

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

**PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA METALÚRGICA,
MATERIAIS E DE MINAS**

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

**RECUPERAÇÃO DE SULFETOS EM MINÉRIO DE ZINCO
PREDOMINANTEMENTE SILICATADO**

Autor: Juliana de Souza Siqueira

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte, novembro de 2013.

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

**PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA METALÚRGICA,
MATERIAIS E DE MINAS**

Juliana de Souza Siqueira

**RECUPERAÇÃO DE SULFETOS EM MINÉRIO DE ZINCO
PREDOMINANTEMENTE SILICATADO**

Dissertação de mestrado apresentada ao Programa de
Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de
Minas da Universidade Federal de Minas Gerais

Área de concentração: Tecnologia Mineral
Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte

Escola de Engenharia da UFMG

2013

Aos meus pais Ari e Leida pelo amor incondicional,
ao meu marido Andollinni pelo companheirismo,
aos meus irmãos Tininha, Ariane e Érick pelos incentivos,
e a minha afilhada Érika e meu sobrinho Matheus por alegrarem minha vida.

AGRADECIMENTOS

O autor agradece a todos aqueles que, direta ou indiretamente, colaboraram na preparação deste trabalho, em particular:

Antonio Peres, pelos ensinamentos transmitidos, amizade compartilhada e paciência concedida.

Ao Lemyr Martins pelo apoio incondicional, liberando para cursar as disciplinas da UFMG e incentivando a não desistir.

Votorantim Metais pelo apoio e incentivo.

Tiago Alvarenga, José Max, Evaldo, e todos os funcionários da planta piloto da VMVZ que estiveram comigo nos intermináveis dias e noites de testes.

Álerson, Alexandre, Claiton, Celso, Douglas, José Marcos, Marcos Pires, Marcio Ananias, Marcelo, Vanderli, Miguel, Roner e todos os funcionários da UGB Beneficiamento pelo apoio nos momentos difíceis, pelas palavras de incentivo nos momentos de cansaço e, sobretudo, por estarem do meu lado no momento do start-up, lutando juntos para “fazer dar certo”.

José Sergio e equipe da UGB Manutenção pelo apoio durante o start-up da planta industrial.

SUMÁRIO

CAPÍTULO 1 – INTRODUÇÃO	1
1.1 – Contexto do trabalho	1
1.2 – Zinco.....	6
1.3 – Chumbo	7
1.4 – Motivação	9
CAPÍTULO 2 – OBJETIVOS	10
CAPÍTULO 3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	11
3.1 – Mineralogia	11
3.2 – Moagem e grau de liberação	14
3.3 – Tecnologias disponíveis para concentração	17
3.3.1 – Flotação	18
3.3.1.1 – Flotação de minerais oxidados	21
3.4 – Depressores	23
3.5 – Adsorção/Dessorção	25
CAPÍTULO 4 – METODOLOGIA	27
4.1 – Testes em escala de bancada	29
4.2 – Testes e escala piloto	32
4.3 – Reagentes testados	33
4.3.1 – Flotação <i>bulk</i>	33
4.3.1.1 – Coletor	33
4.3.1.2 – Modulador de pH	34
4.3.1.3 – Dispersante	35
4.3.1.4 – Espumante	35
4.3.1.5 – Depressor	35
4.3.1.6 – Ativador	36
4.3.2 – Flotação seletiva de Pb/Ag	36

4.3.2.1 – Coletor	36
4.3.2.2 – Depressor de zinco	38
4.3.3 – Flotação seletiva de zinco sulfetado	39
4.3.3.1 – Coletor	39
4.3.3.2 – Depressor de chumbo	40
4.3.3.3 – Modulador de pH	40
CAPÍTULO 5 – RESULTADOS E DISCUSSÕES	41
5.1 – Testes em escala de bancada	41
5.1.1 – Etapa <i>bulk</i>	41
5.1.1.1 – Reagentes coletores	42
5.1.1.2 – Reagentes moduladores de pH	43
5.1.1.3 – Dispersante	44
5.1.1.4 – Espumante	46
5.1.1.5 – Depressor de willemita	47
5.1.1.6 – Sulfato de cobre	48
5.1.2 – Etapa seletiva	49
5.1.2.1 – Concentrado de chumbo	50
5.1.2.1.1 – Granulometria	50
5.1.2.1.2 – Processo de “limpeza superficial”	51
5.1.2.1.3 – Coletor	52
5.1.2.1.4 – Modulador de pH	53
5.1.2.1.5 – Dispersante	54
5.1.2.1.6 – Espumante	55
5.1.2.1.7 – Depressor de esfalerita	55
5.1.2.2 – Concentrado de zinco sulfetado	56
5.1.2.2.1 – Granulometria	57

5.1.2.2.2 – Processo de “limpeza superficial”	57
5.1.2.2.3 – Coletor	57
5.1.2.2.4 – Modulador de pH	58
5.1.2.2.5 – Dispersante	59
5.1.2.2.6 – Espumante	59
5.1.2.2.7 – Depressor de galena	60
5.1.2.2.8 – Ativador de esfalerita	61
5.2 – Testes em escala piloto	62
5.2.1 – Etapa <i>bulk</i>	62
5.2.1.1 – Primeira bateria	62
5.2.1.2 – Segunda bateria	65
5.2.1.3 – Terceira bateria	67
5.2.1.4 – Quarta bateria	69
5.2.2 – Etapa seletiva	71
5.3 – Testes em escala industrial	74
CAPÍTULO 6 – CONCLUSÕES	80
CAPÍTULO 7 – REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	82

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1. Fotomicrografias em MEV de amostras de minério da Mina de Vazante.mostrando associação entre galena, calcosita, prata e galena preenchendo fraturas de willemita	04
Figura 1.2. Imagem em MEV de amostras de minério sulfetado do Sucuri, mostrando minerais portadores de prata	05
Figura 1.3. Relação dos dados iniciais das análises de Ag com a localização na mina de Vazante – Região de Sucuri	05
Figura 1.4. Aplicações do chumbo em 1960 (WILSON, 2006)	08
Figura 1.5. Aplicações do chumbo em 2005 (WILSON, 2006)	08
Figura 1.6. Evolução do consumo do chumbo em seu uso final (PANTAROTO, 2008)	09
Figura 3.1. Fratura em willemita preenchidas por sulfeto	12
Figura 3.2. Frente de minério com willemita associada a sulfeto	12
Figura 3.3. (A) Imagem em MEV de amostra de minério sulfetado (AM-345GMN1B6), mostrando minerais portadores de prata. (B) Mapas obtido com uso de MEV (detectores de elétrons retroespalhados) de distribuição dos elementos Zn, Pb, Cu, Ag e Fe	13
Figura 3.4. Recuperação de chumbo e prata em função de tamanho das partículas (FREW <i>et al.</i> ,1988)	16
Figura 3.5. Tipos de partículas mistas: I. Espécies mineralógicas justapostas; II. Inclusão de uma fase mineral em outra; III. Envolvimento de uma fase mineral por outra; IV. Fase mineral disseminada em outra (modificado de WILLS, 1988)	17
Figura 4.1. Célula CDC utilizada para testes de flotação em bancada	27
Figura 4.2.Espectrofotômetro de absorção atômica disponível no Laboratório Químico da Votorantim Unidade de Vazante	28
Figura 4.3. Equipamento LECO disponível no Laboratório Químico da Votorantim Unidade de Vazante	29
Figura 5.1. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes de coletor em bancada para a etapa <i>bulk</i>	42

Figura 5.2. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes de diferentes dosagens de sulfeto de sódio em bancada para a etapa <i>bulk</i>	44
Figura 5.3. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes de diferentes dosagens de e tipos de dispersantes em bancada para a etapa <i>bulk</i>	45
Figura 5.4. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes com diferentes dosagens e tipos de espumante em bancada para a etapa <i>bulk</i>	46
Figura 5.5. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes com diferentes dosagens e tipos de depressores em bancada para a etapa <i>bulk</i>	47
Figura 5.6. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes de diferentes dosagens de sulfato de cobre em bancada para a etapa <i>bulk</i>	49
Figura 5.7. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes com diferentes granulometrias em bancada para a etapa seletiva de chumbo	51
Figura 5.8. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes com diferentes processos de limpeza superficial em bancada para a etapa da seletiva de chumbo	52
Figura 5.9. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes dosagens e tipos de coletores em bancada para a etapa seletiva de chumbo	53
Figura 5.10. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes moduladores em bancada para a etapa seletiva de chumbo	54
Figura 5.11. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes depressores em bancada para a etapa seletiva de chumbo	56
Figura 5.12. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes coletores em bancada para a etapa seletiva de zinco	58
Figura 5.13. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes moduladores de pH em bancada para a etapa seletiva de zinco	59
Figura 5.14. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes depressores em bancada para a etapa seletiva de zinco	60
Figura 5.15. Gráficos com os resultados obtidos nos testes com e sem ativador em bancada para a etapa seletiva de zinco	61
Figura 5.16. Fluxograma utilizado na primeira bateria de testes em escala piloto	63

Figura 5.17. Resultados obtidos na primeira bateria de testes em escala piloto	64
Figura 5.18. Resultados obtidos na segunda bateria de testes em escala piloto	66
Figura 5.19. Fluxograma utilizado na terceira bateria de testes em escala piloto	67
Figura 5.20. Resultados obtidos na terceira bateria de testes em escala piloto	68
Figura 5.21. Resultados obtidos na quarta bateria de testes em escala piloto	69
Figura 5.22. Resultados obtidos na quarta bateria de testes em escala piloto	70
Figura 5.23. Fluxograma utilizado na bateria de testes em escala piloto da etapa seletiva	71
Figura 5.24. Resultados obtidos na bateria de testes piloto para a etapa seletiva	72
Figura 5.25. Resultados de recuperação para a etapa seletiva e recuperação total do circuito de sulfetos	73
Figura 5.26. Teores de alimentação praticados na planta industrial da Unidade de Vazante	74
Figura 5.27. Fluxograma instalado na planta industrial da Unidade de Vazante	75
Figura 5.28. Variação da produção de concentrado de Pb/Ag com os teores de chumbo e prata na alimentação e no concentrado	76
Figura 5.29. Fluxograma alterado para melhoria da performance da planta industrial da Unidade de Vazante	78
Figura 5.30. Teores de chumbo e prata no concentrado de Pb/Ag produzido na planta industrial da Unidade de Vazante	78
Figura 5.31. Elevação da produção de concentrado de Pb/Ag e das recuperações de chumbo e prata na planta industrial da Unidade de Vazante	79
Figura 6.1. Comparativo entre escala piloto e escala industrial	80

LISTA DE TABELAS

Tabela I.1 – Teores dosados no concentrado silicatado de zinco (MARTINS, 2010)	02
Tabela I.2 – Estimativa da composição mineralógica do concentrado silicatado de zinco (MARTINS, 2010)	02
Tabela I.3. Aplicações do zinco no mundo (IZA, 2013)	07
Tabela III.1 – Métodos de concentração e suas faixas de aplicação (NETO, 2012)	18
Tabela V.1. Reagentes utilizados na primeira bateria de testes em escala piloto	63
Tabela V.2. Reagentes testados na segunda bateria de testes em escala piloto	65
Tabela V.3. Reagentes testados na terceira bateria de testes em escala piloto	67
Tabela V.4. Reagentes e variáveis utilizados na bateria de testes em escala piloto	71
Tabela V.5. Distribuição de reagentes de projeto e atuais na planta industrial	77

Resumo

Estudos desenvolvidos na mina de Vazante indicaram a presença de minerais sulfetados de zinco, cobre, chumbo e prata, sugerindo a busca de alternativas para recuperar esses minerais. Por ter como produto principal o concentrado de zinco silicatado, a preocupação em não alterar os parâmetros de processo da flotação de silicato de zinco foi uma premissa em todo o desenvolvimento dos trabalhos. Devido ao tamanho de liberação entre os minerais de zinco e chumbo sulfetados estar em torno de 16 μm e a granulometria utilizada na flotação de zinco silicatado ser em torno de 18% retido em 150 μm , na bateria de ensaios em escala piloto foi necessário realizar uma primeira etapa de flotação *bulk*, com o objetivo de separar os minerais sulfetados dos demais e dessa forma não gerar finos para a flotação de zinco silicatado, o que prejudicaria esta etapa de flotação. O concentrado *bulk* passou por um processo de remoagem para atingir o grau de liberação requerido para separação entre os minerais de chumbo e zinco sulfetados. No processo industrial o rejeito da flotação *bulk* segue para a flotação atual de zinco silicatado sem nenhuma alteração de granulometria. Durante os testes em escala piloto foram produzidos concentrados de chumbo/prata com recuperação mássica média de 39% e teor médio de Pb de 62% e Ag de 4815 ppm, as recuperações metalúrgicas médias para estes metais foram respectivamente 44,9% e 66,8%. O concentrado de zinco sulfetado atingiu uma recuperação mássica média de 14% e teor médio de Zn de 49%. No start-up da planta em escala industrial deparou-se com uma variável até então não estudada, a mudança no teor de chumbo e prata na alimentação. A realidade do ROM da Unidade de Vazante mostrou um teor de alimentação na usina 48,0% menor para chumbo e 41,5% a menor para a prata quando comparado aos teores médios testados em escala piloto.

Abstract

Studies developed at Vazante's mine indicated the presence of zinc, copper, lead, and silver sulfides, suggesting the search for alternatives to recover these minerals. Considering that the silicate zinc concentrate is the main product, the concern was not to alter the zinc silicate flotation parameters. Due to the fact that the liberation size between the zinc and lead sulfide minerals is 16 μm and the size distribution of the silicate flotation feed is 18% retained in 150 μm , the first stage of the pilot scale testwork consisted of bulk flotation aiming at the separation of the sulfides from the other minerals preventing the production of fines that would impair the silicate zinc flotation. The bulk concentrate was then reground to reach the liberation degree required for the separation between lead and zinc sulfides. In the industrial process the bulk flotation tailings will follow to the zinc silicate flotation without any change in size. The pilot scale tests yielded lead silver concentrates presenting average weight recovery of 39%, average grades of 62% Pb and 4815 ppm Ag, at metallurgical recovery levels of 44.9% and 66.8%, respectively. The sulfide zinc concentrate reached average weight recovery of 14% and average zinc grade of 49%. The start up of the industrial plant faced a variable that was not previously studied, the change in lead and silver grades in the feed. The ROM feeding Vazante's concentrator presented lead content 48.0% lower and silver content 41.5% lower than the grades of the ore processed in the pilot plant.

1- INTRODUÇÃO

1.1 – Contexto do trabalho

As reservas mundiais de zinco, em metal contido, são estimadas em 482 milhões de toneladas. Apenas cinco países, Austrália, Canadá, Cazaquistão, China e Estados Unidos, respondem por mais de 70% do total. No Brasil as reservas mais expressivas estão concentradas no Estado de Minas Gerais (89%), principalmente nos municípios de Vazante e Paracatu. São 4.900 mil toneladas, correspondendo a 1% do total mundial (MARTINS, 2010).

A cidade de Vazante, localizada no noroeste mineiro, possui a maior reserva brasileira de zinco contando com cerca de 2 milhões de toneladas a um teor geológico estimado de 22% de zinco, o que corresponde a quase 1% do total mundial (maior mina de zinco em operação no Brasil). Atualmente, a Votorantim Metais possui uma unidade de concentração de zinco no município de Vazante com uma capacidade instalada de 170.000t/ano de zinco silicatado.

Os trabalhos realizados por Amaral (1968), Monteiro (1997; 2002) e Monteiro *et al.*, (1999, 2006; 2007) na Mina de Vazante indicaram a presença de múltiplas fases minerais portadoras de zinco, incluindo, além de willemita (mineral-minério), hemimorfita, smithsonita, esfalerita, clorita (contendo até 13% de Zn), hematita (contendo até 6% de Zn), franklinita, zincita, gahnita e dolomita. Associados ao zinco foram identificados chumbo, cádmio, prata, cobalto, antimônio, cobre, níquel, arsênio, mercúrio, vanádio, urânio e elementos terras-raras leves.

No início da exploração das reservas de zinco oxidado de Vazante, grande parte do tratamento era por gravimetria. Depois, em razão dos resultados insatisfatórios, foi implantada a flotação, com grande dificuldade, devido à diversidade das características do minério. Muitos pesquisadores trabalharam para viabilizar e otimizar o processo (MARTINS, 2007).

Nas primeiras pesquisas, segundo Peres e Coelho (1974), a concentração gravimétrica seguida pela flotação de calamina da MASA alcançaram resultados significativos (31,9% de Zn no concentrado).

No ano de 2008 iniciou-se em Vazante um projeto para reaproveitamento do concentrado gerado na flotação de carbonato como um Produto de Valor Agregado (PVA) para venda a indústrias de fertilizantes, no entanto o teor de zinco neste concentrado se mostrava acima da especificação exigida pelo mercado. Uma das formas estudadas para reduzir o teor de zinco nesse subproduto seria misturar o rejeito da flotação de zinco nesse concentrado, mas, para assegurar que outras impurezas presentes nesse rejeito não interferissem na especificação do produto gerado, foi realizada uma caracterização mineralógica do rejeito da barragem de Vazante para que somente a partir daí fossem definidas as quantidades necessárias para a adequação do PVA para as indústrias de fertilizantes.

Na caracterização mineralógica realizada com o rejeito da barragem de Vazante foi identificada a presença de minerais sulfetados de chumbo e prata em quantidades significativas, o que impediu uma mistura unicamente do concentrado da flotação de carbonatos com o rejeito da barragem para adequar o PVA às exigências do mercado, uma vez que o teor de chumbo nesse material ficou fora da especificação, sendo assim, tornou-se necessário utilizar concentrado da flotação de zinco para reduzir o teor de chumbo no PVA, o que permitiu que ele se enquadrasse nas especificações exigidas pelo mercado.

Segundo Lemos (2011), a quantidade elevada de sulfetos, que ocorre em lentes associadas ao minério willemítico na mina subterrânea de Vazante, pode prejudicar a interação entre as partículas de silicato de zinco e reagentes, atingindo diretamente a recuperação do zinco a partir da willemita.

A presença de sulfetos em quantidades elevadas pode influenciar negativamente a recuperação do zinco, dificultando a interação entre os reagentes e o silicato de zinco. Porém, é importante também ressaltar que ao estudar a forma de ocorrência desses sulfetos, entendendo melhor a distribuição e associação desses contaminantes, pode-se até caracterizá-los como possíveis subprodutos potenciais do zinco (LEMOS, 2011).

Diante de todas essas interferências causadas ao processo industrial de Vazante em decorrência da presença desses sulfetos presentes no minério, viu-se necessário iniciar um estudo para retirar/aproveitar esses minerais. Em 2008, em parceria com a

Universidade Estadual de Campinas, na pessoa da Dra. Lena Monteiro, iniciou-se um estudo visando à identificação de novos produtos agregados no minério de Vazante.

Sendo assim, a Unidade decidiu intensificar os estudos de caracterização e quantificação desses sulfetos presentes na mina de Vazante para, a partir daí, estudar a viabilidade de recuperação desses minerais.

A metodologia aplicada englobou amostragens exploratórias de minério da Mina de Vazante, (incluindo PVA, ROM da Usina – 70%, Minério do Extremo Norte – 20% e Cercado – 10%) e a caracterização química e mineralógica para identificação de novos potenciais, onde foi constatada a presença de sulfetos preenchendo as fraturas de willemita, tais como: galena (PbS), esfalerita (ZnS), calcocita (Cu₂S), greenockita (CdS), além da presença de prata associada a esses minerais, como é apresentado nas figuras 1.1 e 1.2 abaixo.

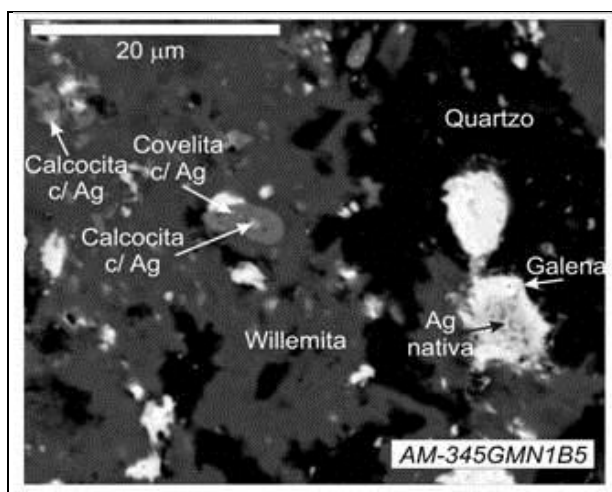


Figura 1.1. Fotomicrografias em MEV de amostras de minério da Mina de Vazante, mostrando associação entre galena, calcocita, prata e galena preenchendo fraturas de willemita.

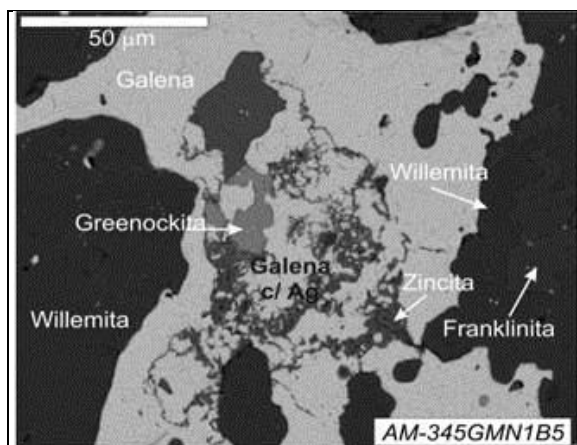


Figura 1.2. Imagem em MEV de amostras de minério sulfetado do Sucuri, mostrando minerais portadores de prata.

A partir desses dados iniciais foi possível quantificar os teores de prata presente na região de Vazante. Tais teores e regiões são apresentados na figura 1.3.



Figura 1.3. Relação dos dados iniciais das análises de Ag com a localização na mina de Vazante – Região de Sucuri.

Com a recuperação dos minerais sulfetados presentes no ‘ROM’ a Votorantim Unidade Vazante produzirá, além de zinco silicatado, zinco sulfetado, chumbo e prata.

1.2 – Zinco

Séculos antes da descoberta do zinco em forma metálica, seus minérios já eram utilizados para fazer compostos de zinco para o tratamento de lesões na pele e irritação ocular e de latão como utensílios domésticos. O latão (liga da família de cobre e zinco) era produzido pelos romanos, na era dos Césares (20a.C. – 14d.C). No ano de 1374, o zinco foi reconhecido na Índia, como um novo metal. Também na Índia, mais precisamente em Zawar, nos séculos XII a XVI, tanto o metal como o óxido de zinco passaram a ser produzidos. No século XVII, a fabricação do zinco migrou da Índia para a China. Em 1546, o zinco foi reconhecido como um metal independente na Europa.

Estima-se que existam 129 refinarias de zinco em todo o mundo, espalhadas por 40 países. Destas, 79 são fundições primárias e 50 são operações secundárias. As fábricas primárias são baseadas inteiramente e praticamente na utilização de concentrados de zinco e as secundárias são aquelas que produzem o zinco metálico, ligas de zinco e óxido de zinco da reciclagem de materiais de sucata de zinco.

