

Mestrado em Engenharia de Minas e Geoambiente

***Estudo da Flutuação de Minérios de
Sulfuretos Maciços - Aljustrel***

Dissertação de Mestrado

de

Rui Jorge Coelho de Sousa

Desenvolvido no âmbito da unidade curricular Dissertação na:

Almina - Minas do Alentejo, SA.



Orientadores:

Eng.º Carlos Alberto Setas Pires

Professor Doutor Mário Rui Machado Leite

Professora Doutora Aurora Magalhães Futuro Silva



Universidade do Porto
Faculdade de Engenharia
FEUP

Departamento de Engenharia de Minas e Geoambiente

Julho 2014

Agradecimentos

Em primeiro lugar, agradecer às pessoas que me deram a possibilidade de completar uma etapa tão importante da minha vida. Aos meus **Pais**, um Obrigado sem fim por todo o esforço feito para que tivesse a oportunidade de chegar aqui. É por vocês, e para que sintam que o vosso esforço não é em vão, que acordo todos os dias com vontade de alcançar algo mais.

Ao meu **Avô**, um agradecimento especial, por ir buscar forças para me acompanhar nesta fase final do meu percurso académico. Nunca vou deixar de acreditar que me poderás acompanhar em muitos mais!

Aos meus orientadores, Prof. Machado Leite e Prof. Aurora Futuro, pela forma brilhante como partilham conhecimento e por todo o apoio que me deram no desenvolvimento da tese. Foram essenciais para o meu sucesso e na paixão que adquiri por esta área.

À Almina, por ter permitido o desenvolvimento da dissertação em ambiente empresarial.

Ao Engº Joseph e D. Jacinta, pela ajuda essencial na obtenção do estágio.

Ao Engº. Setas Pires e à Engª. Cláudia Ferreira, por toda a orientação, apoio e conhecimento partilhado durante o estágio na Lavaria de Aljustrel. Foi um prazer trabalhar convosco.

Aos meus amigos e companheiros de curso, Diogo Martins, Vítor Lopes, João Albano e Anastácio Moniz. Um especial, para o Kamba Sabino Coqueia, pelo exemplo de força e determinação! Sem vocês partir pedra nunca seria a mesma coisa!

À cambada das sextas, férias e qualquer outro motivo, Satas, Paulucho e Vó, obrigado por todos estes anos de amizade e horas de descompressão!

À Joana, João, Sílvia, Melinda e Carlos, por toda a ajuda e por terem partilhado o vosso conhecimento e experiência comigo. Ao Miguel (das barras) Moreira, Nelson Araújo e restantes moradores do Malpique pela companhia e ajuda durante a estadia em terras alentejanas.

A todos os professores do Departamento de Minas da Faculdade de Engenharia.

À minha segunda família, Maria José e João Luís por todo o apoio e carinho. Ao João Pedro, pelo exemplo de dedicação que representa para mim.

Por fim, a **Ti**, que foste fundamental na recuperação, na estabilidade e no suporte durante todos estes anos! Fragmentas problemas, deprimas preocupações, ativas alegria, flutuas felicidade, trazes a seletividade que necessito para ser feliz! Concedeste teor à minha vida! Obrigado por TUDO.

Que a força vos acompanhe sempre!

Resumo

Este projeto foi desenvolvido na Lavaria de Aljustrel, tendo como objetivo principal o estudo do processo de flutuação do minério de sulfuretos complexos de cobre, chumbo e zinco. Trata-se de um tipo de minério extremamente complexo no que diz respeito à sua composição e ao seu tratamento.

Deste modo, foram realizados ensaios laboratoriais de flutuação, que permitiram obter maior conhecimento acerca da adição de reagentes no processo. Foram realizadas simulações dos estágios de desengrosso, desengrosso do produto da remoagem e primeiro apuramento, concluindo qual a dosagem ideal de depressor e coletor, assim como o grau de moagem mais adequado para a fase de desengrosso. No caso do DPR (desengrosso do produto da remoagem) foi possível verificar que a utilização de coletor otimiza os resultados e que a remoagem deve ter uma duração reduzida. Por fim, concluiu-se que o 1º apuramento tem de ser antecedido pela fase de DPR, não sendo adequado efetuá-lo após o desengrosso.

Foi ainda efetuada uma análise de libertação mineral com um dos ensaios que simularam a fase de desengrosso, tendo sido possível justificar que o teor não é superior devido à existência de muita pirite liberta no concentrado e que as perdas estão relacionadas essencialmente com a existência de mistos pobres. Foi proposta uma solução para aumentar a seletividade do processo, tentando reduzir a pirite e a blenda liberta no concentrado, através do uso de mais espumante, verificando-se o sucesso da tentativa.

Alguns ensaios de desengrosso foram alvo de estudo cinético, com o propósito de analisar a variação da recuperação no tempo, obtendo mais argumentos para justificar as escolhas tomadas durante o estudo. O projeto foi finalizado com a obtenção de um modelo fenomenológico do estágio de desengrosso, permitindo efetuar simulações teóricas do processo.

O estudo realizado permitiu verificar que este tipo de minério necessita de reduções granulométricas elevadas para atingir o grau de libertação ótimo, obrigando a executar flutuações com granulometrias muito finas, que podem comprometer a eficiência do processo. Foi possível ainda concluir que será necessário efetuar um estudo intenso acerca da seletividade do processo, uma vez que se observaram elevadas quantidades de pirite e blenda libertas no concentrado do desengrosso.

Palavras-Chave: Flutuação em espumas, Reagentes de flutuação, Análise de libertação mineral, Cinética de flutuação, Modelação fenomenológica.

Abstract

This project was developed at Aljustrel mine, with the main purpose of study the Copper, Zinc and Lead complex sulphide ore. This is a very complex ore in what concerns to its composition and its processing.

Furthermore, flotation laboratory tests were performed to obtain more knowledge about the influence of adding different reagents in the concentration process. So, simulations of the rougher stage, rougher stage after re-grinding and the first cleaning were performed to get the ideal quantity of collector and depressor, and the better gridding grade. For the DPR stage was proved that the use of collector improve the results of the process, like low re-gridding duration. Finally it was concluded that the DPR stage is necessary before the first cleaning.

Afterwards, a mineral liberation analysis was developed with one of the rougher stage assays. This allowed concluding that the value of grade is due to the existence of a high quantity of liberated pyrite in concentrate, and the losses are due to the presence of poor mixed particles. After that, a solution to reduce the presence of freedom particles of pyrite and spharellite was presented and tested. So, the addiction of more frother in the rougher stage improved the selectivity of the process.

Some of the rougher stage tests were analyzed with a kinetics study, to observe the variation of the recovery value in the time and to obtain more information to justify the options that were taken along the project. Finally, a phenomenological model that allows the development of some theoretical simulations of the rougher stage was performed.

The analyzed ore have an optimal liberation grade at small particles size, so the flotation process is done with a lot of small particles, which can reduce its efficiency. To have better results for the process of this ore, an intense study of the selectivity of the process is mandatory, because during the mineral liberation analyze was observed a lot of free pyrite and spharellite in the concentrate of the rougher stage.

Keywords: Froth flotation, Flotation reagents, Mineral liberation analysis, Flotation kinetics, Phenomenological modeling.

Declaração

Declaro, sob compromisso de honra, que este trabalho é original e que todas as contribuições não originais foram devidamente referenciadas com identificação da fonte.

Porto, _____ de 2014

(Rui Jorge Coelho de Sousa)

Índice

1	Introdução.....	1
1.1	Enquadramento e Apresentação do Projeto	1
1.2	Apresentação da Empresa	2
1.3	Contributos do Trabalho.....	3
1.4	Organização da Tese	3
2	Contexto e estado de arte	5
2.1	Introdução à flutuação	5
2.2	Efeito molhabilidade das partículas	9
2.3	Meio de separação	10
2.4	Operação de flutuação por espumas	13
2.5	Reagentes	15
2.6	Cinética de flutuação.....	17
2.7	Modelação fenomenológica	22
3	Geologia de Aljustrel.....	25
4	Descrição do minério a estudar	27
4.1	Minério de sulfuretos complexos	27
4.2	Análise mineralógica do minério	29
4.3	Análise granulométrica	33
5	Descrição da Lavaria de Aljustrel.....	35
5.1	Circuito de tratamento do cobre.....	35
5.2	Circuito de tratamento do zinco	37
6	Metodologia de análise do processo de concentração	39
6.1	Planeamento dos Ensaios	39
6.2	Reagentes utilizados	47
7	Resultados obtidos - Fase de Desengrosso	51
7.1	Estudo da Fase de Desengrosso	51
7.2	Resultados do estudo da libertação do minério.....	51

7.3	Resultados do estudo da utilização de depressores	56
7.3.1	Utilização da cal como depressor	56
7.3.2	Utilização de MBS como depressor	58
7.3.3	Utilização de cal ou MBS como depressor	60
7.4	Resultados do estudo da utilização de coletores	62
7.5	Conclusão sobre a fase de desengrosso.....	65
8	Resultados obtidos - Fase de DPR.....	67
8.1	Estudo da Fase de DPR.....	67
8.2	Resultados do estudo da libertação do minério - remoagem	68
8.3	Resultados do estudo da utilização de coletor	71
8.4	Conclusão sobre a fase DPR	75
9	Resultados obtidos - Fase 1º Apuramento.....	77
9.1	Estudo da Fase 1º Apuramento.....	77
9.2	Resultados do estudo do 1º Apuramento	78
9.3	Conclusão sobre a fase Apuramento	81
10	Estudo de Libertação.....	83
10.1	Objetivo do estudo	83
10.2	Metodologia	83
10.3	Resultados do estudo da libertação	85
10.4	Cálculos	91
10.5	Conclusão do estudo de libertação	92
11	Análise da seletividade do processo.....	95
11.1	Objetivo da análise da seletividade	95
11.2	Resultado do estudo da seletividade	95
11.3	Conclusão sobre o estudo de seletividade	97
12	Estudo da cinética de flutuação.....	99
12.1	Objetivo do estudo cinético da flutuação	99
12.2	Estudo da cinética de flutuação.....	99

12.2.1	Modelo cinético dos ensaios de moagem	101
12.2.2	Modelo cinético dos ensaios de depressores	103
12.2.3	Modelo cinético dos ensaios de coletores	105
12.2.4	Modelo cinético dos ensaios de espumante	107
12.3	Conclusão do estudo cinético.....	109
13	Modelação fenomenológica	111
13.1	Significado e importância da adoção de um Modelo Fenomenológico	111
13.2	Obtenção do modelo de flutuação	112
13.3	Análise das Curvas de Partição	116
13.4	Conclusão sobre a modelação fenomenológica.....	117
14	Conclusões	121
14.1	Objetivos realizados.....	121
14.2	Limitações e trabalho futuro	121
14.3	Apreciação final	123
	Referências	125
	Apêndice A - Resultados dos ensaios de flutuação	127
	Apêndice B - Contagem de Pontos.....	139
	Apêndice C - Ajuste do Modelo.....	141

Lista de Figuras

<i>Figura 1 - Componentes de um sistema de flutuação.....</i>	<i>7</i>
<i>Figura 2 - Representação de uma célula de flutuação.....</i>	<i>8</i>
<i>Figura 3 - Adesão das partículas minerais (castanho) às bolhas (azul).</i>	<i>8</i>
<i>Figura 4 - Representação do processo de adesão das partículas.....</i>	<i>9</i>
<i>Figura 5 - Representação esquemática da dupla camada elétrica.</i>	<i>12</i>
<i>Figura 6 - Diagrama do processo global de concentração por flutuação</i>	<i>15</i>
<i>Figura 7 - Mapa geológico da região de Aljustrel, adaptado de Andrade e Schermerhorn (1971).....</i>	<i>26</i>
<i>Figura 8 - Constituição mineralógica do minério</i>	<i>31</i>
<i>Figura 9 - Curvas teóricas de teor versus recuperação</i>	<i>32</i>
<i>Figura 10 - Análise granulométrica do minério</i>	<i>33</i>
<i>Figura 11 - Diagrama da Lavaria de Aljustrel</i>	<i>38</i>
<i>Figura 12- Moinho de barras.....</i>	<i>40</i>
<i>Figura 13 - Célula de flutuação e impulsor</i>	<i>40</i>
<i>Figura 14 - Medidor de pH</i>	<i>40</i>
<i>Figura 15 - Filtro de buchner</i>	<i>40</i>
<i>Figura 16- Representação da fase de desengrosso.....</i>	<i>51</i>
<i>Figura 17 - Relação entre recuperação e teor de cobre - tempo de moagem</i>	<i>52</i>
<i>Figura 18 - Seletividade Cu/Fe - tempo de moagem.....</i>	<i>52</i>
<i>Figura 19 - Seletividade Cu/Pb - tempo de moagem.....</i>	<i>52</i>
<i>Figura 20 - Seletividade Cu/Zn - tempo de moagem.....</i>	<i>52</i>
<i>Figura 21 - Representação de mayer - tempo de moagem</i>	<i>52</i>
<i>Figura 22 - Análise granulométrica da moagem</i>	<i>55</i>
<i>Figura 23 - Relação entre recuperação e teor de cobre - depressor (CAL)</i>	<i>56</i>
<i>Figura 24 - Seletividade Cu/Fe - depressor (CAL)</i>	<i>56</i>
<i>Figura 25 - Seletividade Cu/Pb - depressor (CAL)</i>	<i>56</i>
<i>Figura 26 - Seletividade Cu/Zn - depressor (CAL)</i>	<i>56</i>
<i>Figura 27 - Representação de mayer - depressor (CAL).</i>	<i>57</i>
<i>Figura 28 - Relação entre recuperação e teor de cobre - depressor (MBS)</i>	<i>58</i>

Figura 29 - Seletividade Cu/Fe - depressor (MBS)	58
Figura 30 - Seletividade Cu/Pb - depressor (MBS)	58
Figura 31 - Seletividade Cu/Zn - depressor (MBS)	58
Figura 32 - Representação de mayer - depressor (MBS)	59
Figura 33 - Relação entre recuperação e teor de cobre - depressor	60
Figura 34 - Seletividade Cu/Fe - depressor	60
Figura 35 - Seletividade Cu/Pb - depressor	61
Figura 36 - Seletividade Cu/Zn - depressor	61
Figura 37 - Representação de mayer - desengrosso	61
Figura 38 - Relação entre recuperação e teor de cobre - coletor	62
Figura 39 - Seletividade Cu/Fe - coletor	62
Figura 40 - Seletividade Cu/Pb - coletor	63
Figura 41 - Seletividade Cu/Zn - coletor	63
Figura 42 - Representação de mayer - coletor	63
Figura 43 - Representação da fase de DPR	67
Figura 44 - Análise da recuperação - DPR - tempo de remoagem	68
Figura 45 - Teores do concentrado - DPR - tempo de remoagem	69
Figura 46 - Teores do rejeito - DPR - tempo de remoagem	69
Figura 47 - Análise da duração da remoagem	70
Figura 48 - Análise granulométrica - remoagem I	71
Figura 49 - Análise granulométrica - remoagem II	72
Figura 50 - Análise da recuperação - DPR - coletor	73
Figura 51 - Teores do concentrado - DPR - coletor	74
Figura 52 - Teores do rejeito - DPR - coletor	74
Figura 53 - Razão entre recuperação global e recuperação do desengrosso	75
Figura 54 - Representação do circuito fechado MCM22	77
Figura 55 - Representação do circuito fechado MCM23	78
Figura 56 - Análise da recuperação - Apuramento	78
Figura 57 - Análise dos teores do concentrado final	79
Figura 58 - Representação do circuito fechado MCM22*	80

Figura 59 - Teores do concentrado - MCM22 vs MCM22*.....	80
Figura 60 - Escala das classes de calibre (dir.) e classe de teor (esq.)	84
Figura 61 - Representação do cyclosizer	84
Figura 62 - Histograma dos concentrados das classes de calibre	86
Figura 63 - Histograma dos rejeitos por classe de calibre	88
Figura 64 - Histograma da alimentação por classe de calibre.....	89
Figura 65 - Histograma de teor global.....	90
Figura 66 - Relação entre recuperação e teor de cobre - espumante	95
Figura 67 - Seletividade Cu/Fe - espumante	95
Figura 68 - Seletividade Cu/Pb - espumante	96
Figura 69 - Seletividade Cu/Zn - espumante	96
Figura 70 - Representação de mayer - espumante	96
Figura 71 - Modelo fast & slow - ensaio MCM1.....	100
Figura 72 - Modelo fast & slow - ensaio MCM2.....	100
Figura 73 - Modelo fast & slow - ensaio MCM3.....	100
Figura 74 - Modelo fast & slow - ensaio MCM4.....	100
Figura 75 - Modelo fast & slow - ensaio MCM5.....	100
Figura 76 - Modelo fast & slow - ensaio MCM6.....	100
Figura 77 - Modelo fast & slow - ensaio MCM12	100
Figura 78 - Modelo fast & slow - ensaio MCM13	100
Figura 79 - Modelo fast & slow - ensaio MCM14	101
Figura 80 - Modelo fast & slow - ensaio MCM24	101
Figura 81 - Modelo fast & slow - moagem (Cu)	101
Figura 82 - Modelo fast & slow - moagem (Zn).....	101
Figura 83 - Modelo fast & slow - moagem (Pb)	102
Figura 84 - Modelo fast & slow - moagem (Fe).....	102
Figura 85 - Modelo fast & slow - depressor (Cu).....	103
Figura 86 - Modelo fast & slow - depressor (Zn).....	103
Figura 87 - Modelo fast & slow - depressor (Pb).....	104
Figura 88 - Modelo fast & slow - depressor (Fe).....	104

Figura 89 - Modelo fast & slow - coletor (Cu)	105
Figura 90 - Modelo fast & slow - coletor (Zn)	105
Figura 91 - Modelo fast & slow - coletor (Pb)	106
Figura 92 - Modelo fast & slow - coletor (Fe)	106
Figura 93 - Modelo fast & slow - espumante (Cu)	107
Figura 94 - Modelo fast & slow - espumante (Zn)	107
Figura 95 - Modelo fast & slow - espumante (Pb)	108
Figura 96 - Modelo fast & slow - espumante (Fe)	108
Figura 97 - Histograma conjunto Calibre x Teor da alimentação	112
Figura 98 - Análise da seletividade com base no modelo obtido.	113
Figura 99 - Histograma conjunto Calibre x Teor utilizando dosagem média de coletor	114
Figura 100 - Histograma conjunto Calibre x Teor utilizando dosagem baixa de coletor	115
Figura 101 - Histograma conjunto Calibre x Teor utilizando dosagem elevada de coletor	115
Figura 102 - Curvas de partição dos três ajustes	116
Figura 103 - Função probabilidade de colisão dos três ajustes	117
Figura 104 - Amostra C1.....	139
Figura 105 - Amostra C2.....	139
Figura 106 - Amostra C3.....	139
Figura 107 - Amostra C4.....	139
Figura 108 - Amostra C5.....	140
Figura 109 - Amostra R1.....	140
Figura 110 - Amostra R2.....	140
Figura 111 - Amostra R3.....	140
Figura 112 - Amostra R4.....	140
Figura 113 - Amostra R5.....	140
Figura 114 - Ajuste do modelo fenomenológico - MCM12	141
Figura 115 - Ajuste do modelo fenomenológico - MCM13	141
Figura 116 - Ajuste do modelo fenomenológico - MCM14	141

Lista de Tabelas

<i>Tabela 1 - Processos de flutuação básicos (Benvindo da Luz et al., 2010).....</i>	<i>5</i>
<i>Tabela 2 - Descrição das interfaces existentes no processo de flutuação por espumas.....</i>	<i>11</i>
<i>Tabela 3 - Variáveis intervenientes no processo de flutuação.....</i>	<i>17</i>
<i>Tabela 4 - Composição do minério a estudar.....</i>	<i>29</i>
<i>Tabela 5 - Descrição dos elementos presentes no minério.....</i>	<i>30</i>
<i>Tabela 6 - Descrição das amostras analisadas.....</i>	<i>31</i>
<i>Tabela 7 - Quantidade de material em cada amostra com mais de 70% de cada elemento.....</i>	<i>32</i>
<i>Tabela 8 - Distribuição granulométrica.....</i>	<i>33</i>
<i>Tabela 9 - Equipamentos utilizados nos ensaios.....</i>	<i>39</i>
<i>Tabela 10 - Etapas fundamentais do processo de flutuação (Sampaio and Baltar, 2007).....</i>	<i>41</i>
<i>Tabela 11 - Análise da fase de desengrosso - moagem.....</i>	<i>42</i>
<i>Tabela 12 - Análise da fase de desengrosso - depressores.....</i>	<i>42</i>
<i>Tabela 13 - Análise da fase de desengrosso - coletores.....</i>	<i>43</i>
<i>Tabela 14 - Parâmetros de referência dos ensaios de desengrosso.....</i>	<i>43</i>
<i>Tabela 15 - Análise da fase de DPR - remoagem.....</i>	<i>45</i>
<i>Tabela 16 - Análise da fase de DPR - coletor.....</i>	<i>45</i>
<i>Tabela 17 - Análise da fase de apuramento.....</i>	<i>46</i>
<i>Tabela 18 - Reagentes utilizados e sua aplicação.....</i>	<i>47</i>
<i>Tabela 19 - Distribuição de massas do concentrado por classe de calibre.....</i>	<i>85</i>
<i>Tabela 20 - Distribuição de teores do concentrado por classe de calibre.....</i>	<i>86</i>
<i>Tabela 21 - Distribuição da massa do rejeito por classe de calibre.....</i>	<i>87</i>
<i>Tabela 22 - Distribuição de teores do rejeito por classe de calibre.....</i>	<i>87</i>
<i>Tabela 23 - Distribuição de massa da alimentação por classe de calibre.....</i>	<i>88</i>
<i>Tabela 24 - Distribuição de teor da alimentação por classe de calibre.....</i>	<i>89</i>
<i>Tabela 25 - Parâmetros ajustados para os ensaios de moagem (Cu, Zn, Pb e Fe).....</i>	<i>103</i>
<i>Tabela 26 - Parâmetros ajustados para os ensaios de depressores (Cu, Zn, Pb e Fe).....</i>	<i>105</i>
<i>Tabela 27 - Parâmetros ajustados para os ensaios de coletores (Cu, Zn, Pb e Fe).....</i>	<i>107</i>
<i>Tabela 28 - Parâmetros ajustados para os ensaios de seletividade (Cu, Zn, Pb e Fe).....</i>	<i>109</i>
<i>Tabela 29 - Distribuição de massa da alimentação por classe de calibre.....</i>	<i>112</i>

<i>Tabela 30 - Parâmetros do modelo fenomenológico</i>	<i>114</i>
<i>Tabela 31 - Teores obtidos para o ensaio MCM1</i>	<i>127</i>
<i>Tabela 32 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM1</i>	<i>127</i>
<i>Tabela 33 - Teores obtidos para o ensaio MCM2</i>	<i>128</i>
<i>Tabela 34 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM2</i>	<i>128</i>
<i>Tabela 35 - Teores obtidos para o ensaio MCM3</i>	<i>128</i>
<i>Tabela 36 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM3</i>	<i>128</i>
<i>Tabela 37 - Teores obtidos para o ensaio MCM4</i>	<i>129</i>
<i>Tabela 38 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM4</i>	<i>129</i>
<i>Tabela 39 - Teores obtidos para o ensaio MCM5</i>	<i>129</i>
<i>Tabela 40 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM5</i>	<i>129</i>
<i>Tabela 41 - Teores obtidos para o ensaio MCM6</i>	<i>130</i>
<i>Tabela 42 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM6</i>	<i>130</i>
<i>Tabela 43 - Teores obtidos para o ensaio MCM8</i>	<i>130</i>
<i>Tabela 44 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM8</i>	<i>130</i>
<i>Tabela 45 - Teores obtidos para o ensaio MCM9</i>	<i>131</i>
<i>Tabela 46 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM9</i>	<i>131</i>
<i>Tabela 47 - Teores obtidos para o ensaio MCM10</i>	<i>131</i>
<i>Tabela 48 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM10</i>	<i>131</i>
<i>Tabela 49 - Teores obtidos para o ensaio MCM11</i>	<i>132</i>
<i>Tabela 50 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM11</i>	<i>132</i>
<i>Tabela 51 - Teores obtidos para o ensaio MCM12</i>	<i>132</i>
<i>Tabela 52 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM12</i>	<i>132</i>
<i>Tabela 53 - Teores obtidos para o ensaio MCM13</i>	<i>133</i>
<i>Tabela 54 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM13</i>	<i>133</i>
<i>Tabela 55 - Teores obtidos para o ensaio MCM14</i>	<i>133</i>
<i>Tabela 56 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM14</i>	<i>133</i>
<i>Tabela 57 - Teores obtidos para o ensaio MCM15</i>	<i>134</i>
<i>Tabela 58 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM15</i>	<i>134</i>
<i>Tabela 59 - Teores obtidos para o ensaio MCM16</i>	<i>134</i>

<i>Tabela 60 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM16</i>	<i>134</i>
<i>Tabela 61 - Teores obtidos para o ensaio MCM17</i>	<i>135</i>
<i>Tabela 62 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM17</i>	<i>135</i>
<i>Tabela 63 - Teores obtidos para o ensaio MCM18</i>	<i>135</i>
<i>Tabela 64 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM18</i>	<i>135</i>
<i>Tabela 65 - Teores obtidos para o ensaio MCM19</i>	<i>136</i>
<i>Tabela 66 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM19</i>	<i>136</i>
<i>Tabela 67 - Teores obtidos para o ensaio MCM20</i>	<i>136</i>
<i>Tabela 68 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM20</i>	<i>136</i>
<i>Tabela 69 - Teores obtidos para o ensaio MCM21</i>	<i>137</i>
<i>Tabela 70 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM21</i>	<i>137</i>
<i>Tabela 71 - Teores obtidos para o ensaio MCM22</i>	<i>137</i>
<i>Tabela 72 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM22</i>	<i>137</i>
<i>Tabela 73 - Teores obtidos para o ensaio MCM23</i>	<i>138</i>
<i>Tabela 74 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM23</i>	<i>138</i>
<i>Tabela 75 - Teores obtidos para o ensaio MCM24</i>	<i>138</i>
<i>Tabela 76 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM24</i>	<i>138</i>

Notação e Glossário

a	Teor da alimentação	
A	Massa da alimentação	g
AA_{j,i}	% de massa de teor j, na classe de calibre i de alimentação (condicional)	
A_i	% de massa na classe de calibre i de alimentação	
A_j	% de massa na classe de teor j de alimentação	
A_{j,i}	% de massa de teor j, na classe de calibre i de alimentação	
c	Teor do concentrado	
C	Massa do concentrado	g
CC_{j,i}	% de massa de teor j, na classe de calibre i de concentrado (condicional)	
C_i	% de massa na classe de calibre i de concentrado	
C_j	% de massa na classe de teor j de concentrado	
C_{j,i}	% de massa de teor j, na classe de calibre i de concentrado	
d	Densidade	g/cm ³
E	Massa do rejeito	g
e	Teor do rejeito	
F_f	Fração de material com velocidade de flutuação mais rápida	
F_i	Histograma de distribuição de massas	
g_{mi}	Classes de teor médio	
k	Constante cinética	g/min
K_d	Efeito de arrastamento indiscriminado	
K_f	Constante cinética de flutuabilidade mais rápida	g/min
K_f	Fator de escalamento da cinética	
K_{i,j}	Velocidade de flutuação de cada classe fenomenológica	g/min
K_s	Constante cinética de flutuabilidade mais lenta	g/min
l_{mi}	Classes de calibre médio	mm
m	Massa de partículas coletadas	g
M	Massa atómica	g/mol
Pa_i	Probabilidade de adesão	
Pc_i	Probabilidade de colisão	
R_i	% de massa na classe de calibre i de rejeito	
R_j	% de massa na classe de teor j de rejeito	
R_{j,i}	% de massa de teor j, na classe de calibre i de rejeito	

R_p	Rendimento ponderal	
RR_{j,i}	% de massa de teor j, na classe de calibre i de rejeito(condicional)	
t	Tempo	min
T	Matriz diagonal da % de substância mineral útil numa molécula do mineral que a contém na classe de teor j	
t_{cu}	Teor em substância mineral útil	
X_i	Classe de calibres das partículas	mm
Y_i	Classe de teor das partículas	

Letras gregas

ρ	Recuperação	
ρ[∞]	Recuperação infinita	
ω_{coletor}	Potência do coletor	
Φ_{bolha}	Diâmetro da bolha	mm

Lista de siglas e abreviaturas

Bl	Blenda
CPy	Calcopirite
DPR	Desengrosso do produto da remoagem
ETA	Estação de tratamento de águas
Exp	Experimentais
FPI	Faixa piritosa ibérica
MBS	Metabissulfito
MIBC	Metil Isobutil Carbinol
PS	Formação siliciosa de Paraíso
Py	Pirite
Rec	Recuperação
Sel	Seletividade
VA	Vulcanitos de Aljustrel

“Hard work is painful when life is devoid of purpose. But when you live for something greater than yourself and the gratification of your own ego, then hard work becomes a **labor of love.**” -

Steve Pavlina

1 Introdução

1.1 Enquadramento e Apresentação do Projeto

O projeto que aqui será apresentado consistiu na análise do processo de concentração implementado na Lavaria de Aljustrel, cuja concessão está entregue à Almina - Minas do Alentejo, SA. Resumidamente, o processamento do minério inicia-se com uma fase de redução granulométrica composta por uma moagem primária e uma secundária. Após a moagem surgem três estágios de flutuação: o desengrosso (desbaste), o desengrosso do produto da remoagem (DPR) e finalmente os apuramentos (relavagem). Este processo culmina com uma fase de espessamento e filtragem do material, estando assim em condições de ser comercializado. Na Lavaria existem dois circuitos em funcionamento: um circuito principal, com o propósito de obter um concentrado rico em cobre, e um secundário, com o objetivo de obter um concentrado de zinco, através do aproveitamento dos rejeitos do principal.

O minério processado na lavaria de Aljustrel é composto por cobre, zinco, chumbo, ferro, enxofre e outros elementos residuais. O objetivo da concentração é aumentar o teor em cobre, com redução do teor dos restantes elementos penalizantes, fazendo depois o mesmo para o rejeito, mas neste caso procurando um elevado teor em zinco. Assim sendo, neste projeto será estudado, em laboratório, o processo mais eficiente para efetuar o tratamento de um minério de sulfuretos complexo. Deste modo, serão estudados os parâmetros do estágio de moagem e da flutuação, a fim de determinar quais os que levam a uma maior eficiência do processo. No caso da moagem, os parâmetros a variar serão o tempo de moagem e a adição de depressoires. Na flutuação por espumas serão estudados diferentes depressoires, coletores e diversas dosagens.

Este projeto foi iniciado com uma breve introdução à flutuação por espumas, para maior compreensão dos trabalhos realizados. De seguida é efetuada uma análise da geologia de Aljustrel, para um conhecimento mais aprofundado do minério em estudo. A fase de estudo incluirá ainda uma descrição de todo o processo de tratamento existente na Lavaria, para compreensão do percurso do minério até chegar ao concentrado final. Segue-se uma fase de estabelecimento de metodologias de análise do minério, com determinação dos parâmetros a variar e ensaios a executar. Estas metodologias serão colocadas em prática, obtendo resultados de cada vez que se efetua a variação de um dos parâmetros da operação, permitindo que uma análise cuidada se reflita na otimização do processo. Finalmente, analisando todos os dados obtidos será efetuado um estudo da cinética da flutuação, com o objetivo de promover a modelação do processo de flutuação por espumas. Assim sendo, pretende-se obter os parâmetros ótimos do processo de flutuação com a consequente

modelação, de forma a aumentar o conhecimento acerca da cinética de flutuação do minério complexo de cobre, zinco e chumbo.

1.2 Apresentação da Empresa

A Almina - Minas do Alentejo, SA é uma empresa mineira, na qual foi realizada a dissertação em ambiente empresarial reportada neste documento. Trata-se de uma empresa de capitais portugueses cujo objeto social é a extração e valorização de pirites, sulfuretos e de outros minérios, no sentido de se proceder à sua comercialização e transporte dos produtos e derivados. Atividades como a investigação, aquisição e desenvolvimento de processo e métodos tecnológicos, assumem também uma elevada importância para a empresa, na busca da otimização de todos os seus processos.

A concessão do Couto Mineiro de Aljustrel foi concedida à Almina pelo Estado Português e à data colaboram cerca de 500 pessoas nas atividades da extração de Minério e na produção de concentrados de cobre (Cu) e zinco (Zn) tendo um papel relevante na economia da região e do país.

A mina de Aljustrel tem um historial mineiro bastante rico, existindo evidências de que a extração de minério é já realizada há milhares de anos. Neste local já foram explorados depósitos de cobre, zinco, chumbo e prata.

O complexo mineiro de Aljustrel é composto por dois jazigos principais, Moinho e Feitais, sendo explorados através de desmonte subterrâneo, pela técnica *bench-and-fill*, utilizando o material rocha que não possui mineralização para executar o enchimento. Estima-se que o jazigo de Feitais possua reservas em 12 Mton de cobre com teor de 1.98%, e o jazigo do Moinho reservas estimadas em 6.5 Mton com teor de 1.74%. Existem, no entanto, mais dois jazigos merecedores de atenção por parte da Almina, o jazigo de Gavião e Estação. Este último evidencia um elevado potencial de exploração e, por isso, poderá ser uma aposta futura.

A crise económica global existente nos últimos anos obrigou a mina de Aljustrel a suspender a produção no ano de 2008, sendo que durante esse ano apenas foram realizadas operações de manutenção. No entanto, em 2009 houve um aumento do preço do cobre, acompanhado por um crescimento na procura deste metal, permitindo que a mina voltasse ao ativo, encontrando-se atualmente em total desempenho das suas atividades.

1.3 Contributos do Trabalho

O trabalho desenvolvido nas instalações da Lavaria da Almina permitiu o estudo de um determinado minério, sendo que este apresentava uma proporção de cobre e zinco de 1:1. Trata-se portanto de um minério maciço de sulfuretos complexos, proveniente do jazigo do Moinho e como tal o seu processo de concentração é bastante complicado.

Deste modo, os procedimentos realizados permitiram obter um maior conhecimento acerca do comportamento deste tipo minério relativamente à utilização de diversos reagentes, procurando-se alcançar uma configuração ótima que permita um processo de concentração bastante eficiente.

A análise de libertação permitiu verificar a forma como a seletividade do material está a ocorrer, deixando uma clara indicação de algumas medidas que podem ser tomadas para melhorar o processo, nomeadamente a utilização de espumante. Neste momento, a Lavaria de Aljustrel não adiciona espumante no processo de concentração, uma vez que o coletor possui características de espumante e, por isso, os resultados obtidos poderão conduzir a modificações na planta industrial.

Finalmente, todo este trabalho culminou com um estudo cinético que permitiu a obtenção de um modelo que efetua a modelação da fase de desengrosso ensaiada. Isto permite que sejam feitos testes teóricos com ajuste de parâmetros que influenciam diretamente o resultado da flutuação, tal como a dosagem de coletor e o diâmetro das bolhas.

1.4 Organização da Tese

No primeiro capítulo apresenta-se uma breve introdução ao projeto desenvolvido, onde são expostos os seus objetivos principais e as condições em que foi executado.

Tal como foi referido anteriormente, o objetivo principal da dissertação é efetuar o estudo do minério complexo existente na mina de Aljustrel, essencialmente no que diz respeito ao processo de concentração. Deste modo, o segundo capítulo deste documento é dedicado à introdução teórica do processo de flutuação por espumas. Pretende-se abordar os aspetos mais relevantes, no sentido de simplificar a interpretação do estudo realizado, assim como fornecer uma base sólida para o seu desenvolvimento. É dado especial relevo aos aspetos físicos e químicos do processo.

De seguida, no terceiro capítulo, efetua-se a descrição da geologia de Aljustrel, sendo uma matéria bastante importante neste projeto, uma vez que só com um conhecimento da geologia do local é possível prever o comportamento do minério ao longo do processo de concentração, permitindo também uma escolha de reagentes mais rigorosa. Após esta análise geológica é executada, no quarto capítulo, uma análise mais pormenorizada do minério de

sulfuretos complexo existente no jazigo do Moinho, através da análise de um estudo realizado acerca deste. Esta fase descritiva termina no quinto capítulo com a descrição da Lavaria de Aljustrel, na qual está integrado o processo de concentração que foi estudado, com destaque para as propriedades mais relevantes no estudo. Esta descrição é útil no momento de efetuar a ligação entre o processo industrial e o laboratorial.

No sexto capítulo são apresentadas as metodologias utilizadas durante os ensaios de laboratório, dando ênfase aos parâmetros a modificar a fim de alcançar os valores ótimos. Nesta fase são também apresentados os vários materiais utilizados na realização dos diversos ensaios.

Após a descrição das metodologias processuais são apresentados, do sétimo ao nono capítulo, os resultados obtidos em cada um dos ensaios. Estes resultados apresentam-se divididos por fases do processo de concentração, começando na primeira fase de desengrosso até à fase do 1º apuramento. Pretende-se, nestes capítulos, divulgar e discutir cada um dos ensaios, a fim de obter os parâmetros ótimos de flutuação, através da análise da recuperação, teor e seletividade, dos principais elementos minerais.

Após a análise dos resultados obtidos nos ensaios laboratoriais é apresentado, no décimo capítulo, o estudo de libertação efetuado. Esta fase culminará com a apresentação de uma solução para melhoria dos resultados obtidos. Essa solução será colocada em prática para que se possa verificar a ocorrência das melhorias previstas, sendo que os resultados obtidos são apresentados no décimo primeiro capítulo.

Finalmente, no décimo segundo capítulo, apresenta-se um estudo cinético, que permitiu analisar a variação do valor da recuperação ao longo do tempo de alguns dos ensaios efetuados. O projeto termina com a apresentação de um modelo fenomenológico do processo de flutuação, décimo terceiro capítulo, permitindo desta forma uma análise teórica da fase de desengrosso.

O último capítulo da dissertação foi reservado para a apresentação das conclusões finais, onde se podem observar os objetivos alcançados, algumas das limitações do projeto, propostas de trabalho futuro e ainda uma apreciação final dos resultados obtidos.

2 Contexto e estado de arte

2.1 Introdução à flutuação

O processo de flutuação está enquadrado num conjunto de técnicas que permitem proceder à concentração do minério, recorrendo à separação de partículas de minerais úteis das partículas de minerais não úteis (ganga), ou então, no caso de flutuação seletiva, a separação de várias espécies minerais úteis. Para que seja possível efetuar a separação das partículas é necessário que estas tenham atingido o estado de libertação adequado, fruto de transformações granulométricas, ou seja, que cada partícula considerada útil possua na sua superfície um teor de minério útil suficientemente elevado e que cada partícula considerada ganga tenha um reduzido teor de espécie mineral útil. Este processo de libertação é efetuado recorrendo à redução da granulometria das partículas, quer por fragmentação, quer por moagem. A flutuação por espumas está indicada para operar com calibre entre 5 µm e 300 µm, sendo que calibres superiores tornam bastante difícil a ascensão do material e calibres inferiores reduzem a probabilidade de colisão entre o mineral e as bolhas.

Existem diversos processos de flutuação que devem ser considerados durante o desenvolvimento de um processo de concentração (Tabela 1).

Tabela 1 - Processos de flutuação básicos (Benvindo da Luz *et al.*, 2010).

Processo	Descrição
Flutuação por espumas	Processo mais comum e importante. Permite que minerais hidrofílicos permaneçam na fase aquosa, e os hidrofóbicos sejam coletados e arrastados até à superfície.
Flutuação em película	Neste processo, o minério é agitado numa suspensão de água e óleo. Após repouso do sistema binário, as partículas hidrofílicas molhadas afundam e as partículas hidrofóbicas concentram-se na interface água/óleo.
Flutuação por carreamento	Processo utilizado para recuperar partículas ultrafinas, utilizando-se minerais com granulometria grosseira previamente hidrofobizados. As partículas ultrafinas hidrofóbicas aderem às partículas grosseiras e são transportadas pelas bolhas de ar, flutuando.
Eletroflutuação	Processo onde as bolhas de gás são geradas pela decomposição eletroquímica da água.

Flutuação em floco	Processo utilizado para recuperação de partículas finas após a sua agregação seletiva. Após agregação seletiva os flocos formados são flutuados de modo tradicional.
Flutuação direta	Quando os minerais de interesse são flutuados e separados nas espumas. O estéril acompanha o fluxo da polpa mineral.
Flutuação inversa	Quando os minerais de ganga são flutuados e os minerais de interesse permanecem na polpa mineral.
Flutuação coletiva (Bulk)	Quando um grupo de minerais com características semelhantes são flutuados em conjunto.
Flutuação seletiva	Quando apenas uma única espécie mineral é flutuada.
Flutuação instantânea	Quando a flutuação é realizada em intervalos de tempo curtos, logo após a moagem. As partículas mistas retornam ao moinho para uma nova etapa de moagem e, a seguir, são novamente flutuadas.

A tecnologia da concentração de minério por flutuação por espumas baseia-se na existência de uma propriedade diferencial - flutuabilidade - que permitirá fazer a distinção entre um grão mineral útil e os restantes. O processo de flutuação envolve a agregação de partículas minerais a bolhas de ar e consequente levitação até à superfície das partículas agregadas, sendo que este fenómeno ocorre num meio aquoso, com adição de reagentes que podem melhorar a eficácia do processo. A seletividade deste processo é resultado da maior ou menor facilidade com que a adesão e agregação ocorrem, sendo determinada pelo grau de molhabilidade, isto é, do potencial de adesão da partícula mineral às bolhas em ascensão, das superfícies das partículas de diferentes teores (Machado Leite).

É possível caracterizar o sistema de flutuação, representado na Figura 1, através das suas três componentes, sendo que cada uma possui um vasto número de parâmetros que influenciam diretamente o processo de flutuação e, por isso, deverão ser analisados a ponto de serem compreendidos e otimizados. Só uma boa conjugação destes parâmetros permite que a operação de flutuação ocorra de acordo com o expectável.

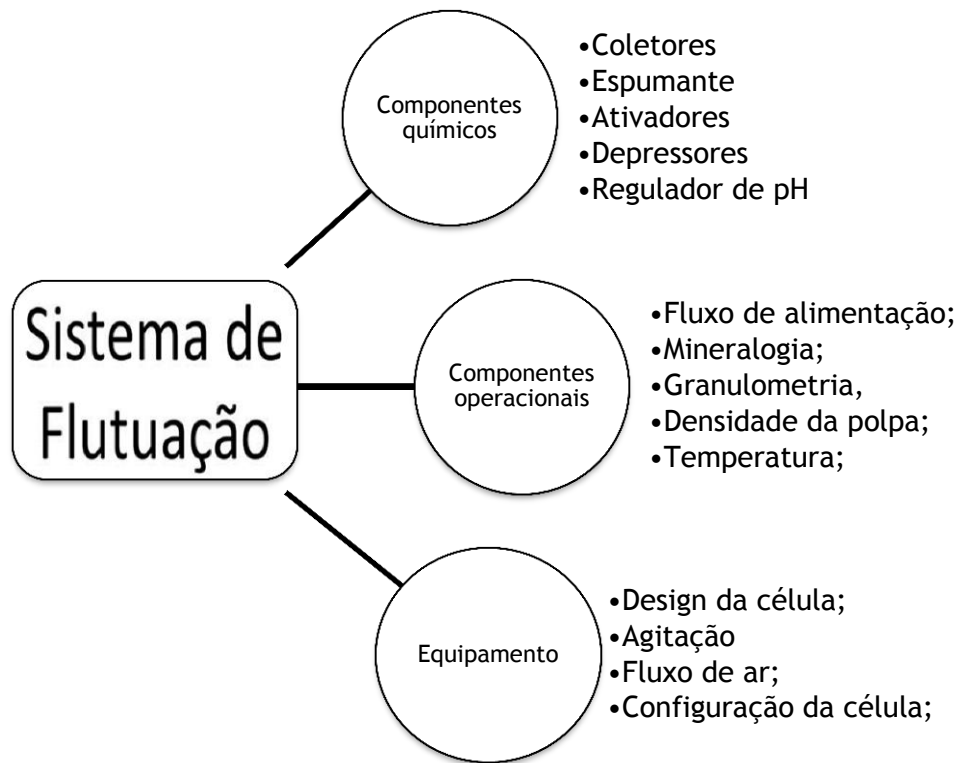


Figura 1 - Componentes de um sistema de flutuação

A flutuação por espumas permite obter maiores teores de concentrado do mineral mais valioso. Assim sendo, de forma muito simplificada, a flutuação por espumas faz uma seleção dos grãos com maior teor, separando-os dos restantes, através da utilização das diferentes propriedades físicas e químicas dos minerais valiosos e não valiosos, para conseguir extrair os que têm interesse económico.

A unidade mais básica de flutuação é a célula de flutuação (Figura 2), que não é mais de que um tanque com dimensões bastante precisas. Esta célula possui um fluxo de entrada - polpa constituída por uma mistura de água, minerais e ganga - e dois fluxos de saída - espuma e rejeitos. Existe ainda a adição de reagentes químicos, utilizados para melhorar as condições de flutuabilidade dos minerais rentáveis. A célula de flutuação possui ainda um motor responsável pela agitação da polpa, criando um regime turbulento na zona inferior da célula - local onde ocorrem os choques bolhas-partículas e um regime laminar na zona superior - de modo a que não ocorram perturbações que possam ameaçar a integridade das bolhas. Existe ainda uma entrada de ar comprimido, com o objetivo de apoiar a criação bolhas de ar, contribuindo ainda para a promoção do contacto bolha-mineral. Deve-se procurar a agitação ideal, uma vez que uma agitação baixa provoca sedimentação de partículas e uma agitação excessiva provoca a quebra das bolhas, reduzindo a eficiência do processo.

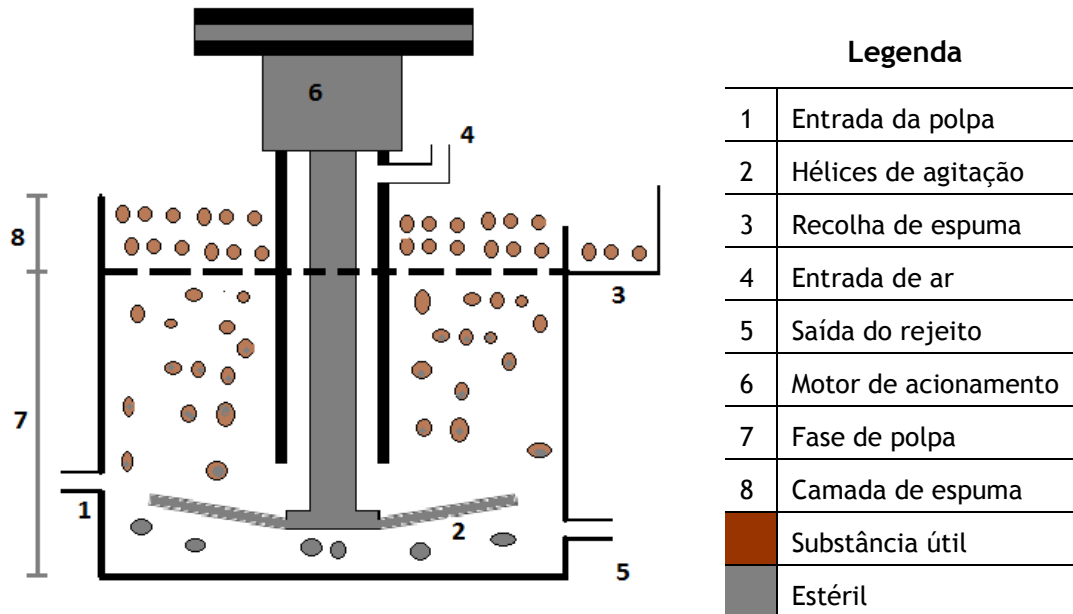


Figura 2 - Representação de uma célula de flutuação.

