões: 2 sacos com um peso total de 100kg rotulados de Metallurgical Testwork e 1 com 60 kgs, rotulado de Comminution Testwork, para os testes de cominuição

As análises químicas dos elementos principais (Major elements), estão indicados no Quadro da Fig.^a 27.

Table 1: Head assay results – Major elements

Sample	Li	Li ₂ O	Sn	SnO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe(total)	Fe ₂ O ₃
Name	%	%	%	%	%	%	%	%
Head Assay	0.45	0.97	0.35	0.44	76.16	7.96	0.88	1.26
Head Assay - Dup	0.45	0.97	0.36	0.45	76.65	7.99	0.89	1.27
Average	0.45	0.97	0.35	0.44	76.40	7.98	0.88	1.26
Sample	P ₂ O ₅	TiO ₂	CaO	MgO	K ₂ O	MnO	Moisture	LOI
Name	%	%	%	%	%	%	%	%
Head Assay	7.82	0.08	0.03	0.07	0.34	0.02	1.12	2.02
Head Assay - Dup	7.78	0.08	0.04	0.07	0.33	0.02	1.04	2.10
Average	7.80	0.08	0.03	0.07	0.33	0.02	1.08	2.06

Tabela 12-29: Teores de elementos principais da amostra de filões ensaiada na fase 2

No quadro abaixo são comparados os teores de Li e Sn, das amostras utilizadas na Fase 2 e na Fase 1 dos ensaios

Elementos	Fase 2	Fase1
% Li	0.45	0.43
%Li ₂ O	0.97	0.95
Sn	0.35	0.30
SnO ₂	0.44	0.38
SiO ₂	76.40	75.69
Al ₂ O ₃	7.98	9.88
Fe (Total)	0.88	1.01

Os resultados mostram uma reprodutibilidade aceitável das amostras de Filões ensaiadas na Fase 1 e na Fase 2 dos Ensaios.

A amostra global, foi submetida a estudo mineralógico. Este estudo consistiu na identificação das espécies minerais por Difração de Raio-X (XRD; X-Ray Diffraction Analysis) e na Análise Modal por Microscópio Electrónico de Varrimento- SEM (Scanning Electron Microscopy).

Os minerais identificados são a Cassiterite e a Cassiterite-Fe, como minerais portadores de Sn e a Montebrasite como minerais de Lítio

A análise modal mostra que a fase mineralógica mais abundante é o Quartzo, com 73,1%, seguida da Montebrasite com 17,2%

Table 3: Bulk mineral composition

Bulk Modal Mineralogy (Mass %)	
Mineral	Vein Head
Montebrasite	17.2
Phosphates	1.6
Cassiterite	0.4
Cassiterite (Fe)	1.0
Schorl	0.3
FeOx/OH	1.1
Quartz	73.1
Mica	3.2
Kaolinite	1.1
Feldspar	0.5
Chlorite	0.1
Almandine	0.1
Apatite	0.1
Others	0.1
Total	100.0

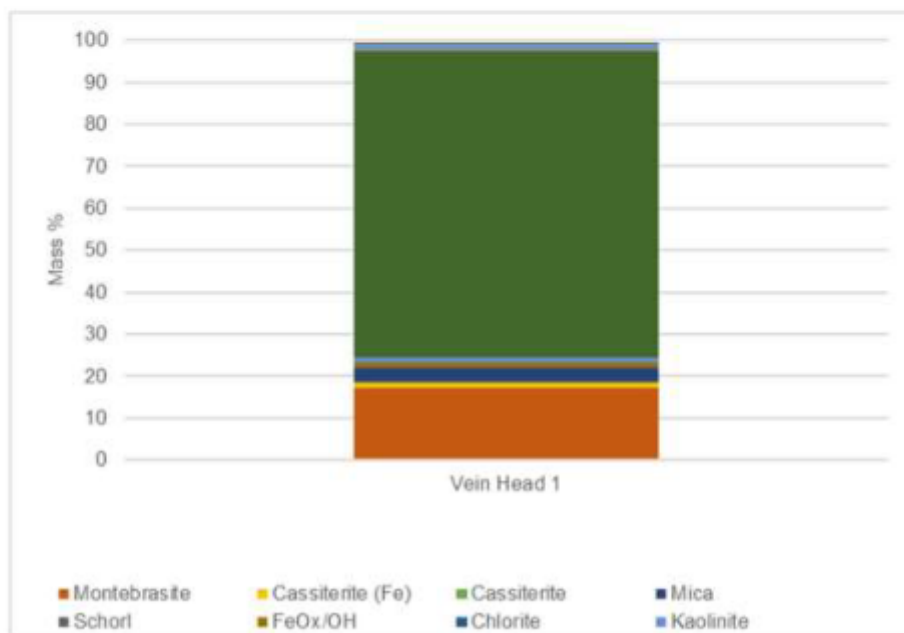


Figure 6: Bulk modal mineralogy

12.5.3 Estudo mineralógico da Almina

Este estudo mineralógico, foi realizado pela Almina- *MINÉRIOS LITINÍFEROS DA ARGEMELA Mineralogia por MLA. Autor Pedro Nuno Alves.*

O presente estudo refere-se a um conjunto de 76 amostras provenientes da Argemela, selecionadas e agrupadas com base no seu teor em lítio. As amostras foram divididas em seis grupos, com intervalos de aproximadamente 500 ppm, que vão de 230 ppm a 11500 ppm, de modo a serem representativas da variabilidade do lítio no depósito.

A técnica escolhida para este estudo foi o MLA – O equipamento usado foi um MLA 650 da FEI, o qual pode ser descrito como um MEV (microscópio eletrónico de varrimento) operado automaticamente por um software desenhado para o efeito. Este equipamento de mineralogia automática permite obter informação sobre os minerais presentes, o seu peso na amostra (análise modal) e a distribuição dos diferentes elementos pelos minerais presentes (distribuição de elementos). Neste caso os elementos de interesse são o lítio e o estanho.

O estudo identificou 4 espécies minerais portadoras de Li, conforme indicados na Tabela 12-30 abaixo

Tabela 1 – Minerais litiníferos identificados neste estudo.

Mineral/série	Fórmula química	Teor em lítio calculado
Elbaite	$\text{Na}(\text{Li}_{1.5}\text{Al}_{1.5})\text{Al}_6(\text{Si}_6\text{O}_{18})(\text{BO}_3)_3(\text{OH})_3(\text{OH})$	1,9%
Série Schorl-elbaite	$\text{Na}(\text{Li}_1\text{Al}_2)\text{Al}_6(\text{Si}_6\text{O}_{18})(\text{BO}_3)_3(\text{OH})_3(\text{OH})\text{-NaFe}_3\text{+3Al}_6(\text{BO}_3)_3\text{Si}_6\text{O}_{18}(\text{OH})_4$	1,0%
Amblygonite-montebrazite	$\text{LiAl}(\text{PO}_4)\text{F-LiAl}(\text{PO}_4)(\text{OH})$	2,24%*
'Micas com Lítio'	$\text{K}(\text{Li}_{1.5}\text{Al}_{1.5})(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{F},\text{OH})_2$	0,10%

*valor adotado pela FEI na criação de lista de padrões do MLA. No entanto os valores 'reais' variam entre 3,0% e 4,5%.

Tabela 12-30 : Minerais litiníferos

Foram identificadas duas turmalinas contendo lítio: a elbaite e uma fase com uma composição entre a elbaite e a schorl.

Muitos dos cristais de turmalina apresentam um zonamento que correspondem a duas ou mais espécies diferentes, com conteúdos em lítio que variam entre 0% e 1,9%.

As 'micas litiníferas' são toda aquela fase com uma composição próxima da moscovite em transição para trilithionite, cuja variação composicional não apresenta valores significativos de Fe e Mg.

Identificadas as diferentes fases portadoras de lítio, considera-se que a Montebrasite-amblygonite é aquela que se mostra mais favorável enquanto minério de lítio.

No entanto, uma boa parte deste metal encontra-se presente nas turmalinas, cuja composição poderá variar entre 1,0% e 1,9% de lítio.

As micas já não se apresentam tão favoráveis, visto que, apesar de por vezes representarem cerca de 50% do lítio presente na amostra, o mineral em si poderá ter conteúdos que variam entre 0,10 e 0,76%.

13 LAVARIA INDUSTRIAL

A compilação e interpretação de todos os resultados obtidos nos ensaios anteriormente mencionados, permitiu desenvolver o diagrama de tratamento de minério para o projeto da mina da Argemela (Figura 13-1).

No Anexo VI: Lavaria, podemos encontrar, de uma forma mais detalha, toda a informação sobre esta infraestrutura.

Para desenvolvimento do diagrama de tratamento foram considerados os seguintes parâmetros:

- Resumo da produção prevista;
- Desempenho do processo;
- Características do minério.

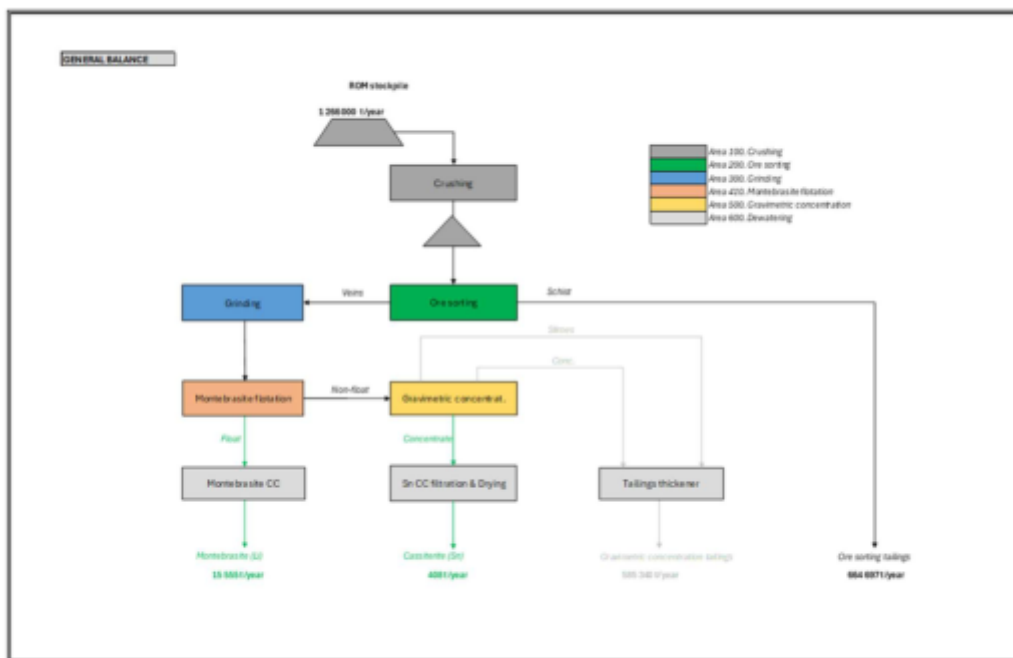


Figura 13-1: Diagrama de tratamento de minério previsto para o projeto da Argemela

13.1 Descrição do processo

13.1.1 Introdução

O minério bruto (ROM) da mina de Argemela é constituído por Veios ou Filões, que representam 28% do total e por Xistos que representam 72% do total.

Quer a mineralização em estanho - Cassiterite, quer a mineralização em lítio - Montebrasite ocorrem principalmente associadas a Filões ou nas suas regiões limítrofes (interface com a rocha encaixante), não sendo espectável encontrar quantidades significativas de cassiterite ou Montebrasite nos Xistos.

As etapas do processamento do minério são as seguintes:

- I. Britagem do ROM seguida da uma pré-concentração por "Ore sorting" de modo a separar os xistos, material estéril, e obter um pré-concentrado, constituído essencialmente pelos filões. O estéril é enviado para uma instalação de resíduos rejeitados.
- II. Este pré-concentrado é moído e em seguida é tratado por flutuação da Montebrasite, da qual se obtém um concentrado de Li.
- III. O rejeitado da flutuação da Montebrasite é submetido a um tratamento hidrogravítico da Cassiterite, do qual resulta um concentrado de Sn.
- IV. O rejeitado da separação hidrogravítica constitui o rejeitado final do processo e é enviado para uma instalação de resíduos rejeitados (IRR).

O projeto conceptual foi realizado pela Minepro Solutions, uma empresa de engenharia metalúrgica e processos, sediada nas Astúrias-Espanha, e engloba as áreas de britagem e pré-concentração por "Ore Sorting", e de moagem, flutuação da Montebrasite, separação gravítica da Cassiterite, espessamento e filtração dos concentrados de Li (Lítio) e Sn (Estanho) e infraestrutura geral.

Os critérios de projeto da unidade de tratamento estão detalhados no quadro Figura 13-2:

1	RESUMO DA TAXA DE ALIMENTACAO		
1.1	Anos de vida da mina	Anos	30
1.2	Regime de Producao	Mtons/ano	1,27
1.3	Taxa de processamento de minério selecionada (nominal)	tons/ano	1 266 000
1.4	Elementos de interesse		Li,Sn
2	CARACTERÍSTICAS DO MINÉRIO		
2.1	Tipos de minério		Filões e Xistos
2.2	Filões	%	28%
2.3	Xistos	%	72%
2.4	Peso específico do minério	tons/m ³	2,70
2.5	Peso específico aparente do minério	tons/m ³	1,70
2.6	Humidade	%	7%
3	DESEMPENHO SUMÁRIO DO PROJECTO		
3.1	Plano de mina	t	31 918 666
	Tipos de minério: Teores		
3.2	Filões	t/ano	350 000
3.3	Xistos	t/ano	916 000
3.4	Teor de Lítio (Li) nos Filões	%	0,20%
3.5	Teor de Lítio (Li) total	%	0,06%
3.6	Lítio (Li) total nos filões	t/ano	696
3.7	Teor Estanho (Sn) nos Filões	%	0,12%
3.8	Teor de Estanho (Sn) total	%	0,03%
3.9	Estanho (Sn) total nos Filões	t/ano	414
	Concentrado da montebrasite (Li)		
3.10	Teor de Li ₂ O	%	6,00%
3.11	Teor de lítio (Li)	%	2,79%
3.12	Producao de concentrado	t/ano	15.555
3.13	Recuperação de lítio (Li)	%	62,25%
	Concentrado da cassiterite (Sn)		
3.14	Teor de estanho (Sn)	%	65,00%
3.15	Recuperação de estanho (Sn)	%	64,00%
3.16	Producao de concentrado	t/ano	408

Figura 13-2: Critérios de Projeto da Unidade de Tratamento

13.1.2 Etapas do processamento

As etapas do processamento do minério estão indicadas na Figura 13-3.

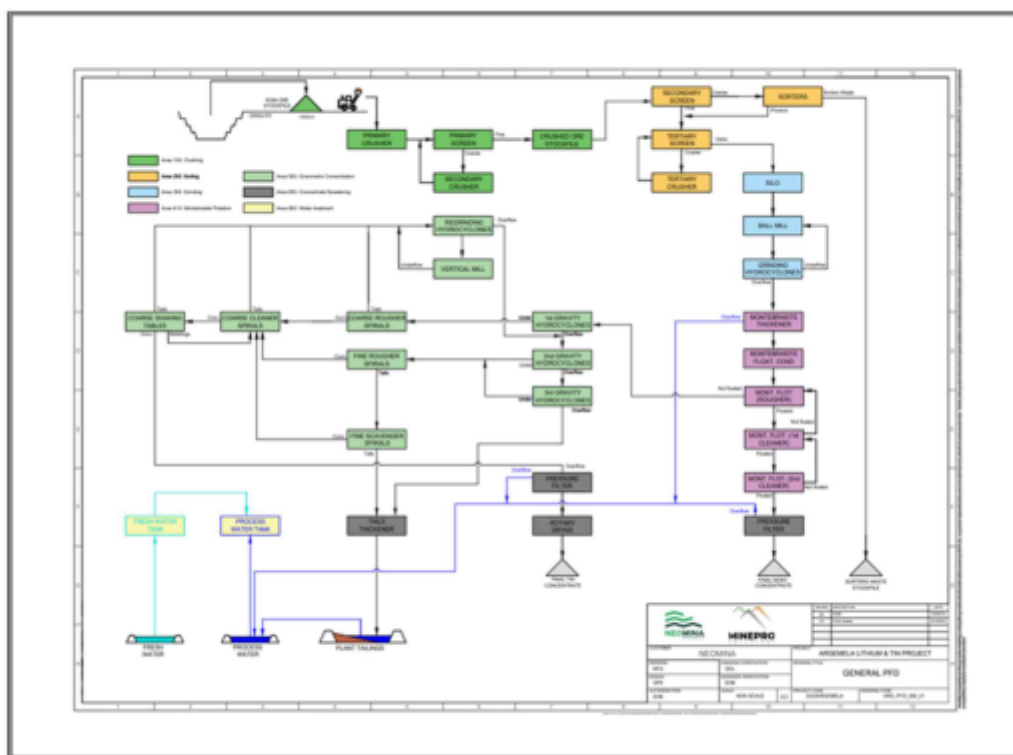


Figura 13-3: Diagrama Geral da Unidade de Tratamento da Argemela

13.1.2.1 Britagem (Área 100)

Na Figura 13-4 está representada o diagrama e balanço mássico da britagem.

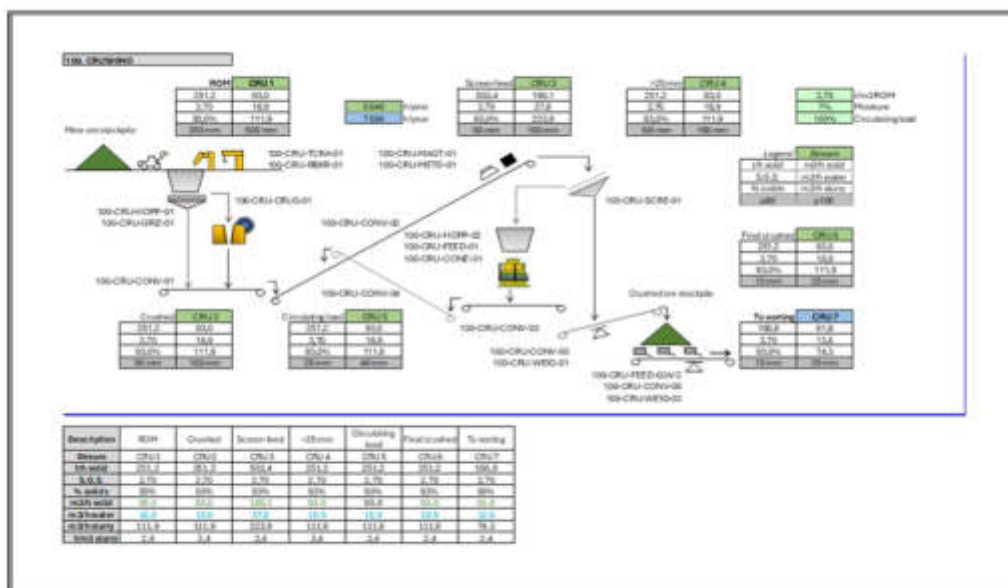


Figura 13-4: Diagrama e balanço mássico da britagem

O Minério Tal-qual (ROM) com $K_{80} = 350\text{mm}$ - ($K_{100} = 500\text{mm}$), transportado por camião, é depositado numa pilha com capacidade para 5 dias de produção, ou diretamente na torva do primário.

A partir desta pilha o minério é retomado, por uma pá carregadora, que descarrega numa tremonha (110-CRU-HOPP-01) equipada por uma “grelha de scalping” (100-CRU-GRIZ-01).

O produto retido pela grelha de scalping ($K_{100} > 160\text{mm}$) descarrega num britador primário (100-CRU-CRUS-01) de maxilas.

O produto do britador junta-se ao infracrivo da grelha de scalping, constituindo o produto da britagem primária, com a granulometria $K_{80} = 90\text{mm}$ ($K_{100} = 160\text{mm}$).

Este produto, através de uma tela transportadora (100-CRU-CONV-01), é descarregado para uma tela transportadora (100-CRU-CONV-02), que alimenta a britagem secundária.

Esta tela está equipada com um detetor de metais (100-CRU-METDET-01) e um extrator de metais (100-CRU-MAGT-01), que detetam e removem partículas e peças metálicas, evitando os danos que provocariam no britador secundário.

A britagem secundária compreende um britador cónico (100CRU-CONE-01) que opera em circuito fechado com um crivo vibratório (100CRU-SCRE-01) com malha de 25mm.

O produto da britagem primária é descarregado neste crivo.

O supracrivo com granulometria $> 25\text{mm}$ é enviado para o britador secundário.

O produto do britador secundário através de um sistema de telas (100-CRU-CONV-03) e (100-CRU-CONV-04) é descarregado na tela de alimentação à britagem e retorna ao crivo vibratório, à cabeça da britagem secundária.

O infracrivo com granulometria $K_{80} = 25\text{ mm}$ ($K_{100} = 35\text{mm}$), constitui o produto final da britagem.

Este produto final da britagem é enviado, através da tela (100-CRU-CONV5), para uma "Stockpile", com capacidade para 4 dias de alimentação à unidade de pré-concentração.

A retoma do minério é feita na base da pilha, por 3 alimentadores vibratórios (100-CRU-FEED-02A/C) de frequência variável, que descarregam na tela (100-CRU- CONV6) de alimentação à unidade de pré-concentração equipada com uma balança (100-CRU-WEIG-02).

13.1.2.2 Unidade de pré-concentração (Área 200)

Na Figura 13-5, está representado o diagrama e balanço mássico da unidade de pré-concentração.

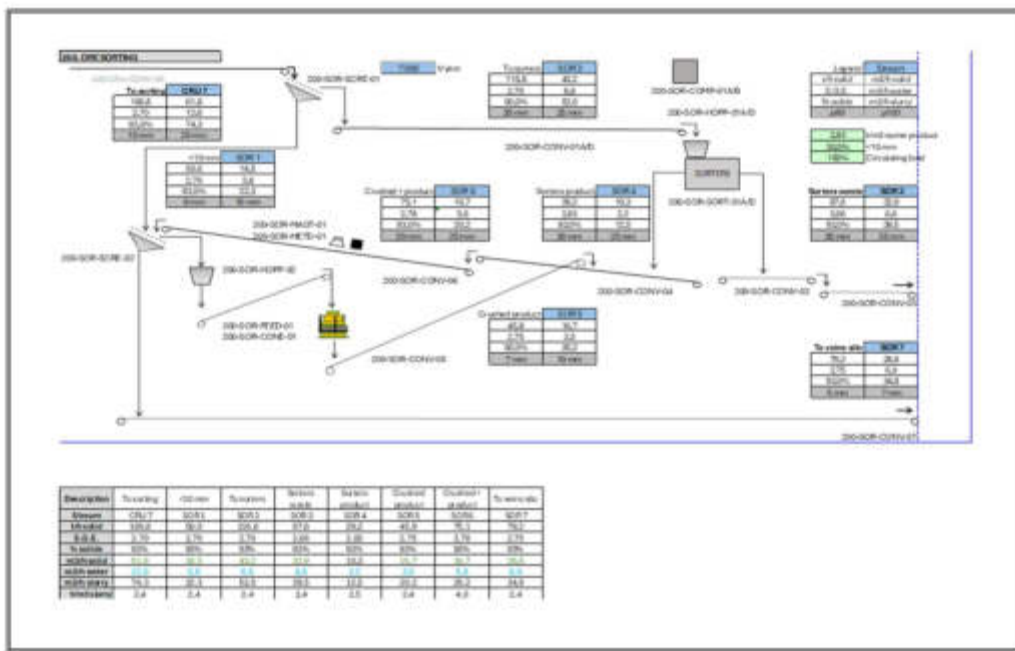


Figura 13-5: Diagrama e balanço mássico da pré-concentração

A tela de alimentação da Unidade de pré-concentração descarrega o produto final da britagem, num crivo (200-SOR-SCRE-01), com malha de #10mm, para eliminação dos finos < 10mm.

O supracrivo com granulometria $K_{80} = 20$ mm ($K_{100} = 25$ mm), é enviado para o sistema de separação constituído por 4 "sorters" (200-SOR-SORT-01A/D), que operam em paralelo, cada um dos quais é alimentado, por uma de 4 telas transportadoras (200- SOR – CONV-1A/D) de igual capacidade.

O Rejeitado dos Sorters, são os xistos, os quais são enviados para os estéreis finais, através das telas transportadoras (200- SOR – CONV-2) e (200- SOR – CONV-3).

O material retido pelos Sorters é um pré concentrado, constituído essencialmente por filões, com uma granulometria $K_{80} = 20 \text{ mm}$ ($K_{100} = 25 \text{ mm}$).

Este material é enviado, através das telas transportadoras (200- SOR – CONV-4) e (200- SOR – CONV-6), para um estágio terciário de britagem, onde se junta com o infracrivo do crivo (200-SOR-SCRE-01), com uma granulometria $K_{80} = 8 \text{ mm}$ ($K_{100} = 10 \text{ mm}$).

Este estágio de britagem é constituído um britador cónico (200-SOR-CONE-01) que opera, em circuito fechado, com um crivo vibratório de malha # 7mm (200-SOR-SCRE-02).

O supracrivo com granulometria $> 7 \text{ mm}$ alimenta o britador terciário cujo produto, através da tela (200- SOR – CONV-5) retorna ao crivo.

O Infracrivo com granulometria $K_{80} = 5 \text{ mm}$ ($K_{100} = 7 \text{ mm}$) é enviado, através da tela (200-SOR-CONV-7) para um silo de constitui a alimentação à moagem da unidade de tratamento dos filões.