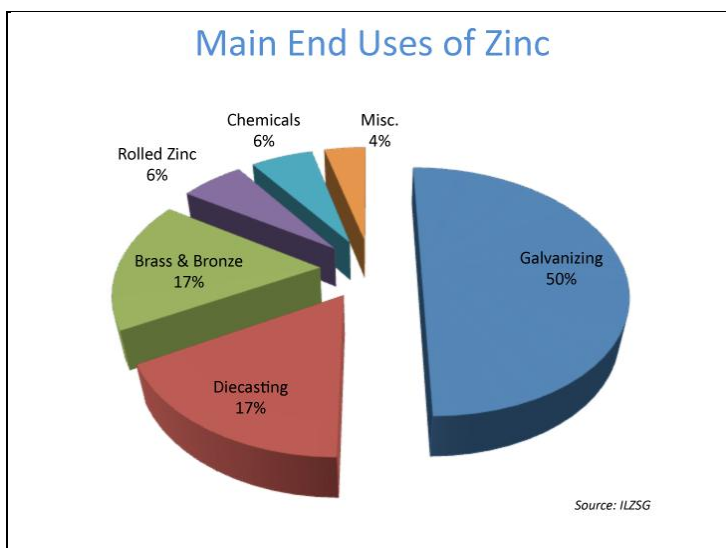
De acordo com o Anuário Mineral Brasileiro (2006), no Brasil existem duas minas de zinco, ambas localizadas no estado de Minas Gerais. A maior fica no município de Vazante, com reservas de aproximadamente 2.000.000 de toneladas de minério de zinco e uma produção anual de 133.700 toneladas de concentrado silicatado de zinco (resultante da ocorrência combinada na natureza entre a sílica e o metal). A segunda fica localizada no município de Paracatu, produzindo anualmente 37.000 toneladas de concentrado sulfetado de zinco.

Existem duas unidades de transformação e refino de zinco no Brasil, também no estado de Minas Gerais, a primeira localizada no município de Três Marias, com capacidade de produção anual de 180.000 toneladas de zinco metálico. A segunda está localizada no município de Juiz de Fora com capacidade de produção 98.000 toneladas por ano de zinco metálico. A Votorantim Metais Zinco S.A., unidade pertencente ao Grupo Votorantim, é a única mineradora e produtora de zinco no Brasil (ANUÁRIO MINERAL BRASILEIRO, 2006).

Segundo a Associação Internacional de Zinco (2013), mais de 11 milhões de toneladas de zinco são produzidas anualmente em todo o mundo. Cinquenta por cento deste montante é utilizado para galvanização para proteger o aço contra a corrosão. Cerca

de 17% vai para a produção de ligas à base de zinco, principalmente para abastecer a indústria de fundição e de 17% para a produção de latão e bronze. Quantidades significativas também são utilizadas em aplicações de zinco laminado incluindo telhados e calhas. O restante é consumido em compostos tais como óxido de zinco e sulfato de zinco. A tabela I.3 (IZA, 2006) ilustra os principais usos finais de zinco.

Tabela I.3. Aplicações do zinco no mundo (IZA, 2013)



1.3 - Chumbo

Os principais produtores mundiais de chumbo primário são os países detentores das maiores reservas do mundo. São eles, em ordem decrescente das reservas básicas: China 36 milhões de toneladas, Austrália 28 milhões de toneladas, Estados Unidos da América 20 milhões de toneladas e Canadá 9 milhões de toneladas, representando 66% do total mundial, segundo Silva (2006).

A participação brasileira na produção de concentrado de chumbo foi de 24 mil toneladas e de metal contido 16 mil toneladas. Quando comparada com a produção mundial, representa 0,5%.

No Brasil as reservas de chumbo são pequenas e o país depende de importação para suprir o consumo interno. As unidades da federação que possuem as maiores reservas de chumbo, como mostrado na Tabela I.3, são: Rio Grande do Sul, Minas Gerais, Paraná,

Mato Grosso, São Paulo e Bahia. Porém o *ranking* difere de acordo com a classificação que se dá à reserva (ANUÁRIO MINERAL BRASILEIRO, 2006).

Durante o período de 1960 até 2005 (figura 1.4 e figura 1.5), o chumbo foi reduzido em muitas de suas aplicações ou até mesmo eliminado de algumas delas, devido basicamente a alguns fatores como mudanças tecnológicas, desenvolvimento de substitutos e por questões envolvendo saúde pública e ambiental. Todavia o consumo vem aumentando gradativamente, graças ao aumento de demanda de produtos tradicionais, como é o caso do uso nas baterias tipo chumbo-ácido (WILSON, 2006).

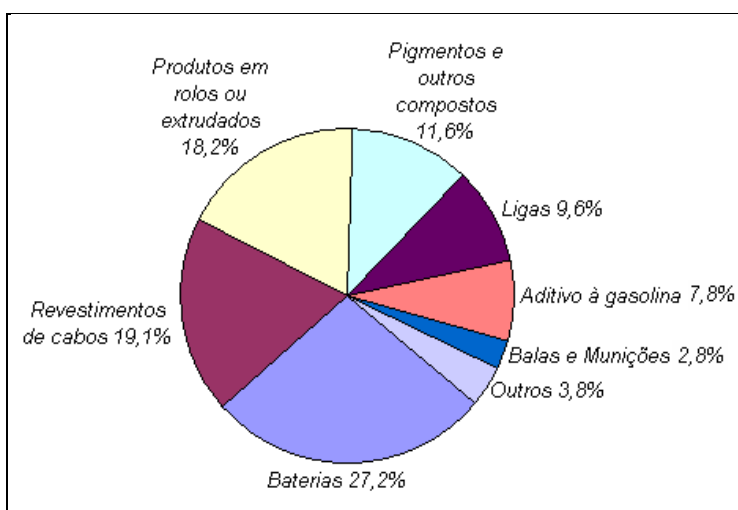


Figura 1.4. Aplicações do chumbo em 1960 (WILSON, 2006).

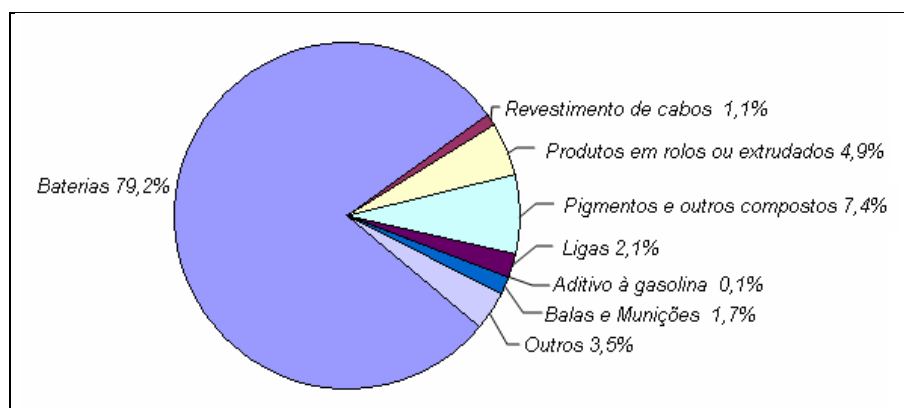


Figura 1.5. Aplicações do chumbo em 2005 (WILSON, 2006).

A evolução do consumo do chumbo em seu uso final é ilustrada na figura 1.6 (PANTAROTO, 2008).

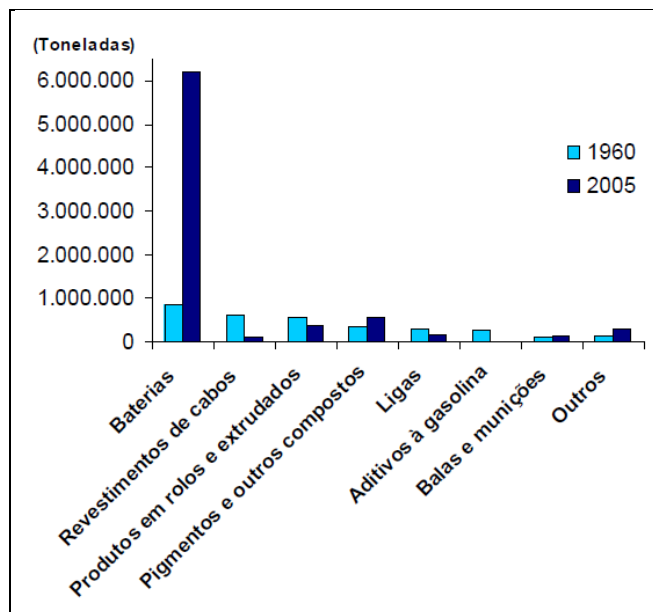


Figura 1.6. Evolução do consumo do chumbo em seu uso final (PANTAROTO, 2008).

O que impulsionou o aumento do consumo de chumbo nas últimas décadas foi sem dúvida o uso em baterias. Se a quantidade de chumbo dedicada a essa aplicação tivesse sido mantida idêntica à de 1960, o consumo total em 2005 seria cerca de 20% menor em relação àquele no início da década de 60, pela queda na quantidade para as outras aplicações.

A China é hoje o país que mais produz e que mais exporta bateria do tipo chumbo-ácido, contemplando um terço da produção mundial. Isso aconteceu porque seu parque industrial vem sendo cada vez mais dominado por grandes fabricantes mundiais de baterias como a Johnson Controls, a EnerSys e a Panasonic, que estão mudando suas bases de produção para aquele país.

1.4 – Motivação

A motivação para a investigação foi a produção de concentrados de zinco sulfetado e de chumbo-prata a partir do minério de Vazante, sem comprometer o principal produto da unidade que é o concentrado de zinco willemítico.

2 – OBJETIVOS

O objetivo principal deste trabalho é desenvolver uma rota de beneficiamento para os minerais sulfetados e os minerais portadores de prata presentes na mina de Vazante, que é constituída basicamente por mineral silicatado de zinco, sem interferir no processo de beneficiamento atual de zinco silicatado.

Como objetivos específicos podem-se citar:

- aumentar o rendimento metalúrgico da flotação de silicato de zinco atual, uma vez que o mineral de zinco sulfetado que atualmente não é recuperado neste circuito passaria a ser recuperado, causando redução no teor de zinco no rejeito final;
- reduzir o teor de chumbo no concentrado de carbonatos e no rejeito final da produção de zinco silicatado, tornando desnecessário o uso de concentrado de zinco silicatado para adequar o concentrado de carbonatos para o mercado de fertilizantes;
- aumentar o portfólio da Unidade de Vazante, com o acréscimo de mais dois concentrados para venda: concentrado de chumbo/prata e concentrado de zinco sulfetado;
- reduzir a massa de material enviado para a barragem de rejeitos da Unidade de Vazante;
- reduzir o consumo de concentrado importado pela Unidade de Três Marias, uma vez que o zinco sulfetado produzido seria enviado para lá.

3 – REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentada uma revisão bibliográfica abordando os assuntos pertinentes a este estudo.

3.1 – Mineralogia

Os depósitos de zinco não-sulfetados foram definidos por Hitzman *et al.* (2003) como supérgenos e hipógenos. O modelo genético para os depósitos supérgenos propõe que a oxidação dos minerais sulfetados primários (por exemplo, esfalerita, pirita, galena), e consequente formação de águas ácidas, levaria o zinco a se estabilizar na forma de silicatos, carbonatos ou óxidos na mesma posição do minério primário, ou sofrer transporte químico pela percolação do fluido ácido. Em contrapartida, os depósitos hipógenos seriam hidrotermais, constituídos essencialmente por silicatos de zinco e óxidos, com forte controle estrutural.

Segundo Monteiro (2002), em Vazante, a associação de minerais-minério é constituída principalmente por willemita (Zn_2SiO_4), com esfalerita, galena, franklinita e zincita subordinados.

Em Vazante, porém, a associação sulfetada na zona mineralizada (esfalerita + galena) é irregular e subordinada, bem como a presença de folhelhos carbonosos. Existem registros, todavia, da presença de águas levemente ácidas ou até ácidas, em profundidade (LEMOS, 2011).

Autores como Hitzman (2003) e Silva *et al.* (2006) consideram que o complexo sistema de alteração supergênica, transporte e deposição em uma dinâmica cárstica teriam sido os responsáveis pela ocorrência da mineralização supergênica de calamina na área de Vazante. Esses depósitos são irregulares e apresentam diversas geometrias, mineralogias e teores distintos.

Segundo Hitzman *et al.* (2003), seria Vazante o principal exemplo de depósito de zinco não sulfetado hipógeno conhecido. Monteiro (2002) faz uma ressalva de que o depósito de Vazante possui várias características que se encaixam nos modelos já existentes como, por exemplo, o fato da mineralização estar hospedada em rochas carbonáticas, principalmente meta dolomíticas, controle estrutural, deposição do minério

associada à mistura de fluidos e à temperatura dos fluidos mineralizantes que seria compatível com a temperatura dos modelos de depósitos de zinco hidrotermais já existentes.

No depósito de Vazante, é possível verificar corpos sulfetados, constituídos por esfalerita com galena subordinada, centimétricos a métricos, imbricados nos willemíticos (MONTEIRO, 1997), como pode ser visto nas figuras 3.1, 3.2 e 3.3.

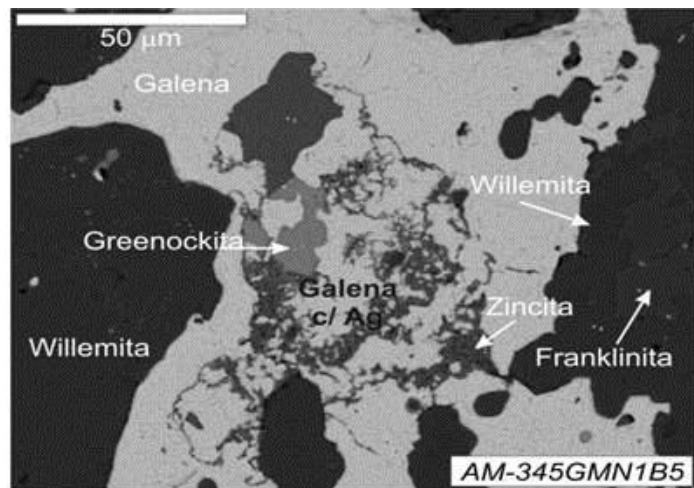


Figura 3.1. Fratura em willemita preenchidas por sulfeto.



Figura 3.2. Frente de minério com willemita associada a sulfeto.

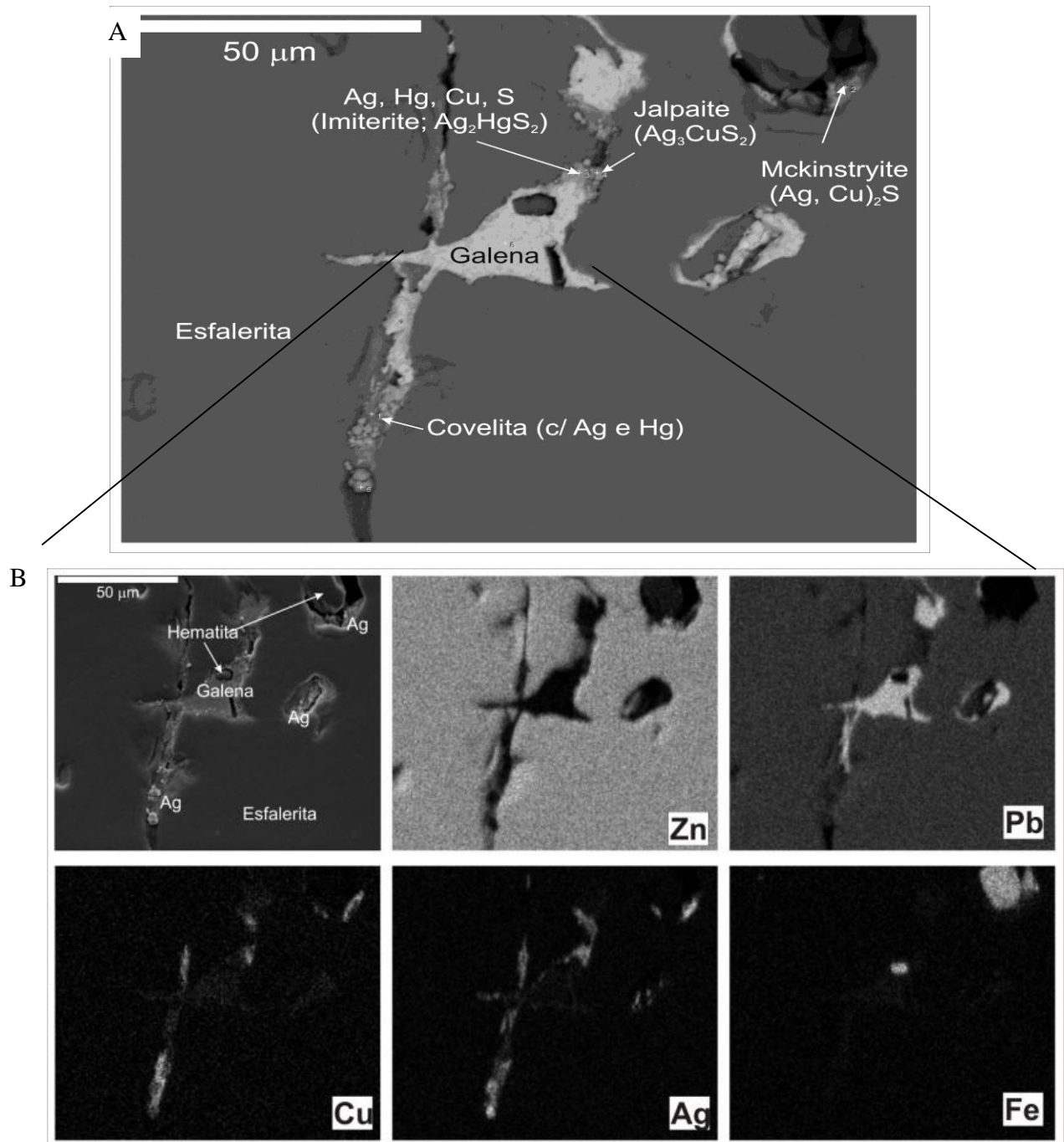


Figura 3.3. (A) Imagem em MEV de amostra de minério sulfetado (AM-345GMN1B6), mostrando minerais portadores de prata. (B) Mapas obtido com uso de MEV (detectores de elétrons retroespalhados) de distribuição dos elementos Zn, Pb, Cu, Ag e Fe.

Idades Pb-Pb em galena dos depósitos de Vazante e Morro Agudo distribuem-se entre 780 e 600 Ma (AMARAL, 1966, 1968c; CASSEDANNE e LASSERRE, 1969;

CASSEDANNE, 1972; IYER, 1984; IYER *et al.*, 1992; MISI *et al.*, 1997; CUNHA *et al.*, 2001). Contudo, tais idades não se referem necessariamente à idade de sedimentação, mas à separação do chumbo de sua fonte. Freitas-Silva e Dardenne (1997), aplicando o modelo da plumbotectônica aos dados de isótopos de chumbo em galena dos depósitos da região Vazante-Paracatu, obtiveram uma idade concordante de 1200 Ma, interpretada como o tempo de separação do chumbo do embasamento ou como a idade da mineralização de Morro Agudo, considerada diagenética (Dardenne e Freitas-Silva, 1998). Idades de 680 Ma foram estimadas, pelo mesmo método, para o minério de Vazante, relacionado à orogenia Brasileira (DARDENNE *et al.*, 1998)

A presença de minérios oxidados acontece normalmente nas zonas mais altas da jazida, ou mais alteradas. A baixa recuperação geral de minérios que possuem frações de minério oxidado se deve não apenas à presença destes, mas também das lamas associadas a estes tipos de minérios (YOVANOVIC, 2004).

3.2 – Moagem e grau de liberação

Os compromissos da operação de moagem são: processar um determinado fluxo mássico (t/hora), atingir um determinado tamanho no produto (P_{80}); produzir uma adequada liberação das partículas de interesse; e atingir o grau necessário de flotabilidade dos mistos grossos. Em muitos casos será necessária a remoagem desses mistos grossos para atingir melhor recuperação global do processo (YOVANOVIC, 2004).

O fluxo mássico alimentado à flotação, proveniente da operação de moagem, pode variar significativamente devido a: variação da dureza do minério; variações de seletividade derivadas do grau de liberação das partículas; e critérios de produção estabelecidos pela usina (YOVANOVIC, 2004).

Foi comprovado experimentalmente que, por razões de tamanho/peso, a estabilidade da bolha mineralizada nem sempre é suficiente para completar sua ascensão até a camada superior da fase espuma. As partículas flutam de maneira mais eficiente quando possuem um tamanho individual entre 10 até 75 μ m. Partículas maiores que 150 μ m flutam muito dificilmente (YOVANOVIC, 2004).

A menor recuperação nas frações finas é explicada pela menor probabilidade de colisão partícula/bolha. As partículas mais finas precisam de maior tempo de flotação.

Para o caso das frações grossas, o problema é o peso da partícula com respeito ao tamanho da bolha e sua capacidade de levitação até a superfície da camada de espuma (YOVANOVIC, 2004).

O ponto ótimo de flotação está na faixa de 60 a 70 μm . A flotabilidade (atividade de flotação) diminui levemente para as partículas finas, as quais são normalmente mais numerosas, com maior superfície específica e precisam de maior tempo de flotação. As partículas grossas começam a apresentar uma significativa queda na flotabilidade, devido à presença de mistos não liberados e pelo tamanho excessivo das partículas. Essa menor flotabilidade varia em função da densidade da substância, das condições de superfície/adsorção do coletor e das forças de viscosidade dentro da polpa (YOVANOVIC, 2004).

A remoagem das partículas grossas em tamanhos intermediários apresentaria o duplo benefício de atingir uma melhor liberação e de obter um tamanho de melhor comportamento na flotação. O mesmo não acontece com os tamanhos intermediários, os quais, quando remoídos, mesmo liberados, podem cair para faixas finas de tamanho, com baixa flotabilidade (superfinos). Ou seja, se conclui que a ação fundamental da remoagem deve buscar prioritariamente atingir um tamanho de partícula mais adequado para a flotação que obter apenas uma melhor liberação dos mistos (YOVANOVIC, 2004).

Frew *et al.* (1988) executaram estudos na operação contínua da usina de sulfetos metálicos de Elura (Cobar NSW, Austrália), contendo chumbo, prata e zinco, com alto conteúdo de pirita. A liberação do minério é muito fina e a moagem foi estabelecida em 70% - 45 μm . A recuperação de chumbo atinge o seu valor ótimo na faixa de 15 a 30 μm , a partir deste último valor, se observa uma drástica queda. No caso do minério contendo prata, no mesmo circuito de flotação, a recuperação permanece estável até a faixa de 20 μm , para logo cair também drasticamente. Os resultados são ilustrados na figura 3.4.