Quando estiverem reunidas as condições para se iniciar a flutuação por espumas, as partículas minerais hidrofóbicas (flutuáveis) aderem à superfície das bolhas (Figura 3), estando assim em condições de flutuar, formando uma camada de espuma no topo da célula. Deve ficar bem claro que o transporte ascendente das bolhas para a superfície não é tão seletivo como se esperaria e que o colchão das espumas desempenha um papel importante na obtenção de concentrados de teores elevados. No entanto, é necessário prestar atenção ao facto das partículas minerais não valiosas poderem também flutuar, requerendo assim a utilização de depressores. O volume de líquido na célula é controlado de modo a que a parte superior da camada de espuma esteja a um nível superior da altura máxima da célula, de modo a que quando se juntam novas bolhas o material que está no topo da camada de espuma saia por transbordo.

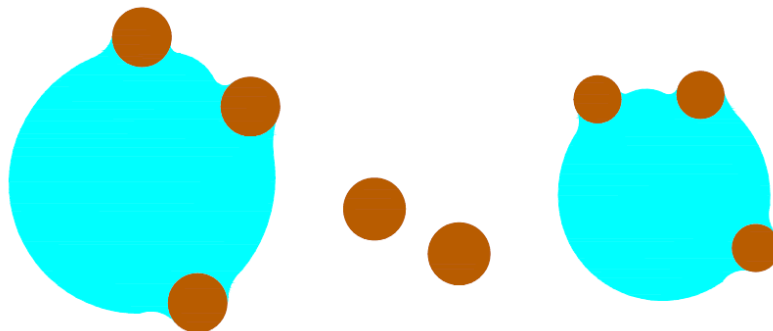


Figura 3 - Adesão das partículas minerais (castanho) às bolhas (azul).

Portanto, é possível distinguir dois processos essenciais à ocorrência da flutuação por espumas:

- i. Processo físico-químico de separação de sólidos sob finos calibres, isto porque calibres grosseiros dificilmente podem ser levitados pelas bolhas de ar produzidas neste tipo de ensaio;
- ii. Processo de adesão seletiva da superfície das partículas, de acordo com o seu teor superficial numa dada espécie mineral hidrófoba, às bolhas geradas. Este processo é muitas vezes auxiliado através da introdução de modificadores, que permitem promover ou inibir a adesão.

2.2 Efeito molhabilidade das partículas

Como foi referido anteriormente, a flutuação por espumas baseia-se nas diferenças entre a molhabilidade de diferentes partículas minerais. Assim sendo, algumas partículas têm comportamento hidrofóbico e, por isso, tendem a repelir a água da sua superfície. Outras têm comportamento hidrofílico, sendo facilmente molháveis pela água. A hidrofobicidade de uma partícula pode ser entendida como a propriedade das espécies de ter maior afinidade pela fase gasosa que pela fase polar (água). Dependendo das características da superfície das partículas, estas podem possuir propriedades hidrofóbicas ou hidrofílicas facilitando a separação seletiva no processo de flutuação (Wills, 1992).

Se existir uma mistura destas partículas em meio aquoso e se se proceder à injeção de ar, criando bolhas, então as partículas hidrofóbicas tenderão a aderir à superfície das bolhas, estando em condições de serem levitadas. Por outro lado, as partículas hidrofílicas terão muito menos tendência a aderir à superfície das bolhas, permanecendo em suspensão no meio aquoso (Figura 4).

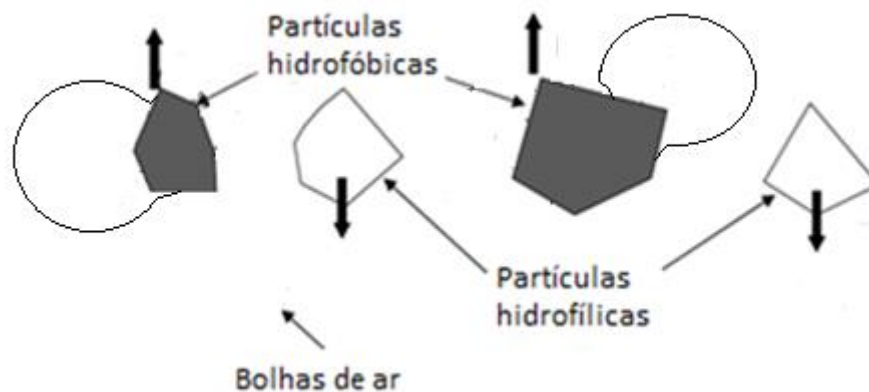
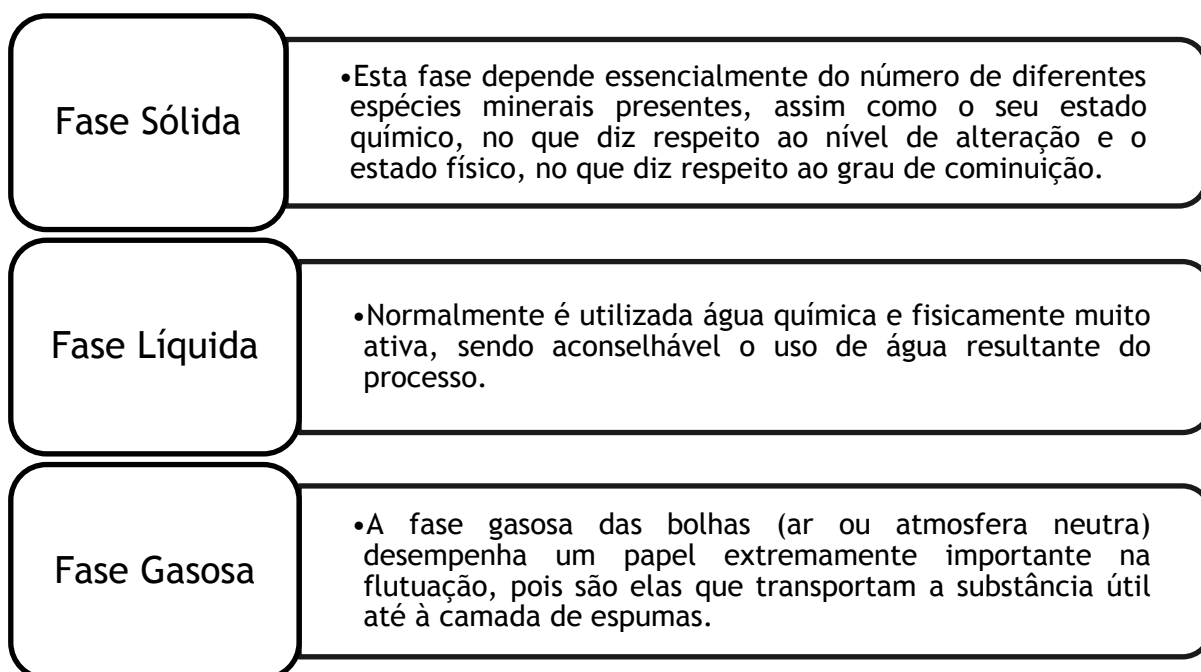


Figura 4 - Representação do processo de adesão das partículas

No entanto, nem sempre as condições referidas anteriormente são suficientes para que ocorra flutuação da substância mineral desejada. Isto significa que, mesmo que as condições termodinâmicas sejam as mais favoráveis, a flutuação por espumas depende também de critérios cinéticos e hidrodinâmicos. Assim sendo, é necessário que as partículas colidam com as bolhas, que o filme de separação na interface partícula-bolha seja o mais fino possível para romper durante o tempo de colisão, e finalmente, que o agregado partícula-bolha seja suficientemente resistente para permanecer intacto na célula de flutuação, até à remoção da espuma.

2.3 Meio de separação

O meio de separação, ou seja, o meio existente dentro da célula de flutuação, no qual decorre todo o processo é constituído basicamente por 3 fases, como se pode verificar no diagrama seguinte.



Uma fase pode ser definida como uma porção homogénea, fisicamente distinta e mecanicamente separável de um sistema, ou seja, é uma região do espaço em que a composição química é uniforme e as propriedades físicas e mecânicas são as mesmas. A transição de propriedades entre as duas fases faz-se de maneira gradual ao longo de uma região espacial, designada como interface, sendo que é possível identificar cinco tipos de interfaces distintas durante o processo de flutuação por espumas (Tabela 2). A sua identificação e estudo são de extrema importância uma vez que estas permitem o desenvolvimento de reações essenciais à melhoria do processo de flutuação por espumas.

Tabela 2 - Descrição das interfaces existentes no processo de flutuação por espumas

Interface	Descrição
Sólido - Sólido	Partícula mineral coberta por lamas de outra espécie, através de um mecanismo essencialmente de atração eletrostática, sendo de primordial importância para a flutuação já que a partícula perde totalmente a sua identidade superficial;
Sólido - Líquido	Uma partícula mineral imersa num meio aquoso;
Sólido - Gás	Uma bolha de gás aderida a uma partícula mineral;
Líquido - Líquido	Quando reagentes presentes no processo são imiscíveis em água;
Líquido - Gás	Película líquida que envolve uma bolha;

Uma das interfaces mais importantes no processo é a sólido-líquido. É nesta interface que surge a dupla camada elétrica, tratando-se do ambiente químico onde ocorrem reações de adsorção do coletor à superfície das partículas minerais, sendo que este pode ser manipulado com a adição de depressores e ativadores, no sentido de controlar a seletividade do processo. Na dupla camada elétrica dá-se o fenómeno denominado por potencial zeta, originado pelo movimento da polpa que cria forças de cisalhamento separando iões da superfície mineral, originando a camada difusa. Os iões que se unem à superfície mineral podem ser iões da espécie mineral, H^+ , OH^- e iões insolúveis dos reagentes que são eletrostaticamente atraídos para a superfície da partícula formando uma camada externa que provocará o seu movimento sem que penetre na superfície mineral (Machado Leite).

O conceito de dupla camada elétrica (*electrical double layer*) é fundamental na interpretação do fenómeno de flutuação, nomeadamente no que diz respeito aos processos químicos. Este fenómeno desenvolve-se com a imersão de uma partícula mineral numa solução aquosa, através da migração de espécies carregadas na interface mineral / água, até as condições de equilíbrio serem estáveis, sendo que a superfície mineral irá adquirir a carga correspondente à fase aquosa. Daqui resulta a formação de uma região heterogénea na interface mineral/água. O excesso de carga localizado na superfície do mineral é equilibrado por uma região difusa com carga igual mas oposta no lado do líquido. A carga superficial e a região difusa constituem então a dupla camada elétrica.

A carga elétrica na superfície mineral pode ser gerada por um conjunto de mecanismos, sorção química, dissolução preferencial de iões de superfície, adsorção seletiva de iões e substituição da rede mineral.

Espécies iónicas desempenham um papel fundamental na dupla camada eléctrica. Iões que dão lugar à carga superficial são denominados como *potencial-determining* (PD). Iões absorvidos apenas para manter a electroneutralidade no sistema são chamados contra-íões. A primeira camada de contra-íões posiciona-se a uma distância δ da superfície, na camada de Stern. Esta distância é determinada pelo raio dos iões (Figura 5).

A carga superficial σ_0 é, geralmente, uma função complexa de forças iónicas e da atividade de iões PD na solução. É dada pela diferença na adsorção de iões PD positivos e negativos (Equação 1).

$$\sigma_0 = zF(\tau_{PD^+} - \tau_{PD^-}) \quad \text{Equação 1}$$

Esta definição de carga superficial requer que todos PD^+ e PD^- sejam absorvidos na superfície e não na camada difusa. No ponto de carga zero, o pzc, a densidade de adsorção dos iões PD é igual, e $\sigma_0 = 0$.

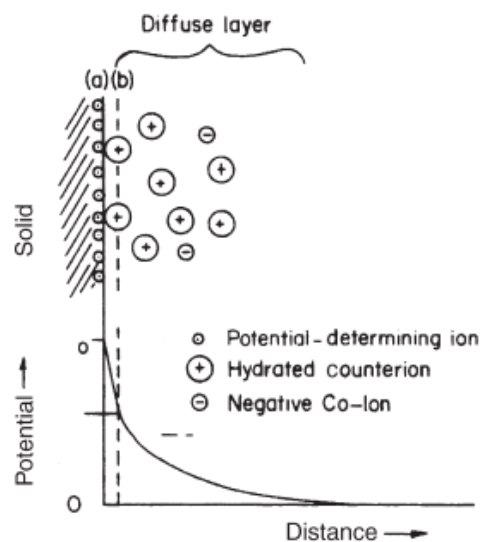


Figura 5 - Representação esquemática da dupla camada eléctrica (Fuerstenau *et al.*, 1985), a) Carga Superficial, b) Camada de Stern.

No desenvolvimento da carga superficial, a superfície mineral adquire um potencial devido à fase líquida. O potencial de superfície, ou o potencial de camada dupla total ψ_0 , é determinado pela atividade dos iões PD em solução (Equação 2).

$$\psi_0 = \frac{RT}{zF} \times \ln \frac{a^+}{a_{pzc}^+} \quad \text{Equação 2}$$

Sendo que F representa a constante de Faraday, z é a valência do catião *potencial-determining*, a^+ é a atividade do catião PD em solução, e a_{pzc}^+ é a sua atividade quando a

superfície não está carregada, ou seja, no ponto de carga zero (pzc). No modelo da dupla camada elétrica, o potencial de superfície é considerado zero no pzc.

O pzc de um mineral é um dos parâmetros mais importantes que descreve o fenómeno da dupla camada elétrica na interface mineral/água. A sua importância reside no facto de que o sinal da carga de superfície possui um maior efeito na adsorção de todos os iões e principalmente naqueles que possuem carga oposta à da superfície. Se um ião presente na solução se comportar como contra-ião para manter a eletroneutralidade, e se adsorve apenas por atração eletrostática, este é denominado como ião indiferente. Alguns iões, por outro lado, exibem atividade superficial para além da atração eletrostática, e esses iões são chamados contra-iões superficialmente ativos (geralmente os coletores estão nesta categoria)(Somasundaran and Moudgil, 1987).

O potencial de superfície ψ_0 não é medido diretamente, sendo que o comportamento eletrocinético das partículas minerais é caracterizado através de medições do potencial zeta. Estas medições podem ser efetuadas por eletroforese ou por técnica de potencial de transmissão. Na primeira situação, a mobilidade eletroforética é medida através do controlo da velocidade das partículas na ausência de fluxo convectivo sobre um gradiente potencial. Na segunda situação, o potencial zeta pode ser obtido através de uma técnica, na qual a solução é forçada a atravessar um leito compacto de partículas. O potencial de transmissão desenvolvido entre os elétrodos colocados em lados opostos do leito está relacionado com o potencial zeta (Fuerstenau *et al.*, 1985).

Para concluir e reforçar a importância da dupla camada elétrica, os fenómenos eletrocinéticos que envolvem a relação entre a mecânica e os efeitos elétricos que ocorrem na interface são amplamente utilizados no estudo da química de superfície e dos colóides. O potencial zeta, como referido anteriormente, permite expressar estes dados eletrocinéticos, surgindo no plano de deslizamento no qual o líquido é forçado a mover-se em relação a um sólido, criando o movimento de cisalhamento. Apenas os iões na camada difusa fora do plano de deslizamento estão envolvidos no processo eletrocinético. Deste modo, é possível afirmar que a medição do potencial zeta é uma ferramenta básica para o estudo da adsorção de diversos reagentes (Bulatovic, 2007).

2.4 Operação de flutuação por espumas

Explicando de forma mais precisa o processo operacional da flutuação por espumas, tudo começa com um estágio de moagem via húmida em que o principal objetivo é reduzir a granulometria do minério de forma a atingir o grau de libertação desejado.

De seguida, é necessário um processo de classificação, associado ao circuito fechado de moagem, geralmente executado em hidrociclones, que só deixará avançar no diagrama de tratamento as partículas que têm o calibre ideal para serem alvo de um estágio de flutuação. O material em forma de polpa que tem as condições para prosseguir sofrerá um acerto da diluição, que será entre 25 e 45 % de sólidos em peso. Nesta fase a polpa está em condições de iniciar o processo de flutuação propriamente dito.

Inicialmente é necessário proceder à adição de modificadores que terão como objetivo alterar as superfícies dos minerais, de forma a conceder às partículas condições de flutuação (no caso do minério útil) e condições de depressão (no caso do estéril), sendo ainda comum a adição de um reagente que permita a formação e estabilização de um colchão de espumas no topo da célula de flutuação.

Segue-se então um momento de agitação da polpa durante tempo suficiente para se dar o contacto com os reagentes - condicionamento. Em geral é vantajoso efetuar esta operação antes da adição de água para reduzir o consumo de reagentes. Frequentemente, alguns dos reagentes podem ser introduzidos durante o próprio processo de moagem, visto que a produção de superfícies minerais frescas, sem oxidação, pode favorecer o seu desempenho.

Após o condicionamento, a polpa é transportada para a célula de flutuação, na qual será possível efetuar o processo de concentração. Esta fase é de extrema importância, uma vez que permite que decorram reações entre os reagentes adicionados e as partículas minerais, dotando-as de propriedades que permitam a sua flutuabilidade ou a sua depressão. O tempo de condicionamento deve ser adequado à dosagem de reagente adicionado.

Uma vez colocado todo o material na célula inicia-se o arejamento com injeção de ar comprimido. Esta ação irá desencadear a produção de bolhas gasosas no seio da polpa, de forma a que se dê a colisão entre estas e as partículas sólidas. Após a colisão ocorrerá a adesão das bolhas às partículas coletadas por um dos reagentes anteriormente adicionados. A probabilidade de adesão, dependendo da percentagem de cobertura da partícula pelo filme aerófilo, será função da quantidade e seletividade do reagente e, em última análise, dependerá da percentagem de libertação superficial e o teor superficial que comandam o processo de separação e não a libertação e o teor volúmico das partículas. Quanto menor for a seletividade do reagente, menor será o teor do concentrado, o que provocará um aumento da recuperação, pois a capacidade do reagente em coletar partículas minerais úteis é maior.

Após a adesão, as bolhas iniciarão o processo de levitação até à superfície, onde se formará o colchão de espumas, local onde ocorrerá o processo de seletividade/drenagem, sendo que se espera que as partículas com substância mineral útil se mantenham no topo do colchão. O processo termina com a remoção das espumas, dando origem a um concentrado com teor

mais elevado do que a alimentação à flutuação. Todo o processo aqui descrito pode ser observado na Figura 6.

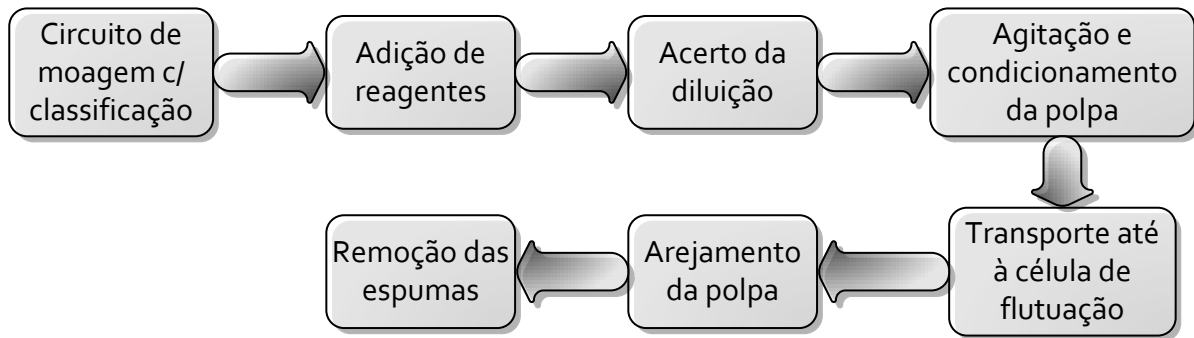


Figura 6 - Diagrama do processo global de concentração por flutuação

Relativamente a este diagrama, é importante destacar que o acerto da diluição é normalmente realizado antes da adição de reagentes, pois é sabido que a diluição da polpa faz aumentar o seu consumo. Destaque também para o facto de que antes do processo de flutuação pode existir um estágio de desenlameamento com o objetivo de eliminar do processo partículas muito finas que possuem baixa probabilidade de colisão e, simultaneamente, maior participação no processo de arrastamento, originando a chamada “flutuação falsa”. Isto é, partículas que não se encontram em condições de flutuar vão ser arrastadas pelo movimento ascendente da polpa na célula, contribuindo para a presença de material estéril no concentrado, uma vez que este processo não possui qualquer seletividade (Pita, 2000).

2.5 Reagentes

Durante o processo de flutuação são adicionados diversos reagentes que têm como principal objetivo promover a flutuação das espécies minerais úteis, evitando a flutuação do estéril. De seguida apresentam-se os reagentes mais utilizados.

- i. Modificadores: São químicos que influenciam o modo como os coletores vão aderir à superfície do mineral.
- ii. Reguladores de pH: A química de superfície da maioria dos minerais é afetada pelo pH. Por exemplo, em geral os minerais desenvolvem uma carga de superfície positiva quando estão em condições ácidas e carga de superfície negativa quando em condições alcalinas. Desde que cada mineral altere de carga negativa para positiva a um dado pH, é possível manipular a atração do coletor para a sua superfície por um ajuste de pH. O pH é um parâmetro que condiciona os resultados do processo de flutuação por espumas, uma vez que influencia a carga adquirida pela superfície do sólido, controlando ainda as reações de

oxidação-redução. Normalmente é escolhido o pH correspondente à maior espessura do domínio de estabilidade, ou seja, aquele a que corresponde maior domínio de variação de Eh em que a espécie mineral em questão é estável.

- iii. Ativadores: Atuam, em geral, como neutralizadores dos depressores, na medida em que promovem trocas dos iões que foram usados na depressão por outros de maior eletrovalência.
- iv. Depressores: Em geral são sais minerais, dissociáveis em meio aquoso, com afinidade química para os iões existentes nas moléculas superficiais dos planos cristalinos aflorantes à superfície dos grãos. A presença desses iões em contacto com as partículas origina uma reação em meio aquoso que as impede de flutuar ou mesmo de reagir com outros reagentes coletores que eventualmente venham a existir na polpa.
- v. Coletores: Os coletores são, geralmente, moléculas bipolares constituídas por uma cadeia hidrocarbonatada, com carácter aerofílico, com um radical iónico, dissociável em meio aquoso, utilizados para adsorver seletivamente a superfície das partículas, aumentando o ângulo de contacto para que as bolhas adiram à superfície do mineral. O radical dissociável tem características com afinidades específicas e seletivas para os minerais que se pretende flutuar. Quando o coletor é dissolvido num meio aquoso, o radical dissocia-se, unindo-se às partículas minerais para as quais tem afinidade. Assim sendo, após este processo a partícula coletada fica revestida por um filme monomolecular hidrocarbonatado, com características aerofílicas, concedendo flutuabilidade a determinada substância mineral. Estas reações devem-se ao facto das partículas, quando chegam ao processo de concentração, possuírem uma superfície carregada que será alvo de adsorção iónica, no sentido de reduzir a energia livre na superfície do mineral, diminuindo assim o potencial eléctrico, tornando-se eletricamente estável. A seleção do coletor mais correto para o processo é essencial para uma separação eficaz durante a flutuação em espumas. Assim sendo, a principal função do coletor é dotar as partículas de condições de flutuabilidade. No entanto, alguns coletores também têm propriedades de espumante, sendo este fator determinante no facto do espumante ser adicionado após o coletor. A dosagem de coletor afeta a recuperação de minerais valiosos e ganga, principalmente quando os dois minerais são semelhantes.
- vi. Espumantes: Os espumantes são compostos que atuam na estabilização das bolhas de ar, de modo a ficarem bem dispersas na polpa, formando assim uma camada de espuma bastante estável, que pode ser removida após o

rebetamento das bolhas. Devido às propriedades espumantes de muitos coletores, os espumantes devem ser adicionados sempre no fim, sendo corrente a sua introdução nas próprias células à medida que o processo exige maior produção de espumas. Os reagentes especificamente espumantes, pelo contrário, devem ser neutros do ponto de vista de coleta. Por outro lado, devem produzir espumas consistentes mas não demasiado duradouras - só devem viver e aguentar o “colchão” de espumas durante o tempo necessário para “limpeza” dos concentrados, à custa da drenagem do filme líquido que constitui as paredes das bolhas.

- vii. Floculantes: São utilizados nos espessadores. Agregam as partículas mais finas e aceleram a sua sedimentação. São produtos que têm a função de complementar a ação do coagulante. Estes agregam as partículas coloidais neutralizadas, tornando-as maior em tamanho e peso, facilitando a sua decantação. Os floculantes são polímeros, moléculas de alto peso molecular e cadeias longas.

2.6 Cinética de flutuação

Uma vez introduzidos os conceitos mais relevantes do processo de flutuação é importante agora analisar as metodologias utilizadas no estudo e simulação teórica do processo. O estudo da cinética de flutuação permite efetuar a análise da evolução do processo ao longo do tempo, ou seja, descreve o comportamento do produto flutuado ao longo do tempo, algo que se torna essencial no processo de decisão do tempo de flutuação e do volume da célula. A descrição temporal do processo só é possível através da identificação das variáveis dependentes e independentes responsáveis pelo processo (Tabela 3).

Tabela 3 - Variáveis intervenientes no processo de flutuação

Variáveis Dependentes	Variáveis Independentes
✓ Teor, recuperação, densidade da polpa e caudal dos concentrados; ✓ Teor, recuperação, densidade da polpa e caudal dos concentrados de desengrosso e reclamação;	✓ Adição de reagente; ✓ Nível de polpa e espessura do leito de espumas; ✓ Injeção de ar e densidade da polpa; ✓ Grau de fragmentação e caudal de alimentação; ✓ Grau de oxidação e textura de cristalização;

Os modelos cinéticos de flutuação foram, inicialmente, baseados na analogia com um reator químico. No entanto, o processo de flutuação envolve mais do que um mecanismo de transporte e, como tal, a tentativa de o analisar admitindo apenas um simples fenómeno de partição de massa em dois fluxos diferentes segundo uma dada lei, provoca inevitáveis limites à tentativa de interpretação da fenomenologia presente na célula de flutuação (Wills, 1992).

Em 1935, Zuniga, G.H. reconheceu que o peso, na célula de flutuação, varia como um processo de cinética de primeira ordem. De facto, a teoria da transferência de massa de uma fase para outra sem que ocorram alterações químicas foi já estabelecida e analisada no domínio da engenharia química, mesmo antes da flutuação ser introduzida no tratamento de minérios. Deste modo, o modelo de flutuação é apenas mais um dos muitos exemplos que usam esta teoria. No entanto, é importante referir que a alimentação da flutuação tem características bastante distintas, sendo bastante heterogénea comparativamente com os processos de engenharia química (Zhang, 1989).

A forma como a drenagem do leito de espumas se processa e os mecanismos relacionados com o fenómeno são a grande dificuldade na obtenção da cinética de flutuação, não sendo ainda possível descrevê-los ao ponto de os utilizar em modelação.

Ao longo dos tempos foi-se comprovando que o processo de flutuação pode ser descrito por um processo cinético de 1ª ordem, dado pela Equação 3.

$$\frac{dm}{dt} = -k \times m \quad \text{Equação 3}$$

A Equação 3 pode ser integrada, obtendo-se:

$$m = m_0 \times e^{-kt} \quad \text{Equação 4}$$

Sendo m a massa de partículas coletadas na polpa ao fim de um certo tempo, ou seja, massa de material flutuável, m_0 a massa inicial do componente flutuável, k a constante cinética de 1ª ordem para o componente flutuável e t o tempo de residência de flutuação.

Para todas as partículas com propriedades idênticas, a taxa cinética k é constante. No ensaio de flutuação, quando $t=0$, m é igual a m_0 . Após um determinado período de tempo, a massa reduzirá de acordo com a Equação 4.

Estas equações permitem ainda a obtenção do valor da recuperação (ρ), sendo que a razão entre m e m_0 representa as perdas obtidas durante o processo.

$$\rho = 1 - \frac{m}{m_0} = 1 - e^{-kt} \quad \text{Equação 5}$$

A constante cinética k pode ser analisada como um critério de flutuabilidade sendo a sua variação influenciada principalmente pelo calibre das partículas. No entanto, alguns dos

resultados obtidos mostraram que nem sempre o calibre era o único responsável pela forma da função distribuição de constantes cinéticas. Deste modo só a variação do teor em partículas do mesmo calibre pode influenciar esta função (Imauzimi and Inoue, 1963).

Para além disso, raramente os resultados experimentais apontam para que a flutuação por espumas seja um processo de primeira ordem. Assim sendo, no processo de evolução do ajuste de um modelo cinético à flutuação verificou-se que a qualidade da aproximação seria melhorada com a admissão de um valor de k não constante, existindo diversas classes de partículas com velocidades de extração (k) distintas, resultado de diferente calibre, grau de libertação e estado de oxidação.

Assim sendo, em termos analíticos obter-se-á:

$$\rho = \sum_{i=1}^n (1 - e^{-k_i t}) \times F_i \quad \text{Equação 6}$$

Em que K_i representa as velocidades de extração das várias classes de partículas i , sendo F_i as suas repartições em massa (isto é, o histograma de distribuição de massas dessas classes de partículas na polpa inicial ou seja, frequência da classe i).

Existem dois modelos que não contemplando a não uniformidade da constante k , permitem obter a cinética de flutuação, sendo eles o modelo *Fast and Slow* e o modelo de distribuição retangular. No entanto, é possível obter a evolução temporal da flutuação através de vários modelos (EK).

O modelo de distribuição retangular é baseado na lei uniforme, o que significa que não existe uma tendência central e todos os valores são igualmente distribuídos, isto é, equiprováveis. É considerado um balanço mássico geral de 1ª ordem da flutuação descontínua de um único componente a partir de uma alimentação monodispersa (Fiúza). Este modelo é traduzido pela seguinte equação matemática:

$$\rho = \int_0^k (1 - e^{-kt}) \times \frac{1}{k} \times dk = 1 - \frac{1}{kt} \times [1 - e^{-kt}] \quad \text{Equação 7}$$

Onde k é constante cinética que representa o valor máximo da distribuição retangular (min^{-1}) e ρ a recuperação do componente flutuável no tempo t .

O modelo *Fast and Slow* foi desenvolvido por considerando que existem duas classes de flutuabilidade, uma classe com elevada velocidade de flutuação e a outra de flutuabilidade mais lenta. Este modelo pode ser descrito pelas seguintes equações diferenciais lineares homogéneas:

$$\frac{d m \cdot F_F}{dt} = -k_F \cdot m \cdot F_F; \frac{d m \cdot (1 - F_F)}{dt} = -k_S \cdot m \cdot (1 - F_F) \quad \text{Equação 8}$$

Sendo que a descrição temporal do material flutuável é dada por:

$$m(t) = m_0 F_F e^{-k_F t} + m_0 (1 - F_F) e^{-k_S t} \quad \text{Equação 9}$$

Através da relação expressa na Equação 5 é possível obter a evolução temporal da recuperação:

$$\rho = (1 - F_F) \times [1 - e^{-k_S t}] + F_F \times [1 - e^{-k_F t}] \quad \text{Equação 10}$$

Onde ρ é a recuperação do componente flutuável no tempo t , F_F é a fração de material com velocidade de flutuação mais rápida, k_S é a constante cinética de flutuabilidade mais lenta e k_F é a constante cinética da classe com velocidade de flutuação mais elevada (Kelsall, 1961). Este modelo permite a obtenção da evolução temporal da recuperação, sendo largamente utilizado no estudo de um sistema de flutuação por espumas.

Existe ainda a possibilidade de efetuar a análise da recuperação em função do tempo utilizando o modelo *Fast and Slow* com recuperação limite (*ultimate recovery*), sendo que deve ser utilizada quando o modelo tende assintoticamente para um determinado valor de recuperação, abaixo dos 100%, assim que o tempo tende para infinito (Jowett, 1974). Neste caso, a equação anterior sofre uma ligeira alteração, obtendo-se a seguinte equação:

$$\rho = (\rho_\infty - F_F) \times [1 - e^{-k_S t}] + F_F \times [1 - e^{-k_F t}] \quad \text{Equação 11}$$

Onde ρ_∞ é a recuperação do componente flutuável num tempo infinito.

Kelly e Carlson, em 1991, compararam os dois modelos e concluíram que o modelo *Fast and Slow* é melhor quando aplicado à fase de desengrosso, enquanto o modelo de distribuição retangular se aplica melhor ao estágio de apuramento, uma vez que as partículas têm velocidade de flutuação mais uniforme. Mostraram ainda que os calibres com menor velocidade de flutuação são os ultrafinos e os mais graúdos, dependendo a sua flutuabilidade do grau de libertação das partículas. Contudo, não conseguiram quantificar esta variável.

Para conseguir analisar a cinética de um processo de flutuação convém perceber quais os fatores que a podem influenciar de alguma forma. Seguidamente apresentam-se alguns desses fatores determinantes na sua obtenção.

- i. Injeção de ar comprimido: A influência da taxa de injeção de ar tem um efeito significativo na cinética de flutuação, sendo que já diversos autores publicaram trabalhos que comprovam a afirmação. É possível afirmar que a injeção de ar

tem dois efeitos bastante claros. Quando a taxa de injeção é muito baixa, um ligeiro aumento produz um efeito positivo no processo de flutuação, sendo que em 1984 testes experimentais provaram que um aumento da taxa de injeção de ar provoca um aumento da velocidade de flutuação (Woodburn and Wallin) e (Laplant *et al.*). O outro efeito que foi já estudado refere-se ao facto de que a introdução de ar pode reduzir a densidade da polpa de flutuação, provocando um comportamento inesperado da mesma. Resultados experimentais provam que uma taxa de injeção de ar excessiva poderá provocar baixa recuperação de concentrado.

- ii. Velocidade do impulsor: A velocidade do impulsor altera a turbulência da polpa, o que resulta numa alteração na frequência de colisão entre as partículas e as bolhas. Esta poderá também provocar variação da velocidade de aproximação das partículas, o que pode resultar num elevado impacto entre as partículas e as bolhas. Por outro lado, a probabilidade de adesão também é alterada. Por fim, afeta também a estabilidade da camada de espuma de flutuação e as partículas em suspensão na célula de flutuação. De um modo mais geral, quando a velocidade de rotação é baixa e é aumentada a flutuação melhorará. No entanto, a uma elevada velocidade, a flutuação torna-se instável devido à turbulência excessiva (Bennet *et al.*, 1958), (Harris and Chakravarti, 1970), (Nonaka *et al.*, 1977). Em 1965, Bull provou que um aumento da velocidade do impulsor provocava dois efeitos, o primeiro diz respeito ao aumento da taxa de flutuação, mas se a velocidade do impulsor for superior a 1300 rpm a taxa de flutuação baixará.
- iii. Efeito do tamanho das partículas na flutuação: No que diz respeito à relação entre o tamanho das partículas e a recuperação foram realizados diversos ensaios que permitiram concluir que a maior recuperação ocorre em partículas com granulometria entre os 10 e os 50 microns, sendo que abaixo deste limite ocorre uma redução substancial da recuperação.
- iv. Outros fatores: Para além dos fatores enunciados, a flutuação pode ser afetada pela densidade da polpa, dosagem de reagente, temperatura de flutuação, pH, entre outros. A dosagem de reagente, temperatura e pH estão essencialmente relacionados com as propriedades dos minerais. A densidade da polpa deve ser analisada em cada tipo de material, sendo que quando é elevada poderá provocar sobrecarregamento de bolhas e a criação de bolhas muito finas que se tornam muito pesadas para flutuar (Zhang, 1989).

Há ainda que ter em conta uma série de fatores que influenciam a taxa de produção de concentrados. São eles, as probabilidades de adesão do coletor, de atravessar a zona agitada,

de colisão e agregação e ainda a de transferência do material para o colchão de espumas. Todas estas probabilidades influenciam o modo como decorre o processo de flutuação, no entanto a sua determinação é bastante complexa, sendo necessário obter um enorme suporte experimental que permita a obtenção de uma teoria bastante consistente (Mavros and Matis, 1992).

2.7 Modelação fenomenológica

O grande inconveniente relacionado com as abordagens apresentadas anteriormente é o facto de os parâmetros determinados não permitirem a sua relação com as propriedades reais da massa de material ensaiado. No caso do modelo *Fast and Slow*, este permite determinar a velocidade cinética de duas classes de partículas. No entanto, não é possível associar este valor a uma fração de partículas concreta. No limite, é possível avançar a hipótese de que as partículas com velocidade de flutuação superior sejam aquelas que apresentam um grau de libertação superior (Barros, 1995).

Nesta fase é possível imaginar que um maior conhecimento acerca do processo da flutuação só é alcançado com mais informação acerca do material que alimenta o estágio de concentração, nomeadamente as distribuições das propriedades calibre e teor. Para obter estes dados é necessário determinar o modelo de libertação, que permite a previsão das distribuições necessárias. Uma outra alternativa é obter os dados experimentalmente, através de uma análise microscópica do material, recorrendo à técnica de contagem de pontos.

De uma forma ou de outra o objetivo é ter acesso às distribuições conjuntas de massa $m_{i,j}(t)$, de partículas de cada classe de calibre i e de teor j , obtendo-se assim a combinação linear de cinéticas de primeira ordem através de:

$$\frac{dm_{i,j}}{dt} = -K_{i,j} \times m_{i,j}(t) \quad \text{Equação 12}$$

A equação anterior pode ser integrada no tempo de modo a obter a quantidade de material retido na célula ao fim do tempo de residência t :

$$m(t) = \sum_i \sum_j e^{-K_{i,j} \times t} \times m_{i,j}(0) \quad \text{Equação 13}$$

Sendo que $K_{i,j}$ representa as velocidades de flutuação de cada classe fenomenológica, podendo ser calculada através da probabilidade de colisão ($P_{c,i}$) entre partículas e bolhas e a probabilidade de adesão ($P_{a,i}$) após colisão. É importante referir que $P_{c,i}$ depende dos calibres da bolha e da partícula e $P_{a,i}$ dependendo flutuabilidade da partícula, podendo ser associada

ao teor e atividade do coletor. Assim sendo, através da equação 10 é possível obter o valor de $K_{i,j}$.

$$K_{i,j} = P_{c_i}(X_i, \phi_{bolha}) \times P_{a_i}(Y_i, \omega_{coletor}) \times K_f + K_d \quad \text{Equação 14}$$

Dado que ϕ_{bolha} representa o diâmetro das bolhas, $\omega_{coletor}$ a seletividade do coletor, K_f representa um escalamento da cinética para permitir velocidades cinéticas maiores que a unidade e K_d que representa um efeito de arrastamento indiscriminado, para justificar a drenagem incompleta das partículas que foram arrastadas para as espumas.

Uma vez definida a constante cinética de cada classe fenomenológica, devem-se definir as classes de calibre médio l_{mi} e de teor médio g_{mi} , assim como o teor médio do minério g^* e o calibre médio do grão de textura original Z . Deste modo é possível obter o histograma conjunto de calibre e teor, $f(g_{mj}, l_{mi}) = m_{ij}(0)$ e efetuar o cálculo das probabilidade de colisão e adesão:

$$P_{c_i} = e^{-\phi_{bolha}/l_{mi}} \quad \text{Equação 15}$$

$$P_{a_j} = \omega_{coletor} \times g_{mj}^{\omega_{coletor}} \quad \text{Equação 16}$$

Neste momento estão reunidos todos os dados necessários para iniciar a integração do sistema de equações diferenciais, obtendo a Equação 13, anteriormente referida. A solução da equação anterior permite calcular a recuperação acumulada do processo, bem como os respetivos teores acumulados, ao longo do tempo.

3 Geologia de Aljustrel

O centro mineiro de sulfuretos maciços polimetálicos de Aljustrel localiza-se na zona sul de Portugal, integrando a Faixa Piritosa Ibérica (FPI). Esta constitui a principal fração da zona Sul Portuguesa, do segmento ibérico da cintura Varisca. A FPI está localizada próximo do contacto entre a zona de Ossa-Morena e a zona Sul-Portuguesa, numa área geográfica com cerca de 300 km de comprimento. Leitão, em 1998 referiu que o centro mineiro de Aljustrel continha cerca de 200 Mton de sulfuretos identificados em seis massas de pirite.

A região onde está inserida a mina de Aljustrel é marcada pela falha da Messejana, de direção NE-SW. Esta falha limita um bloco setentrional formado pela Bacia Terciária do Sado, e um outro meridional onde se encontra exposto o soco Paleozóico. A atividade tardivarisca desta falha induziu um desligamento esquerdo de cerca de 2,5 km. Durante o Jurássico médio (Batoniano) instalou-se ao longo da falha um dolerito toleítico, observando-se metamorfismo de contacto nos xistos e grauvaques da Formação de Mértola. Nas proximidades da corta de São João, este acidente reflete-se por uma mudança da orientação das estruturas paleozóicas, de N40°W para N70°E. Associados ao sistema Messejana ocorrem diversos desligamentos direitos como as falhas Esteval, Feitais, Represa, Castelo e Moinho (Camãra Municipal de Aljustrel, 22 de janeiro de 2014).

Em Aljustrel, o complexo Vulcano-silicioso compreende uma espessa sequência de tufos (espessura superior a 250 m, base desconhecida) genericamente designada por Vulcanitos de Aljustrel (VA), a que se sobrepõem cerca de 50 m de sedimentos - xistos, filitos e tufitos - pertencentes à chamada Formação Siliciosa de Paraíso (PS). A base desta última Formação é sublinhada por um nível descontínuo e relativamente possante (8-10 m) de sedimentos siliciosos como, jaspes, chertes ou sedimentos siliciosos metalíferos.

Como foi referido anteriormente, o Couto Mineiro de Aljustrel (Figura 7) é composto por seis massas de sulfuretos maciços. Estes estão distribuídos por dois alinhamentos principais, cujo enquadramento estrutural e estratigráfico é bem conhecido. Efetivamente, os minérios ocorrem a topo dos Vulcanitos de Aljustrel e são geralmente capeados pelo nível de sedimentos siliciosos a muro da Formação do Paraíso, alinhando-se paralelamente às estruturas tectónicas NW-SE, de ambos os lados do núcleo anticlinal de Aljustrel.

O padrão complexo de dobras/falhas (acidentes cavalgantes de flanco inverso) foi provocado por uma elevada deformação do minério e da rocha encaixante. O dobramento induz ainda o paralelismo das terminações das massas de sulfuretos (periféricamente interdigitadas com os vulcanitos encaixantes sob a forma de “apófises”), dando lugar a um modo de ocorrência

típico, com “filões” ou “veias” superficiais, coalescendo em corpos possantes em profundidade.

Tal como a grande maioria dos depósitos de sulfuretos maciços vulcanogénicos, as lentículas de minério apresentam, por norma, uma zonalidade químico-mineralógica vertical, a qual se traduz por desenvolvimento de níveis ricos em cobre nos domínios a muro e stockwork, passando superiormente a horizontes ricos em Zn ± Pb (minério polimetálico de zinco e chumbo).

O complexo anticlinal de Aljustrel resulta da primeira fase de dobramento da FPI, apresentando uma clivagem xistenta de plano axial. A segunda fase de deformação é de menor intensidade sendo identificada por uma segunda xistosidade. Simplificadamente definem-se em Aljustrel o Anticlinal de Feitais, onde se localizam os jazigos de Estação e de Feitais, o Anticlinal Central, o Sinclinal de São João e o Anticlinal SW onde se situam as massas de Algarés, do Moinho, de São João e Gavião (Matos *et al.*, 2010).

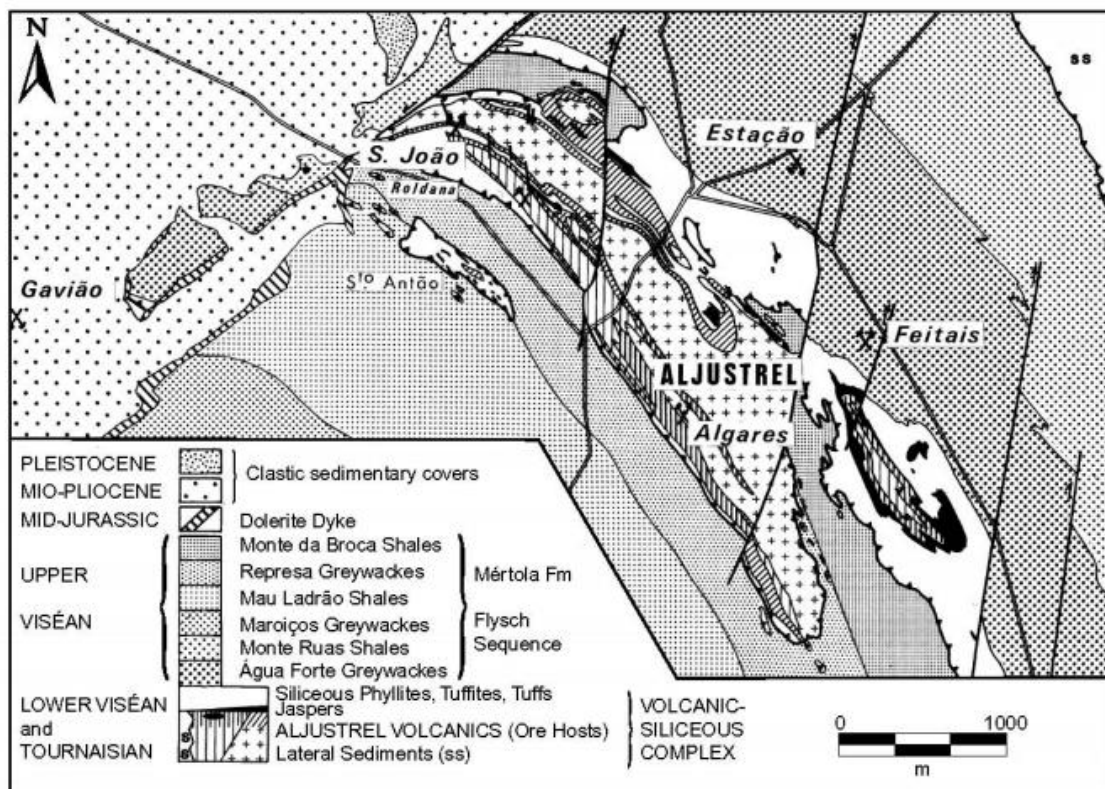


Figura 7 - Mapa geológico da região de Aljustrel, adaptado de Andrade e Schermerhorn (1971)

4 Descrição do minério a estudar

4.1 Minério de sulfuretos complexos

A produção de concentrados a partir de minérios com quantidades elevadas de cobre, zinco e chumbo é bastante complicada devido à metalurgia semelhante entre a calcopirite e os minerais de zinco. Este facto é reforçado pelo facto do minério maciço do Jazigo do Moinho consistir numa associação bastante complexa de calcopirite, galena e blenda, com a ganga a ser constituída, predominantemente por pirite, quartzo e carbonatos. Os minérios complexos Cu-Zn-Pb representam 15% da produção mundial e 7.5% das reservas mundiais de cobre, sendo que estas percentagens são ainda maiores para o caso do zinco.

Os maiores problemas relacionados com o processamento deste minério estão relacionados com a elevada interligação entre os minerais, obrigando a moagens bastante redutoras. Atualmente, a flutuação é o único método utilizado no tratamento de minérios de sulfuretos complexos, sendo que a flutuação sequencial é uma das organizações mais utilizadas nos diagramas industriais.

Para este tipo de minério a escolha dos reagentes tem uma importância extrema, dependendo essencialmente da quantidade de outros minerais presentes. As principais considerações a ter no processo de escolha são:

- ✓ Razão entre minerais de calcopirite e minerais secundários de cobre (covelite, bornite, etc.);
- ✓ Tendência para flutuar dos minerais de ferro, como pirite, marcassite e pirrotite;
- ✓ Presença de minerais que contém elementos penalizadores, tais como, arsénio, antimónio e bismuto;
- ✓ Presença em quantidades recuperáveis de ouro e prata e a forma como estão associados ao mineral principal;
- ✓ O pH natural da polpa após moagem;
- ✓ Grau de libertação dos diversos minerais úteis e da ganga.