13.1.2.3 Unidade de Moagem (Área 300)

Na Figura 13-6, está representada o diagrama e balanço mássico da moagem;

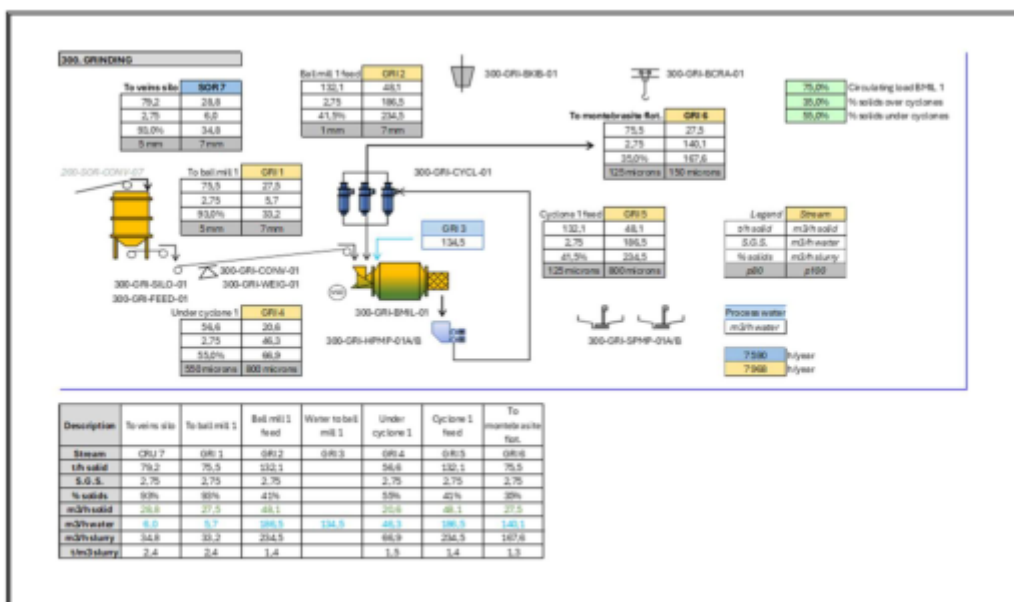


Figura 13-6: Diagrama e balanço mássico da moagem

O pré-concentrado, constituído essencialmente por filões, após a britagem terciária é submetido a moagem, num moinho de bolas em circuito fechado por ciclones.

A partir do silo (300-GRI- SILO-01) o minério é descarregado, através de um alimentador de tapete (300-GRI- FEED-01), para a tela (300-GRI-CONV-01) equipada com uma balança (300-GRI-WEIG-01), que alimenta um moinho de bolas (300-GRI-BMIL-01).

O produto do moinho de bolas é descarregado numa sump equipada com 2 bombas (300-GRI-HPMP-01A/B), uma em funcionamento outra em Standby.

A partir da sump o minério é bombeado para uma bateria de ciclones.

O espessado - underflow dos ciclones, retorna ao moinho.

O transbordo – overflow dos ciclones, com uma granulometria $K_{80}=125\ \mu$ ($K_{100}=150\mu$) constitui o produto da moagem, alimenta o circuito de flutuação da montebrasite.

13.1.2.4 Unidade de flutuação da Montebrasite (Área 400)

Na Figura 13-7, está representada o diagrama e balanço mássico da moagem da flutuação da Montebrosite

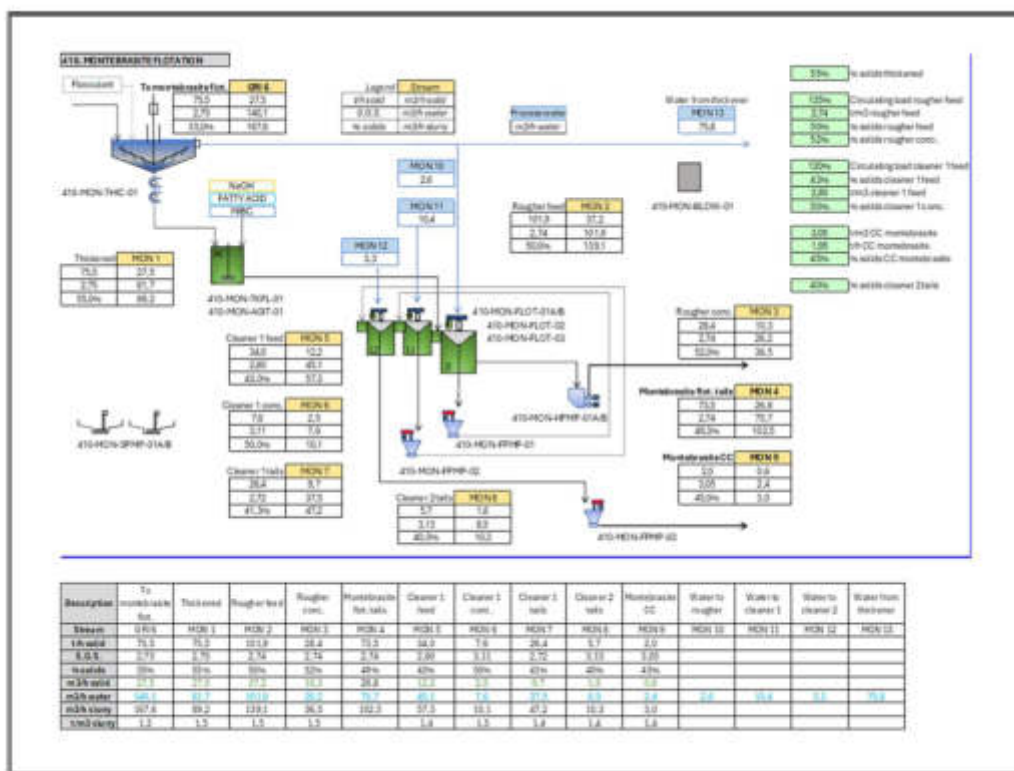


Figura 13-7: Diagrama e balanço mássico da flutuação da flutuação da Montebrasite

O produto da moagem com uma granulometria $K_{80}=125\ \mu$ ($K_{100}=150\mu$) e uma percentagem de sólidos da ordem de $\%SP=35\%$ é enviado para um espessador (410- MON-THIC-01), para ser espessado a %sólidos de $\%SP=55\%$, à cabeça da flutuação da Montebrasite.

A água de transbordo do espessador será enviada para uma bacia de água de processo (BAP).

O espessado é enviado para um condicionador (410- MON-TKF-01), onde é adicionada NaOH (Soda Cáustica) para regulação do pH, Ácido Oleico (coletor) e MIBC- Metil Isobutil Carbinol (Espumante).

A polpa, assim condicionada gravita para um banco de 2 células de flutuação do desbaste (410- MON-FLOT-01A/B).

O rejeitado do desbaste é enviado para a circuito gravimétrico de Cassiterite.

O concentrado do desbaste é bombado para um circuito de 2 estágios de relavagem em contracorrente.

O concentrado do desbaste, através da bomba (410- MON-FPMP-01) é bombado para 1ª relavagem.

O rejeitado da 1ª relavagem recircula para a alimentação do desbaste.

O concentrado da 1ª relavagem, através da bomba (410- MON-FPMP-02) é enviado para a 2ª relavagem.

O rejeitado da 2ª relavagem recircula para a alimentação 1ª relavagem.

O concentrado da 2ª relavagem é o concentrado final de Lítio, que através da bomba (410- MON-FPMP-03) é enviado para a área de espessamento e filtração.

13.1.2.5 Unidade de Tratamento Hidrogravítico da Cassiterite (Área 500)

Na Figura 13-8, está representada o diagrama e balanço mássico da moagem da flutuação da Cassiterite.

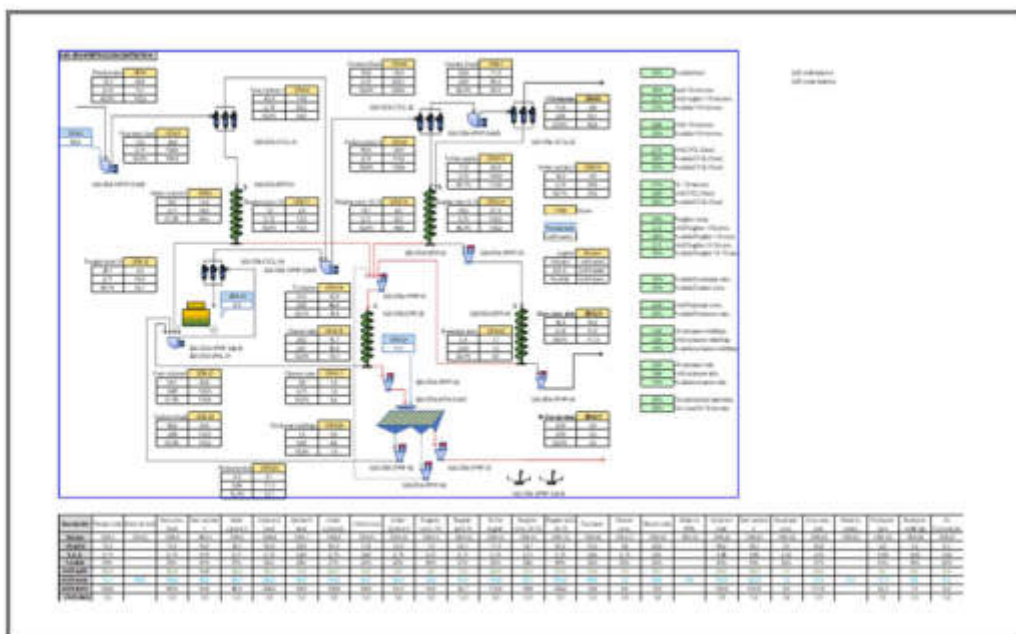


Figura 13-8: Diagrama e balanço mássico do tratamento gravimétrico da Cassiterite

O rejeitado do desbaste da flutuação da Montebrasite é enviado, através de uma das bombas (500- GRA-FPMP-01A/B), para uma bateria de ciclones primários (500- GRA-CYC-01), com um corte a $K_{80}=75 \mu$.

O underflow destes ciclones gravita para um banco de espírais de desbaste grosso (500- GRA-SPIR-01).

O concentrado do desbaste grosseiro será enviado para estágios subsequentes de relavagens.

O rejeitado será enviado para um estágio de remoagem em moinho Vertimill (500-GRAV-VMILL-01), operando em circuito fechado com uma bateria de ciclones (500-GRA-CYCL-04).

O overflow dos ciclones primários gravita para uma sump (500- GRAV-FPMP-03A/B), onde se junta com o overflow dos ciclones da remoagem (Produto da Remoagem).

Este produto será, classificado em 2 estágios de ciclonagem sucessivos; Ciclones secundários (500-GRA-CYCL-02) com um corte a $K_{80}=10\ \mu$., cujo Overflow é novamente classificado numa bateria de ciclones terciários (500-GRA-CYCL-03) com um corte a $K_{80}<10\ \mu$.

Os underflow dos ciclones destes 2 estágios, serão processados num banco de Espirais de desbaste fino (500-GRA-SPIR-02).

O Rejeitado deste desbaste fino, será esgotado num banco de espirais de acabamento (500-GRA-SPIR-04).

O rejeitado das espirais deste estágio de acabamento conjuntamente como o overflow dos ciclones terciários, constituem o rejeitado final do circuito e são enviados para o espessador do rejeitado final da lavaria.

Os concentrados das espirais de desbaste grosseiro, das espirais de desbaste fino e das espirais de acabamento são enviados, através da bomba (500- GRAV-VPMP-01), para um 1º estágio de relavagem, num banco de espirais (500-GRA-SPIR-03).

O rejeitado das espirais da 1ª relavagem recircula, para o estágio de remoagem no Vertimill.

O concentrado da 1ª relavagem, através da bomba (500- GRAV-VPMP-02), é enviado para um 2º estágio de relavagem constituído por 4 mesas vibratórias-shaking tables (500-GRA-SHTA-01A/D), do qual resultam 3 produtos:

- Rejeitados das mesas, que recirculam para a remoagem em Vertimill, através da bomba (500- GRAV-VPMP-05);
- Mistos das mesas, que recirculam para o banco de espirais da 1ª relavagem, através da bomba (500- GRAV-VPMP-06);
- Concentrado das mesas, que constitui o concentrado final de Estanho o qual, através da bomba (500- GRAV-VPMP-07), é enviado para a área de espessamento e filtração.

13.1.2.6 Unidade de espessamento e filtração (Área 600)

Na Figura 13-9, está representada o diagrama e balanço mássico da Unidade e espessamento.

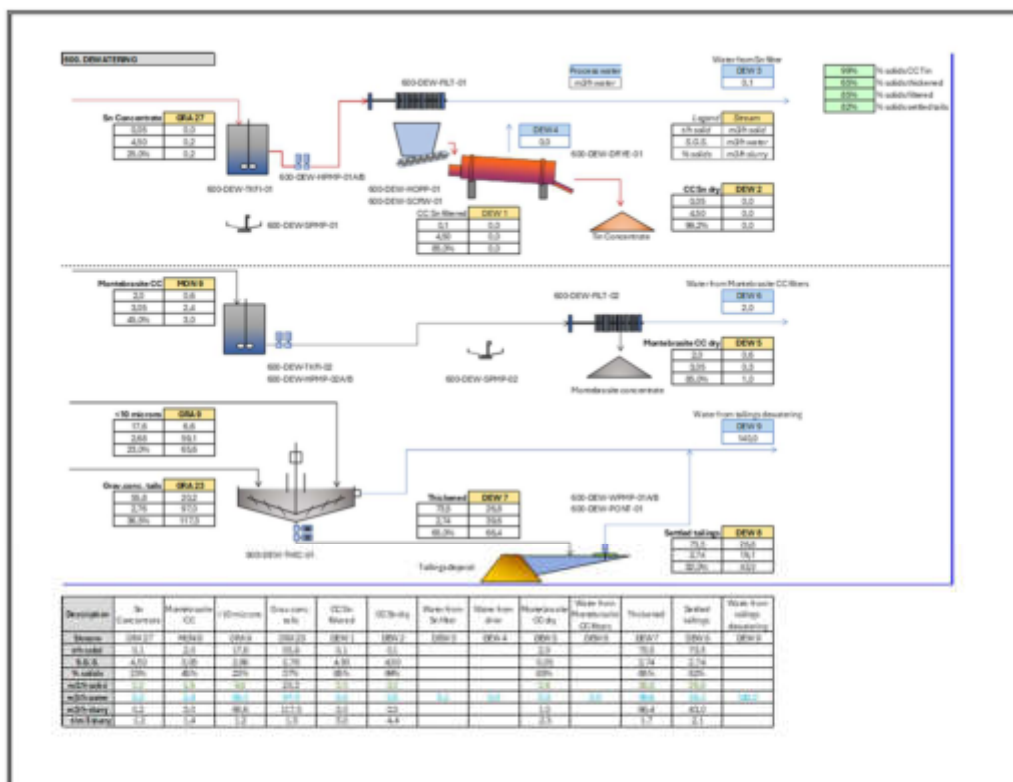


Figura 13-9: Diagrama e balanço mássico da unidade de espessamento e filtração

O rejeitado final do circuito gravimétrico com uma % em sólidos da ordem de 36% é enviado para um espessador (600-DEW-THIC-01), para espessamento da polpa %SP≈65%, antes do seu envio para a instalação de resíduos rejeitados (IRR).

A água recuperada, no transbordo do espessador, assim como as águas provenientes da filtração dos concentrados serão enviadas para a bacia de água de processo (BAP), que será reutilizada, nas operações da Lavaria.

O concentrado da flutuação da Montebrasite será enviado para um tanque (600-DEW-TKFI-02), que alimenta, através de uma das bombas (600-DEW-HPMP-02A/B), um filtro de pressão (600-DEW-FILT-02).

O concentrado será armazenado em pilha.

O concentrado final de Estanho será enviado para um tanque (600-DEW-TKFI-01), que alimenta, através de uma das bombas (600-DEW-HPMP-01A/B), um filtro de pressão (600-DEW-FILT-01).

O concentrado filtrado será armazenado numa tremonha (600-DEW-HOPP-01), equipada com alimentador helicoidal (600-DEW-SCRW-01), que retoma o concentrado e envia para um secador (600-DEW-DRYE-01), para secagem do concentrado de Sn.

13.1.2.7 Unidade Armazenamento, preparação e distribuição de reagentes (Área 700)

Na Figura 13-10, está representada o diagrama de preparação e distribuição de reagentes

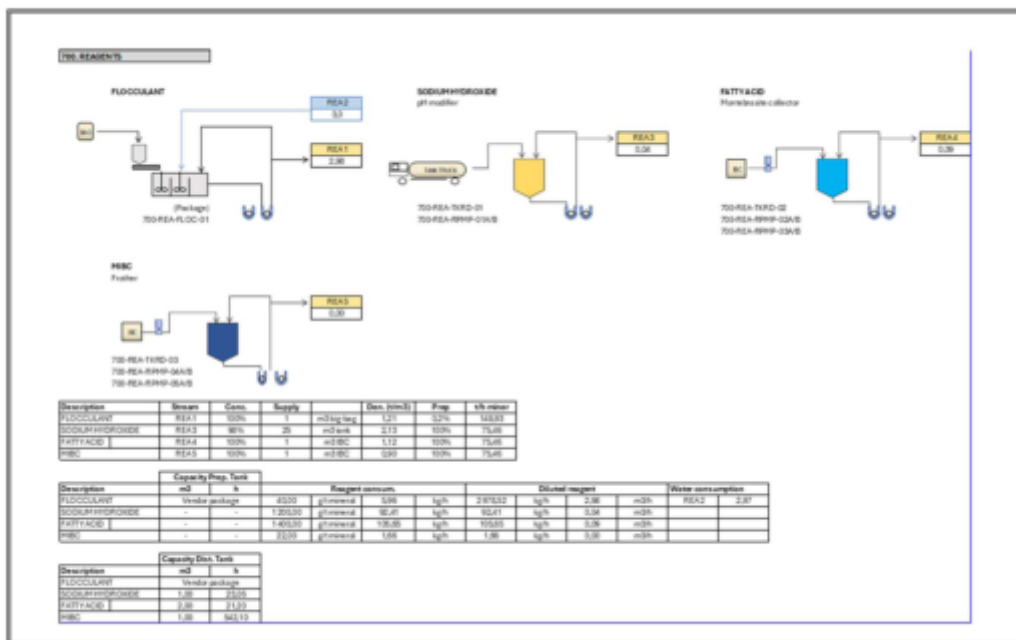


Figura 13-10: Armazenamento, preparação e distribuição de reagentes

O Floculante é utilizado para acelerar a sedimentação das partículas sólidas nos espessadores, são fornecidos em sacos de 25 kgs.

Será preparado numa unidade (700-REA-FLOC-01) de preparação, dosagem e distribuição deste reagente.

Hidróxido de Sódio (NaOH) é utilizado para regulação do pH da polpa, na flutuação da Montebrasite.

É fornecido líquido em cisternas de 25 m³, e daí transferido para um tanque de distribuição (700-REA-TKRD-01) e daí é bombado, através de bombas de reagentes (700-REA-RPMP-01A/B), para os pontos de adição.

Coletor (Ácido Oleico) é utilizado como coletor da Montebrasite. É fornecido em isocontentores de 100 litros e daí transferido para um tanque de distribuição (700-REA-

TKRD-02). A distribuição pelos pontos de adição é feita por bombas de reagentes (700-REA-RPMP-02A/B).

Metil Isobutil Carbinol (MIBC): É um espumante utilizado da flutuação da Montebrasite. É fornecido em isocontentores de 250 litros e daí transferido para um tanque de distribuição (700-REA-TKRD-03) e daí é bombado, através de bombas de reagentes (700-REA-RPMP-04A/B), para os pontos de adição.

Os reagentes sólido e líquidos são armazenados em locais diferentes dos locais de preparação e distribuição.

13.1.2.8 Unidade de armazenamento e distribuição de água (Área 800)

Na Figura 13-11, está representada o diagrama de armazenamento e distribuição de água

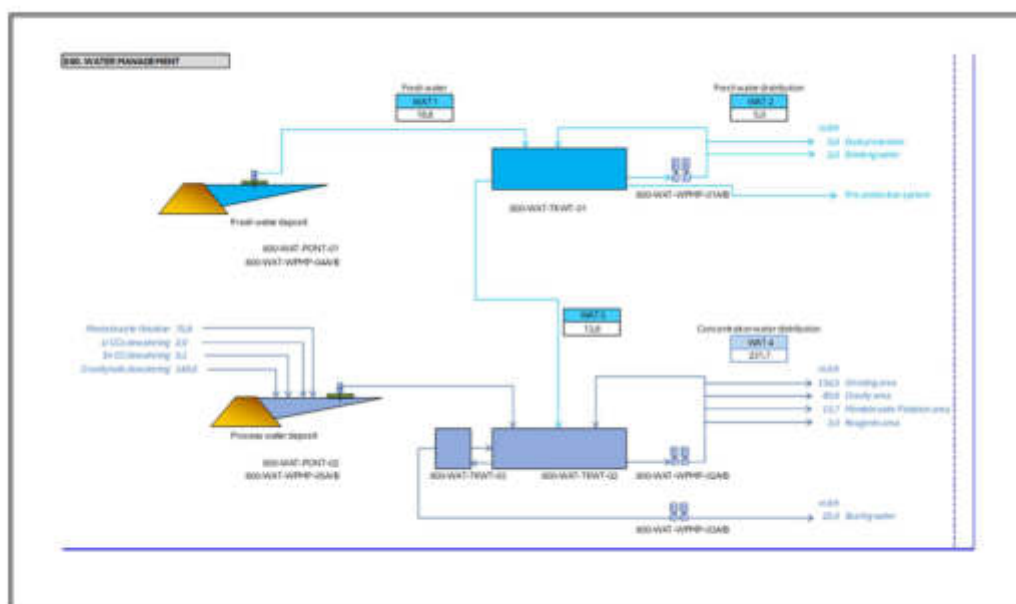


Figura 13-11: Unidade de armazenamento e distribuição de água

A unidade de tratamento utiliza água proveniente de 2 fontes e tipos de água:

- Água Fresca ou Água Industrial: Trata-se de água nova, ainda não utilizada em qualquer das etapas de tratamento. Esta água, armazenada nos depósitos de água existentes na área de depósitos de água (ADA), que recebem a água proveniente da albufeira da Barragem de Ximassas (BX) (800-WAT-PONT 01) e é bombeada, através de uma bomba (800-WAT-WPMP- 04A/B), para um tanque de distribuição (800-WAT-TKWT- 01), com 500 m3 de capacidade, a partir do qual e através de uma rede de distribuição, será distribuída para os pontos de utilização desta água:
 - Preparação de Reagentes
 - Serviço de Proteção de Incêndios
 - Serviços auxiliares
 - Prevenção de poeiras
- Água de Processo: A água de processo é água, já utilizada nas operações de processo, que será recirculada para estas operações. A água de processo, é proveniente do espessador à "cabeça" da flutuação da Montebasite, do transbordo do espessador de rejeitado do circuito gravimétrico, da filtração dos concentrados e da água sobrenadante da instalação de resíduos rejeitados (IRR), sendo depositada na bacia de água de processo (BAP) (800-WAT-PONT 02), a partir da qual esta água é bombeada, através das bombas ((800-WAT-WPMP- 05A/B), para o circuito de água de processo.

O circuito de água de processo é constituído por 2 tanques de armazenamento e distribuição: Um tanque com capacidade de 250 m3 (800-WAT-TKWT- 03) para utilização como água de selagem e um segundo tanque capacidade de 1000 m3 (800-WAT-TKWT- 02) a partir do qual, através das bombas (800-WAT-WPMP- 02A/B), é distribuído para os restantes pontos de utilização da água de processo.

A reposição do nível do tanque principal, é feito com água fresca proveniente do tanque de água industrial.

Os pontos de utilização desta água de processo são os seguintes:

- Preparação de reagentes, se necessário;
- Moagem;
- Circuito de flutuação da Montebrasite;
- Circuito gravimétrico da Cassiterite.

13.1.3 Caracterização dos concentrados

A Neomina, submeteu à SGS South Africa (Pty), Ltd duas amostras de concentrados resultantes dos ensaios efetuados pela Maelgwyn África do Sul:

1. um concentrado de lítio (Li)
2. e um concentrado de estanho (Sn) para análise mineralógica.

A análise teve como objetivo determinar a mineralogia modal em massa das amostras e caracterizar os minerais contendo Sn e Li.

As análises químicas das amostras foram fornecidas pela Maelgwyn, África do Sul. As amostras foram designadas como:

- Vein Sn Conc
- Vein Li Conc.

No Anexo XVIII: Caracterização mineralógica e geoquímica mineral, encontra-se o relatório final destes ensaios.

13.1.3.1 Metodologia

13.1.3.1.1 Preparação da Amostra

As amostras foram submetidas a um divisor rotativo para obter uma subamostra representativa; uma alíquota foi pulverizada e homogeneizada para análise de Difração de Raios X (XRD). O restante da alíquota não pulverizada foi preparado em secções polidas para análise de microscopia eletrônica de varredura automatizada (AutoSEM) usando o Analisador Mineral Integrado TESCAN (TIMA).

13.1.3.2 Análises Mineralógicas

13.1.3.2.1 Análise de Difração de Raios X (XRD)

A XRD foi utilizada para suportar os dados do TIMA e confirmar os minerais de ganga identificados pelo TIMA, bem como validar a mineralogia de ganga de todas as amostras.

A análise de XRD foi utilizada para a análise mineral de argilas. O método de Difração de Raios X é uma ferramenta poderosa utilizada para identificar e quantificar a mineralogia de compostos cristalinos em rochas, solos e particulados, para fornecer informações sobre a mineralogia modal em massa da amostra.