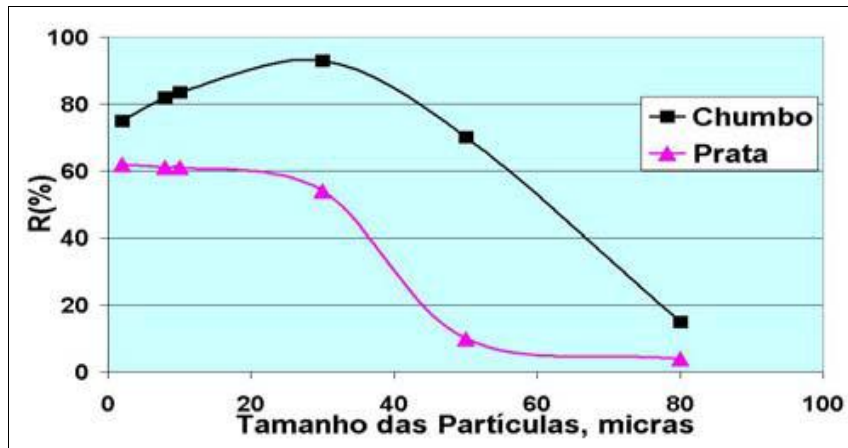


Figura 3.4. Recuperação de chumbo e prata em função de tamanho das partículas (FREW *et al.*,1988).

O grau de liberação pode ser definido como a proporção de mineral útil em partículas individualizadas, susceptíveis à concentração por processos de separação física.

Reconhece-se, de maneira geral, a existência de quatro tipos básicos de partículas mistas (WILLS, 1988), ilustrados na figura 3.5. O tipo I mostra espécies mineralógicas justapostas havendo uma superfície de contato entre as mesmas. Sua forma indica que o material pode ter uma textura granular em que o tamanho dos grãos é maior que o dessa partícula. A inclusão de uma espécie em outra, através de uma estrutura vesicular, é vista no tipo II. A liberação dos constituintes é mais fácil nesse caso quando comparada ao tipo I. No tipo III, há o envolvimento de uma das espécies sobre outra. A fragmentação posterior da partícula pode aumentar o grau de liberação, mas haverá um número significativo de partículas que exigirão uma redução em seu tamanho. A disseminação de uma espécie na outra é a principal característica do tipo IV. A liberação dessas partículas é normalmente inviável já que seria necessário fragmentar excessivamente o material, impossibilitando sua concentração por métodos físicos ou físico-químicos.

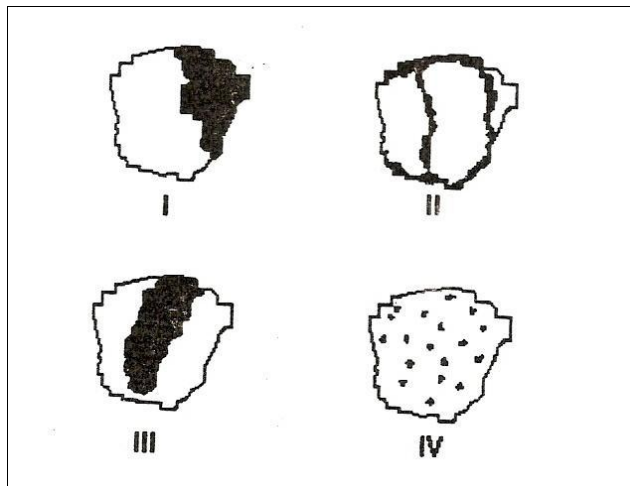


Figura 3.5. Tipos de partículas mistas: I. Espécies mineralógicas justapostas; II. Inclusão de uma fase mineral em outra; III. Envolvimento de uma fase mineral por outra; IV. Fase mineral disseminada em outra (modificado de WILLS, 1988).

3.3 – Tecnologias disponíveis para concentração

Os métodos de concentração são considerados, para utilização na prática industrial, levando-se em conta as características e complexidade de cada material, não existindo, nesse caso, um “tratamento padrão” aplicável a todos os tipos de minério.

Observe-se também que a aplicabilidade de cada método ficará restrita a uma faixa granulométrica. A tabela III.1 (NETO, 2012) mostra a granulometria característica para cada método.

Tabela III.1 – Métodos de concentração e suas faixas de aplicação (NETO, 2012)

Método	Tamanho da Partícula (μm)
peneiramento a úmido	150 - 50.000
classificação hidráulica	50 - 540
hidrociclones	5 - 350
DMS estático	500 - 20000
DMS dinâmico	200 - 550
jigues	150 - 6000
mesas a úmido	60 - 550
espirais	75 - 540
cones	75 - 550
sluices a úmido	65 - 550
“tilting frames”	10 - 100
mesas Mosley	5 - 100
magnética úmida baixa intensidade	50 - 550
magnética úmida alta intensidade	20 - 500
magnética com matriz	1 - 100
flotação aglomerante	150 - 550
flotação	5 - 500
peneiramento a seco	10.000 - 50.000
ciclones a seco	50 - 180
jigues pneumáticos	250 - 550
mesas a ar	150 - 510
magnética a seco baixa intensidade	100 - 550
magnética a seco alta intensidade	70 - 510
eletrostática	100 - 550
eletrodinâmica	70 - 550

3.3.1 – Flotação

A concentração de minerais por meio de flotação basicamente envolve a afinidade ou não de determinados constituintes minerais pelos reagentes químicos adicionados durante o processo.

Esta tecnologia é muito aplicada no tratamento de polimetálicos sulfetados (Pb, Zn, Cu), contendo elementos preciosos como ouro e prata (BULATOVIC, 2007).

Determinados minerais ou grupos de minerais são tratados seletivamente com base nas suas diferentes propriedades físicas e químicas. A identificação dos minerais presentes na jazida é a primeira etapa dentro de um estudo de concentração por flotação, e a flotabilidade das espécies de interesse depende não apenas da natureza ou abundância dos minerais presentes, mas também da sua textura, tamanho dos grãos, condições de

superfície e a forma mineralógica de ocorrência. O exame mineralógico ao qual deve ser submetido o minério deve responder algumas questões básicas como:

- identificar espécies presentes;
- descrever a sua textura e associação com outros minérios;
- definir o tamanho de liberação dos minerais a serem concentrados, com respeito a vários outros minerais associados;
- estabelecer definições qualitativas e quantitativas básicas: teor dos minérios presentes; teor das várias espécies minerais que contêm o mesmo elemento (por exemplo, cobre nativo, cuprita, malaquita e calcopirita);
- estabelecer critérios de avaliação de resultados insatisfatórios (baixo teor de concentrado, baixa recuperação, baixa seletividade) e verificar as responsabilidades do processo utilizado ou de problemas mineralógicos (YOVANOVIC, 2004).

Classicamente os sistemas de flotação são divididos em sulfetos e não sulfetos. Os coletores empregados na flotação de sulfetos são conhecidos como tio-compostos. A classe dos não sulfetos é mais complexa, pois engloba um número muito grande de minerais.

Os grupos polares dos tio-compostos contêm pelo menos um átomo de enxofre não ligado a oxigênio. São usualmente derivados de um “composto de origem” oxigenado, através da substituição de um ou mais átomos de oxigênio por enxofre.

Partindo-se de compostos de origem da química inorgânica a transição para tiocomposto requer a substituição de um ou mais hidrogênios por radicais de hidrocarboneto. Os tio-compostos são normalmente comercializados sob a forma de sais de sódio ou potássio.

As principais propriedades dos tio-compostos são: (i) baixa ou nenhuma atividade na interface líquido/ar (caracterizando ação exclusivamente coletora, ausência de ação espumante); (ii) alta atividade química em relação a ácidos, agentes oxidantes e íons metálicos; (iii) diminuição da solubilidade com o aumento da cadeia hidrocarbônica.

Nos xantatos ocorre ressonância entre os átomos de enxofre da ligação dupla e da simples com o carbono. A ressonância entre os dois átomos de enxofre e o de oxigênio é desprezível.

Os grupos apolares dos tiocompostos empregados em flotação são geralmente hidrocarbonetos de cadeia curta: etila a hexila (C_2H_5 a C_6H_{13}), fenila (C_6H_5), ciclohexila (C_6H_{11}) e combinações de grupos alquila e arila.

No caso dos xantatos são empregados industrialmente os homólogos de 2 a 5 carbonos. As estruturas ramificadas (iso) dos homólogos de 3 e 4 carbonos (propila e butila) são mais utilizadas que as estruturas lineares (n). Existem também xantatos secundários (sec).

Sulfetos de Chumbo

O mineral mais típico é a galena (PbS). A galena é macia e o minério é de alto peso específico, de modo que a sua moagem possui tendência de produção de ultrafinos. A galena flota facilmente e a adição de pequenas dosagens de cianeto de sódio torna o processo mais seletivo na presença de sulfeto de zinco, de pirita ou de pirrotita (YOVANOVIC, 2004).

Sulfetos de Zinco

O mineral mais comum é a esfalerita (ZnS) e a sua flotação requer uma ativação prévia com sulfato de cobre ($CuSO_4$) em meio alcalino. A esfalerita ocorre normalmente junto com pirita, a qual também é ativada na presença de $CuSO_4$, de modo que a aplicação de leitada de cal deve continuar após a aplicação do ativador. Raramente aparecem óxidos de zinco e, quando acontecem, vêm junto com sulfetos de chumbo ou na superfície das partículas de esfalerita. Aquino *et al.* (2002) relataram que cerca de 90% do zinco produzido no mundo é originário do processamento da esfalerita; os minérios sulfetados de zinco contêm, normalmente, de 2 a 12% desse elemento e apresentam associações com minerais de chumbo, cobre e com metais base tais como a prata.

Sulfetos de Chumbo/Zinco

Esses minérios normalmente contêm pirita. Junto a eles, aparecem normalmente pequenas quantidades de cobre, prata e ouro. A prática geral considera primeiro a flotação

da galena, deprimindo-se o mineral de zinco e a pirita mediante a utilização de uma mistura de NaCN e ZnSO₄. Posteriormente, os minerais de zinco são reativados com sulfato de cobre (CuSO₄) e flotados seletivamente (YOVANOVIC, 2004).

Prata

Normalmente aparece em associação com sulfetos de metais como cobre, chumbo e zinco, sendo flotada junto com os primeiros. A argentita (Ag₂S) flota muito bem; também flotam bem outros minerais de prata como a cerargita (AgCl) e a prustita-pirargita (3Ag₂S[As,Sb]₂S₃) (YOVANOVIC, 2004).

Os minérios contendo sulfetos minerais são muitas vezes polimetálicos e contêm ganga não sulfetada.

Segundo Yovanovic (2004), raramente acontece a separação de apenas um sulfeto da ganga, processo que seria chamado de flotação seletiva. Pelo contrário, a separação de todos os sulfetos da ganga é chamada de flotação *bulk* ou coletiva. Sulfetos de cobre (como a calcopirita – CuFeS₂), chumbo (PbS) e zinco (ZnS) são normalmente encontrados no mesmo minério. Algumas características gerais para a flotação de sulfetos são:

- i. os coletores utilizados são xantatos (ditiocarbonatos) e ditiofosfatos;
- ii. a adsorção química dos xantatos e a presença de oxigênio são essenciais para a flotação de sulfetos.

3.3.1.1 – Flotação de minerais oxidados

Os minerais oxidados de chumbo, zinco e cobre são mais difíceis de flotar que os seus correspondentes sulfetos. Esta dificuldade está intimamente associada à alta solubilidade dos óxidos minerais e também à extensiva hidratação da superfície de carbonatos, sulfatos e silicatos, a qual se deve à interação das moléculas de água com os sítios polares que são criados nas superfícies desses minerais durante a sua fratura. Como resultado da adsorção de moléculas de água na superfície são formados grupos hidroxila, sendo a superfície muito mais hidrófila quando comparada com a superfície dos sulfetos. Estas camadas de água têm um efeito significativo na umectação físico-química da superfície do sólido e na natureza da adsorção, criando condições desfavoráveis para a

flotação já que a adsorção de coletores na interfase mineral / água é fundamental para se passar de uma situação hidrófila a hidrófoba para que se flote um mineral. Assim sendo, alterar as condições desta interface é muito importante e, algumas vezes difícil, em minerais oxidados.

Testes industriais mostram que a recuperação do chumbo oxidado pode se elevar significativamente quando ele é flotado junto com o chumbo sulfetado. A flotação combinada desses dois minerais faz com que um filme de sulfeto seja mantido de forma adequada na superfície do minério impedindo que o chumbo oxidado seja perdido nas etapas de limpeza.

As características de flotação da anglesita e da cerussita tem recebido considerável atenção e a flotabilidade desses minerais tem sido investigada desde 1928 (Hahn, 1928). Desde os primeiros trabalhos foi identificado que a cerussita possui melhor flotabilidade que a anglesita. Taggart (1950) sugere que a alta solubilidade da anglesita comparada com a cerussita é responsável por este fenômeno. Em geral a cerussita requer menos coletor que a anglesita.

Minerais oxidados de chumbo são frequentemente tratados com agentes sulfetizantes antes da flotação. Segundo Glembotski e Anfimova (1970), a presença de um número significativo de cátions de chumbo localizados nos níveis superiores da superfície de clivagem da cerussita aumenta a taxa de sulfetização.

A sulfetização da superfície dos minerais oxidados de chumbo, além das alterações na superfície para a absorção subsequente do coletor sobre ele, provoca o aumento da hidrofobicidade naquela parte da superfície em que o coletor está ausente. Isto é explicado pela redução de parte das ligações iônicas e aumento das ligações covalentes.

O resultado da investigação de vários autores permite assumir que a boa flotabilidade dos minerais oxidados de chumbo sulfetizados não é devida apenas ao aumento da hidrofobicidade, mas também à possibilidade de formação de películas mistas de coletores na superfície sulfetizada.

A flotação sulfetizada dos minerais anglesita e cerussita usando xantatos como coletor é praticada há muitos anos em todos os países com depósitos de minérios oxidados de chumbo.

A relação entre o agente sulfetizantes e o coletor é muito crítica, a alteração em um deles normalmente leva a alteração do outro.

Quando xantatos são utilizados no processo de flotação sulfetizada a melhor opção é utilizar polímeros como dispersantes devido à sua forte ação sobre os minerais de ganga. Quando as aminas são utilizadas, como para minerais oxidados de zinco, o efeito benéfico dos polímeros é aumentado devido à redução da potência de coleta da amina sobre os minerais de ganga.

O efeito benéfico do poliacrilato pode ser interpretado como sendo o resultado de um efeito muito forte de dispersão da dolomita, calcita e outros minerais contendo íons Ca^{++} . Por causa dessa ação de dispersão muito forte e o baixo peso molecular dos poliacrilatos, eles evitam o fenômeno de *slimes coating*.

Estudos laboratoriais mostram que poliacrilatos de baixo peso molecular se mostram eficientes modificadores para melhorar a seletividade e a recuperação de minerais oxidados de cobre, zinco e chumbo associados a ganga dolomítica. Esta melhora é resultado do efeito depressor desses polímeros sobre a calcita e a dolomita.

3.4 - Depressores

A química dos polímeros orgânicos usados na flotação de minérios é tão complexa como a de todos os reagentes usados na flotação. Certos polímeros tais como amidos, dextrinas ou modificações de lignosulfonatos e quebracho, que são usados na flotação, têm sua composição química desconhecida. Por exemplo, existem cerca de 75 tipos diferentes de amido e 120 dextrinas, a maioria dos quais têm a estrutura química desconhecida ou altamente questionada. Contudo, no trabalho com polímeros é importante conhecer pelo menos a química geral do polímero e a forma em que o polímero foi produzido (BULATOVIC, 1999).

A maioria dos trabalhos de pesquisa sobre o uso dos polímeros orgânicos na flotação de sulfetos aborda a depressão da espécie mineral não sulfetada. O foco recentemente se mudou para a separação seletiva de minerais sulfetados. Polímeros não iônicos e catiônicos são adequados para a depressão de sulfetos, enquanto que os polímeros aniônicos não têm efeito depressor sobre sulfetos e são normalmente usados para

depressão de ganga mineral não sulfetada durante a separação seletiva de sulfetos (BULATOVIC, 1999).

Carboximetil celulose, goma de celulose, goma de guar e poliacrilatos bem como lignosulfonatos são amplamente usados como depressores de silicatos ativos durante a flotação de zinco-cobre, cobre-níquel, metais do grupo platina, cobre-chumbo-zinco e outros (BULATOVIC, 1999)

Polímeros não iônicos, como amidos e dextrinas, são largamente usados para separação cobre-chumbo em concentrados *bulk*, principalmente em conjunto com ácido sulfúrico e baixo pH. Em tais separações, a depressão da galena depende de inúmeros fatores, incluindo pH, concentração do coletor e tipo de amido usado (BULATOVIC, 1999).

O tipo de depressor usado depende da concentração de minerais secundários de cobre (calcopirita, covelita, calcocita e bornita) no concentrado *bulk* produzido. Na presença desses minerais secundários de cobre, o uso do cianeto deve ser evitado (BULATOVIC, 2007).

Os amidos de milho podem sofrer modificação química que leva a espécies com grau de polimerização inferior, chegando a pesos moleculares da ordem de 7.000u.m.a., as chamadas dextrinas. Tanto as dextrinas quanto os amidos não modificados são hidrofílicos, porém as primeiras são dispersantes e os segundos floculantes.

Em comparação com amidos de milho, amidos de mandioca apresentam gomas com maior viscosidade, indicativo de maior peso molecular, e teor de óleo desprezível, reduzindo o risco de inibição da ação espumante.

Nas minerações de New Brunswick, Adjstral (Portugal) e McArthur River (Austrália), a dextrina é utilizada para deprimir a esfalerita na flotação de galena (BULATOVIC, 2007).

A dextrina deprime a galena quase completamente na faixa de pH de 10 a 12, enquanto a esfalerita é parcialmente deprimida pela dextrina a pH em torno de 7,5. A ação depressora da dextrina sobre a esfalerita decresce com o aumento do pH, facilitando, assim, a separação seletiva da galena (BULATOVIC, 2007).

Segundo Liu e Laskowski (1989), a adsorção da dextrina na galena é fortemente dependente do pH e alcança o máximo em pH em torno de 10,5 a 11,0.

3.5 – Adsorção/Dessorção

Nos estudos de troca iônica, a forma do íon é idêntica na adsorção e na dessorção. Entretanto, o processo de dessorção pode ser afetado pela histerese (EVANGELOU, 1998)

A adsorção é o processo de transferência de um ou mais constituintes (adsorbatos) de uma fase fluida (adsortivo) para a superfície de uma fase sólida (adsorvente). No processo de adsorção as moléculas presentes na fase fluida são atraídas para a zona interfacial devido à existência de forças atrativas não compensadas na superfície do adsorvente. As forças envolvidas na adsorção física incluem as forças de van der Waals (repulsão e dispersão) e interações eletrostáticas compreendendo as interações de polarização, dipolo e quadrupolo. As contribuições de van der Waals estão sempre presentes enquanto as contribuições eletrostáticas são significativas apenas no caso de adsorventes tais como as zeólitas que possuem uma estrutura iônica (RUTHVEN, 1984).

Desse modo, nas vizinhanças da superfície do adsorvente ocorre uma mudança das propriedades da fase fluida, sendo esta região tratada como uma fase termodinamicamente diferente. É conveniente considerar esta camada interfacial como sendo composta pela camada da superfície do adsorvente, chamada simplesmente de superfície do adsorvente, e o espaço de adsorção no qual o enriquecimento do adsorvato pode ocorrer. Este conceito de área superficial não se aplica aos microporos das zeólitas, pois nestes o espaço total de adsorção é ocupado pelo adsorvato, não ocorrendo a adsorção em camadas e sim o preenchimento dos poros com o adsorvato num estado condensado. Sendo assim, pode-se definir a adsorção física como aquela que ocorre quando as forças intermoleculares de atração das moléculas na fase fluida e da superfície sólida são maiores que as forças atrativas entre as moléculas do próprio fluido. O calor de adsorção é pequeno e da mesma ordem de grandeza dos calores de condensação (ARROYO *et al.*, 2000).

Por outro lado, a adsorção química (quimissorção) envolve a interação química entre o fluido adsorvido e o sólido adsorvente, conduzindo à formação de um composto químico de superfície ou complexo de adsorção. Neste caso, o calor de adsorção é da

mesma ordem de grandeza dos calores de reação. Por esta razão, somente a adsorção física é apropriada a uma operação contínua em estágios. Além disso, na adsorção física podem formar-se camadas moleculares sobrepostas, enquanto que na adsorção química se forma uma única camada molecular adsorvida (monocamada) (ARROYO *et al.*, 2000).

Na adsorção há uma diminuição da energia livre superficial do sistema sendo, portanto, um processo espontâneo, isto é, ΔG é menor do que zero. Entretanto, há uma diminuição do número de graus de liberdade do sistema, pois as moléculas do adsorvato só podem se deslocar sobre a superfície do adsorvente, isto é, ΔS é menor do que zero. Como $\Delta G = \Delta H - T\Delta S$, ΔH será negativo, mostrando que a adsorção é também um processo exotérmico (RUTHEVEN, 1984).

O mecanismo de adsorção de polímeros na superfície do mineral pode ser descrita como sendo várias reações físicas e químicas. As principais formas de adsorção são por associações hidrofóbicas, ligações de hidrogênio, atrações eletrostáticas e interações químicas (BULATOVIC, 1998).

4 - METODOLOGIA

No presente trabalho foi estudada a flotação dos minerais sulfetados presentes no ROM da mina de Vazante visando à recuperação desses minerais sem a interferência na atual flotação de zinco silicatado presente no minério.

A Votorantim Metais foi responsável pela coleta das amostras e realização de análises químicas quantitativas e qualitativas.

As amostras utilizadas são provenientes da mina de Vazante, constituídas pelo material que alimenta o circuito de moagem. Todas as amostras foram britadas, moídas e classificadas de modo a apresentarem uma distribuição granulométrica semelhante àquela produzida pela usina de concentração.

Para a realização dos ensaios de flotação em bancada foi utilizado o laboratório de processos da Votorantim Metais no município de Vazante, seguindo-se ensaio na usina piloto de concentração com capacidade de 200kg/h de alimentação ROM. A figura 4.1 ilustra a célula CDC utilizada nos ensaios de flotação em laboratório.



Figura 4.1. Célula CDC utilizada para testes de flotação em bancada.

Ensaio para determinação da composição química qualitativa e quantitativa das amostras de minério de Vazante, propriedades físicas, características cristalográficas

foram efetuados em conjunto pela Votorantim Metais no município de Vazante e nos laboratórios “LCT – EPUSP” em São Paulo.

O conhecimento da distribuição dos elementos químicos, associado ao conhecimento da identidade dos minerais, é de fundamental importância para o trabalho. A distribuição de elementos químicos de controle em função da distribuição do tamanho, sequências de separações físicas dos minerais sem sentido serviu como parâmetro para eliminação de certas substâncias nocivas bem como adição de reagentes químicos.

Análises por absorção atômica possibilitam a determinação dos teores dos elementos químicos Pb, Zn, Ag e Cu. A amostra é transportada numa solução, a qual, na forma de aerosol, é injetada na chama do queimador, permanecendo no caminho dos raios de luz padrão. A absorção de radiação, proporcional ao conteúdo do elemento a ser determinado, é registrada por um foto ampliador, e então medida. A figura 4.2 ilustra o espectrofotômetro de absorção atômica.



Figura 4.2. Espectrofotômetro de absorção atômica disponível no Laboratório Químico da Votorantim Unidade de Vazante.