Em minérios onde o chumbo não surge em elevada quantidade ou não tem valor económico suficiente, a cal é o controlador de alcalinidade mais utilizado, mantendo o pH entre 8 e 12, sendo também utilizada para evitar a ativação dos minerais de zinco. Em alguns dos casos, a adição de cal nos moinhos e no circuito de flutuação é suficiente para deprimir o zinco. No entanto, em alguns casos, é necessária a utilização de outros depressores. A dosagem destes

reagentes deve ser extremamente controlada, pois quando adicionados em excesso podem provocar a depressão da calcopirite.

Após condicionamento, os minerais de cobre são flutuados utilizando xantatos ou, se a mineralogia permitir, um coletor seletivo de cobre. Normalmente os concentrados de cobre apresentam um teor entre 20 e 30% de cobre, sendo que os rejeitos podem ser ativados com sulfato de cobre, de modo a flutuar os minerais de zinco. Normalmente o tempo de flutuação necessário a tratar este tipo de minerais é bastante elevado, devido ao facto de existir uma tendência natural para a ativação da blenda.

Para garantir o sucesso industrial do processo de flutuação de sulfuretos complexos é essencial garantir conhecimento e otimização de quatro componentes fundamentais do processo:

1. Caraterização mineralógica do minério, no que diz respeito à associação de minerais, calibre de libertação e presença de ganga;
2. Caraterização dos reagentes, no que diz respeito à composição química e às reações de superfície (coletores, espumantes, depressores, etc.);
3. Engenharia do processo (preparação da alimentação, sistema de instrumentação e controlo, conceção dos equipamentos, etc.);
4. Parâmetros de operação, tais como, tempo de arejamento, temperatura, condições de Eh/pH, etc.

Para além destes componentes fundamentais, é importante conhecer as variáveis físico-químicas presentes no sistema, tais como:

- ✓ Cargas na superfície do mineral;
- ✓ Efeito do comprimento da cadeia hidrocarbonatada do coletor;
- ✓ Efeitos das moléculas neutras;
- ✓ Papel do grupo funcional polar e da composição química do coletor;
- ✓ Papel de iões inorgânicos;
- ✓ Efeito da temperatura e das propriedades minerais.

Como é possível perceber com esta breve abordagem sobre minérios de sulfuretos complexos, o seu processamento mineral requer o controlo de diversas variáveis, sendo que o principal objetivo é conseguir obter concentrados dos diversos minerais úteis, da forma mais eficiente possível.

4.2 Análise mineralógica do minério

Para a execução deste projeto foi escolhido o minério maciço proveniente do Jazigo do Moinho, que possui uma proporção cobre/zinco de 1:1. A amostragem deste material foi realizada a 21/08/2013 e a sua composição pode ser observada na Tabela 4.

Tabela 4 - Composição do minério a estudar

Elemento	Composição	Elemento	Composição
Cobre (Cu)	1.61%	Arsénio (As)	3347 ppm
Zinco (Zn)	1.54%	Bismuto (Bi)	135 ppm
Chumbo (Pb)	0.55%	Antimónio (Sb)	441 ppm
Ferro (Fe)	35.19%	Selênio (Se)	49 ppm
Enxofre (S)	36.83%		

Este minério foi escolhido para realizar este projeto, uma vez que este é composto por quantidades bastante semelhantes de zinco e cobre, tornando o seu processamento mais complexo. Além disso, a presença de chumbo torna ainda mais desafiadora a possibilidade de separar estes três minerais, uma vez que os minerais de cobre e chumbo têm tendência de boa flutuação, ou seja, vão flutuar rapidamente. Deste modo é possível compreender a organização da lavaria, ou seja, inicialmente nos estágios de desengrosso e DPR procura-se efetuar a depressão do zinco, privilegiando recuperações elevadas de cobre. Este aspeto permite também compreender o porquê da existência de um circuito de tratamento de zinco que utiliza os rejeitos dos dois estágios referidos na produção de concentrados de zinco. Neste projeto, o objetivo principal será determinar os parâmetros que permitem manter uma elevada recuperação do cobre, conseguindo efetuar um aproveitamento eficiente do zinco. Uma vez que no momento em que o teor de zinco se aproxima do teor de cobre na alimentação, a recuperação do cobre é prejudicada, dado que a depressão de zinco se torna mais complexa, existindo um número mais elevado de partículas compostas por zinco e cobre.

A mineralogia dos minérios do Moinho é maioritariamente constituído por pirite associada a proporções variáveis de blenda, calcopirite e galena. Em menor proporção ocorre arsenopirite, tetraedrite e bournite. Como minerais acessórios observam-se a pirrotite, estanita-kosterite, entre outros. As gangas não metálicas são constituídas maioritariamente por quartzo e filossilicatos. Na Tabela 5 é possível observar uma breve descrição dos principais elementos constituintes do minério em estudo.

Tabela 5 - Descrição dos elementos presentes no minério

Elemento	Descrição
Pirite (FeS_2)	É o principal mineral dos minérios de Moinho, representando cerca de 76% dos materiais constituintes nos minérios cupríferos. A granulometria e a estrutura interna da pirite variam em função do seu grau de cristalinidade, podendo apresentar granulometria muito fina ($< 5 \mu\text{m}$) a muito grosseira ($> 300 \mu\text{m}$).
Blenda/Esfalerite (ZnS)	Ocorre associada à pirite, à galena e por vezes a minerais de ganga (quartzo e filossilicatos). Embora menos frequente, também se observa em associação com arsenopirite e tetraedrite. A estrutura interna dos cristais de esfalerite é variável. Pode encontrar-se livre, ou em finas inclusões de calcopirite, as quais podem exibir granulometrias variáveis, de muito finas a grosseiras e mais raramente observam-se finas inclusões de tetraedrite e ou estanita.
Calcopirite (CuFeS_2)	É o mineral característico dos minérios cupríferos. Ocorre em 3 formas distintas, nos interstícios da pirite, em inclusões na esfalerite ou a preencher veios e/ou fraturas tardias. É um dos últimos minerais a formar-se e substitui, total ou parcialmente, todos os minerais pré-existentes. Para além da associação à pirite, a calcopirite pode ser observada em associação com esfalerite, estanita, tetraedrite e bornite. Quando a calcopirite ocorre associada à esfalerite, observa-se na forma de finas inclusões, as quais representam um problema acrescido para a libertação nos processos de beneficiação mineral.
Galena (PbS)	É um mineral relativamente raro em minérios do tipo cuprífero. Está associado à blenda, sendo que é, raramente, observado em associações com calcopirite. Devido aos processos de recristalização pelos quais passou é frequente a sua ocorrência em granulometrias grosseiras a muito grosseiras ($> 500 \mu\text{m}$).

A constituição mineralógica, em termos percentuais, do minério do Moinho pode ser analisada na Figura 8.

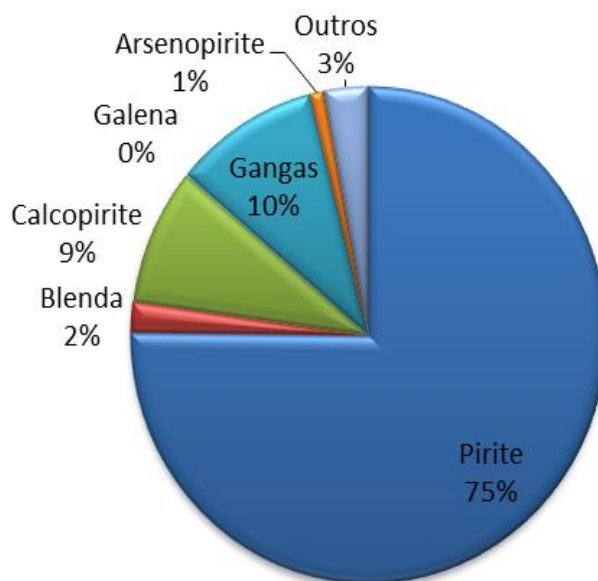


Figura 8 - Constituição mineralógica do minério

No sentido de obter um maior conhecimento do minério em estudo, foi disponibilizado pela Almina um relatório realizado acerca do mesmo, recorrendo a um serviço externo da *Wardell Armstrong International*. Assim sendo foi realizada uma análise detalhada das características mineralógicas de 4 amostras, sendo que cada uma delas corresponde a um intervalo granulométrico distinto (Tabela 6).

Tabela 6 - Descrição das amostras analisadas

Amostra	Calibre	Pirite	Calcopirite	Blenda	Elementos Residuais
E1	+63 μm				
E2	-63/+30 μm	≈90%	≈3%	≈1.5%	Galena, arsenopirite, bornite e cassiterite.
E3	-30/+15 μm				
E4	-15/+7 μm				

Uma análise de libertação permitiu concluir que a fração grosseira de calcopirite, blenda e galena tem um grau de libertação baixo, 14%, 21% e 2%, respetivamente. No entanto, a libertação é claramente melhor para granulometrias mais finas, como seria de esperar. Estes resultados são visíveis na Tabela 7.

Tabela 7 - Quantidade de material em cada amostra com mais de 70% de cada elemento

Amostras	Calcopirite	Blenda	Galena	Pirite
E1	21%	21%	2%	62%
E2	28%	25%	18%	50%
E3	61%	60%	25%	72%
E4	80%	82%	47%	81%

A análise destes valores permite desde já verificar que a moagem deverá ser responsável por uma redução granulométrica bastante significativa, dado que só se verifica boa libertação nas amostras E3 e E4, correspondentes a granulometrias bastante finas.

Este estudo permitiu ainda a análise das curvas teóricas de recuperação versus teor para cada uma das amostras, como se pode observar na Figura 9. Estas curvas foram calculadas através de dados obtidos no QEMSCAN®. Trata-se de um sistema de análise mineral baseado num microscópio eletrónico de varrimento, que permite uma rápida determinação e quantificação da mineralogia, composição química, tamanho e forma dos grãos.

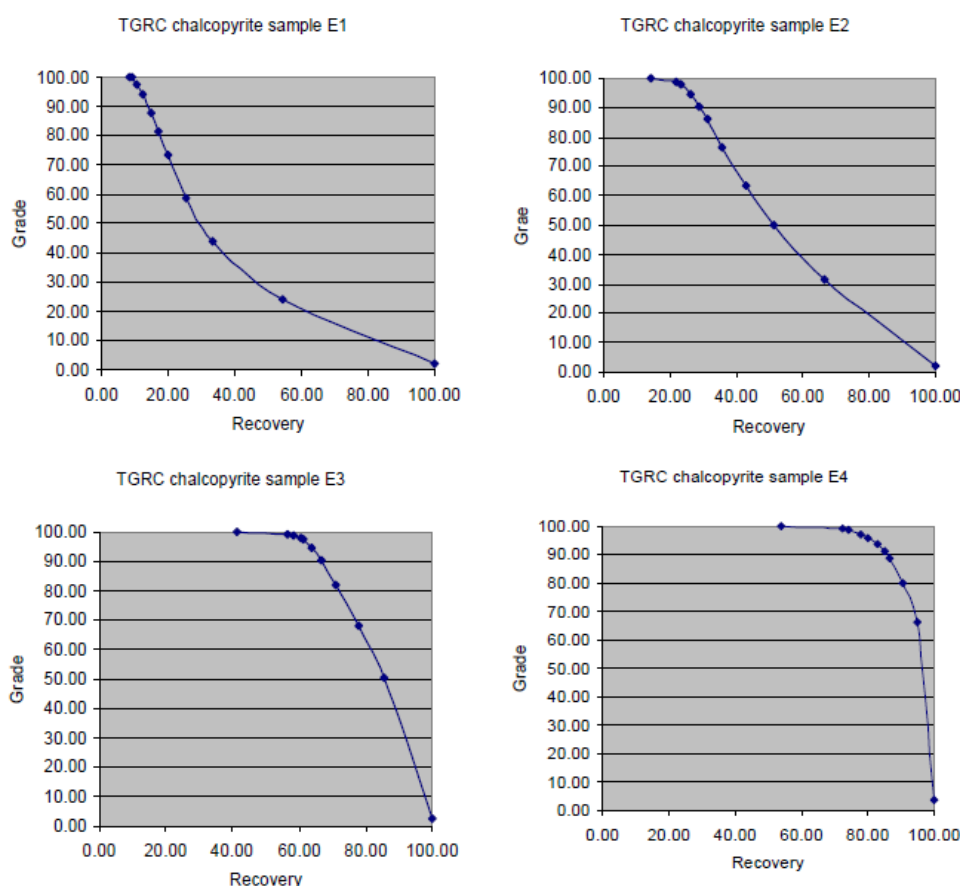


Figura 9 - Curvas teóricas de teor versus recuperação

Tal como seria de esperar, a amostra de material mais fino (E4) é aquela que permite obter melhores resultados no que diz respeito a recuperações elevadas com teores também elevados. Este resultado era já esperado, uma vez que o material já se apresenta com um grau de libertação bastante elevado. Mais uma vez, fica reforçada a noção de que será necessário uma redução granulométrica considerável para atingir valores de recuperação e teor razoáveis para que a comercialização do concentrado de cobre seja rentável.

4.3 Análise granulométrica

Após analisadas as questões mineralógicas em torno do minério que será utilizado, é momento de efetuar a análise granulométrica do material. Assim sendo, foi realizada uma crivagem a seco para calibres superiores a 0,150 mm e crivagem via húmida para granulometrias inferiores. Na Tabela 8 e na Figura 10 é possível observar os resultados obtidos e a curva granulométrica, respetivamente.

Tabela 8 - Distribuição granulométrica

Calibre (mm)	Peso (g)	Cum
6,000	0	100%
4,000	0	100%
2,000	1,8	100%
1,000	432,4	59%
0,850	49,8	55%
0,601	98,9	45%
0,425	76,2	38%
0,301	53,8	33%
0,213	50,4	28%
0,150	43,2	24%
0,106	27,2	22%
0,075	27,9	19%
0,053	32,6	16%
0,038	19,7	14%
Infra	152,8	0%
Total	1066,7	

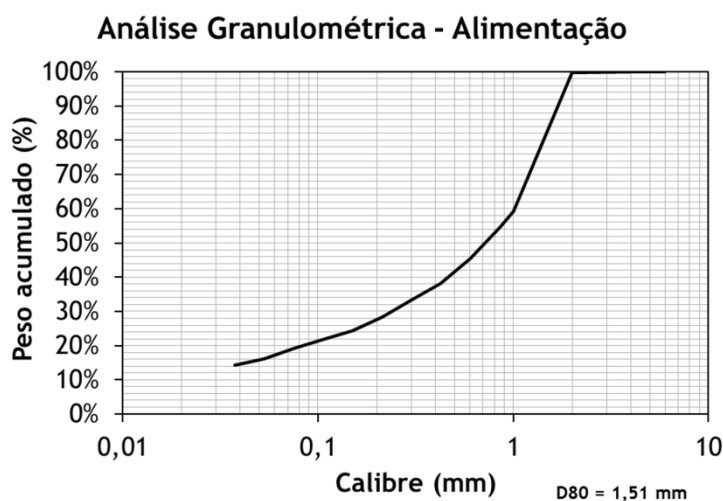


Figura 10 - Análise granulométrica do minério

5 Descrição da Lavaria de Aljustrel

5.1 Circuito de tratamento do cobre

Antes de efetuar a descrição dos ensaios executados no âmbito do desenvolvimento deste projeto é conveniente apresentar, de forma sucinta, a Lavaria de Aljustrel, representada na Figura 11. O objetivo desta descrição é estabelecer uma correspondência entre o trabalho executado laboratorialmente e a planta industrial. A aproximação entre estas duas dimensões é preponderante, pois só garantindo que os ensaios laboratoriais são representativos do processo industrial é que será possível obter uma extrapolação dos resultados obtidos, de modo a otimizar o processo.

O minério de cobre é aquele que possui mais relevância na estação de tratamento da mina de Aljustrel, sendo este o circuito principal, existindo ainda um circuito do tratamento de zinco que será apresentado de forma mais ligeira, dado que este se encontra em evolução.

O minério está armazenado em pilhas, sendo separado consoante a sua proveniência, ou seja, o minério fissural e o minério maciço estão armazenados em pilhas distintas. A alimentação da Lavaria é regulada de maneira a ser composta pelos diversos tipos de minério, obtendo assim um material com condições mais apropriadas ao processamento mineral. Este material é depois transportado por correias transportadoras até ao moinho primário, sendo que a moagem ocorre via-húmida, existindo um ponto de adição de água à entrada deste estágio. O produto da 1ª moagem é transportado para uma bateria de hidrociclones através do qual é feita a separação do minério, sendo que o minério que não apresenta a granulometria pretendida regressa ao moinho principal. O produto da 2ª moagem é separado através de outra bateria de hidrociclones, enviando o material com granulometria superior à desejada para o moinho secundário, enquanto a restante irá passar para o próximo estágio. Os moinhos utilizam bolas como agente fragmentador, sendo que no primeiro moinho o diâmetro das bolas é superior ao segundo, devido ao facto de no primeiro moinho a relação de redução ser superior. Além disso, no moinho primário a moagem ocorre por choque e no moinho secundário por atrito. A potência dos moinhos é de 2100 kW, sendo este o parâmetro que regula a entrada de agentes fragmentadores nos moinhos.

Após a moagem, o minério será colocado num condicionador, no qual, por injeção de ar se procede à oxidação da polpa. A polpa segue para um segundo condicionador, no qual é adicionado o coletor de cobre. Segue-se então o primeiro estágio de flutuação - Desengrosso/Desbaste. Esta fase tem como principal finalidade obter uma recuperação quase máxima do cobre. O material flutuado é enviado para um circuito de remoagem, com o

objetivo de libertar o máximo de cobre possível, que não tenha sido libertado na moagem. O material que não flutua - essencialmente zinco, ferro e chumbo - irá para o circuito de tratamento do zinco, caso o seu teor em zinco seja rentável. O circuito de remoagem possui um classificador à cabeça - hidrociclone. O *overflow* não será alvo de remoagem, visto que já atingiu a granulometria pretendida. O *underflow* será enviado para o circuito de remoagem, sendo que o produto da remoagem e o *overflow* do hidrociclone serão enviados para um tanque de armazenamento. O circuito de remoagem é realizado com um máximo de 4 moinhos *Metso Stirred Mill Detritor*, ocorrendo redução granulométrica por atrito, recorrendo a bolas de cerâmica de reduzida dimensão.

O material armazenado no tanque será enviado para uma célula de flutuação, no estágio denominado por desengrosso/desbaste do produto da remoagem (DPR). O material que não flutuar neste estágio será enviado para o circuito de zinco, onde será tratado no caso de ser rentável. O minério que flutuar irá para as fases de apuramento/relavagem, onde será incrementado o teor de cobre.

O material que flutua no 1º apuramento é enviado para os 2º e 3º apuramentos, o material que não flutuar será reenviado para o ciclone que antecede o circuito de remoagem, para que no caso de sair do ciclone pelo *overflow* seja novamente alvo de flutuação (desengrosso do produto da remoagem) e de seguida para o 1º apuramento, tendo assim uma nova oportunidade para flutuar. O material que sair por *underflow* será alvo de remoagem, no sentido de atingir o grau de libertação necessário à flutuação no 1º apuramento.

No 2º apuramento, o material que não flutuar será enviado novamente para o 1º apuramento, onde será avaliado se estas partículas não flutuaram porque não tiveram oportunidade para se agregar ou se é insuficiente para que possam seguir para o 3º apuramento. O material que flutuar no 2º apuramento será enviado para o 3º e último apuramento.

No 3º apuramento, o material que flutuar seguirá para o espessador convencional, enquanto o que não flutua será reenviado para o 2º apuramento por fluxo de gravidade para ser avaliado novamente.

O material será então alvo de espessamento, obtendo maior percentagem de sólidos. A água proveniente do espessador segue para uma estação de tratamento (ETA). Após o espessamento, o material segue para 2 tanques condicionadores para seguirem para o último estágio de tratamento. No último estágio, o material é filtrado com filtros de pressão produzindo o produto final com teor de cobre de aproximadamente 23% e com humidade média de 10%.

Este é o principal circuito de tratamento existente na lavaria, no entanto existe ainda um circuito secundário, que tem como objetivo o aproveitamento do zinco a partir dos rejeitos

das duas operações de desengrosso existentes no circuito principal de cobre. Segue-se, portanto, a descrição do circuito secundário de zinco.

5.2 Circuito de tratamento do zinco

Tal como foi referido anteriormente, o material que não flutua no estágio de desengrosso do cobre e no estágio de desengrosso do produto da remoagem, será um material muito pobre em cobre mas com elevada quantidade de zinco. Assim sendo, estes dois fluxos são encaminhados para tanques de condicionamento para serem enviados para um estágio de flutuação - desengrosso do zinco. O material que flutuar será enviado para uma bateria de hidrociclones, o que não flutuar será enviado para a barragem de rejeitos. O hidrociclone fará uma separação, enviando o produto do *underflow* para o circuito de remoagem, sendo que o material que sai por *overflow* não será enviado para remoagem, uma vez que já atingiu o calibre de libertação desejado.

Após o circuito de remoagem, o material é enviado para tanques de flutuação, onde ocorrerá o desengrosso, sendo que o material que flutua será enviado para o 1º apuramento e o que não flutua seguirá para a barragem de rejeitos. Segue-se então o 1º apuramento após o qual o material flutuado é enviado para um 2º apuramento e o não flutuado regressar ao estágio de desengrosso do produto da remoagem, a fim de ser avaliado novamente. Este processo repete-se no 2º apuramento, onde o material flutuado segue para o 3º apuramento e o não flutuado retorna ao 2º apuramento.

Após o 3º apuramento, o material segue para um espessador e a água resultante do processo será enviada para a barragem de rejeitos. O material espessado segue para os filtros de pressão a fim de obter o concentrado de zinco final.

A junção destes dois circuitos resulta no diagrama de tratamento existente na lavaria da mina de Aljustrel (Figura 11). No entanto, é importante lembrar que o circuito do zinco está em evolução contínua, no sentido de melhorar a eficácia do tratamento deste minério.

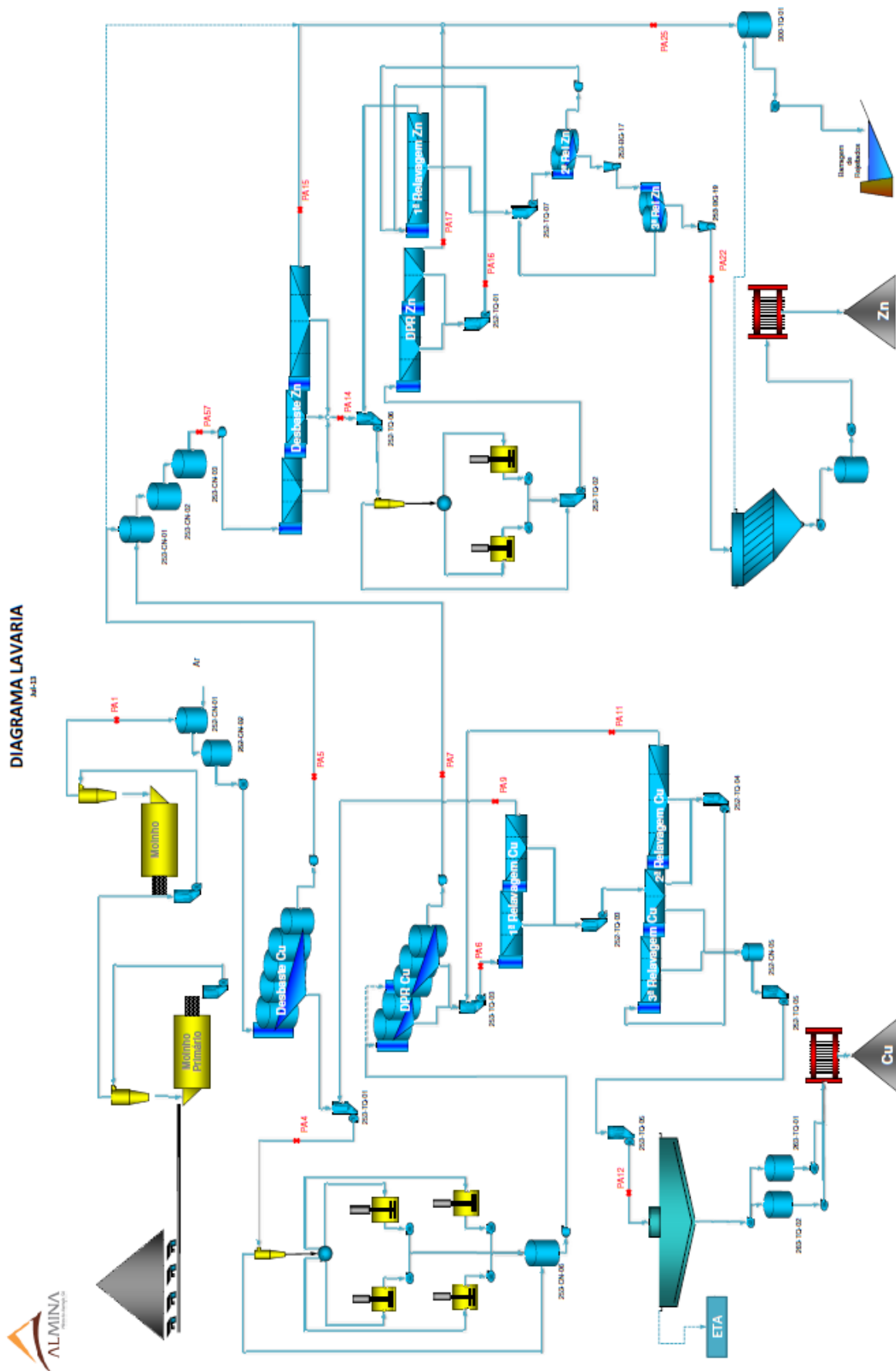


Figura 11 - Diagrama da Lavaria de Aljustrel

6 Metodologia de análise do processo de concentração

6.1 Planeamento dos Ensaios

Neste capítulo será apresentado todo o planeamento, assim como os procedimentos e equipamentos que integram a metodologia concebida para efetuar o estudo do processo de concentração do minério em análise. Antes de serem apresentados os procedimentos dos ensaios de flutuação, é conveniente realizar uma breve descrição dos equipamentos (Tabela 9) e materiais utilizados, assim como de algumas das etapas fundamentais ao longo do processo (Tabela 10).

Tabela 9 - Equipamentos utilizados nos ensaios

Equipamento	Descrição
Moinho	O moinho utilizado tem um diâmetro de 0,205 m e 0,25 m de altura, obtendo um volume de $8,25 \times 10^{-3} \text{ m}^3$. São utilizadas barras como agentes de fragmentação, com uma massa de aproximadamente 7 kg. Este moinho é utilizado na moagem e na remoagem, sendo que no caso da remoagem os agentes fragmentadores são bolas de cerâmica.
Célula de Flutuação	A célula de flutuação utilizada nos ensaios tem $2,33 \times 10^{-3} \text{ m}^3$ de volume, com um peso de 1,003 kg. Quando a quantidade de minério é reduzida, caso de DPR e apuramentos utiliza-se uma célula com $1,2 \times 10^{-3} \text{ m}^3$.
Impulsor	Permite a agitação da polpa contida na célula de flutuação. A velocidade de rotação escolhida é entre 2000 e 2300 rpm.
Filtros	A filtração é executada com filtros através da utilização de um funil de <i>buchner</i> que permite a remoção da água da polpa.
Medidor de pH	O medidor de pH permite o controlo do pH ao longo de todo o processo, desde a moagem até ao estágio final de flutuação. Tem um papel preponderante, uma vez que o controlo do pH é essencial na operação de flutuação por espumas.
Malvern	Aparelho que permite a medição da granulométrica. Consiste na medição de ângulos de difração do raio laser, que são relacionados com o diâmetro da partícula.



Figura 12- Moinho de barras



Figura 13 - Célula de flutuação e impulsor



Figura 14 - Medidor de pH



Figura 15 - Filtro de buchner

Para além dos equipamentos fundamentais para o processo foram ainda utilizados gobelés, pipetas, esguichos, estufa para secagem da amostra, balança, provetas, agitadores, entre outros equipamentos básicos de laboratório, intervenientes em operações secundárias. Todos os equipamentos, que a isso obrigaram, foram alvo de calibração, assim como as medidas referidas anteriormente foram verificadas através de metodologias básicas de laboratório.

Tabela 10 - Etapas fundamentais do processo de flutuação (Sampaio and Baltar, 2007)

Etapa do processo	Descrição da etapa
Utilização da Água	A composição química da água tem efeito significativo na flutuação, pois as várias espécies iónicas da suspensão aquosa podem interferir na ação dos reagentes ou modificar a carga elétrica das partículas, dificultando o controlo do processo e, por isso, deve ser utilizada água resultante do processo industrial.
Preparação dos Reagentes	A utilização de reagentes é determinante na eficiência do processo e corresponde aos custos mais elevados. São adicionados na célula de flutuação na forma natural ou sob a forma de soluções. O espumante deve ser adicionado em gotas. A adição de reagentes de flutuação é calculada em termos de concentração molar ou da relação reagente/minério seco.
Condicionamento	Esta fase da flutuação é responsável por promover o contacto dos reagentes com a superfície dos minerais, sendo que em laboratório o condicionamento é realizado na célula de flutuação com a entrada de ar fechada.
Diluição da Polpa	É determinada em função do tipo de minério, granulometria e tolerância em termos de contaminantes. Deve-se utilizar polpas mais diluídas quando o conteúdo em material fino é superior, dado que as partículas finas são suscetíveis ao arraste hidrodinâmico e consequente contaminação do concentrado.
Adição de Reagentes	Os reagentes devem ser utilizados em pequenas quantidades, tornando-se necessário proceder à sua diluição de modo a facilitar o controlo da quantidade adicionada.
Controlo do pH	Para controlar o pH utilizam-se reguladores (ácidos e bases) devendo-se utilizar um medidor de pH preciso e devidamente calibrado para garantir a consistência dos resultados.

Conhecidas as etapas fundamentais do processo de flutuação e alguns dos equipamentos mais importantes é possível apresentar a metodologia desenvolvida ao longo do trabalho.

Este trabalho inicia-se com o estudo dos parâmetros ótimos da fase de desengrosso, a qual tem como principal objetivo promover uma elevada recuperação de material. Assim sendo, serão realizados 16 ensaios com o objetivo de determinar as dosagens de reagentes e tempo

de moagem mais indicado para alcançar um bom compromisso entre recuperação, teor e seletividade. Na Tabela 11 é possível observar os principais parâmetros a variar no sentido de encontrar o melhor tempo de moagem para o minério em estudo.

Tabela 11 - Análise da fase de desengrosso - moagem

Ensaio	Processo	Parâmetro a modificar	Objetivo
MCM1	O material será alvo de moagem, com adição de 2500 g/ton de Cal	Duração da moagem (minutos)	Estudo da libertação da alimentação à flutuação
MCM2		60	
MCM3		90	
		30	

Analisados os tempos de moagem é necessário efetuar o estudo do depressor mais indicado para o tratamento do minério, sendo possível observar na Tabela 12 os dados dos ensaios.

Tabela 12 - Análise da fase de desengrosso - depressores

Ensaio	Processo	Parâmetro a modificar	Objetivo
MCM4	Dos ensaios anteriores será escolhido o que obteve melhor resultado, e será repetido com diferentes depressores e diferentes quantidades	Quantidade de cal adicionada (g/ton)	Estudar qual a melhor hipótese a utilizar como depressor
MCM5		2500	
MCM6		2000	
MCM7		3000	
MCM8		500	
MCM9		750	
		1000	
MCM10		Quantidade de mistura cal + MBS adicionada (g/ton)	
MCM11		2500+750 (moinho)	
		2500 (moinho) + 500 (arejamento)	

Para terminar os ensaios que permitirão otimizar o estágio de desengrosso resta efetuar a análise do melhor coletor e respetiva dosagem a utilizar, sendo possível observar na Tabela 13 os parâmetros destes ensaios.

Tabela 13 - Análise da fase de desengrosso - coletores

Ensaios	Processo	Parâmetro a modificar	Objetivo
MCM12	Uma vez obtido o tempo ideal de moagem e o coletor com maior eficiência é possível testar a quantidade de coletor 527E a adicionar	Quantidade de coletor 527E (g/ton)	Estudar a quantidade mais apropriada de reagente para coletor 527E
MCM13		30	
MCM 14		20	
MCM15	Substituição do coletor 527E por outros, utilizando a quantidade de reagente que obteve melhor eficiência nos ensaios anteriores	C-6432	Verificar as alterações provocadas pelo uso de diferentes coletores
MCM16		C- 5460	

Enquanto as dosagens ótimas da flutuação não forem encontradas, serão utilizadas as condições de referência do laboratório (Tabela 14), isto é, as condições que até agora levaram a melhores resultados nos ensaios efetuados pela Almina. É importante referir que as condições referência são as que têm obtido melhores resultados com outro tipo de minério. Não se espera que num minério de proporção 1:1 de cobre/zinco as dosagens sejam exatamente iguais.

Tabela 14 - Parâmetros de referência dos ensaios de desengrosso

Função	Reagente	Dosagem
Depressor na moagem	Cal	2500 g/ton
Coletor na flutuação	527 E	30 g/ton

Para efetuar a análise aqui apresentada é necessário seguir um procedimento rigoroso, de modo a reduzir as diferenças experimentais entre os vários ensaios. Inicialmente é necessário que todas as amostras de minério passem por uma fase de moagem, na qual se pretende atingir um grau de libertação da espécie mineral útil elevado. Após moagem, a polpa resultante será alvo de flutuação a fim de promover o processo de concentração do minério. Ao longo do estudo do minério este procedimento será sempre seguido, sendo que apenas se

processará algumas modificações nos reagentes e suas dosagens. Nesse sentido, e em todos os ensaios realizados, será utilizado o seguinte procedimento:

Procedimento Moagem

1. Preparação dos materiais:
 - a. Depressor (Cal ou MBS);
 - b. Água - Tem de ser água do processo, sendo adicionada a suficiente para que a percentagem de sólidos no moinho seja 60%;
 - c. Barras - Agentes Fragmentadores;
 - d. Minério - Amostra de minério (1000 g);
2. Introdução de todos materiais no moinho e inicia-se a moagem durante o tempo necessário;
3. Após terminar a moagem é necessário retirar a polpa do moinho. Isto é realizado com a adição de água do processo que permite a lavagem das barras e das paredes do moinho. A água adicionada nesta fase é a suficiente para que a percentagem de sólidos da polpa seja de 38%, ou seja, a ideal para proceder à flutuação.

Procedimento Flutuação - Desengrosso

1. Preparação dos reagentes:
 - a. Cal para correção de pH - Coloca-se 10 gramas de Cal e 90 gramas de água, obtendo diluição de 10%.
 - b. Reagente coletor do cobre - este é preparado de acordo com a diluição pretendida. A quantidade de reagente colocada será em função da massa de minério - coloca-se a amostra na célula de flutuação, pesa-se a célula + polpa e subtrai-se o peso da célula. Sabendo a percentagem sólidos na polpa é possível conhecer a massa de minério e assim obter a quantidade de reagente;
2. Colocar a célula em agitação durante algum tempo;
3. Ligar o ar e procede-se ao arejamento durante 5 minutos. Retira-se uma amostra da alimentação para análise química e análise granulométrica no Malvern;
4. Iniciar o 1º condicionamento com a adição do reagente e cal para ajustar o pH a 10.5 no caso do cobre. Este condicionamento tem a duração de 5 minutos, sendo que ao 4º minuto é feita a adição de MIBC (espumante).
5. Iniciar a 1ª flutuação que tem a duração de 3 minutos, sendo que se deve registar o pH inicial e final. Nesta fase procede-se à remoção das espumas (concentrado 1).
6. Segue-se 1 minuto de condicionamento no qual se procede ao ajustamento do pH através da adição de cal.

7. Iniciar a segunda flutuação com a duração de 2 minutos, deve-se também apontar o pH inicial e final. Procede-se à remoção das espumas (concentrado 2);
8. Segue-se mais 1 minuto de condicionamento com ajuste de pH.
9. Finalmente inicia-se a 3ª flutuação com duração de 6 minutos, na qual é registado o pH inicial e final e se procede à remoção de espumas (c3);
10. O rejeitado que fica na célula é filtrado, tal como c1, c2 e c3 para serem enviados para laboratório após secagem, pesagem e desagregação.

Após a análise e otimização da fase de desengrosso é momento de efetuar o estudo da fase DPR. Deste modo, o material que flutua no desengrosso é submetido a uma remoagem para que os grãos que ainda não tenham atingido o grau de libertação mais apropriado tenham aqui a oportunidade de o fazer. De seguida o material é alvo de flutuação, sendo que na fase de DPR a prioridade continua a ser a obtenção de recuperações elevadas. Nesta fase o objetivo é determinar o tempo de remoagem ideal e aferir a necessidade de utilizar coletor durante o DPR. Na Tabela 15 e na Tabela 16 é possível observar os ensaios que serão efetuados e os parâmetros a modificar nesta fase do projeto.

Tabela 15 - Análise da fase de DPR - remoagem

Ensaio	Processo	Parâmetro a modificar	Objetivo
MCM17	O material será alvo de remoagem	Duração da remoagem (minutos)	10
MCM18			20
MCM19			30

Tabela 16 - Análise da fase de DPR - coletor

Ensaio	Processo	Parâmetro a modificar	Objetivo
MCM20	O minério será alvo de flutuação	Utilização de	Sem coletor
MCM21		coletor	527 E

Nestes ensaios o procedimento referido anteriormente para a fase de desengrosso é mantido, no entanto os concentrados serão todos depositados no mesmo recipiente para depois serem introduzidos no moinho.

Procedimento - Remoagem

1. Preparação dos materiais:
 - a. Água - adição de água suficiente para conseguir remover todo o concentrado do tabuleiro;
 - b. Bolas de cerâmica - Agentes Fragmentadores;
 - c. Concentrado proveniente do desengrosso;
2. Introdução de todos materiais no moinho e iniciar a remoagem durante o tempo necessário;
3. Após terminar a remoagem é necessário retirar a polpa do moinho, através da adição de água do processo que permite a lavagem das bolas e das paredes do moinho.

Procedimento Flutuação DPR

1. Colocar a célula em agitação durante algum tempo;
2. Iniciar a flutuação que tem a duração de 5 minutos, sendo que se deve apontar o pH inicial e final. Nesta fase procede-se à remoção das espumas (concentrado DPR). No caso da utilização de coletor será necessário fazer uma etapa de condicionamento com a duração de 1 minuto.
3. O rejeitado que fica na célula é filtrado, tal como c4 (concentrado DPR) para serem enviados para laboratório após secagem, pesagem e desagregação.

Após o estudo do DPR surge a necessidade de analisar o 1º apuramento, sendo que nesta fase serão realizados dois ensaios. O primeiro será uma extensão do processo que tem vindo a ser estudado, ou seja, o concentrado do DPR será alvo de apuramento. No segundo ensaio, será realizado apuramento do concentrado do desengrosso, suprimindo o estágio de remoagem e DPR, no sentido de aferir a necessidade de remoagem (Tabela 17).

Tabela 17 - Análise da fase de apuramento

Ensaio	Processo	Parâmetro a modificar	Objetivo
MCM22	O minério será alvo de flutuação	Remoagem	10 min.
MCM23			Sem remoagem
			Estudar a necessidade de remoagem

De seguida apresenta-se o procedimento do ensaio para o 1º apuramento, sendo exatamente igual independentemente da existência ou não da fase de remoagem e DPR.

Procedimento Flutuação 1º Apuramento

1. Colocar o concentrado do DPR na célula em agitação durante algum tempo;
2. Iniciar a flutuação que tem a duração de 2,5 minutos, sendo que se deve apontar o pH inicial e final.
3. O rejeito que fica na célula é filtrado, para ser enviado para laboratório após secagem, pesagem e desagregação.

6.2 Reagentes utilizados

Antes de iniciar a apresentação dos resultados é conveniente efetuar uma breve descrição dos reagentes utilizados no desenvolvimento do projeto, uma vez que estes são parte importante na interpretação dos resultados. Na Tabela 18 é possível observar os reagentes utilizados neste trabalho.

Tabela 18 - Reagentes utilizados e sua aplicação

Utilização	Reagente	Ponto de adição
Depressores	Cal	Moinho
	MBS	
Coletores	527E	Célula de flutuação
	C 5460	
	C 6432	
Espumante	MIBC	
Regulador de pH	Cal	

Iniciando a análise dos reagentes utilizados como depressores é conveniente lembrar que houve um ensaio em que o MBS foi adicionado no arejamento. Não foram testados mais pontos de adição, uma vez que nos ensaios realizados pela empresa a adição no moinho foi aquela que permitiu obter melhores resultados. O primeiro depressor utilizado foi a cal. Ora, a principal função da cal é deprimir a pirite, ou seja, a sua adição permite que quando se alcança o estágio de desengrosso, a polpa possui características que permitirão uma menor flutuação deste mineral. Por outro lado, a cal evita a pré-ativação da blenda, o que permite também uma menor disponibilidade para a flutuação de zinco. Estes processos podem ser quimicamente explicados, uma vez que a adição de cal provoca a precipitação de iões

metálicos pesados, que caso não sejam precipitados têm o poder de ativar a pirite e a blenda, provocando a sua flutuação. Assim sendo, a cal é utilizada como depressor do ferro e inibidor da ativação do zinco, permitindo a seletividade destes elementos perante o cobre e o chumbo.

O outro depressor utilizado foi o MBS (metabissulfito). Este também permite a depressão da pirite e da blenda devido à presença de iões SO_3^{2-} , que serão oxidados formando sulfatos (SO_4^{2-}). Em 1981, Pattison resumiu os mecanismos através dos quais é realizada a depressão com iões sulfito:

1. Adsorção dos iões sulfito ou formação de um revestimento na superfície mineral que inibe a adsorção pelo coletor;
2. Remoção da polpa de oxigénio dissolvido, que é necessário para as reações entre o coletor e a superfície mineral;
3. Redução do potencial Eh, que inibe a formação de uma superfície hidrofóbica através de reações eletroquímicas que envolvem os coletores;
4. Decomposição de qualquer xantato em solução formado na superfície dos minerais de sulfureto.

Estes mecanismos, podendo ocorrer mais do que um em simultâneo, permitem explicar a depressão da pirite. Para além disso, a presença de oxigénio dissolvido contribui para a eliminação de espécies hidrofóbicas da superfície mineral, devido à ação conjunta do MBS e do oxigénio dissolvido (Shuhua, 2006).

Uma vez analisados os depressores utilizados, será efetuada uma descrição dos coletores. Começando pelo reagente utilizado industrialmente, o 527E, trata-se de uma solução aquosa de *dialkyl dithiophosphate* e *thionocarbamate*. Este coletor está preparado para ser adicionado no circuito de moagem, numa fase de condicionamento e na célula de flutuação, sendo que possui reduzido poder de espumante. Este permite uma boa seletividade perante a pirite, sendo regularmente utilizado em processos que envolvem calcopirite, bornite e covelite. Uma das suas principais propriedades é a velocidade e poder de coletibilidade, sendo que deve ser utilizado em pequenas quantidades, menores que os xantatos, por exemplo. Recomenda-se que a sua aplicação seja feita em diluição entre 1 e 10%, em reduzidas dosagens (entre 10 e 50 g/ton). De seguida, foi utilizado o coletor C-5460, tratando-se de um coletor produzido por outra empresa e comercializado como sendo o clone do 527E, assim sendo possui características semelhantes às que foram referidas anteriormente. Por último foi testado ainda o coletor C-6432, produzido pela mesma empresa que o C-5460, sendo que a principal diferença é que se aconselha a sua aplicação no estado puro, ou seja, sem diluição, tratando-se de um reagente em fase de testes (Danafloat, 2014).

Para além dos depressores e coletores foi ainda utilizado o espumante, vulgarmente conhecido como MIBC (Metil Isobutil Carbinol - $C_6H_{14}O$). Trata-se de um reagente que contém uma parte hidrofóbica polar e uma hidrofílica não polar capaz de ser adsorvida na interface ar-água, sendo adicionado com o objetivo de aumentar a estabilidade da formação de bolhas na polpa, permitindo uma maior estabilidade do colchão de espumas, melhorando a drenagem seletiva da ganga que ascende por arrastamento e aumentando assim a cinética de flutuação.

Para finalizar, resta fazer referência ao regulador de pH utilizado, a cal. A importância de dotar a polpa de características alcalinas é de extrema importância no processo de flutuação deste minério. Ao longo dos ensaios de flutuação, o pH foi acertado para o valor de 10,5, pois é esse que permite a flutuação do cobre, sabendo que se o pH for mais elevado existe o risco de flutuar blenda (pH=11,5) e se for mais reduzido poderá provocar a flutuação da galena (pH=8,5).

7 Resultados obtidos - Fase de Desengrosso

7.1 Estudo da Fase de Desengrosso

A fase de desengrosso é o primeiro estágio de concentração existente no processamento do minério na Lavaria de Aljustrel. O objetivo fundamental desta etapa consiste em executar a separação do minério útil do não útil, privilegiando a recuperação, garantindo um teor aceitável. Isto é, não existe grande preocupação em aumentar o teor do produto do desengrosso, mas sim em aproveitar o máximo de material útil, obtendo ainda assim uma redução da quantidade de penalizantes existentes na polpa. Deste modo, realizou-se um estudo dos parâmetros que permitem otimizar esta etapa, no que diz respeito ao tempo de moagem, à escolha de depressor e ainda à escolha do coletor de cobre, como pode ser observado na Figura 16.

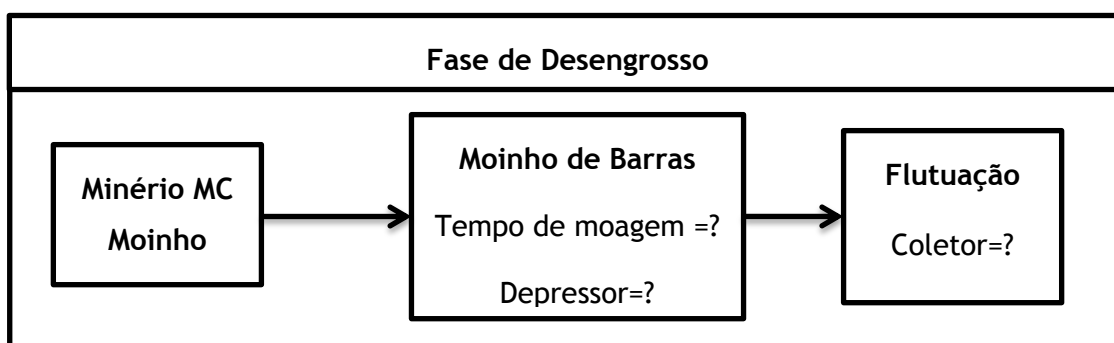


Figura 16- Representação da fase de desengrosso

7.2 Resultados do estudo da libertação do minério

Como foi referido, a amostra de minério foi alvo de um estágio de moagem, essencial à libertação da espécie mineral útil. Nesse sentido, foram realizadas 3 moagens, em que a única variável foi a duração da etapa. O objetivo foi analisar os teores obtidos para verificar qual o tempo de moagem mais indicado para obter uma boa libertação do minério, não correndo o risco de produzir finos em excesso.

Com os dados obtidos é possível fazer a análise do funcionamento do moinho, com o objetivo de determinar qual a duração ótima de moagem para o minério em questão. Assim sendo, nesta fase determinou-se essencialmente qual o estado de libertação do minério que é mais adequado para proceder à flutuação. Esta análise pode ser feita através da relação entre a recuperação e o teor em substância mineral útil (cobre), assim como em termos de

seletividade dos principais elementos presentes no minério, sendo que o ideal é obter elevadas recuperações de cobre e reduzidas recuperações de ferro, zinco e chumbo.