As amostras pulverizadas representativas foram montadas em uma superfície plana e lisa para esta análise. O material pulverizado foi analisado para minerais principais por XRD usando um difratômetro Panalytical X'pert Pro. Os padrões resultantes foram processados usando o software analítico HighScore Plus e o banco de dados PanICSD.

13.1.3.2.2 Análise AutoSEM

Seções polidas preparadas foram analisadas por TIMA, uma microscopia eletrônica de varredura automatizada, para estudos de deportação de Li/Sn. O modo de análise Bulk Modal (BMA) e o modo de medição Particle Mineral Mapping Analysis (PMA) foram utilizados para analisar a amostra.

Análise Bulk Modal (BMA) é realizada pelo método de intercetação linear, onde o feixe de elétrons é rasterizado em um espaçamento de ponto predefinido ao longo de várias linhas por campo e cobrindo toda a seção polida em qualquer ampliação dada.

Esta medição fornece um conjunto de dados robusto para a determinação da mineralogia em massa e das proporções modais.

O modo de medição de Análise Mineral Modal (BMA) identifica os minerais presentes e determina suas proporções relativas em percentagem de massa (Figura 13-12). Resultados qualitativos de XRD foram empregues para auxiliar nos resultados modais em massa.

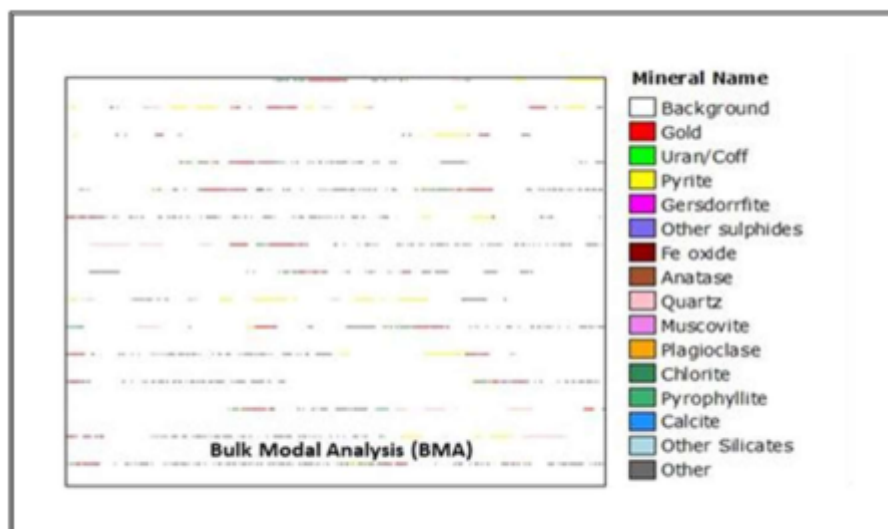


Figura 13-12: Modo operacional da análise modal em massa

O modo de medição de Mapeamento Mineral de Partículas (PMA) é uma metodologia de análise bidimensional, na qual toda a área de cada partícula é medida.

As amostras foram montadas em secções polidas para análise. Mapas minerais de partículas foram produzidos usando o modo de medição de análise mineralógica de partículas (PMA), a partir dos quais a distribuição do tamanho dos grãos (GSD), o grau de liberação e a informação de associação mineral para as amostras foram derivados.

13.1.3.2.3 Definições AutoSEM

O Analisador Mineral Integrado TESCAN (TIMA) é uma solução de mineralogia automatizada baseada em microscopia eletrônica de varredura (SEM) para as indústrias de mineração e processamento de minerais.

No entanto, sua capacidade de análise rápida e automatizada da composição química e texturas de quase todos os materiais sólidos torna-o útil em muitas outras aplicações, como petrologia, mineralogia, paleontologia, arqueologia, indústria de petróleo e gás, ciências ambientais, reciclagem, ciências forenses, etc.

O TIMA mede a abundância de minerais ou fases, liberação por tamanho, associações minerais e tamanho de grãos automaticamente em várias amostras de montagens de grãos, seções delgadas ou seções polidas.

O TIMA foi utilizado em combinação com análises de difração de raios X (XRD) e geoquímicas para identificar e quantificar as características mineralógicas das amostras.

Note-se que, as descrições qualitativas e as medições quantitativas são baseadas em observações feitas em secções bidimensionais através de blocos polidos da amostra. Diversos termos descritivos são usados neste relatório; esses termos são definidos como se segue:

- **Área %:** Partículas e grãos são expostos na superfície de uma secção polida como secções transversais bidimensionais. Qualquer quantificação das características minerais é baseada em medições, em pixies, das áreas expostas;
- **Massa (mineral):** Se um número estatístico de grãos minerais for medido, a área de cada mineral pode ser convertida em massa levando em consideração a SG de cada mineral. A massa é geralmente exibida em dois formatos, a saber, massa absoluta e fração %. A massa absoluta é governada pelo fluxo de massa da fração (por exemplo, massa % das frações HLS).
- **Associação:** Associação refere-se à adjacência. Dois minerais são "associados" se um pixel de um dos minerais ocorrer adjacente a um pixel do outro mineral. Neste relatório, a associação considera pixels adjacentes tanto vertical quanto horizontalmente.
- **Associação Mineral %:** O número de pixels de um tipo mineral adjacente ao mineral de interesse expresso como uma percentagem.
- **Grão e partícula:** Um grão consiste em um único tipo de mineral, enquanto vários grãos formam uma partícula. No caso de um grão liberado, os termos grão e partícula são equivalentes.

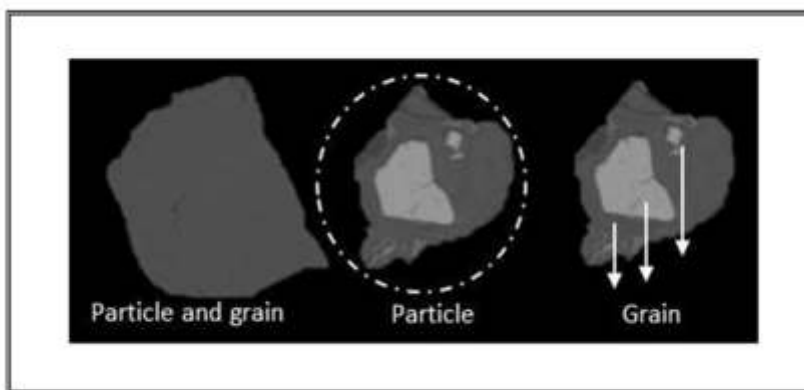


Figura 13-13: Explicação de grão e partícula

13.1.3.3 Resultados

13.1.3.3.1 Análises Químicas

A análise química da amostra foi fornecida pela Maelgwyn South Africa (Pty) Ltd. Os resultados dos principais elementos são apresentados na Tabela 13-1. A amostra contém quantidades significativas de SiO₂, bem como Al₂O₃ e P₂O₅, além de 0,45% de Li e 0,35% de Sn.

Nome da Amostra	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe(Total)	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	K ₂ O	MnO
Lithium Conc	7.59	32.0	1.69	2.41	0.23	0.75	0.78	0.12	0.05
Lithium Conc - Duplicate	7.55	31.9	1.69	2.42	0.23	0.70	0.78	0.11	0.05
Tin Conc	36.3	4.4	6.46	9.24	0.444	0.20	0.11	0.32	0.081
Tin Conc - Duplicate	36.3	4.4	6.44	9.21	0.444	0.20	0.11	0.32	0.079

Nome da Amostra	P ₂ O ₅	Li	Li ₂ O	Nb	Sn	SnO ₂	Ta	W	LOI
Lithium Conc	38.2	3.09	6.64	<0.05	0.51				
Lithium Conc - Duplicate	38.4	3.08	6.62	<0.05	0.51				
Tin Conc	2.342	0.225	0.484	0.224	30.2		0.06	0.05	3.18
Tin Conc - Duplicate	2.309	0.223	0.479	0.227	29.9	23.8	0.06	0.04	3.03

Tabela 13-1 : Resultados dos ensaios de óxidos de elementos principais (%)

13.1.3.3.2 Mineralogia Modal em Massa

A mineralogia modal em massa é apresentada na Tabela 13-2 e na Figura 13-12.

A amostra de concentrado de Li é composta quase exclusivamente por Montebrasite, com quantidades notavelmente menores de quartzo, fosfatos e piroxena.

A amostra de concentrado de Sn contém cassiterite significativa, além de quartzo, óxidos de Fe, fosfatos e mica.

A mineralogia modal em massa do concentrado de Li (particularmente a fase contendo Li, Montebrasite, foi confirmada usando XRD), no entanto, não havia massa suficiente disponível para análises de XRD do concentrado de Sn.

Conforme observado em trabalhos anteriores de testes mineralógicos realizados na amostra de alimentação, a Cassiterite ocorre em dois formatos principais: cassiterite pura e cassiterite contendo Fe, que tende a incluir impurezas adicionais (a Figura 13-15 apresenta a espectroscopia de dispersão de energia (EDS) dos dois tipos).

Para caracterização subsequente (distribuição do tamanho dos grãos e liberação, etc.), os dois tipos de cassiterite foram agrupados. Além de Montebrasite, outros fosfatos estão presentes no concentrado de Li, como kidwellite e childrenite, no entanto, devido a composições variáveis e fases intermediárias, eles foram agrupados.

Mineral	Li Conc	Sn Conc
Montebrasite	83.9	7.3
*Fosfatos	4.1	4.0
Cassiterite	0.8	31.9
Cassiterite (Fe)	0.3	8.2
Schorl	0.4	0.2
FeOx/OH	0.5	8.7
Ti(Fe)Óxido	0.1	0.4
Quartzo	4.4	35.0
Mica	0.6	2.9
Caulinita	0.9	0.4
Feldspato	0.2	0.2
Clorite	0.2	0.1
Almandina	0.1	0.1
Piroxena	2.6	0.0
Carbonatos	0.2	0.0
**Outros	0.8	0.8
Total	100.0	100.0
*O grupo de fosfatos inclui kidwellita e childrenita, além de fosfatos com química intermediária entre essas fases. **Outros inclui sulfetos e silicatos.		

Tabela 13-2: Mineralogia modal em massa (% massa)

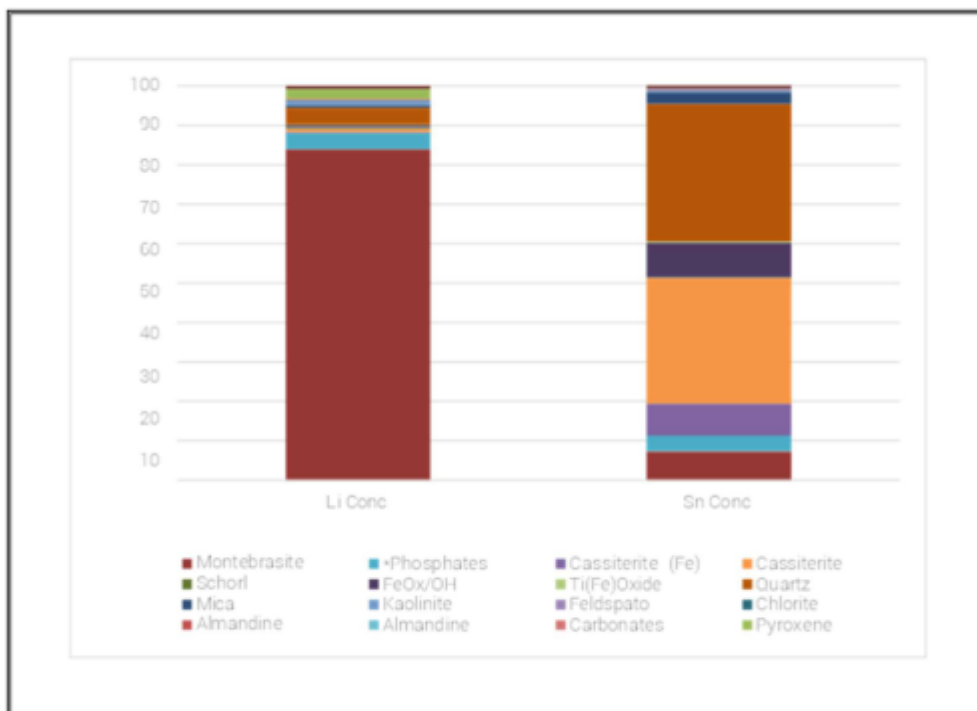


Figura 13-14: Mineralogia modal em massa (% massa)

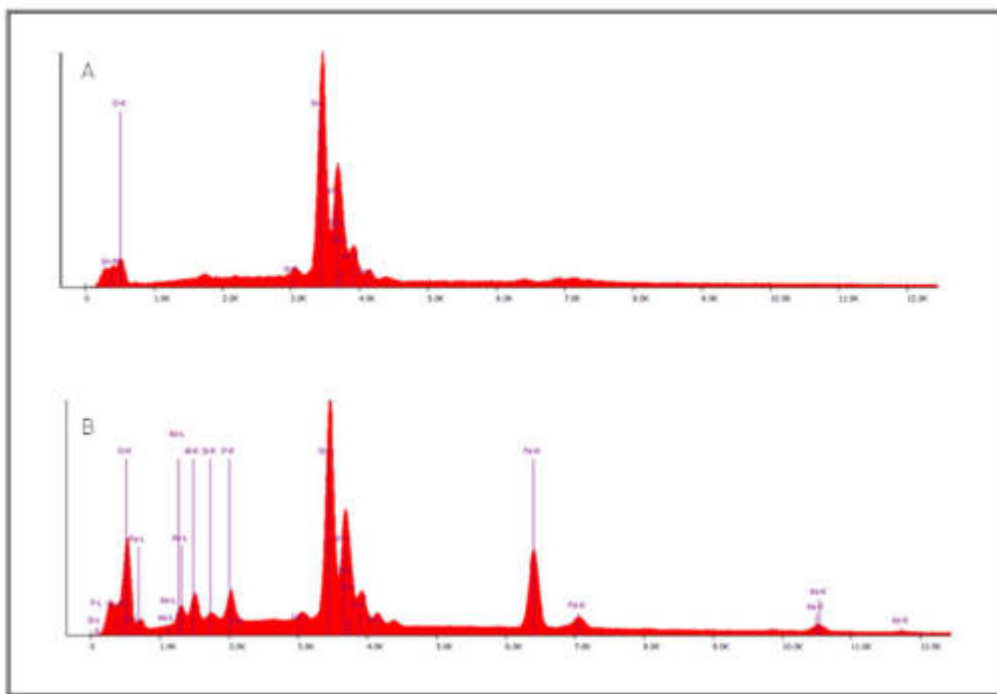


Figura 13-15: Espectros de EDS de A) Cassiterite típica e limpa e B) Cassiterite Fe (Hospedeira de impurezas adicionais)

Os dados de reconciliação dos ensaios são apresentados na Figura 13-16, que reconcilia a química dos ensaios com a química teórica determinada a partir da mineralogia, sendo utilizada para verificar os resultados mineralógicos. Os resultados reconciliaram-se bem, validando os resultados mineralógicos.

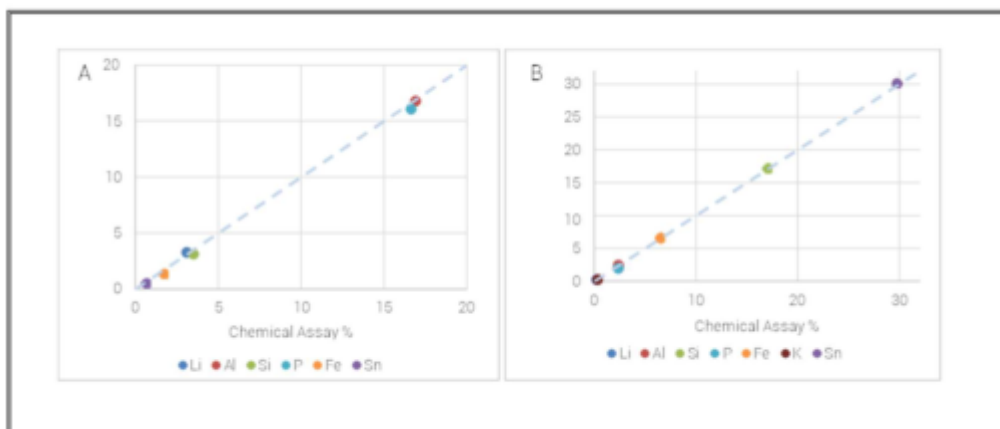


Figura 13-16: Reconciliação química mineral para A) a amostra de Li Conc e B) a amostra de Sn Conc

13.1.3.3.3 Caracterização de Lítio e Estanho

13.1.3.3.3.1 Deportação de Lítio e Estanho

Os cálculos de deportação são usados para indicar a contribuição relativa dos diferentes minerais para o orçamento elemental total selecionado da amostra.

A deportação indica quais minerais são os contribuintes dominantes para o elemento de interesse na amostra. Para os cálculos de deportação, os dados de percentagem em massa de cada espécie mineral são usados junto com o conteúdo elemental estimado nos minerais de acordo com as composições teóricas.

A deportação elemental envolve a compreensão abrangente dos minerais que contribuem para um grau, bem como elementos de penalidade que podem afetar a eficiência do processamento, o valor do concentrado final ou causar preocupações ambientais com o armazenamento de rejeitos.

A deportação mineral/elemental auxilia principalmente na compreensão de quais minerais contribuem para um grau, pois cada mineral provavelmente se comportará de maneira diferente durante o processamento mineral.

A deportação de Li e Sn é apresentada na Tabela 13-3.

A Montebrazite representa 100% da mineralização contendo Li detetada usando a combinação de análises de XRD e TIMA no concentrado de Li, enquanto a Cassiterite é a hospedeira de 100% do Sn na amostra de concentrado de Sn.

	Li Conc	Sn Conc
Mineral	Li Deportment %	Sn Deportment %
Montebrazite	100.00	-
Cassiterite	-	85.77
Cassiterite (Fe)	-	14.23
Total	100.00	100.00

Tabela 13-3: Deportação elemental de Estanho (Sn) e Lítio (Li) (%)

13.1.3.3.2 Distribuição do Tamanho dos Grãos (GSD)

Os tamanhos dos grãos são expressos em diâmetro de círculo equivalente (ECD), que é definido como o diâmetro de um círculo com a mesma área que o grão medido.

Note-se que os dados de tamanho de grão apresentados foram obtidos a partir de medições em grãos seccionados (ou seja, apenas em duas dimensões). Embora correções

estereológicas tenham sido aplicadas aos dados, os tamanhos dos grãos relatados não são comparáveis aos tamanhos reais em 3D. No entanto, é possível fazer comparações entre as amostras usando os dados de tamanho de partícula do TIMA.

A distribuição do tamanho dos grãos é apresentada na Tabela 13-4 e na Figura 13-17. A Montebrasite no concentrado de Li está predominantemente entre 20 e 80 μm de tamanho. A Cassiterite no concentrado de Sn tende a ser mais grossa, com mais de 70% em massa maior que 100 μm .

ECD Size class (μm)	Li Conc	Sn Conc
	Montebrasite	Cassiterite
< 20	4.7	0.6
≥ 20 < 50	30.8	3.8
≥ 50 < 80	25.3	12.5
≥ 80 < 100	11.4	11.9
≥ 100 < 150	18.1	28.0
≥ 150 < 200	8.1	17.6
≥ 200 < 250	1.6	12.6
≥ 250 < 300	0.1	6.4
≥ 300	0.0	6.6
Total	100.0	100.0

Tabela 13-4: Distribuição do tamanho dos grãos (%massa) de Montebrasite e Cassiterite nos concentrados de Li e Sn

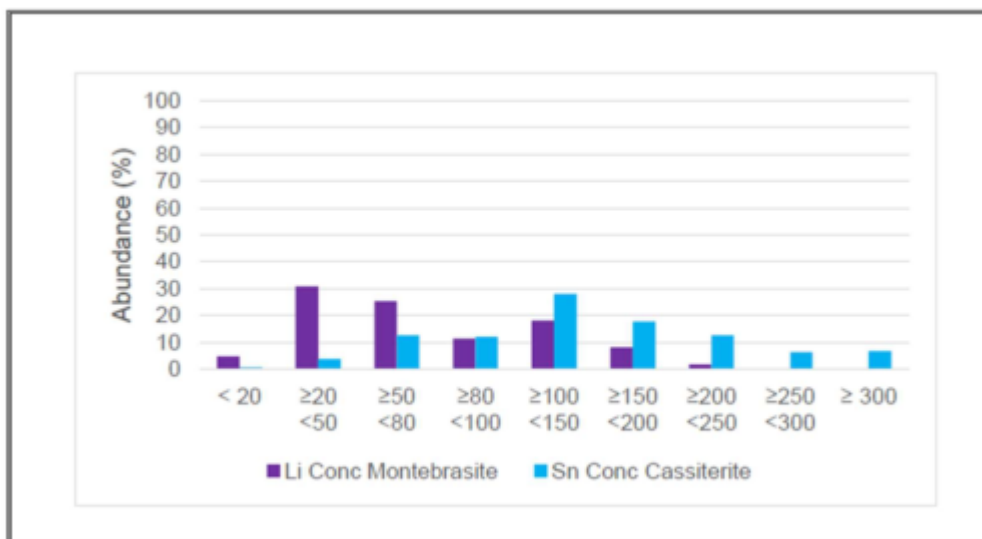


Figura 13-17: Distribuição do tamanho dos grãos (massa%) de Montebrazite e Cassiterite nas amostras de Li Conc e Sn Conc

13.1.3.3.3 Associação Mineralógica

O relatório de associações minerais mostra quais minerais de interesse estão em contato.

As associações minerais do TIMA calculam as associações com base no número de pixels em contato com a fase de interesse e outras fases. Cada pixel da fase de interesse é inspecionado, e o programa sempre observa 4 pixels adjacentes e registra a que fase esses pixels estão atribuídos.

As contagens de pixels são então normalizadas para mostrar a percentagem de associação entre os vários minerais na amostra. Os dados de associação mineral são derivados de limites compartilhados entre os grãos minerais identificados.

Quanto maior a percentagem associada, maior o grau de compartilhamento de limites entre as espécies minerais. A superfície livre refere-se ao perímetro da partícula que está exposto e não compartilha um limite de grão com nenhum mineral.

As associações minerais (%) de Montebrasite e Cassiterite são apresentadas na Tabela 13-5. Ambos os minerais de interesse estão mais significativamente associados à superfície livre, enquanto a Montebrasite também está associada aos fosfatos. A Cassiterite está associada à mica, fosfatos e quartzo.

Mineral	Li Conc	Sn Conc
	Montebrasite	Cassiterite
Montebrasite	-	0.2
Phosphates	5.1	2.4
Cassiterite	0.0	
Cassiterite (Fe)	0.0	
Schorl	0.2	0.2
FeOx/OH	0.1	0.7
Ti(Fe)Oxide	0.0	0.1
Quartz	0.0	1.4
Mica	0.0	4.4
Kaolinite	0.9	0.2
Feldspar	0.0	0.1
Chlorite	0.0	0.0
Almandine	0.0	0.0
Pyroxene	0.0	0.0
Carbonates	0.0	0.0
Others	0.0	1.3
Free Surface	93.5	89.0
Total	100.0	100.0

Tabela 13-5: Associações minerais (%) de Montebrasite e Cassiterite nos concentrados de Li e Sn

13.1.3.3.4 Liberação Mineral

A liberação é a distribuição de minerais, elementos ou partículas. Ela mostra quanto de um mineral de interesse está libertado. A liberação pode ser expressa por volume, onde a liberação de uma partícula é a área do mineral de interesse em relação à área total da partícula em percentagem, veja Figura 13-18.

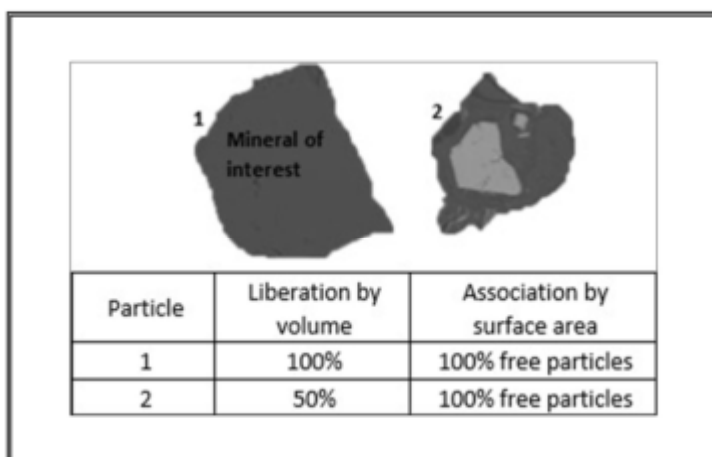


Figura 13-18: Ilustração do grau de liberação e associação

O grau de liberação é geralmente classificado nas seguintes categorias:

- Totalmente libertado: O grão de interesse ocupa 100% da área de sua partícula hospedeira;
- Libertado: O grão de interesse ocupa mais de 80%, mas menos de 100% da área de sua partícula hospedeira;
- Meios-Libertados: O grão de interesse ocupa mais de 30%, mas menos de 80% da área de sua partícula hospedeira;

- Trancado: O grão de interesse ocupa menos de 30% da área de sua partícula hospedeira.

Os resultados de liberação para o Montebasite e a Cassiterite estão apresentados na Tabela 13-6 e na Figura 13-19. Esses resultados indicam que tanto as fases contendo Li quanto as fases contendo Sn estão bem libertadas, com mais de 80% em massa na categoria de liberado. A Montebasite apresenta uma liberação melhor do que a Cassiterite.