Para a medição da quantidade de sulfetos no ROM e do arraste de minério silicatado de zinco nas flotações, foram feitas análises de enxofre utilizando o equipamento LECO, ilustrado na figura 4.3.



Figura 4.3. Equipamento LECO disponível no Laboratório Químico da Votorantim Unidade de Vazante.

4.1 – Testes em Escala de Bancada

Em um primeiro momento foram feitos testes de flotação *bulk*, segundo a sequência abaixo:

- i. coleta-se uma porção representativa do minério das pilhas de homogeneização que alimenta a planta industrial, e esta é quarteada até chegar a alíquotas de 1000g;
- ii. as alíquotas são então levadas a um moinho de bolas (escala laboratorial) com 430mL de água por 30 minutos, onde é atingida a granulometria com aproximadamente 8% retido em 150 μ m (100mesh Tyler);
- iii. em seguida esta amostra é transferida para cubas de flotação de 4L, onde o volume é completado com água nova e os reagentes pré-determinados são inseridos de forma sequencial, tentando assim reproduzir os vários condicionadores que existem na planta. Os reagentes são condicionados sob agitação de 1800rpm e a amostra é flotada a uma agitação de 1500rpm.

Para realizar testes de separação Pb/Zn foi necessária a realização de testes de flotação *bulk* em escala piloto, com o objetivo de se conseguir quantidades suficientes de amostra do concentrado *bulk*.

Com as amostras do concentrado *bulk* em mãos, processa-se o quarteamento em alíquotas de 300g para realização de testes visando à produção do concentrado de chumbo. Dependendo do teste a ser realizado, essa amostra passa ou não por processo de redução granulométrica, que também depende da granulometria que se deseja atingir:

- ***P80 = 0,1mm***: não é necessário processo de redução granulométrica;
- ***P80 = 0,023mm***: colocam-se 100g de amostra com 400mL de água em moinho de bolas (escala laboratorial) por 40 minutos; após este tempo passa-se toda a amostra em peneira de 20 μ m (635mesh Tyler), se ficar amostra retida, essa alíquota é pulverizada em panela de pulverização até que 100% da amostra fique passante em 20 μ m (635mesh Tyler);
- ***P80 = 0,016mm***: colocam-se 30g de amostra em uma panela de pulverização submetendo-a a agitação por 15 minutos; após este tempo passa-se toda a amostra em peneira de 20 μ m(635mesh); se ficar amostra retida, essa alíquota é pulverizada novamente até que 100% da amostra se apresente passante em 20 μ m(635mesh).
- ***P80 = 0,01mm***: colocam-se 30g de amostra em uma panela de pulverização submetendo-a a agitação por 20 minutos; após este tempo passa-se toda a amostra em peneira de 20 μ m(635mesh); se ficar amostra retida, essa alíquota é pulverizada novamente até que 100% da amostra se apresente passante em 20 μ m(635mesh).

Depois de especificada a granulometria e porcentagem de sólidos a ser trabalhada, a amostra é enviada para uma cuba de flotação de 1,0L onde é adicionada água nova e processos de “limpeza superficial” são ou não feitos.

Vários testes de limpeza superficial foram feitos até encontrar aquele que desse melhor resultado.

- Desativação: é adicionada cerca de 1000g/t de sulfeto de sódio à polpa, e essa é agitada a uma rotação de 1500rpm por 5,0 minutos;
- Dessorção1: é adicionado cerca de 1000g/t de cianeto de sódio à polpa, e essa é agitada a uma rotação de 1500rpm por 30 minutos;
- Dessorção2: é adicionado cerca de 1000g/t de cianeto de sódio à polpa, e essa é agitada a uma rotação de 1500rpm por 30 minutos. A polpa é então transferida para um balde onde é deixada em repouso por aproximadamente 2,0 horas, e em seguida a água sobrenadante é retirada;
- Dessorção3: é adicionado cerca de 1000g/t de sulfeto de sódio à polpa, e essa é agitada a uma rotação de 1500rpm por 30 minutos;
- Dessorção4: é adicionado cerca de 1000g/t de sulfeto de sódio à polpa, e essa é agitada a uma rotação de 1500rpm por 30 minutos. A polpa é então transferida para um balde onde é deixada em repouso por aproximadamente 2,0 horas, e em seguida a água sobrenadante é retirada;
- Dessorção5: é adicionado cerca de 1000g/t de sulfeto de sódio à polpa, e essa é agitada a uma rotação de 1500rpm por 30 minutos; Quando inicia-se a flotação é feito ajuste de pH com modulador;
- Dessorção6: é adicionado cerca de 1000g/t de Sulfeto de sódio à polpa, e essa é agitada a uma rotação de 1500rpm por 30 minutos. A polpa é então transferida para um balde onde é deixada em repouso por aproximadamente 2,0 horas, e em seguida a água sobrenadante é retirada. Quando inicia-se a flotação é feito ajuste de pH com modulador.

Em seguida os reagentes do teste são condicionados a 1500rpm, e a flotação é feita a uma rotação de 1200rpm.

Nos casos em que o rejeito da flotação de chumbo não atingiu as especificações almejadas para o concentrado de zinco, estes rejeitos foram reunidos e quarteados em alíquotas de 300g. Estas alíquotas foram então encaminhadas para uma cuba de flotação de 1,0L, onde foram adicionados água nova e os reagentes a serem testados. A agitação utilizada para condicionamento foi de 1500rpm e para a flotação de 1200rpm.

Todas as amostras geradas nas três etapas citadas acima são filtradas, secadas, pesadas e enviadas para análise via absorção atômica e LECO. Com os resultados de peso e teor são fechados balanços mássicos e as recuperações em cada etapa são calculadas.

4.2 – Testes em Escala Piloto

Cerca de 20 toneladas de amostra retirada da pilha de homogeneização que alimenta a planta industrial são depositadas no pátio da britagem piloto, de onde alimenta-se um britador de mandíbula (abertura de 6mm) a uma taxa de 2,0t/h . O britado segue para uma peneira vibratória (abertura de 6,35mm), o *undersize* da peneira é direcionado para uma pilha cônica e o *oversize* retorna ao britador em um circuito fechado.

Para a formação de uma pilha homogênea, o minério é direcionado a um carrinho que distribuirá todo material ao longo dessa pilha. O material é retomado manualmente e alimenta o moinho de bolas via tremonha.

Para a moagem, utiliza-se um moinho de bolas que recebe 200kg/h de minério. Todo material após a moagem é bombeado para um classificador em espiral, onde as partículas do *underflow* retornam ao moinho, e o *overflow* é direcionado para o condicionamento, recebendo os reagentes pré-estabelecidos. Toda polpa, após ser condicionada com os reagentes, segue para as etapas de flotação que contam com células de capacidade de 70L, 35L e 10L.

O concentrado final (concentrado *bulk*) é enviado para um cone desaguador onde a porcentagem de sólidos da polpa sobe para aproximadamente 50%, para assim alimentar um moinho de remoagem que reduz a amostra até um $P_{80} = 16\mu\text{m}$. A descarga do moinho alimenta um condicionador com tempo de residência de aproximadamente 30 minutos a alta agitação, onde é feito o processo de limpeza superficial. Após este processo a polpa segue para um cone desaguador onde o material é decantado até atingir uma porcentagem de sólidos de 30%. A polpa é então enviada para os condicionadores onde serão adicionados os reagentes definidos em bancada para a flotação de galena e depressão de esfalerita.

Ao final do processo é feita uma amostragem de todos os pontos do processo, seguindo-se filtragem, secagem, pesagem e análise química via absorção atômica e LECO de todas as amostras, para fechamento de balanços mássicos.

4.3 – Reagentes testados

4.3.1 – Flotação *bulk*

Reagentes com funções de modificador/regulador, coletor e espumante foram testados em bancada para produzir na etapa *bulk* o concentrado dentro da especificação desejada com a maior recuperação de sulfetos e a menor contaminação por silicatos.

4.3.1.1 – Coletor

Como o objetivo é produzir um concentrado *bulk* sulfetado, usou-se coletores específicos para sulfetos, variando a dosagem destes reagentes e também fazendo combinações entre eles.

É importante lembrar que devido à rápida oxidação dos minérios sulfetados, decorrente dos intemperismos da região de Vazante, uma quantidade maior de coletor é necessária para recuperar os sulfetos presentes no minério.

- Pietfloat Ag 01/02 (Pietschemical): É um ditiofosfato de di-álquila em mistura com compostos coadjuvantes. É fornecido na forma de um líquido de verde à alaranjado intenso com odor forte desagradável. É inflamável e corrosivo. Sua dosagem na flotação foi feita com o reagente puro, sem nenhuma diluição.
- Pietfloat Ag 01/03 (Pietschemical): É um tiocarbamato fornecido na forma de um líquido amarelo à alaranjado intenso, com odor forte desagradável. Sua dosagem na flotação foi feita com o reagente puro, sem nenhuma diluição.
- Pietfloat Ag 01/011 (Pietschemical): É um amino ditiofosfato, fornecido em forma de grãos levemente acinzentados, com odor desagradável tipo dissulfeto de carbono, e baixa solubilidade em água. Foi fornecido pela empresa Pietschemical. Sua dosagem na flotação foi feita mediante diluição em água a 3g/L devido sua dificuldade de solubilização. Este reagente não pode ficar em contato com superfície metálica pois sofre deterioração.
- Pietfloat Ag TB (Pietschemical): É um sal sódico de um azo composto, fornecido na forma de um líquido marrom intenso com odor forte desagradável. Sua dosagem na flotação foi feita com o reagente puro, sem nenhuma diluição.

- Pietfloat Ag 585 (Pietschemical): Composto por ditiofosfato de di-alquila em mistura com compostos coadjuvantes. É um líquido de verde a alaranjado intenso, com forte odor desagradável. Sua dosagem na flotação foi feita com o reagente puro, sem nenhuma diluição.

- Flomin C 3505 (FloMinInc): É um éster de ditio-O-amil, conhecido como amil xantato. Possui forma de pelotas amarelo claro a verde, com odor desagradável. O reagente foi dosado na flotação diluído em água a uma concentração de 50g/L.

- Aero 3418 (Cyttec): É um ditiofosfato modificado fornecido na forma de um líquido claro à amarelo e inodoro. Sua dosagem na flotação foi feita com o reagente puro, sem nenhuma diluição.

- Aero 7376 Promoter (Cyttec): tem função de coletor de sulfetos. É composto por uma mistura entre tiocarbamato, ditiofosfato e metil isobutilcarbinol. É um líquido com coloração amarelo ao âmbar e odor acre. Tem solubilidade em água suave. Sua dosagem na flotação foi feita com o reagente puro, sem nenhuma diluição.

- Aero 5100 Promoter (Cyttec): É composto por dois tiocarbamatos modificados, isobutanol e butanol, fornecido na forma de um líquido laranja a enegrecer-se com odor de alho. Sua dosagem na flotação foi feita com o reagente puro, sem nenhuma diluição.

4.3.1.2 – Modulador de pH

Foram realizados testes sem a utilização de modulador de pH e com a utilização do sulfeto de sódio com barrilha, para fazer este papel a diferentes dosagens.

Não foram testados outros reagentes com função moduladora devido às interferências negativas já conhecidas no circuito de flotação de silicatos.

- Sulfeto de sódio: tem função de modulador de pH e ativador de minerais oxidados. Para esta função o reagente foi preparado juntamente com barrilha a 23% de sua composição. O sulfeto de sódio é fornecido em escamas com coloração amarelo alaranjada, possui forte odor de ovo pobre com 48% de

princípio ativo. Atualmente este reagente é fornecido por diferentes empresas chinesas. A barrilha é um sal inorgânico (carbonato de sódio) fornecido na forma de granulado branco inodoro. O sulfeto de sódio foi dosado na flotação após ser diluído em água juntamente com a barrilha. A solução preparada possui 48g/L de sulfeto e 23g/L de barrilha.

4.3.1.3 – *Dispersante*

Devido à grande quantidade de lama presente no minério de Vazante foi necessário fazer o uso de dispersante. Para selecionar o mais adequado foram feitos testes variando a dosagem de Silicato de Sódio e a combinação dele com AGLP, além de testes sem o uso de dispersante.

- Silicato de sódio neutro (Diatom): tem função de dispersante. É um sal inorgânico líquido, miscível em água, com densidade entre 1,37g/L a 1,60g/L e pH entre 10,5 e 12,0 para uma solução de 1%. O reagente foi dosado na flotação diluído em água a uma concentração de 100g/l.
- AGLP (AG Aditivos): tem função de dispersante. É um polímero orgânico líquido, miscível em água, com densidade aproximada de 1,11g/L e pH entre 8,0 e 10,0 para uma solução 1%. O reagente foi dosado na flotação diluído em água a uma concentração de 100g/L.

4.3.1.4 – *Espumante*

O espumante tem função muito importante na recuperação mássica e seletividade do circuito.

- Pietfloter MFS3 (Pietschemical): É um 4-metil-2-pentanol, líquido incolor inflamável com odor forte e penetrante tipo álcool. Sua dosagem na flotação foi feita com o reagente puro, sem nenhuma diluição.
- Mibcol (DOW CHEMICAL): É um metilisobutilcarbinol, líquido incolor com odor característico e alta inflamabilidade, não deve ser diluído em água. Sua dosagem na flotação foi feita com o reagente puro, sem nenhuma diluição.

4.3.1.5 – *Depressor*

Com o intuito de reduzir o arraste de willemita foram feitos testes utilizando alguns depressores na etapa *bulk* e também sem utilizar depressor.

- Deprapol MV75 (Pietschemical): É um sódio carboxi-metil celulose, fornecido como um pó fino levemente amarelado. O reagente foi dosado na flotação diluído em água a uma concentração de 50g/l.
- Deprapol STG (Pietschemical): É um amido modificado, fornecido na forma de um pó fino na cor creme a levemente marrom. O reagente foi dosado na flotação diluído em água a uma concentração de 50g/L.

4.3.1.6 – Ativador

Após vários estudos teóricos o sulfato de cobre foi escolhido para ser testado, uma vez que além de ativar a esfalerita, auxilia na recuperação de prata, mineral que irá compor o concentrado *bulk* produzido por Vazante. Variações nas concentrações de sulfato de cobre foram feitas para encontrar uma maior ativação de esfalerita sem prejudicar a recuperação de galena.

- Sulfato de Cobre (VMJF): tem função de ativador de esfalerita. Possui forma de finos cristais azuis, não possui odor característico e é facilmente solúvel em água. O reagente foi dosado na flotação diluído em água a uma concentração de 50g/L.

4.3.2 – Flotação Seletiva de Pb/Ag

Na flotação seletiva de Pb/Ag o objetivo é separar os minerais de chumbo e prata dos minerais de zinco, com este propósito foram utilizados reagentes coletores, modificadores/reguladores e espumantes.

4.3.2.1 – Coletor

Diferentes coletores de galena foram testados de forma individual e combinados para encontrar aquele que daria uma melhor recuperação de chumbo para o processo em questão.

- Pietfloat Ag 01/03 (Pietschemical): É um tiocarbamato fornecido na forma de um líquido amarelo a alaranjado intenso, com odor forte desagradável. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- Pietfloat Ag 01/011 (Pietschemical): É um amino ditiofosfato, fornecido em forma de grãos levemente acinzentados, com odor desagradável tipo dissulfeto de carbono, e baixa solubilidade em água. O reagente foi dosado na flotação diluído em água a uma concentração de 3g/L devido sua baixa solubilidade em água.
- Pietfloat Ag 585 (Pietschemical): Composto por ditio-fosfato de di-alquila em mistura com compostos coadjuvantes. É um líquido de verde a alaranjado intenso, com forte odor desagradável. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- Pietfloat Ag TB (Pietschemical): É um sal sódico de um azo composto, fornecido na forma de um líquido marrom intenso com odor forte desagradável. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- Aero 3418 (Cytec): É um ditiofosfato modificado fornecido na forma de um líquido claro a amarelo e inodoro. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- Aerofloat 242 (Cytec): É composta por uma mistura de 80% de sal de amônio de ácido dicresilditio-fosfórico, 4% de ácido cresílico e 1% de hidróxido de amônio. Fornecido na forma líquida com coloração âmbar e odor de amoníaco. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- Aerofloat 7310 Promoter (Cytec): É composto por ditiofostatodicrosil de sódio, cresol e hidróxido de sódio. É fornecido na forma de um líquido amarelo âmbar com odor de enxofre. Evitar ácidos fortes e materiais oxidantes. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- Aero 343 Xantato (Cytec): É um isopropilester fornecido na forma de pelotas ou pó amarelo verde com odor desagradável. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Flomin C 3505: É um ester de ditio-O-amil, conhecido como amil xantato. Possui forma de grão amarelo claro a verde, com odor desagradável. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.

4.3.2.2 – Depressor de zinco

Como o zinco é um contaminante no concentrado de Pb/Ag foram testados vários depressores de zinco na etapa seletiva para produzir um concentrado de Pb/Ag dentro das especificações requeridas pelo mercado.

- Sulfato de Zinco (Microsal): tem função de depressor de esfalerita. É um sulfato de zinco heptahidratado, fornecido na forma de cristais transparentes a brancos, com leve odor e solúvel em água. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Cianeto de Sódio (Merck): É fornecido na forma de um sólido branco com odor de amêndoa amarga. Possui alta solubilidade em água e toxicidade aguda. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Vegecol 90BG (Poliamidos): tem função de depressor de esfalerita. É uma dextrina obtida pela conversão termoquímica da fécula de mandioca. Possui peso molecular aproximado de 180. É fornecido na forma de um pó fino marrom. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Deprapol COT 01 (Pietschemical):tem função de depressor de esfalerita. É um amido modificado, fornecido na forma de um pó fino com coloração creme a levemente marrom com viscosidade entre 27 e 37 s (20% BS, 250 C). Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Deprapol MV75 (Pietschemical): É um sódio carboxi-metil celulose, fornecido como um pó fino levemente amarelado. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Sulfito (Casquimica): É um sulfito de sódio anidro fornecido na forma de cristais brancos inodoro. Se aquecido pode produzir óxidos sulfurosos. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Unimax SD-200 (Hunstman): É fornecido na forma de um líquido preto viscoso com odor leve. É altamente reativo com ácidos, materiais oxidantes, orgânicos, metais e umidade. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- Metabissulfito (Casquimica): O metabissulfito de sódio é um sólido na forma de pó cristalino branco com odor levemente picante. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.

- **Ácido Tânico (Veronese):** É um extrato concentrado de tanino condensado fornecido na forma de pó amorfo castanho-avermelhado. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.

4.3.3 – Flotação Seletiva de Zinco Sulfetado

Na flotação seletiva de zinco sulfetado foram utilizados reagentes coletores, modificadores/reguladores e espumantes com o objetivo de concentrar a esfalerita e deprimir os demais minerais.

4.3.3.1 – Coletor

- **Aero 3418 (Cytec):** tem função de coletor de sulfetos. É um ditiofosfato modificado fornecido na forma de um líquido claro à amarelo e inodoro. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- **Aerofloat 242 (Cytec):** É composta por uma mistura de 80% de sal de amônio de ácido dicresilditio-fosfórico, 4% de ácido cresílico e 1% de hidróxido de amonio. Fornecido na forma líquida com coloração âmbar e odor de amoníaco. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- **Flomin C 3505:** É um ester de ditio-O-amil, conhecido como amil xantato. Possui forma de peletas amarelo claro a verde, com odor desagradável. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- **Aero 3477 Promoter (Cytec):** É um coletor de sulfetos composto por 1% de hidróxido de sódio e de 30 a 60% de ditiofosfato diisobutílico de sódio. É fornecido sobre a forma de um líquido marrom âmbar com odor de enxofre. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- **Aero 7376 Promoter (Cytec):** tem função de coletor de sulfetos. É composto por uma mistura entre tiocarbamato, ditio-fosfato e metil isobutilcarbinol. É um líquido com coloração amarelo ao âmbar e odor acre. Tem solubilidade em água suave. Este reagente foi dosado puro na flotação.
- **Aero 5100 Promoter (Cytec):** É composto por dois tiocarbamatos modificados, isobutanol e butanol, fornecido na forma de um líquido laranja a enegrecer-se com odor de alho. Este reagente foi dosado puro na flotação.

4.3.3.2 – Depressor de Chumbo

Vários depressores de galena foram utilizados com o intuito de produzir um concentrado de zinco com teor de chumbo reduzido. Eles foram dosados de forma separada e também combinada entre si.

- Sulfito de Sódio (Merck): É um sulfito de sódio anidro, fornecido na forma de um pó branco inodoro com boa solubilidade em água. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Dicromato de Sódio (Merck): É um sal fornecido em forma de cristais alaranjados, inodoro e solúvel em água. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Cianeto de Sódio (Merck): É fornecido na forma de um sólido branco com odor de amêndoa amarga. Possui alta solubilidade em água e toxicidade aguda. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Sulfato de Zinco (Microsal): É um sulfato de zinco heptahidratado, fornecido na forma de cristais transparentes a brancos, com leve odor e solúvel em água. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.
- Deprapol COT 01: É um amido modificado fornecido na forma de um pó fino de coloração creme à levemente marrom. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.

4.3.3.3 – Modulador de PH

Como a flotabilidade da esfalerita se dá a um pH em torno de 11,0 é necessário utilizar reagente para elevar o pH da polpa. Foram testados o sulfeto de sódio, já utilizado na Unidade de Vazante e também a cal, devido o custo reduzido.

- Cal (Belocal): É um óxido inorgânico, fornecido em forma de um sólido branco em diferentes faixas granulométricas, inodoro, com baixa solubilidade em água. Este reagente foi dosado diluído em água a uma concentração de 50g/L.

5–RESULTADOS E DISCUSSÕES

Várias informações bibliográficas foram estudadas e fabricantes de reagentes para flotação consultados, visando encontrar aqueles que seriam mais eficientes na flotação da galena e da esfalerita presentes no minério da Mina de Vazante, sem provocar grandes alterações no processo já existente de flotação de willemita.

Devido à pré-ativação da esfalerita decorrente da presença de minerais secundários de cobre, optou-se por produzir numa primeira etapa um concentrado *bulk* de sulfetos para posteriormente fazer a separação entre os minerais sulfetados.

Foi feito um controle muito rígido nas variáveis e reagentes utilizados na etapa *bulk* para evitar interferências na flotação de zinco silicatado já existente na Unidade de Vazante.

Os estudos foram realizados começando com testes em escala de bancada para selecionar os reagentes com melhor eficiência e determinar a rota de processo. Em seguida foram realizados testes em escala piloto para avaliar os efeitos de carga circulante e definição dos tempos de residência necessários para cada etapa, além de determinar o fluxograma com maior recuperação mássica e metalúrgica. Por último, após implementado industrialmente o projeto, foram feitas amostragens no circuito industrial para avaliar a eficiência final do estudo.

5.1 – Testes em escala de bancada.

5.1.1 – Etapa *bulk*

Os testes de bancada da etapa *bulk* tiveram como finalidade definir os reagentes com maior recuperação mássica dos minerais sulfetados presente no ROM da Unidade de Vazante com o menor consumo.