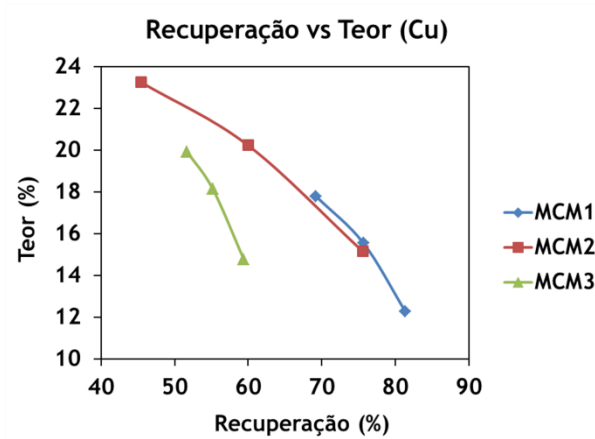


Figura 17 - Relação entre recuperação e teor de cobre - tempo de moagem

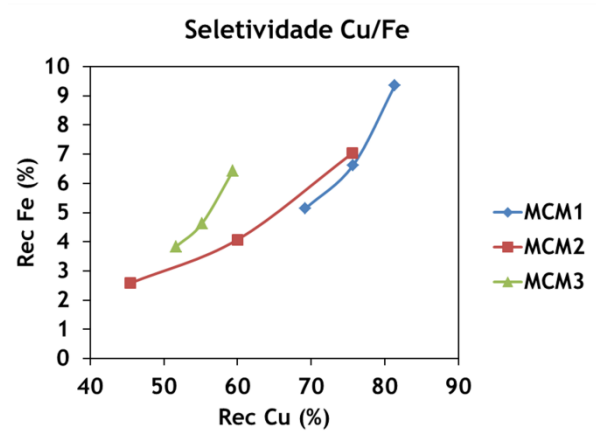


Figura 18 - Seletividade Cu/Fe - tempo de moagem

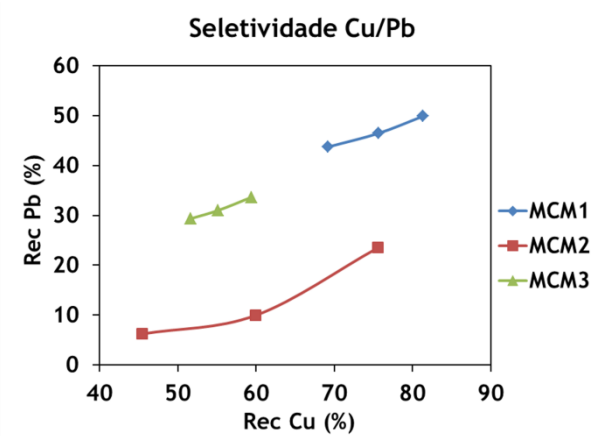


Figura 19 - Seletividade Cu/Pb - tempo de moagem

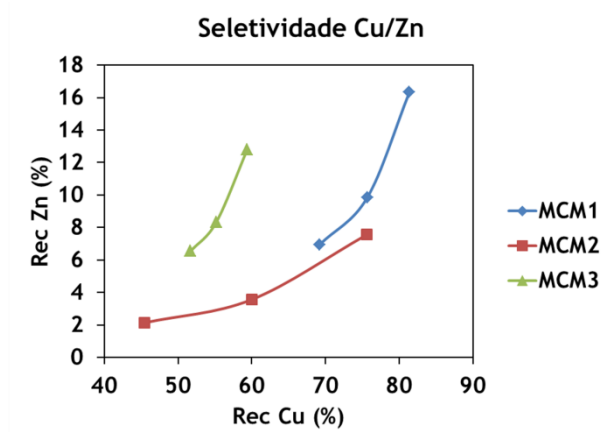


Figura 20 - Seletividade Cu/Zn - tempo de moagem

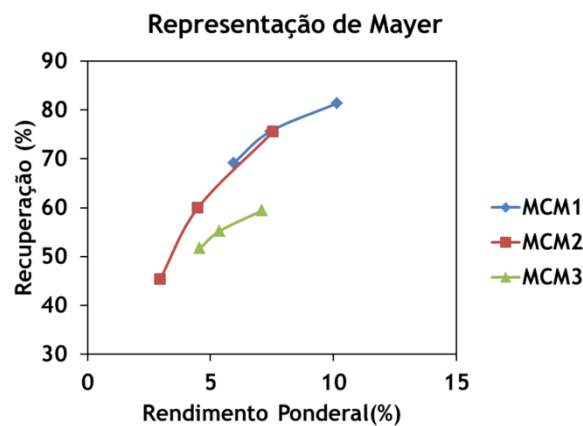


Figura 21 - Representação de mayer - tempo de moagem

Observando a Figura 17 é possível verificar que o ensaio que permitiu a obtenção de melhores teores no concentrado final foi o MCM2 (90 min). No entanto, em termos de recuperação, o ensaio MCM1 (60 min) conseguiu obter melhores resultados. O ensaio MCM3 (30 min) permitiu obter teores mais elevados que MCM1, no entanto com uma recuperação menor e, portanto, não será uma hipótese viável para esta fase do processo.

Sabe-se que quanto maior for a duração da moagem, maior poderá ser o grau de libertação e, por isso, seria de esperar que o teor fosse elevado. No entanto, a produção de finos é uma consequência de um processo de moagem mais duradouro e, por isso, prejudicará a recuperação na flutuação, que perde eficiência quando o material possui um número elevado de partículas finas, essencialmente abaixo dos 10 μm . No caso de a duração ser mais reduzida (MCM3), o grau de libertação será menor. Porém, é possível obter teores relativamente elevados, pois a flutuação tornar-se-á mais seletiva, flutuando apenas partículas com teor elevado, o que devido à reduzida superfície específica do mineral se torna óbvio.

Verifica-se assim que em termos de análise de recuperação e teor em cobre, o ensaio que teve melhor comportamento foi o MCM2, com duração de moagem de 90 min, que apesar de atingir uma recuperação inferior permite a obtenção de teores mais elevados. No entanto, não é possível tomar uma decisão sobre a duração ótima de moagem sem analisar mais resultados. No caso da flutuação é bastante importante analisar a seletividade. Ou seja, é possível através da análise da composição química do concentrado verificar a forma como a flutuação está a seleccionar o material que ascende na célula.

Analisando as Figura 18 e Figura 19 é possível verificar que o ensaio MCM1 é aquele que permite obter melhor recuperação de cobre. No entanto, a recuperação em outros elementos é bastante mais elevada. Quanto ao ensaio MCM3 é possível afirmar que não será hipótese a ponderar na otimização do processo, pois a recuperação de cobre é bastante reduzida. Sendo assim, a escolha fica limitada entre os outros dois ensaios. Fica claro na análise dos gráficos que o ensaio MCM1 é o que permite obter melhores recuperações em cobre. Contudo, possui uma recuperação bastante elevada nos restantes elementos, ao contrário do ensaio MCM2, que obtém recuperação do cobre um pouco menor, embora com teores mais elevados. Ainda assim consegue ser muito mais seletivo para o cobre, pois permite que a recuperação de outros elementos seja mais reduzida. Tal é facilmente explicado pelo facto de no ensaio MCM2 o mineral estar mais liberto e a superfície específica para reação com os reagentes ser superior e, por isso, permite que o seu rendimento seja mais preciso.

Para que possa ser tomada uma decisão final é necessário observar a seletividade do cobre em relação ao zinco, representada na Figura 20. Esta assume uma importância essencial, porque uma depressão eficaz do zinco permitirá que este surja no rejeito com teores mais elevados, permitindo por isso o seu processamento com o objetivo de obter um segundo

concentrado final rico em zinco. Analisando a recuperação do zinco, verifica-se que o ensaio MCM1 consegue uma recuperação bastante mais elevada e, por isso, há menor quantidade de zinco a ir para o rejeito. Convém, por outro lado, analisar a verticalidade das curvas de seletividade, isto porque quando a curva se aproxima da posição vertical significa que o minério está a ser retirado da célula, não por flutuação, mas sim por arrastamento. Nesse sentido, analisando a curva MCM1 (60 min) da seletividade cobre/zinco é possível verificar esse efeito, sendo possível concluir que existe uma elevada probabilidade de que, na prática, a recuperação do zinco no concentrado final seja mais baixa do que a obtida neste ensaio.

Para terminar, é possível verificar na Figura 21 a representação de *Mayer* para os ensaios analisados, obtendo assim uma relação entre recuperação e rendimento ponderal. Verifica-se que o ensaio MCM1 é aquele que permite obter uma relação entre rendimento ponderal e recuperação maior. No entanto, as diferenças não são significativas.

É óbvio portanto que a decisão depende do objetivo da flutuação, pois se este é promover a maior recuperação possível de cobre, sem preocupações com o teor e a seletividade, o ensaio MCM1 é o ideal. Por outro lado, o ensaio MCM2 (90 min) permite obter recuperações de cobre ligeiramente menores, embora com teores mais elevados, permitindo também uma maior eficácia na remoção de substâncias minerais não úteis, fruto da maior redução de calibre, sendo ideal para retirar da polpa a máxima quantidade de penalizantes.

Tal como tem vindo a ser enunciado, o estágio que está a ser simulado pretende obter elevados valores de recuperação. Adaptando todas as conclusões anteriores à fase de processamento em causa, seria natural que o ensaio MCM1, que obteve maior presença de cobre no concentrado final, fosse o escolhido. No entanto, este apresenta uma seletividade bastante inferior ao ensaio MCM2, o que no caso do tratamento de um minério complexo pode ser bastante importante, já que reduz substancialmente a presença de estéril no processo. Deste modo, é possível na fase inicial do processo de concentração obter uma polpa com recuperação de cobre bastante razoável e um teor mais baixo de penalizantes. Assim sendo, optou-se por utilizar a moagem mais duradoura nos ensaios que se seguem, acreditando que a redução granulométrica obtida é a ideal para operar com minério complexo.

É importante ter consciência de que quanto maior for a duração da moagem, maior será a produção de finos, consequência essa que poderá provocar uma menor eficiência do estágio de flutuação, essencialmente porque após o desengrosso existe uma fase de remoagem. No entanto, neste tipo de minério, o mineral mais prejudicado pela sobremoagem é o chumbo, uma vez que a galena é bastante frágil, possuindo três planos de fratura na sua estrutura cúbica, tornando fácil a sua redução granulométrica.

Analisando melhor a questão da recuperação ser menor no ensaio MCM2 (menos 5% relativamente a MCM1) é possível colocar a hipótese de um estágio de reclamação, dado que

a recuperação ronda os 75% e é importante recuperar algum do material enviado para o rejeito. No entanto, esse estudo não será desenvolvido neste projeto.

Após a reflexão anterior é pertinente analisar as curvas granulométricas dos ensaios, comparando-as com a da alimentação ao moinho (Figura 22). Desta forma será possível verificar o comportamento do estágio de moagem. Verifica-se que a diferença entre as curvas granulométricas é cada vez mais reduzida com o aumento do tempo de moagem, o que permite concluir que aumentar a duração da moagem para mais de 90 minutos não produzirá um efeito de cominuição pronunciado. Além de tudo, o aumento do tempo da moagem de 60 para 90 minutos não provoca um aumento considerável dos finos, sendo que a diferença entre as curvas é maior nos calibres mais grosseiros, o que explica o aumento do teor verificado nos ensaios de flutuação, sem que as perdas sejam maiores, dado que existe uma maior libertação nos calibres grosseiros. Isto permite explicar a redução na recuperação no ensaio MCM2, pois podem existir mistos ricos a serem fragmentados, originando partículas muito ricas (que vão aumentar o teor) e mistos pobres (que reduzem a recuperação). Juntando este facto ao ligeiro aumento de finos na alimentação é possível justificar a redução da recuperação com o aumento do grau de moagem.

Análise Granulométrica

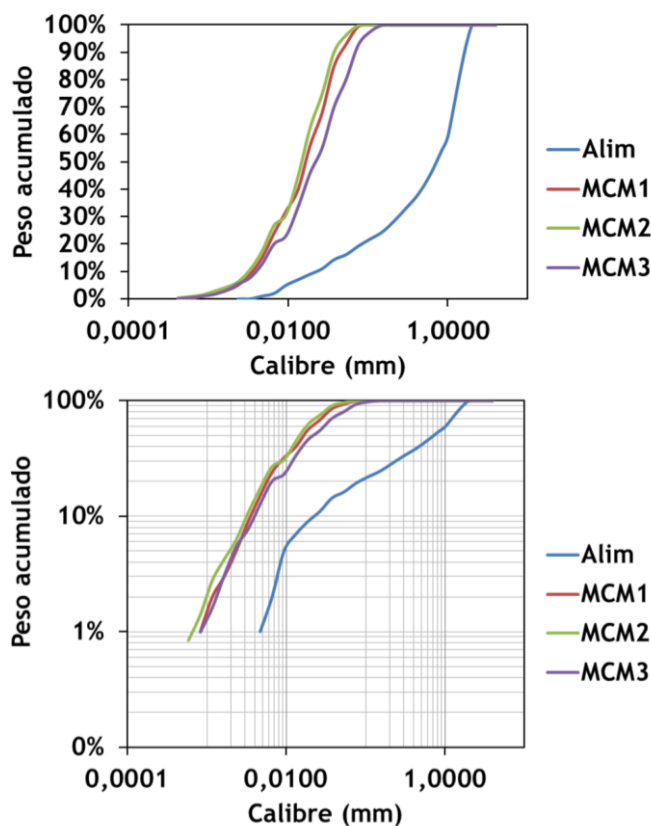


Figura 22 - Análise granulométrica da moagem

7.3 Resultados do estudo da utilização de depressores

Após otimizar o tempo de moagem é necessário executar o estudo dos depressores mais indicados, sendo que este reagente é adicionado na moagem. Foram realizados ensaios com 3 quantidades de cal diferentes, sendo o ponto de adição o moinho. O mesmo procedimento foi realizado com o MBS. Finalmente testou-se a mistura de cal com MBS, sendo que num primeiro teste foram adicionados os dois no moinho e num segundo teste adicionou-se a cal no moinho e o MBS na fase de arejamento.

7.3.1 Utilização da cal como depressor

Inicialmente será efetuada a análise dos resultados obtidos nos ensaios com a utilização e cal como depressor. A análise de resultados será semelhante à que foi realizada nos ensaios de moagem, podendo ser observada nas figuras seguintes.

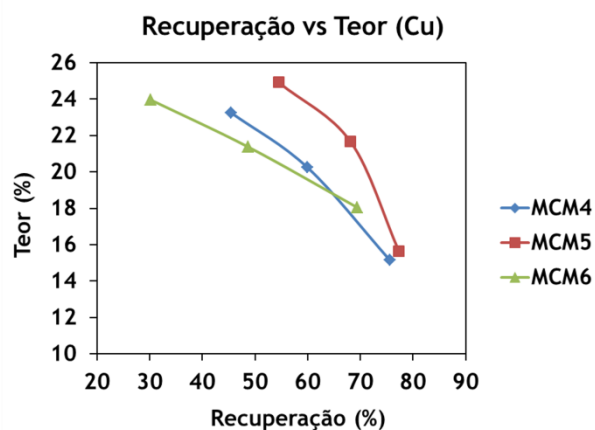


Figura 23 - Relação entre recuperação e teor de cobre - depressor (CAL)

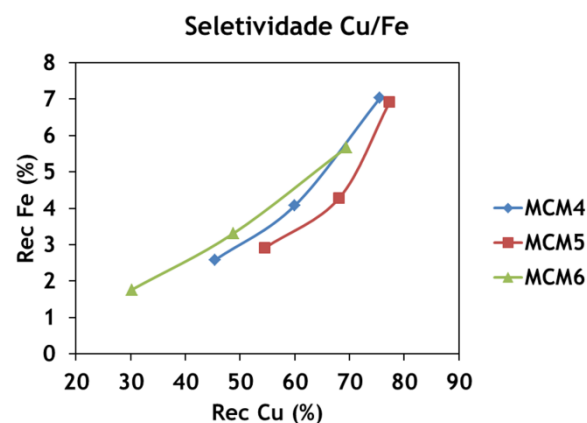


Figura 24 - Seletividade Cu/Fe - depressor (CAL)

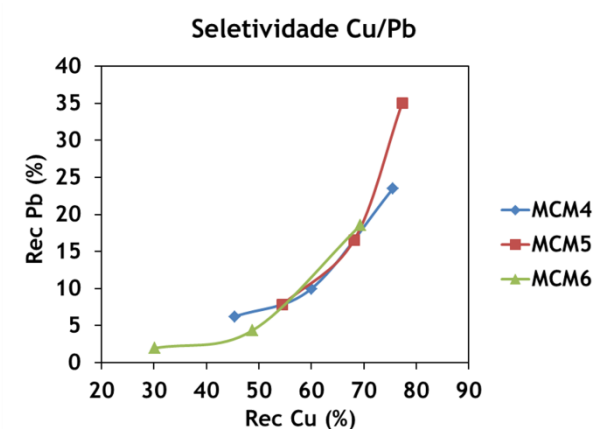


Figura 25 - Seletividade Cu/Pb - depressor (CAL)

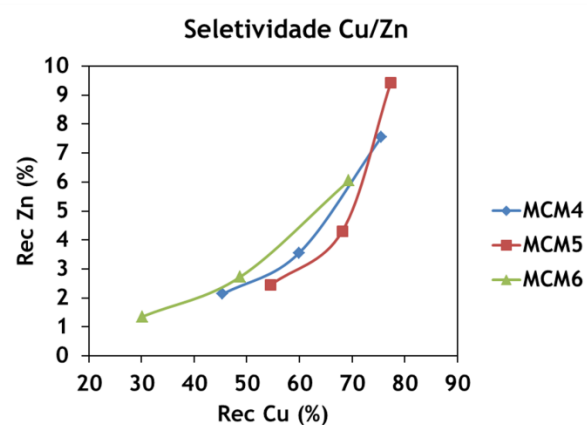


Figura 26 - Seletividade Cu/Zn - depressor (CAL)

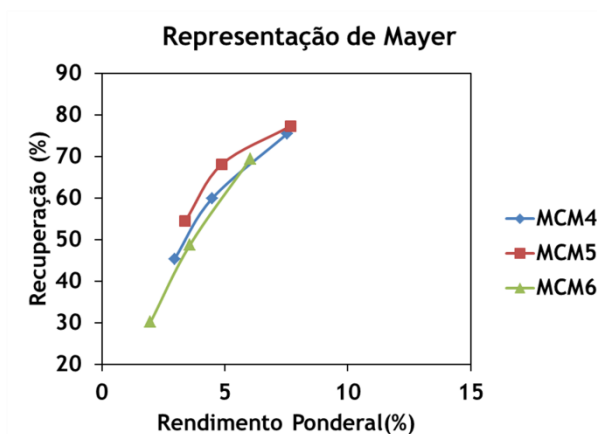


Figura 27 - Representação de *mayer* - depressor (CAL).

Assim sendo, inicialmente convém comparar os diferentes ensaios em termos de recuperação e teor de cobre (Figura 23), verificando que o ensaio MCM5 (2000 g/ton de cal) é aquele que obtém melhores teores de cobre e melhor recuperação.

No caso da seletividade entre o cobre e os penalizantes chumbo e ferro (Figura 24 e Figura 25), não se verifica grandes diferenças. No entanto, é possível verificar que o MCM5 é aquele que permite um melhor compromisso entre a recuperação cobre e uma reduzida recuperação de penalizantes, embora no caso do chumbo ser possível afirmar que o MCM4 tem melhor desempenho. Nota-se que a recuperação de ferro é substancialmente baixa, sendo cada vez menor à medida que se aumenta a dosagem de cal, o que é de esperar, visto que a cal é um depressor da pirite, mineral férrico.

É possível ainda analisar a relação entre a recuperação de cobre e zinco, sendo importante relembrar que ao evitar a flutuação de zinco no desengrosso, é garantida uma presença elevada deste material no circuito secundário. Analisando a Figura 26 é possível verificar que o ensaio MCM5 não é eficaz na separação do zinco. No entanto, as diferenças não são muito elevadas e sabendo que no próximo estágio de flutuação - desbaste do produto da remoagem - haverá ainda outra possibilidade de remover o zinco, enviando-o para o rejeito, não será motivo de grande preocupação o facto de não ser escolhido o ensaio que permite uma maior seletividade de cobre em relação ao zinco.

Por último é possível analisar os resultados através de uma representação de *Mayer*, Figura 27, na qual é possível observar que o ensaio MCM5 é aquele que permite um melhor compromisso entre rendimento e recuperação.

Analisando todas as conclusões referidas, e tal como foi sendo claro, o ensaio otimizado será o MCM5, sendo que será adicionado na fase de moagem uma dosagem de 2000 gramas de cal

por cada tonelada de minério. No entanto, falta ainda verificar o desempenho do MBS como depressor.

7.3.2 Utilização de MBS como depressor

Após análise da variação da cal procedeu-se à substituição deste reagente por MBS, que é um depressor de pirite e da blenda, através da variação do potencial de oxidação, testando os resultados deste reagente em três dosagens distintas. Para além da utilização individual deste reagente foram realizados ensaios em que se utilizaram os dois reagentes, ou seja, a cal e o MBS em simultâneo. As figuras que se seguem permitem observar os resultados obtidos.

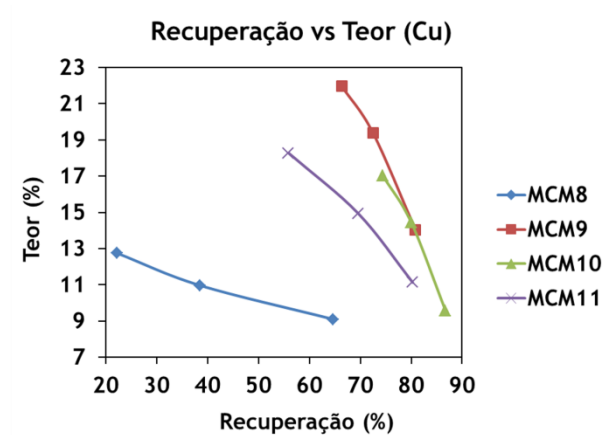


Figura 28 - Relação entre recuperação e teor de cobre - depressor (MBS)

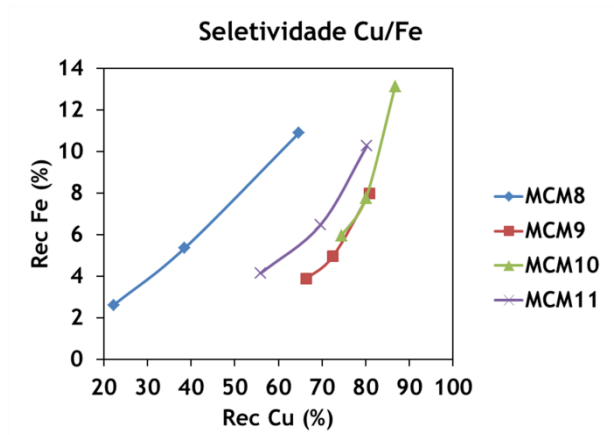


Figura 29 - Seletividade Cu/Fe - depressor (MBS)

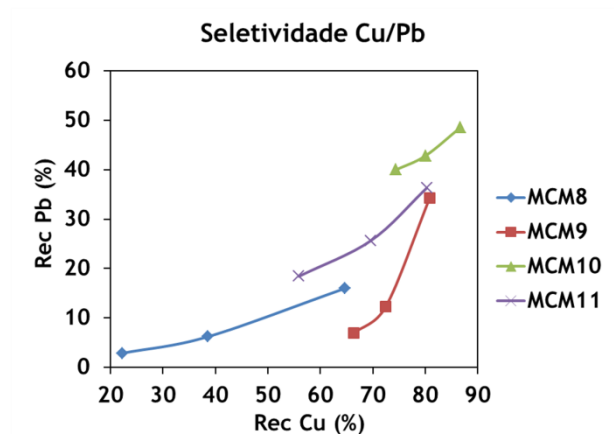


Figura 30 - Seletividade Cu/Pb - depressor (MBS)

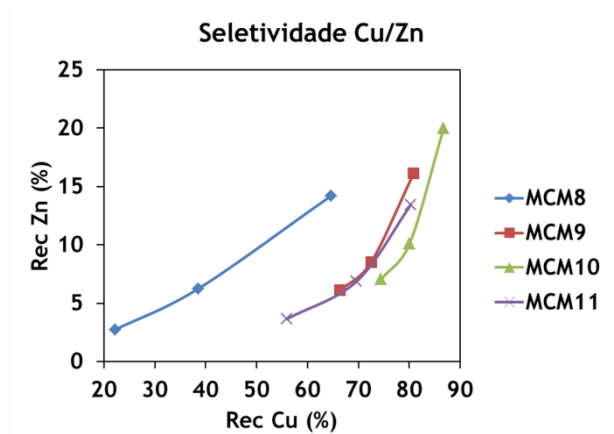


Figura 31 - Seletividade Cu/Zn - depressor (MBS)

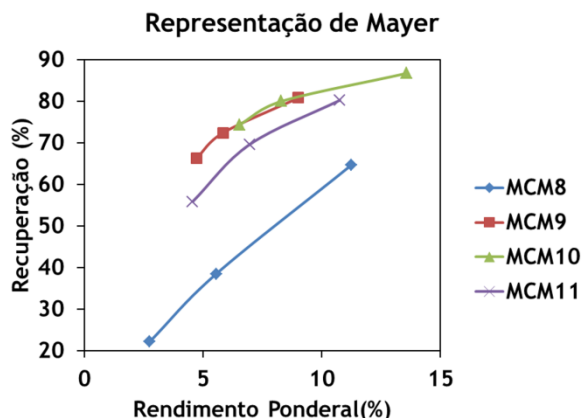


Figura 32 - Representação de *mayer* - depressor (MBS)

Como é possível observar através das figuras anteriores, o ensaio MCM7 não foi analisado, uma vez que as condições ensaiadas não permitiram que o processo de flutuação decorresse normalmente, dando a clara indicação de que a dosagem de MBS utilizada não foi suficiente para executar uma depressão da blenda e da pirite eficiente. Já no ensaio MCM8 foi possível completar o processo, apesar de um comportamento irregular das espumas. No entanto, os resultados foram claramente desfavoráveis, sendo que a sua análise torna-se dispensável. O ensaio MCM9 foi o único, entre os que foram executados com MBS como depressor, a obter resultados discutíveis e bastante próximos daqueles que foram alcançados com a cal. Isto é um indicador claro de que a dosagem de 1000 gramas de MBS por tonelada de minério poderá estar bastante próxima da adequada, sabendo que dosagens excessivas podem levar ao esgotamento do oxigénio dissolvido, diminuindo a sua ação sobre as espécies hidrofóbicas presentes na superfície mineral. De seguida executaram-se os testes com a mistura dos dois depressores, sendo que os resultados obtidos nos dois ensaios são discutíveis e comparáveis com o ensaio MCM9.

No que diz respeito à relação entre a recuperação e o teor em substância mineral útil, observado na Figura 28, o ensaio MCM9 é aquele que permite um maior equilíbrio entre estas duas variáveis, sendo que o ensaio MCM10 destaca-se pela elevada recuperação que alcançou, no entanto obtém um teor mais baixo. Por fim, o ensaio MCM11 é aquele que obtém um resultado menos otimizado, alcançado baixa recuperação e baixo teor, dando a clara indicação de que o potencial depressivo da polpa é excessivo. Já no que diz respeito à seletividade, verifica-se um equilíbrio entre os ensaios MCM9 e MCM10, sendo que o MCM11 apenas permite alcançar uma boa seletividade para o zinco (Figura 31), facto que ajuda a perceber que a baixa recuperação deste ensaio se deve à depressão bastante eficaz de mistos de blenda e calcopirite, sendo que é possível concluir que mesmo os mistos ricos em calcopirite com reduzida quantidade de blenda estão a ser deprimidos, explicando assim a

redução do teor. Deste modo, é possível concluir que a junção de MBS na fase de arejamento não é aconselhável, pelo menos nas quantidades aqui estudadas. Continuando com a comparação entre MCM9 e MCM10 verifica-se que o segundo tem um bom comportamento na seletividade do zinco (Figura 31), indicando claramente que a junção de MBS no moinho pode ser uma boa solução para deprimir eficientemente o zinco, alcançando recuperações de cobre elevadas. No entanto, este ensaio revelou um fraco comportamento na seletividade do chumbo (Figura 30) e na seletividade do ferro (Figura 29), permitindo concluir que as características deste ensaio serão indicadas para deprimir blenda, ocorrendo no entanto uma maior recuperação de mistos de galena e pirite. Resta o ensaio MCM9, que é aquele que permite obter um melhor compromisso entre a recuperação de cobre e a seletividade, sendo apenas superado na seletividade do zinco, o que é mais um indicativo de que a mistura de cal e MBS tem melhores resultados na seletividade do zinco. Para terminar, resta analisar a Figura 32, onde é possível observar a representação de *mayer*, ficando claro novamente que os ensaios com melhores resultados foram o MCM9 e MCM10.

7.3.3 Utilização de cal ou MBS como depressor

Após análise individual de cada tipo de depressor é momento de proceder à comparação entre o melhor resultado alcançado com a cal e o melhor resultado alcançado com o MBS, quer em termos de recuperação e teor (Figura 33), quer em termos de seletividade (Figura 34, Figura 35 e Figura 36).

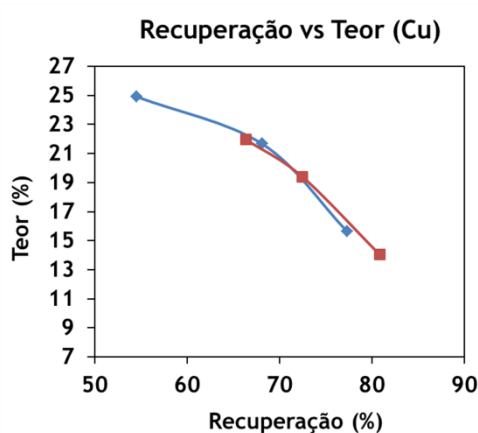


Figura 33 - Relação entre recuperação e teor de cobre - depressor

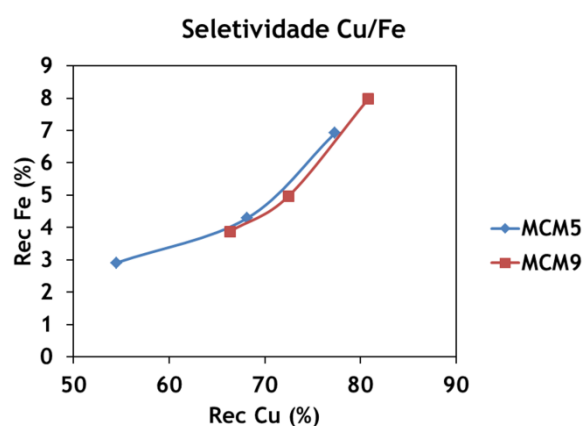


Figura 34 - Seletividade Cu/Fe - depressor

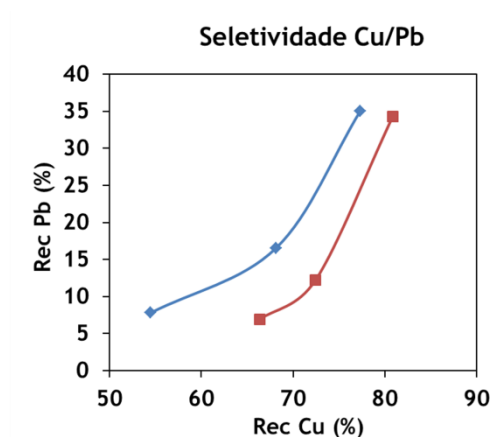


Figura 35 - Seletividade Cu/Pb - depressor

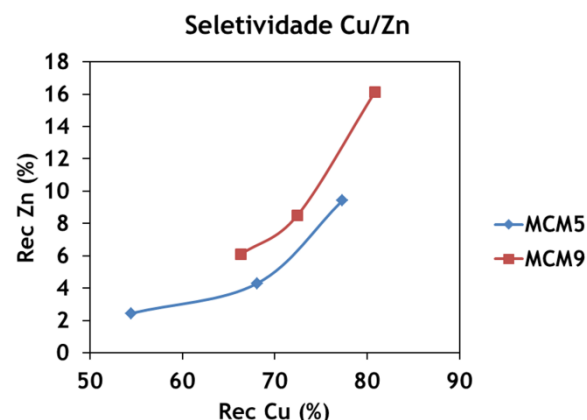


Figura 36 - Seletividade Cu/Zn - depressor

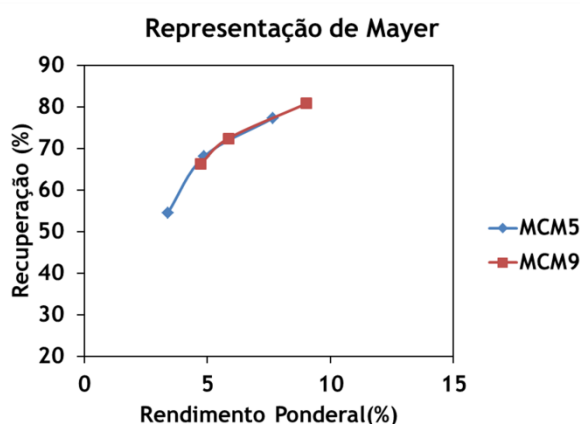


Figura 37 - Representação de mayer - desengrosso

Analisando todas as conclusões que foram obtidas é possível efetuar a escolha do melhor depressor a utilizar. Os ensaios MCM5 (2000 g/ton CAL) e MCM9 (1000 g/ton MBS) destacaram-se claramente dos restantes, e faz todo o sentido que a escolha seja limitada a um destes dois ensaios. O ensaio MCM5 apesar de não permitir uma recuperação tão elevada alcança um maior teor em cobre. Por outro lado, o ensaio MCM9 permite elevada recuperação, embora com teor mais reduzido (Figura 33). No que diz respeito à seletividade para os elementos penalizantes, verifica-se que o ensaio MCM5 é bastante mais eficaz na depressão do zinco (Figura 36). Por outro lado, o ensaio MCM9 é mais eficaz na depressão do chumbo (Figura 35), pois embora a recuperação deste elemento seja igual nos dois ensaios, o MCM9 recupera mais material, ou seja, é possível garantir que o MBS permite uma maior depressão de mistos de galena e calcopirite, essencialmente mistos pobres em calcopirite. No que diz respeito à seletividade do ferro, não existem grandes diferenças entre os dois ensaios (Figura 34).

Em jeito de conclusão, é possível afirmar que o MBS poderá não ser uma boa hipótese para o tratamento deste minério, uma vez que foram obtidos resultados semelhantes utilizando a cal

como depressor e também porque os melhores resultados foram obtidos com dosagem de MBS elevada, o que ao aplicar em planta industrial terá custos substancialmente mais elevados. Para além disso, a utilização de elevada quantidade de MBS provoca uma redução substancial do pH, o que obrigará a um aumento do consumo de cal no momento de proceder ao acerto do pH. Juntando estes fatores ao facto de, na planta industrial, o depressor utilizado ser a cal, o reagente escolhido para efetuar a depressão na moagem é a cal, com a dosagem correspondente ao ensaio MCM5.

7.4 Resultados do estudo da utilização de coletores

Após concluir qual o melhor tempo de moagem e qual o melhor depressor a adicionar procedeu-se à verificação do melhor coletor e respetiva dosagem. Numa primeira fase foram realizados ensaios de flutuação com diferentes quantidades de coletor 527E. Foi escolhido este coletor porque é aquele que é utilizado a nível industrial. Quanto às diferentes dosagens escolhidas, estas basearam-se no ensaio referência, ou seja a adição de 30 g/ton de 527E, já que este é o valor que permitiu obter melhores resultados em testes anteriores. Optou-se por variar este parâmetro escolhendo um valor superior e inferior para verificar as alterações. Após testar o coletor utilizado na planta industrial, foi realizado o teste com dois coletores diferentes. O C-6432 foi ensaiado porque no mercado é visto como o clone do 527E. Finalmente será testado o reagente C-5460, pois é um coletor que é adicionado diretamente na flutuação sem necessitar de diluição como acontece nos restantes, sendo que decorrem neste momento ensaios laboratoriais que pretendem determinar se este coletor é uma opção válida para substituir o 527E. Este procedimento permitiu verificar qual o reagente que desempenha a função de coletor do cobre com maior eficácia.

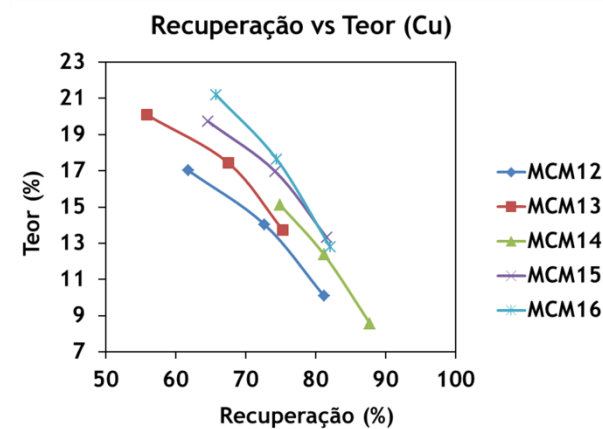


Figura 38 - Relação entre recuperação e teor de cobre - coletor

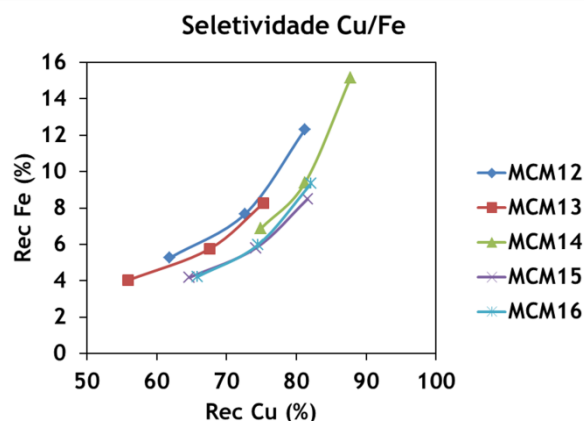


Figura 39 - Seletividade Cu/Fe - coletor

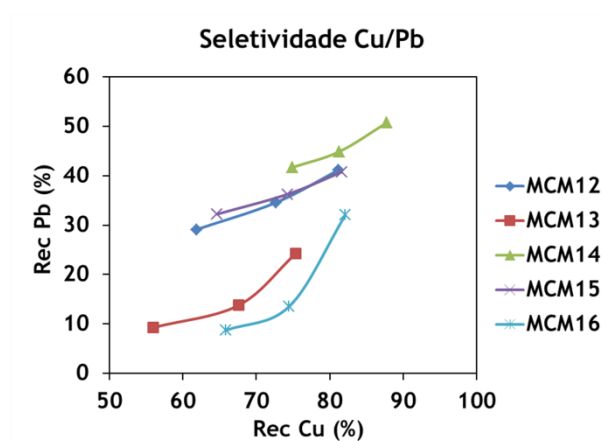


Figura 40 - Seletividade Cu/Pb - coletor

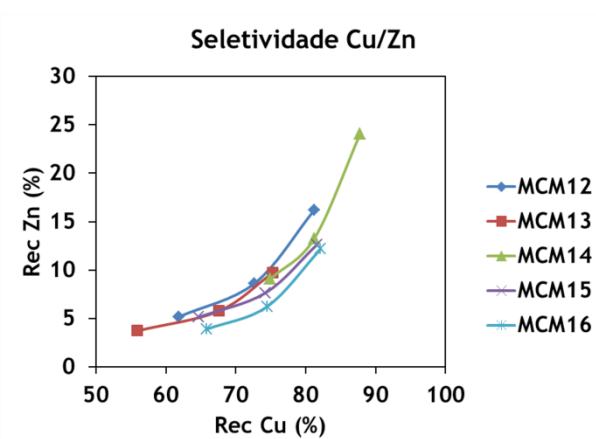


Figura 41 - Seletividade Cu/Zn - coletor

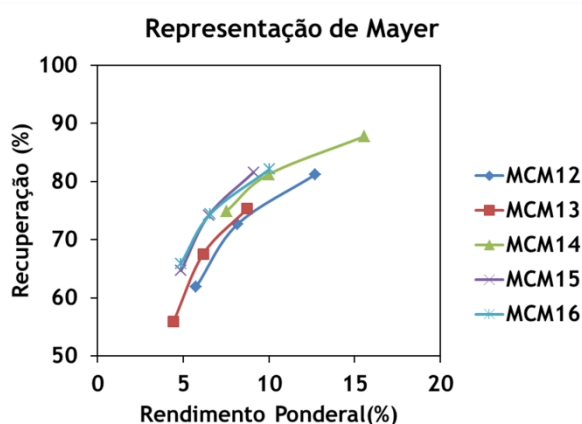


Figura 42 - Representação de mayer - coletor

A análise dos resultados do estudo do coletor a utilizar será feita, numa primeira abordagem, restrita aos ensaios em que se utilizou 527E em diferentes dosagens. O primeiro ensaio MCM12 foi realizado com uma dosagem de 30 gramas de coletor por cada tonelada de minério a tratar. De seguida o ensaio MCM13 foi realizado com uma dosagem inferior (20g/ton), obtendo-se o comportamento esperado. Isto é, a utilização de menos coletor provoca um incremento na seletividade do processo de flutuação, uma vez que só as partículas mais ricas serão selecionadas, tendo uma maior probabilidade de flutuar. Daqui resultou uma redução no valor da recuperação, apesar da obtenção de maior teor, fruto da menor flutuação de mistos pobres. Assim sendo, já era previsto que este ensaio obtivesse uma boa seletividade do cobre em relação aos outros elementos, prejudicando a recuperação. De seguida, no ensaio MCM14 (45 g/ton de 527 E), previa-se o comportamento inverso, ou seja, como a quantidade de coletor aumentou esperava-se que o processo se tornasse menos seletivo, obtendo valores de recuperação elevada e teores reduzidos. Foram esses os resultados obtidos, ou seja, a

seletividade neste ensaio teve resultados fracos, privilegiando elevadas recuperações, mas prejudicando os teores.

Visto que a dosagem de reagente que permitiu alcançar um resultado melhor foi de 20 g/ton, foi essa a dosagem utilizada para testar os outros dois reagentes, C 6432 (MCM15) e C-5460 (MCM16). Assim sendo, após a realização dos 5 ensaios é possível comparar os resultados, de modo a escolher o reagente e respetiva dosagem que otimizaram o processo de flutuação.

Inicialmente é possível analisar a Figura 38, onde se verifica a relação entre teor e recuperação. Verifica-se que o ensaio MCM14 é aquele que permite obter um valor de recuperação mais elevado, uma vez que a dosagem de coletor é superior e, por isso, o processo torna-se menos seletivo. Como consequência, o teor de cobre no concentrado final é o mais baixo entre todos os ensaios. É possível concluir que, no que diz respeito ao teor, os melhores resultados foram obtidos para os ensaios MCM13 (527E), MCM15 e MCM16, e em todos estes ensaios a dosagem de reagente foi de 20 g/ton, embora com reagentes distintos. No entanto, o ensaio MCM13 está claramente em desvantagem relativamente aos restantes pois alcança valores de recuperação mais reduzidos. Sendo que, em termos da relação teor versus recuperação, o ensaio MCM16 permitiu obter melhores resultados.

No que diz respeito à seletividade cobre/ferro, observada na Figura 39, os ensaios com melhor comportamento voltaram a ser o MCM15 e MCM16, verificando-se que o MCM15 é ligeiramente melhor pois consegue uma menor recuperação de ferro. É ainda de salientar que o ensaio MCM13 permitiu obter uma seletividade bastante razoável.

Em termos de seletividade cobre/chumbo, os ensaios MCM13 e MCM16 destacam-se claramente (Figura 40). O primeiro destaca-se pela eficiência na não flutuação de chumbo, no entanto o segundo permite recuperação de cobre mais elevada. Destaque ainda para o ensaio MCM15, que permite resultados interessantes nos restantes elementos, porém tem um elevado poder para coletar o chumbo.

Já no que diz respeito à seletividade cobre/zinco, verifica-se que o comportamento dos ensaios é bastante próximo, exceção feita ao ensaio MCM14, que para alcançar recuperações elevadas de cobre, acaba por ser pouco eficiente no que diz respeito à seletividade (Figura 41). Assim sendo, verifica-se que o ensaio MCM16 é aquele que permite obter melhores resultados na relação entre a recuperação dos dois elementos. No entanto, verifica-se que o ensaio MCM13 é o que permite obter menor recuperação de zinco.

Finalmente, analisando o diagrama de *mayer*, é possível verificar que os ensaios MCM15 e MCM16 são os que permitem obter melhores resultados, no que diz respeito à relação entre o rendimento ponderal e a recuperação (Figura 42).

Dados estes resultados, é possível concluir qual a melhor opção a utilizar na flutuação deste minério. O coletor que obteve melhores resultados foi o C-5460, uma vez que é aquele que apresenta um melhor compromisso entre a recuperação, o teor e a seletividade. No entanto, como já foi referido anteriormente, o coletor utilizado a nível industrial é o 527E e, por isso, o ensaio escolhido será o MCM13, uma vez que foi aquele que permitiu obter melhores resultados, essencialmente no que diz respeito à seletividade. O ensaio MCM14 podia ser uma boa opção para a fase de desengrosso, uma vez que permite a obtenção de recuperações elevadas. No entanto, o seu comportamento a nível de seletividade é bastante fraco, nomeadamente no que diz respeito ao ferro e ao chumbo.

7.5 Conclusão sobre a fase de desengrosso

O processo de concentração realizado através da flutuação por espumas inicia-se com a fase de desengrosso. Nesta etapa do processamento mineral, o principal objetivo é conseguir níveis de recuperação bastante elevados, ou seja, pretende-se flutuar a maior quantidade de cobre possível. No entanto, pretende-se também fazer uma ligeira seleção do material, de maneira a colocar de parte alguns dos penalizantes existentes na polpa. Assim sendo, o primeiro passo da otimização do circuito de cobre é a análise da fase de desengrosso. Para otimizar o processo, e como foi referido anteriormente, procedeu-se à seleção do tempo ideal de moagem, da quantidade e tipo de depressor a adicionar e finalmente do coletor e respetiva dosagem.

No que diz respeito à moagem, o tempo que conduziu à obtenção de melhores resultados foi a moagem de 90 minutos, conseguindo assim obter um grau de libertação satisfatório comparando com os outros tempos ensaiados, 30 e 60 minutos. A principal preocupação nesta fase era se o facto de se ter selecionado uma moagem de longa duração iria provocar sobrefragmentação, dando origem a uma quantidade elevada de finos, que poderia prejudicar o desempenho da flutuação. No entanto, através da análise granulométrica foi possível verificar que a diferença de produção de finos não era elevada relativamente à moagem de 60 minutos, apesar de que, se esta diferença mínima significar uma maior quantidade de finos de calcopirite, é possível que se esteja a limitar a recuperação de forma irremediável.

De seguida, procedeu-se à escolha do melhor depressor e respetiva dosagem. Verificou-se que o ensaio que obteve melhores resultados foi aquele em que se utilizou cal com uma dosagem de 20 g/ton. Tal como foi referido, o ensaio em que se utilizou MBS com dosagem de 1000 g/ton também permitiu obter bons resultados, no entanto optou-se pela cal, uma vez que esta é a utilizada na planta industrial e também por questões económicas. A utilização da cal na moagem é realizada para obter a depressão da pirite, reduzindo a quantidade de ferro no

concentrado, evitando também a pré-ativação da blenda. Seria de esperar que quantidade mais elevada de cal permitisse melhores resultados, no entanto cal em excesso pode provocar a depressão da calcopirite, essencialmente mistos pobres, diminuindo assim a recuperação.

Após a escolha do depressor, resta apenas decidir qual o melhor coletor e a respetiva dosagem a aplicar durante a flutuação. Verificou-se nos ensaios que o melhor reagente seria o C-5460 com uma dosagem de 20 g/ton, no entanto a nível industrial é utilizado o 527E e, por isso, foi tomada a decisão de escolher o ensaio em que foi utilizado este reagente, e no qual se obteve melhores resultados, neste caso com dosagem de 20 g/ton. Esta dosagem foi a que permitiu obter um melhor compromisso entre recuperação e teor, sabendo que um aumento da dosagem poderá levar à obtenção de melhores recuperações, no entanto o teor será mais baixo devido à menor seletividade do processo.

Sendo assim, a fase de desengrosso será composta por uma moagem com duração de 90 minutos e adição de 2000 g/ton de cal no moinho. No decorrer da flutuação será utilizado o 527E, como coletor de cobre, com uma dosagem de 20 g/ton.