Área %	Trancado			Meio-libertado					Libertado	
	<10	≥10<20	≥20<30	≥30<40	≥40<50	≥50<60	≥60<70	≥70<80	≥80<90	≥90
Li Conc - Montebasite	0.0	0.1	0.1	0.2	0.3	0.5	0.9	2.2	7.9	87.8
Sn Conc - Cassiterite	0.6	1.3	2.2	2.4	2.3	2.5	2.9	3.9	8.1	73.7

Tabela 13-6: Liberação de Montebasite e Cassiterite nas amostras de Li Conc e Sn Conc

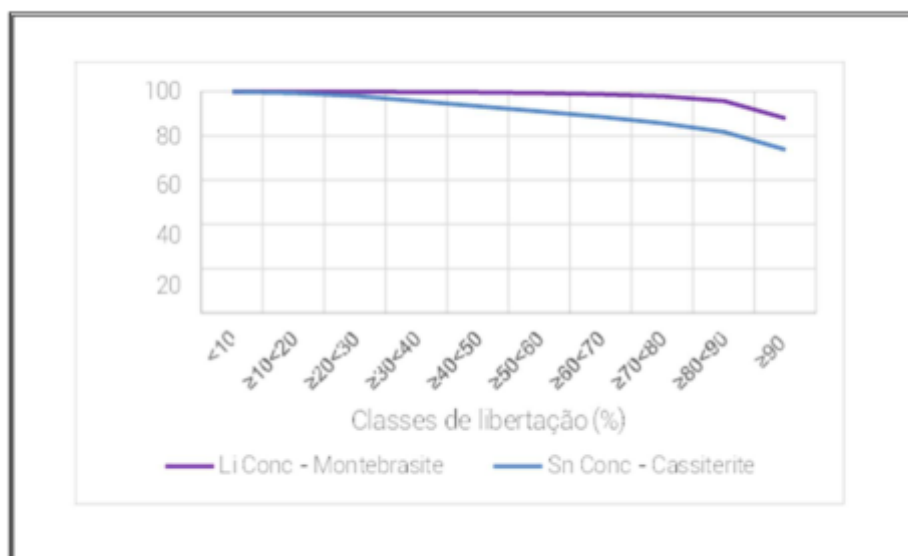


Figura 13-19: Liberação acumulada de Montebasite e Cassiterite nas amostras Li Conc e Sn Conc

13.1.3.4 Resumo e conclusões

Duas amostras, Li Conc e Sn Conc, foram submetidas a uma caracterização mineralógica para determinar a mineralogia modal em massa, bem como o comportamento do Li e do Sn para essas amostras, respectivamente.

13.1.3.4.1 Li Conc

A mineralogia modal em massa da Li Conc é predominantemente composta por Montebrasite, com menor presença de quartzo, fosfatos e piroxena.

A mineralogia contendo Li foi validada tanto por dados de DRX quanto por dados de ensaio.

Na amostra Li Conc (aperfeiçoada por flotação), 100% do Li é associado à Montebrasite.

A Montebrasite é de tamanho moderado, bem libertado e adequado para flotação.

Em relação às outras fases presentes no concentrado de flotação desta amostra, os fosfatos e a caulinite estão provavelmente presentes devido à associação com a Montebrasite, enquanto o quartzo e a piroxena (que não têm associação notável com o montebrasite) podem estar presentes no concentrado devido a entranhamento.

13.1.3.4.2 Sn Conc

O Sn Conc contém Cassiterite significativa, além de quartzo, menores quantidades de fosfatos e óxidos de Fe.

A Cassiterite hospeda 100% do Sn presente; a Cassiterita contendo Fe é menos abundante entre os dois tipos de cassiterite (isso pode indicar que a cassiterite pura tem uma densidade maior do que a cassiterite contendo Fe, e, portanto, é preferencialmente reportada para o concentrado gravimétrico).

A Cassiterite agrupada é relativamente grosseira, predominantemente com tamanho superior a 100 μm e bem liberada, com mais de 80% em massa melhor que 80% liberada.

A Cassiterite tem uma associação muito limitada com a ganga, mesmo com o quartzo; assim, a presença de quartzo no concentrado gravimétrico é provavelmente devida à natureza dos grãos de quartzo.

13.1.4 Caracterização dos rejeitados

O presente ponto tem como objetivo a análise de uma amostra de rejeitado do processo da Lavaria (resíduo de processo) para sua caracterização como inerte de acordo com os critérios estabelecidos no Decreto-Lei n.º 10/2010 de 4 de fevereiro, alterado pelo Decreto-Lei n.º 31/2013 de 22 de fevereiro, o qual estabelece o regime jurídico aplicável à gestão dos resíduos da indústria extractiva, e que constitui a transposição para o ordenamento jurídico interno de Portugal da Diretiva 2006/21/CE.

No Anexo XVIII: Caracterização mineralógica e geoquímica mineral, encontra-se o relatório final destes ensaios.

13.1.4.1 Recolha da amostra

A amostra para este estudo foi fornecida pela equipa técnica da SCYPI (consultores da Neomina, Minérios Argemela, Lda) e enviada ao laboratório da AGQ Mining & Bioenergy, S.L. localizado em Burguillos (Sevilha).

Foram enviadas para análise duas bolsas denominadas 'ultrafinos-slimes' e 'estéril de flotação-gravimetria', que correspondem às duas correntes de estéril da lavaria que chegariam ao espessador.

O processo prevê a chegada ao espessador de 93 t/h de estéril de flotação + gravimetria e 29 t/h de ultrafinos, sendo realizada uma mistura nessas proporções para obter a amostra objeto de análise.

Cód. Interno	Descrição	Resultado
ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo de processo)	MN-23/002561	Análises sobre o sólido
	A-23/031033	Lixiviado UNE-EN 12457-4

Tabela 13-7 : Codificação das amostras

13.1.4.2 Laboratório de ensaios

As determinações analíticas e os ensaios das amostras foram realizados no laboratório acreditado pelo Serviço Internacional de Acreditação (IAS) com o número de expediente TL-973, e pela Entidade Nacional de Acreditação (ENAC), sob a norma UNE EN ISO/IEC 17025:2017, com o número de acreditação: 305//LE1322.

O ensaio de toxicidade por inibição da mobilidade de Daphnia Magna foi realizado no laboratório acreditado pela Entidade Nacional de Acreditação (ENAC), sob a norma UNE EN ISO/IEC 17025:2005, com o número de acreditação: 229//LE1409.

13.1.4.3 Âmbito

13.1.4.3.1 Âmbito técnico

Os requisitos e critérios para a caracterização de resíduos e determinação do potencial caráter inerte, conforme o Decreto-Lei 10/2010, estão descritos no seu Anexo I:

- a) Ensaio de degradabilidade: Avaliação da degradação do material.
- b) Determinação do potencial gerador de ácido: Realização de um teste geoquímico estático de acordo com a norma EN 15875. Para isso, será determinado, por um lado, o conteúdo de enxofre na forma de sulfeto e, por outro, o potencial de neutralização do material. Este ensaio foi complementado com a realização do ensaio de geração líquida de ácido (NAG).
- c) Ensaio de inflamabilidade: Teste para verificar se o material é inflamável.
- d) Conteúdo metálico total: Realização de uma varredura multielementar por digestão com água régia e medição por ICP-OES, incluindo, no mínimo, As, Cd, Co, Cr, Cu, Hg, Mo, Ni, Pb, V e Zn.
- e) Conteúdo de substâncias utilizadas no tratamento: Este item será avaliado teoricamente com base nas informações fornecidas pela Neomina, sobre os reagentes e doses utilizados na planta de processamento de minério.

Complementarmente a esses critérios, foi realizado a análise das propriedades de lixiviação do resíduo por meio de um ensaio de lixiviação conforme a norma EN 12457-4, e posterior determinação sobre o lixiviado de parâmetros físico-químicos, aniões, metais traços e ecotoxicidade.

13.1.4.3.2 Âmbito normativo

A avaliação dos resultados será realizada com base na seguinte legislação / documento normativo:

- Decreto-Lei 10/2010: Estabelece o regime jurídico em Portugal para a gestão de resíduos provenientes da exploração de depósitos e massas minerais, e constitui a transposição interna da Diretiva nº 2006/21/CE, do Parlamento Europeu e do Conselho, de 15 de março;
- Guia Técnica de Solos Contaminados – Valores de Referência para Solos: Publicada pela Agência Portuguesa de Ambiente;

13.1.4.4 Resultados laboratoriais

Para cada uma das tipologias de ensaio definidas, são apresentados nas seções seguintes os resultados dos relatórios analíticos de laboratório, e é feita uma comparação com os valores limites estabelecidos na legislação aplicável.

Todos os relatórios analíticos referentes a estas amostras podem ser consultados no Anexo I deste relatório, que se encontra no Anexo XVIII: Caracterização mineralógica e geoquímica mineral.

13.1.4.4.1 Ensaio de degradabilidade

De acordo com o estipulado na alínea 1a) do Anexo I do Decreto-Lei 10/2010, os resíduos não devem sofrer nenhuma dissolução ou desintegração significativa, nem qualquer alteração substancial que possa torná-los suscetíveis a causar impactos ambientais negativos ou prejudicar a saúde humana.

O ensaio não foi realizado uma vez que a amostra apresenta uma granulometria muito fina, não atendendo aos requisitos de tamanho do material para a realização do ensaio.

13.1.4.4.2 Determinação do potencial gerador de ácido

13.1.4.4.2.1 Determinação de enxofre total e enxofre na forma de sulfeto

Após a preparação da amostra, uma subamostra pulverizada foi retirada para a determinação do enxofre total usando o analisador elementar LECO. Os valores obtidos estão incluídos nos relatórios analíticos anexos.

Para determinar o teor de enxofre na forma de sulfeto, foi realizado o seguinte procedimento, determinou-se o teor de enxofre na forma de sulfato por combustão do enxofre na forma de sulfeto a 550 °C durante 1 hora em forno mufla.

Em seguida, o material foi submetido a uma nova combustão no analisador elementar LECO a 1300 °C.

O valor do enxofre na forma de sulfeto foi obtido por diferença entre o enxofre total e o enxofre na forma de sulfato.

Na Tabela 2 estão apresentados os resultados obtidos para o teor de enxofre total, enxofre na forma de sulfato e, por diferença, o enxofre na forma de sulfeto.

Cód. amostra	Descrição	% S total	% SO ₄	% S sulfuro
MN-23/002561	ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo do processo)	< 0,10	0,2	< 0,10

Tabela 13-8 : Determinação de Enxofre (S)

De acordo com o disposto na alínea 1b) do Anexo I do Decreto-Lei 10/2010, os resíduos inertes de indústrias extrativas devem ter um teor máximo de enxofre na forma de sulfeto de 0,1% ou um teor máximo de enxofre na forma de sulfeto de 1% e uma razão de potencial de neutralização, determinada por meio de um teste estático conforme o ensaio EN 15875, superior a 3.

A amostra analisada tem um teor de sulfeto inferior a 0,1%, o que cumpre o requisito de teor de enxofre na forma de sulfeto para ser considerada como resíduo inerte.

A seguir, apresentamos, a título informativo, o resultado obtido para o potencial de neutralização.

13.1.4.4.2.2 Determinação do Potencial de Neutralização

Como etapa preliminar à determinação do potencial de neutralização, foi determinada a quantidade de carbonatos na amostra utilizando um calcímetro de Bernard. Com base neste valor, foi adicionado um volume orientativo de ácido clorídrico.

Após a adição do ácido clorídrico, a quantidade de ácido foi retroavaliada usando hidróxido de sódio 0,1N, permitindo assim a determinação do potencial de neutralização.

Para o potencial de acidez, o cálculo é feito com base no teor de enxofre na amostra, cujos valores foram obtidos antes da realização do ensaio EN 15875.

Os resultados obtidos estão apresentados na Tabela 13-9:

Cód. amostra	Descrição	AP (Kg CO ₃ /Tn)	NP (Kg CO ₃ /Tn)	NNP (Kg CO ₃ /Tn)	NPR
MN-23/002561	ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo do processo)	< 3,13	< 0,25	-	-
Potencial de Acidez (AP) / Potencial de Neutralização (NP)					
Potencial de Neutralização Neto (NNP) = NP-AP / Razão de Potencial de Neutralização (NPR) = NP/AP					

Tabela 13-9: Determinação do potencial de neutralização

13.1.4.4.2.3 Resultados do Ensaio de Geração Neta de Ácido (NAG)

O procedimento para o teste NAG (Static Net Acid Generation Procedure) é projetado para medir a resposta da rocha rica em sulfeto à oxidação induzida quimicamente e artificialmente intensa.

A amostra é tratada com peróxido de hidrogênio, e em seguida, o pH da solução é medido (pH NAG). O valor do pH NAG é geralmente inversamente proporcional ao potencial de geração de drenagem ácida de mina a longo prazo.

O ácido produzido pela oxidação é neutralizado pelos carbonatos e/ou outros componentes que consomem ácido do material. Além do pH, a solução é titulada com NaOH até um pH de 4,5 e depois até um pH de 7,0.

O volume de NaOH consumido durante a titulação é utilizado para calcular a quantidade de acidez gerada pela adição do peróxido de hidrogênio.

Os resultados obtidos são apresentados na Tabela 13-10a seguir:

Cód. Amostra	Descripción	pH NAG	NAG		NNP(Kg CaCO ₃ /Tn)	Resultado
			pH=4,5 (KgH ₂ SO ₄ /Tn)	pH=7(Kg H ₂ SO ₄ /Tn)		
MIN-23/002561	ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo de proceso)	7,19	< 0,25	< 0,25	-	NAF

Tabela 13-10 : Determinação da Geração Neta de Ácido (NAG)

A partir da análise comparativa entre os resultados obtidos pelo ensaio de Geração Neta de Ácido (NAG) e os resultados da Norma EN 15875, é possível confirmar que a amostra possui um caráter não formador de ácido.

13.1.4.4.3 Ensaio de inflamabilidade

Para a avaliação do ponto 1c) do Anexo I do Decreto-Lei 10/2010, as amostras foram submetidas a um ensaio de inflamabilidade, utilizando o procedimento A.10 estabelecido pelo Regulamento (CE) nº 440/2008 da Comissão, de 30 de maio de 2008, que define métodos de ensaio de acordo com o Regulamento (CE) nº 1907/2006 do Parlamento Europeu e do Conselho relativo ao registo, avaliação, autorização e restrição de substâncias e preparados químicos (REACH).

O princípio do método baseia-se na disposição da substância em forma de um pavio ou fita contínua com cerca de 250 mm de comprimento, e um ensaio exploratório preliminar é realizado para determinar se, ao aplicar uma chama de gás, ocorre a propagação da combustão com ou sem chama. Se a propagação ocorrer ao longo de 200 mm do pavio dentro de um tempo determinado, deve-se realizar um ensaio completo para determinar a velocidade de combustão.

Os resultados deste ensaio estão apresentados na Tabela 13-11.

Cód. Interno	Descrição	Resultado
MN-23/002561	ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo de processo)	Não Inflamável

Tabela 13-11 : Resultados do ensaio de inflamabilidade

A amostra é classificada como Não Inflamável após a realização do ensaio de inflamabilidade de acordo com o método A.10 do Regulamento REACH, atendendo ao critério do ponto 1c) do Anexo I do Decreto-Lei 10/2010.

13.1.4.4.4 Teor metálico total

Outro dos requisitos para a definição de um resíduo como inerte é a determinação do conteúdo metálico total das amostras. Concretamente, no ponto 1d) do Anexo I do Decreto-Lei 10/2010, o conteúdo de substâncias potencialmente prejudiciais para o meio ambiente ou a saúde humana nos resíduos, especialmente metais pesados como As, Cd, Co, Cr, Cu, Hg, Mo, Ni, Pb, V e Zn, deve ser suficientemente baixo para que não represente um risco inaceitável para a saúde humana ou os ecossistemas.

Para isso, é indicado que a concentração dessas substâncias não deve ultrapassar os valores mínimos estabelecidos a nível nacional para locais não contaminados ou os níveis naturais (fundos geoquímicos) nacionais pertinentes.

Para a avaliação do conteúdo em metais, foram utilizados como referência os valores limites para elementos-traço publicados na guia Solos Contaminados – Guia Técnico pela Agência Portuguesa do Ambiente.

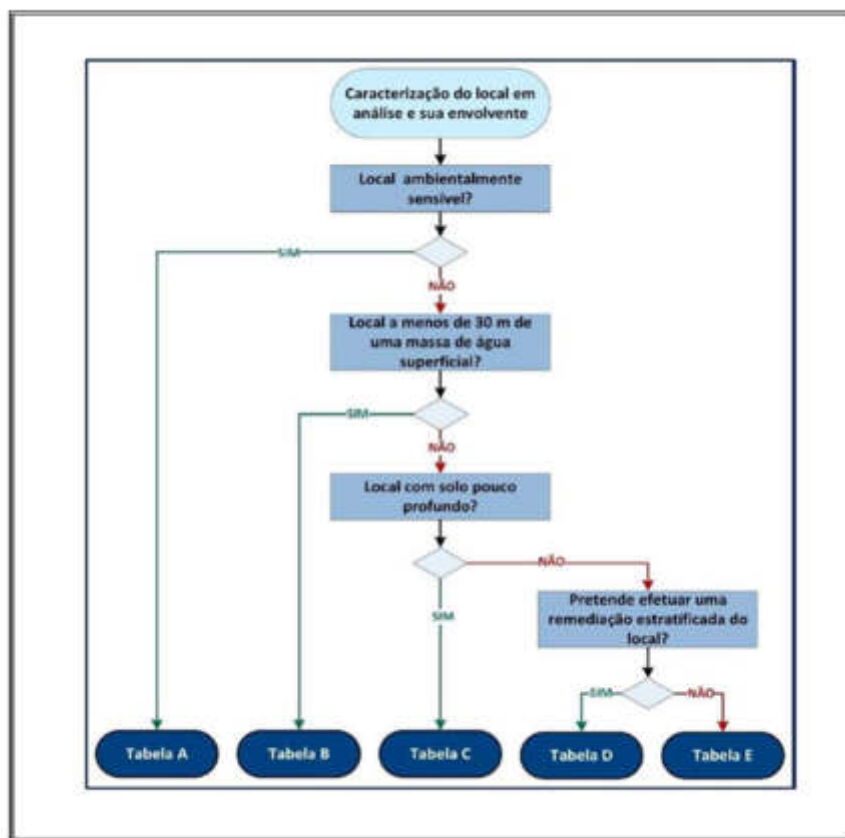


Figura 13-20 : Fluxograma para seleção da tabela de valores de referência adequada

De acordo com as informações fornecidas pela SCYPI, a área objeto do projeto é uma zona ambientalmente sensível. Portanto, a seguir, são avaliados os resultados da amostra comparando as concentrações obtidas com os níveis de referência da Tabela A – Uso industrial. Os resultados avaliados correspondem à concentração obtida após digestão com água régia da amostra.

Parâmetro	MN-23/002561	Guia Técnica Solos Contaminados Agência Portuguesa do Ambiente
	ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo de processo) (mg/Kg)	
Alumínio	13.216	
Antimônio	< 10,0	1,3
Arsénico	616	18
Enxofre	< 500	
Bário	21,8	220
Berílio	31,4	2,5
Bismuto	25,4	
Boro	< 10,0	36
Cádmio	< 5,00	1,2
Cálcio	858	
Cobalto	12,8	21
Cobre	640	92
Crómio	279	70
Escândio	< 5,00	
Estanho	1.027	
Estroncio	131	
Fósforo	12.563	

Parâmetro	MN-23/002561	Guia Técnica Solos Contaminados Agência Portuguesa do Ambiente
	ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo de processo) (mg/Kg)	
Ferro	9.917	
Lítio	417	
Magnésio	< 500	
Manganês	255	
Mercurio	< 10,0	0,27
Molibdénio	13,3	2
Níquel	147	82
Prata	10,2	0,5
Chumbo	16,5	120
Potásio	608	
Selénio	< 10,0	1,5
Sódio	< 500	
Tálio	< 5,00	1
Titânio	< 100	
Vanádio	< 10,0	86
Volfrâmio	< 5,00	
Zinco	121	290

Tabela 13-12 : Resultados da determinação do teor metálico total

Estão destacadas em negrito as concentrações que excederam os valores limites da Tabela A, portanto a amostra seria não conforme para As, Be, Cu, Cr, Mo, Ni e Ag, não cumprindo o critério de conteúdo metálico total para ser classificada como resíduo inerte.

13.1.4.4.5 Teor de productos no rejeitado

De acordo com as informações fornecidas pela SCYPI, a amostra analisada é um estéril da lavaria, proveniente de um processo gravimétrico com água previamente alimentado pelos estéreis do processo de flotação da montebrasite. No processo de flotação, foram adicionados reagentes em pequenas proporções para facilitar o processo de flotação.

Mineral	Colector	Espumante	Modificador de pH
Montebrasite	Ácido graso	MIBC	NaOH

Tabela 13-13 : Reativos da Flotação

Analisando as funções dos reagentes utilizados em cada flotação como coletores e espumantes, é muito pouco provável a presença destes nos estéreis de flotação. Além disso, quanto aos modificadores de pH, foi analisado o pH no lixiviado gerado na lixiviação UNE 12457, com um resultado neutro (6,99). Por todo o exposto anteriormente, descarta-se, em princípio, a presença de substâncias utilizadas no tratamento que possam prejudicar o meio ambiente ou a saúde das pessoas.

13.1.4.4.6 Propriedades de lixiviação

Continuando com a avaliação do efeito sobre os ecossistemas do conteúdo em substâncias contaminantes na amostra, foi realizado, de forma complementar, um estudo sobre a lixiviabilidade da amostra. Para isso, foi realizado o ensaio conforme o procedimento estabelecido na norma UNE-EN 12457-4 para obter um lixiviado representativo e sua posterior caracterização.

Parâmetro	Unidades	A-23/031033
		ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo de processo)
Parâmetros físico-químicos		
Carbono orgânico dissolvido	mg/l	5,32
Condutividade eléctrica	µS/cm a 25 °C	< 70,0
pH	-	6,99
Aniões		
Cloretos	mg/l	0,56
Fluoretos	mg/l	0,31
Sulfatos	mg/l	2,6
Metais dissolvidos		
Alumínio dissolvido	µg/l	58,4
Antimonio dissolvido	µg/l	0,6
Arsénico dissolvido	µg/l	286
Bário dissolvido	µg/l	< 5
Berílio dissolvido	µg/l	< 0,50
Boro dissolvido	µg/l	< 50,0
Cádmio dissolvido	µg/l	< 0,50
Cobalto dissolvido	µg/l	< 2,50
Cobre dissolvido	µg/l	8,63
Cromo dissolvido	µg/l	< 5,00
Estanho dissolvido	µg/l	< 10,0
Estroncio dissolvido	µg/l	< 10,0
Ferro dissolvido	µg/l	64,9
Lítio dissolvido	µg/l	13,4
Manganês dissolvido	µg/l	7
Mercurio dissolvido	µg/l	< 1,00
Molibdeno dissolvido	µg/l	2,65
Níquel dissolvido	µg/l	< 5,00
Prata dissolvida	µg/l	< 5,00
Chumbo dissolvido	µg/l	6,71
Selenio dissolvido	µg/l	< 5,00
Tálio dissolvido	µg/l	< 2,50
Titânio dissolvido	µg/l	< 5,00
Vanádio dissolvido	µg/l	< 2,50
Volfrâmio dissolvido	µg/l	< 25,0
Zinco dissolvido	µg/l	< 50,0
Microbiologia		
Inibição Mov. Daphnia	UT	< 1,00
Compostos fenólicos		
Fenóis	mg/l	< 0,20

Tabela 13-14 : Resultados das análises sobre lixiviado UNE-EN 12457-4

Atendendo aos resultados obtidos, observa-se de forma geral que o potencial de lixiviação da amostra analisada é muito baixo, embora esteja destacado em negrito o resultado para o As dissolvido, que é o que se lixivia em maior concentração dentre os que superam os valores de referência constantes na Guia Técnica de Solos Contaminados – Valores de Referência para Solos, publicada pela Agência Portuguesa do Ambiente.

13.1.4.5 Classificação segundo a lista europeia de resíduos

A determinação dos resíduos que devem ser considerados como perigosos ou não perigosos será feita de acordo com a lista estabelecida na 'Decisão da Comissão 2000/532/CE de 3 de maio de 2000 (LER)'. Esta Decisão foi modificada pela Decisão 2014/955/UE.

Uma vez localizado o resíduo na lista LER, com base na fonte ou atividade em que é gerado, podem ocorrer três situações:

- Se o resíduo tiver um código LER sem asterisco, trata-se de um resíduo não perigoso absoluto.
- Se o resíduo tiver um código LER com asterisco, trata-se de um resíduo perigoso absoluto.
- Se o resíduo tiver um 'código espelho', ou seja, pode ser classificado como resíduo perigoso ou não perigoso com base em sua composição, será necessário determinar a concentração das substâncias perigosas que contém para verificar se reúne uma ou mais das características de periculosidade.



Figura 13-21 : Procedimento de classificação do resíduo através do código LER

Neste caso, analisando a origem ou fonte do resíduo, este se enquadra no Capítulo 01. Resíduos da prospeção, extração de minas e pedreiras e tratamentos físicos e químicos de minerais; e mais concretamente no 01 03 Resíduos da transformação física e química de minerais metálicos.

Avaliar a caracterização de acordo com o Decreto-Lei 10/2010 realizada sobre a amostra, a origem desta e os códigos da referida lista LER (Decisão da Comissão 2014/955/UE), propõe-se a seguinte classificação da amostra:

Descrição	Código LER
ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo do processo)	01 03 05* Outros estéreis que contém substancias perigosas
	01 03 06 Estéreis distintos dos mencionados nos códigos 01 03 04 e 01 03 05

Tabela 13-15: Determinação do código LER

No caso desta amostra, sendo um código espelho, será necessário avaliar as diferentes características de perigosidade do resíduo com base na sua composição ou ensaios, com o objetivo de atribuir-lhe o código de resíduo perigoso (com asterisco) ou de resíduo não perigoso (sem asterisco).