As metas almejadas para esta etapa foram:

- Recuperação mássica na etapa *cleaner* de 0,6 a 0,8%;
- Teor de chumbo no concentrado *bulk* em torno de 35%;
- Teor de zinco no concentrado *bulk* em torno de 20%;
- Teor de chumbo no rejeito final abaixo de 0,32%.

5.1.1.1 – Reagentes coletores

Reagentes coletores foram testados de forma separada e combinada para avaliar os 4 pré-requisitos estabelecidos para esta etapa dos testes. Na figura 5.1 são apresentados os gráficos com os resultados obtidos em testes em escala de banca.

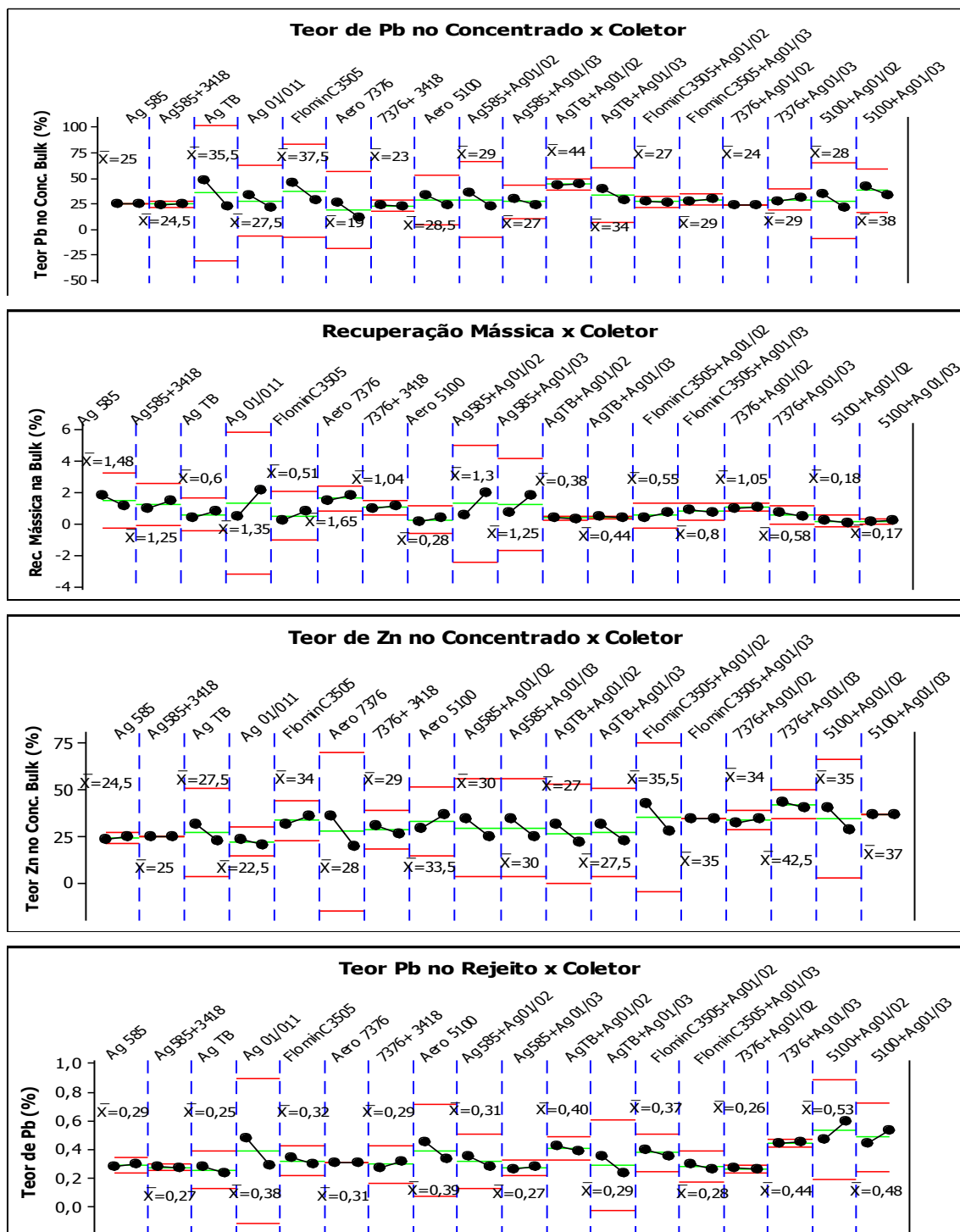


Figura 5.1. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes de coletor em bancada para a etapa *bulk*.

Analisando os gráficos da figura 5.1 pode-se observar que o melhor resultado para os quatro parâmetros analisados foi obtido com o reagente Ag 585 puro ou quando este foi misturado com o Aero 3418.

Os reagentes Ag01/02 e Ag 01/03 foram testados apenas misturados na proporção 50/50 a outros reagentes e não mostraram alteração nos resultados obtidos com os reagentes puros.

5.1.1.2 – Reagentes moduladores de pH

O único reagente utilizado como modulador de pH na etapa *bulk* foi o sulfeto de sódio + barrilha para evitar interferências negativas já conhecidas na flotação de willemita existente na Unidade.

Foram testadas diferentes dosagens deste modulador de pH. Os resultados obtidos para os 4 principais parâmetros analisados nesta fase de testes são apresentados na figura 5.2, onde pode-se evidenciar que os melhores resultados atingidos foram no intervalo de dosagem entre 200 e 400g/t.

Para valores inferiores a 200g/t não conseguiu-se seletividade para chumbo e zinco. Para valores superiores a 400g/t observou-se em um primeiro momento uma elevação do arraste da willemita e em seguida uma dificuldade de seletividade para chumbo e zinco.

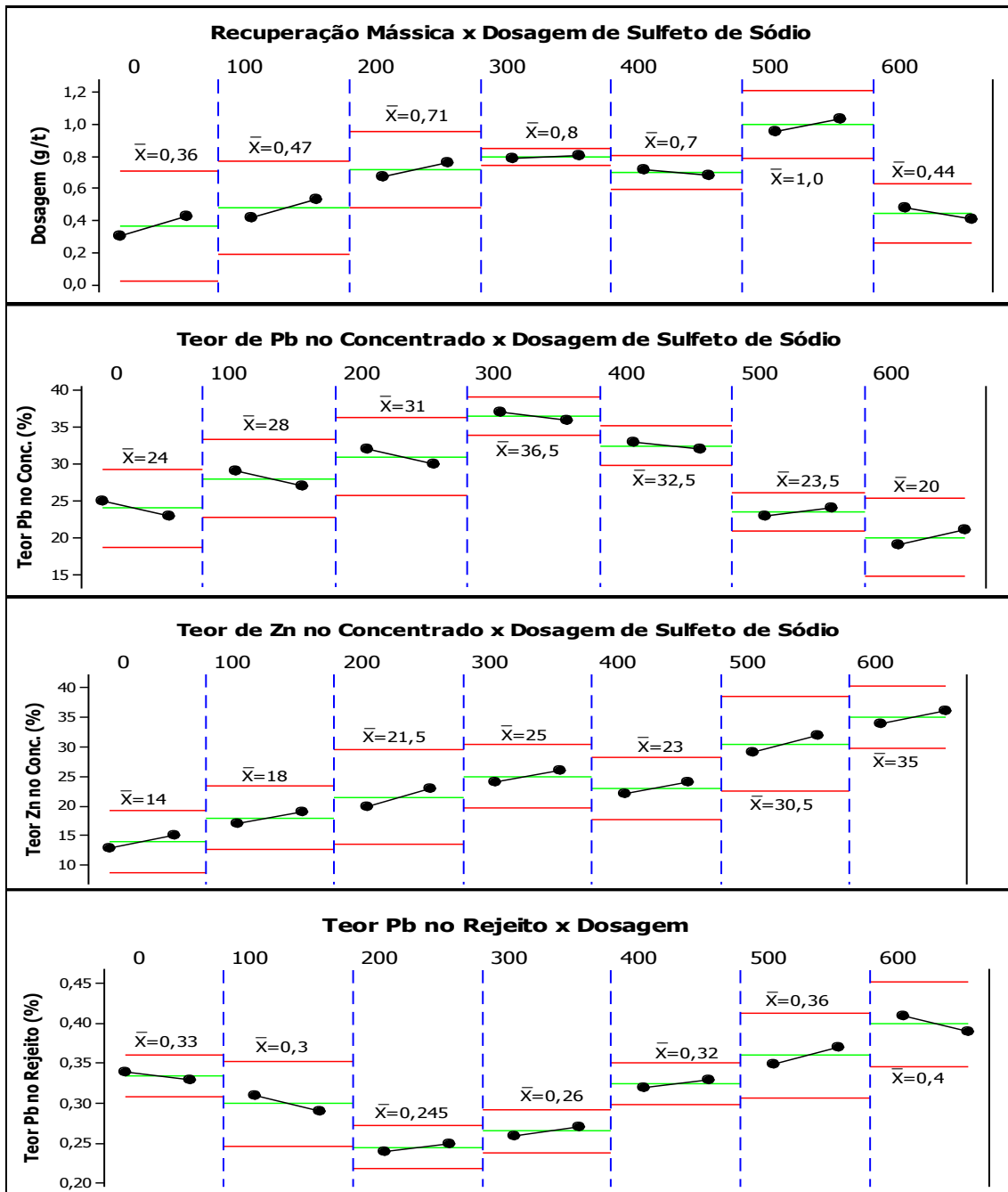


Figura 5.2. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes de diferentes dosagens (g/t) de sulfeto de sódio em bancada para a etapa *bulk*.

5.1.1.3 – Dispersante

Devido à presença de lama no minério de Vazante foi necessário fazer o uso de dispersante. Para selecionar o mais adequado foram feitos testes variando a dosagem de

silicato de sódio e AGLP além da combinação dos dois. Na figura 5.3 é apresentada entre parênteses a dosagem em g/t de cada reagente.

Os melhores resultados obtidos foram quando utilizou-se o silicato de sódio puro com a dosagem variando entre 400 e 600g/t.

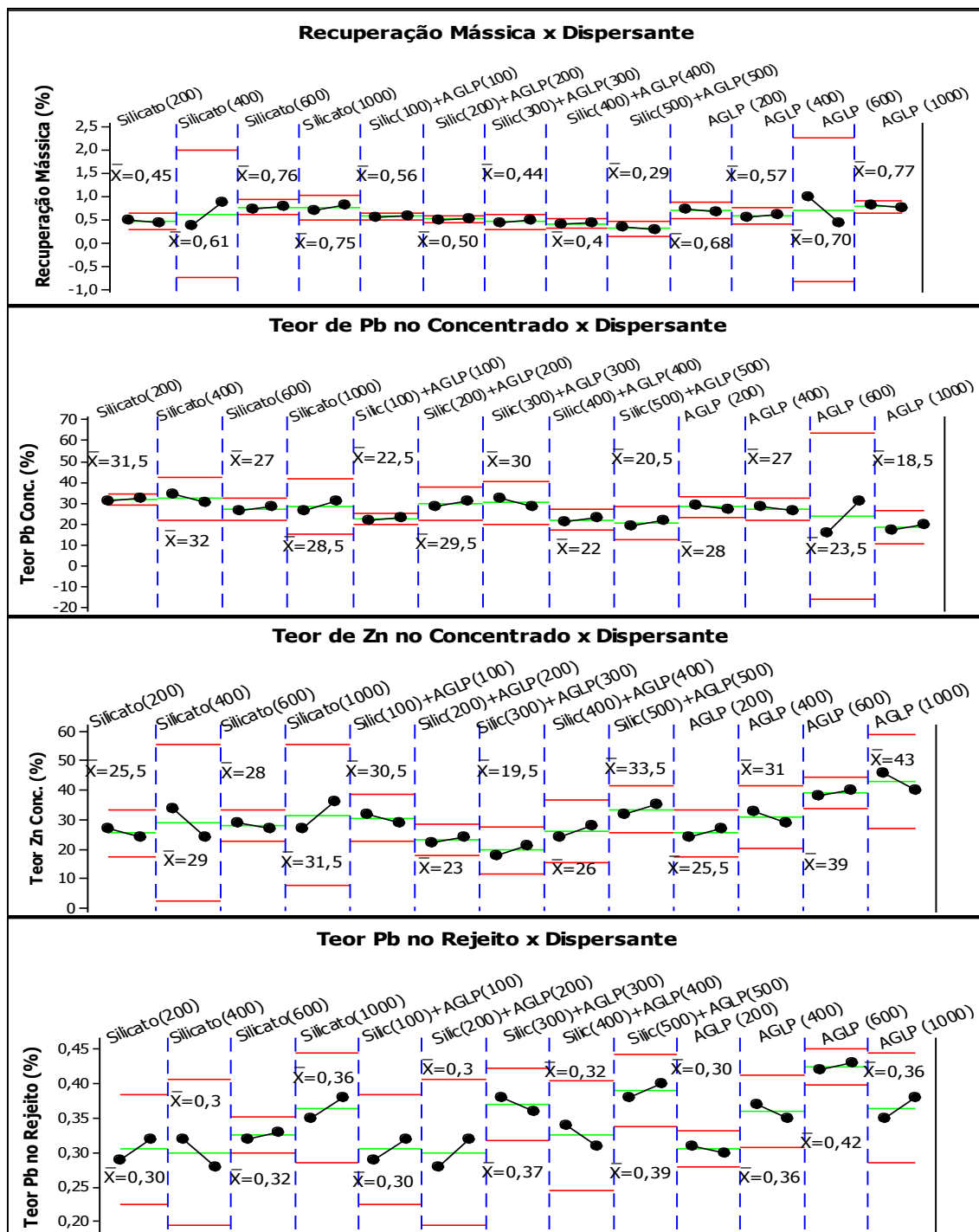


Figura 5.3. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes de diferentes dosagens de e tipos de dispersantes em bancada para a etapa *bulk*.

5.1.1.4 – Espumante

Visando à formação de uma camada de espuma consistente, para evitar a contaminação do concentrado *bulk* por willemita, foram testados dois tipos de reagentes espumantes. Ambos os reagentes (mibcol e MFS3) apresentaram resultados semelhantes para os parâmetros avaliados. A dosagem em g/t de em cada teste é apresentada entre parênteses na figura 5.4.

Quando elevou-se a dosagem de mibcol houve uma elevação nos teores de zinco no concentrado *bulk* devido ao aumento do arraste de willemita.

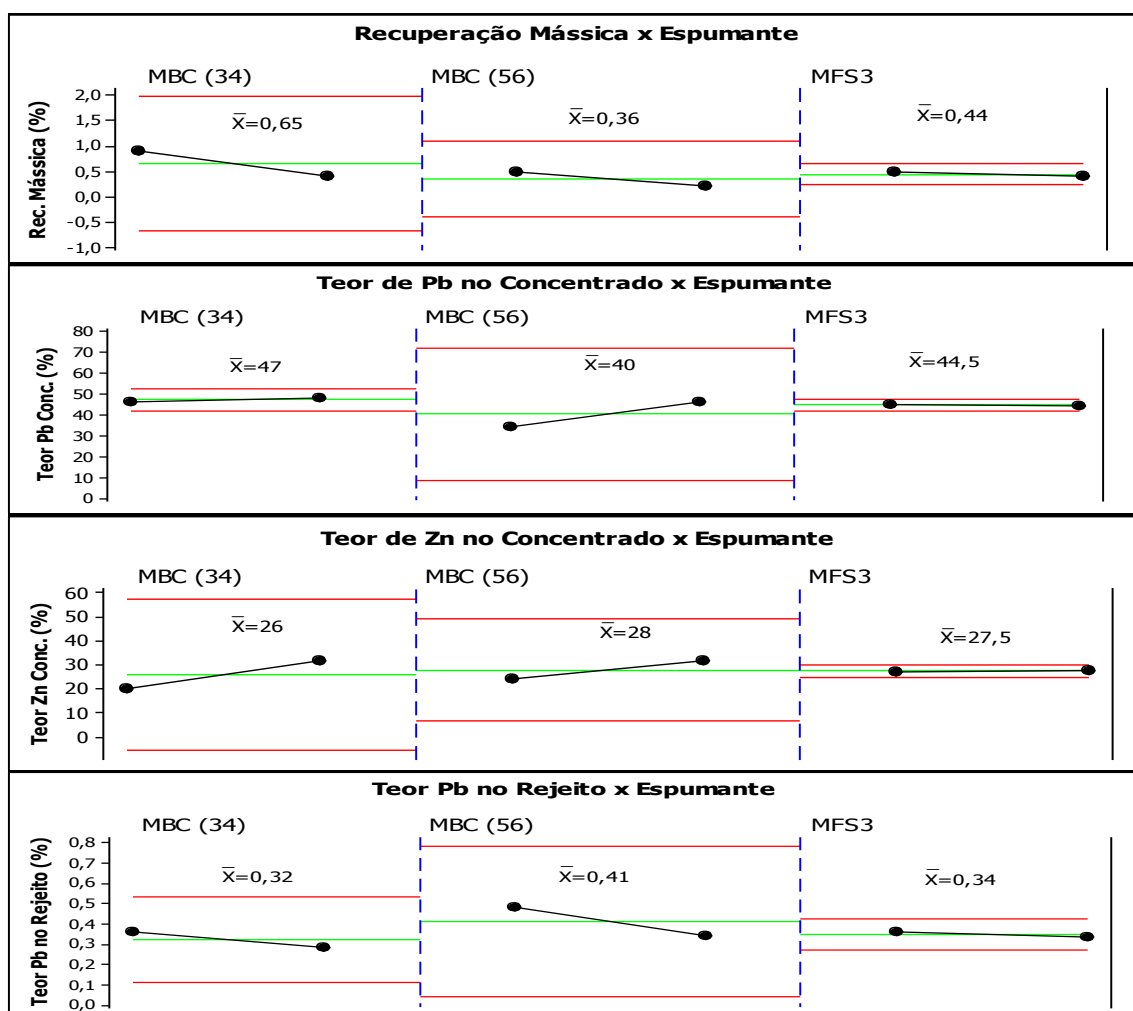


Figura 5.4. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes com diferentes dosagens e tipos de espumante em bancada para a etapa *bulk*.

5.1.1.5 – Depressor de willemita

Devido à dificuldade em baixar o teor de chumbo no rejeito final, viu-se a necessidade da adição de um depressor, visando aumentar a recuperação do chumbo, sem que isso acarretasse um maior arraste de willemita. Para isso foram feitos testes sem a utilização de depressor, usando Deprapol MV75 e Deprapol STG.

Os depressores utilizados não surtiram o efeito desejado. O teste com depressor que mais se aproximou do resultado esperado foi aquele que utilizou o Deprapol STG com uma dosagem de 70g/t, como pode ser visto na figura 5.5.

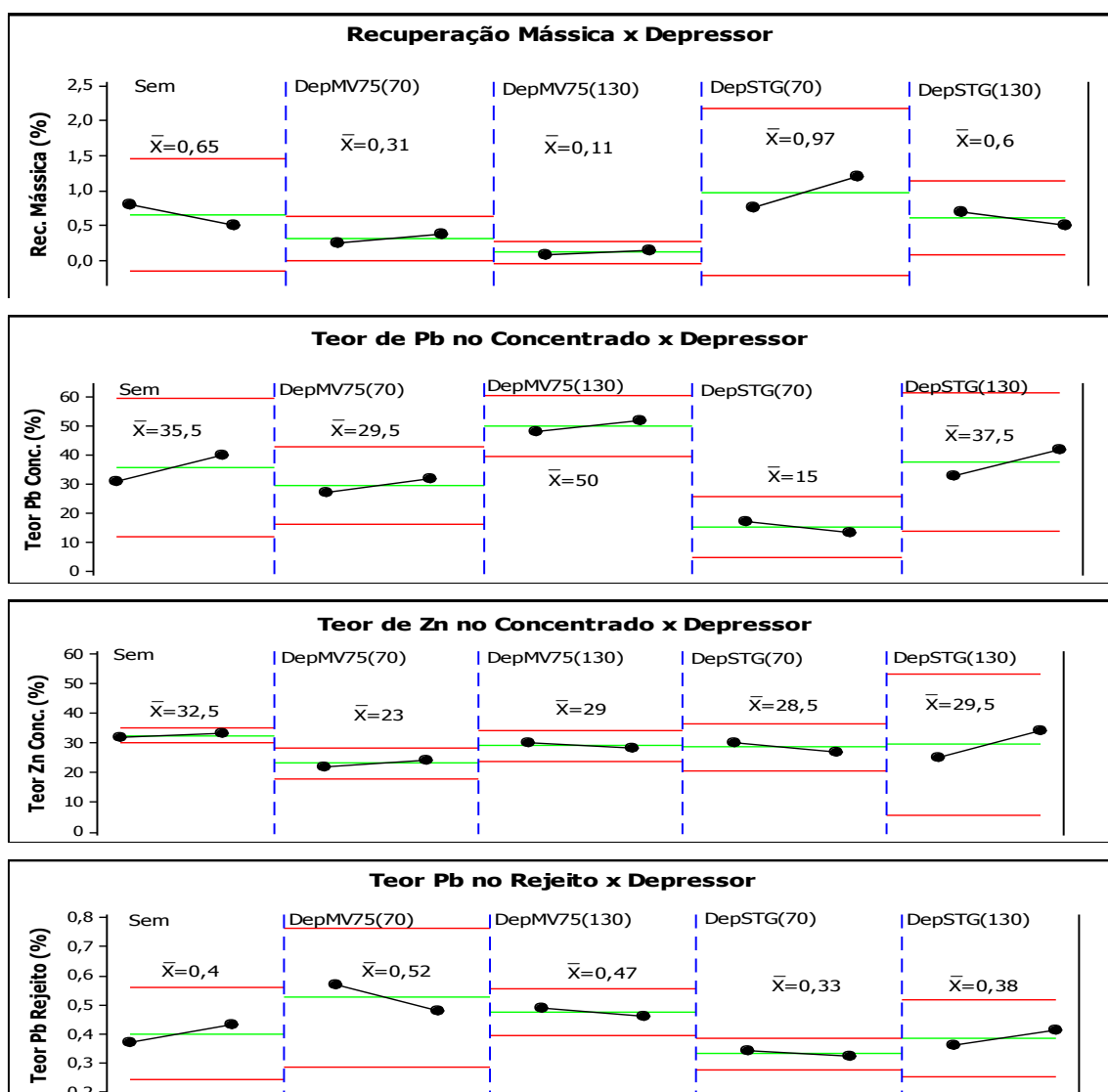


Figura 5.5. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes com diferentes dosagens e tipos de depressores em bancada para a etapa *bulk*.

5.1.1.6 - Sulfato de cobre

Como o zinco desejado no concentrado *bulk* é a esfalerita, mineral presente em pequena quantidade e com oscilação dependendo da frente lavrada, viu-se a necessidade de utilizar um regente para ativar este mineral, mesmo que o minério de Vazante já possua minerais secundários de cobre que são ativadores naturais de esfalerita.

Após vários estudos teóricos o sulfato de cobre foi escolhido para ser testado, uma vez que além de ativar a esfalerita, auxilia na recuperação de prata, mineral que irá compor o concentrado *bulk* produzido por Vazante. Variações nas concentrações de sulfato de cobre foram feitas para encontrar uma maior ativação de esfalerita sem prejudicar a recuperação de galena.