Importa esclarecer que ao longo do estudo de desengrosso foram tomadas decisões que não privilegiaram a obtenção de elevadas recuperações. No entanto, este minério complexo requer uma atenção redobrada no que diz respeito à seletividade, o que se torna óbvio devido à presença significativa de mistos. Assim, concedeu-se à seletividade uma importância superior a análise destes resultados.

8 Resultados obtidos - Fase de DPR

8.1 Estudo da Fase de DPR

A segunda fase do processo de concentração consiste no DPR, sendo composta pela remoagem do concentrado do desengrosso e respetiva flutuação do material remoído (Figura 43). O objetivo principal desta fase é proceder à libertação do concentrado, acreditando na existência de muitos mistos no produto do desengrosso. A recuperação elevada continua a ser a prioridade máxima, sendo que é expectável o aproveitamento de grande parte do material que chega até este estágio. O que se pretende com a remoagem é garantir a libertação do mineral útil, que melhorará os processos seguintes de apuramento/relavagem, mas também libertar a substância mineral não útil, para que esta não flutue em grande quantidade, sendo enviado para o rejeito com a garantia de que a quantidade de minério útil é mínima. Pode-se afirmar que este estágio é um desengrosso requintado, no qual o material que chega à célula de flutuação estará com maior aptidão para produzir um concentrado mais rico.

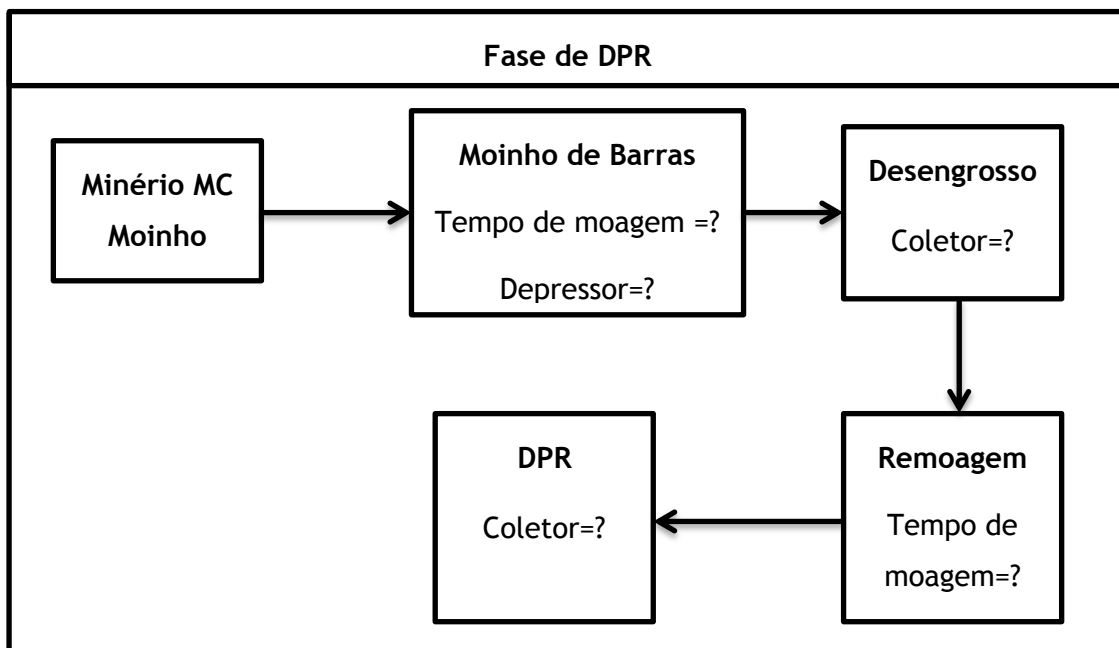


Figura 43 - Representação da fase de DPR

É possível que ao longo dos ensaios sejam realizados alguns ajustes aos procedimentos, uma vez que nunca foram realizados ensaios de remoagem e DPR para minério de cobre e, por isso, ao contrário do que aconteceu nos estudos do desengrosso, não existem condições referência. É importante, desde já, esclarecer que na planta industrial, a alimentação à remoagem passa por uma bateria de ciclones, que evita que grãos finos (em princípio mais

libertos) sejam alvo de remoagem. No entanto, nesta simulação laboratorial não será possível efetuar esta separação, o que prejudicará a eficiência da flutuação no DPR.

8.2 Resultados do estudo da libertação do minério - remoagem

Nesta etapa do projeto, o objetivo é analisar o comportamento de diversos parâmetros associados à fase DPR, sendo que neste estudo está incluída a análise à fase de remoagem. Deste modo, inicialmente será feita a análise da duração da remoagem, sendo executados três ensaios com tempos de remoagem distintos 10 (MCM17), 20 (MCM18) e 30 minutos (MCM19), sendo que o objetivo é determinar aquele que permite a obtenção do grau de libertação ideal, evitando a produção excessiva de finos.

Na Figura 44 é possível observar os valores das recuperações dos principais elementos constituintes do minério em estudo. Esta análise permitirá comparar a recuperação do desbaste, a recuperação da fase de DPR e, por último, a recuperação global. A importância de incluir o cálculo da recuperação do DPR deve-se ao facto de ser muito difícil efetuar três desengrossos exatamente iguais, de forma a garantir a alimentação ao DPR exatamente igual, por isso este cálculo permite verificar apenas a eficiência da remoagem e DPR.

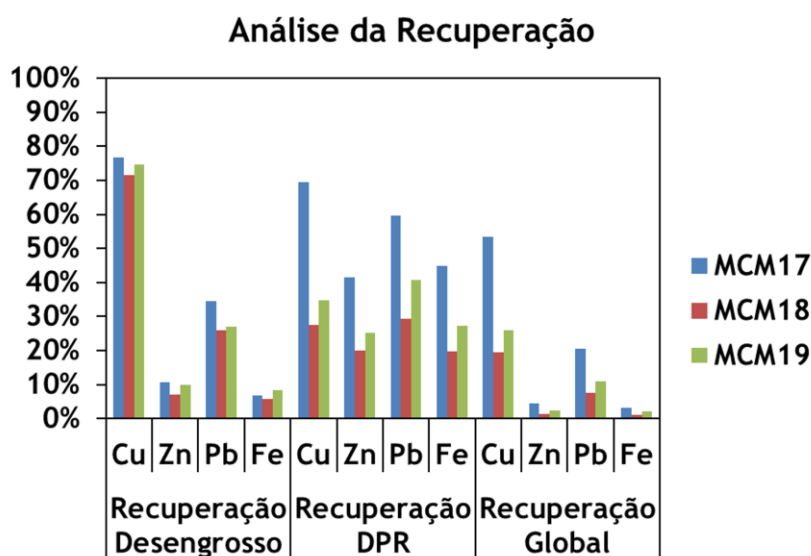


Figura 44 - Análise da recuperação - DPR - tempo de remoagem

Assim sendo, é possível verificar, imediatamente, que o ensaio MCM17 é aquele que garante uma maior recuperação, a nível da fase de DPR como global. Isto é indicador claro de que uma moagem superior a 10 minutos poderá gerar finos em excesso, de tal modo que a flutuação perde eficácia.

É também bastante importante efetuar uma análise no que diz respeito aos teores dos diferentes elementos nos concentrados e nos rejeitos, o que pode ser observado na Figura 45 e Figura 46. Naturalmente, nos ensaios com remoagem mais duradoura, o teor do concentrado deveria subir, resultado de uma recuperação mais baixa. No entanto, verifica-se que a diferença é bastante baixa, dando força à hipótese anteriormente apresentada de que uma remoagem superior a 10 minutos provoca excesso de finos e, por isso, a recuperação diminui e o teor não aumenta, pois perde-se bastante material liberto, presente em classes granulométricas muito finas.

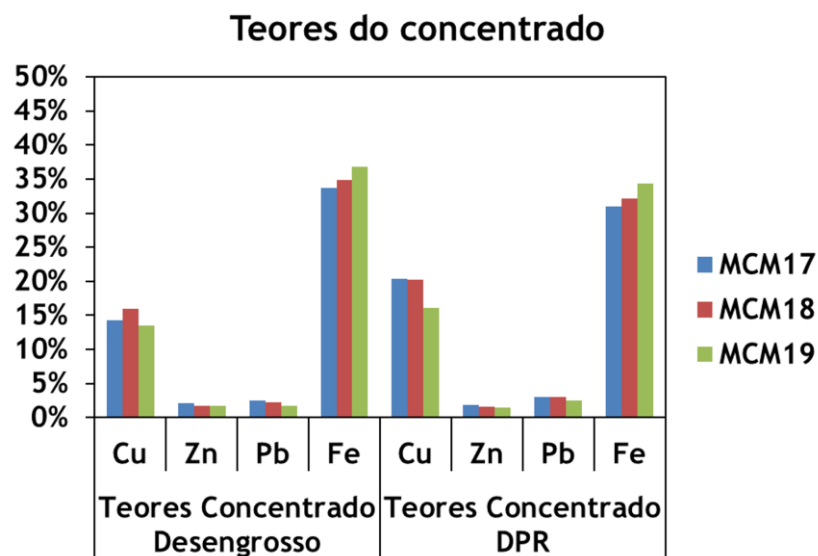


Figura 45 - Teores do concentrado - DPR - tempo de remoagem

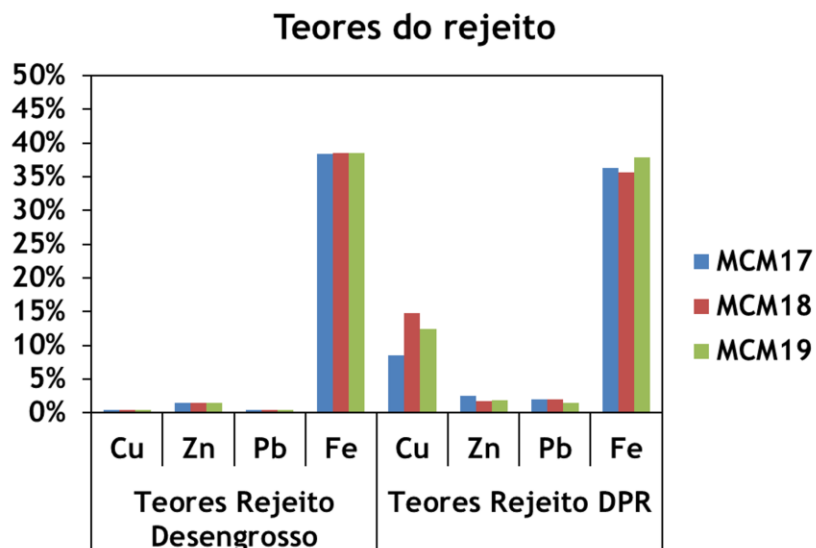


Figura 46 - Teores do rejeito - DPR - tempo de remoagem

Analisando os gráficos relativos aos teores dos diferentes elementos no concentrado e no rejeito não se verificam grandes variações de resultados, sendo que os ensaios MCM17 e MCM18 apresentam teores do concentrado em cobre semelhantes. Contudo, verifica-se que o MCM17 possui menos cobre no rejeito.

Em jeito de conclusão é possível afirmar que o ensaio MCM17, correspondente a uma duração de remoagem de 10 minutos, é aquele que permite obter melhores resultados. Para confirmar as conclusões obtidas até agora é possível observar a Figura 47, na qual se apresentam as variações de recuperação e teores de cobre ao longo do tempo.

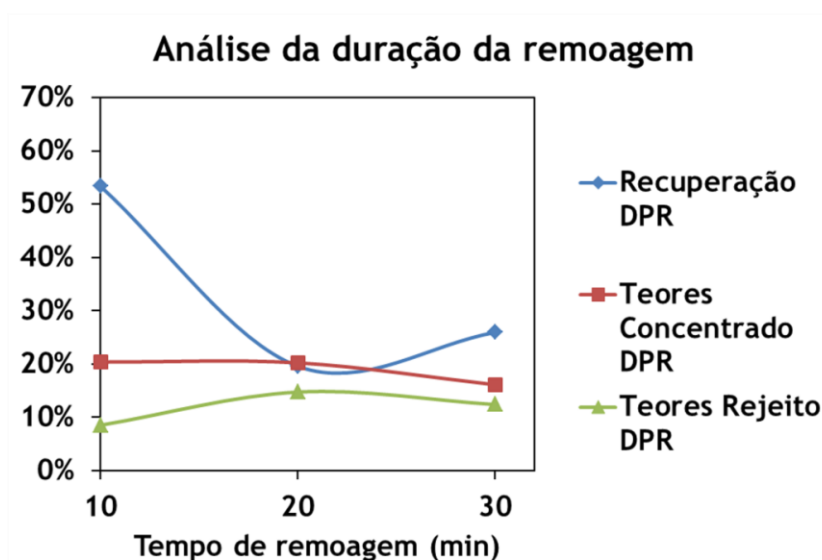


Figura 47 - Análise da duração da remoagem

Verifica-se que há um decréscimo da recuperação e do teor de cobre no concentrado e aumento do teor de cobre no rejeito à medida que o tempo de remoagem é incrementado. Isto permite concluir que o tempo ideal de remoagem é de 10 minutos, sendo que tempos superiores podem, em princípio, provocar excesso de fragmentação, levando à perda de eficiência no DPR. Os resultados obtidos no ensaio MCM18 são ligeiramente diferentes do esperado, uma vez que era expectável que este ensaio permitisse obter uma recuperação que se localizasse entre os outros dois ensaios. No entanto, uma análise das curvas granulométricas (Figura 48) permite perceber que a diferença entre a remoagem de 20 e 30 minutos é maior nos calibres mais finos, ou seja, nas classes granulométricas em que a flutuação perde eficiência. Dado que as curvas se aproximam nos calibres mais grosseiros, é natural que a recuperação seja semelhante.

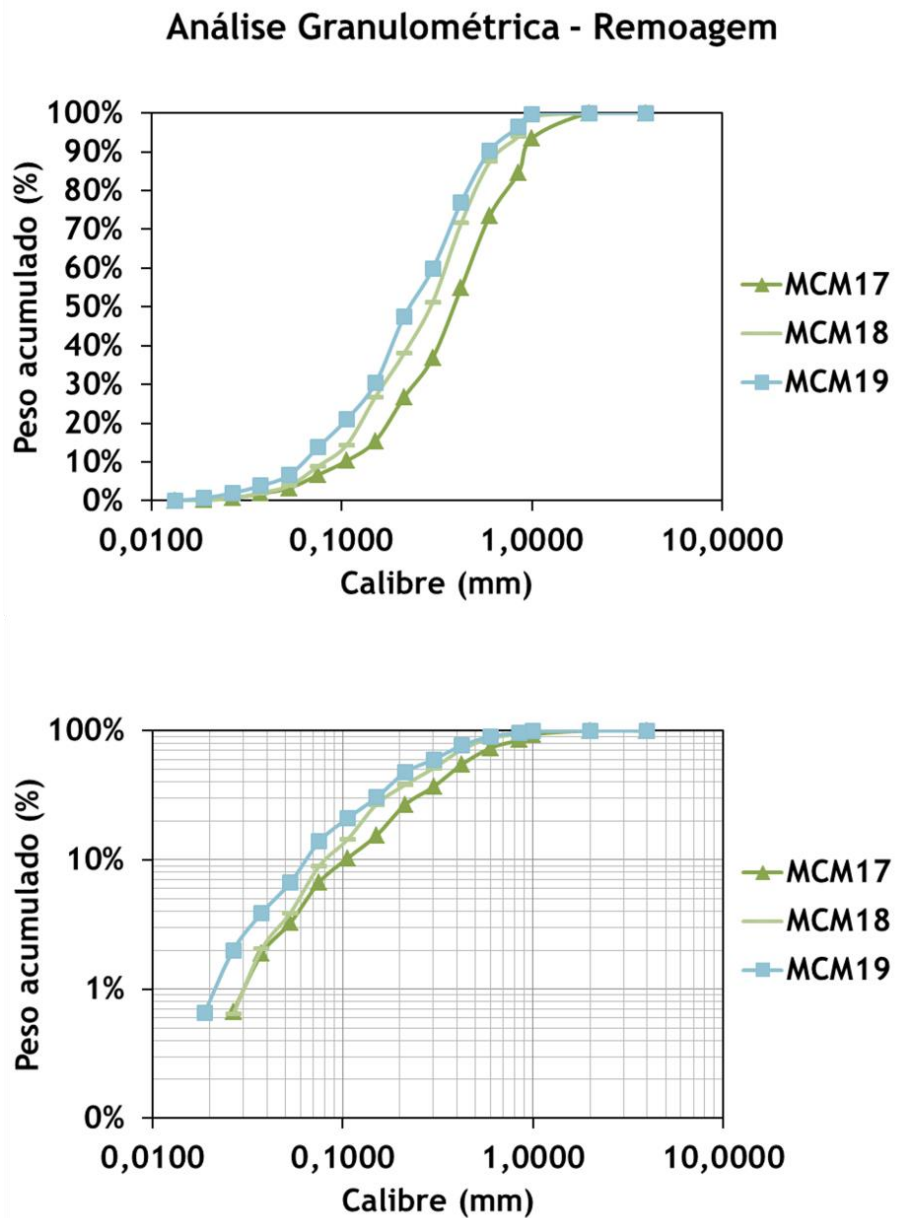


Figura 48 - Análise granulométrica - remoagem I

8.3 Resultados do estudo da utilização de coletor

Após a análise do tempo de remoagem será realizada a comparação entre a utilização ou não utilização de coletor no DPR. Sabe-se que na planta industrial existe apenas um ponto de adição de coletor, precedente ao desengrosso. No entanto, este estudo pretende verificar se essa é ou não a melhor opção, no caso do minério complexo que está a ser estudado.

Os resultados anteriores foram insatisfatórios no que diz respeito à recuperação global, algo que poderá estar relacionado com a reduzida % de sólidos na polpa, uma vez que é necessário adicionar muita água na lavagem do moinho. Assim sendo, foram feitas algumas alterações no

procedimento, sendo que houve uma redução da carga moente no circuito de remoagem e consequente aumento do tempo de remoagem para 15 minutos. Esta alteração foi realizada no sentido de obter menos finos e também de reduzir o consumo de água nas tarefas de limpeza do moinho. Na Figura 49 é possível verificar as curvas granulométricas dos ensaios com remoagem de 15 minutos e o ensaio com remoagem de 10 minutos, permitindo verificar que as diferenças são bastante reduzidas.

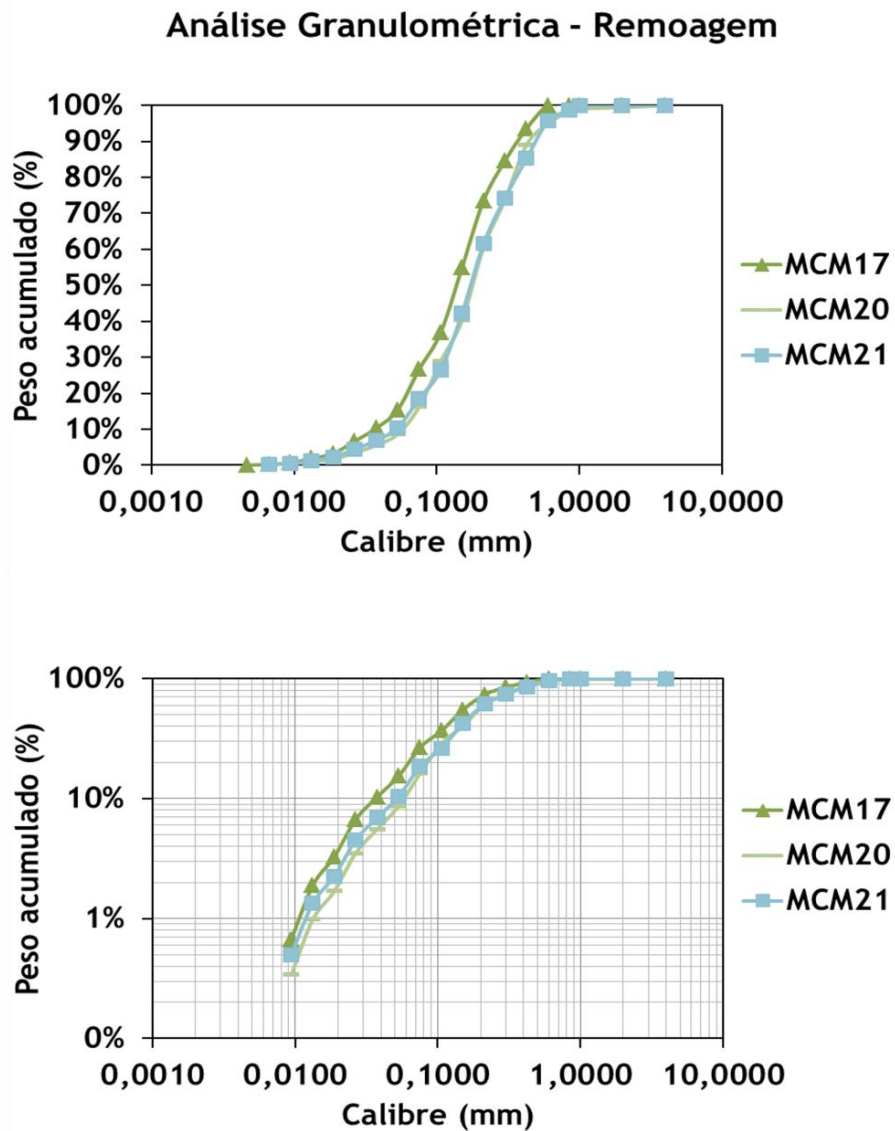


Figura 49 - Análise granulométrica - remoagem II

Será portanto realizado o ensaio MCM20 que é uma repetição do ensaio MCM17 apenas com a alteração anteriormente mencionada. De qualquer das formas, a alteração não terá impacto nos ensaios, visto que a única comparação que se pretende efetuar é entre a adição ou não adição de coletor no DPR.

O procedimento de análise realizado nos ensaios anteriores será repetido para estes ensaios. Assim sendo, apresenta-se de seguida a Figura 50, onde é possível verificar as recuperações dos diversos elementos nos diferentes ensaios realizados. O ensaio MCM17 será colocado nesta análise para verificar se a alteração processual provocou alterações significativas.

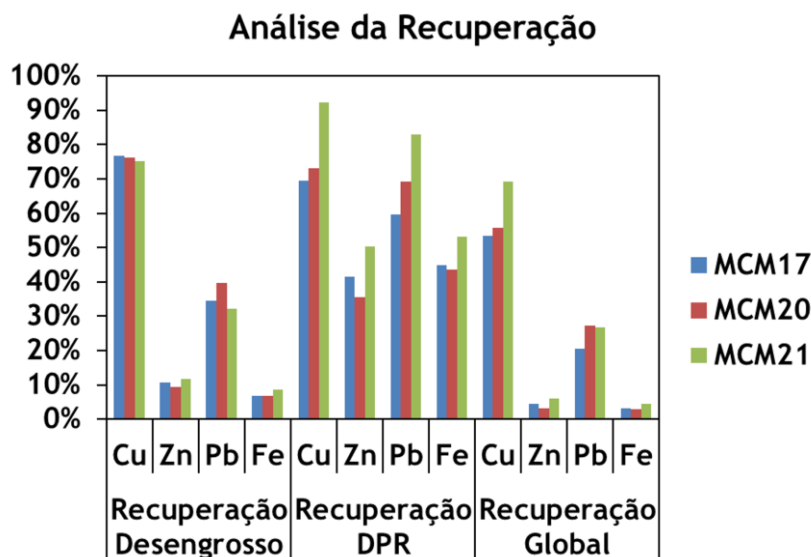


Figura 50 - Análise da recuperação - DPR - coletor

Observando o gráfico anterior é possível afirmar que o ensaio MCM21 permite obter melhores recuperações de cobre no circuito global, sendo que o melhor desempenho da utilização de coletor no DPR é reforçado pelo facto de que a recuperação no estágio do desbaste é menor do que nos outros ensaios e portanto, a quantidade de cobre a chegar ao DPR é também menor. Para além disso, a recuperação em elementos penalizantes não aumentou com a utilização de coletor, algo que na fase de DPR pode ser muito importante, visto que é possível aumentar a recuperação de cobre sem penalizar o concentrado, o que leva a acreditar que o coletor poderá estar a recuperar partículas mais finas, que sem ele não seriam flutuadas. É importante destacar que a ligeira subida na recuperação do ferro não é preocupante, visto que esta deve estar relacionada com o aumento da recuperação da calcopirite, que possui ferro na sua composição.

De seguida, na Figura 51 e na Figura 52 apresentam-se os resultados obtidos no que diz respeito a teores do concentrado e do rejeito, respetivamente.

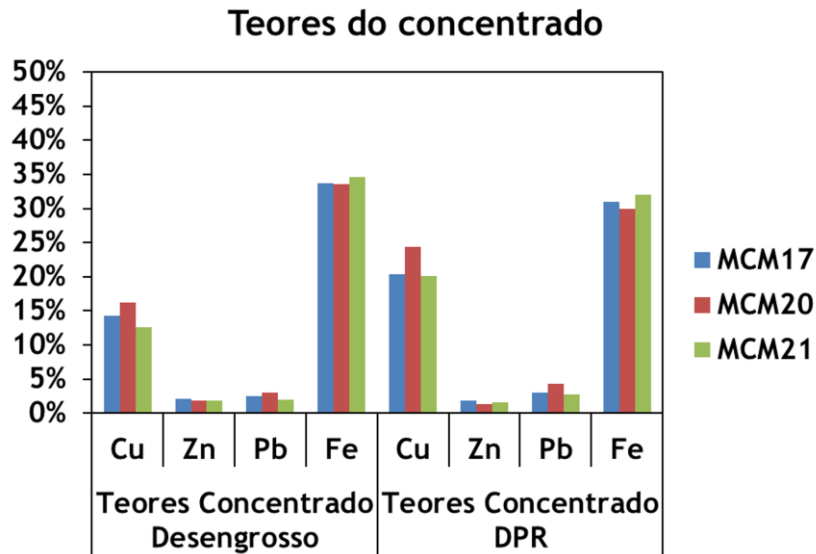


Figura 51 - Teores do concentrado - DPR - coletor

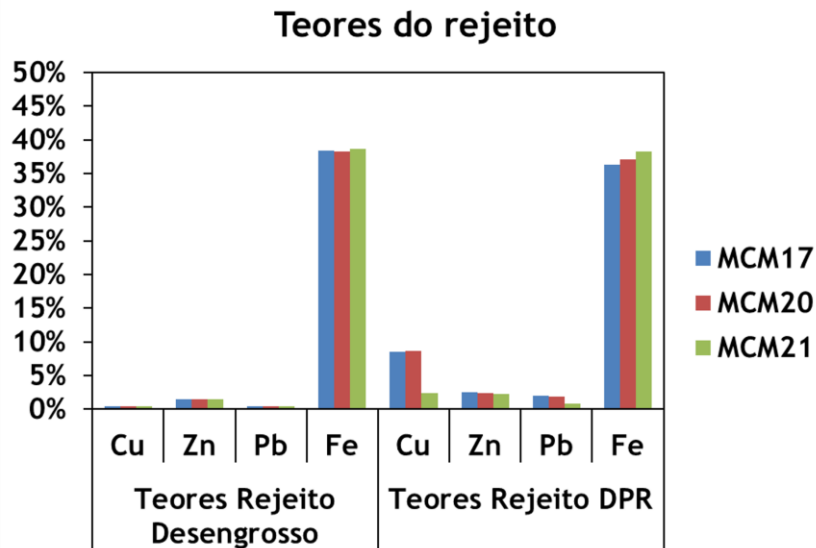


Figura 52 - Teores do rejeito - DPR - coletor

A sua análise permite concluir que o ensaio MCM20 é aquele que apresenta um teor de cobre mais elevado após a fase de DPR. No entanto, nesta fase, a recuperação continua a ser a variável mais importante do processo e, por isso, este não é um fator decisivo. Por outro lado, analisando o teor dos rejeitos, verifica-se que o ensaio MCM21 é aquele que apresenta menor teor de cobre, logo é aquele que desperdiça menos substância mineral útil.

Para finalizar a análise do DPR poderá ser interessante efetuar a comparação da razão entre a recuperação pós desbaste e a recuperação global, sendo um claro indicador de quais os elementos que são mais recuperados no DPR, Figura 53.

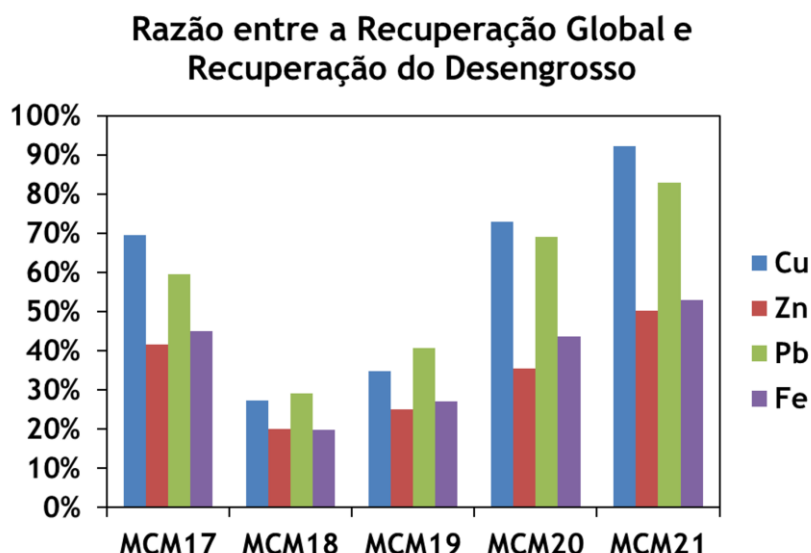


Figura 53 - Razão entre recuperação global e recuperação do desengrosso

A análise do gráfico permite verificar que os elementos que estão a ser mais recuperados durante o DPR são o cobre e o chumbo. No entanto, a adição de coletor nesta fase permite uma maior diferença entre a recuperação destes elementos, ou seja, apesar de recuperar mais chumbo, a melhoria na recuperação do cobre é superior, logo o aumento da recuperação poderá estar mesmo relacionada com o aumento da flutuação de partículas libertas.

8.4 Conclusão sobre a fase DPR

No capítulo anterior foi analisado o estágio de desengrosso, que é considerado como a primeira etapa de concentração do diagrama de tratamento. Após o desengrosso segue-se o DPR, continuando a ser um processo de desengrosso, no qual a recuperação elevada é o principal objetivo, sem que prejudique o teor em mineral útil. Nesta fase espera-se que o material chegue mais liberto, resultado de uma fase de remoagem, tornando possível uma maior concentração relativamente ao desengrosso. Para otimizar o processo e como foi referido anteriormente, procedeu-se à seleção do tempo ideal de remoagem e verificou-se a necessidade de adição de coletor.

Relativamente à remoagem, o tempo que permitiu a obtenção de melhores resultados foi 10 minutos, obtendo-se um grau de libertação satisfatório comparando com os outros tempos ensaiados, 20 e 30 minutos, nos quais, talvez fruto de uma granulometria exageradamente fina a flutuação não teve grande eficiência e, por isso, foram alcançadas recuperações mais baixas. Apesar de este ter sido o tempo que permitiu a obtenção de melhores resultados, a alteração processual referida anteriormente levou à alteração do tempo de remoagem de 10 minutos ($D_{80}=11.694 \mu\text{m}$) para 15 minutos ($D_{80}=15.276 \mu\text{m}$). Contudo, foi retirada carga

moente, sendo que se obteve uma distribuição granulométrica semelhante, conseguindo uma ligeira descida na produção de finos.

De seguida, procedeu-se aos ensaios que permitiram verificar se a utilização de coletor antes do DPR é ou não uma mais-valia. Verificou-se que a utilização otimiza os resultados, uma vez que permite obter recuperações mais elevadas relativamente aos ensaios em que não se utilizou coletor. Na planta industrial, a empresa optou por não adicionar coletor nesta fase. No entanto, estes ensaios demonstraram que pode não ser inviável a sua utilização, sendo que a questão económica tem de ser cuidadosamente avaliada.

Assim sendo, o estágio de DPR será composto por remoagem com duração de 15 minutos, sendo que a flutuação é precedida por um condicionamento onde é adicionado o coletor 527E com dosagem de 5 g/ton, permitindo assim obter melhores resultados no que diz respeito à recuperação do cobre, sem aumentar o grau de penalização da polpa, indicando uma maior recuperação de partículas mais finas.

9 Resultados obtidos - Fase 1º Apuramento

9.1 Estudo da Fase 1º Apuramento

Após a análise da fase de DPR é necessário efetuar o estudo dos apuramentos. Nesta fase o objetivo é aumentar consideravelmente o teor do concentrado. É importante lembrar que o diagrama que se pretende simular possui três estágios de apuramento, sendo que nesta fase apenas se irá reproduzir o primeiro. Assim sendo, serão utilizadas as condições do ensaio MCM13 para o desengrosso e as do ensaio MCM21 para o DPR. Durante a execução do apuramento, o único reagente a ser adicionado à polpa é a cal, no sentido de proceder ao acerto do pH para o valor de 10,5. Antes de avançar, é também necessário referir que, no processo industrial, o rejeito do 1º apuramento será enviado novamente para o estágio de remoagem, onde um ciclone decidirá se o material deve ser remoído novamente ou se a sua granulometria é a indicada para que este seja enviado diretamente para o DPR. Neste caso, os ensaios decorrem em circuito aberto, sendo que o rejeito não voltará a entrar no circuito. No entanto, nesta fase já é possível executar os cálculos com o circuito fechado e, por isso, a análise de teor será assim efetuada. A Figura 54 e a Figura 55 pretendem representar o circuito fechado dos ensaios efetuados.

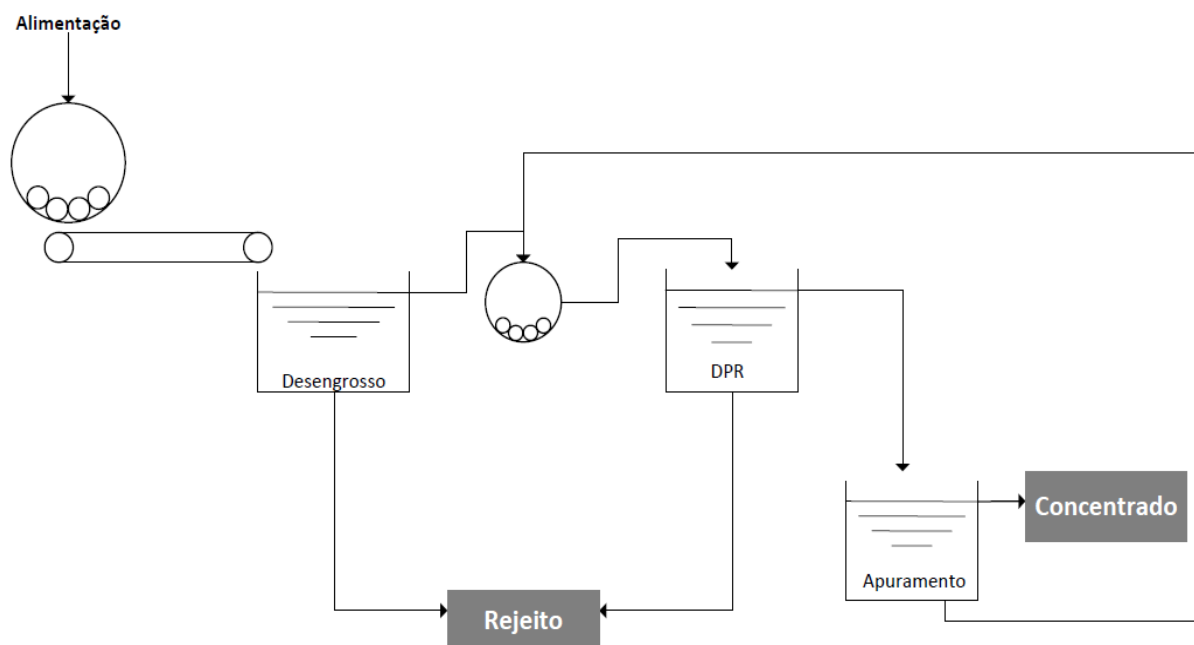


Figura 54 - Representação do circuito fechado MCM22

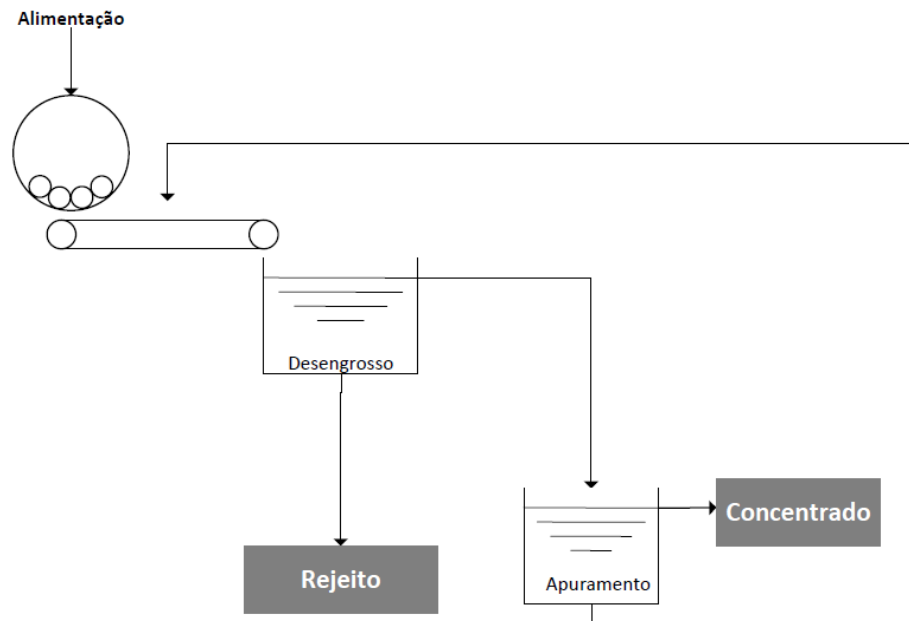


Figura 55 - Representação do circuito fechado MCM23

9.2 Resultados do estudo do 1º Apuramento

Após a execução dos ensaios apresentados anteriormente e respetiva análise química é possível analisar os resultados obtidos, no que diz respeito à recuperação e teor dos diversos elementos. É de relembrar que, nesta fase, o teor de cobre no concentrado final tem maior importância do que a que tem sido dada até aqui, sendo que a recuperação se torna um parâmetro menos relevante. No entanto, a análise começará precisamente por esta variável, como pode ser observado na Figura 56.

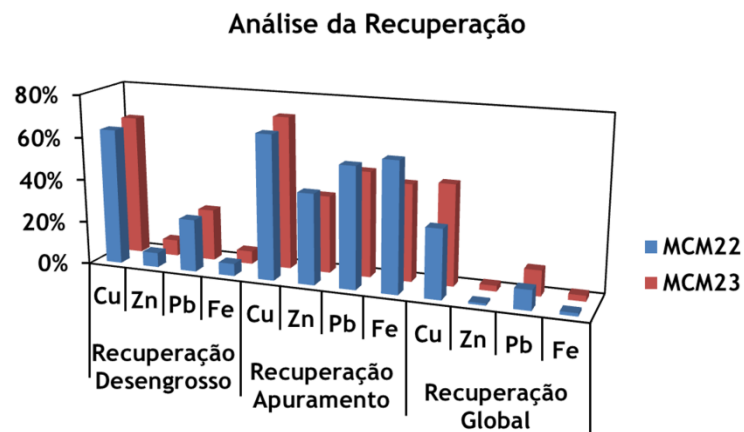


Figura 56 - Análise da recuperação - Apuramento

Inicialmente é possível concluir que a remoagem provoca uma redução no valor da recuperação, algo que estará diretamente relacionado com a produção excessiva de finos. De qualquer modo, a recuperação não é um parâmetro decisivo neste estágio, uma vez que a nível industrial, o material que não flutuar no 1º apuramento será reenviado para o DPR, dando assim novas oportunidades ao material de obter características que permitam a sua flutuação ou, por outro lado, que permitam que sejam enviadas para o rejeito final.

De seguida serão apresentados os resultados no que diz respeito aos teores finais obtidos através do cálculo em circuito fechado, algo que permitirá obter uma comparação entre os ensaios mais real do que aquela que seria executada em circuito aberto. Este cálculo foi efetuado mantendo a recuperação e rendimento ponderal para cada estágio do processo, obtendo como resultados finais aqueles que garantem a estabilidade do circuito, isto é, quando a diferença entre a alimentação e a soma do concentrado e do rejeito atingiu 10^{-6} .

Uma vez apresentados os diagramas processuais, é momento de analisar os resultados obtidos no que diz respeito ao teor do concentrado final, que podem ser observados na Figura 57.

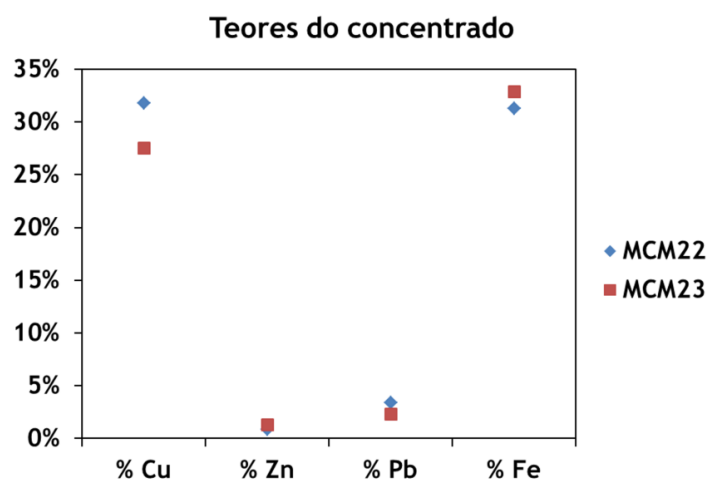


Figura 57 - Análise dos teores do concentrado final

Esta análise permite afirmar que o ensaio MCM22 alcança um teor final mais elevado, algo que não é inesperado, visto que o material está mais liberto devido ao estágio de remoagem. Nesta fase é já possível afirmar que a redução granulométrica após o desengrosso é realmente necessária, sendo que, a hipótese de existir um concentrado rico em mistos parece ser bastante credível. É também notório que a fase de remoagem permite uma menor recuperação de ferro indicando que, para além da calcopirite, a pirite está mais liberta.

Refletindo um pouco sobre os resultados obtidos no ensaio MCM22 é possível antever melhorias no valor do concentrado final efetuando uma alteração do diagrama do ensaio, nomeadamente proceder à recolocação do rejeito do DPR, visto que este possui um teor de

aproximadamente 8%. Assim sendo, foram efetuados os cálculos com a reposição do rejeito do DPR no estágio precedente à moagem, como pode ser observado na Figura 58.

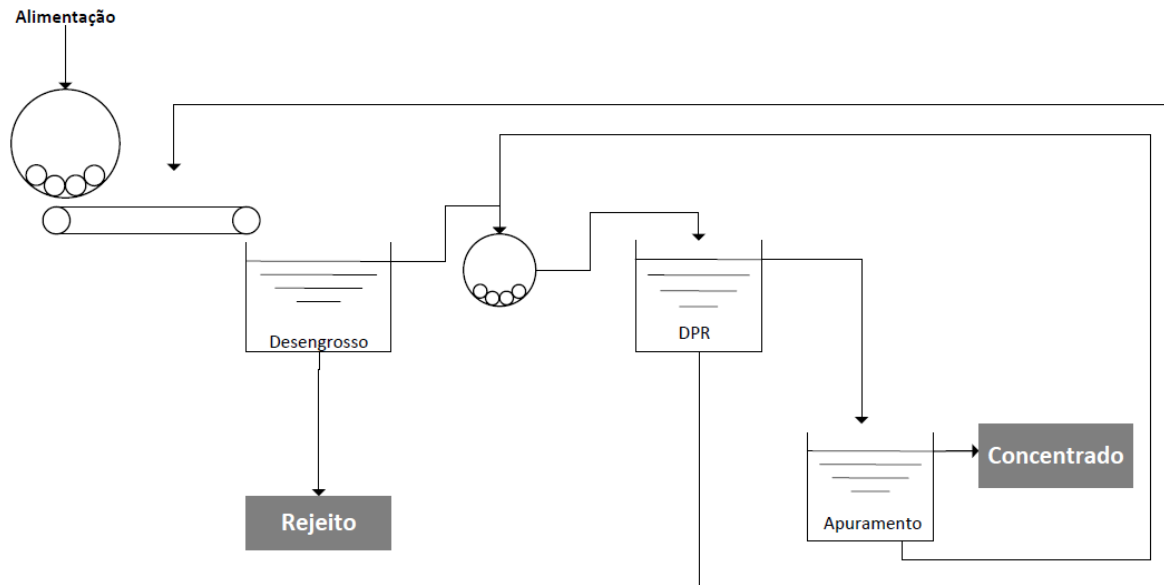


Figura 58 - Representação do circuito fechado MCM22*

Com este novo diagrama espera-se uma melhoria no concentrado final. Algo que foi comprovado com os cálculos em circuito fechado. Na Figura 59 é possível observar a comparação entre o ensaio MCM22 e o novo diagrama, denominado como MCM22*.

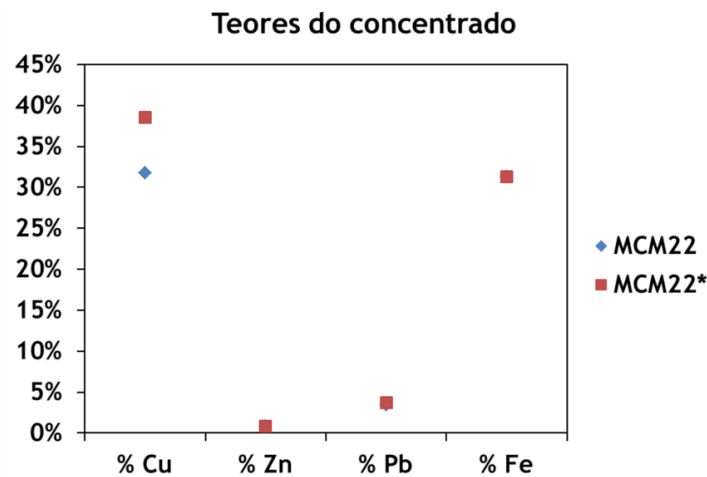


Figura 59 - Teores do concentrado - MCM22 vs MCM22*

Naturalmente, o valor do teor final de cobre aumentou. Contudo, estes cálculos tratam-se apenas de uma previsão, sabendo que em princípio não será possível, na prática, obter estes resultados, uma vez que o retorno do rejeito do DPR é constituído por partículas bastante finas que podem não ser recuperadas no desbaste. No entanto, o que se pretende com esta simulação é demonstrar algumas das potencialidades de um estudo como o que foi realizado

ao longo deste projeto. Estes resultados permitem efetuar uma reflexão, embora que muito teórica, dos resultados que se poderiam obter com variações a nível do diagrama processual.

9.3 Conclusão sobre a fase Apuramento

Nesta fase do estudo, optou-se por não ensaiar alterações processuais, tais como a utilização de diferentes reagentes e respetivas dosagens, como tem sido realizado nas etapas antecedentes. Neste caso, preferiu-se uma abordagem mais teórica, que possibilitasse avaliar a necessidade de uma etapa de remoagem e ainda efetuar cálculos em circuito fechado, de modo a tornar a análise mais próxima da realidade. Por outro lado, foi também possível prever alterações a nível do diagrama de tratamento.

A reflexão com maior impacto nesta etapa do estudo, diz respeito à importância da remoagem, visto que esta tem um papel preponderante no circuito de tratamento deste minério, dado que em princípio existem condições para admitir a abundância de mistos no concentrado do desbaste. Estes mistos devem ser, na sua grande maioria, compostos por calcopirite e pirite, dado que os elementos com maior presença são o ferro e o cobre.