Considerando os resultados da caracterização, será realizada essa avaliação sobre os parâmetros nos quais foi detetada concentração acima do limite de quantificação, embora deva-se observar também que, em muitos casos, a concentração é muito baixa (Ba, Be, Bi, Co, Mo, Ag e Pb).

Foi prestada especial atenção aos casos do As, Be, Cu, Cr, Mo, Ni, Ag, que são os elementos que superaram os níveis genéricos de referência em solos.

Para a avaliação das características de perigosidade, seguiu-se a Guia para a caracterização de resíduos publicada pelo Ministério da Transição Ecológica e Reto Demográfico (MITERD, Nov 2011) e a guia "Guide d'application pour la caractérisation en dangerosité" (INERIS 2016).

As regras para a classificação de um resíduo baseiam-se no conhecimento das substâncias presentes no mesmo para determinar os perigos associados a essas substâncias. No entanto, no que diz respeito às substâncias inorgânicas, os métodos de análise química

convencionais apenas permitem a identificação e quantificação dos elementos químicos presentes no resíduo, mas geralmente não fornecem informações sobre se esse elemento está na forma elementar ou formando parte de um composto, e neste caso, sobre o composto específico em que o elemento se apresenta.

No entanto, ao realizar a avaliação da perigosidade de um resíduo, é importante poder diferenciar a forma química na qual o elemento se apresenta no resíduo, pois isso determina sua toxicidade. Isso é especialmente importante no caso de resíduos que contêm metais.

No caso de ser necessário determinar a perigosidade de um resíduo que contenha metais e o produtor do resíduo não conseguir justificar quais são os compostos metálicos específicos presentes no resíduo (com base, por exemplo, em informações sobre as matérias-primas utilizadas, o processo produtivo ou até mesmo através de técnicas de laboratório), a classificação do resíduo poderá basear-se em entradas genéricas ou na abordagem do "pior cenário possível".

De acordo com as informações fornecidas pela Scypi, não se conhecem os compostos minerais nos quais estariam presentes os elementos para os quais os Níveis de Referência Gerais (NGR) foram excedidos. Portanto, para avaliar a sua perigosidade, foram utilizadas as abordagens indicadas no parágrafo anterior e descritas nas guias mencionadas.

13.1.4.5.1 Avaliação das características de perigosidade

Valorização de cada uma das características de perigosidade:

13.1.4.5.1.1 HP1 "EXPLOSIVO"

HP 1 "Explosivo": Refere-se a resíduos que, por reação química, podem liberar gases a uma temperatura, pressão e velocidade tais que podem causar danos ao seu entorno. Incluem-

se aqui resíduos pirotécnicos, resíduos de peróxidos orgânicos explosivos e resíduos autorreativos explosivos.

13.1.4.5.1.2 HP 2 "COMBURENTE"

HP 2 "Comburente": Refere-se a resíduos que, geralmente liberando oxigênio, podem provocar ou facilitar a combustão de outras substâncias.

O artigo 14 do Regulamento 1272/2008 estabelece que não é necessário classificar uma mistura pelas suas propriedades explosivas, comburentes ou inflamáveis quando nenhuma das substâncias da mistura apresentar essas propriedades. Com base nas informações sobre a origem do resíduo, é muito improvável que as amostras apresentem propriedades desse tipo.

De acordo com o Regulamento 1357/2014, quando um resíduo contiver uma ou mais substâncias classificadas com um dos códigos de classe e categoria de perigo e de indicação de perigo indicados nas tabelas 10 e 11, serão atribuídos os códigos HP1 ou HP2, respectivamente, quando adequado e proporcionado, com base nos ensaios pertinentes.

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Descripción
Unst. Expl.	H200	Explosivo inestable
Expl.1.1	H201	Explosivo; peligro de explosión en masa
Expl.1.2	H202	Explosivo; grave peligro de proyección
Expl.1.3	H203	Explosivo; peligro de incendio, de onda expansiva o de proyección
Expl.1.4	H204	Peligro de incendio o de proyección
Self-react. A	H240	Peligro de explosión en caso de calentamiento
Org.Perox. A		
Self-react. B	H241	Peligro de incendio o explosión en caso de calentamiento
Org. Perox. B		

Tabela 13-16 : Códigos indicadores de perigo H

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Descripción
Ox. Gas 1	H270	Puede provocar o agravar un incendio; comburente
Ox. Liq. 1	H271	Puede provocar un incendio o una explosión; muy comburente
Ox. Sol. 1		
Ox. Liq. 2	H272	Puede agravar un incendio; comburente
Ox. Liq. 3		
Ox. Sol. 2		
Ox. Sol. 3		

Tabela 13-17 : Códigos indicadores de perigo HP2

Com base nas informações disponíveis sobre a origem do resíduo e as possíveis substâncias que podem estar presentes, não existe um código de indicação de perigo para essas características de perigosidade. Portanto, propõe-se considerar a amostra como "Não Explosiva e Não Comburente" e a sua não classificação como HP1 e HP2.

13.1.4.5.1.3 HP 3 "INFLAMÁVEL"

Esta característica refere-se a resíduos que atendem a qualquer uma das seguintes definições:

- RESÍDUOS LÍQUIDOS INFLAMÁVEIS: resíduos líquidos com ponto de inflamabilidade abaixo de 60 °C, ou gasóleos, combustíveis diesel e óleos leves para aquecimento usados com ponto de inflamabilidade entre $> 55\text{ °C}$ e $\leq 75\text{ °C}$.
- RESÍDUOS LÍQUIDOS OU SÓLIDOS PIROFÓRICOS INFLAMÁVEIS: resíduos líquidos ou sólidos que, mesmo em pequenas quantidades, podem inflamar-se após cinco minutos de contato com o ar.
- RESÍDUOS SÓLIDOS INFLAMÁVEIS: resíduos sólidos que se inflamam facilmente ou que podem provocar fogo ou contribuir para provocar fogo por fricção.
- RESÍDUOS GASEOSOS INFLAMÁVEIS: resíduos gasosos que inflamam ao contato com o ar a 20 °C e a uma pressão de referência de 101,3 kPa.
- RESÍDUOS QUE REAGEM AO CONTATO COM ÁGUA: resíduos que, ao entrar em contato com água, liberam gases inflamáveis em quantidades perigosas.

OUTROS RESÍDUOS INFLAMÁVEIS: aerossóis inflamáveis; resíduos que experimentam aquecimento espontâneo inflamável; resíduos de peróxidos orgânicos inflamáveis e substâncias autorreativas inflamáveis.

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Descripción
Flam. Gas 1	H220	Gas extremadamente inflamable
Flam. Gas 2	H221	Gas inflamable
Aerosol 1	H222	Aerosol extremadamente inflamable
Aerosol 2	H223	Aerosol inflamable
Flam. Liq. 1	H224	Líquido y vapores extremadamente inflamables
Flam. Liq. 2	H225	Líquido y vapores altamente inflamables
Flam. Liq. 3	H226	Líquido y vapores inflamables
Flam. Sol. 1 Flam. Sol. 2	H228	Material sólido inflamable
Self-react. CD Self-react. EF Org. Perox. CD Org. Perox. EF	H242	Peligro de incendio en caso de calentamiento
Pyr. Liq. 1 Pyr. Sol. 1	H250	Se inflama espontáneamente en contacto con el aire
Self-heat. 1	H251	Calentamiento espontáneo: puede prenderse fuego
Self-heat. 2	H252	Se calienta espontáneamente en grandes cantidades: puede prenderse fuego
Water-react. 1	H260	En contacto con el agua desprende gases inflamables que pueden prenderse espontáneamente
Water-react. 2 Water-react. 3	H261	En contacto con el agua desprende gases inflamables

Tabela 13-18 : Códigos indicadores de perigo HP3

Como um dos requisitos para a classificação dos resíduos de acordo com o Real Decreto 975/2009, foi realizado um ensaio de inflamabilidade segundo o procedimento A.10, conforme estabelecido no Regulamento (CE) nº 440/2008. O resultado classificou o resíduo como "Não inflamável", portanto, propõe-se a não classificação da amostra como HP3.

13.1.4.5.1.4 HP 4 "IRRITANTE"

HP 4 "Irritante": refere-se aos resíduos que, quando aplicados, podem causar irritações na pele ou lesões oculares.

Quando um resíduo contiver uma ou mais substâncias em concentrações superiores ao valor de corte, que estejam classificadas com um dos códigos de classe e categoria de perigo e indicação de perigo indicados na Tabela 13-19, e se superarem ou igualarem os limites de concentração estabelecidos na Tabela 13-20, o resíduo será classificado como perigoso segundo HP4.

Códigos de classe y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Descripción	Valor de corte (%)
Skin corr. 1A	H314	Provoca quemaduras graves en la piel y lesiones oculares graves	1
Skin irit. 2	H315	Provoca irritación cutánea	
Eye dam. 1	H318	Provoca lesiones oculares graves	
Eye irit. 2	H319	Provoca irritación ocular grave	

Tabela 13-19: Valores de Corte HP4

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Límites de concentración para la suma del total de sustancias (%)
Skin corr. 1A	H314	≥ 1 y $< 5^*$
Eye dam. 1	H318	≥ 10
Skin irit. 2 y Eye irit. 2	H315 + H319	$\geq 20^{**}$

Tabela 13-20: Códigos indicadores de perigo HP4

Para avaliar se a amostra é irritante, é necessário estudar as substâncias envolvidas que apresentam códigos de indicação de perigo listados no Regulamento 1357/2014 e verificar as concentrações em que se encontram.

Não foram obtidos resultados que indicam a presença de substâncias que ultrapassem esses valores, e, portanto, propõe-se a não classificação da amostra como HP4 – Irritante.

13.1.4.5.1.5 HP 5 "TOXICIDADE ESPECÍFICA Em DETERMINADOS ORGÃOS / TOXICIDADE POR ASPIRAÇÃO"

Corresponde aos resíduos que podem provocar toxicidade específica em certos órgãos, seja por uma exposição única ou por exposições repetidas, ou que podem causar efeitos tóxicos agudos por aspiração.

Quando um resíduo contiver uma ou várias substâncias classificadas com um ou vários códigos de classe e categoria de perigo e de indicação de perigo indicados na tabela seguinte, e se um ou mais dos limites de concentração dessa tabela forem atingidos ou superados, o material será classificado como perigoso por HP5.

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Descripción	Límites de concentración (%)
STOT SE 1	H370	Provoca daños en los órganos	≥ 1
STOT SE 2	H371	Puede provocar daños en los órganos	≥ 10
STOT SE 3	H335	Puede irritar las vías respiratorias	≥ 20
STOT RE 1	H372	Provoca daños en los órganos tras exposiciones prolongas o repetidas	≥ 1
STOT RE 2	H373	Puede provocar daños en los órganos tras exposiciones prolongas o repetidas	≥ 10
Asp. Tox 1*	H304	Puede ser mortal en caso de ingestión y de penetración en las vías respiratorias	≥ 10 (total)

Tabela 13-21 : Códigos indicadores de perigo HP5

Quando o resíduo contiver substâncias classificadas como STOT, para que seja classificado como perigoso por HP5, a concentração de uma dessas substâncias deve ser superior ou igual ao limite de concentração.

Se o resíduo contiver uma ou várias substâncias classificadas como ASp. Tox. 1, e a soma dessas substâncias for superior ou igual ao limite de concentração, o resíduo será classificado como perigoso por HP5 apenas se a viscosidade cinemática geral (a 40°C) não exceder 20,5 mm²/s (apenas no caso de fluidos).

De acordo com os ensaios realizados e as substâncias que podem estar presentes no resíduo, nenhuma delas excederia os respectivos limites de concentração para seus códigos de indicação de perigo, portanto, propõe-se a não classificação da amostra como HP5.

13.1.4.5.1.6 HP 6 "TOXICIDADE AGUDA"

Corresponde aos resíduos que podem provocar efeitos tóxicos agudos após administração por via oral ou cutânea, ou como consequência de uma exposição por inalação.

De acordo com o Regulamento (UE) N° 1357/2014, se a soma das concentrações de todas as substâncias presentes em um resíduo, classificadas com um código de classe e categoria de perigo e de indicação de perigo de toxicidade aguda indicado na tabela 16, for superior ou igual aos limites indicados nessa tabela, a substância será classificada como perigosa HP6.

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Descripción	Límites de concentración para la suma del total de sustancias (%)
Acute Tox. 1 (Oral)	H300	Mortal en caso de ingestión	≥ 0,1
Acute Tox. 2 (Oral)			≥ 0,25
Acute Tox. 3 (Oral)	H301	Tóxico en caso de ingestión	≥ 5
Acute Tox. 4 (Oral)	H302	Nocivo en caso de ingestión	≥ 25
Acute Tox. 1 (Dermal)	H310	Mortal en contacto con la piel	≥ 0,25
Acute Tox. 2 (Dermal)			≥ 2,5
Acute Tox. 3 (Dermal)	H311	Tóxico en contacto con la piel	≥ 15
Acute Tox. 4 (Dermal)	H312	Nocivo en contacto con la piel	≥ 55
Acute Tox. 1 (Inhal)	H330	Mortal si se inhala	≥ 0,1
Acute Tox. 2 (Inhal)			≥ 0,5
Acute Tox. 3 (Inhal)	H331	Tóxico si se inhala	≥ 3,5
Acute Tox. 4 (Inhal)	H332	Nocivo si se inhala	≥ 22,5

Tabela 13-22 : Códigos indicadores de perigo HP6

Na avaliação, serão considerados os valores de corte listados na Tabela 13-23, de modo que, se a concentração de uma substância no resíduo for menor que o valor de corte

correspondente, essa substância não será considerada na soma das concentrações a ser comparada com os limites de concentração da tabela anterior.

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Valor de corte (%)
Acute Tox. 1,2 o 3	H300, H310, H330, H301, H311, H331	0,1
Acute Tox. 4	H302, H312, H332	1

Tabela 13-23: Valores de corte HP6

Quando o resíduo contiver mais de uma substância classificada como de toxicidade aguda, a soma das concentrações é exigida apenas para as substâncias incluídas na mesma categoria de perigo.

Com base nos resultados obtidos, não se espera que a amostra contenha substâncias com esses códigos de indicação de perigo em concentrações que excedam os valores de corte ou limites de concentração. Portanto, propõe-se a não classificação do resíduo como HP6.

13.1.4.5.1.7 HP 7"CARCINOGENICO"

Se qualquer uma das amostras exceder ou igualar qualquer um dos limites de concentração indicados na mesma tabela, o resíduo será classificado como perigoso pela HP7.

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Descripción	Límite de concentración (%)
Carc. 1A	H350	Puede provocar cáncer	≥ 0,1
Carc. 1B			
Carc. 2	H351	Se sospecha que provoca cáncer	≥ 1

Tabela 13-24 : Códigos indicadores de perigo HP7

Neste caso, considerando o limite de concentração da tabela anterior e a falta de conhecimento sobre o composto específico em que alguns metais estão presentes no resíduo, não é possível descartar a presença de algum composto que ultrapasse esse limite (por exemplo, sais de arsênio). Portanto, de maneira conservadora, propõe-se a classificação da amostra como HP7.

13.1.4.5.1.8 HP 8 'CORROSIVO'

HP 8 'Corrosivo': corresponde aos resíduos que, quando aplicados, podem provocar corrosão cutânea.

De acordo com o Regulamento (UE) 1357/2014, quando um resíduo contiver uma ou várias substâncias classificadas como Skin Corr 1A, 1B ou 1C (H314), cuja concentração individual ultrapasse ou iguale o valor de corte indicado na tabela a seguir, e a soma das concentrações dessas substâncias for superior ou igual a 5%, o resíduo será classificado como perigoso por HP8.

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Descripción	Valor de corte (%)	Límite de concentración para la suma del total de sustancias (%)
Skin corr. 1A, 1B, 1C	H314	Provoca quemaduras graves en la piel y lesiones oculares graves	1	≥ 5

Tabela 13-25 : Códigos indicadores de perigo e valores de corte HP8

Não foram obtidos resultados que indiquem a presença de substâncias que ultrapassem esses valores, portanto, propõe-se a não classificação como HP8 – CORROSIVO.

13.1.4.5.1.9 HP 9 'INFECCIOSO'

Corresponde aos resíduos que contêm microrganismos viáveis ou suas toxinas, dos quais se sabe ou existem razões fundadas para acreditar que causam doenças em seres humanos ou em outros organismos vivos.

Esta característica é direcionada principalmente aos resíduos de origem hospitalar e outras fontes geradoras de resíduos biosanitários. De acordo com o Regulamento Nº 1357/2014, essa característica deve ser avaliada utilizando as normas estabelecidas na legislação ou nos documentos de referência dos Estados Membros.

Portanto, considerando a origem da amostra objeto deste estudo, propõe-se a não classificação da amostra como HP9.

13.1.4.5.1.10 HP 10 'TÓXICO PARA A REPRODUÇÃO'

Corresponde aos resíduos que têm efeitos adversos sobre a função sexual e a fertilidade de homens e mulheres adultos, assim como sobre o desenvolvimento dos descendentes.

Quando um resíduo contiver uma substância classificada com um dos códigos de classe e categoria de perigo e de indicação de perigo da tabela 20, e a concentração dessa substância ultrapassar ou igualar um dos limites de concentração indicados na mesma tabela, o material será classificado como perigoso HP 10.

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Descripción	Límite de concentración (%)
Repr. 1A	H360	Puede perjudicar la fertilidad o dañar al feto	$\geq 0,3$
Repr. 1B			
Repr. 2	H361	Se sospecha que perjudica la fertilidad o daña al feto	≥ 3

Tabela 13-26: Códigos indicadores de perigo HP10

Neste caso, as substâncias que poderiam estar presentes nos resíduos não apresentariam esses códigos de indicação de perigo em concentrações acima do limite, portanto, propõe-se a não classificação do resíduo como HP10.

13.1.4.5.1.11 HP 11 'MUTAGÉNICO'

Corresponde aos resíduos que podem provocar uma mutação, ou seja, uma alteração permanente na quantidade ou na estrutura do material genético de uma célula.

Quando um material contiver uma ou várias substâncias classificadas com um dos códigos de classe e categoria de perigo e de indicação de perigo indicados na tabela 21, e a concentração de alguma dessas substâncias ultrapassar ou igualar um dos limites de concentração indicados na mesma tabela, o resíduo será classificado como perigoso HP 11.

Códigos de clase y categoría de peligro	Indicación de peligro	Descripción	Límite de concentración (%)
Muta. 1A	H340	Puede provocar defectos congénitos	≥ 0,1
Muta. 1B			
Muta. 2	H341	Se sospecha que provoca defectos congénitos	≥ 1

Tabela 13-27 : Códigos indicadores de perigo HP11

Considerando as possíveis substâncias que poderiam estar presentes no resíduo, nenhuma delas apresentaria a indicação de perigo para esta característica de periculosidade em concentração superior ao seu limite de concentração. Portanto, propõe-se a classificação das amostras como 'Não mutagénico'.

13.1.4.5.1.12 HP 12 'LIBERAÇÃO DE UM GÁS DE TOXICIDADE AGUDA'

Corresponde aos resíduos que emitem gases de toxicidade aguda (Acute Tox. 1, 2 ou 3) ao entrar em contato com água ou com um ácido.

Quando um resíduo contiver uma substância classificada com uma das indicações de perigo suplementares EUH029, EUH031 ou EUH032, será classificado como perigoso por HP 12, de acordo com diretrizes ou métodos de ensaio.

Com base nas informações disponíveis, não se espera a presença no resíduo de substâncias com um código de indicação de perigo para essas características de periculosidade, portanto, propõe-se a não classificação do resíduo como HP12.

13.1.4.5.1.13 HP 13 'SENSIBILIZANTE'

Corresponde aos resíduos que contêm uma ou várias substâncias que se sabe terem efeitos sensibilizantes para a pele ou para os órgãos respiratórios.

Quando um resíduo contiver uma substância classificada como sensibilizante e que tenha um dos códigos de indicação de perigo H317 ou H334, e a concentração de uma única substância for superior ou igual ao limite de 10%, o resíduo será classificado como perigoso por HP13.

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro	Descripción	Límite de concentración (%)
Skin Sens 1, 1A, 1B	H317	Puede provocar una reacción alérgica en la piel	≥ 10
Resp. Sens 1, 1A, 1B	H334	Puede provocar síntomas de alergia o asma o dificultades respiratorias en caso de inhalación	≥ 10

Tabela 13-28: Códigos indicadores de perigo HP13

Não foram obtidos resultados que indiquem a presença de substâncias que ultrapassem esses limites de concentração, portanto, propõe-se a não classificação dos resíduos como HP13.

13.1.4.5.1.14 HP 14 'ECOTOXICIDADE'

Corresponde aos resíduos que apresentam ou podem apresentar riscos imediatos ou diferidos para um ou mais compartimentos do meio ambiente.

De acordo com o Regulamento 2017/997, quando um resíduo contiver uma substância classificada como perigosa para a camada de ozônio e que tenha o código de indicação de perigo H420, se a concentração dessa substância for igual ou superior ao limite de concentração indicado na tabela seguinte, o resíduo será classificado como perigoso por HP14.

Além disso, quando um resíduo contiver uma ou mais substâncias classificadas como tóxicas agudas para o meio aquático e que tenham o código de indicação de perigo H400, ou como tóxicas crônicas de categoria 1, 2, 3 ou 4 para o meio aquático e que tenham os códigos de indicação de perigo H410, H411, H412 ou H413, se a soma das concentrações dessas substâncias for igual ou superior aos limites de concentração indicados na tabela seguinte, o resíduo será classificado como perigoso HP14.

Para a determinação da característica de periculosidade HP14, aplicar-se-ão os valores de corte indicados na tabela seguinte, de modo que, se uma substância estiver presente no resíduo em uma concentração menor que o valor de corte correspondente, essa substância não será considerada na soma das concentrações a ser comparada com os limites de concentração.

Indicación de peligro	Valor de corte (%)	Límite de concentración (%)
H420	-	$\geq 0,1$
H400	0,1	$\sum_e (H400) \geq 25$
H410, H411, H412	H410: 0,1 H411, H412: 1	$100 \times \sum_e (H410) + 10 \times \sum_e (H411) + \sum_e (H412) \geq 25$
H410, H411, H412, H413	H410: 0,1 H411, H412, H413: 1	$\sum_e (H410) + \sum_e (H411) + \sum_e (H412) + \sum_e (H413) \geq 25$

donde, $\sum_e$ = suma de concentraciones de las sustancias

Tabela 13-29 : Códigos indicadores de perigo e valores de corte HP14

Considerando as substâncias que poderiam estar presentes no resíduo, nenhuma delas apresentaria, em princípio, a indicação de perigo para esta característica de periculosidade em concentrações superiores aos seus limites de concentração. Portanto, propõe-se a não classificação dos resíduos como HP 14.

13.1.4.5.1.15 HP 15 'RESÍDUOS QUE PODERÃO APRESENTAR UMA DAS CARACTERÍSTICAS DE PERICULOSIDADE ANTERIORMENTE MENCIONADAS QUE O RESÍDUO ORIGINAL NÃO APRESENTAVA DIRETAMENTE'

Esta característica corresponde àqueles resíduos que podem apresentar uma das características de periculosidade anteriormente mencionadas que o resíduo original não apresentava diretamente.

De acordo com o Regulamento 1357/2014, quando um resíduo contiver uma ou várias substâncias classificadas com uma das indicações de perigo ou das indicações de perigo suplementares listadas na tabela 24, o resíduo será classificado como perigoso por HP 15, a menos que seja apresentado de tal forma que, em nenhum caso, tenha propriedades explosivas ou potencialmente explosivas.

Códigos de clase y categoría de peligro	Códigos de indicación de peligro / indicaciones de peligro suplementarias	Descripción
Expl. 1.5	H205	Peligro de explosión en masa en caso de incendio
-	EUH001	Explosivo en estado seco
-	EUH019	Puede formar peróxidos explosivos
-	EUH044	Riesgo de explosión al calentarlo en ambiente confinado

Tabela 13-30 : Códigos indicadores de perigo HP15

Não se espera a presença na amostra de substâncias classificadas com as indicações de perigo/indicações de perigo suplementares indicadas, portanto, propõe-se a não classificação do resíduo como HP15.

A seguir, é apresentada na Tabela 13-31, um resumo da avaliação das características de periculosidade, indicando aquelas que classificariam o resíduo como perigoso, se for o caso, junto com o código de indicação de perigo associado a cada característica de periculosidade.

Amostra	Característica de periculosidade	Código indicador de perigo
ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo de processo)	HP7	H350 – Pode provocar cancro

Tabela 13-31 : Quadro Resumo

Além disso, e tendo em vista a avaliação realizada, propõe-se o seguinte código LER para o resíduo:

Amostra	Código indicador de perigo
ESTÉRIL DE PLANTA (Resíduo de processo)	01 03 05* Outros estéreis que contém substâncias perigosas

Tabela 13-32 : Código LER

13.1.4.6 Conclusões

O presente relatório tem como objetivo o desenvolvimento de um estudo de caracterização segundo os critérios incluídos no Decreto-Lei 10/2010 de uma amostra de estéril de planta proveniente do projeto Mina Argemela.