Conforme ilustrado na figura 5.6, o melhor resultado obtido foi para dosagens de sulfato de cobre entre 100 e 400g/t. Para dosagens superiores há uma perda na recuperação de chumbo além da necessidade de elevar a dosagem de sulfeto de sódio devido à queda do pH. Todas as dosagens utilizadas nos testes são expressas em g/t nos números entre parênteses apresentados na figura 5.6.

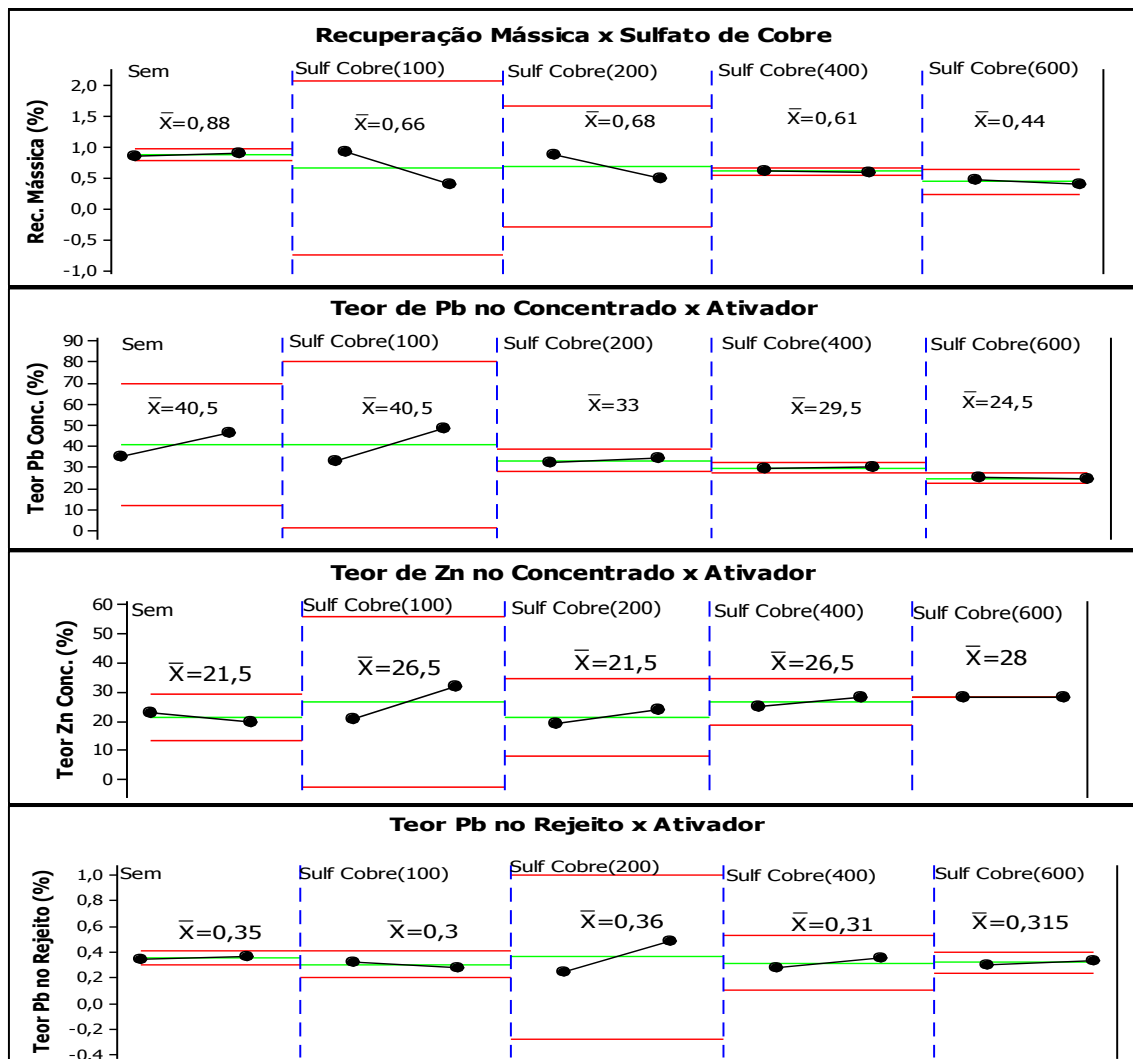


Figura 5.6. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes de diferentes dosagens de sulfato de cobre em bancada para a etapa *bulk*.

5.1.2 – Etapa seletiva

Visando concentrados monometálicos de chumbo e de zinco, foram realizados estudos focados na melhor forma de separar a galena e a esfalerita presentes no concentrado *bulk*. Para isso, várias granulometrias, processos de limpeza superficial e reagentes foram testados com o objetivo de produzir um concentrado de chumbo com teor aproximado de 50% de chumbo e abaixo de 8% de zinco, e um concentrado de zinco com teores de 40% de zinco e abaixo de 8% de chumbo.

Como não é possível eliminar a contaminação do concentrado *bulk* por willemita, devido ao arraste mecânico e ao grau de liberação, mostrou-se necessária uma limpeza do rejeito da flotação de chumbo para produzir um concentrado de zinco sulfetado, sendo

que o rejeito dessa limpeza torna-se predominantemente formado por willemita, o que permite o seu retorno no circuito de flotação de willemita já presente na planta de beneficiamento atual da Unidade de Vazante.

5.1.2.1 - Concentrado de Chumbo

As especificações desejadas no concentrado de chumbo para os testes de bancada são:

- Recuperação mássica acima de 18%;
- Teor de chumbo no concentrado acima de 50,0%;
- Teor de zinco no concentrado abaixo de 8,0%.

5.1.2.1.1 - Granulometria

Inicialmente foram feitos testes com a granulometria igual à do concentrado *bulk*, ou seja, $P80 = 0,1\text{mm}$, no entanto, mesmo utilizando os depressores indicados pela literatura, não foi possível a separação entre o chumbo e o zinco.

Ao remoer a amostra até um $P80 = 0,016\text{mm}$ conseguiu-se a separação entre galena e esfalerita quando o depressor adequado era utilizado.

Remoendo a amostra ainda mais ($P80 = 0,01\text{mm}$) houve uma grande geração de ultrafinos, o que prejudicou significativamente a recuperação mássica.

Todos os resultados obtidos nos testes em escala de bancada podem ser vistos na figura 5.7.

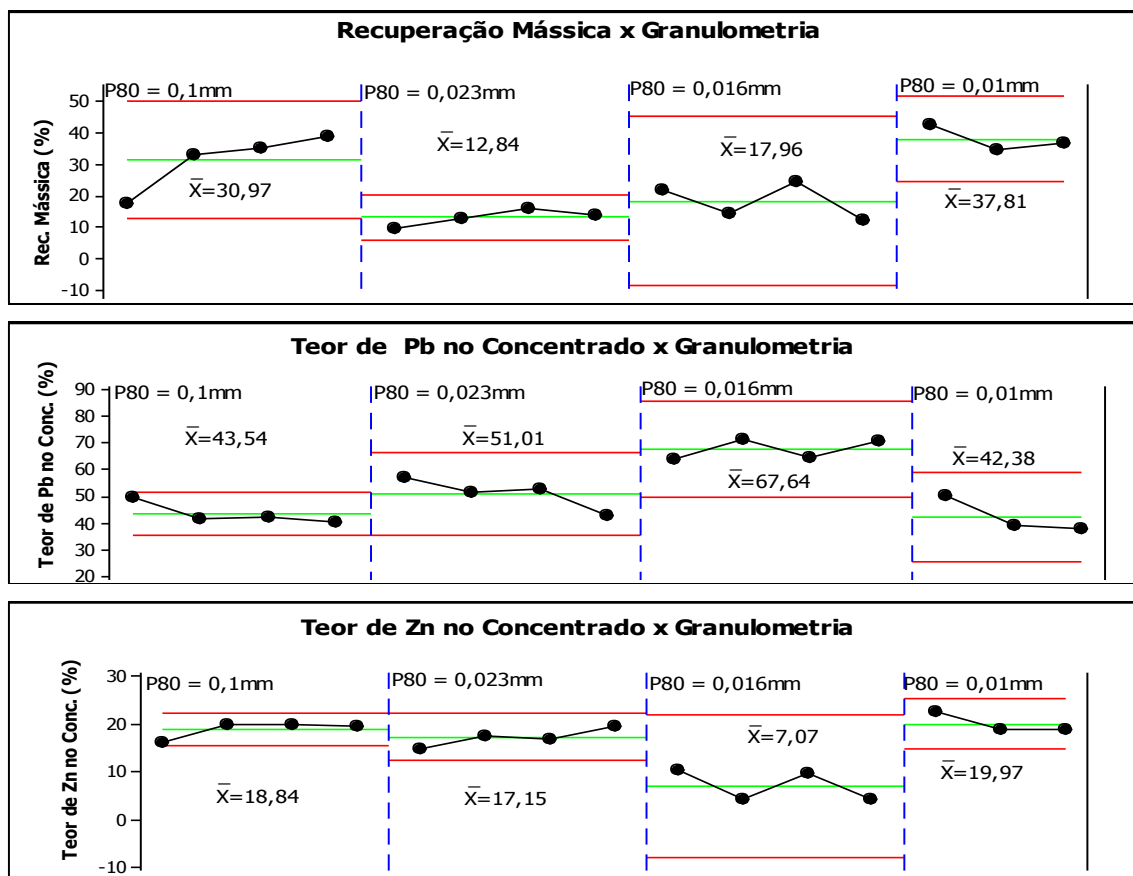


Figura 5.7. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes com diferentes granulometrias em bancada para a etapa seletiva de chumbo.

5.1.2.1.2 - Processo de “limpeza superficial”

Devido à alta concentração de reagentes provenientes da flotação *bulk* houve uma dificuldade em separar a galena da esfalerita, uma vez que os reagentes utilizados anteriormente tinham a finalidade de flotar ambos minerais. Com o objetivo de retirar esses reagentes da superfície dos minerais foram testadas diferentes condições de “limpeza superficial”. Os resultados obtidos são apresentados nos gráficos abaixo (figura 5.8).

Os melhores resultados foram obtidos quando utilizou-se o processo de limpeza superficial designado como dessorção 4. Os resultados com o processo dessorção 6 também foram satisfatórios, no entanto foi necessária a utilização de uma dosagem maior de sulfeto de sódio para corrigir o pH.

Para os demais processos não foi possível atingir os teores requeridos de chumbo no concentrado ou a separação entre chumbo e zinco.

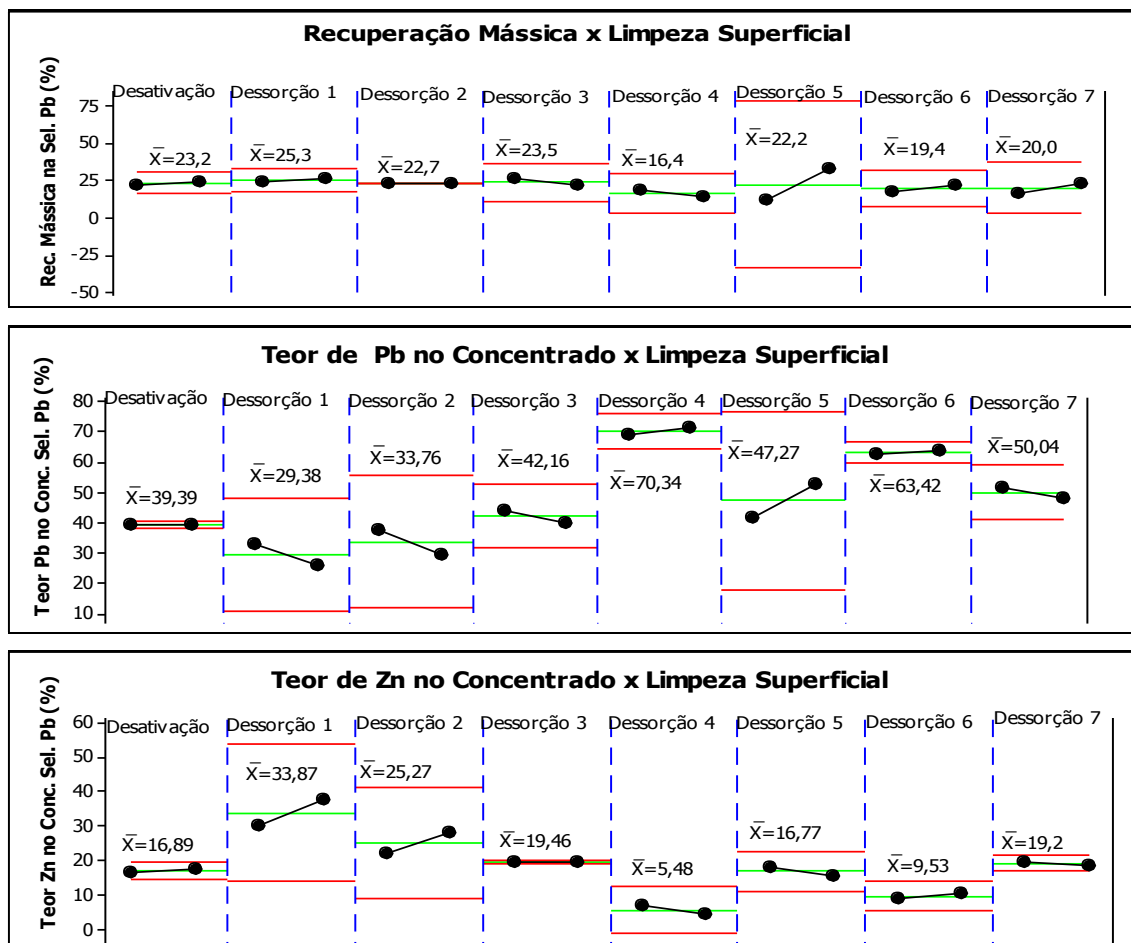


Figura 5.8. Gráficos contendo os resultados obtidos nos testes com diferentes processos de limpeza superficial em bancada para a etapa da seletiva de chumbo.

5.1.2.1.3 – Coletor

Vários coletores de galena (figura 5.9) foram testados de forma individual e combinada para encontrar aquele que daria uma melhor recuperação de chumbo.

Os melhores resultados foram alcançados quando utilizou-se o reagente Aero 3418 e quando combinou-se este reagentes com o Ag01/011.

O reagente Ag01/011 mostrou-se o reagente mais seletivo para o chumbo entre todos os que foram testados.

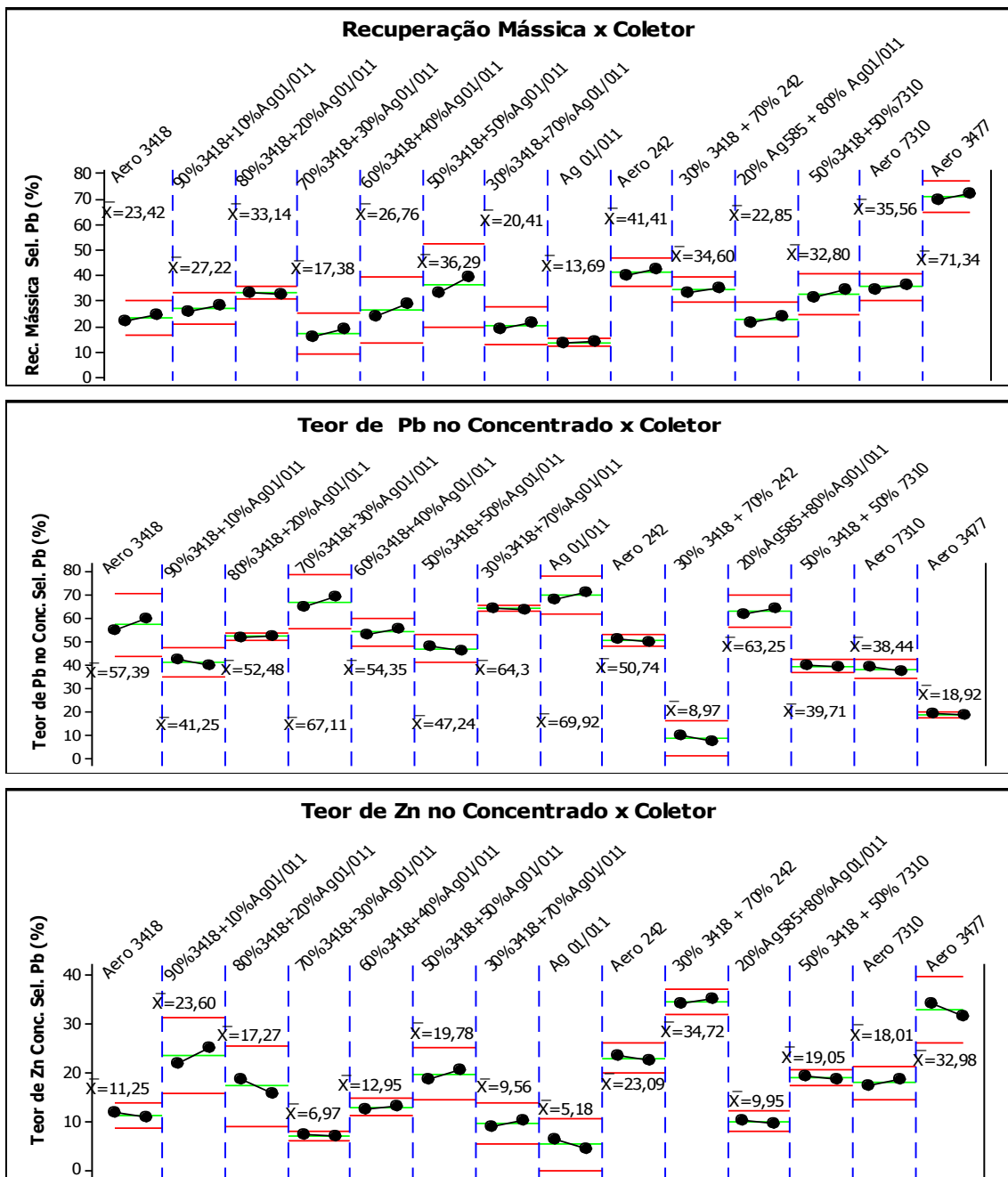


Figura 5.9. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes dosagens e tipos de coletores em bancada para a etapa seletiva de chumbo.

5.1.2.1.4 – Modulador de pH

Apesar da polpa na alimentação da flotação seletiva de chumbo já possuir pH em torno de 8,0, viu-se necessária a utilização de um modulador de pH para adequar o pH da

polpa no decorrer da flotação uma vez que os depressores utilizados faziam com que este pH baixasse na sua adição.

Para este ajuste de pH utilizou-se o sulfeto de sódio + barrilha, que já vinha sendo utilizado na etapa *bulk* e no processo de limpeza superficial, e testou-se também a cal.

Conforme gráficos na figura 5.10, os resultados utilizando a cal não foram bons, pois apresentaram perdas significativas na recuperação mássica além não auxiliar na flotação do chumbo e sim do zinco.

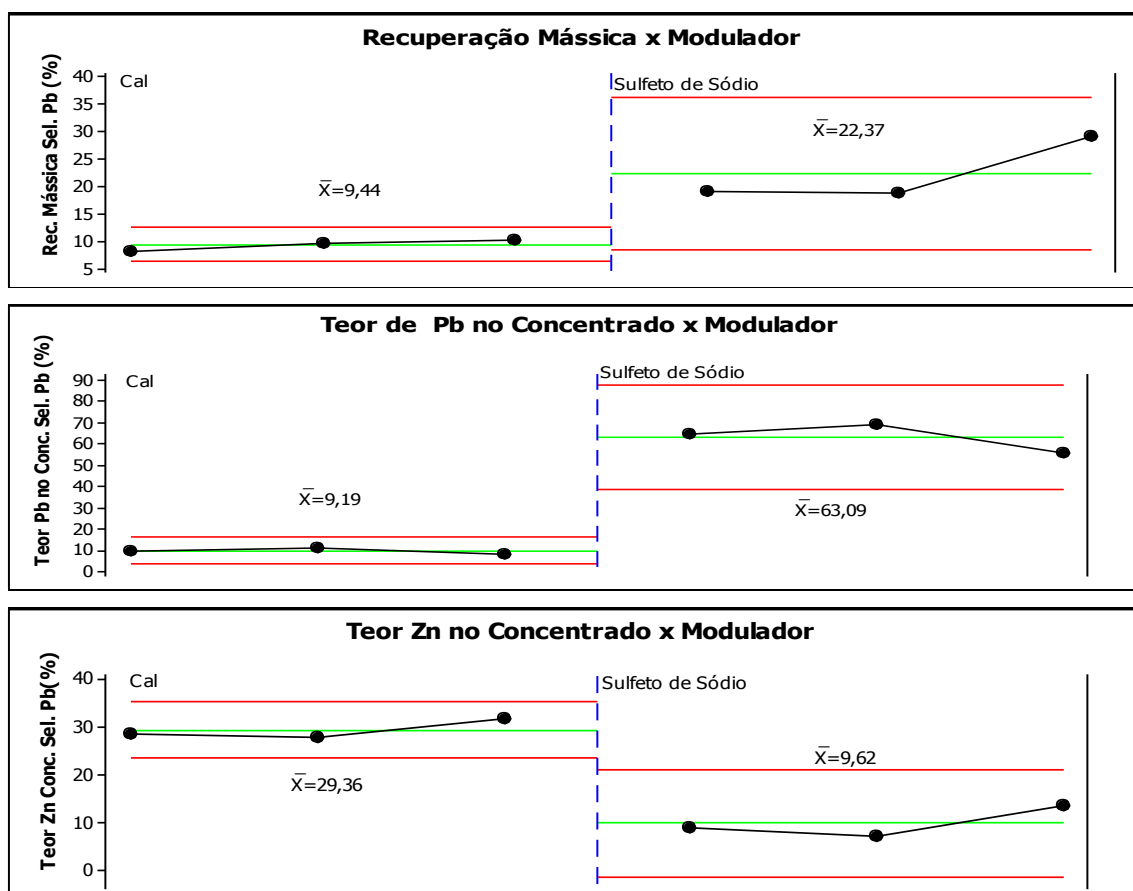


Figura 5.10. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes moduladores em bancada para a etapa seletiva de chumbo.

5.1.2.1.5 - Dispersante

Devido à necessidade de remoagem da amostra, foram produzidos finos. Para reduzir a influência negativa desses finos no processo viu-se necessária a adição de dispersante

na polpa. Como o silicato de sódio já estava sendo utilizado na etapa *bulk* decidiu-se manter o uso desse reagente também na etapa seletiva.

5.1.2.1.6 - Espumante

O único espumante testado foi o mibcol, pois além de apresentar bons resultados para a etapa *bulk* ele já é utilizado na flotação de zinco silicatado.

5.1.2.1.7 – Depressor de Esfalerita

Diferentes depressores de esfalerita foram testados até se encontrar aquele que melhor se adequava aos padrões do processo. Todas as combinações utilizadas e os resultados obtidos são apresentados na figura 5.11 abaixo.

O sulfato de zinco não apresentou bons resultados quando testado sozinho, mas foi o mais eficiente quando testado combinado com o Deprapol COT01, em uma mistura de 20% de sulfato de zinco e 80% de Deprapol COT01. Todas as vezes em que o sulfato de zinco foi utilizado combinado foi respeitada esta proporção.