Quanto à análise de alterações no circuito fechado, poderia ser bastante importante conseguir uma análise granulométrica que permitisse identificar quais os calibres de partículas que não estão a flutuar, não por não ter atingido o grau de libertação ideal, mas sim por não terem dimensão suficiente para se agregar às bolhas de forma eficiente. Desta forma, era possível verificar o verdadeiro impacto do retorno do rejeito do DPR à etapa que antecede o desengrosso. Uma análise efetuada no *cyclosizer* permitiu verificar que aproximadamente 70% do material possui calibre inferior a 8 μm , isto é, muito provavelmente, o retorno do rejeito do DPR ao desengrosso poderá trazer benefícios, dado que no concentrado do desengrosso existe uma elevada quantidade de finos. Porém, não serão tão elevados como os que foram anunciados. Por outro lado, existe sempre a possibilidade de efetuar uma classificação do rejeito do DPR através de uma bateria de ciclones, que permitisse que só os calibres mais grosseiros retornassem ao circuito, mas isto só faria sentido se existisse a certeza que as partículas mais finas não iriam flutuar.

Nesta fase, poderia fazer sentido efetuar o retorno do rejeito do DPR após a fase de desengrosso, ou seja, a etapa de remoagem seria alimentada pelo concentrado do desengrosso e pelo rejeito do DPR, lembrando sempre que industrialmente existe uma classificação do material que alimenta a remoagem. No entanto, sabendo que o rejeito do DPR possui ainda uma elevada quantidade de penalizantes, ao efetuar esta alteração, estes não iriam ter outra hipótese de sair do circuito de tratamento. Deste modo poderá não fazer sentido pensar nesta hipótese.

10 Estudo de Libertação

10.1 Objetivo do estudo

Após a análise de cada uma das etapas do processamento foi efetuada uma análise de libertação. Para este estudo foi escolhido o ensaio MCM12, uma vez que foi o que permitiu obter maior recuperação recorrendo aos reagentes utilizados na planta industrial, isto é, a cal como depressor e o 527E como coletor.

Esta análise é bastante importante na análise do processo de cominuição, uma vez que permitirá identificar as classes de calibre com mais aptidão para flutuar e consequentemente o calibre ideal de libertação, permitindo otimizar o tempo de moagem. Assim sendo, é possível concluir que o processo de cominuição, para além de ter como objetivo a redução granulométrica também pretende atingir a libertação mais adequada para o processo de concentração precedente.

O procedimento para efetuar a análise de libertação mineral envolve a obtenção de secções de material polidas, permitindo a medição da porção de mineral que está totalmente liberta, parcialmente liberta ou não liberta. É necessário esclarecer que esta análise pode, em algumas situações, levar a conclusões erróneas, uma vez que um grão pode ser considerado como liberto na análise da secção polida e não estar liberto numa análise em três dimensões, existindo outro mineral na composição do grão. Este facto pode ser minimizado recorrendo a escalas bem espaçadas, no que diz respeito à classificação da partícula quanto ao teor (Petruk, 1992).

O objetivo principal do estudo é encontrar justificação para o teor de cobre obtido no concentrado, assim como para a recuperação. Este tipo de estudo desempenha um papel fundamental na otimização de um processo de concentração, uma vez que permite identificar que tipo de material está presente em cada produto do processo. No limite permite identificar erros processuais ou, por outro lado, justificar a necessidade de determinados procedimentos. Nesse sentido, pretende-se efetuar uma divisão por classe de calibre e de teor, de modo a obter histogramas de teor para cada uma das classes de calibre.

10.2 Metodologia

No estudo de libertação realizado pretendeu-se efetuar a divisão do concentrado e do rejeito em seis classes de calibre e cinco de teor, que podem ser observadas na

Figura 60.

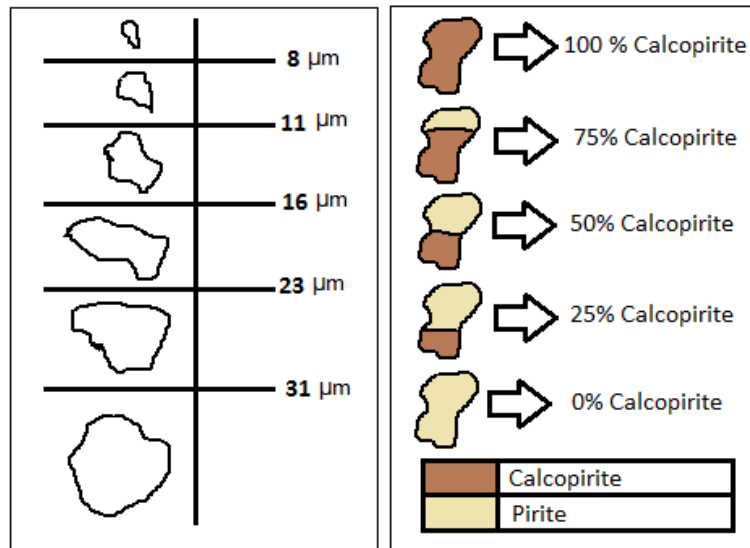


Figura 60 - Escala das classes de calibre (dir.) e classe de teor (esq.)

Deste modo, para obter a divisão por classes utilizou-se o equipamento de divisão granulométrica denominado *cyclosizer*. Este equipamento possui 5 ciclones que efetuam a divisão do material, estando cada um deles calibrado com a seguinte sequência de calibre de separação: 44 µm - 33 µm - 23 µm - 15 µm - 11 µm, sendo que estes valores foram calibrados, de acordo com as condições experimentais, sendo convertidos para os valores representados na Figura 61. É importante, desde já, referir que o material com calibre inferior a 8 µm não é recuperado, ao contrário de todos os outros. No entanto, a sua massa pode ser calculada, tendo em conta a massa total utilizada durante o ensaio.

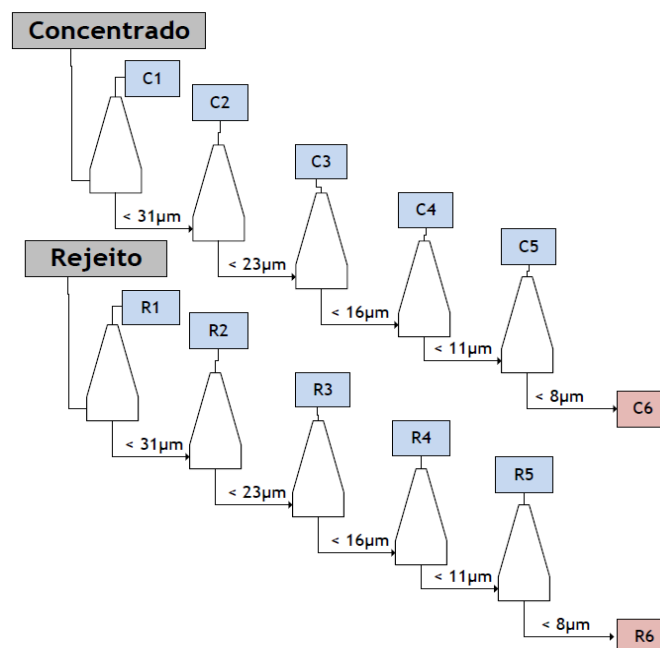


Figura 61 - Representação do cyclosizer

Após a divisão em classes granulométricas é necessário efetuar a divisão por teores. Esta foi realizada através da técnica de contagem de pontos com visualização das amostras ao microscópio ótico de luz refletida. Assim sendo, no final, é possível obter uma distribuição de cinco classes por cinco teores. Quanto à sexta classe de calibre, não recuperada, a sua distribuição de teor pode ser determinada considerando a evolução verificada com a diminuição do calibre ou pode ser corrigida recorrendo aos valores experimentais. A necessidade de obtenção da distribuição de teor da classe não recuperável está relacionada com a elevada percentagem de material presente, tanto no concentrado como no rejeito.

10.3 Resultados do estudo da libertação

Após a execução do procedimento anterior foi possível obter a distribuição de massas do *cyclosizer*, nas diferentes classes de calibre (Tabela 19) e a distribuição de teor de cada uma das classes no concentrado (Tabela 20). A junção das duas distribuições mencionadas permite a obtenção do histograma conjunto de seis classes de calibre e cinco classes de teor, sendo que o teor foi medido em termos de calcopirite e mais tarde convertido em teor em cobre, recorrendo à percentagem de cobre existente no mineral de calcopirite.

Tabela 19 - Distribuição de massas do concentrado por classe de calibre

	C ₁	C ₂	C ₃	C ₄	C ₅	C ₆	Total
Massa (g)	2,70	4,30	8,80	5,85	4,45	23,90	50,00
Massa (%)	0,05	0,09	0,18	0,12	0,09	0,48	1,00
Massa Total (g)	7,03	11,19	22,90	15,22	11,58	62,19	130,10

Esta análise granulométrica efetuada através do *cyclosizer* permite verificar que existe bastante material com granulometria inferior a 8 µm (classe C₆) a ser recuperado no estágio da flutuação, revelando que o grau de libertação do material em estudo é atingido em calibres muito finos. No entanto, os cálculos efetuados permitiram concluir que as partículas mais finas são essencialmente constituídas por pirite liberta (60%) (Tabela 20). Isto poderá significar que durante o desengrosso, a existência de um arrastamento substancial de partículas muito finas, essencialmente de pirite liberta, é uma possibilidade.

Tabela 20 - Distribuição de teores do concentrado por classe de calibre

	C ₁	C ₂	C ₃	C ₄	C ₅	C ₆	Total
Classe	%	%	%	%	%	%	%
Py 100	36,20%	49,60%	44,60%	40,60%	39,70%	60,0%	51,03%
CPy 25	21,40%	14,00%	11,20%	9,90%	6,60%	7,0%	9,42%
CPy 50	13,40%	9,40%	7,80%	5,50%	4,00%	5,0%	6,29%
CPy 75	9,20%	6,90%	5,50%	7,20%	6,40%	3,0%	4,90%
CPy 100	16,20%	17,30%	26,00%	31,00%	37,00%	15,4%	21,22%
Bl 50	2,50%	1,80%	2,40%	2,20%	1,30%	2,6%	2,33%
Bl 100	1,10%	1,00%	2,50%	3,60%	5,00%	7,0%	4,80%
Σ	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%

Os valores obtidos para o teor de cada classe de calibre foram normalizados, de modo a obter apenas uma divisão em cinco classes de teor: uma correspondente às partículas constituídas totalmente por pirite (Py 100), as restantes correspondentes às partículas com diferentes percentagens de calcopirite. Na Figura 62 é possível observar o histograma dos concentrados para as diferentes classes de calibre. Resta apenas efetuar uma breve referência à presença da blenda no concentrado, uma vez que se verifica o aumento do número de grãos à medida que diminui o calibre do material, algo que resulta do facto da blenda revelar elevada fragilidade e, por isso, um maior potencial de redução granulométrica durante a moagem.

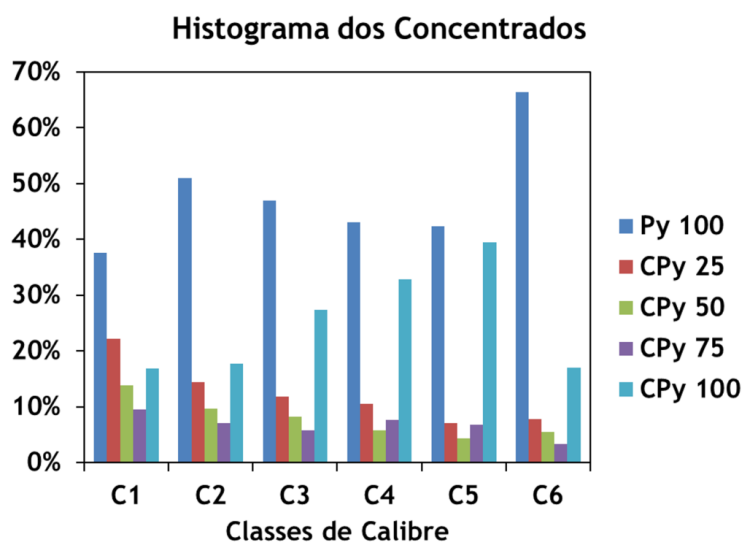


Figura 62 - Histograma dos concentrados das classes de calibre

O mesmo procedimento foi realizado para os rejeitos do desengrosso, sendo possível observar na Tabela 21 a distribuição de massas do rejeito e a respetiva distribuição de teor em cada classe de calibre (Tabela 22).

Tabela 21 - Distribuição da massa do rejeito por classe de calibre

	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄	R ₅	R ₆	Total
Massa (g)	4,70	7,35	10,75	8,65	4,10	14,45	50,00
Massa (%)	0,09	0,15	0,22	0,17	0,08	0,29	1,00
Massa Total (g)	84,07	131,48	192,30	154,73	73,34	258,48	894,40

Na observação da distribuição de massa no rejeito é possível verificar a existência de uma elevada percentagem de partículas de calibre muito fino (<8 µm). No entanto, esta percentagem deveria ser substancialmente superior, resultado do não arrastamento para o concentrado de algumas destas partículas.

Tabela 22 - Distribuição de teores do rejeito por classe de calibre

	R ₁	R ₂	R ₃	R ₄	R ₅	R ₆	Total
Classe	%	%	%	%	%	%	%
Py 100	87,40%	87,80%	86,70%	85,50%	80,90%	87,0%	86,33%
CPy 25	4,90%	4,60%	4,95%	5,00%	4,00%	1,8%	3,91%
CPy 50	0,90%	1,00%	0,90%	0,60%	1,80%	0,9%	0,94%
CPy 75	0,40%	0,60%	0,60%	0,70%	2,00%	0,6%	0,71%
CPy 100	0,60%	0,50%	0,60%	0,80%	2,10%	1,8%	1,09%
BI 50	4,50%	3,50%	3,40%	3,40%	3,20%	2,9%	3,36%
BI 100	1,30%	2,00%	2,85%	4,00%	6,00%	5,0%	3,66%
Σ	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%

Novamente, com os resultados obtidos na contagem de pontos, foi possível obter histograma de cada classe de calibre dos rejeitos analisados (Figura 63).

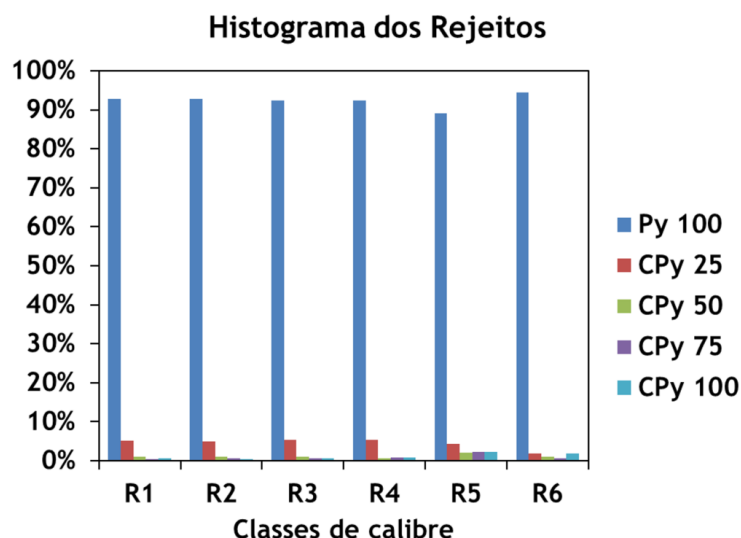


Figura 63 - Histograma dos rejeitos por classe de calibre

A observação do histograma dos rejeitos permite concluir que o estágio de desengrosso tem um bom desempenho, visto que existe uma reduzida quantidade de calcopirite, essencialmente liberta. Fica, contudo, a observação de que existem mais mistos na classe granulométrica R₅, sendo que, mais uma vez, a redução de eficiência da flutuação pode explicar esta variação nos calibres mais finos.

Estes dados conjugados com os dados experimentais obtidos anteriormente para este ensaio, tornaram possível a obtenção destas distribuições para a alimentação, tendo como base de conversão o valor do rendimento ponderal. Na Tabela 23 e na Tabela 24 apresentam-se as distribuições da alimentação.

Tabela 23 - Distribuição de massa da alimentação por classe de calibre

	A ₁	A ₂	A ₃	A ₄	A ₅	A ₆	Total
Massa (g)	4,45	6,96	10,50	8,29	4,14	15,65	50,00
Massa (%)	0,09	0,14	0,21	0,17	0,08	0,31	1,00
Massa Total (g)	74,29	116,20	170,78	137,02	65,50	233,55	1024,50

Tabela 24 - Distribuição de teor da alimentação por classe de calibre

	A ₁	A ₂	A ₃	A ₄	A ₅	A ₆	Total
Classe	%	%	%	%	%	%	%
Py 100	80,90%	82,95%	81,35%	79,80%	75,67%	94,9%	0,85
CPy 25	7,00%	5,79%	5,74%	5,62%	4,33%	0,9%	0,04
CPy 50	2,49%	2,07%	1,78%	1,22%	2,08%	0,6%	0,01
CPy 75	1,52%	1,40%	1,22%	1,53%	2,56%	0,4%	0,01
CPy 100	2,58%	2,63%	3,83%	4,64%	6,53%	2,0%	0,03
BI 50	4,25%	3,28%	3,27%	3,25%	2,96%	0,3%	0,02
BI 100	1,27%	1,87%	2,81%	3,95%	5,87%	0,9%	0,02
Σ	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%	100,0%

Com os valores das distribuições de classe e teor obtidos, resta efetuar a representação gráfica dos histogramas de teor por cada classe de calibre (Figura 64).

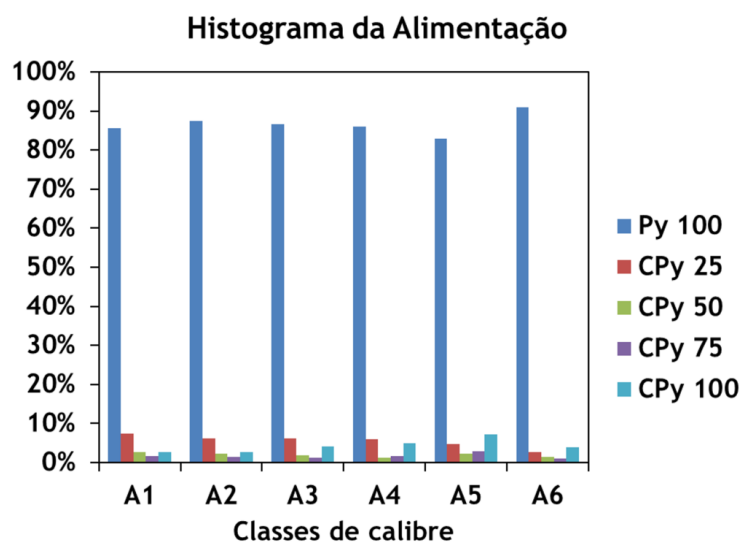


Figura 64 - Histograma da alimentação por classe de calibre

Uma vez obtidos os histogramas da alimentação, concentrado e rejeito, é possível construir o histograma de teores global de cada um dos elementos, de modo a observar a forma como o material está a ser selecionado na flutuação, ou seja, que tipo de material está a ser flutuado (Figura 65).

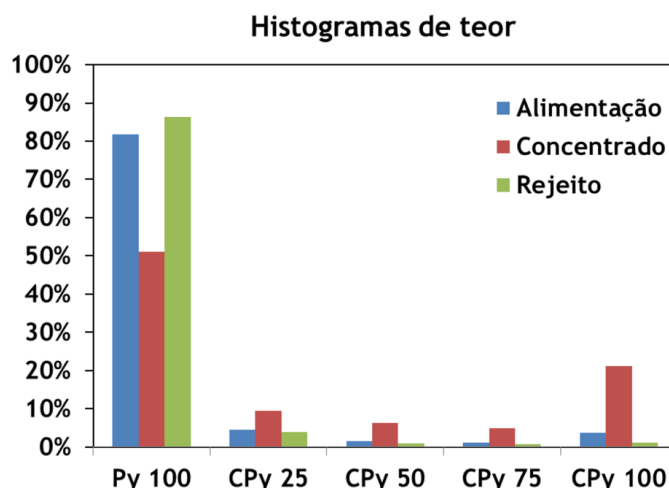


Figura 65 - Histograma de teor global

A análise da Figura 65 permite verificar que o concentrado da flutuação possui uma grande quantidade de pirite liberta (Py 100), o que significa que o elemento que poderá estar a prejudicar mais o processo de flutuação no ensaio MCM12 é a pirite. Por outro lado, existe também uma elevada quantidade de pirite liberta no rejeito do processo, o que significa que a sua depressão ocorre, apenas não ocorre na quantidade desejada. Assim sendo, quanto à presença da pirite é possível concluir que o teor de cobre obtido neste ensaio não é superior devido à elevada quantidade de mineral de ferro presente no concentrado da flutuação por espumas.

Quanto à análise da calcopirite, é possível observar uma elevada quantidade de mistos no concentrado, essencialmente mistos pobres e mistos intermédios. Ora esta observação é extremamente importante pois permite reforçar a hipótese anteriormente avançada de que seria necessária a remoagem do concentrado do desengrosso. Nesta fase, faz todo o sentido assumir que o estágio de remoagem é de extrema importância no processo de concentração, dado que existe muita calcopirite que necessita de se libertar. Quanto aos resultados do ensaio propriamente dito, é possível concluir que os mistos estão a ser coletados de forma bastante eficiente, sendo que assumindo a necessidade do estágio da remoagem, faz todo o sentido que se pretenda recuperar o máximo de mistos no estágio de desengrosso.

No apêndice B é possível observar as figuras que representam as visualizações ao microscópio ótico de luz refletida, nas quais é possível comprovar a presença de calcopirite, pirite e blenda.

10.4 Cálculos

Neste capítulo serão explicados os cálculos efetuados para conseguir obter a distribuição de teores C_6 , R_6 e A_6 . Estas classes granulométricas não são recuperadas no ensaio do *cyclosizer* e, por isso, para completar o estudo foram efetuados diversos cálculos baseados nos teores experimentais do concentrado, rejeito e alimentação, que permitiram o acerto da distribuição de teores da classe 6.

Inicialmente é necessária a divisão do concentrado em várias classes de calibres i , recorrendo ao *cyclosizer*. Este procedimento permite obter C_i , que corresponde à % de massa na classe de calibre i .

De seguida, cada uma das classes deverá ser observada ao microscópio, no sentido de efetuar a contagem de pontos, que permitirá obter $C_{j,i}$, que representa a % de massa de teor j , na classe de calibre i . As classes de teor a ser consideradas devem ser, 0%, 25%, 50%, 75% e 100% de mineral constituído pela substância mineral útil. Na obtenção desta distribuição de teores foi efetuada uma correção de densidade. Sendo assim é necessário efetuar a multiplicação de cada elemento pela densidade ponderada da classe de teor a que pertence. Neste caso existem dois minerais abundantes, pirite ($\rho=5$) e calcopirite ($\rho=4,2$), logo é possível obter $CC_{j,i}$ que será a % de massa de teor j , na classe de calibre i (condicional - corrigido pela densidade) da seguinte forma:

$$CC_{j,i} = C_{j,i} \times [j \times \rho_{CPy} + (1 - j) \times \rho_{Py}] \quad \text{Equação 17}$$

É importante efetuar a normalização deste valor, obtendo valores entre 0 e 1, dividindo cada elemento pela soma da coluna a que pertence, ou seja, obtendo o valor percentual. Uma vez obtido C_i e $C_{j,i}$ é possível efetuar o cálculo de C_j , que será assim a % de massa na classe de teor j .

$$C_j = \sum_{i=1,6}^n C_{j,i} \cdot C_i \quad \text{Equação 18}$$

Neste momento já se conhece a % de material (em massa) com teor j do mineral no qual está presente a substância mineral útil. No entanto, interessa também conhecer o teor em substância mineral útil. Para tal, é necessário conhecer T - matriz diagonal com a % de substância mineral útil numa molécula do mineral que a contém na classe de teor j :

$$T = \begin{bmatrix} 0 \times M & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0.25 \times M & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0.50 \times M & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0.75 \times M & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & M \end{bmatrix}$$

Efetuada a multiplicação desta matriz por C_j é possível obter o teor em substância mineral útil:

$$t_{Cu} = \sum T \cdot C_j \quad \text{Equação 19}$$

O valor de t_{Cu} é conhecido através da análise química efetuada ao produto da flutuação do ensaio em análise. Deste modo, a distribuição de teores da classe 6 pode ser alterada de modo a obter um teor igual, ou bastante próximo, do teor obtido experimentalmente.

10.5 Conclusão do estudo de libertação

O estudo de libertação permitiu obter informação bastante importante acerca do conteúdo do concentrado e do rejeito. Analisando o concentrado verifica-se que, tal como foi referido, o seu teor não é mais elevado devido à existência de uma grande quantidade de pirite liberta. É possível avançar com duas hipóteses que justificam a presença excessiva deste material no concentrado. A primeira diz respeito às condições de Eh/pH obtidas durante a flutuação, isto é, sabe-se que a pirite flutua em condições de Eh/pH bastante próximas da calcopirite, sendo que o pH é controlado antes de cada flutuação, garantido um valor de 10,5, para o qual a pirite não deveria flutuar, pelo menos a liberta. Resta concluir que o valor do Eh poderá estar bastante próximo das condições de flutuação da pirite (Silva, 1999). A segunda justificação está diretamente relacionada com a seletividade ao longo do processo de flutuação, isto é, na flutuação ocorre a formação de um colchão de espumas que é responsável pela seleção dos grãos que devem ser removidos como concentrados ou deprimidos como rejeitos. Se este colchão apresentar uma espessura fina, que é o mesmo que dizer que o nível da polpa é elevado na célula, a seletividade do processo é mais reduzida e, por isso, existirão mais condições para a flutuação da pirite liberta.

Quanto à análise do rejeito da flutuação é possível verificar que a existência de mistos, embora em reduzidas quantidades, permite a justificação da limitação da recuperação, ou seja, estes mistos não recuperados são a justificação para as perdas obtidas, colocando de parte a possibilidade de estar a perder material na classe dos ultrafinos. Assim sendo, é

possível concluir que o tempo de moagem de 90 minutos é adequado, uma vez que não existe uma elevada quantidade de ultrafinos ricos em calcopirite.

Uma vez obtidas estas conclusões é conveniente prever se é significativo desenvolver esforços no sentido de reduzir a quantidade de pirite liberta que flutua durante o processo de concentração. Foram efetuados alguns cálculos que permitiram concluir que, se for possível evitar a flutuação de toda a pirite liberta, o teor do concentrado pode chegar aos 24,5%, bem mais elevado do que os 10,4% obtidos experimentalmente. Logicamente, este valor é apenas um máximo, não sendo expectável que se consiga alcançar este valor.

Por outro lado, foi possível observar que existe uma elevada quantidade de blenda liberta nas classes granulométricas mais finas, 5 e 6, o que significa que para além do arrastamento da pirite liberta, poderá também a ocorrer arrastamento de blenda liberta. Assim sendo, e prevendo-se que um estudo do Eh/pH destes ensaios poderá ser demasiado complexo para o objetivo deste projeto, optou-se por efetuar novos ensaios que permitam uma diminuição da pirite liberta e da blenda liberta. Por outras palavras, pretende-se melhorar a seletividade do processo, havendo sempre a consciência de que a recuperação poderá sair prejudicada.

11 Análise da seletividade do processo

11.1 Objetivo da análise da seletividade

Após a realização do estudo da libertação do minério foi possível concluir que existe muita pirite e blenda liberta a flutuar, contrariamente ao que se pretende, uma vez que estes elementos penalizarão o concentrado final. É natural que com os sucessivos estágios de apuramento previstos no diagrama de tratamento utilizado na planta industrial, a pirite e a blenda liberta acabem por ser deprimidas. No entanto, uma otimização do desengrosso, pode permitir melhorias processuais nos estágios seguintes, evitando o manuseamento de elevadas quantidades de penalizantes. Assim sendo, optou-se por efetuar uma tentativa de melhorar a seletividade do processo, ensaio MCM24, através do aumento da quantidade de espumante adicionado durante o desengrosso. Deste modo, o ensaio MCM12 será reproduzido com a alteração na dosagem de espumante.

11.2 Resultado do estudo da seletividade

Para analisar o efeito da adição de mais espumante serão apresentados os resultados de forma semelhante ao estudo realizado para o desengrosso. Assim sendo, será possível analisar a relação entre a recuperação e o teor em cobre (Figura 66), a seletividade dos elementos mais importantes do processo (Figura 67, Figura 68 e Figura 69) e o diagrama de *mayer*, que relaciona a recuperação com o rendimento ponderal (Figura 70). Para que seja possível verificar a evolução obtida, o novo ensaio será comparado com os resultados obtidos no ensaio MCM12 e o ensaio MCM13, escolhido como o ensaio ótimo no estudo do desengrosso.

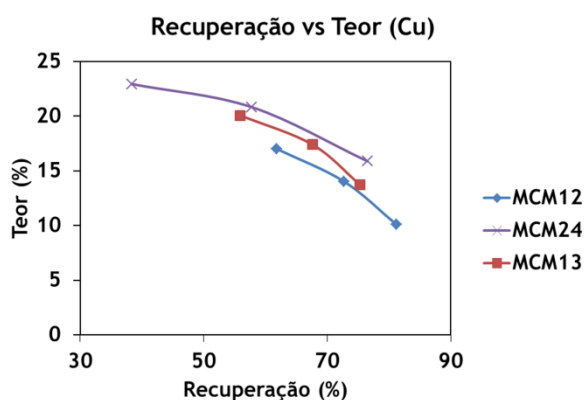


Figura 66 - Relação entre recuperação e teor de cobre - espumante

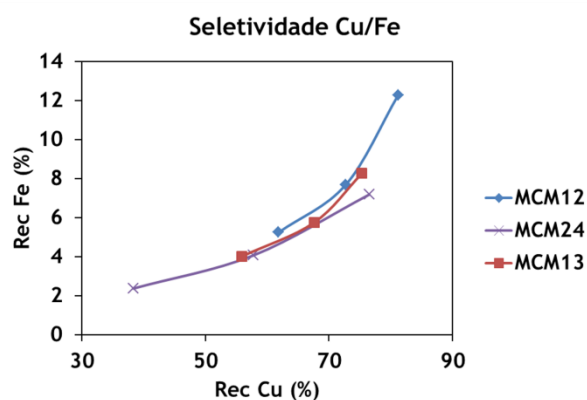


Figura 67 - Seletividade Cu/Fe - espumante

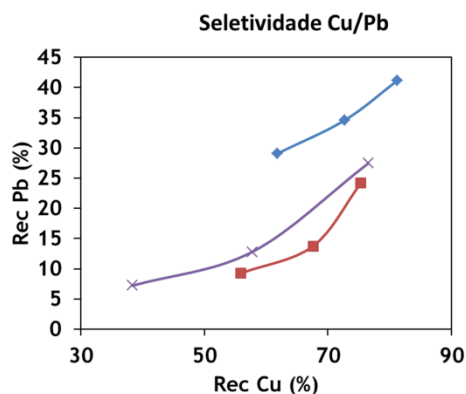


Figura 68 - Seletividade Cu/Pb - espuma

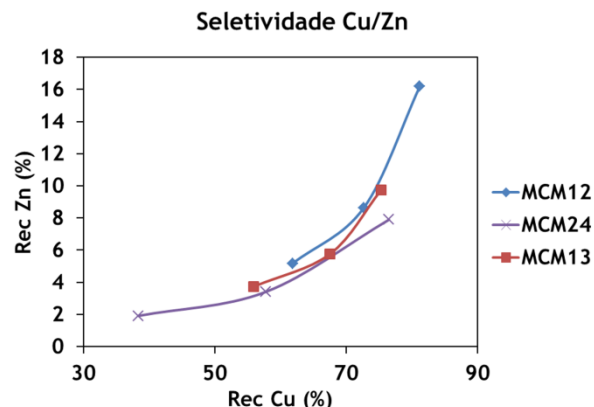


Figura 69 - Seletividade Cu/Zn - espuma

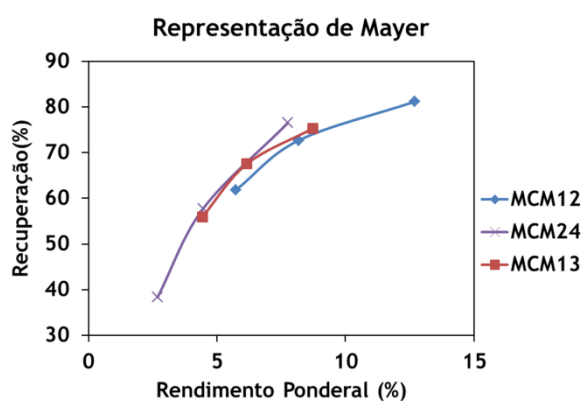


Figura 70 - Representação de mayer - espuma

No que diz respeito à análise da recuperação e do teor, é possível observar que o ensaio MCM24 permitiu uma melhoria substancial no teor de cobre, contudo ocorreu uma redução da recuperação, de aproximadamente 5%. Este valor de recuperação é coincidente com o valor do ensaio MCM13, considerado o melhor ensaio de desengrosso. No entanto, foi possível obter um teor mais elevado com a utilização de mais espuma. Este facto indica claramente que há uma melhoria na seletividade do processo.

Em termos de seletividade, observa-se uma melhoria clara do ensaio MCM24 em comparação com os restantes. Assim sendo, verifica-se que a utilização de mais espuma permite recuperar menos ferro e menos zinco, prejudicando ligeiramente a recuperação do cobre. Esta é uma indicação clara de que a quantidade de pirite e blenda libertas recuperadas no ensaio MCM12 diminuiu substancialmente com a adição de mais espuma, conseguindo obter um comportamento mais eficiente do que o ensaio MCM13. Já no que diz respeito ao chumbo, o novo ensaio permitiu também uma redução no valor da recuperação. No entanto, este não alcançou uma recuperação de chumbo tão baixa quanto o ensaio MCM13.

Finalmente, no que diz respeito à representação de *mayer* verifica-se uma redução na recuperação e no rendimento ponderal, resultado do aumento da seletividade. No entanto, a diferença entre o ensaio MCM12 e MCM13 não é expressiva.

11.3 Conclusão sobre o estudo de seletividade

Para concluir o estudo acerca da seletividade durante o ensaio de desengrosso resta realizar um balanço das considerações efetuadas ao longo deste estudo. A análise microscópica efetuada revelou a presença de elevada quantidade de pirite e blenda liberta no concentrado, essencialmente em calibres muito finos. Assim sendo, dado que a flutuação está a decorrer com granulometrias muito finas, existem razões para acreditar que há uma elevada retenção de material no colchão de espumas, o que permite justificar o baixo teor de cobre obtido.

O processo de drenagem ocorre quando as partículas minerais alcançam a base do colchão de espumas e é transferida para o topo da célula de flutuação suspensa na água entre as bolhas do colchão, provocando para além da recuperação de substância mineral útil, a recuperação de minerais penalizantes (ganga). Este deve ser diferenciado da flutuação verdadeira, na qual as partículas deixam a célula através da adesão à superfície das bolhas. Este fenómeno provoca a redução do teor do concentrado, o que se torna especialmente verdade em minérios muito finos (Smith and Warren, 1989).

Deste modo, assumindo que a adição de mais espumante pode reduzir a retenção partículas muito finas, foi executado um novo ensaio, este utilizando uma maior quantidade de espumante. Tal procedimento permitiu uma melhoria considerável no que diz respeito à seletividade para os principais elementos penalizantes: o ferro, o chumbo e o zinco. A justificação mais plausível para a obtenção destes resultados está diretamente relacionada com o aumento da eficiência da drenagem do colchão de espumas, evitando assim a flutuação de partículas de pirite e blenda libertas sem que estas tivessem aderido às bolhas. O aumento da dosagem de espumante provocou a redução dos espaços entre bolhas que por sua vez provocou a redução da flutuação de partículas de ganga por transporte da água. Sendo assim, associado à eficiência da drenagem poderá estar o facto das partículas mais finas terem mais dificuldade a permanecer no colchão de espumas e, portanto, menos hipótese de serem removidas.

12 Estudo da cinética de flutuação

12.1 Objetivo do estudo cinético da flutuação

Tal como foi referido anteriormente, o estudo cinético permite verificar a variação temporal do processo de flutuação. Assim sendo, para completar o estudo da fase de desengrosso é conveniente que se perceba a forma como o material está a ser recuperado ao longo do processo, no sentido de explorar novas alterações processuais, nomeadamente no que diz respeito ao tempo de residência do minério na célula de flutuação.

12.2 Estudo da cinética de flutuação

Inicialmente procedeu-se ao desenvolvimento do modelo cinético, com recurso ao modelo *fast and slow* com recuperação infinita (Equação 11), aplicando-o à fase de desengrosso. Assim sendo, tendo em conta que para cada ensaio efetuado foi calculado o valor da recuperação para três tempos distintos, 3, 5 e 11 minutos, foi possível utilizar estes valores como referência para ajustar o modelo teórico aos dados experimentais, recorrendo ao *SOLVER* do excel, obtendo os parâmetros que definem o modelo *fast and slow*, k_f , k_s e F_f , minimizando o quadrado dos desvios entre os valores experimentais e os que foram obtidos com o modelo teórico. Uma vez obtidos estes valores é possível efetuar a representação gráfica da evolução da recuperação ao longo do tempo.

O valor de F_f diz respeito à % de partículas com velocidade rápida e, portanto, quando a recuperação é elevada nos minutos iniciais, este valor tende a ser elevado. Quanto ao K_f , este classifica a velocidade das partículas rápidas, o que significa que quando as partículas se encontram bastante liberas e com facilidade em coletar, maior será o valor deste parâmetro. Em oposição, K_s classifica a velocidade das partículas mais lentas, que se espera que sejam os mistos pobres e o estéril recuperado, sendo tão maior quanto menor for a capacidade de flutuar ganga. Finalmente, p_{∞} é o limite da recuperação quando o tempo tende para infinito, ou seja, estabelece o limite de recuperação máximo. Ensaio com fraco poder de coleta ou existência de partículas excessivamente finas provocam a diminuição deste valor.

De seguida, apresentam-se os gráficos representativos dos ajustes efetuados para a maioria dos ensaios de desengrosso desenvolvidos.

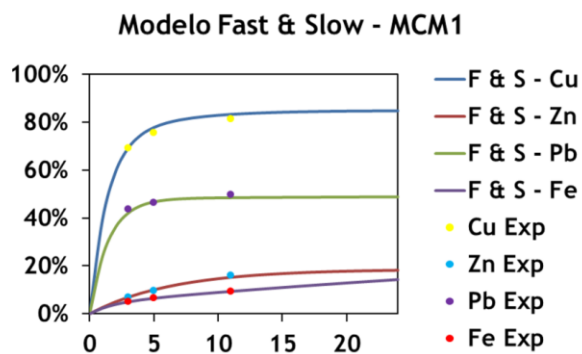


Figura 71 - Modelo fast & slow - ensaio MCM1

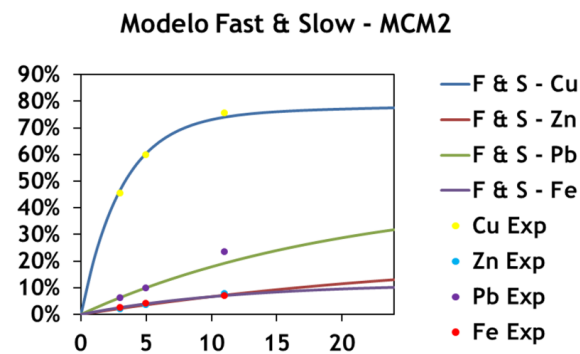


Figura 72 - Modelo fast & slow - ensaio MCM2

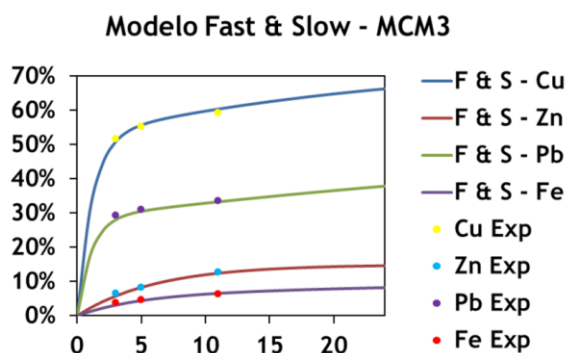


Figura 73 - Modelo fast & slow - ensaio MCM3

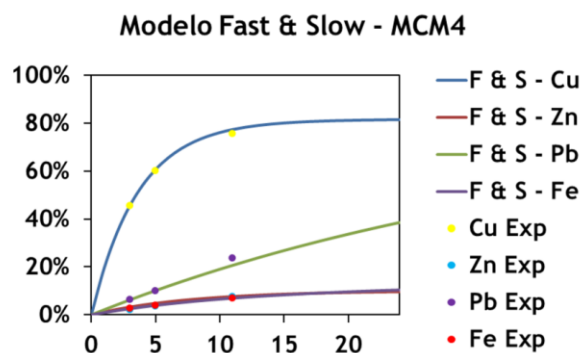


Figura 74 - Modelo fast & slow - ensaio MCM4

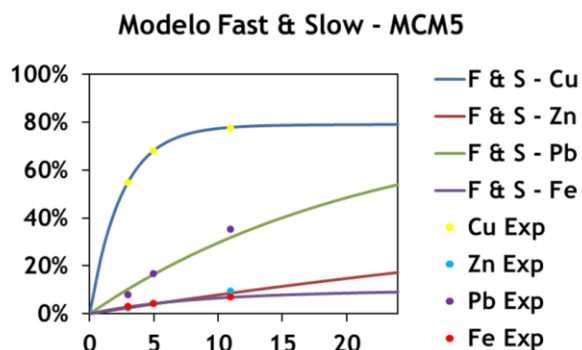


Figura 75 - Modelo fast & slow - ensaio MCM5

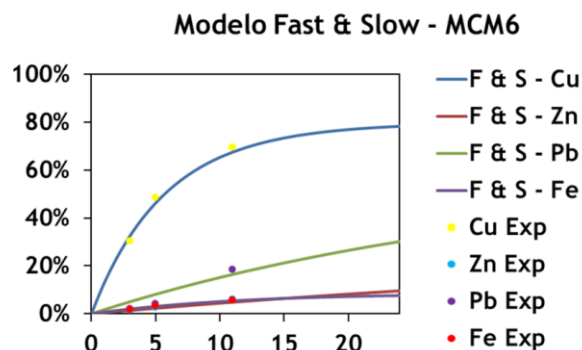


Figura 76 - Modelo fast & slow - ensaio MCM6

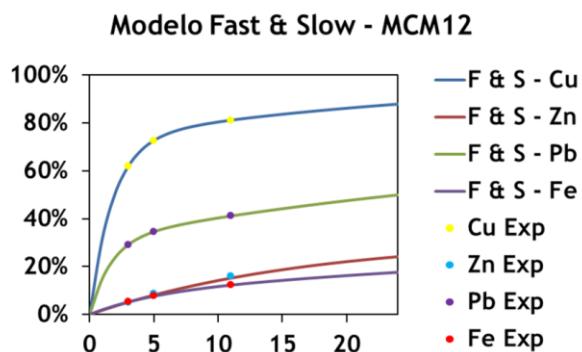


Figura 77 - Modelo fast & slow - ensaio MCM12

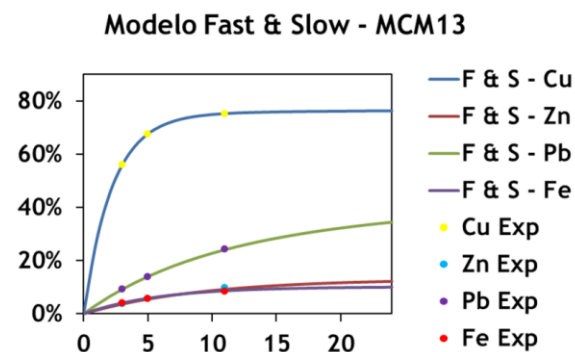


Figura 78 - Modelo fast & slow - ensaio MCM13

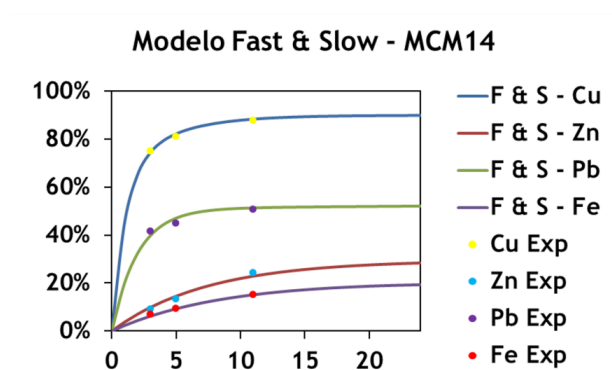


Figura 79 - Modelo fast & slow - ensaio MCM14

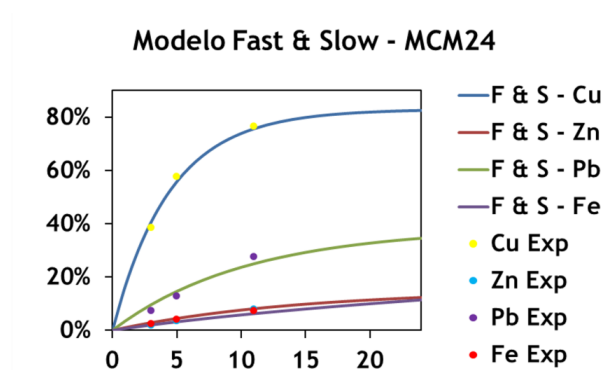


Figura 80 - Modelo fast & slow - ensaio MCM24

É possível verificar, para a grande maioria dos ensaios, que os ajustes foram efetuados com elevado rigor.

Após o ajuste do modelo aos dados experimentais optou-se por efetuar a comparação entre a cinética dos ensaios com diferente grau de moagem, dosagem de cal, dosagem de coletor e dosagem de espumante, no sentido de compreender as alterações provocadas na cinética do processo.

12.2.1 Modelo cinético dos ensaios de moagem

Inicia-se a análise cinética com a comparação dos modelos obtidos para os ensaios MCM1, MCM2 e MCM3. Pretende-se verificar a alteração provocada pela variação do tempo de moagem na cinética da flutuação do cobre, zinco, chumbo e ferro.