Os resultados dos diferentes conjuntos analíticos que compreendem a caracterização estão apresentados na tabela a seguir:

Características	ESTÉRIL DE PLANTA
Degradabilidade	-
S sulfuro (%)/NPR	C
Inflamabilidade	C
Teor metálico total	NC
Productos extração	C
Carácter	Inerte Não Perigoso
Código LER	01 03 05* Outros estéries que contém substâncias perigosas

Tabela 13-33 : Resumo das conclusões da caracterização de resíduos

13.1.5 Caracterização do escombro da mina

13.1.5.1 Objetivo

O presente ponto tem como objetivo a análise de 5 amostras de estéril da mina da Argemela, para sua caracterização como inerte segundo os critérios do Decreto-Lei nº 10/2010 de 4 de fevereiro, modificado pelo decreto-lei nº31/2013 de 22 de fevereiro, no qual se estabelece o regime jurídico a que está sujeito a gestão dos resíduos da industrial extrativa, e que constitui a transposição para o ordenamento jurídico interno de Portugal da Diretiva 2006/21/CE.

13.1.5.2 Recolha da amostra

As amostras para este estudo foram enviadas pela Neomina ao laboratório de AGQ Mining & Bioenergy, S.L. localizado em Burguillos (Sevilha).

Cód. Interno	Descrição	Resultado
	MN-23/010589	Análises sobre el sólido
AS1201	MN-23/010594	Ensayo degradabilidad
	A-23/093793	Lixiviado UNE-EN 12457-4
	MN-23/010590	Análises sobre el sólido
AS1220	MN-23/010595	Ensayo degradabilidad
	A-23/093794	Lixiviado UNE-EN 12457-4
	MN-23/010591	Análises sobre el sólido
AS1237	MN-23/010596	Ensayo degradabilidad
	A-23/093797	Lixiviado UNE-EN 12457-4
	MN-23/010592	Análises sobre el sólido
AS1501	MN-23/010597	Ensayo degradabilidad
	A-23/093798	Lixiviado UNE-EN 12457-4
	MN-23/010593	Análises sobre el sólido
AS1503	MN-23/010598	Ensayo degradabilidad
	A-23/093800	Lixiviado UNE-EN 12457-4

Tabela 13-34 : Codificação das amostras

13.1.5.3 Ensaios laboratoriais

As determinações analíticas e ensaios das amostras foram realizados no laboratório acreditado pelo Serviço Internacional de Acreditação (IAS) com o número de expediente TL-973, e pela Entidade Nacional de Acreditação (ENAC), de acordo com a norma UNE EN ISO/IEC 17025:2017, com o N° de Acreditação: 305//LE1322.

O ensaio de toxicidade por inibição da mobilidade de Daphnia Magna foi realizado no laboratório acreditado pela Entidade Nacional de Acreditação (ENAC), de acordo com a norma UNE EN ISO/IEC 17025:2005, com o N° de Acreditação: 229//LE1409.

13.1.5.4 Âmbito

13.1.5.4.1 Âmbito técnico

Os requisitos e critérios para a caracterização de resíduos e determinação do potencial caráter inerte, de acordo com o Decreto-Lei 10/2010, estão descritos no seu Anexo I do relatório que se encontra no Anexo XVIII: Caracterização mineralógica e geoquímica mineral desta memória descritiva e justificativa:

- a) Ensaio de degradabilidade.
- b) Determinação do potencial gerador de ácido, através de um teste geoquímico estático segundo a norma EN 15875. Para tal, será determinado, por um lado, o teor de enxofre na forma de sulfeto e, por outro, o potencial de neutralização do material. Este ensaio foi complementado com a realização do ensaio de geração líquida de ácido (NAG).
- c) Ensaio de inflamabilidade.

- d) Teor metálico total, através da realização de um varrimento multielementar por digestão com água régia e medição em ICP-OES, incluindo, no mínimo, As, Cd, Co, Cr, Cu, Hg, Mo, Ni, Pb, V e Zn.
- e) Teor de substâncias utilizadas no tratamento. Este item será avaliado de forma teórica com base nas informações fornecidas pelo cliente sobre os reagentes utilizados, se for o caso.

Complementarmente a estes critérios, foi realizada a análise das propriedades de lixiviação do resíduo mediante a realização de um ensaio de lixiviação segundo a norma EN 12457-4, e posterior determinação sobre o lixiviado de parâmetros físico-químicos, aniões, metais traço e ecotoxicidade.

13.1.5.4.2 Âmbito normativo

A avaliação dos resultados será realizada com base na seguinte legislação / documento normativo:

- Decreto-Lei 10/2010, que estabelece o regime jurídico em Portugal para a gestão de resíduos de exploração de depósitos e massas minerais, e que constitui a transposição interna da Diretiva nº 2006/21/CE, do Parlamento Europeu e do Conselho, de 15 de março.
- Guia Técnico de Solos Contaminados – Valores de Referência para Solos, publicado pela Agência Portuguesa do Ambiente.

13.1.5.5 Resultados laboratoriais

Para cada uma das tipologias de ensaio definidas, são apresentados nos seguintes capítulos os resultados dos relatórios analíticos de laboratório, e é realizada uma comparação com os valores limites estabelecidos na legislação aplicável.

Todos os relatórios analíticos referentes a estas amostras podem ser consultados no anexo I deste relatório, que se encontra no Anexo *XV///*: Caracterização mineralógica e geoquímica mineral desta memória descritiva e justificativa.

13.1.5.5.1 Ensaio de degradabilidade

Conforme estabelecido na alínea 1a) do Anexo I do Decreto-Lei 10/2010, os resíduos não sofrerão nenhuma dissolução ou desintegração significativa, nem qualquer alteração substancial que possa torná-los suscetíveis a provocar efeitos ambientais negativos ou prejudicar a saúde humana.

Para avaliar esta característica, foi realizado um ensaio de desintegração, pelo qual se determina a velocidade de decomposição sob diversas condições de humidade. Concretamente, mede-se a resistência à desagregação e à meteorização submetendo as amostras a ciclos de molhadura e secagem. Finalmente, é medido o percentual de perda de peso.

Através deste ensaio, a cada amostra é atribuído um índice de durabilidade (ID) (Goodman, 1989) calculado a partir do percentual de perda. Cada índice é associado à capacidade da amostra para se degradar.

Na tabela a seguir são apresentados os resultados desses ensaios:

Amostra	Descrição	Resultados	Classificação
		Id (%)	
AS1201	MN-23/010594	80	Media
AS1220	MN-23/010595	71,3	Media
AS1237	MN-23/010596	80,7	Media
AS1501	MN-23/010597	74,6	Media
AS1503	MN-23/010598	84,6	Media

Tabela 13-35 : Ensaio de degradabilidade - Slake Durability Test

13.1.5.5.2 Determinação do potencial gerador de ácido

Determinação de enxofre total e enxofre na forma de sulfeto

Após a preparação da amostra, foi retirada uma subamostra pulverizada e procedeu-se à determinação do enxofre total utilizando um analisador elemental LECO. Os valores obtidos estão disponíveis nos relatórios analíticos anexos.

Para a determinação do teor de enxofre na forma de sulfeto, foi realizada a determinação do teor de enxofre na forma de sulfato, através da combustão do enxofre na forma de sulfeto a 550 °C durante 1 hora em forno mufla, seguida de combustão no analisador elemental LECO a 1300 °C. Por diferença, determina-se o valor do enxofre na forma de sulfeto.

Na Tabela 13-36, estão apresentados os resultados obtidos para o teor de enxofre total, na forma de sulfato e, por diferença, na forma de sulfeto.

Cód. mostra	Descrição	% S total	% SO ₄	% S sulfuro
MN-23/010589	AS1201	< 0,10	< 0,10	< 0,10
MN-23/010590	AS1220	< 0,10	< 0,10	< 0,10
MN-23/010591	AS1237	< 0,10	< 0,10	< 0,10
MN-23/010592	AS1501	< 0,10	< 0,10	< 0,10
MN-23/010593	AS1503	< 0,10	< 0,10	< 0,10

Tabela 13-36 : Determinação de S_{piritico}. Resultados

Conforme estabelecido na alínea 1b) do Anexo I do Decreto-Lei 10/2010, os resíduos inertes de indústrias extrativas devem ter um teor máximo de enxofre na forma de sulfeto de 0,1%, ou um teor máximo de enxofre na forma de sulfeto de 1% e um coeficiente de potencial de neutralização, determinado por meio de um teste estático segundo o ensaio EN 15875, superior a 3.

As 5 amostras analisadas têm um teor de sulfeto inferior a 0,1%, pelo que cumpririam o requisito de teor de enxofre na forma de sulfeto para serem consideradas como resíduos inertes.

A seguir, é apresentado a título informativo o resultado obtido para o potencial de neutralização.

Determinação do potencial de neutralização

Como passo preliminar à determinação do potencial, foi determinada a quantidade de carbonatos na amostra utilizando um calcímetro de Bernard, para que, com base nesse valor, fosse possível adicionar orientativamente a quantidade adequada de ácido clorídrico. Após a adição do ácido clorídrico, a quantidade de ácido foi retroavaliada com hidróxido de sódio 0,1N, e o potencial de neutralização foi determinado.

No caso do potencial de acidez, este é obtido através do cálculo com base no teor de enxofre na amostra, cujos valores foram obtidos antes da realização do ensaio EN 15875.

Os resultados obtidos estão apresentados na Tabela 13-37:

Cód. amostra	Descrição	AP (Kg CO ₃ /Tn)	NP (Kg CO ₃ /Tn)	NNP (Kg CO ₃ /Tn)	NPR
MN-23/010589	AS1201	< 3,13	0,73	-	-
MN-23/010590	AS1220	< 3,13	0,96	-	-
MN-23/010591	AS1237	< 3,13	1,24	-	-
MN-23/010592	AS1501	< 3,13	0,46	-	-
MN-23/010593	AS1503	< 3,13	1,25	-	-
Potencial de Acidez (AP) / Potencial de Neutralização (NP)					
Potencial de Neutralização Líquido (NNP) = NP-AP / Razão de Potencial de Neutralização (NPR) = NP/AP					

Tabela 13-37: Determinação do potencial de neutralização

Resultados do ensaio de geração líquida de ácido (NAG)

O procedimento para o teste NAG (Static Net Acid GeneRazão Procedure) é projetado para medir a resposta da rocha rica em sulfeto à oxidação induzida quimicamente e artificialmente intensa.

Peróxido de hidrogênio é aplicado a cada amostra, após o que o pH da solução é medido (pH NAG).

O valor do pH NAG é geralmente inversamente proporcional ao potencial de geração de drenagem ácida de mina a longo prazo.

O ácido produzido pela oxidação é consumido pelos carbonatos e/ou outros componentes que consomem ácido do material.

Além do pH, a solução é titulada com NaOH até um pH de 4,5 e depois até um pH de 7,0. O volume de NaOH consumido durante a titulação é utilizado para calcular a quantidade de acidez gerada pela adição de peróxido de hidrogênio.

Os resultados obtidos estão apresentados na Tabela 13-38 a seguir (*NAF: Não Formador de Acidez*) :

:

Cód. mostra	Descrição	pH NAG	NAG pH=4,5	NAG pH=7	NNP	Resultado
			(Kg H ₂ SO ₄ /Tn)	(Kg H ₂ SO ₄ /Tn)	(Kg CaCO ₃ /Tn)	
MN-23/010589	AS1201	5,14	< 0,25	25,2	-	NAF
MN-23/010590	AS1220	5,11	< 0,25	24,4	-	NAF
MN-23/010591	AS1237	5,47	< 0,25	23,1	-	NAF
MN-23/010592	AS1501	5,15	< 0,25	27	-	NAF
MN-23/010593	AS1503	5,27	< 0,25	26,9	-	NAF

Tabela 13-38 : Determinação da Geração Líquida de Ácido (NAG)

Da análise comparativa entre os resultados do ensaio NAG e os obtidos através da norma EN 15875, confirma-se o caráter não formador de ácido da amostra.

13.1.5.5.3 Ensaio de inflamabilidade

Para a avaliação do ponto 1c) do Anexo I do Decreto-Lei 10/2010, as amostras são submetidas a um ensaio de inflamabilidade, utilizando o procedimento A.10 descrito no Regulamento (CE) nº 440/2008 da Comissão de 30 de maio de 2008, que estabelece métodos de ensaio de acordo com o Regulamento (CE) nº 1907/2006 do Parlamento Europeu e do Conselho relativo ao registo, avaliação, autorização e restrição de substâncias e preparações químicas (REACH).

O princípio do método baseia-se na disposição da substância formando uma mecha ou fita contínua de aproximadamente 250 mm de comprimento, realizando-se um ensaio exploratório prévio para determinar se, ao aplicar uma chama de gás, ocorre a propagação da combustão com ou sem chama. Se a propagação ocorrer ao longo de 200 mm da mecha dentro de um tempo determinado, deve-se realizar um ensaio completo para determinar a velocidade de combustão.

Os resultados deste ensaio estão apresentados na tabela anexa:

Cód. Interno	Descrição	Resultado
MN-23/010589	AS1201	Não Inflamável
MN-23/010590	AS1220	Não Inflamável
MN-23/010591	AS1237	Não Inflamável
MN-23/010592	AS1501	Não Inflamável
MN-23/010593	AS1503	Não Inflamável

Tabela 13-39 : Resultados do ensaio de inflamabilidade

As amostras são classificadas como Não Inflamáveis após a realização do ensaio de inflamabilidade segundo o método A.10 do Regulamento REACH, cumprindo com o critério do ponto 1c) do Anexo I do Decreto-Lei 10/2010.

13.1.5.5.4 Teor metálico total

Outro dos requisitos para a definição de um resíduo como inerte é a determinação do teor metálico total das amostras. Concretamente, no ponto 1d) do Anexo I do Decreto-Lei 10/2010, o teor de substâncias potencialmente prejudiciais para o meio ambiente ou a saúde humana nos resíduos, e em especial, de metais pesados como As, Cd, Co, Cr, Cu, Hg, Mo, Ni, Pb, V e Zn, deve ser suficientemente baixo para que não represente um risco inaceitável para a saúde humana ou os ecossistemas.

Para isso, é indicado que a concentração dessas substâncias não deve ultrapassar os valores mínimos estabelecidos a nível nacional para locais não contaminados ou os níveis naturais (fundos geoquímicos) nacionais pertinentes.

Para a avaliação do teor de metais, foram utilizados como referência os valores limites para elementos traço publicados na guia "Soluções Contaminadas – Guia Técnico" pela Agência Portuguesa do Ambiente.

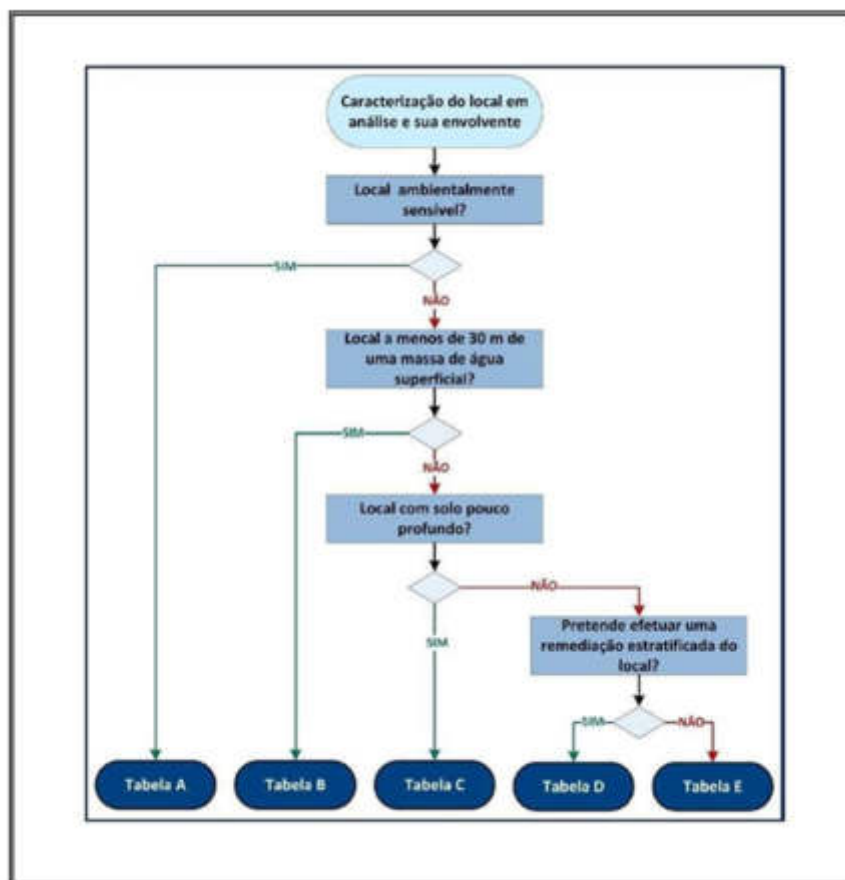


Figura 13-22 : Fluxograma para seleção da tabela de valores de referência adequada

De acordo com as informações fornecidas pela Neomina, a área objeto do projeto é uma zona ambientalmente sensível. Assim, a seguir são avaliados os resultados da amostra comparando as concentrações obtidas com os níveis de referência da Tabela A – Uso Industrial.

Os resultados avaliados correspondem à concentração obtida após digestão com água régia da amostra.

Parâmetro	MN-23/010589	MN-23/010590	MN-23/010591	MN-23/010592	MN-23/010593	Tabela A - Guia Técnico de Solos Contaminados
	AS1201	AS1220	AS1237	AS1501	AS1503	
Alumínio	23.564	20.331	27.138	9.680	31.692	
Antimônio	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	1,3
Arsênico	60,7	102	55,9	82,4	61,8	18
Enxofre	< 500	< 500	< 500	< 500	< 500	
Bário	32	33,6	52,5	44,8	41,8	220
Berílio	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	2,5
Bismuto	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	
Boro	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	36
Cádmio	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	1,2
Cálcio	< 500	< 500	< 500	< 500	< 500	
Cobalto	6,35	5,06	5,87	6,22	5,7	21
Cobre	35,7	48,5	31	27,1	29,3	92
Crômio	47,7	52,3	49,6	52,4	57	70
Escândio	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	
Estanho	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	
Estrôncio	< 5,00	5,15	14	5,12	5,04	
Fósforo	< 200	< 200	206	232	220	
Ferro	41.650	45.416	37.825	42.368	46.005	
Lítio	275	215	299	280	308	
Magnésio	10.239	11.891	10.125	10.488	11.753	
Manganês	240	257	215	224	268	
Mercurio	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	0,27
Molibdênio	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	2
Níquel	35,8	40,7	35,9	39,1	38,9	82
Prata	< 0,500	< 0,500	< 0,500	< 0,500	< 0,500	0,5
Chumbo	59,7	78,8	7,13	8,51	10	120
Potássio	2.425	1.463	4.058	3.145	2.475	
Selênio	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	1,5
Sódio	< 500	< 500	< 500	< 500	< 500	
Talco	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	1
Titânio	354	310	233	237	111	
Vanádio	33,8	36,2	33,3	32,5	35	86
Volfrâmio	< 5,00	5,34	< 5,00	< 5,00	5,7	
Zinco	116	512	< 100	< 100	102	290

Tabela 13-40 : Resultados da determinação do teor metálico total

Ficam destacadas em **negrito** as concentrações que superaram os valores limites da Tabela A, pelo que as amostras seriam não conformes para o arsénico em todos os casos e também para o Zinco no caso da amostra AS1220, não cumprindo o critério de teor metálico total para serem classificadas como resíduos inertes.

13.1.5.5.5 Teor dos produtos no resíduo

Com base nas informações fornecidas pelo Neomina, trata-se de amostras de estéréis de mina, provenientes de atividades de perfuração, portanto, não passaram por nenhum processo químico, e, portanto, a princípio, descarta-se a presença de substâncias que possam prejudicar o meio ambiente ou a saúde das pessoas.

13.1.5.5.6 Propriedades do lixiviado

Prosseguindo com a avaliação do efeito sobre os ecossistemas do teor de substâncias contaminantes na amostra, foi realizado adicionalmente o estudo da lixiviabilidade que esta possui, realizando o ensaio segundo o procedimento estabelecido na norma UNE-EN 12457-4 para obter um lixiviado representativo e a sua posterior caracterização.

Parâmetro	Ud	AS1201	AS1220	AS1237	AS1501	AS1503
		A-23/093793	A-23/093794	A-23/093797	A-23/093798	A-23/093800
Parâmetros físico - químicos						
Carbono orgânico dissolvido	mg/l	7,11	10	8,9	5,92	9,14
Condutividade eléctrica	µS/cm a 25 °C	143	144	150	154	154
pH	-	7,35	6,85	6,94	6,72	6,87
Aniões						
Cloretos	mg/l	49,5	11,3	21,4	36,9	197
Fluoretos	mg/l	0,18	0,05	< 0,05	0,1	4,87
Sulfatos	mg/l	96,1	22	4,76	6,22	196
Metais dissolvidos						
Alumínio dissolvido	µg/l	< 25,0	33,3	36,6	< 25,0	34,5
Antimonio dissolvido	µg/l	< 0,5	< 0,5	< 0,5	< 0,5	< 0,5
Arsénico dissolvido	µg/l	< 2,50	< 2,50	24,2	14,4	19,8
Bário dissolvido	µg/l	< 5	< 5	< 5	< 5	< 5
Berílio dissolvido	µg/l	< 0,50	< 0,50	< 0,50	< 0,50	< 0,50
Boro dissolvido	µg/l	< 50,0	< 50,0	< 50,0	< 50,0	< 50,0
Cádmio dissolvido	µg/l	< 0,50	< 0,50	< 0,50	< 0,50	< 0,50
Cobalto dissolvido	µg/l	< 2,50	< 2,50	< 2,50	< 2,50	< 2,50
Cobre dissolvido	µg/l	6,6	5,18	5,17	8,07	5,01
Cromo dissolvido	µg/l	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00
Estanho dissolvido	µg/l	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0	< 10,0
Estrôncio dissolvido	µg/l	14	14	17	16	18
Ferro dissolvido	µg/l	< 50,0	< 50,0	< 50,0	< 50,0	< 50,0
Lítio dissolvido	µg/l	7,51	9,18	7,89	7,3	6,05
Manganês dissolvido	µg/l	2,62	< 2,50	2,96	3,4	< 2,50
Mercurio dissolvido	µg/l	< 1,00	< 1,00	< 1,00	< 1,00	< 1,00
Molibdénio dissolvido	µg/l	< 0,50	< 0,50	< 0,50	< 0,50	< 0,50
Níquel dissolvido	µg/l	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00
Prata dissolvido	µg/l	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00
Chumbo dissolvido	µg/l	< 2,50	< 2,50	< 2,50	< 2,50	< 2,50
Selénio dissolvido	µg/l	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00
Talco dissolvido	µg/l	< 2,50	< 2,50	< 2,50	< 2,50	< 2,50
Titânio dissolvido	µg/l	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00	< 5,00
Vanádio dissolvido	µg/l	< 2,50	< 2,50	< 2,50	< 2,50	< 2,50
Volfrâmio dissolvido	µg/l	< 25	< 25	< 25	< 25	< 25
Zincoo dissolvido	µg/l	< 50,0	< 50,0	< 50,0	< 50,0	< 50,0
Microbiologia						
Inibição Mov. Daphnia	UT	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Compostos fenólicos						
Fenóis	mg/l	< 0,20	< 0,20	< 0,20	< 0,20	< 0,20

Tabela 13-41 : Resultados de análises sobre lixiviado UNE - EN12457-4

Com base nos resultados obtidos, conclui-se que o potencial de lixiviação das amostras analisadas é muito baixo, embora esteja destacado em negrito o resultado para o As dissolvido, o único metal que excedeu os valores de referência estabelecidos na Guia Técnica de Solos Contaminados – Valores de Referência para Solos, publicada pela Agência Portuguesa do Ambiente.

13.1.5.6 Classificação segundo a lista europeia de resíduos

A determinação dos resíduos que devem ser considerados como perigosos ou não perigosos será feita de acordo com a lista estabelecida na 'Decisão da Comissão 2000/532/CE de 3 de maio de 2000 (LER)'. Esta Decisão foi modificada pela Decisão 2014/955/UE.

Uma vez localizado o resíduo na lista LER, com base na fonte ou atividade em que é gerado, podem ocorrer três situações:

- Se o resíduo tiver um código LER sem asterisco, trata-se de um resíduo não perigoso absoluto.
- Se o resíduo tiver um código LER com asterisco, trata-se de um resíduo perigoso absoluto.
- Se o resíduo tiver um 'código espelho', ou seja, pode ser classificado como resíduo perigoso ou não perigoso com base em sua composição, será necessário determinar a concentração das substâncias perigosas que contém para verificar se reúne uma ou mais das características de periculosidade.

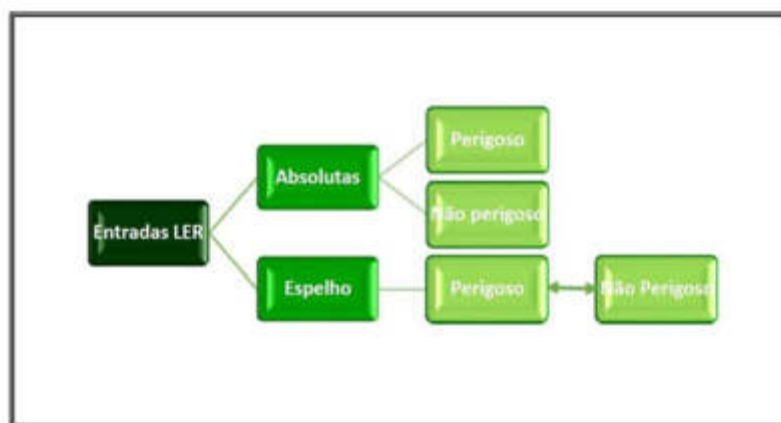


Figura 13-23 : Procedimento de classificação do resíduo através do código LER

Neste caso, analisando a origem ou fonte do resíduo, este está incluído no Capítulo 01. Resíduos da prospeção, extração de minas e pedreiras e tratamentos físicos e químicos de minerais, e mais concretamente no 01 01 Resíduos da extração de minerais.