A dextrina e o Deprapol COT01 mostraram-se eficientes quando testados em pH 9,0.

O cianeto de sódio mesmo sendo o mais indicado pela literatura não foi eficiente para a separação entre o zinco e o chumbo, reforçando a tese de não ser um bom depressor quando no minério em questão existem minerais secundários de cobre.

Os demais depressores e misturas não se mostraram eficientes para o propósito requerido, mesmo quando testados nas condições ideais de granulometria, limpeza superficial e pH.

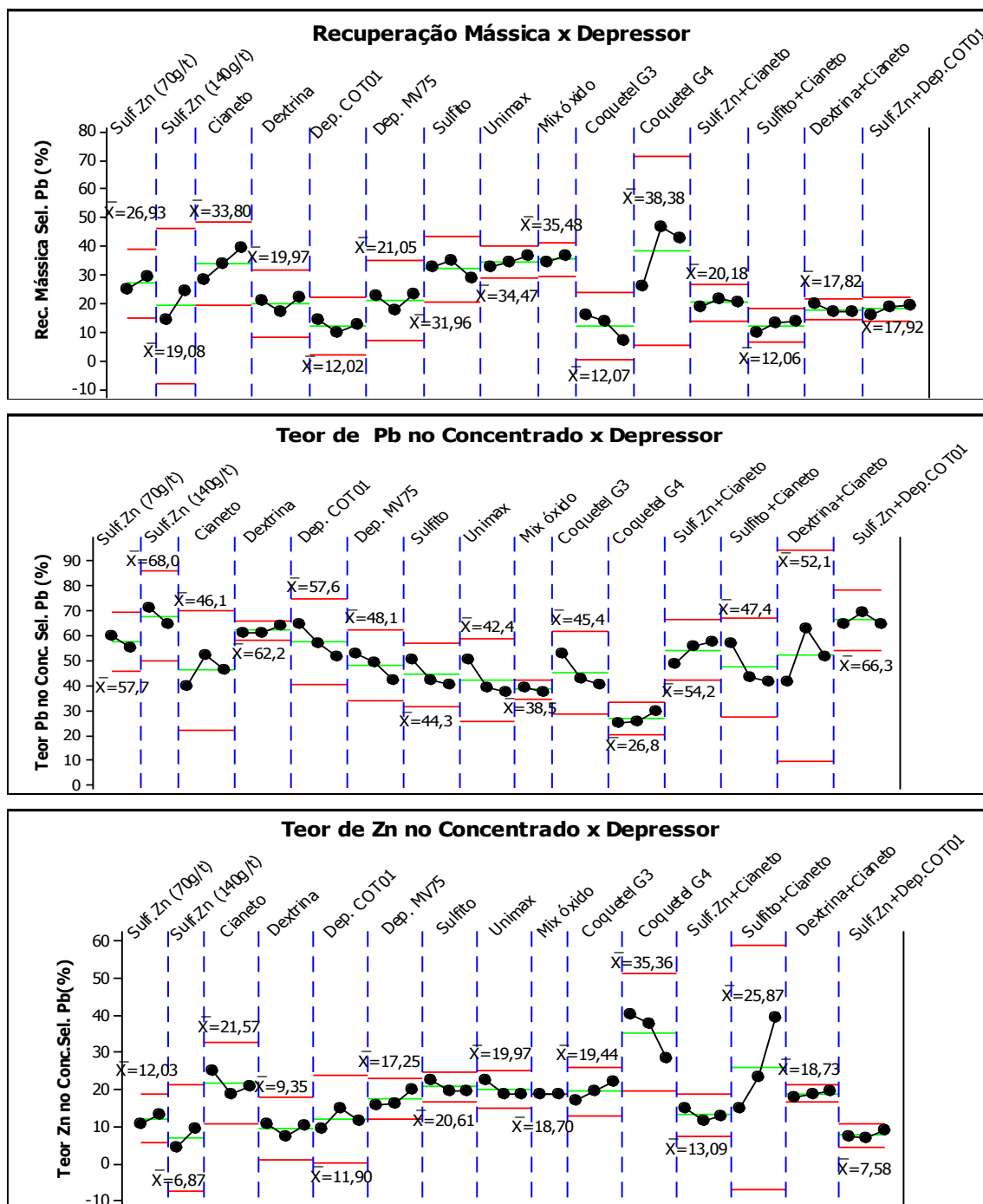


Figura 5.11. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes depressores em bancada para a etapa seletiva de chumbo.

5.1.2.2 - Concentrado de Zinco Sulfetado

Como mencionado anteriormente, de acordo com balanços mássicos não seria necessária uma flotação do rejeito do concentrado de chumbo para produzir um concentrado de zinco, no entanto, devido à alta concentração de willemita no minério e

às inclusões desta com a galena, este mineral acaba vindo por arraste na flotação *bulk*, o que deixa comprometido o concentrado de zinco que deveria ser predominantemente sulfetado.

Com o objetivo de “purificar” este concentrado de zinco, reduzindo os teores de sílica nele presentes, foram feitos testes visando à concentração especificamente da esfalerita.

Todos os testes realizados foram com amostras que apresentavam um P80 de 16 a 23 μ m.

As metas a serem atingidas foram:

- Recuperação mássica acima de 20,0%;
- Teor de chumbo no concentrado abaixo de 8,0%;
- Teor de zinco no concentrado acima de 50,0%;
- Teor de enxofre no concentrado acima de 20,0%.

Os padrões utilizados para os testes foram:

5.1.2.2.1 - Granulometria

O material não sofreu nenhum processo de cominuição após a flotação seletiva de chumbo pois este já se encontrava em granulometria entre 0,16 e 0,23 μ m.

5.1.2.2.2 - Processo de “limpeza superficial”

Devido à alta concentração de reagentes com finalidade de flotar chumbo e deprimir zinco provenientes da flotação seletiva de chumbo foi testado o mesmo processo de “limpeza superficial” que gerou melhor resultado na flotação seletiva de chumbo: processo de dessorção 4.

5.1.2.2.3 - Coletor

Para elevar o teor de enxofre no concentrado final de zinco sulfetado reagentes coletores específicos de esfalerita foram utilizados de forma separada e combinados (figura 5.12), todas as combinações foram na proporção 50/50%.

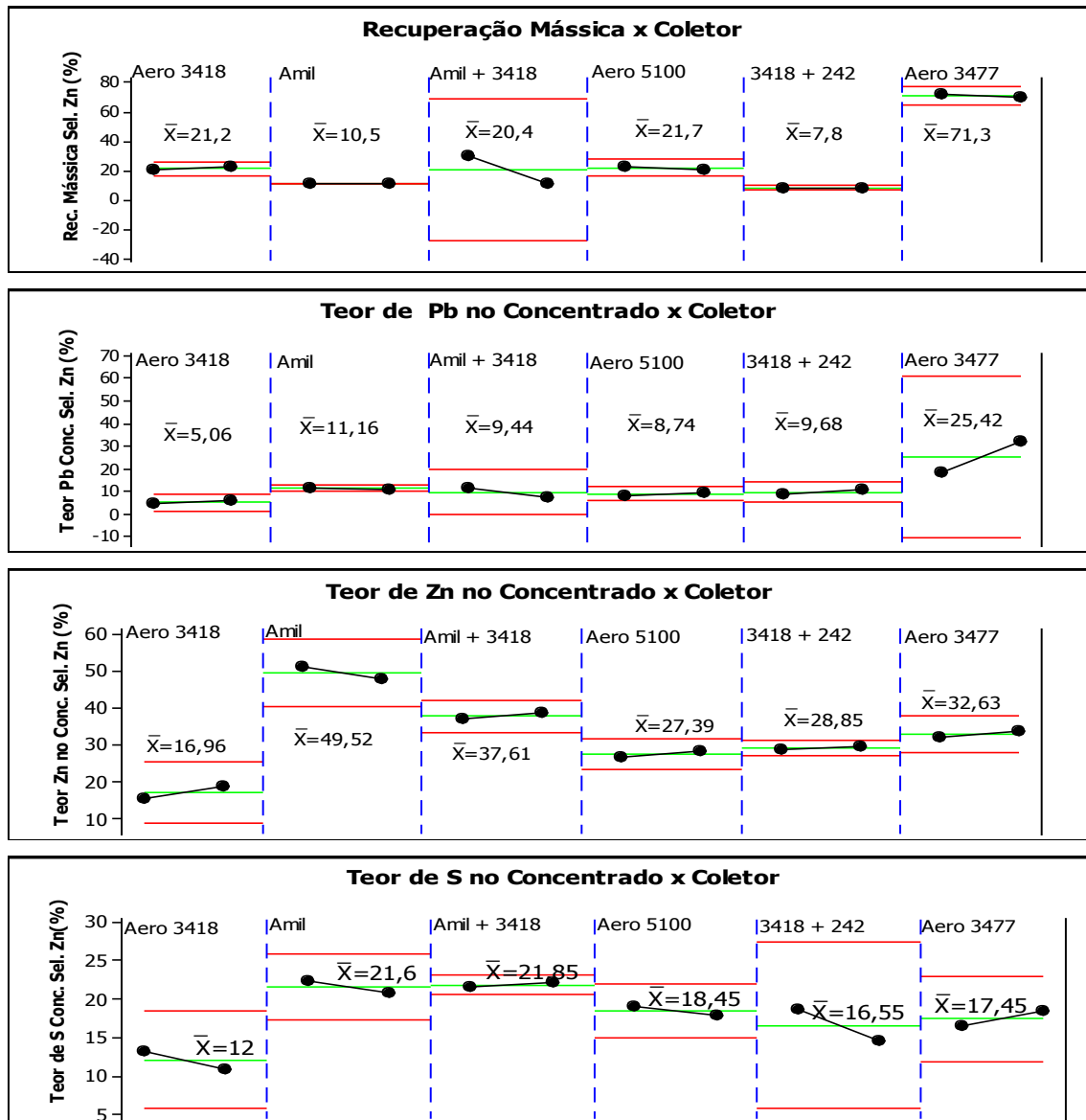


Figura 5.12. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes coletores em bancada para a etapa seletiva de zinco.

Os melhores resultados obtidos foram quando combinou-se o Amil com o Aero 7376, pois uniu-se a boa seletividade do Amil à eficiência no arraste de massa do Aero 7376. Os demais reagentes não apresentaram seletividade para zinco sulfetado ou então proporcionaram baixa recuperação mássica.

5.1.2.2.4 -Modulador de pH

Como a polpa que alimenta esta etapa da flotação é proveniente de um processo de dessorção a mesma já está com pH próximo a 10. Como o pH ideal para a flotação de

zinco sulfetado é em torno de 11, realizaram-se testes para avaliar qual modulador de pH poderia ser utilizado para fazer esta elevação de pH sem afetar a seletividade. Os resultados obtidos estão dispostos na figura 5.13 e mostram que neste caso a cal foi mais eficiente que o sulfeto de sódio que teve um efeito depressor para a esfarelita.

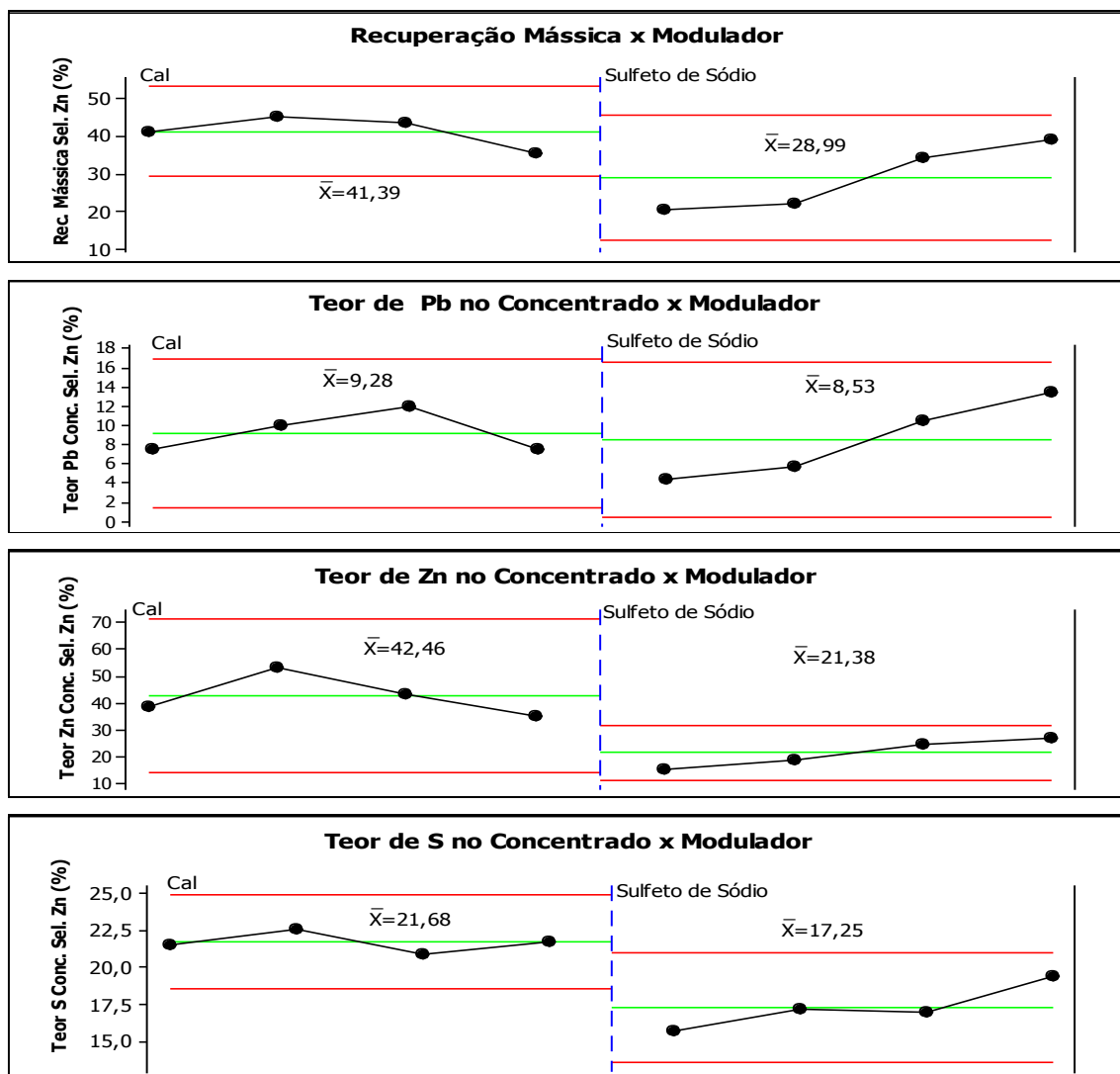


Figura 5.13. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes moduladores de pH em bancada para a etapa seletiva de zinco.

5.1.2.2.5 -Dispersante

Devido à utilização de dispersante na etapa anterior (seletiva de Pb) não foi testado o uso de dispersante nesta etapa de flotação.

5.1.2.2.6 -Espumante

O único espumante testado foi o mibcol, que é o utilizado atualmente pela planta industrial de Vazante.

5.1.2.2.7 -Depressor de Galena

Vários depressores de galena foram utilizados com o intuito de produzir um concentrado de zinco com teor de chumbo reduzido. Os reagentes testados foram dosados de forma separada e também combinada entre si, sempre em proporções iguais de cada reagente. Os resultados obtidos estão apresentados na figura 5.14 abaixo.

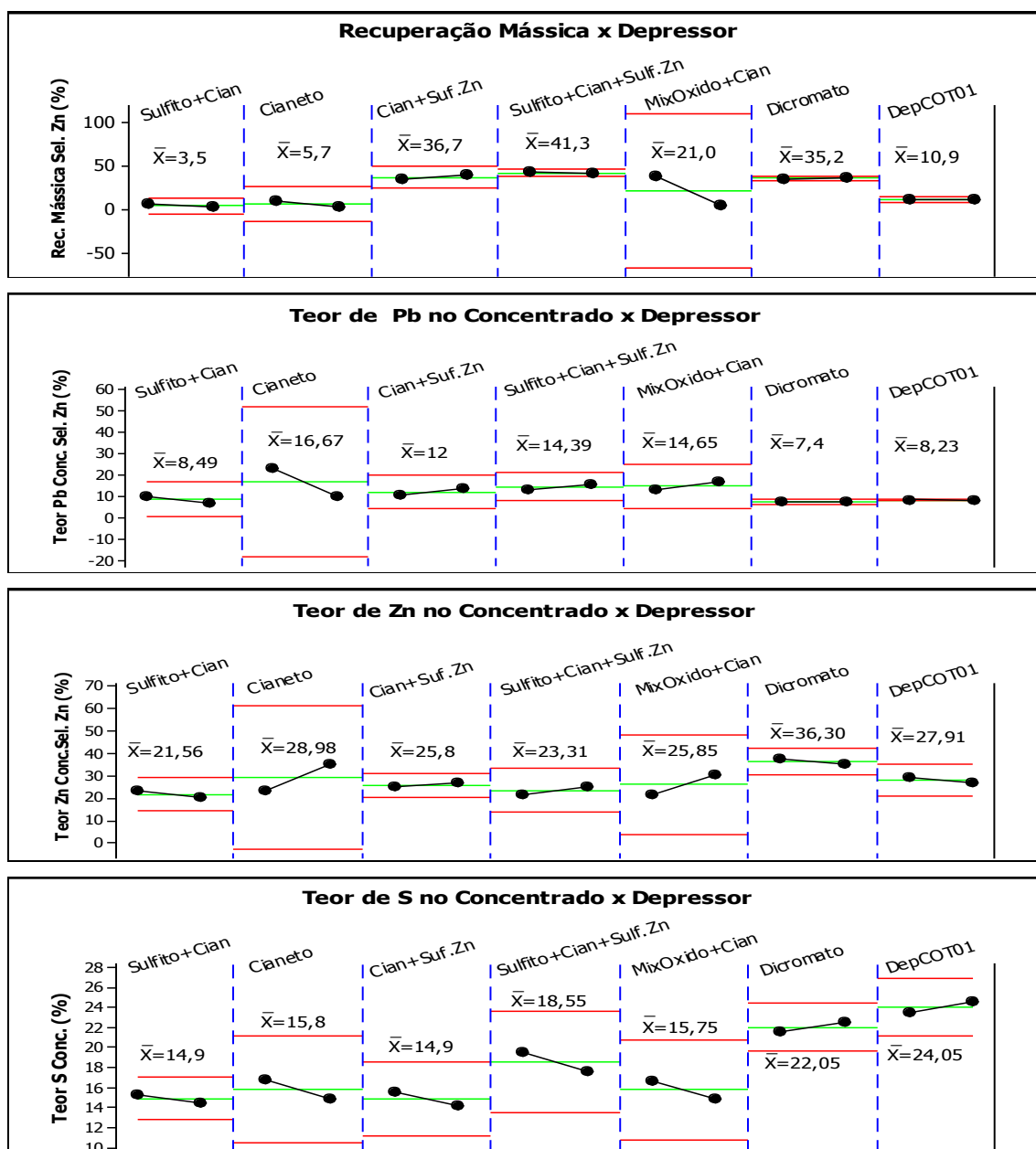


Figura 5.14. Gráficos com os resultados obtidos nos testes de diferentes depressores em bancada para a etapa seletiva de zinco.

Os resultados mostram uma boa eficiência depressora para a galena obtida ao utilizar o cianeto de sódio, mas devido à sua periculosidade decidiu-se não realizar os testes em escala piloto com este reagente uma vez que o reagente dicromato de potássio também apresentou resultados semelhantes.

Os demais depressores testados ou não conseguiram deprimir a esfalerita ou levaram a baixa recuperação mássica, e por isso foram descartados para a nova etapa de testes.

5.1.2.2.8 -Ativador de Esfalerita

Foram realizados testes com e sem a utilização de sulfato de cobre como ativador de esfalerita. Os testes em que utilizou-se este reagente apresentaram teor de zinco e enxofre no concentrado final mais elevado, como pode ser visto nos gráficos da figura 5.15.

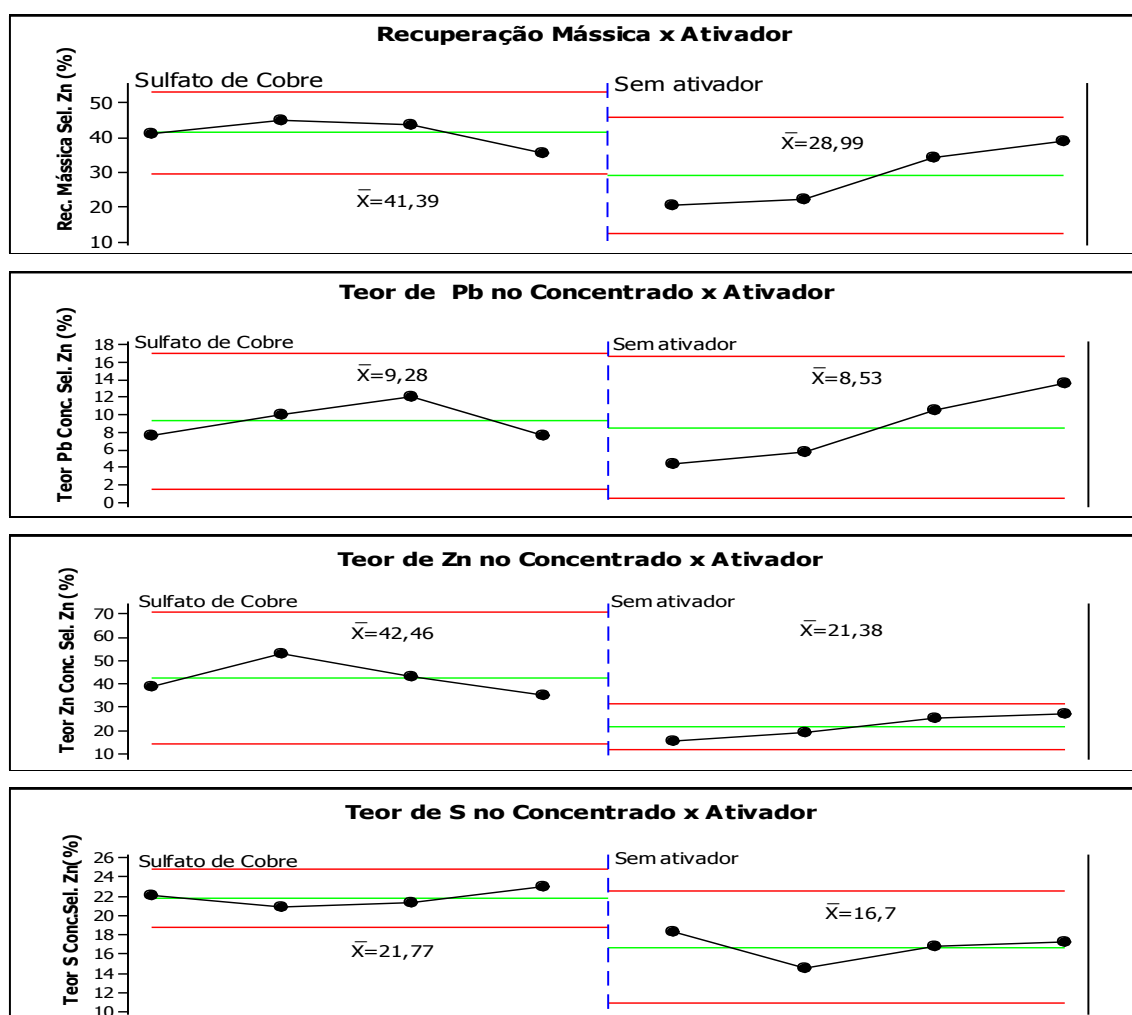


Figura 5.15. Gráficos com os resultados obtidos nos testes com e sem ativador em bancada para a etapa seletiva de zinco.