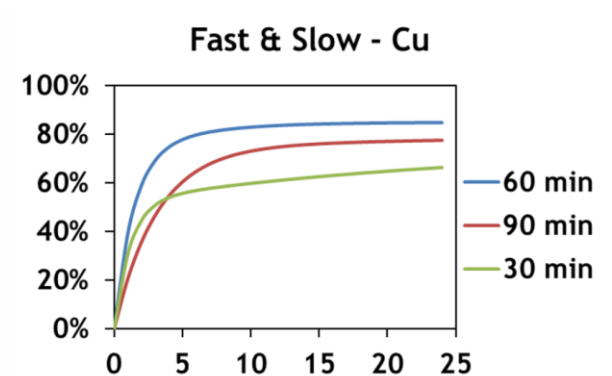


Figura 81 - Modelo fast & slow - moagem (Cu)

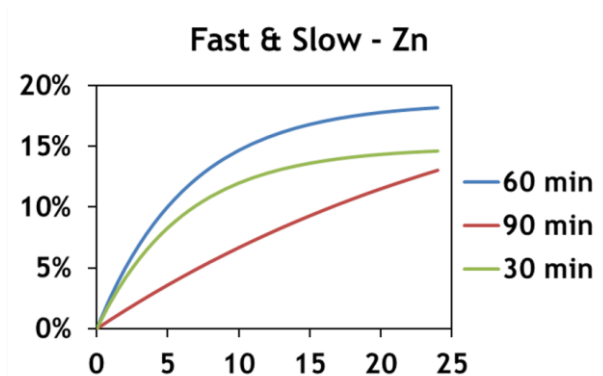


Figura 82 - Modelo fast & slow - moagem (Zn)

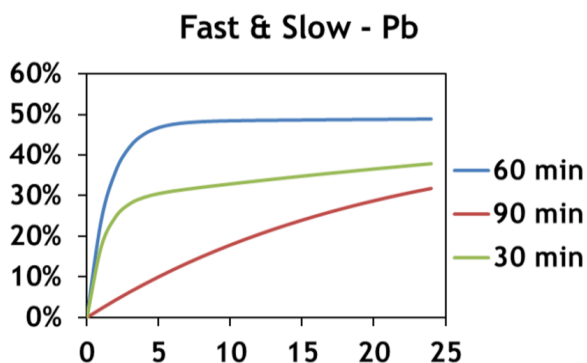


Figura 83 - Modelo fast & slow - moagem (Pb)

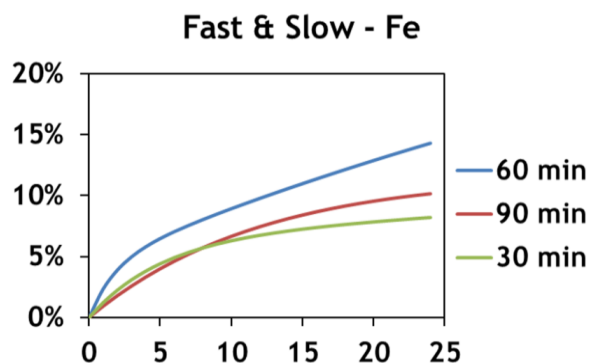


Figura 84 - Modelo fast & slow - moagem (Fe)

A observação da Figura 81 permite verificar que, quando a moagem tem a duração de 60 minutos, o processo ocorre de forma mais rápida, ou seja, a taxa de recuperação em função do tempo é superior em todos os elementos nos instantes iniciais, tornando-se mais lenta à medida que o tempo passa. Quando a moagem tem uma duração de 90 minutos, verifica-se uma taxa de flutuação mais lenta para todos os elementos, sendo que a recuperação da espécie mineral útil é menor. No entanto, existe uma menor quantidade de penalizantes no concentrado. Finalmente, no que diz respeito à moagem de 30 minutos, verifica-se que nos minutos iniciais a recuperação de cobre é bastante rápida, mas torna-se lenta bastante cedo, reflexo da reduzida libertação atingida pelo minério. Verifica-se que o chumbo (Figura 83) e o zinco (Figura 82) têm uma recuperação bastante elevada, resultado da existência de imensos mistos do tipo galena/calcopirite e blenda/calcopirite.

A análise da cinética permite reforçar as conclusões que foram obtidas no estudo da fase de desengrosso, no qual se decidiu que a moagem de 90 minutos seria a mais adequada para o processamento deste minério. Observando os resultados, é possível verificar que a moagem de 60 minutos permite a recuperação de elevada quantidade de penalizantes. Já o ensaio de 30 minutos, não permite alcançar uma recuperação de cobre suficientemente razoável. Por último, moer 90 minutos, permite obter uma recuperação próxima da mais elevada (60 minutos), conseguindo baixar substancialmente a flutuação de penalizantes.

Analisando os valores obtidos para os parâmetros de flutuação, é possível observar que o valor de F_f é superior para o ensaio MCM2 (moagem 90 min), indicando que com o aumento da libertação e diminuição do calibre das partículas a fração de material com velocidade rápida aumenta. Este aumento provoca a diminuição no valor do K_f . No que diz respeito à recuperação limite (p_∞) esta aumenta com a moagem para a substância mineral útil e diminui para as substâncias penalizantes, resultado da maior seletividade do processo (Tabela 25).

Tabela 25 - Parâmetros ajustados para os ensaios de moagem (Cu, Zn, Pb e Fe)

	Cu				Zn			
	Ff	Kd	Kf	ρ^∞	Ff	Kd	Kf	ρ^∞
MCM1	0,70	0,20	0,73	0,85	0,04	0,15	0,16	0,19
MCM2	0,75	0,01	0,32	0,87	0,41	0,01	0,02	0,03
MCM3	0,52	0,04	0,85	0,75	0,15	0,00	0,16	0,25

	Pb				Fe			
	Ff	Kd	Kf	ρ^∞	Ff	Kd	Kf	ρ^∞
MCM1	0,48	0,02	0,68	0,50	0,04	0,01	0,55	0,38
MCM2	0,48	0,01	0,05	0,42	0,13	0,01	0,08	0,10
MCM3	0,29	0,02	0,90	0,57	0,06	0,01	0,20	0,14

12.2.2 Modelo cinético dos ensaios de depressores

De seguida foi feita a comparação da cinética dos ensaios em que foi utilizada cal como depressor, MCM4 (2500g/ton), MCM5 (2000 g/ton) e MCM6 (3000 g/ton). Neste caso, pretendia-se determinar a dosagem mais adequada.

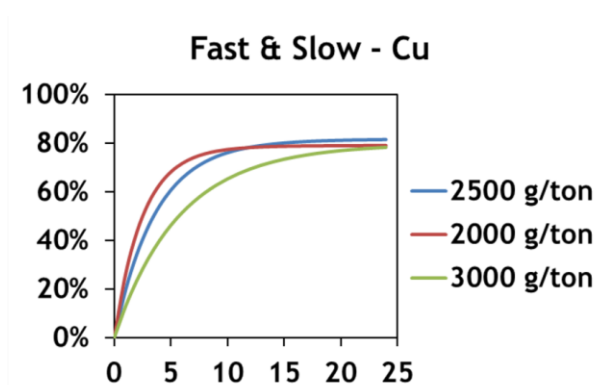


Figura 85 - Modelo fast & slow - depressor (Cu)

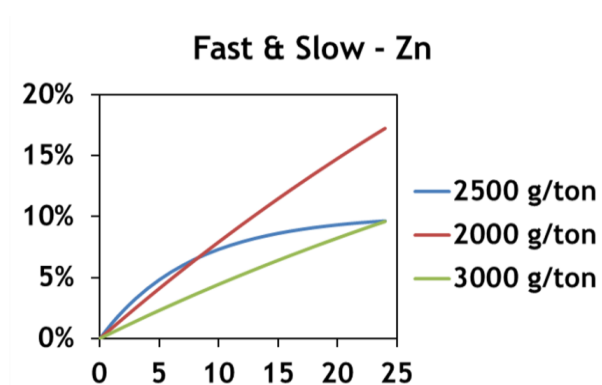


Figura 86 - Modelo fast & slow - depressor (Zn)

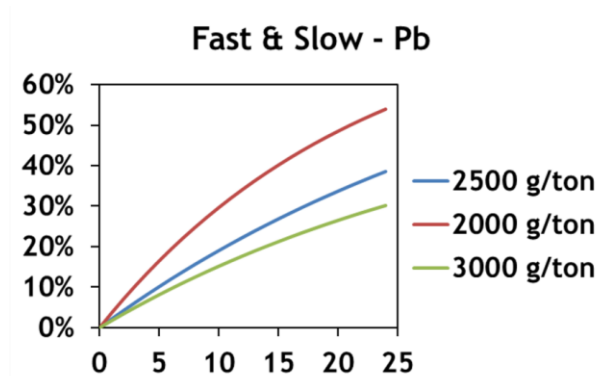


Figura 87 - Modelo fast & slow - depressor (Pb)

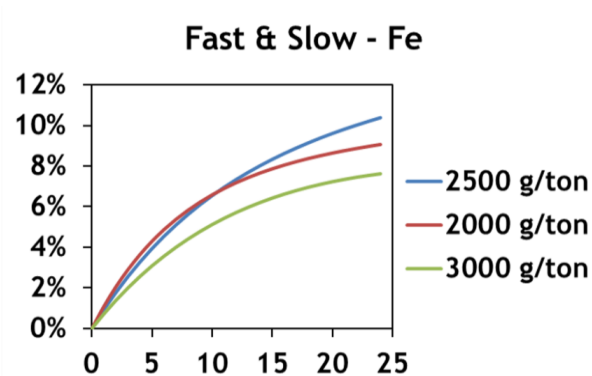


Figura 88 - Modelo fast & slow - depressor (Fe)

A observação da Figura 85 permite verificar que, independentemente da dosagem utilizada, é possível obter recuperações de cobre semelhantes à medida que o tempo avança, sendo que a grande diferença reside na velocidade com que o material é flutuado. Como se esperava, quando se utiliza uma dosagem de cal elevada (3000 g/ton), a velocidade de flutuação reduz bastante, sendo que para atingir um valor de recuperação razoável é necessário prolongar o tempo de remoção de espumas (tempo de residência da polpa na célula). Isto ocorre porque a adição de cal permite deprimir a pirite, mas deprime também a calcopirite. Quando se reduz a quantidade de cal a velocidade de flutuação aumenta, resultado da menor depressão da substância mineral útil.

No estudo da depressão na fase de desengrosso, o ensaio que utilizou 2000 g/ton de cal foi o escolhido como o mais adequado ao minério, sendo que a fraca seletividade deste foi justificada com a possibilidade de ter ocorrido arrastamento, o que pode ser verificado na Figura 86 e Figura 87 com a elevada taxa de variação da recuperação. No entanto, a análise cinética permite concluir que esta pode não ter sido a melhor escolha. No que diz respeito à recuperação é fácil perceber que é uma questão de tempo para conseguir com qualquer dosagem obter resultados semelhantes. Por outro lado, verifica-se que após um determinado tempo, o ensaio com 2000 g/ton demonstra uma recuperação de zinco e chumbo bastante elevada, ao contrário do que acontece com os outros ensaios. Isto torna os ensaios MCM5 e MCM6 uma opção viável para o tratamento do minério, desde que o tempo de flutuação seja prolongado. Deste modo, pode fazer sentido concluir que a dosagem de cal deve ser tanto maior, quanto maior for o tempo de residência da polpa na célula.

Observando os valores obtidos para os quatro parâmetros ajustados, verifica-se que com a redução da dosagem de CAL (MCM5 - 2000 g/ton) a velocidade de flutuabilidade rápida (K_F) aumenta no caso da substância mineral útil, refletindo uma menor depressão deste elemento.

Por outro lado, a recuperação limite em penalizantes aumenta com a redução da dosagem de depressor, sendo menor para o ensaio MCM6 (3000 g/ton de CAL) (Tabela 26).

Tabela 26 - Parâmetros ajustados para os ensaios de depressores (Cu, Zn, Pb e Fe)

	Cu				Zn			
	Ff	Kd	Kf	ρ^∞	Ff	Kd	Kf	ρ^∞
MCM4	0,81	0,02	0,28	0,83	0,10	0,00	0,13	0,20
MCM5	0,79	0,02	0,40	0,80	0,67	0,00	0,01	0,30
MCM6	0,30	0,15	0,22	0,80	0,34	0,00	0,01	0,20

	Pb				Fe			
	Ff	Kd	Kf	ρ^∞	Ff	Kd	Kf	ρ^∞
MCM4	0,88	0,00	0,03	0,37	0,08	0,01	0,10	0,18
MCM5	0,00	0,05	0,35	0,81	0,08	0,01	0,14	0,14
MCM6	0,50	0,03	0,03	0,60	0,11	0,01	0,07	0,01

12.2.3 Modelo cinético dos ensaios de coletores

Após a análise da dosagem de depressor é possível efetuar o estudo da dosagem de coletor. Neste caso, espera-se que quanto maior for a dosagem, maior será a taxa de variação da recuperação, tanto da substância mineral útil como dos penalizantes.

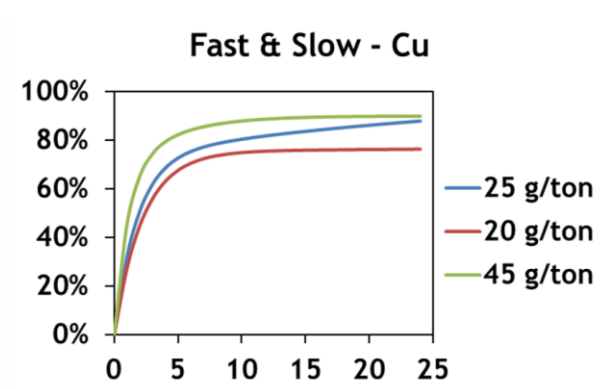


Figura 89 - Modelo fast & slow - coletor (Cu)

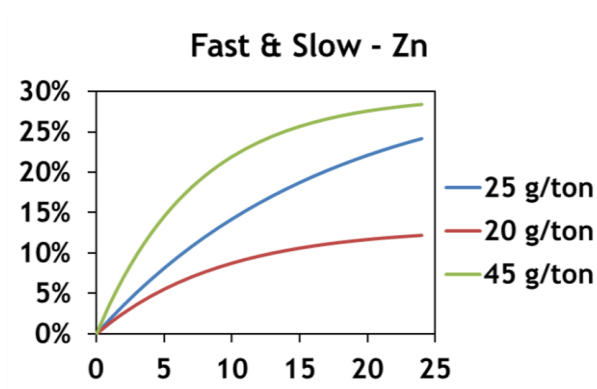


Figura 90 - Modelo fast & slow - coletor (Zn)

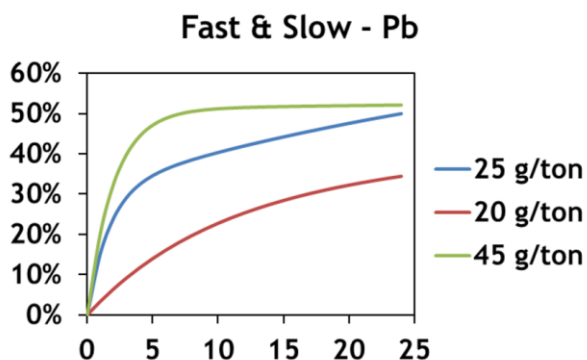


Figura 91 - Modelo fast & slow - coletor (Pb)

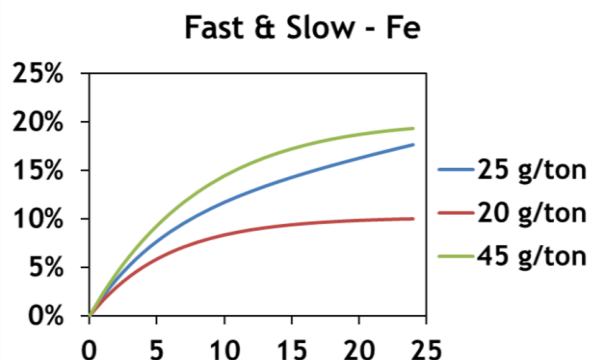


Figura 92 - Modelo fast & slow - coletor (Fe)

As expectativas relativamente aos ensaios foram confirmadas. O ensaio que utiliza 45 g/ton de 527E (MCM14) demonstra uma taxa de variação de recuperação superior, resultado de um processo de coleta mais potente que provoca também o aumento da flutuação de mistos (Figura 89). À medida que se reduz a quantidade de coletor verifica-se uma diminuição da taxa de recuperação de todos os elementos, obtendo um aumento da seletividade. Quando se adiciona 25 g/ton de 527E verifica-se que prolongando o tempo de flutuação é possível obter uma recuperação semelhante ao anterior (ensaio MCM14 - 45g/ton). No entanto, a recuperação de penalizantes evolui de forma semelhante e, por isso, pode não ser vantajoso diminuir a quantidade de coletor e aumentar o tempo de flutuação. Finalmente, quando se utiliza apenas 20 g/ton obtém-se um valor de recuperação da substância mineral útil mais reduzido, irrecuperavelmente reduzido, mesmo que se aumente o tempo de flutuação. No entanto, verifica-se uma melhoria na seletividade bastante considerável, melhoria que se torna mais evidente numa situação de prolongamento do tempo de residência. Quer isto dizer que neste ensaio (MCM13) é possível elevar o tempo de flutuação, obtendo maior recuperação e sem prejudicar excessivamente a seletividade do processo como ocorreria com o ensaio MCM12. Confirma-se desta forma que a opção tomada no estudo do desengrosso é a mais adequada.

Analisando os parâmetros do modelo cinético verifica-se que o aumento da dosagem de coletor provoca diminuição da fração de partículas com flutuabilidade rápida, no entanto a velocidade de flutuação aumenta em ambos os parâmetros de velocidade (K_D e K_f), resultado da maior disponibilidade de coletor para reagir com a superfície mineral, acelerando o processo de adesão e levitação. Naturalmente, o aumento da dosagem de coletor provoca também o aumento da recuperação limite (Tabela 27).

Tabela 27 - Parâmetros ajustados para os ensaios de coletores (Cu, Zn, Pb e Fe)

	Cu				Zn			
	Ff	Kd	Kf	ρ^∞	Ff	Kd	Kf	ρ^∞
MCM12	0,73	0,03	0,56	1,00	0,23	0,06	0,06	0,32
MCM13	0,75	0,01	0,45	0,80	0,19	0,08	0,10	0,13
MCM14	0,65	0,25	0,95	0,90	0,32	0,12	0,13	0,30

	Pb				Fe			
	Ff	Kd	Kf	ρ^∞	Ff	Kd	Kf	ρ^∞
MCM12	0,31	0,02	0,60	0,73	0,10	0,01	0,19	0,65
MCM13	0,28	0,02	0,11	0,48	0,10	0,01	0,17	0,10
MCM14	0,51	0,01	0,50	0,55	0,22	0,01	0,11	0,12

12.2.4 Modelo cinético dos ensaios de espumante

Finalmente resta observar a diferença entre a cinética da flutuação de ensaio com quantidade de espumante distinta. Assim sendo, é possível comparar o ensaio MCM12 com o ensaio MCM24, executado após a análise de libertação mineral. É importante relembrar que do estudo da libertação resultou uma melhoria substancial no processo de flutuação, uma vez que através da adição de mais espumante foi possível obter a mesma recuperação que o ensaio ótimo (MCM13) mas com uma seletividade mais eficiente. No entanto, nesta análise o que se procura evidenciar é a diferença provocada na cinética de flutuação. Por esta razão o ensaio MCM24 (5 gotas) será comparado com o MCM12 (1 gota).

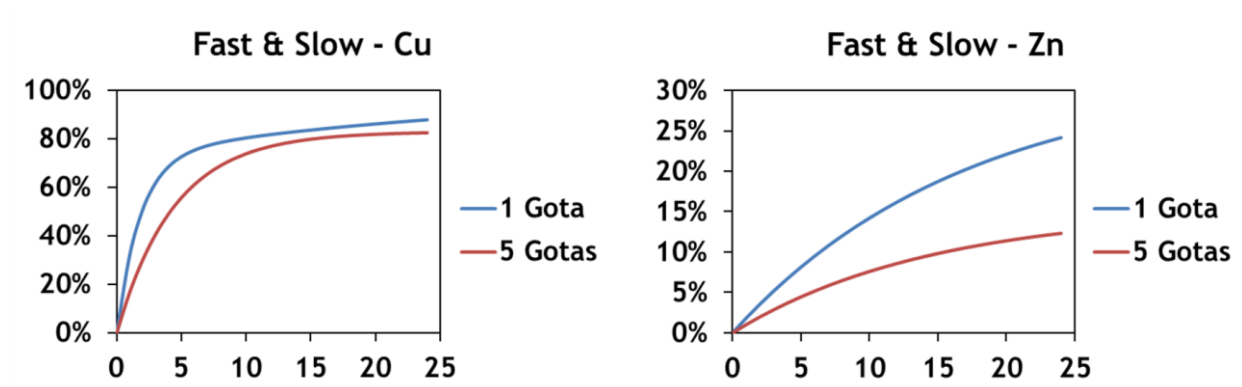


Figura 93 - Modelo fast & slow - espumante (Cu)

Figura 94 - Modelo fast & slow - espumante (Zn)

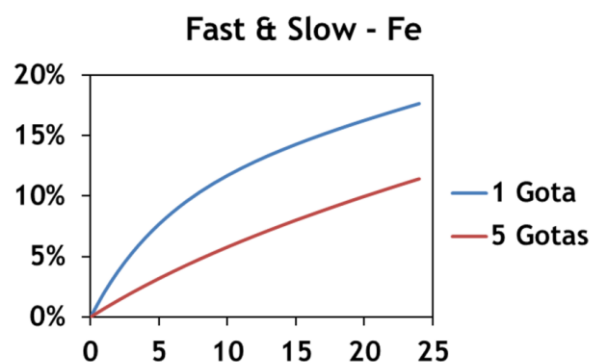
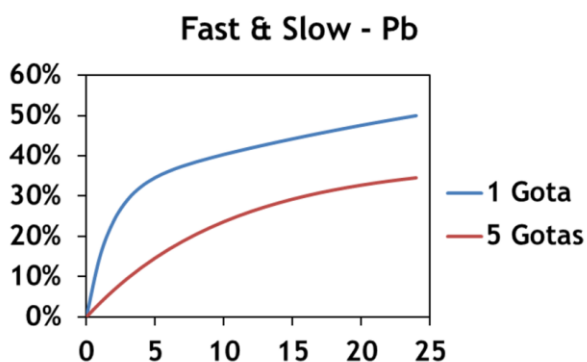


Figura 95 - Modelo fast & slow - espumante (Pb) Figura 96 - Modelo fast & slow - espumante (Fe)

Verifica-se que a taxa de recuperação é inferior com o aumento da quantidade de espumante, resultado de um processo de drenagem mais eficiente, que provoca uma redução na velocidade de flutuação, essencialmente na fase inicial do processo, resultado de um colchão de espumas mais denso (Figura 93). No entanto, verifica-se que as recuperações, com o tempo a tender para o infinito, se aproximam, sendo que adição de mais espumante apenas provoca redução da velocidade. Mas é na seletividade que reside a melhoria mais evidente do processo, sendo também resultado de uma melhor drenagem. Tal é possível verificar na Figura 94, Figura 95 e Figura 96, através de uma redução substancial da recuperação de penalizantes.

Este estudo permite melhorar ainda mais o processo de flutuação do minério aqui estudado, isto é, a adição de espumante provocou uma esperada redução da recuperação, no entanto, neste momento este problema pode ser contornado através de uma aumento do tempo da flutuação, conseguindo manter a maior eficácia na seletividade do processo, sem perdas de recuperação.

Finalmente, em relação aos parâmetros ajustados, verifica-se que o aumento da quantidade de espumante reduz a fração de partículas com velocidade de flutuação rápida e também a própria velocidade de flutuabilidade rápida, sendo que a velocidade de flutuação lenta aumenta consideravelmente para a substância mineral útil, resultado de um processo de drenagem mais eficiente, mas também mais lento. Por outro lado, a recuperação limite dos penalizantes reduz significativamente, indicando também melhorias a nível de seletividade, indicando assim que o aumento de espumante teve um resultado bastante satisfatório (Tabela 28).

Tabela 28 - Parâmetros ajustados para os ensaios de seletividade (Cu, Zn, Pb e Fe)

	Cu				Zn			
	Ff	Kd	Kf	ρ^∞	Ff	Kd	Kf	ρ^∞
MCM12	0,73	0,03	0,56	1,00	0,23	0,06	0,06	0,32
MCM24	0,35	0,20	0,26	0,83	0,15	0,00	0,07	0,20
	Pb				Fe			
	Ff	Kd	Kf	ρ^∞	Ff	Kd	Kf	ρ^∞
MCM12	0,31	0,02	0,60	0,73	0,10	0,01	0,19	0,65
MCM24	0,35	0,05	0,10	0,39	0,03	0,01	0,10	0,62

12.3 Conclusão do estudo cinético

Após a análise efetuada é possível perceber a importância de um estudo cinético no estudo e otimização de um processo de concentração por flutuação. Este permite analisar, principalmente, se o tempo de recolha de espumas é o ideal ou se, por outro lado, existe a possibilidade de o aumentar, conseguindo melhorar a recuperação do processo, sem aumentar a quantidade de penalizantes. Isto é, é possível encontrar o tempo ótimo de flutuação, que no caso do desengrosso será aquele que maximiza a recuperação sem prejudicar excessivamente a seletividade.

Esta análise permitiu ainda completar o estudo que tinha sido desenvolvido no capítulo 7, acrescentando algum conhecimento acerca do processo. No que diz respeito ao tempo de moagem e à escolha do coletor, as conclusões obtidas foram reforçadas, restando apenas referir que a velocidade das partículas rápidas (K_f) aumenta com o aumento da dosagem de coletor. Assim sendo, deve-se refletir acerca da duração do tempo de flutuação, quando se altera a dosagem de coletor, sendo que, em princípio, não será necessário prolongar a flutuação quando se utiliza mais coletor, esperando que este seja suficiente para recuperar a quantidade de cobre pretendida, evitando a flutuação de penalizantes, visto que aumentando o poder de coleta é natural que se verifique um aumento de estéril no concentrado.

Já no caso do depressor foi possível verificar que o ensaio que utiliza 2500 g/ton de cal poderá melhorar consideravelmente o processo no caso de ser possível efetuar o aumento do tempo de flutuação. Por outro lado, a elevada taxa de variação da flutuação de zinco e chumbo reforça a ideia de que poderá ter existido arrastamento de estéril durante este ensaio.

Finalmente, resta fazer referência ao estudo cinético que opôs ensaios em que foram utilizadas dosagens de espumante distintas. Neste caso, a importância deste estudo foi ainda mais relevante, dado que permitiu verificar que aumentando o tempo de flutuação, as diferenças na recuperação de penalizantes acentuam-se. Isto é, com a adição de mais espumante provoca-se a redução da recuperação da substância mineral útil. No entanto, melhora-se claramente a seletividade do processo, devido a uma drenagem mais eficiente. Ora, aumentando o tempo de flutuação é possível aumentar a recuperação de cobre, mantendo ainda assim, valores bastante razoáveis para a seletividade do processo, essencialmente no que diz respeito ao chumbo e ao zinco. Esta é, provavelmente, a conclusão mais importante do estudo cinético, pois permite melhorar o estágio de desengrosso, reforçando o pensamento de que a adição de mais espumante poderá ser responsável por uma melhoria bastante significativa neste processo, diminuindo consideravelmente a velocidade de flutuação dos elementos penalizantes. Verificando os parâmetros destes ensaios, a velocidade das partículas rápidas (K_f) diminui consideravelmente com a adição de mais espumante, tornando claro que a maior estabilidade do colchão de espumas permite uma seleção mais eficiente do material flutuado. No mesmo sentido, a velocidade das partículas lentas (K_d) diminui também, deixando claro que mistos pobres e ganga demoram mais tempo a alcançar o topo do colchão de espumas.

13 Modelação fenomenológica

13.1 Significado e importância da adoção de um Modelo Fenomenológico

O modelo cinético *Fast & Slow* utilizado no capítulo anterior, embora descrevendo a variação temporal do processo de flutuação, não permite o ajustamento das repartições das classes cinéticas F_i a classes de partículas fisicamente identificáveis, nomeadamente através das propriedades relevantes do sistema, como o calibre e o teor. Contudo, para a construção de um modelo capaz de lidar com tais propriedades foi necessário cumprir um passo inicial que consistiu na determinação experimental das repartições conjuntas de calibre e teor das partículas na alimentação da flutuação.

Para cumprir este objetivo procedeu-se à separação granulométrica em *cyclosizer* e cada uma das classes foi observada em microscópio ótico de luz refletida para contagem de pontos, de acordo com o procedimento referido no capítulo 10.2, de modo a obter-se o Histograma Conjunto de Calibre e Teor, ou seja, a repartição F_i das classes de partículas em presença. O passo seguinte da construção do modelo fenomenológico é o estabelecimento de relações de dependência dos parâmetros cinéticos K_i nas mesmas propriedades, calibre e teor (Equação 14, 11 e 12), em que a alimentação está discriminada. Com o sistema assim descrito, pode adotar-se como modelo uma combinatória de cinéticas de primeira ordem, cada uma com a sua velocidade K_i com dependência nas respetivas propriedades calibre e teor da Classe fenomenológica i .

No sentido de completar a informação acerca do material flutuado, este novo modelo cinético vai permitir avaliar a probabilidade de colisão partícula-bolha com base no calibre das bolhas e no calibre da classe em questão e a probabilidade de adesão à bolha após colisão como função da potência do coletor e, naturalmente, do teor da classe prevendo a quantidade de material flutuado a cada instante, bem como a classe de calibre e o teor a que pertence. Esta informação acrescenta imenso conhecimento acerca do processo, permitindo verificar, por exemplo, se um aumento na dosagem do coletor favorecerá a flutuação de partículas mais finas ou mais grosseiras. Este modelo será construído através da obtenção da matriz de % em massa de teor j , pertencente à classe de calibre i . Assim sendo, será efetuada a modelação da flutuação para a alimentação obtida após moagem durante 90 minutos com adição de 2000 g de cal por tonelada de minério. Deste modo, deverá ser possível ajustar os parâmetros do modelo para alcançar resultados semelhantes aos ensaios MCM12 (dosagem média - 30 g/ton), MCM13 (dosagem mínima - 20 g/ton) e MCM14 (dosagem máxima - 45 g/ton), para os quais as

dosagens de coletor são distintas, mas com alimentações comuns. Quer isto dizer que será possível validar o modelo teórico com resultados experimentais.

13.2 Obtenção do modelo de flutuação

Tal como no estudo da seletividade, a obtenção da distribuição de massa de um determinado calibre por classe de teor foi efetuada recorrendo ao *cyclosizer* e ao microscópio. Inicialmente foi efetuada a divisão por calibres, obtendo-se assim 5 classes recuperáveis, mais uma classe não recuperável. Estas foram observadas ao microscópio e, através da contagem de pontos, foi efetuada a divisão de cada classe de calibre em 5 classes de teor obtendo-se assim uma matriz 5x5. No entanto, recorrendo ao teor químico do concentrado e ao procedimento referido no capítulo 10 é possível calcular a distribuição para a classe de teor não recuperada no *cyclosizer*, obtendo assim a distribuição de massas de 6 classes de calibre por 5 classes de teor, sendo estas apresentadas na Tabela 29.

Tabela 29 - Distribuição de massa da alimentação por classe de calibre

	A ₁	A ₂	A ₃	A ₄	A ₅	A ₆	Total
Massa (g)	9,60	9,45	12,30	8,35	4,50	15,80	60,00
Massa (%)	0,16	0,16	0,21	0,14	0,08	0,36	1,00

Assim sendo, uma vez obtido o histograma conjunto calibre e teor da alimentação (Figura 97), através da contagem de pontos ao microscópio, é possível construir o modelo de flutuação.

Histograma Conjunto - Alimentação

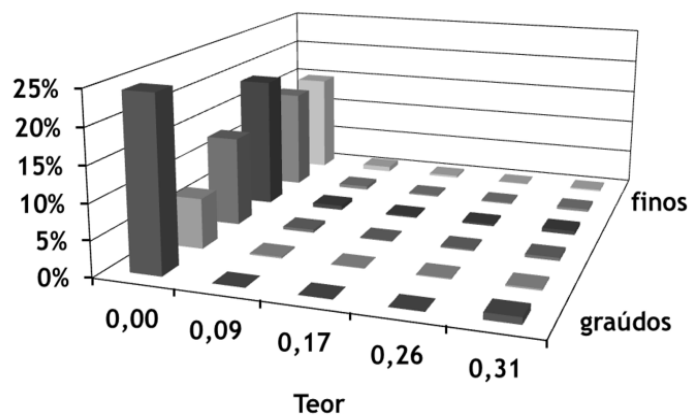


Figura 97 - Histograma conjunto Calibre x Teor da alimentação

Como foi referido anteriormente, este será ajustado a três ensaios, MCM12, MCM13 e MCM14 através da utilização do SOLVER do Excel, recorrendo à minimização dos desvios quadrados entre as previsões do modelo e os dados experimentais, relativamente à recuperação e ao teor de concentrado (foi atribuído o mesmo peso a cada grandeza), obtendo assim os valores referentes aos seguintes parâmetros: potência do coletor (ω_{coletor}), diâmetro da bolha (ϕ_{bolha}), parâmetro de escala (k_f) e parâmetro que caracteriza o arrastamento e a drenagem (k_d). Deste modo, fica validado o modelo teórico através de dados experimentais. No apêndice 3 apresentam-se os gráficos que demonstram os ajustes efetuados para cada uma das situações mencionadas.

Uma das vantagens deste modelo é de permitir a obtenção dos valores do teor e da recuperação, em tempo contínuo. O que permite colmatar uma insuficiência do modelo cinético *Fast and Slow* e outros modelos equivalentes, a não obtenção do teor médio do concentrado em função do tempo de residência da polpa na célula de flutuação. Esses dados foram obtidos e estão representados na Figura 98, onde é possível verificar a diferença entre ensaios em que se utilizaram diferentes dosagens de coletor.

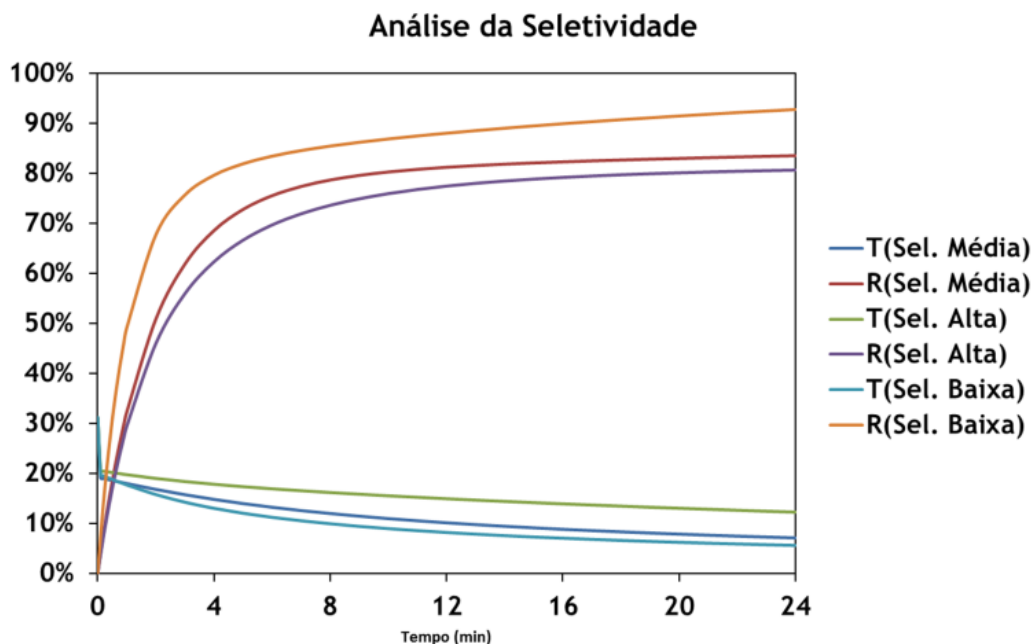


Figura 98 - Análise da seletividade com base no modelo obtido.

A análise de seletividade permite verificar a boa adequação do modelo de flutuação obtido, uma vez que os resultados da simulação são coerentes com os experimentais, mantendo o comportamento esperado. Isto é, no ensaio MCM13 (seletividade alta) em que é utilizada uma dosagem de coletor de 20 g/ton, o valor obtido de recuperação é mais baixo e de teor é mais elevado. O ensaio MCM14 (seletividade baixa) foi realizado com 45 g/ton de coletor, ou seja,

a dosagem mais alta que foi utilizada, obteve recuperação mais elevada e teor mais baixo. Quanto ao MCM12 (seletividade média) apresenta resultados intermédios aos anteriores. Para além desta comparação é ainda possível analisar os parâmetros obtidos, nomeadamente o valor de potência do coletor (ω_{coletor}). Verifica-se, através da Tabela 30 que este parâmetro apresenta um valor superior à medida que aumenta a dosagem de coletor.

Tabela 30 - Parâmetros do modelo fenomenológico

Parâmetro	MCM12	MCM13	MCM14
ω_{coletor}	0,7521	0,6800	0,8541
$\phi_{\text{bolha}} (mm)$	0,0064	0,0202	0,0039
k_f	3,1401	6,6900	4,9999
k_d	0,0055	0,0017	0,0092

Uma vez validado o modelo é possível efetuar simulações, que podem visar a variação dos parâmetros. O modelo permite ainda a obtenção dos histogramas conjunto do concentrado do processo de flutuação, no tempo desejado. Aqui serão apresentados os resultados obtidos para os três modelos ao fim de 11 minutos de flutuação (Figura 99, Figura 100 e Figura 101).

Histograma Conjunto - Sel. Média

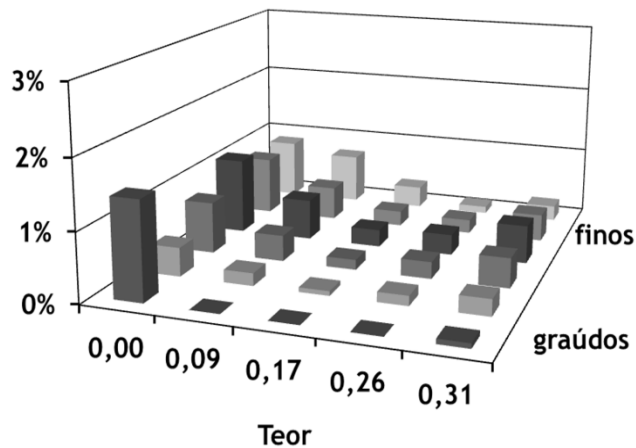


Figura 99 - Histograma conjunto Calibre x Teor utilizando dosagem média de coletor

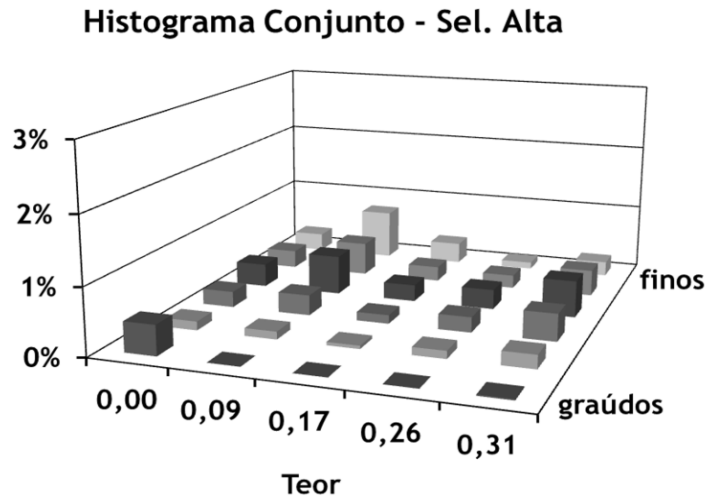


Figura 100 - Histograma conjunto Calibre x Teor utilizando dosagem baixa de coletor

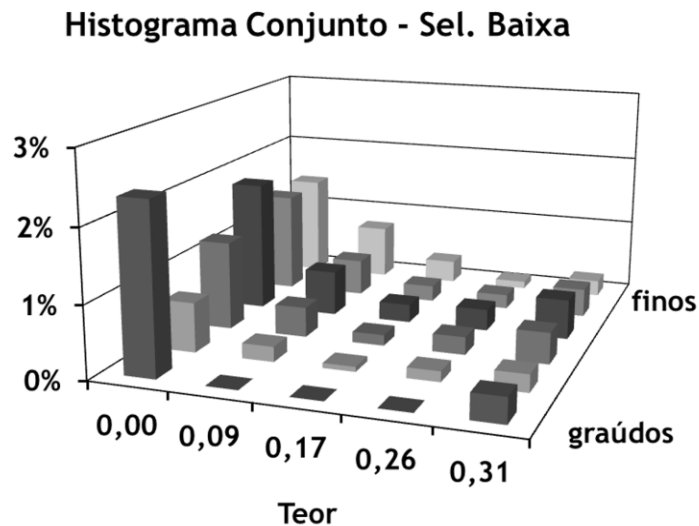


Figura 101 - Histograma conjunto Calibre x Teor utilizando dosagem elevada de coletor

A análise dos histogramas demonstra que, tal como se esperava, com o aumento da dosagem de coletor ocorre também aumento da massa de concentrado, crescendo assim a presença de cobre, mas também de mistos. Destaque para o aumento da presença de grãos de pirite liberta, com a diminuição da seletividade, sendo que se torna claro que com uma alimentação de teor reduzido e elevada presença de mistos, o aumento da dosagem de coletor não produz melhorias significativas no processo, uma vez que este provocará um grande aumento de pirite liberta e mistos pobres. Por fim, é importante referir que as partículas com calibre entre 0,023 e 0,011 mm são as que se encontram mais representadas no concentrado e, por isso, pode-se dizer que estes são os calibres privilegiados no processo de flutuação.

13.3 Análise das Curvas de Partição

O modelo de flutuação aqui apresentado permitiu, para além da simulação de ensaios, a análise das curvas de partição (Figura 102).

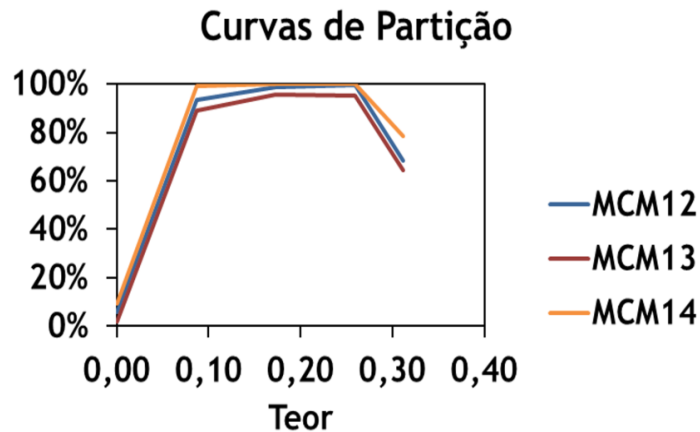


Figura 102 - Curvas de partição dos três ajustes

Através destas pode-se visualizar como evolui a razão entre a massa de material no concentrado e na alimentação nas diversas classes de teor, ou seja, é expectável que à medida que o teor aumenta a curva de partição aumente também, sendo que o ideal é que esta se aproxime de 1, indicando que todas as partículas mais ricas terminam o seu percurso no concentrado da flutuação. A forma da curva de partição sugere a existência de um fenómeno denominado como *fish hook* quando surge um arrastamento no supra de particuladas que deveriam ir para o infra. Neste caso o processo é oposto, isto é, partículas que deveriam estar no supra, foram deslocadas para o infra devido a dificuldades processuais.

O estudo das curvas de partição apresentadas sugere, à primeira vista, um comportamento inesperado, ou mesmo incorreto, porquanto, o decréscimo na curva de partição quando esta se aproxima dos teores mais elevados indica que material mais rico não está a flutuar, o que é contrário aos princípios de qualquer processo de concentração, no qual partículas com teor elevado deveriam ser capazes de se agregar às bolhas e ascender na célula de flutuação, terminando o seu percurso no concentrado. Como as Curvas de Partição são construídas sobre elementos obtidos do modelo, isto é, sobre uma “interpretação” dos dados experimentais e não sobre esses próprios dados, interessa antes de mais tentar entender o motivo pelo qual partículas de calcopirite libertas não terão flutuado. Uma justificação plausível para que tal tenha sucedido é que a probabilidade de colisão dessas partículas ser muito baixa, razão que levou a analisar a evolução da função probabilidade de colisão (Figura 103), para verificar a tendência que determinada classe de partículas tem de colidir com a bolha.

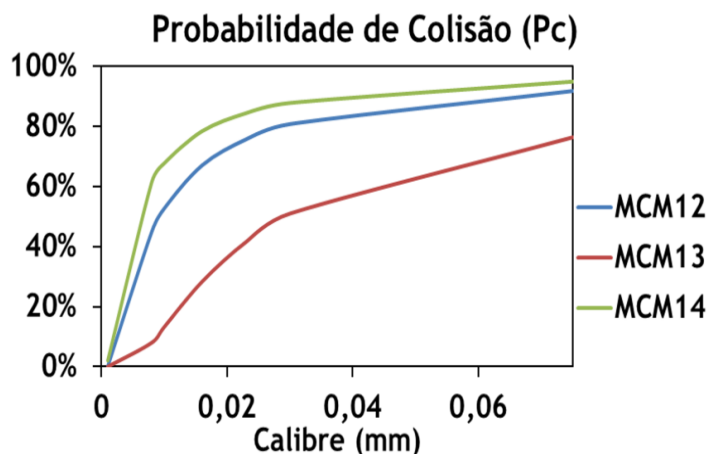


Figura 103 - Função probabilidade de colisão dos três ajustes

A análise desta função permite explicar o comportamento anômalo da curva de partição. Verifica-se que para calibres muito finos (próximos de zero) a probabilidade de colisão é bastante reduzida, praticamente nula nos três ensaios observados. Sabe-se que a última classe de calibres A_6 ($0.001 < \Phi < 0.008$) representa aproximadamente 26% da alimentação à flutuação, tendo-se considerado que nesta classe só existia material liberto e, por isso, classificou-se que 4% deste tinha teor máximo de cobre. Assim sendo, existe uma razoável quantidade de material rico, com probabilidade de colisão com as bolhas praticamente nula, provocando perdas de partículas de calcopirite libertas durante o processo de flutuação, impedindo que todo o material com teor máximo seja flutuado. Verifica-se também que o modelo preconiza que as partículas mais graúdas tenham elevada probabilidade de colisão, o que garante a plena recuperação de partículas de calcopirite liberta.

A análise da Figura 103 permite verificar que quanto maior a dosagem de coletor, maior a probabilidade da partícula colidir com a bolha, sendo que se verificam maiores diferenças nas partículas mais finas. Isto é, no ensaio MCM14, no qual se utiliza uma dosagem de coletor superior, P_c apresenta valores mais elevados relativamente aos restantes ensaios.

13.4 Conclusão sobre a modelação fenomenológica

Terminada a apresentação do modelo fenomenológico de flutuação, resta apresentar algumas conclusões importantes acerca desta fase do projeto. Desde já, importa destacar a relevância que este modelo tem no estudo do processo de flutuação aqui realizado. Os ensaios laboratoriais de flutuação têm gastos associados, como o custo dos reagentes, a mão-de-obra, os equipamentos, as análises químicas, mas acima de tudo tempo. Modelar o processo de flutuação permite evitar alguns destes gastos, e se validado segundo critérios rigorosos, não

apresenta desvantagens relativamente aos ensaios práticos. Para além de permitir simular valores de recuperação e teor médio do concentrado (inalcançável através do modelo *Fast and Slow*) ao longo do tempo e testar parâmetros de flutuação distintos, este permite a obtenção de histogramas conjunto de calibre e teor, algo que não é possível obter nos ensaios laboratoriais. Assim sendo, mais do que a indicação da evolução do processo de flutuação, é possível verificar a evolução de cada classe de calibre e cada classe de teor, o que se pode revelar extremamente importante. É ainda possível, embora não tenha sido realizado neste projeto, efetuar a análise da evolução do histograma conjunto ao longo do tempo, avaliando o crescimento das diferentes classes de calibre e teor, um processo que poderá ser bastante útil na definição do tempo ideal de flutuação.

Nesta fase final de reflexão importa referir dois aspetos da modelagem cinética adotada. Em primeiro lugar, a constatação de que todos os resultados experimentais apontam para que o comportamento da Recuperação (ou da Perda, seu complementar) *versus* tempo nunca seja linear, mesmo quando se adota a apresentação $\log(\text{Recuperação}) \times \text{tempo}$, levaria a colocar em causa a adoção de Modelos de Cinética de Primeira Ordem, embora esta conceção se adapte bem à descrição de processos cinéticos não-saturados - no caso da Flutuação por Espumas tal significa que há bolhas suficientes para o transporte das partículas, não havendo bolhas sobrelotadas. Para justificar este desvio à linearidade, mas mantendo a conceção do processo como não-saturado, prefere-se admitir que a população não é descrita por apenas uma constante cinética (velocidade), mas sim por um conjunto de várias famílias, cada uma de comportamento de primeira ordem mas com constante cinética diferente (velocidade dependente da natureza das partículas que constituem a família), levando a que o conjunto exiba comportamento não linear. O modelo *Fast and Slow* procura descrever a realidade com apenas 2 famílias, ou 3 quando se quantifica a Recuperação Limite.

Em segundo lugar merece destacar-se que o Modelo Fenomenológico de combinatória de várias cinéticas com constantes (velocidades de processamento), dependentes de propriedades intrínsecas das classes de partículas inicialmente identificadas na alimentação do processo e com distribuições (teor x calibre) experimentalmente determinadas (Cyclosizer e contagens de pontos ao microscópio), vem corroborar a justeza da opção pela cinética de primeira ordem (e do significado físico do processo não-saturado) e, simultaneamente, abrir a possibilidade de calcular o teor médio do Concentrado para ajuste aos resultados experimentais, nunca conseguida pelos modelos *Fast and Slow*, Distribuição Retangular e equivalentes.