Ao avaliar a caracterização conforme o Decreto-Lei 10/2010 realizada sobre a amostra, a sua origem e os códigos da mencionada lista LER (Decisão da Comissão 2014/955/UE), propõe-se a seguinte classificação da amostra:

- 01 01 01 Resíduos da extração de minerais metálicos

13.1.5.7 Conclusões

O presente relatório tem como objetivo o desenvolvimento de um estudo de caracterização segundo os critérios incluídos no Decreto-Lei 10/2010 de 5 amostras de estéreis de mina provenientes do projeto Mina Argemela, propriedade da empresa NEOMINA MINERIOS ARGEMELA, LDA.

Os resultados dos diferentes conjuntos analíticos que compreendem a caracterização estão apresentados na Tabela 13-42 seguinte:

Características	AS1201	AS1220	AS1237	AS1501	AS1503
Degradabilidade	Conforme	Conforme	Conforme	Conforme	Conforme
S sulfuro (%)/NPR	Não Gerador de Acidez	Não Gerador de Acidez	Não Gerador de Acidez	Não Gerador de Acidez	Não Gerador de Acidez
Inflamabilidade	Não inflamável	Não inflamável	Não inflamável	Não inflamável	Não inflamável
Teor metálico total	Não Conforme para As	Não Conforme para As/Zn	Não Conforme para As	Não Conforme para As	Não Conforme para As
Productos extração	Conforme	Conforme	Conforme	Conforme	Conforme
Carácter	Não Inerte Não Perigoso	Não Inerte Não Perigoso	Não Inerte Não Perigoso	Não Inerte Não Perigoso	Não Inerte Não Perigoso
Código LER	01 01 01 Resíduos da extração de minerais metálicos	01 01 01 Resíduos da extração de minerais metálicos	01 01 01 Resíduos da extração de minerais metálicos	01 01 01 Resíduos da extração de minerais metálicos	01 01 01 Resíduos da extração de minerais metálicos

Tabela 13-42 : Resumo das conclusões da caracterização de resíduos

13.1.6 Expedição

Para a expedição dos diferentes concentrados que serão produzidos na Mina da Argemela, a solução projetada para a expedição é composta dos seguintes passos:

1º - Armazenamento/enchimento em contentores marítimos revestidos a liner, dos diferentes concentrados produzidos;

2º - Com recurso a camião porta-contentores, será realizado diariamente o transporte da produção efetuada no dia anterior, utilizado o trajeto definido no ponto 1.7, desde a portaria do CIM da Mina da Argemela até ao terminal ferroviário do Fundão;

3º - Armazenamento dos contentores no terminal do Fundão, prevendo a realização de um comboio por semana em direção a um dos diferentes portos marítimos portugueses, que poderão ser, o Porto de Setúbal, o Porto de Leixões ou o Porto de Aveiro.

14 ORGANOGRAMA

Na fase de exploração, a Mina da Argemela, prevê a criação de 115 postos trabalhos diretos e 380 postos de trabalhos indiretos.

Dos 115 postos de trabalhos diretos, 48 serão ocupados por técnicos e 67 não técnicos, e que serão distribuídos por vários sectores de atividade da mina, subdivididos em departamentos, sendo eles distribuídos conforme tabela resumo Tabela 14-1.

Departamento	Técnicos	Não Técnicos	Total por departamento
Direção	2	1	3
Dep. Equipamentos / Oficinas	5	12	17
Dep. Desmonte e Transporte	2	37	39
Dep. Britagem e Lavaria	19	5	24
Dep. Manutenção de Instalações	1	5	6
Dep. Topografia e Projeto	2	1	3
Dep. Geologia e Geotecnia	5	4	9
Dep. Administrativo e Aprovisionamentos	4	2	6
Dep. Higiene, Segurança, Ambiente e Qualidade	5		5
Dep. Clínico	3		3
Totais	48	67	115

Tabela 14-1: Resumo dos postos de trabalho diretos

A organização hierárquica dos vários postos de trabalho e respetivos departamentos, são distribuídos conforme se apresenta no organograma seguinte, Figura 14-1: Organograma .

De referir, que o controlo e gestão das áreas de contabilidade e finanças, será garantido em regime de outsourcing (Serviços Partilhados), pelo departamento administrativo e financeiro (DAF) do grupo Almina, conforme se individualiza no mesmo organograma, pelo que os

No Anexo XV, podemos encontrar este organograma em formato de maior dimensão, permitindo uma melhor leitura do mesmo.



15 PLANO DE HIGIENE, SEGURANÇA E SAÚDE (PHSS)

O Plano de Higiene, Segurança e Saúde (PHSS) tem por base o disposto no regime jurídico da segurança e saúde no trabalho a aplicar nas indústrias extrativas por perfuração subterrânea ou a céu aberto, aprovado pelo Decreto-Lei n.º 324/95 de 29 de novembro.

Este documento baseia-se ainda na legislação, em vigor, que regulamenta a promoção e a prevenção da segurança e saúde no trabalho.

Contendo o sector da indústria extrativa elevados riscos profissionais, as linhas mestras estabelecidas neste documento, têm como objetivo "lato" a descrição da gestão da segurança e saúde dos trabalhos existentes no complexo mineiro, conforme a singularidade e especificidade da mesma, de modo a garantir as condições de segurança e saúde exigidas na execução dos trabalhos, nomeadamente:

- Cumprir e fazer cumprir a legislação, normas e procedimentos em vigor no âmbito da segurança e saúde no trabalho;
- Planear todas as atividades laborais de modo a identificar, avaliar e controlar os riscos inerentes às mesmas;
- Dar prioridade às medidas de proteção coletiva em relação às de proteção individual;
- Substituir o que é perigoso pelo que é isento de perigo ou menos perigoso;
- Reconhecer a segurança e saúde no trabalho como parte integrante essencial do sistema organizacional da empresa;
- Reconhecer os direitos e deveres dos trabalhadores, os quais deverão ser envolvidos na implementação das medidas preventivas planeadas;
- Incentivar os trabalhadores a zelarem pela sua própria segurança e pela dos colegas que possam ser afetados pelas suas ações;

- Encorajar os trabalhadores a identificarem e comunicarem todas as situações de perigo que detetem, mesmo que estas não interfiram diretamente com a sua segurança.

A NEOMINA, Minérios Argemela, Lda, ciente das suas responsabilidades sociais e de que algumas das suas atividades laborais possam comportar riscos em termos de segurança e saúde, reúne assim neste PHSS todas as informações e indicações, que se considerem necessárias à redução do risco de acidentes de trabalho durante a respetiva atividade.

O Plano de Higiene, Segurança e Saúde encontra-se no Anexo IX: Plano de segurança e saúde (PSS), apenso a esta memória descritiva.

16 PLANO DE COMUNICAÇÃO (PC)

Com o plano de comunicação (PC), que se anexa à presente memória descritiva, a intenção da Neomina, é comunicar de forma integrada e eficaz com os seus públicos, por forma a melhorar a notoriedade da empresa, obviar a objecções da comunidade local, face à operação da empresa e credibilizar a sua atividade junto da opinião pública geral e dos stakeholders em particular.

A Neomina, irá desenvolver a extração de lítio e de estanho, na concessão C-166 Argemela, que se situa nos concelhos da Covilhã e do Fundão. O Projeto encontra-se ainda em fase de estudo de impacto ambiental, seguindo-se a esta fase, um período de consulta pública, em que o desenvolvimento da atividade estará em avaliação por parte do público.

Pela controvérsia que a exploração de lítio em Portugal, tem levantado na opinião pública, partidos políticos, organizações de defesa do ambiente e poder público local, a Neomina apresenta um plano de comunicação de permita uma comunicação que assegure transparência, credibilidade e confiança da parte de todos os stakeholders.

No Anexo X: *Plano* de comunicação, apresentamos, o desenvolvimento do Plano de Comunicação que nos propomos implementar.

17 AMBIENTE

A Avaliação de Impacte Ambiental (AIA) é um instrumento preventivo fundamental da política do ambiente e do ordenamento do território, que garante que são estudados e avaliados os potenciais efeitos no ambiente de determinados projetos e que aplica a todos os projetos suscetíveis de provocar impactes significativos no ambiente.

O atual regime jurídico de AIA encontra-se instituído pelo Decreto-Lei n.º 151-B/2013, de 31 de outubro, na sua última redação, que transpõe para a ordem jurídica interna a Diretiva n.º 2011/92/UE, do Parlamento Europeu e do Conselho, de 13 de dezembro de 2011, relativa à avaliação dos efeitos de determinados projetos públicos e privados no ambiente (codificação da Diretiva n.º 85/337/CEE, do Conselho de 27 de junho de 1985).

Este diploma foi alterado pelo Decreto-Lei n.º 47/2014, de 28 de julho, pelo Decreto-Lei n.º 179/2015, de 27 de agosto, pelo Decreto-Lei n.º 37/2017, de 2 de junho, pelo Decreto-Lei n.º 152-B/2017, de 11 de dezembro, que o república, pela Lei n.º 71/2018, de 31 de dezembro, pela Lei n.º 2/2020, de 31 de março, pelo Decreto-Lei n.º 102-D/2020, de 2 de junho e pela Lei n.º 75-B/2020, de 31 de dezembro. O Despacho n.º 883/2021, de 21 de janeiro clarifica o regime jurídico de avaliação de impacte ambiental (AIA), aprovado pelo Decreto-Lei n.º 151-B/2013, de 31 de outubro, na sua atual redação.

O regime jurídico de AIA reflete os compromissos assumidos pelo governo português no quadro da Convenção sobre Avaliação dos Impactes Ambientais num Contexto Transfronteiriço (Convenção de Espoo), aprovada pelo Decreto n.º 59/99, de 17 de dezembro.

A grande alteração, entre outras, efetuadas pelo Decreto-Lei n.º 152-B/2017, de 11 de dezembro, é a consideração dos fatores recentemente integrados no elenco de descritores suscetíveis de avaliação em sede de avaliação de impacte ambiental, nomeadamente as "Alterações climáticas", a "Saúde Humana", e os "Riscos".

A exploração prevista da Mina da Argemela enquadra-se na condição de AIA obrigatória prevista no Anexo I, n.º 18 “Pedreiras e minas a céu aberto numa área superior a 25 ha ...”, e também na condição do Anexo II, n.º 2 alínea e) “Instalações industriais de superfície para extração e tratamento de hulha, petróleo, gás natural, minérios e xistos betuminosos”, com AIA obrigatória se a área de escavação for maior ou igual a 10 ha ou se a capacidade de tratamento for superior a 200 000 t/ano.

Esta avaliação tem como objetivos:

- Avaliar, de forma integrada, os possíveis impactes ambientais significativos, diretos e indiretos, da execução do projeto tendo em vista suportar a decisão sobre a viabilidade ambiental do mesmo;
- Definir medidas para evitar, minimizar ou compensar esses impactes, promovendo decisões ambientalmente sustentáveis;
- Instituir um processo de verificação, a posteriori, da eficácia das medidas adotadas, designadamente, através da monitorização dos efeitos do projeto;
- Garantir a participação pública e a consulta dos interessados na formação de decisões que lhes digam respeito, privilegiando o diálogo e o consenso no desempenho da função administrativa.

Por outro lado, o contrato de concessão da exploração da Mina da Argemela prevê um prazo, após a assinatura, para que o titular da concessão elabore e apresente o respetivo Estudo de Impacte Ambiental (EIA).

Considerando este enquadramento legal e o assumir de um princípio de sustentabilidade que norteia a Neomina e toda a sua atuação, o presente projeto foi pensado, concebido, desenvolvido e revisto de forma que todos os impactes ambientais negativos previsíveis fossem eliminados ou minimizados.

Por outro lado, foram também consideradas todas as medidas de compensação possíveis e adequadas aos já referidos impactes.

No que se refere aos impactes positivos houve, como é desejável, todo um esforço para potenciar a sua maximização.

Este projeto de execução será acompanhado por um Estudo de Impacte Ambiental, realizado por uma equipa técnica multidisciplinar independente, de reconhecida experiência e mérito que trabalhou de forma coordenada com a própria Neomina.

Garante-se assim que, de forma prévia ao licenciamento, o projeto agora apresentado será sujeito à mais rigorosa avaliação ambiental pública existente em Portugal e da qual resultará a aprovação de um projeto relevante para o país, condicionado por um conjunto de medidas de minimização e compensação de impactes ambientais negativos e maximização dos desejados impactes positivos.

18 CRONOGRAMA DOS TRABALHOS

As fases do projeto da Mina da Argemela, que estão previstas são:

1. Fase de estudos;
2. Fase de construção;
3. Fase de exploração;
4. Fase de encerramento.

O cronograma geral do projeto, englobando estas fases pode ser verificado na Figura 18-1.

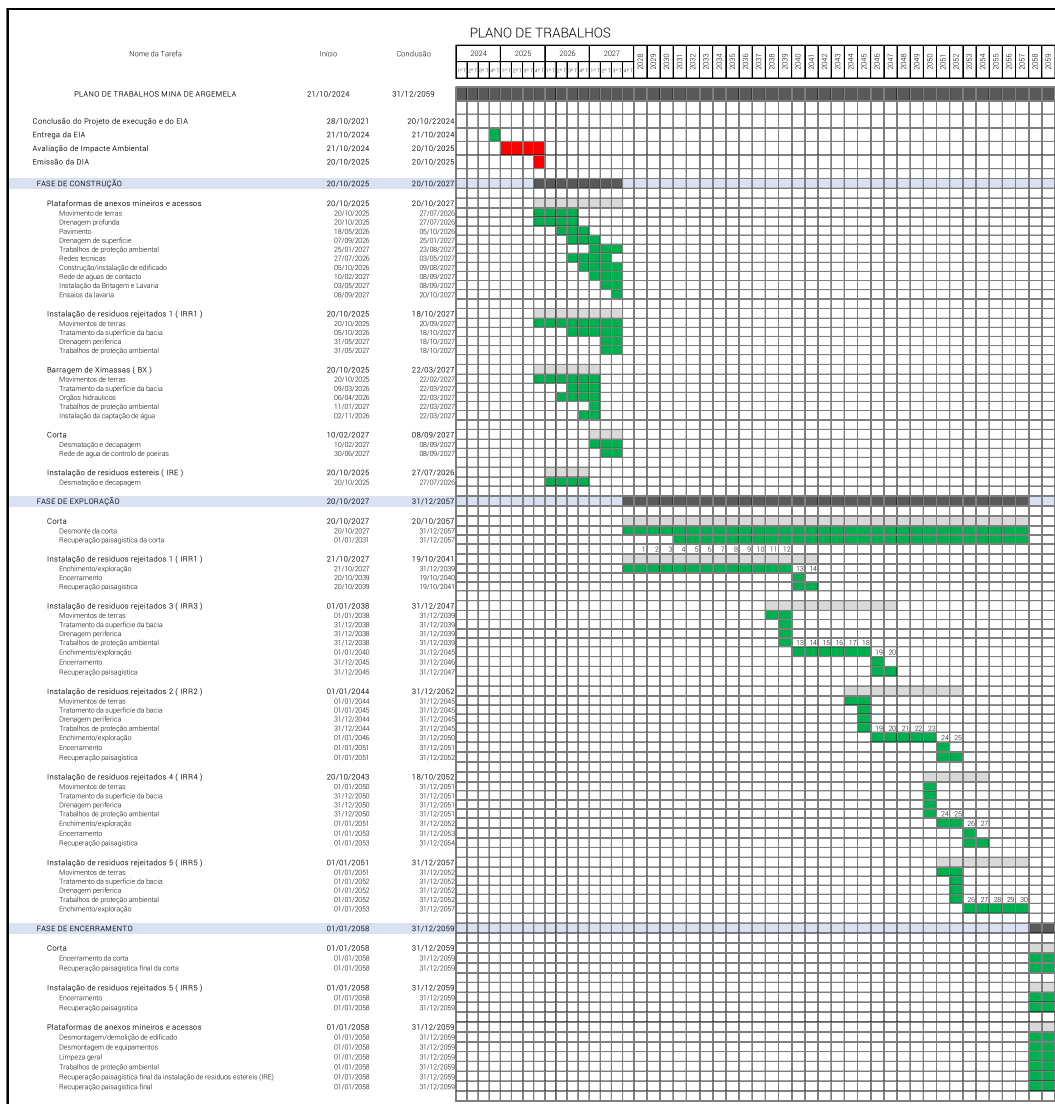


Figura 18-1: Cronograma geral do Projeto de execução da Mina da Arqemela

18.1 Fase de estudos

Esta é a fase em que se encontra o projeto neste momento. Esta fase iniciou-se após a assinatura do contrato de prospeção a 28 de outubro de 2021. Entre os vários estudos que estão a ser elaborados, e que serão elaborados a curto prazo, destaca-se o estudo de impacte ambiental, estudo mineralúrgico e estudo topográfico.

O estudo de impacte ambiental avalia a viabilidade ambiental do projeto que culmina na emissão da Declaração de Impacte Ambiental (DIA).

Este estudo é de especial relevância, uma vez que a próxima fase do projeto está condicionada à emissão da DIA.

Estima-se que esta fase decorra até ao final de setembro de 2024. Durante a fase seguinte, é natural que alguns estudos adicionais sejam efetuados, mas sem impactar o início dos trabalhos de desenvolvimento da fase de construção.

18.2 Fase de construção

Nesta fase, serão desenvolvidas as infraestruturas de apoio, nomeadamente instalações administrativas, instalações sociais, instalações de processamento de minério e instalações de resíduos rejeitados, barragem de Ximassas e outras, necessárias à iniciação da exploração.

Ainda nesta fase serão desenvolvidos acessos à área da corta e acessos entre as diferentes áreas do projeto.

Estima-se que esta fase dure cerca de dois anos (2 anos) após a emissão da DIA, conforme descrito no plano dos trabalhos.

18.3 Fase de exploração

Esta é a fase que se dará início à extração de minério da Mina da Argemela.

Numa fase inicial, o ritmo de produção será consideravelmente inferior ao previsto na fase de produção plena. Este baixo ritmo de produção, deve-se ao facto da baixa disponibilidade de acesso a bancadas. Estima-se que esta fase de exploração inicial, demore um período de meio ano até se iniciar a exploração com o ritmo pleno de produção.

Estima-se que se inicie a extração de minério com o ritmo de produção plena após a fase de exploração inicial. Este ritmo será possível devido à disponibilidade de bancadas em número suficiente para tal. Prevê-se que a mina opere nesta fase de exploração em pleno durante 30 anos.

Durante esta fase decorrerá ainda a construção das instalações de resíduos rejeitados (IRR2, IRR3, IRR4 e IRR5), na exata medida que estas sejam necessárias, bem como o encerramento das que atingiram o seu período de vida útil, de acordo com o planeamento de construção das IRR's previsto, descrito em subcapítulo 7.5.

18.4 Fase de Encerramento

No final da exploração, e à medida que se finalizar a lavra, para a recuperação paisagística da mina, será necessário proceder a processos de desativação de infraestruturas, equipamentos e de equipas de trabalho.

Prevê-se que esta fase decorra ao longo de cerca de 2 anos. Esta fase irá garantir a reposição, o mais aproximado possível do estado inicial do projeto.

As diferentes plataformas das infraestruturas de operação, sociais e administrativas, após a desmobilização destas, serão protegidas com cortina arbórea no seu perímetro devidamente enquadradas com a envolvente e poderão ser utilizadas para diversos fins pelas autarquias locais, associações e população em geral, assumindo assim uma “nova vida” com utilidade para uso comum.

Estas plataformas ficam servidas pelos acessos construídos durante a exploração e dotadas das respetivas infraestruturas básicas, podendo servir, em última estância, as populações em diversas vertentes, como por exemplo: parques de lazer e recreio, parques desportivos, parques para eventos festivos e musicais, parques de estacionamento para visitantes/utentes e até instalação de parques fotovoltaicos para produção de energia.

19 DADOS TÉCNICO-ECONÓMICOS

Para a construção do modelo financeiro de avaliação da viabilidade do projeto da Mina da Argemela, utilizaram-se os seguintes parâmetros:

1. Plano de produção para a vida mina;
2. Assunções dos parâmetros técnicos e económicos.

O modelo financeiro desenvolvido tem como objetivo calcular o valor atualizado líquido (VAL), ou seja, o valor presente de um projeto. O VAL é calculado a partir dos fluxos de caixa envolvidos no projeto. Note-se que, neste modelo financeiro, todos os parâmetros económicos foram calculados antes de impostos.

19.1 Plano de Produção Vida Mina

Dispondo do desenho conceptual da infraestrutura a céu aberto da mina da Argemela foi desenvolvido o desenho dos desmontes baseado no modelo de blocos existente. Os critérios utilizados para efetuar o desenho dos desmontes foram:

- Desenho de bancadas de 8x10 m
- Assumindo três tipos de material:
 - Polígonos de Minério MS de estanho e lítio (Sn/Li) com teores de Estanho acima de 0.05%Sn e teor em Lítio acima de 0.1%Li, de forma a individualizar as zonas com filões de quartzo (zonas com Montebrasite e Cassiterite);

- Polígonos de Minério de ML de Lítio (Li) com teor de Estanho abaixo de 0.05%Sn e teor Lítio acima de 0.1%Li de forma a individualizar o xisto encaixante com mineralização de Lítio (zonas com Elbaite);
- Polígonos de Estéril com teor em Estanho abaixo de 0.05%Sn e teor em Lítio abaixo de 0.1%Li, de forma a modelizar o xisto que não contém teores significativos de Lítio e de Estanho;
- Planeamento de produção de 2,5Mt/ano.

Após o desenho de todos os desmontes, foi definida a sequência de exploração da mina, considerando a sua localização relativa, e tendo em conta a característica específica de cada desmonte.

Com estas atividades finalizadas, e após várias otimizações, o plano de produção conceptual foi determinado e é apresentado na Tabela 19-1: Plano de produção conceptual

[illegible]

Tabela 19-1: Plano de produção conceptual

O resumo do inventário mineiro pode ser consultado nas tabelas seguintes.

IVENTÁRIO MINEIRO															
BANÇADA	MS - Minério de Estanho e Lítio			ML - Minério de Lítio			TOTAL MINÉRIO			Escombro			Total corta Argemela		
	Ton	ppm Sn	ppm Li	Ton	ppm Sn	ppm Li	Ton	ppm Sn	ppm Li	Ton	ppm Sn	ppm Li	Ton	ppm Sn	ppm Li
410	33 073	1 144	1 809	5 822	480	1 868	38 896	1 045	1 818	0	0	0	38 896	1 045	1 818
420	66 999	1 413	1 649	46 395	410	1 510	112 395	999	1 591	0	0	0	112 395	999	1 591
430	87 331	1 357	1 656	107 645	420	1 522	194 977	840	1 582	0	0	0	194 977	840	1 582
440	190 331	1 119	1 900	297 821	299	1 960	488 152	619	1 875	11 109	225	836	499 261	610	1 852
450	435 885	1 306	1 973	487 859	288	1 830	923 744	768	1 898	29 691	242	928	953 435	752	1 868
460	298 472	1 146	1 971	794 307	313	1 607	1 092 869	540	1 707	41 041	269	881	1 133 910	531	1 677
470	399 606	1 157	1 916	826 994	314	1 587	1 226 600	589	1 694	28 779	263	974	1 255 379	581	1 678
480	597 448	1 126	1 845	1 174 036	315	1 594	1 771 484	588	1 679	67 560	328	914	1 839 044	579	1 651
490	594 609	1 157	1 934	1 256 827	369	1 622	1 851 436	622	1 722	131 419	270	947	1 982 854	599	1 671
500	625 172	1 201	1 985	1 427 774	305	1 583	2 052 946	578	1 705	97 918	214	894	2 150 864	561	1 668
510	660 824	1 202	1 989	1 408 710	379	1 588	2 069 534	642	1 716	294 705	301	918	2 364 239	599	1 617
520	715 359	1 185	1 931	1 605 474	267	1 574	2 320 833	550	1 684	294 705	301	918	2 615 539	522	1 598
530	788 800	1 152	1 966	1 327 803	367	1 629	2 116 603	660	1 755	670 243	263	883	2 786 846	564	1 545
540	749 285	1 214	2 010	1 276 138	327	1 624	2 025 423	655	1 767	681 750	267	898	2 707 173	557	1 548
550	696 451	1 254	2 031	1 420 975	322	1 591	2 117 426	629	1 736	586 616	259	835	2 704 042	549	1 541
560	646 467	1 254	2 082	1 422 704	264	1 627	2 069 171	574	1 769	486 751	276	840	2 555 922	517	1 592
570	609 242	1 183	2 088	1 365 757	287	1 607	1 974 999	563	1 755	442 170	263	799	2 417 169	508	1 580
580	511 080	1 203	2 092	1 117 382	258	1 625	1 628 462	555	1 771	685 570	239	872	2 314 032	461	1 505
590	428 765	1 153	2 053	1 112 097	382	1 539	1 540 862	596	1 682	559 780	250	864	2 100 642	504	1 464
600	366 790	1 139	2 074	964 655	449	1 477	1 331 445	639	1 642	691 699	261	829	2 023 144	510	1 364
610	311 666	1 155	2 068	718 416	226	1 430	1 030 082	507	1 623	658 069	258	785	1 688 151	410	1 296
620	242 110	1 098	2 037	554 726	167	1 357	796 836	443	1 563	598 744	202	844	1 395 580	339	1 255
630	141 976	990	1 850	428 390	248	1 492	570 366	432	1 583	474 213	141	771	1 044 579	300	1 214
640	64 731	853	2 124	211 583	108	1 174	276 314	282	1 397	424 230	110	749	700 544	178	1 005
650	45 734	839	2 007	128 864	95	1 259	174 598	290	1 455	215 498	107	871	390 096	189	1 133
660	13 024	930	1 905	109 194	19	1 220	122 218	116	1 293	76 777	7	91	198 995	74	829
TOTAL	10 320 231	1 183	1 990	21 598 439	310	1 581	31 918 670	593	1 713	8 249 038	237	840	40 167 708	520	1 534

Tabela 19-2: Inventário Mineiro

Inventário Mineiro - Estudo atual cota 410			
	Totais	ppm Sn	ppm Li
Minério MS	10 320 kt	1 183	1 990
Minério ML	21 598 kt	310	1 581
Escombro	8 249 kt	237	840
Total	40 168 kt	520	1 534

Tabela 19-3: Resumo do Inventário Mineiro

A previsão é de explorar na Mina da Argemela um total de cerca de 32 Mt de minério, com um teor de 0,06% de Sn, 0,16% de Li e 0,33% de Li₂O. O escombro produzido será de aproximadamente 8 Mt, que será utilizado para a construção dos paramentos das Instalações de Resíduos Rejeitados (IRR's), na exata medida da sua extração.

19.2 Parâmetros Técnicos e Económicos

Para o cálculo dos vários aspetos incluídos no modelo financeiro, com o objetivo final de estimar os fluxos de caixa anuais, foram assumidos todos os parâmetros técnicos e económicos necessários. Os valores assumidos no modelo tiveram como critérios principais:

19.2.1 Preço considerado e parâmetros de input para concentrado de estanho

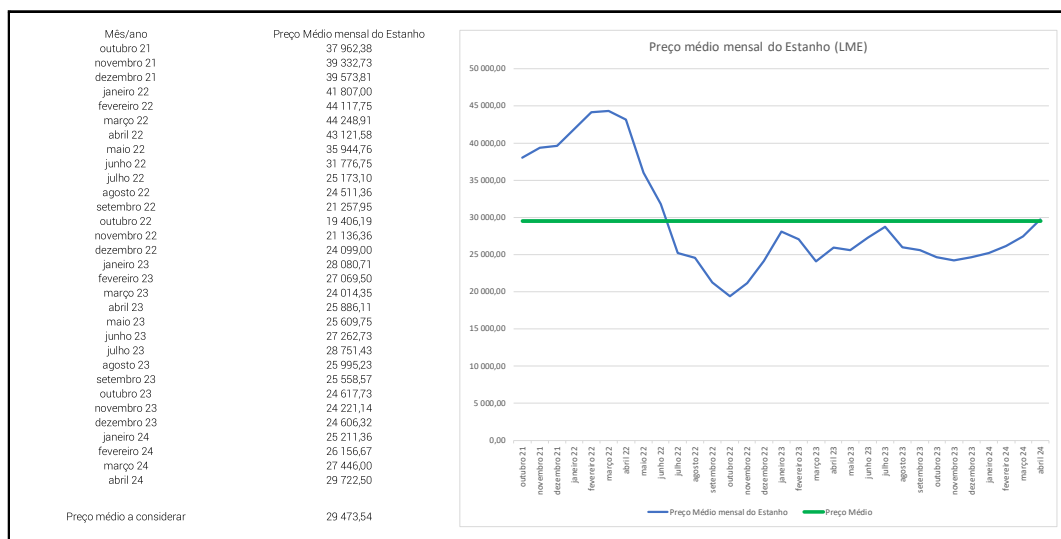


Tabela 19-4: Variação mensal preço Estanho Metal (LME)

Para o estudo económico, fixamos o valor de 29.473,54\$/ton de metal de estanho, resultante da média dos preços médios mensais, desde outubro de 2021 (data da assinatura do contrato) até ao mês de abril de 2024, ocorridos na bolsa LME – London Metal Exchange (<https://www.lme.com/en/Metals/Non-ferrous/LME-Tin#Summary>), durante o período atrás descrito, cumprindo assim o estipulado no ponto 1.1.2 do Anexo I do contrato de concessão c-166 Argemela.

As previsões/projecções dos analistas do mercado e os vários estudos existentes, sobre a evolução da procura/demanda deste recurso, apontam para um aumento significativo do preço do estanho, para os próximos anos, conforme se ilustra no próximo gráfico resumo dessas previsões/projecções, no entanto, e de um modo conservador, optamos por assumir o valor médio das médias mensais dos anos anteriores, entre a assinatura de contrato de exploração e a data de conclusão do estudo económico (out/2021 a abr/2024).

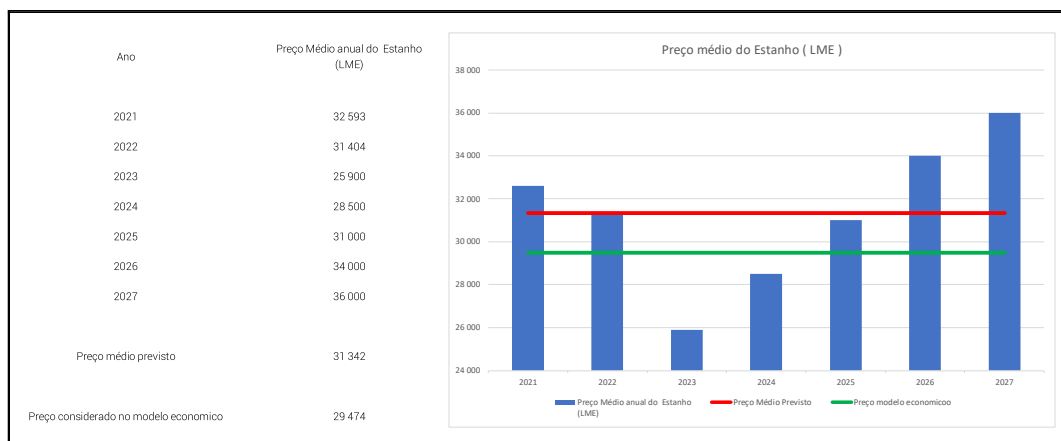


Tabela 19-5: Variação/ projeção anual preço Estanho Metal (LME)

A Neomina ainda não celebrou qualquer contrato de venda do concentrado de estanho.

O "Valor à Boca da Mina" - VBM, conforme descrito no contrato de concessão, é calculado conforme se ilustra na tabela seguinte, sendo que os parâmetros considerados, são a esta data provisórios, devendo os mesmos ser analisados mês a mês, aquando da fase de exploração plena da mina.

Input Parâmetros Estanho		
Preço Sn (LME) \$/tmetal	média a 16/04/2024	29 474 \$/t
Toneldas secas (dmt)		1,00 t
Teor de Sn no concentrado		65,00 %
Dedução de teor		1,50 %
Pagamento \$/t concentrado		18 716 \$
Teor de Humidade do concentrado		1,00 %
Toneladas humidas (wmt)		1,010 t
Transporte Mina / Porto de Leixões TEU 20t (€/ton)		19,03 €/t
Transporte Marítimo para Tailândia TEU 20t (\$/ton)		100,00 \$/t
Transporte (\$/t)		121,58 \$/t
TC - Taxas de tratamento (\$/dry ton)		450,00 \$/dry ton
Penalidades (\$/t)		0,00 \$/t
Amostragem e seguros (\$/t)		20,00 \$/t
Preço líquido concentrado Sn (Valor à Boca da Mina - VBM)		18 124,12 \$/t
Linha Montebrasite		
Recuperação Sn		64,00% %
Teor Concentrado Sn		65,00% %
Teor médio alimentação da lavaria em Sn		0,096 %

Tabela 19-6: Cálculo do Valor à boca da Mina (VBM) para o concentrado de Estanho

19.2.2 Preço considerado e parâmetros de input para concentrado de Montebrasite 6% - Lítio

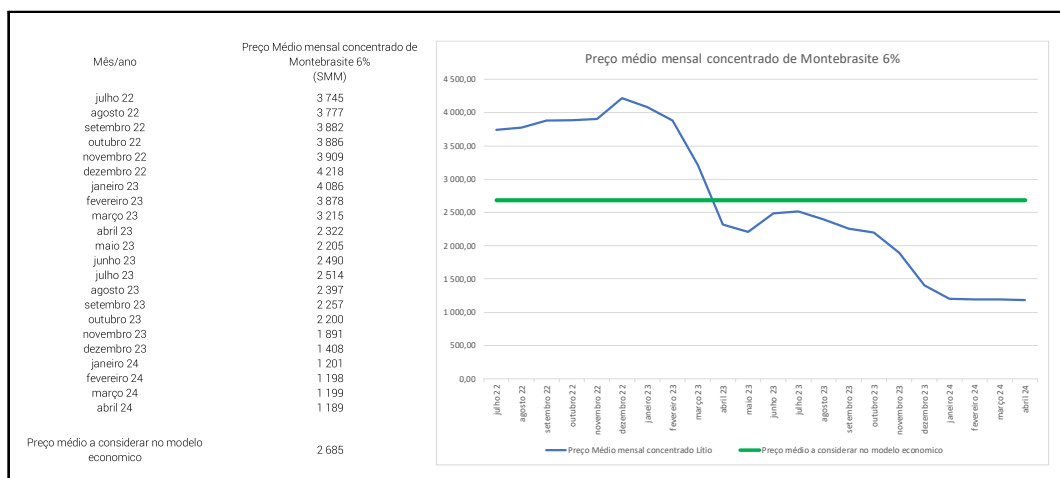


Tabela 19-7: Variação mensal do preço de concentrado de Montebrasite 6% (SMM)

Para o estudo económico, fixamos o valor bruto de 2.685,00\$/ton para o concentrado de Montebrasite com um teor de 6%, resultante da média dos preços médios mensais, desde julho de 2022 até ao mês de abril de 2024, ocorridos na bolsa SMM – Shanghai Metals Market (<https://www.metal.com/search?keyword=montebrasite&type=price>), durante o período atrás descrito, cumprindo assim o estipulado no ponto 1.1.2 do Anexo I do contrato de concessão c-166 Argemela

As previsões/projecções dos analistas do mercado e os vários estudos existentes, sobre a evolução da procura/demanda deste recurso, apontam para um aumento significativo do preço do concentrado de Montebrasite com o teor de 6%, para os próximos anos, conforme

se ilustra no próximo gráfico resumo dessas previsões/projeções, no entanto, e de um modo conservador, optamos por assumir o valor médio das médias mensais dos anos anteriores.

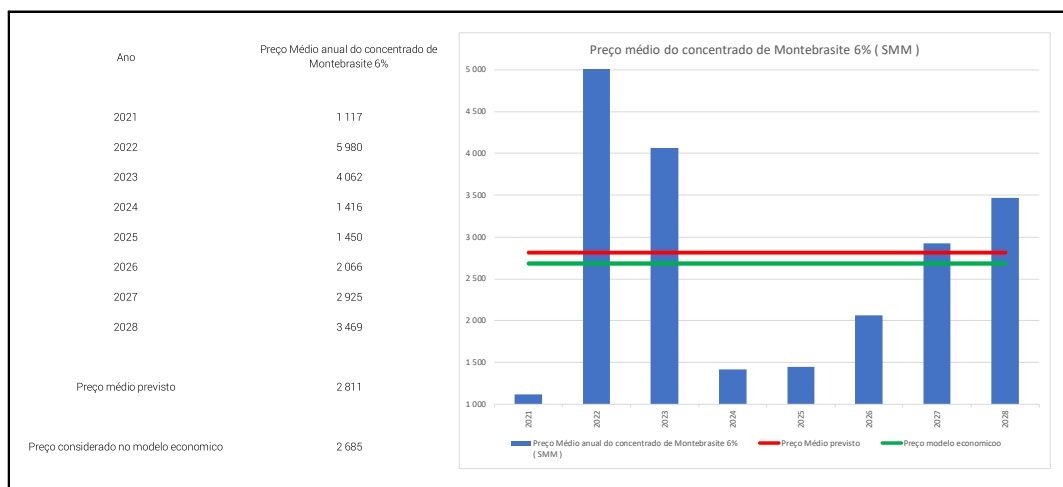


Tabela 19-8: Variação / Projeção anual do preço do concentrado de Montebrasite 6% (SMM)

A Neomina ainda não celebrou qualquer contrato de venda do concentrado de Montebrasite com teor de 6%.

O “Valor à Boca da Mina” - VBM, conforme descrito no contrato de concessão, é calculado conforme se ilustra na tabela seguinte, sendo que os parâmetros considerados, são a esta data provisórios, devendo os mesmos ser analisados mês a mês, aquando da fase de exploração plena da mina.

Input Parâmetros Lítio		
Preço concentrado Li ₂ O 6% a 7% (SMM)	média a 16/04/2024	2 685 \$/t
Toneldas secas (dmt)		1,00 t
Teor de Humidade do concentrado		15,00 %
Toneladas humidas (wmt)		1,176 t
Transporte Mina / Porto de Leixões TEU 20t (€/ton)		19,03 €/t
Transporte Marítimo para MCP (China) TEU 20t (\$/ton)		100,00 \$/t
Transporte (\$/t)		141,60 \$/t
Pagamento (\$)		2 685 \$
TC - Taxas de tratamento (\$/dry ton)		0,00 \$/dry ton
Penalidades (\$/t)		0,00 \$/t
Amostragem e seguros (\$/t)		20,00 \$/t
Preço líquido concentrado Li ₂ O (Valor à Boca da Mina - VBM)		2 523,37 \$/t
Linha Montebrasite		
Recuperação Li ₂ O		62,50% %
Teor concentrado Li ₂ O		6,00% %
Teor médio alimentação da lavaria em Li ₂ O		0,161 %
Relação Li/Li ₂ O		0,465 %

Tabela 19-9: Cálculo do Valor à boca da Mina (VBM) para o concentrado de Montebrasite

19.2.3 Parâmetros da lavaria

Parametros da Lavaria	
Percentagem de finos após britagem secundaria	14,0% %
Eficácia dos sorters	93,0% %
Baridade dos rejeitados da Lavaria	1,7 ton/m3
Baridade de estereis separados nos Sorters	1,9 ton/m3

Tabela 19-10: Parâmetros da Lavaria

19.2.4 Royalties contratuais

Conforme estipulado no nº2 do Anexo I (Encargos de exploração – Valor à boca da mina) do contrato de concessão C-166 Argemela, foram considerados no modelo económico os royalties contratuais conforme se descreve na tabela seguinte:

Royalties contratuais	
% Royalties (ano 1 a ano 5)	3%
% Royalties (ano 6 e posteriores)	4%

Tabela 19-11: Royalties contratuais

19.2.5 Custos operacionais

OPEX	
	TOTAL
Total Mina MS+ML+ESC (t)	40 167 703
Alimentação Britagem (t)	31 918 666
Alimentação Sorters (t)	27 450 053
Alimentação Lavaria (t)	12 722 733
Rejeitados da Lavaria para IRR (t)	12 279 136
Estereis rejeitados pelos Sorters para IRR (t)	19 195 933
Total Opex Mina (k€)	112 871
Custos unitários Opex (€/t minério)	8,87
Custos extração Mina + transporte até Britagem (k€)	112 871
Opex Britagem (k€)	20 619
Opex Sorters (k€)	8 784
Opex Lavaria (k€)	247 712
Opex Deposição Rejeitados da Lavaria (k€)	7 223
Opex deposição Estereis provenientes do Sorters (K€)	9 953
Opex Estrutura (k€)	75 041
Opex Total (k€)	482 204
Custo unitario Opex extração Mina + transporte até Britagem (€/t minério)	8,87
Custo unitario Opex Britagem(€/t minério)	1,62
Custo unitario Opex Sorting (€/t minério)	0,69
Custo unitario Opex Lavaria (€/t minério)	19,47
Custo unitario Opex deposição Rejeitados da Lavaria(€/tminério)	0,57
Custo unitário Opex deposição Estereis provenientes do Sorters (€/tminério)	0,78
Custo unitario Opex Estrutura (€/t minério)	5,90
Total Mina da Argemela (€/t minério)	37,90

Tabela 19-12: OPEX

19.2.6 Custos de Capital

CAPEX	
	TOTAL
Lavaria + IRR's (k€)	91 396
Abastecimento energia elétrica (k€)	8 750
Abastecimento de água industrial (k€)	3 727
Transporte Terras vegetais e raízes para aterro provisório (k€)	1 500
Compra terrenos (k€)	3 000
Equipamento Mineiro (k€)	21 200
Investimento Anual superfície (k€)	10 600
Plataformas + Acessos + edifícios	17 479
Encerramento mina (k€)	6 000
Outros Investimentos Argemela (k€) (5%)	8 183
Total Capex (k€)	171 834

Tabela 19-13: CAPEX

19.2.7 Recuperações previstas na produção de concentrados.

Linha Montebrasite	
Recuperação Sn	64,00% %
Teor Concentrado Sn	65,00% %
Teor médio alimentação da lavaria em Sn	0,096 %
Recuperação Li2O	62,50% %
Teor concentrado Li2O	6,00% %
Teor médio alimentação da lavaria em Li2O	0,161 %

Tabela 19-14: Recuperações e teores de Sn e Li2O

19.3 Conclusões do Modelo Financeiro

Após todos os dados serem inseridos no modelo financeiro, foi obtido um valor atual líquido a uma taxa de desconto de 8% (VAL8%) de 112 927 k€. Como mencionado, este valor de VAL é antes de impostos.

Os dados das receitas referente a cada ano da exploração, dos custos operacionais, dos custos capital e do resultado do fluxo de caixa, pode ser consultado no Anexo XIV: Modelo económico e financeiro.

O resumo dos indicadores económicos do modelo financeiro para todo o período da vida da mina pode ser observado na Tabela 19-15.

Indicadores economicos			
	TOTAL		TOTAL
Minério MS explorado (t)	10 320 230	Custo Operacional Mina (€/t minério)	8,87
Minério ML explorado (t)	21 598 436		
Estéril (t)	8 249 037	Custos Operacionais (k€)	
Tonelagem explorada Mina (t)	40 167 703	Custos extração Mina + transporte até britagem (€/tminério) -> k€	112 871
		Custo Britagem (€/t minério) -> k€	20 619
Minério Alimentação Lavaria (t)	12 722 733	Custo Sorters (€/t minério) -> k€	8 784
Teor (%Sn)	0,090	Custo Lavaria Sn / Li (€/tminério) -> k€	247 712
(%Li)	0,15	Custo deposição Rejeitados da lavaria (€/tminério) -> k€	7 223
(%Li2O)	0,33	Custo deposição Estereis provenientes do sorters (€/tminério) ->k€	9 953
		G&A - Estrutura (k€/ano) ->k€	75 041
Produção de concentrado de sn		Custos operacionais Totais (k€)	482 204
T Sn in concs (t)	7 345	Custos Operacionais por tonelada de minério a tratar (€/t)	37,90
% Sn in concs (%)	0		
Concs (dry t)	11 301	Margem Operacional (k€)	728 690
Receita Bruta concentrado Sn (\$/t)	211 498 334	% Margem Operacional / Receita Liquida	60%
Custos de expedição e tratamento de Sn		Custos Capital (k€)	
Transporte Mina / Tailandia (\$/ton)	1 373 901	Lavaria + IRR's (k€)	91 396
TC - Taxas de tratamento (\$/dry ton)	5 085 263	Abastecimento energia elétrica (k€)	8 750
Penalidades (\$/t)	0	Abastecimento de água industrial (k€)	3 727
Amostragem e seguros (\$/t)	226 012	Transporte Terras vegetais e raízes para aterro provisorio (k€)	1 500
Receita Liquida Sn (Valor à Boca da Mina - VBM) (\$)	204 813 157	Compra terrenos (k€)	3 000
		Equipamento Mineiro (k€)	21 200
Linha de Montebasite (Li2O)		Investimento Anual superficie (k€)	10 600
Li2O in concs (t)	25 938	Plataformas + Acessos + edificios	17 479
%Li2O in concs (%)	6%	Encerramento mina (k€)	6 000
Concs (dry t)	432 296	Outros Investimentos Argemela (k€) (5%)	8 183
Receita Bruta concentrado Li2O (\$/t)	1 160 703 722	Total Capex (k€)	171 834
Custos de expedição e tratamento		% Royalties sobre as receitas	3,8%
Transporte Mina / China (\$/ton)	61 214 203	Royalties (k€)	46 457
TC - Taxas de tratamento (\$/dry ton)	0		
Penalidades (\$/t)	0	Cash Flow (k€)	510 399
Amostragem e seguros (\$/t)	8 645 923		
Receita Liquida Li2O (Valor à Boca da Mina - VBM) (\$)	1 090 843 596		
Receita Liquida Sn (Valor à Boca da Mina - VBM) (k€)	191 414		
Receita Liquida Li2O Montebasite (Valor à Boca da Mina - VBM) (k€)	1 019 480		
Receita liquida total (Valor à boca da Mina - VBM) (k€)	1 210 894		
Ore Value (€/t)	95,2		

Tabela 19-15: Indicadores económicos

Os fluxos de caixa anualizados foram utilizados para o cálculo do VAL com a taxa de desconto de 8%. Tabela 19-16 podem ser analisados os indicadores económicos do Projeto da Mina da Argemela.

Output		
VAL (k€)	8%	112 927 k€
TIR (%)		19% %
Período de retorno		7 anos
Cash-Flow acumul. (k€)		510 399 k€

Tabela 19-16: Output

A confirmação da viabilidade económica do projeto está refletiva no valor positivo do VAL, sendo este VAL calculado antes de impostos, esta viabilidade terá de ser confirmada após a determinação do valor desses impostos.

Na tabela seguinte, apresenta-se o resumo dos grandes números do projeto da mina de Argemela:

Resumo grandes números			
Open-Pit	Valor considerado		Valor considerado
Tonelagem MS (t)	10 320 230	Preço Estanho (LME) \$/t metal	29 474
Tonelagem ML (t)	21 598 436	Preço Líquido Sn (Valor à Boca da Mina - VBM) \$/t conc	18 124
Tonelagem mina (t)	31 918 666	Preço Li2O Montebrasite (SMM) \$/t conc.	2 685
Tonelagem de Escombros (t)	8 249 037	Preço líquido com Li2O (Valor à Boca da Mina - VBM) \$/t conc	2 523
Tonelagem total do Pit (t)	40 167 703	\$USD/€	0,93
		Receita Líquida Estanho VBM (k€)	191 414
Triagem MS / ML -> Lavaria		Receita Líquida Li2O VBM (k€)	1 019 480
Alimentação Britagem MS (t)	10 320 230	Receita Líquida Total projeto VBM (k€)	1 210 894
Alimentação Britagem ML (t)	21 598 436		
Finos da crivagem MS (t) < 10mm (t)	1 444 832	Royalties (k€)	46 457
Finos da crivagem ML (t) < 10mm (t)	3 023 781		
MS (t) > 10mm (t)	8 254 120	Anos pré produção	2
ML (t) > 10mm - Esteril Rejeitado +reje efíc Sorters (t)	19 195 933	Anos produção plena	30
		Anos encerramento	2
Lavaria		Anos Vida projeto	34
Alimentação minério MS+ML < 10mm (t)	4 468 613		
Alimentação minério MS > 10mm via sorters (t)	8 254 120	Custos Operacionais Totais (k€)	482 204
Total Alimentação de minério Lavaria (t)	12 722 733	Custo operacional / t (€/t)	37,9
Teor (%Sn)	0,10	Custos Capital pré-produção (k€)	95 896
(%Li)	0,16	Custos de Capital Totais (k€)	171 834
(%Li2O)	0,33		
		Transporte Mina / destino final (k€)	58 494
Tratamento anual médio Lavaria (t)	424 091	TC - Taxas de tratamento (k€)	4 753
		Penalidades (k€)	0
Concentrado Estanho (t)	11 301	Amostragem e seguros (k€)	8 292
Teor Concentrado Sn (%)	65,00%		
Recuperação Sn	64,00%	Cash-Flow acumulado antes impostos (k€)	510 399
Estanho produzido (t)	7 345	VAL 8% antes impostos (k€)	112 927
		TIR antes impostos	19,5%
Concentrado Montebrasite Li2O (t)	432 296	Payback antes impostos (anos)	7
Teor concentrado Montebrasite Li2O (%)	6,00%		
Recuperação LiO2 Linha Montebrasite	62,50%	Rejeitados da lavaria para IRR (t)	12 279 136
Li2O produzido linha Montebrasite (t)	25 938	Esteréis rejeitados para IRR (t)	19 195 933
Total Concentrado produzido (t)	443 597	Rejeitados da lavaria para IRR (m3)	7 223 021
		Esteréis rejeitados para IRR (m3)	9 953 447
		Rejeitados totais para IRR (m3)	17 176 468

Tabela 19-17: Resumos dos grandes números do projeto

Anexos

Anexo I: Plataformas e acessos

Anexo II: Instalação de resíduos rejeitados

Anexo III: Barragem de Ximassas, captação e conduta elevatória

Anexo IV: Passagem inferior na EM514-1

Anexo V: Edifícios

Anexo VI: Lavaria

Anexo VII: Plano ambiental de recuperação paisagística (PARP)

Anexo VIII: Plano de gestão de resíduos (PGR)

Anexo IX: Plano de segurança e saúde (PSS)

Anexo X: Plano de comunicação (PC)

Anexo XI: Caracterização geológico/estrutural e geotecnia do maciço

Anexo XII: Modelo de blocos

Anexo XIII: Processos mineralúrgicos

Anexo XIV: Modelo económico e financeiro

Anexo XV: Organograma

Anexo XVI: Cronograma de trabalhos

Anexo XVII: Rede Elétrica

Anexo XVIII: Caracterização mineralógica e geoquímica mineral