Quanto ao desenvolvimento do modelo, este foi validado através de três ensaios laboratoriais, aumentando assim a sua fiabilidade. A análise das curvas de partição e da probabilidade de colisão ajudaram a justificar o comportamento do processo de flutuação, permitindo reforçar

uma ideia que tem vindo a ser abordada ao longo do projeto, que se baseia na existência de uma quantidade excessiva de partículas finas, que não são flutuáveis, mesmo que o seu teor seja elevado. Este facto impede que sejam alcançados valores de recuperação mais elevados, fortalecendo a ideia de que, se por um lado é necessário efetuar uma moagem duradoura, devido à presença excessiva de mistos, por outro lado, o modo como ocorre a moagem poderá prejudicar o processo de concentração.

14 Conclusões

14.1 Objetivos realizados

Ao longo deste projeto foi possível realizar diversas metodologias associadas ao estudo de um processo de concentração mineral. O grande objetivo deste trabalho consistiu em obter um conhecimento mais aprofundado sobre o minério de sulfuretos complexo proveniente do jazigo do Moinho, em Aljustrel. Foram realizadas análises granulométricas, por crivagem, através do *Malvern* e ainda recorrendo ao *cyclosizer*, permitindo assim um maior conhecimento acerca das dimensões das partículas nos diversos estágios de tratamento. Já no que diz respeito à obtenção de uma configuração ótima do processo global, foi possível analisar o grau de libertação mineral mais adequado, através da regulação da duração da moagem. Foram ainda analisadas várias dosagens de reagentes que permitiram obter um ensaio otimizado para este tipo de minério, quanto à fase de desengrosso, desengrosso do produto da remoagem e 1º apuramento.

De seguida, centraram-se atenções no estágio de desengrosso, no sentido de procurar alterações que permitissem a melhoria do processo. Para tal foi executada a análise de libertação mineral, que permitiu encontrar soluções possíveis. Uma delas consistia em adicionar mais espumante durante a flutuação, algo que permitiu obter melhores resultados, sendo mais eficaz do que a configuração ótima encontrada anteriormente.

O projeto foi enriquecido com a execução de um estudo cinético, que permitiu consolidar algumas das conclusões obtidas na fase de estudo do desengrosso, assim como refletir sobre possíveis alterações na execução dos ensaios, sempre com o objetivo de encontrar soluções para um tratamento mais eficiente.

Finalmente procedeu-se ao desenvolvimento de um modelo fenomenológico, que permitiu efetuar um estudo teórico do processo de flutuação (desengrosso). Deste modo é possível verificar alterações provocadas por mudanças na configuração dos ensaios, nomeadamente no que diz respeito a parâmetros relacionados com a colisão e adesão das partículas às bolhas.

14.2 Limitações e trabalho futuro

Nesta fase importa também referir algumas das limitações encontradas na execução do projeto. A principal diz respeito aos estágios que precedem o desengrosso. Isto é, como foi possível observar na descrição da metodologia dos ensaios, para efetuar o DPR é necessário colocar o concentrado do desengrosso no moinho de bolas, o que requer adição de água. Após

a fase de remoagem é necessário colocar o material novamente na célula de flutuação e proceder à lavagem do moinho e das bolas, para que todo o material chegue à célula de flutuação. Deste modo tem de ser adicionada mais água ao processo, fazendo com que a polpa chegue ao DPR com uma % de sólidos bastante reduzida, o que provoca uma redução na eficácia do processo de flutuação, assim como da ação dos reagentes. A solução passava por efetuar um acerto na diluição. No entanto, não existiam equipamentos laboratoriais que o permitissem. Foi ainda testada a hipótese de efetuar decantação do material. Contudo, devido à reduzida granulometria do material tratou-se de uma tentativa inconsequente.

Outra limitação diz respeito à impossibilidade de efetuar uma separação granulométrica antes da remoagem, enviando diretamente para o DPR partículas com calibres reduzidos, diminuindo a produção de finos e consequente redução da eficácia da flutuação.

Por último, resta referir duas limitações relacionadas com a análise de libertação mineral. A primeira diz respeito à impossibilidade de recuperar a sexta fração granulométrica do *cyclosizer* (infra), impossibilitando a sua análise ao microscópio. Este processo obriga a que sejam realizados cálculos que permitam a obtenção da distribuição de teor nesta classe. No entanto, é necessário prever valores para esta distribuição, acertando-os com o valor do teor obtido experimentalmente. Assim sendo, a sua obtenção depende do prognóstico inicial. A segunda limitação surge da aliança entre a perspicácia da classificação visual dos grãos observados ao microscópio e a escala de divisão escolhida. Isto significa que, surgindo uma partícula que aparente conter 35% de calcopirite, esta pode ser classificada como pertencente à classe de 25% ou à classe de 50%, concedendo um elevado grau de incerteza à classificação efetuada. Esta incerteza será também um fator condicionante nos cálculos que foram referidos na primeira limitação.

Já no que diz respeito ao trabalho futuro, este projeto deixa em aberto algumas questões que poderão ser abordadas, no sentido de completar o conhecimento pretendido. Inicialmente poderá ser interessante efetuar uma análise do Eh durante os ensaios de flutuação, de forma a confirmar se as condições em que é realizado o ensaio estão de acordo com o campo de estabilidade da substância mineral útil. Isto é, analisando o digrama Eh/pH verifica-se que a calcopirite e a pirite possuem valores de Eh próximos que permitem a sua flutuação. Assim sendo, da mesma forma que o pH é controlado ao longo dos ensaios, o Eh também o deveria ser.

Por outro lado, uma das maiores conclusões obtidas neste estudo foi o facto da adição de mais espumante no desengrosso melhorar a seletividade do processo. No entanto, esta alteração apenas foi testada num dos ensaios, podendo ser interessante efetuá-la também para os outros, essencialmente em ensaios com menor duração da moagem. Isto porque a moagem de 90 minutos potencia a presença de partículas muito finas, que podem reduzir a

eficácia da drenagem. Para além disso, o ensaio com moagem durante 60 minutos permitiu obter uma melhoria relativamente à recuperação, sendo colocado de parte por ter alcançado maus resultados no que diz respeito à seletividade. Seria também importante testar o uso de espumante na fase de DPR e talvez no primeiro apuramento.

14.3 Apreciação final

Para finalizar o projeto aqui desenvolvido resta destacar as conclusões mais importantes que foram obtidas. O minério de sulfuretos complexos do Jazigo do Moinho apresenta elevada dificuldade no processo de tratamento, dado que só é possível atingir um grau de libertação razoável através de processos de moagem longos, o que provoca perdas elevadas em material muito fino, tal como se comprovou através da análise da função probabilidade de colisão. Para além disso, verifica-se a existência de elevadas quantidades de mistos. Este projeto permitiu concluir que é realmente necessário incluir um estágio de remoagem após a fase de desengrosso, no sentido de proceder à libertação do concentrado.

Deste modo é possível concluir que o processo de moagem deve ser cuidadosamente estudado, visto que é necessário encontrar forma de conseguir uma redução substancial do material que alimenta a flutuação, sem provocar sobremoagem. Por outro lado, atuando apenas no processo de flutuação, é possível melhorar a seletividade através da introdução de maior quantidade de espumante, obtendo assim um processo de drenagem mais eficiente. Fica ainda por analisar a variação do potencial de oxidação redução (Eh), que pode ter um papel bastante importante na depressão da pirite.

O estudo cinético realizado permitiu verificar que o tempo de flutuação total (11 minutos) não é o ótimo para todos os ensaios, deixando a clara indicação de que deve ser realizado um estudo do tempo de flutuação para cada configuração dos testes de flutuação, aumentando assim o grau de comparação entre ensaios. Por exemplo, no caso do ensaio em que se aumentou a quantidade de espumante, nota-se claramente que um aumento do tempo de flutuação poderá ser benéfico, uma vez que permite alcançar maior recuperação, sem que o acréscimo de penalizantes seja elevado.

Finalmente, a obtenção do modelo fenomenológico permite o enriquecimento do estudo, já que se trata de uma ferramenta que permite a simulação de ensaios de flutuação do desengrosso. A obtenção dos histogramas conjunto do concentrado permitiu verificar que as partículas com calibre entre 0.011 e 0.031 mm são aquelas em que o processo de concentração é mais eficiente. Sendo assim, o estudo da moagem deve ser conduzido de forma a garantir a presença de uma elevada quantidade destas partículas na alimentação da flutuação.

Referências

Faixa Piritosa Ibérica - Enquadramento Geológico, from http://cms.mun-aljustrel.pt/upload_files/client_id_2/website_id_2/Conheca_Aljustrel/Conheca-nos_Melhor/caracterizacao%20FPI.pdf (22 de janeiro, 2014).

Barros, E. M. C. d. 1995. *Modelagem Fenomenológica da Flutuação por Espumas*. Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.

Bennet, A. J. R., Chapman, W. R. e Dell, C. C. *Prediction of grade recovery curves from a flotation kinetic model*. Trans AIME, 1958.

Benvindo da Luz, A., Sampaio, J. A. e França, S. *Tratamento de minérios*. CETEM, Rio de Janeiro, 2010.

Bulatovic, S. *Handbook of flotation reagents*. Elsevier Science & Technology Books, 2007.

Flotation Chemicals, from <http://www.danafloat.com/uk/index.html>, (Abril).

EK, C. *Flotation Kinetics*.

Fiúza, A. Modelos Batch de Flutuação - Uma descrição dinâmica. Porto, FEUP: 13.

Fuerstenau, M. C., Miller, J. D. e Kuhn, M. C. *Chemistry of flotation*. Society of Mining Engineers, New York, 1985.

Harris, C. C. e Chakravarti, A. (1970). Semi-batch froth flotation kinetics: species distribution analysis.

Imauzimi, T. e Inoue, T. (1963). Kinetic consideration of froth flotation. Int. Min. Proc. Congress. Cannes.

Jowett, A. *Resolution of flotation recovery curves by a difference plot method*. Trans IMM, 1974.

Kelsall, D. F. *Application of probability in the assessment of flotation systems*. Trans. Inst. Min. Met, 1961.

Laplant, A. R., Toguri, J. M. e Smith, H. W. *The effect of air flow rate on the kinetics of flotation*. Inter. J. Miner. Process, 1983.

Machado Leite, M. R. Sebenta de Tratamento de Matérias Primas e Resíduos

Matos, J., Pereira, Z., Fernandes, P., Rosa, D. e Oliveira, J. (2010). Contribuição para o estudo da estrutura da mina de Aljustrel (Faixa Piritosa Ibérica) com base em novos dados paleontostratigráficos do Complexo Vulcano-Sedimentar e da Fm. Mértola., VIII Congresso Nacional de Geologia 2010.

Mavros, P. e Matis, K. A. *Flotation Kinetics*. Kluwer Academic, 1992.

Nonaka, M., Inoue, T. e Imaizumi, T., ;. *Turbulent mixing energy and energy transfer in flotation cell*. Mining and Metall Inst. Japan. 93, 6, 1977.

Petruk, W. *Applied mineralogy and materials balancing procedures. Evaluations of flotation concentrators*. Kluwer Academic, 1992.

Pita, G. 2000. *Processamento por flutuação do caulino de olho marinho : contribuição para o estudo do fenómeno de arrastamento em flutuação de polpas com partículas de calibre muito fino*. Coimbra: Universidade de Coimbra.

Sampaio, J. A. e Baltar, C. A. M. (2007). Ensaios de Flotação. Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais. C.-C. d. T. Mineral. Rio de Janeiro.

Shuhua, H. 2006. *Depression of pyrite in the flotation of copper ores*. University of South Australia.

Silva, A. M. F. d. 1999. *A influência do controlo de Eh/pH em flutuação diferencial de sulfuretos complexos*. Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.

Smith, P. G. e Warren, L. J. *Entrainment of particles into flotation froths*. Gordon and Breach, Science Publisher, 1989.

Somasundaran, P. e Moudgil, B. *Reagents in mineral technology*. Marcel Dekker, INC., New York, 1987.

Wills, B. A. *Mineral Processing Technology*. Elsevier Science & Technology Books, 1992.

Woodburn, E. T. e Wallin, P. J. *Decoupled kinetic model for simulation networks*. Trans. Inst. Min Metall Sect C., 1984.

Zhang, J.-G. 1989. *Factors affecting the Kinetics of froth flotation*. University of Leeds.

Apêndice A - Resultados dos ensaios de flutuação

Neste apêndice serão apresentados os resultados dos ensaios de flutuação. Estes basearam-se nas massas obtidas e nos teores químicos das amostras. Para efetuar os cálculos necessários procedeu-se à resolução do sistema de equações, que permite efetuar o balanço de massas (Equação 20) e às fórmulas que permitem a obtenção do valor da recuperação (Equação 21) e do rendimento ponderal (Equação 22).

$$\begin{cases} A \cdot a = C \cdot c + E \cdot e \\ A = C + E \end{cases} \quad \text{Equação 20}$$

$$\rho = \frac{C \cdot c}{A \cdot a} \quad \text{Equação 21}$$

$$Rp = \frac{C}{A} \quad \text{Equação 22}$$

Nesta fase serão apresentados todos os resultados obtidos nos ensaios de flutuação executados ao longo do projeto, sendo que todos os cálculos efetuados foram realizados recorrendo às equações anteriores.

Tabela 31 - Teores obtidos para o ensaio MCM1

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	61,6	5,95	17,80	1,80	3,97	32,96	39,06	2.432	452	2.050
C2	15,4	1,49	6,62	2,98	0,99	37,71	40,48	3.835	253	1.239
C3	28,0	2,70	3,24	3,70	0,69	38,85	42,63	4.308	216	927
Rejeito	930,5	89,86	0,27	1,37	0,32	37,65	39,45	3.857	104	300
Alim	1035,5	100	1,53	1,54	0,54	38,17	40,46	3.774	130	444

Tabela 32 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM1

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	69,21	6,95	43,73	5,14	5,74	3,83	20,68	27,47
C2	6,43	2,88	2,73	1,47	1,49	1,51	2,89	4,15
C3	5,73	6,50	3,46	2,75	2,85	3,09	4,49	5,65
Rejeito	15,86	79,94	53,25	88,64	87,62	91,84	71,89	60,72

Tabela 33 - Teores obtidos para o ensaio MCM2

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	31,1	2,95	23,26	1,09	1,17	32,50	36,28	1.715	222	2.881
C2	16,1	1,53	14,40	1,41	1,36	36,27	40,72	2.714	287	1.521
C3	32,2	3,06	7,71	1,97	2,46	36,00	40,51	3.677	369	1.204
Rejeito	973,4	92,46	0,40	1,51	0,46	37,42	39,84	3.848	123	330
Alim	1052,8	100	1,51	1,51	0,56	37,21	39,77	3.762	136	450

Tabela 34 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM2

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	45,41	2,13	6,22	2,58	2,69	1,35	4,82	18,90
C2	14,56	1,43	3,74	1,49	1,57	1,10	3,23	5,17
C3	15,59	3,99	13,53	2,96	3,12	2,99	8,30	8,18
Rejeito	24,44	92,45	76,51	92,97	92,62	94,56	83,65	67,76

Tabela 35 - Teores obtidos para o ensaio MCM3

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	47,5	4,57	19,93	2,12	3,69	31,08	36,06	2.104	408	2.944
C2	8,2	0,79	7,82	3,36	1,20	36,82	42,27	3.531	269	1.357
C3	17,9	1,72	4,31	3,86	0,87	38,72	43,22	4.089	234	846
Rejeito	966,2	92,92	0,77	1,39	0,41	37,22	38,84	3.967	118	328
Alim	1039,8	100	1,76	1,48	0,57	36,96	38,82	3.881	134	465

Tabela 36 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM3

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	51,68	6,54	29,37	3,84	4,24	2,48	13,86	28,95
C2	3,50	1,79	1,65	0,79	0,86	0,72	1,58	2,30
C3	4,21	4,49	2,61	1,80	1,92	1,81	3,00	3,14
Rejeito	40,61	87,19	66,37	93,57	92,98	94,99	81,56	65,61

Tabela 37 - Teores obtidos para o ensaio MCM4

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	31,1	2,95	23,26	1,09	1,17	32,50	36,28	1.715	222	2.881
C2	16,1	1,53	14,40	1,41	1,36	36,27	40,72	2.714	287	1.521
C3	32,2	3,06	7,71	1,97	2,46	36,00	40,51	3.677	369	1.204
Rejeito	973,4	92,46	0,40	1,51	0,46	37,42	39,84	3.848	123	330
Alim	1052,8	100	1,51	1,51	0,56	37,21	39,77	3.762	136	450

Tabela 38 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM4

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	45,41	2,13	6,22	2,58	2,69	1,35	4,82	18,90
C2	14,56	1,43	3,74	1,49	1,57	1,10	3,23	5,17
C3	15,59	3,99	13,53	2,96	3,12	2,99	8,30	8,18
Rejeito	24,44	92,45	76,51	92,97	92,62	94,56	83,65	67,76

Tabela 39 - Teores obtidos para o ensaio MCM5

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	36,1	3,38	24,92	1,12	1,28	32,64	36,60	1.482	225	2.173
C2	15,8	1,48	14,23	1,94	3,26	35,20	40,17	2.929	434	1.562
C3	29,8	2,79	5,10	2,84	3,68	35,83	40,79	4.268	437	1.095
Rejeito	984,9	92,34	0,38	1,52	0,39	38,29	40,76	3.856	120	327
Alim	1066,6	100	1,55	1,55	0,55	37,98	40,61	3.773	137	429

Tabela 40 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM5

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	54,50	2,45	7,81	2,91	3,05	1,33	5,56	17,13
C2	13,62	1,85	8,71	1,37	1,47	1,15	4,69	5,39
C3	9,21	5,12	18,54	2,64	2,81	3,16	8,91	7,13
Rejeito	22,67	90,58	64,94	93,08	92,68	94,36	80,85	70,35

Tabela 41 - Teores obtidos para o ensaio MCM6

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	21,0	1,97	23,96	1,04	0,55	34,14	37,61	1.785	155	1.080
C2	17,0	1,60	18,17	1,29	0,82	36,96	41,51	2.355	209	980
C3	26,1	2,45	13,21	2,05	3,22	36,86	42,39	3.202	416	1.440
Rejeito	1000,3	93,98	0,51	1,51	0,48	38,42	40,57	3.863	123	373
Alim	1064,4	100	1,57	1,51	0,55	38,27	40,57	3.782	132	423

Tabela 42 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM6

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	30,18	1,36	1,96	1,76	1,83	0,93	2,31	5,04
C2	18,53	1,36	2,36	1,54	1,63	0,99	2,53	3,70
C3	20,68	3,33	14,25	2,36	2,56	2,08	7,72	8,35
Rejeito	30,60	93,95	81,43	94,34	93,97	96,00	87,44	82,91

Tabela 43 - Teores obtidos para o ensaio MCM8

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	29,1	2,76	12,75	1,53	0,59	37,08	41,10	2.638	136	530
C2	29,6	2,80	9,21	1,93	0,68	38,27	41,43	3.083	155	482
C3	60,1	5,69	7,27	2,16	0,98	37,99	41,64	3.265	180	503
Rejeito	936,6	88,74	0,63	1,49	0,54	39,26	40,79	4.004	120	428
Alim	1055,4	100	1,58	1,54	0,57	39,10	40,86	3.898	125	437

Tabela 44 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM8

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	22,21	2,74	2,85	2,61	2,77	1,87	3,00	3,35
C2	16,32	3,51	3,34	2,75	2,84	2,22	3,48	3,10
C3	26,15	7,98	9,78	5,53	5,80	4,77	8,21	6,56
Rejeito	35,32	85,77	84,02	89,11	88,58	91,15	85,30	87,00

Tabela 45 - Teores obtidos para o ensaio MCM9

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	50,3	4,73	21,97	2,00	0,83	31,65	35,15	1.420	164	2.764
C2	11,9	1,12	8,56	3,34	2,71	37,59	42,28	3.172	386	1.263
C3	33,7	3,17	4,14	3,73	3,94	36,80	41,45	4.234	461	878
Rejeito	967,3	90,98	0,33	1,43	0,41	39,08	40,95	3.966	109	282
Alim	1063,2	100	1,57	1,55	0,57	38,64	40,71	3.845	126	429

Tabela 46 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM9

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	38,83	5,70	5,65	3,87	4,05	1,79	5,29	23,53
C2	3,58	2,25	4,37	1,09	1,15	0,95	2,94	2,54
C3	4,90	7,12	17,97	3,01	3,20	3,58	9,95	5,01
Rejeito	52,69	84,93	72,01	92,03	91,59	93,68	81,82	68,92

Tabela 47 - Teores obtidos para o ensaio MCM10

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	66,6	6,55	17,03	1,63	3,39	34,24	40,03	2.638	399	1.795
C2	17,9	1,76	4,78	2,60	0,89	38,76	42,50	4.185	227	810
C3	53,6	5,27	1,91	2,85	0,61	38,51	41,64	4.431	182	569
Rejeito	879,3	86,43	0,23	1,40	0,33	37,86	39,76	3.804	102	281
Alim	1017,4	100	1,50	1,51	0,55	37,67	39,92	3.767	128	405

Tabela 48 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM10

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	74,40	7,05	39,99	5,95	6,56	4,58	20,43	29,04
C2	5,61	3,02	2,82	1,81	1,87	1,95	3,12	3,52
C3	6,72	9,93	5,79	5,39	5,49	6,20	7,50	7,41
Rejeito	13,27	79,99	51,40	86,85	86,07	87,27	68,95	60,03

Tabela 49 - Teores obtidos para o ensaio MCM11

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	50,2	4,57	18,28	1,21	2,26	34,46	39,62	2.250	284	1.256
C2	26,3	2,39	8,55	2,04	1,69	36,93	41,23	3.417	277	923
C3	41,9	3,81	4,18	2,61	1,57	37,92	41,75	4.032	277	813
Rejeito	980,9	89,23	0,33	1,47	0,40	38,21	40,16	3.891	116	347
Alim	1099,3	100	1,49	1,52	0,56	38,00	40,22	3.810	134	420

Tabela 50 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM11

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	55,91	3,65	18,42	4,14	4,50	2,70	9,70	13,65
C2	13,70	3,22	7,21	2,33	2,45	2,15	4,96	5,26
C3	10,67	6,57	10,68	3,80	3,96	4,03	7,90	7,38
Rejeito	19,72	86,57	63,69	89,73	89,09	91,12	77,44	73,71

Tabela 51 - Teores obtidos para o ensaio MCM12

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	58,8	5,74	17,01	1,38	2,86	35,52	40,45	2.547	352	1.810
C2	24,9	2,43	7,04	2,18	1,27	38,84	42,72	3.771	275	1.093
C3	46,4	4,53	2,97	2,55	0,82	39,56	42,94	4.227	224	735
Rejeito	894,4	87,30	0,34	1,47	0,38	39,01	40,52	3.944	104	309
Alim	1024,5	100	1,58	1,53	0,56	38,83	40,68	3.872	128	433

Tabela 52 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM12

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	61,84	5,17	29,11	5,25	5,71	3,77	15,80	23,96
C2	10,84	3,46	5,47	2,43	2,55	2,37	5,23	6,13
C3	8,52	7,54	6,59	4,61	4,78	4,94	7,94	7,68
Rejeito	18,80	83,82	58,83	87,70	86,96	88,91	71,03	62,23

Tabela 53 - Teores obtidos para o ensaio MCM13

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	45,9	4,43	20,08	1,33	1,21	34,93	38,14	2.369	220	1.726
C2	18,0	1,74	10,65	1,85	1,49	38,18	41,23	3.412	311	1.316
C3	26,5	2,56	4,82	2,45	2,36	37,86	41,93	4.167	352	954
Rejeito	945,9	91,28	0,43	1,56	0,48	38,63	40,71	3.839	115	349
Alim	1036,3	100	1,59	1,58	0,58	38,44	40,64	3.775	129	442

Tabela 54 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM13

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	55,93	3,73	9,27	4,02	4,16	2,78	7,55	17,29
C2	11,63	2,04	4,48	1,73	1,76	1,57	4,18	5,17
C3	7,75	3,97	10,44	2,52	2,64	2,82	6,97	5,52
Rejeito	24,68	90,26	75,81	91,73	91,44	92,83	81,30	72,03

Tabela 55 - Teores obtidos para o ensaio MCM14

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	79,5	7,53	15,12	1,84	3,04	34,95	39,94	2.980	388	1.916
C2	25,9	2,45	3,90	2,60	0,70	39,12	42,46	4.263	203	866
C3	58,9	5,58	1,78	2,94	0,58	39,61	42,65	4.555	169	601
Rejeito	891,8	84,44	0,22	1,37	0,32	38,42	40,14	3.803	107	257
Alim	1056,1	100	1,52	1,52	0,55	38,24	40,32	3.794	134	416

Tabela 56 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM14

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	74,94	9,09	41,72	6,88	7,46	5,91	21,80	34,67
C2	6,30	4,19	3,13	2,51	2,58	2,76	3,72	5,11
C3	6,54	10,77	5,90	5,78	5,90	6,70	7,04	8,06
Rejeito	12,23	75,95	49,26	84,84	84,06	84,64	67,45	52,17

Tabela 57 - Teores obtidos para o ensaio MCM15

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	51,2	4,86	19,72	1,56	3,66	31,19	35,74	2.326	353	2.065
C2	17,1	1,62	8,73	2,28	1,37	36,43	40,48	3.746	279	1.161
C3	27,5	2,61	4,19	2,82	0,95	37,51	41,74	4.317	242	818
Rejeito	956,9	90,90	0,30	1,42	0,36	36,58	38,69	3.792	99	310
Alim	1052,7	100	1,48	1,48	0,55	36,34	38,66	3.734	118	422

Tabela 58 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM15

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	64,67	5,14	32,23	4,17	4,50	3,03	14,55	23,77
C2	9,56	2,51	4,03	1,63	1,70	1,63	3,84	4,46
C3	7,38	4,99	4,49	2,70	2,82	3,02	5,36	5,06
Rejeito	18,39	87,37	59,25	91,50	90,98	92,32	76,25	66,70

Tabela 59 - Teores obtidos para o ensaio MCM16

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	52,2	4,85	21,17	1,25	1,02	32,38	35,27	1.684	227	2.786
C2	18,7	1,74	7,74	2,09	1,59	37,27	40,48	3.440	341	1.293
C3	37,0	3,44	3,47	2,69	3,06	36,60	41,17	4.274	407	961
Rejeito	968,2	89,97	0,31	1,52	0,43	37,49	39,42	3.852	102	291
Alim	1076,1	100	1,56	1,56	0,57	37,21	39,30	3754,18	122,70	452,48

Tabela 60 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM16

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	65,84	3,89	8,69	4,22	4,35	2,18	8,97	29,87
C2	8,62	2,33	4,85	1,74	1,79	1,59	4,83	4,97
C3	7,65	5,94	18,48	3,38	3,60	3,91	11,40	7,30
Rejeito	17,88	87,83	67,97	90,66	90,25	92,32	74,79	57,86

Tabela 61 - Teores obtidos para o ensaio MCM17

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	80,2	7,64	14,33	2,18	2,49	33,69	39,48	2920	328	1863
C2	39,2	3,73	20,39	1,85	3,04	30,99	35,97	2137	312	1835
Rejeito 2	41,0	3,90	8,54	2,49	1,97	36,27	42,84	3668	344	1889
Rejeito 1	969,9	92,36	0,36	1,51	0,39	38,39	39,54	3892	112	303
Alim	1050,1	100	1,43	1,56	0,55	38,03	39,54	3818	129	422

Tabela 62 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM17

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	76,70	10,65	34,58	6,77	7,63	5,84	19,51	33,70
C2	53,34	53,34	53,34	53,34	53,34	53,34	53,34	53,34
Rejeito 1	23,36	6,23	13,97	3,72	4,23	3,75	10,45	17,47
Rejeito 2	23,30	89,35	65,42	93,23	92,37	94,16	80,49	66,30

Tabela 63 - Teores obtidos para o ensaio MCM18

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	65,8	6,34	15,94	1,68	2,23	34,89	42,93	2757	310	1529
C2	14,2	1,37	20,24	1,55	3,02	32,09	38,72	2211	323	1539
Rejeito 2	51,6	4,97	14,76	1,71	2,01	35,66	44,09	2907	306	1526
Rejeito 1	972,2	93,66	0,43	1,51	0,43	38,51	40,57	3871	127	347
Alim 1	1038	100	1,41	1,52	0,54	38,28	40,72	3800	139	422

Tabela 64 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM18

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	71,50	6,99	25,96	5,78	6,68	4,60	14,17	22,97
C2	19,59	19,59	19,59	19,59	19,59	19,59	19,59	19,59
Rejeito 1	51,91	5,59	18,37	4,63	5,38	3,80	10,98	17,98
Rejeito 2	28,50	93,01	74,04	94,22	93,32	95,40	85,83	77,03

Tabela 65 - Teores obtidos para o ensaio MCM19

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	93,6	8,61	13,49	1,72	1,76	36,84	44,92	3018	286	1501
C2	27,2	2,50	16,12	1,49	2,46	34,38	41,94	2577	324	1501
Rejeito 2	66,4	6,11	12,41	1,82	1,47	37,85	46,14	3199	271	1501
Rejeito 1	993,8	91,39	0,43	1,50	0,45	38,52	40,14	3903	117	329
Alim	1087,4	100	1,55	1,52	0,56	38,38	40,55	3827	132	430

Tabela 66 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM19

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	74,71	9,77	26,89	8,26	9,53	6,79	18,74	30,06
C2	25,95	25,95	25,95	25,95	25,95	25,95	25,95	25,95
Rejeito 1	48,76	7,31	15,96	6,02	6,95	5,10	12,58	21,32
Rejeito 2	25,29	90,23	73,11	91,74	90,47	93,21	81,26	69,94

Tabela 67 - Teores obtidos para o ensaio MCM20

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	80,2	7,64	16,28	1,88	3,01	33,55	39,49	2850	361	1527
C2	39,2	3,73	24,32	1,36	4,26	29,92	35,54	1676	389	1592
Rejeito 2	41,0	3,90	8,60	2,37	1,82	37,03	43,26	3973	334	1464
Rejeito 1	969,9	92,36	0,42	1,52	0,38	38,31	40,73	3784	114	342
Alim	1050,1	100	1,63	1,55	0,58	37,95	40,64	3713	133	432

Tabela 68 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM20

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	76,22	9,262	39,6	6,7534	7,422	5,8633	20,746	26,96
C2	55,64	55,64	55,64	55,644	55,64	55,644	55,644	55,64
Rejeito 1	20,58	5,981	12,23	3,8101	4,157	4,1781	9,8157	13,22
Rejeito 2	23,78	90,74	60,4	93,247	92,58	94,137	79,254	73,04

Tabela 69 - Teores obtidos para o ensaio MCM21

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	96,7	9,37	12,58	1,90	1,93	34,65	39,61	3072	260	1414
C2	55,6	5,39	20,16	1,66	2,78	31,97	36,73	2140	304	1819
Rejeito 2	41,1	3,98	2,33	2,23	0,77	38,28	43,50	4333	201	866
Rejeito 1	935,3	90,63	0,43	1,47	0,42	38,65	41,34	3887	121	323
Alim	1032	100	1,57	1,51	0,56	38,28	41,18	3811	134	425

Tabela 70 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM21

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	75,16	11,8	32,16	8,4831	9,013	7,5541	18,19	31,16
C2	69,24	69,24	69,24	69,241	69,24	69,241	69,241	69,24
Rejeito 1	5,916	5,88	5,465	3,983	4,207	4,5285	5,9718	8,111
Rejeito 2	24,84	88,2	67,84	91,517	90,99	92,446	81,81	68,84

Tabela 71 - Teores obtidos para o ensaio MCM22

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	129,8	6,12	16,84	1,16	0,79	21,00	23,87	2195,00	150,50	601,69
C2	62,4	2,94	26,40	0,04	0,09	0,95	1,08	41,23	9,55	48,34
C3	37,7	1,78	29,39	0,84	2,97	31,92	36,26	914	277	1477
Rejeito 3	24,7	1,17	22,36	1,76	3,54	32,87	37,03	2143	397	1894
Rejeito 2	67,4	3,18	8,00	2,21	1,43	39,56	44,97	4189	281	1114
Rejeito 1	1990	93,88	0,64	1,56	0,46	38,81	40,51	3843	118	376
Alim 1	2119,8	100	1,63	1,54	0,48	37,72	39,49	3742,09	119,99	389,82

Tabela 72 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM22

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	63,33	6,73	24,42	5,72	6,18	4,61	14,30	19,18
C2	47,80	2,26	16,46	2,46	2,66	1,09	7,39	11,07
C3	31,90	31,90	31,90	31,90	31,90	31,90	31,90	31,90
Rejeito 3	15,90	1,31	7,22	0,99	1,06	0,66	3,58	5,05
Rejeito 2	15,53	4,48	7,96	3,26	3,53	3,52	6,91	8,11
Rejeito 1	36,67	93,27	75,58	94,28	93,82	95,39	85,70	80,82

Tabela 73 - Teores obtidos para o ensaio MCM23

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	140,5	6,54	15,60	1,76	2,03	35,09	39,04	2807,00	276,06	1101,94
C2	67,6	3,15	23,18	1,30	2,08	32,90	36,13	1748	247	966
Rejeito 2	72,9	3,39	8,58	2,18	1,99	37,12	41,73	3789	303	1228
Rejeito 1	2007,7	93,46	0,58	1,54	0,45	38,47	40,10	3867	124	398
Alim	2148,2	100	1,56	1,55	0,55	38,25	40,03	3797,67	133,95	444,04

Tabela 74 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM23

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	65,31	7,39	24,02	6,00	6,38	4,83	13,48	16,23
C2	46,68	2,63	11,82	2,71	2,84	1,45	5,80	6,85
Rejeito 1	18,63	4,76	12,20	3,29	3,54	3,39	7,68	9,38
Rejeito 2	34,69	92,61	75,98	94,00	93,62	95,17	86,52	83,77

Tabela 75 - Teores obtidos para o ensaio MCM24

Estágio	Peso (g)	% Peso	% Cu	% Zn	% Pb	% Fe	% S	As (ppm)	Bi (ppm)	Sb (ppm)
C1	28,1	2,69	22,95	1,09	1,50	33,07	36,71	1.824	217	28,1
C2	18,5	1,77	17,64	1,29	1,77	35,82	41,55	2.314	294	18,5
C3	34,4	3,29	9,17	2,09	2,49	35,48	41,41	3.410	352	34,4
Rejeito	963,4	92,24	0,41	1,53	0,44	37,68	40,76	3.923	122	963,4
Alim	1044,4	100	1,61	1,53	0,56	37,45	40,69	3.821	135	1044,4

Tabela 76 - Recuperações calculadas para o ensaio MCM24

Estágio	Cu(%)	Zn(%)	Pb(%)	Fe(%)	S(%)	As(%)	Bi(%)	Sb(%)
C1	38,35	1,91	7,21	2,38	2,43	1,28	4,32	8,72
C2	19,41	1,49	5,60	1,69	1,81	1,07	3,85	4,84
C3	18,76	4,49	14,66	3,12	3,35	2,94	8,58	9,38
Rejeito	23,49	92,10	72,53	92,81	92,41	94,70	83,25	77,06

Apêndice B - Contagem de Pontos

A técnica de contagem de pontos ao microscópio teve uma importância significativa no desenvolvimento do projeto, quer pelas conclusões que permitiu obter, quer pela possibilidade de construir uma matriz representativa da classe de teor por classe de calibre. Assim, foi possível desenvolver um modelo de flutuação. Neste apêndice serão apresentadas imagens representativas das visualizações realizadas.

O microscópio utilizado permite a obtenção de fotografias das amostras que estão a ser visualizadas. Assim sendo, as figuras seguintes são representativas dessas mesmas amostras.

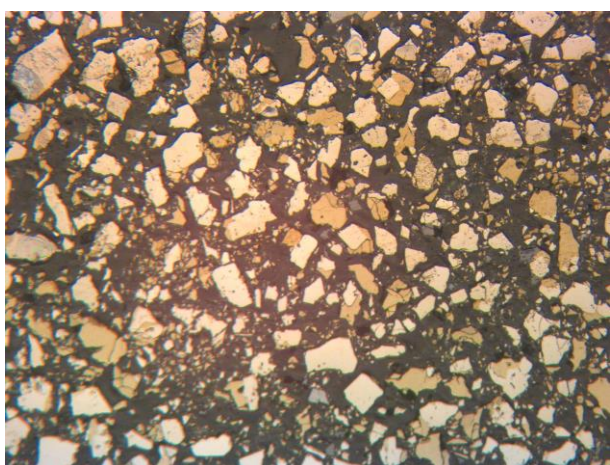


Figura 104 - Amostra C1

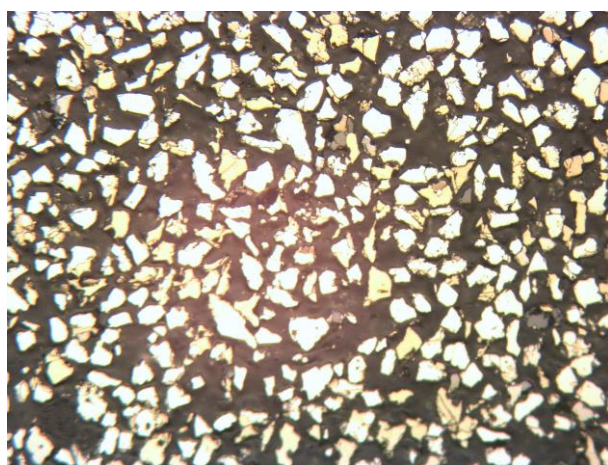


Figura 105 - Amostra C2

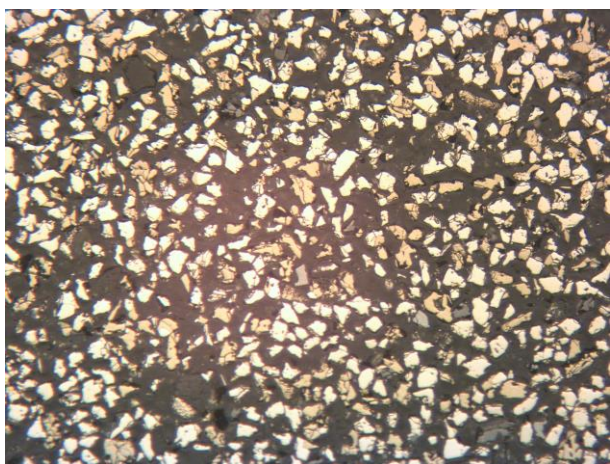


Figura 106 - Amostra C3

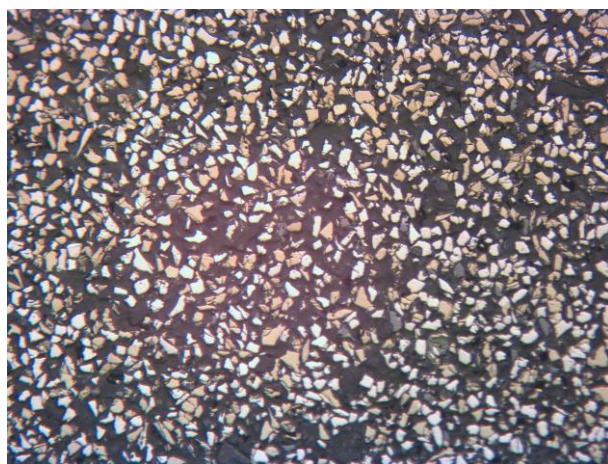


Figura 107 - Amostra C4

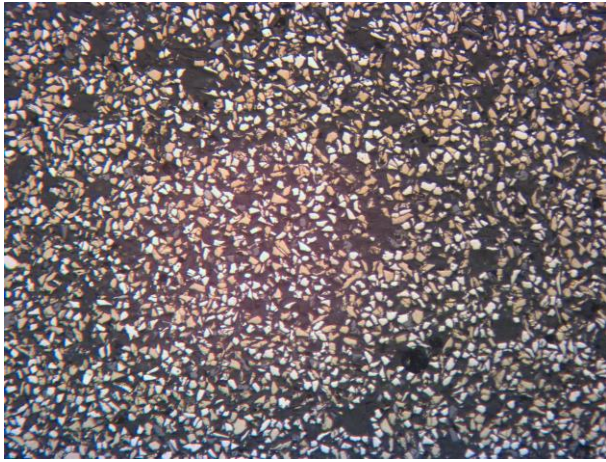


Figura 108 - Amostra C5

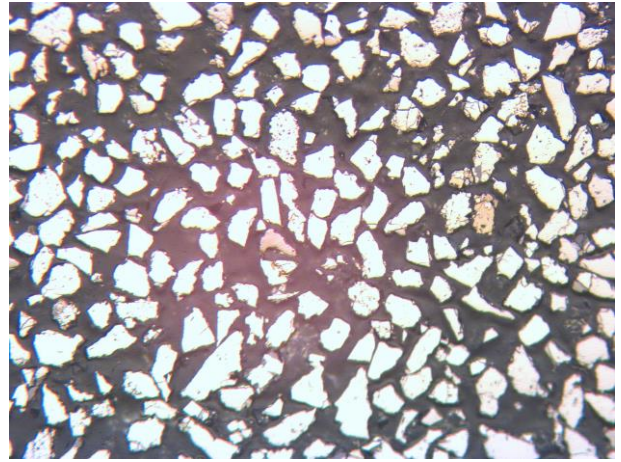


Figura 109 - Amostra R1

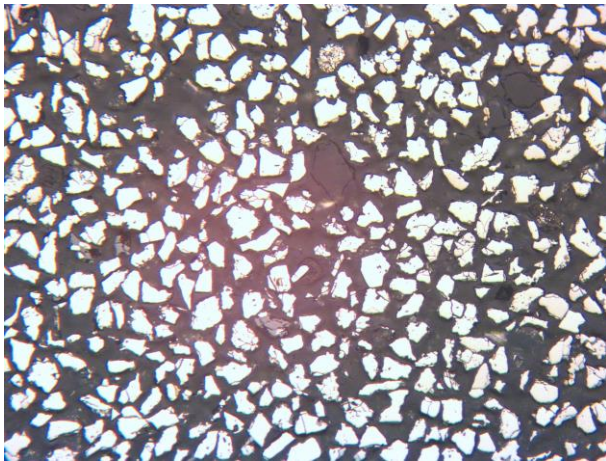


Figura 110 - Amostra R2

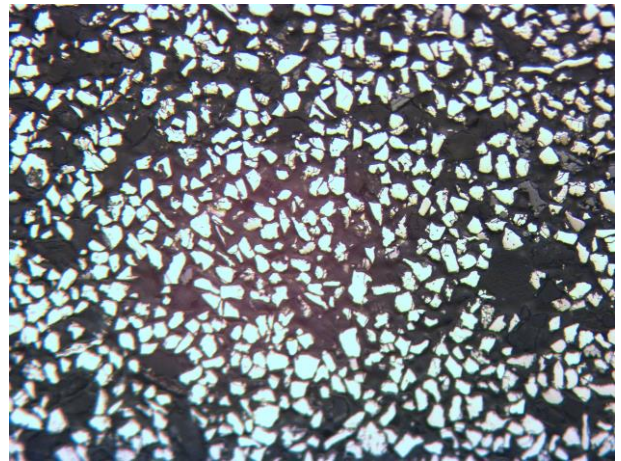


Figura 111 - Amostra R3

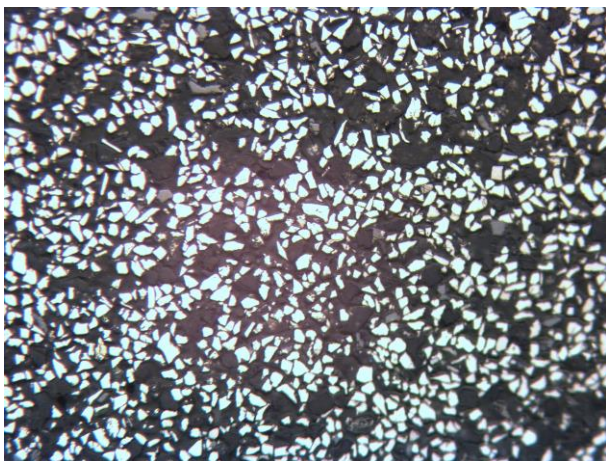


Figura 112 - Amostra R4

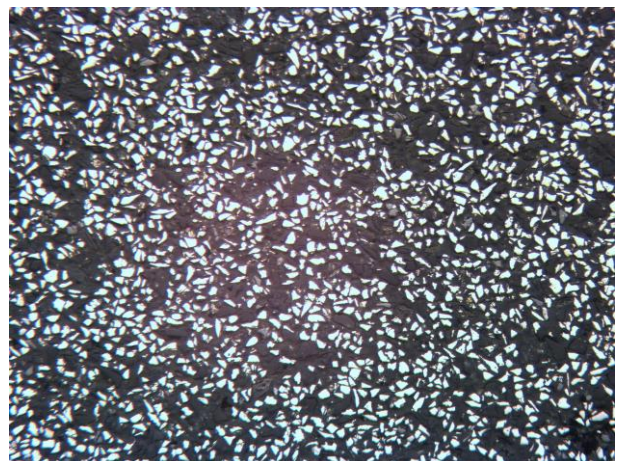


Figura 113 - Amostra R5

Apêndice C - Ajuste do Modelo

Nas figuras que se seguem será possível observar a qualidade dos ajustes efetuados para validação do modelo de flutuação apresentado.

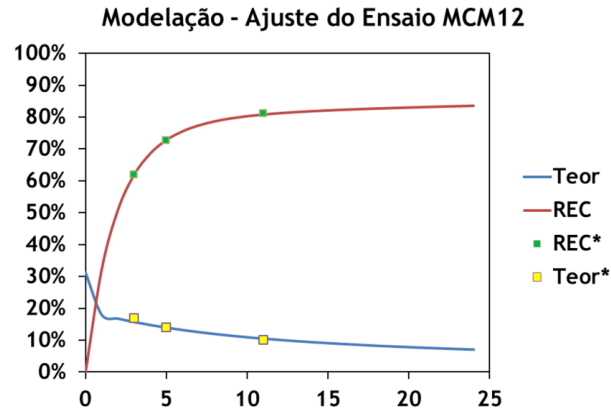


Figura 114 - Ajuste do modelo fenomenológico - MCM12

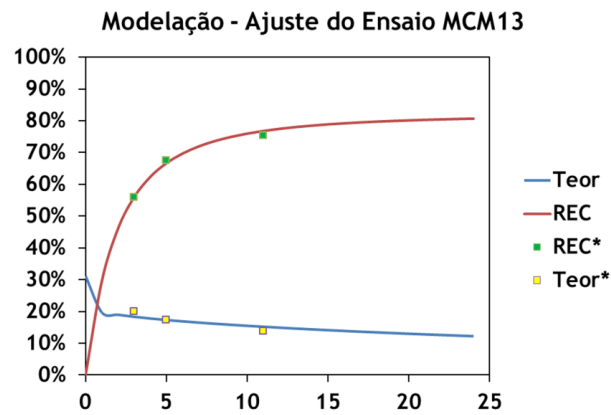


Figura 115 - Ajuste do modelo fenomenológico - MCM13

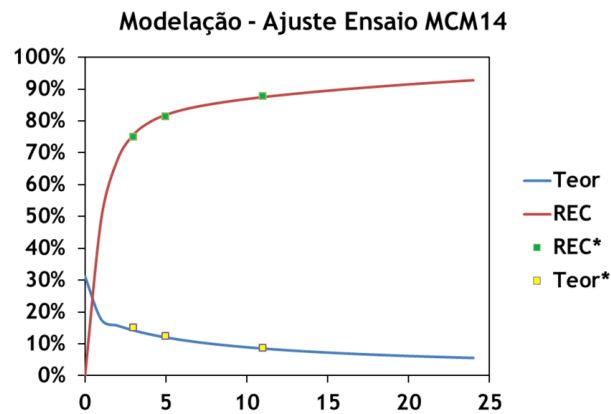


Figura 116 - Ajuste do modelo fenomenológico - MCM14