5.2 – Testes em escala piloto.

Após a definição dos melhores reagentes para a flotação dos minerais sulfetados do ROM de Vazante avançou-se para a segunda etapa do trabalho que consistiu em realizar testes em escala piloto para avaliar o efeito das cargas circulantes nos resultados obtidos em escala de bancada e definir qual reagente dentre os que apresentaram melhores resultados na bancada seriam utilizados no teste industrial.

Devido a restrições nos equipamentos da usina piloto da Unidade de Vazante foi necessário realizar os testes piloto apenas da etapa *bulk* e armazenar o concentrado produzido para posteriormente realizar os testes piloto da etapa seletiva de Pb e Zn.

5.2.1 – Etapa *bulk*

Foram realizadas quatro baterias de testes em escala piloto para avaliar o circuito, os reagentes e os pontos de dosagem que resultaram na melhor performance. Para evitar a influência da granulometria, em todos os testes a granulometria da alimentação foi mantida em 2,1% retido em 212 μ m (65#) e 5,5% retido em 150 μ m (100#).

Nesta etapa começou-se a avaliar os teores de prata nos concentrados.

5.2.1.1 - Primeira bateria

Na primeira bateria de testes realizada em escala piloto utilizou-se o mesmo fluxograma utilizado na escala de bancada (figura 5.16).

O objetivo desta primeira bateria de testes foi determinar qual o coletor que apresentaria a melhor performance em escala piloto. Para isso foram testados os coletores: Ag 585 puro e combinado com Ag 01/0110 e Aero 3418 puro.

Os resultados obtidos para os três testes são apresentados nos gráficos da figura 5.17 e a distribuição de reagentes utilizada na tabela V.1.

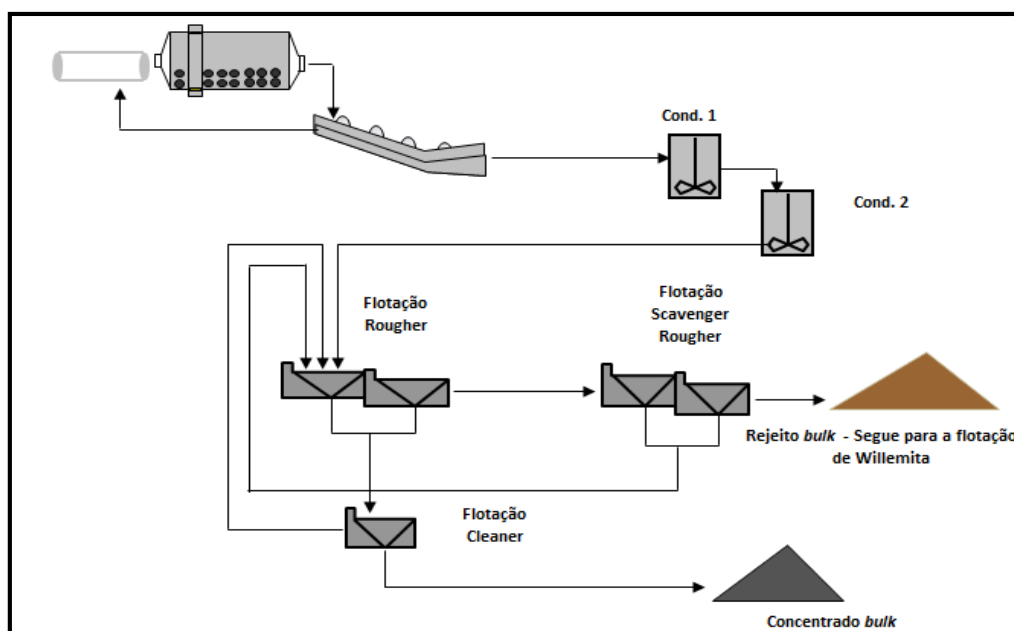


Figura 5.16. Fluxograma utilizado na primeira bateria de testes em escala piloto.

Tabela V.1. Reagentes utilizados na primeira bateria de testes em escala piloto

	Reagentes	Dosagem por ponto (g/t)		Dosagem Total (g/t)
		Ponto de Dosagem	Dosagem (g/t)	
Teste 1	Silicato de Sódio	Condicionador 1	550	550
	Sulfeto de Sódio	Condicionador 1	230	
		Scavenger Rougher	120	350
	Sulfato de Cobre	Condicionador 2	250	250
	Ag 585	Condicionador 2	105	130
		Scavenger Rougher	25	
	Deprapol STG	Condicionador 2	70	70
Mibcol	Condicionador 2	24	34	
		Scavenger Rougher		10
Teste 2	Silicato de Sódio	Condicionador 1	550	550
	Sulfeto de Sódio	Condicionador 1	230	
		Scavenger Rougher	120	350
	Sulfato de Cobre	Condicionador 2	250	250
	Ag 585	Condicionador 2	105	130
		Scavenger Rougher	25	
	Deprapol STG	Condicionador 2	70	70
	Mibcol	Condicionador 2	24	34
Scavenger Rougher			10	
Ag 01/011		Moinho	22	
Teste 3	Silicato de Sódio	Condicionador 1	550	550
	Sulfeto de Sódio	Condicionador 1	230	
		Scavenger Rougher	120	350
	Sulfato de Cobre	Condicionador 2	250	250
	Aero 3418	Condicionador 2	105	130
		Scavenger Rougher	25	
	Deprapol STG	Condicionador 2	70	70
Mibcol	Condicionador 2	24	34	
	Scavenger Rougher	10		

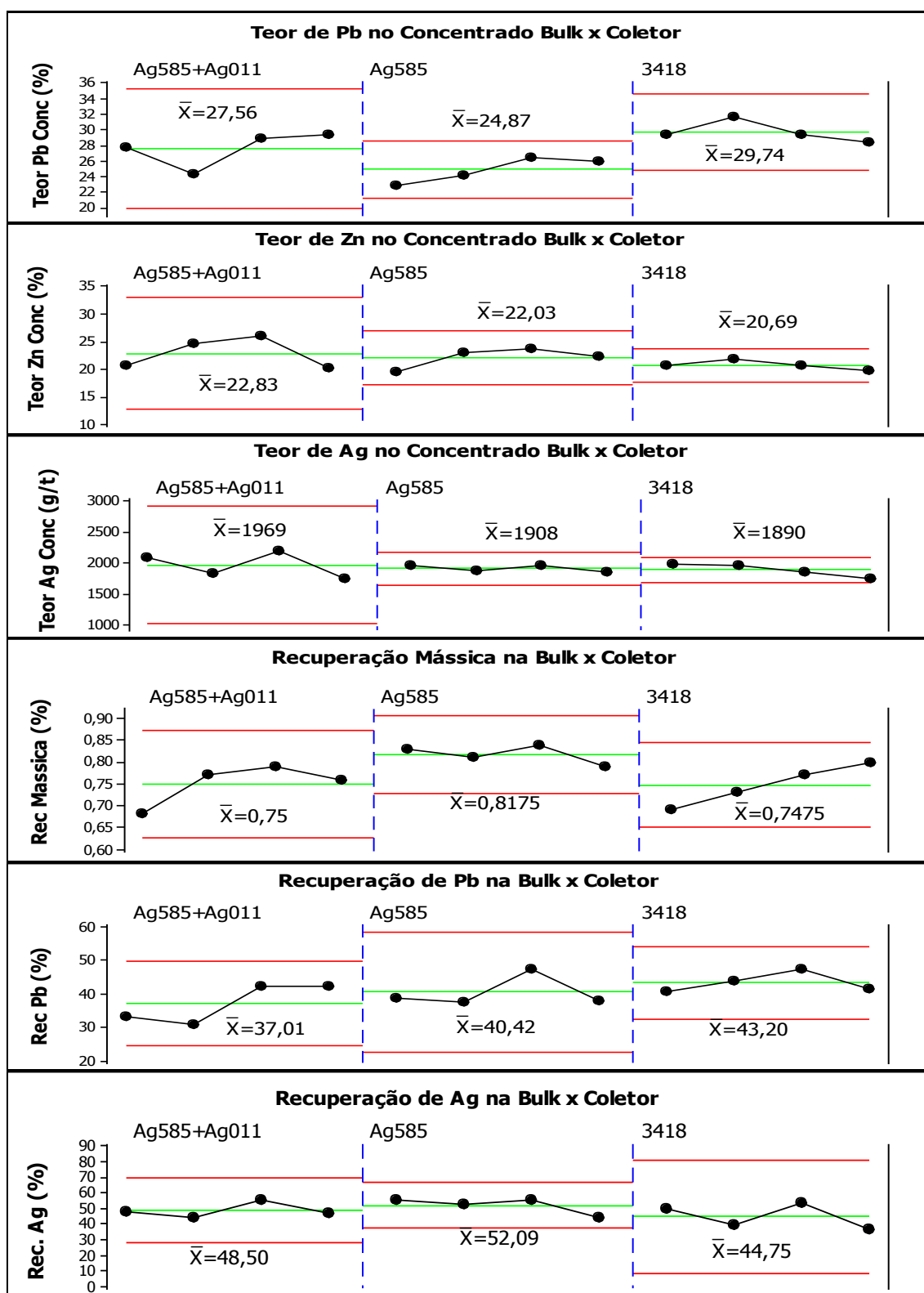


Figura 5.17. Resultados obtidos na primeira bateria de testes em escala piloto.

Diante dos resultados obtidos optou-se por utilizar apenas o reagente Ag 585 na etapa *bulk* por apresentar os melhores resultados.

5.2.1.2 - Segunda bateria

Na segunda bateria de testes o objetivo foi testar a necessidade ou não de um depressor na etapa *bulk*, para isso manteve-se o mesmo fluxograma utilizado na primeira bateria de testes (figura 5.16).

Foram realizados 2 testes, no teste 1 fez-se o uso do reagente Deprapol STG na dosagem de 70g/t e no teste 2 não utilizou-se depressor. A distribuição de reagentes utilizada nos 2 testes pode ser vista na tabela V.2.

Tabela V.2. Reagentes testados na segunda bateria de testes em escala piloto

	Reagentes	Dosagem por ponto (g/t)		Dosagem Total (g/t)
		Ponto de Dosagem	Dosagem (g/t)	
Teste 1	Silicato de Sódio	Condicionador 1	550	550
	Sulfeto de Sódio	Condicionador 1	230	350
		Scavenger Rougher	120	
	Sulfato de Cobre	Condicionador 2	250	250
	Ag 585	Condicionador 2	105	130
		Scavenger Rougher	25	
	Deprapol STG	Condicionador 2	70	70
Mibcol	Condicionador 2	24	34	
	Scavenger Rougher	10		
Teste 2	Silicato de Sódio	Condicionador 1	550	550
	Sulfeto de Sódio	Condicionador 1	230	350
		Scavenger Rougher	120	
	Sulfato de Cobre	Condicionador 2	250	250
	Ag 585	Condicionador 2	105	130
		Scavenger Rougher	25	
	Mibcol	Condicionador 2	24	34
Scavenger Rougher		10		

Os resultados obtidos na segunda bateria de testes estão dispostos nos gráficos da figura 5.18 e mostram não ser necessário utilizar o depressor na etapa *bulk* para se obter os resultados desejados.

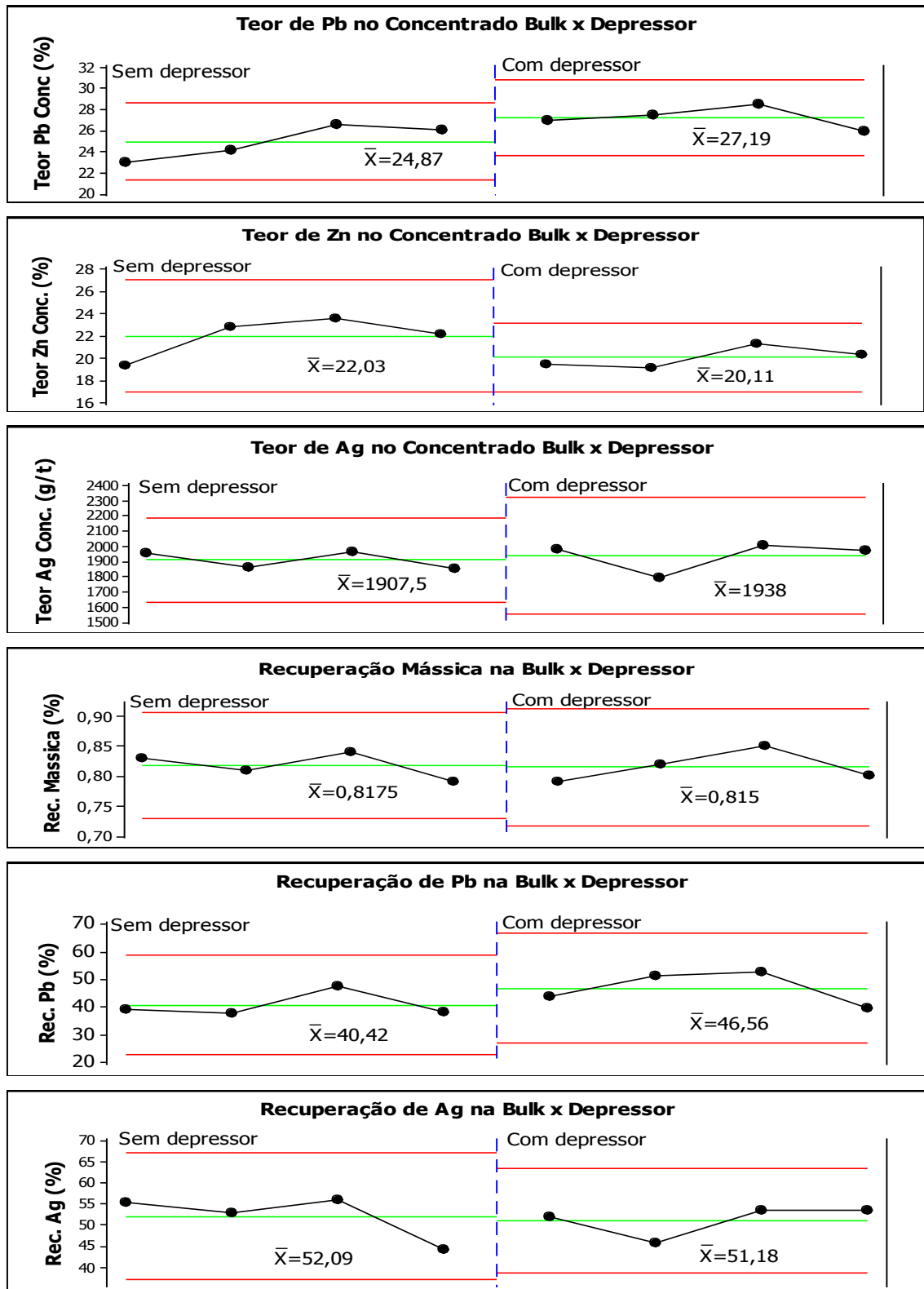


Figura 5.18. Resultados obtidos na segunda bateria de testes em escala piloto.

5.2.1.3 -Terceira bateria

O objetivo da terceira bateria de testes foi realizar uma modificação no fluxograma adicionando uma etapa de limpeza final para elevar os teores de chumbo no concentrado *bulk* (figura 5.19). As dosagens de reagentes utilizadas podem ser vista na tabela V.3.

Os resultados obtidos com este novo fluxograma, apresentados na figura 5.20, quando comparado com os anteriores, permitem concluir que o objetivo desejado de elevar o teor de chumbo no concentrado *bulk* foi alcançado quando aumentou-se uma etapa de limpeza.

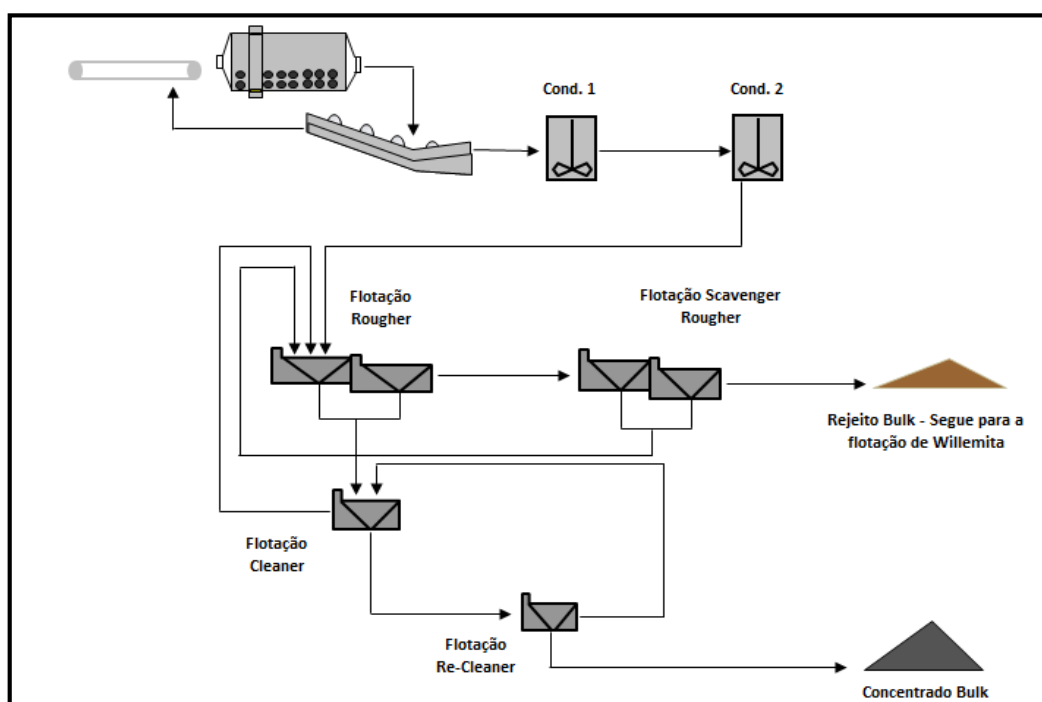


Figura 5.19. Fluxograma utilizado na terceira bateria de testes em escala piloto.

Tabela V.3. Reagentes testados na terceira bateria de testes em escala piloto

	Reagentes	Dosagem por ponto (g/t)		Dosagem Total (g/t)
		Ponto de Dosagem	Dosagem (g/t)	
Teste 1	Silicato de Sódio	Condicionador 1	550	550
	Sulfeto de Sódio	Condicionador 1	230	350
		Scavenger Rougher	120	
	Sulfato de Cobre	Condicionador 2	250	250
	Ag 585	Condicionador 2	105	130
		Scavenger Rougher	25	
Mibcol	Condicionador 2	24	34	
	Scavenger Rougher	10		

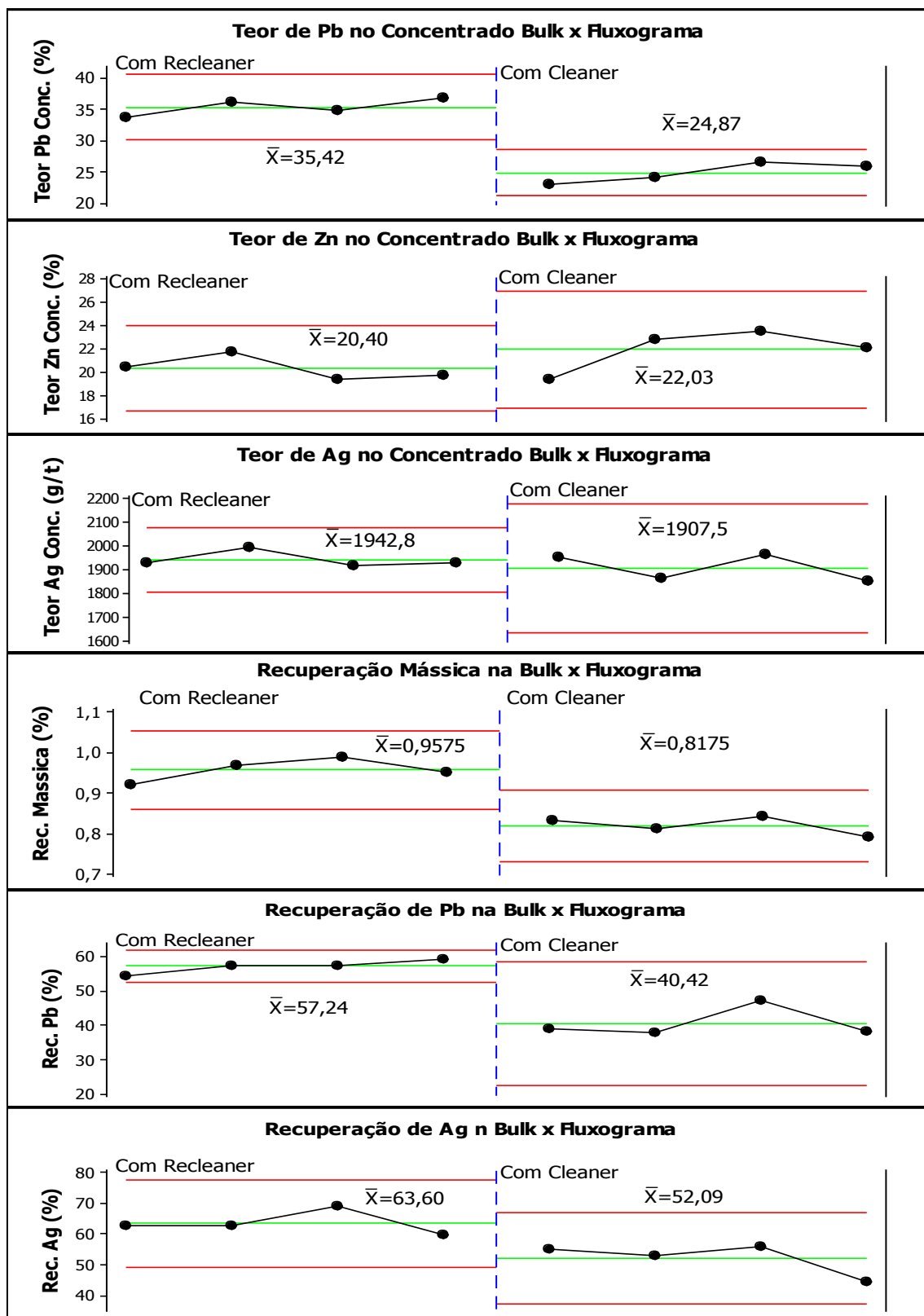


Figura 5.20. Resultados obtidos na terceira bateria de testes em escala piloto.

5.2.1.4 -Quarta bateria

Apesar dos teores almejados de chumbo, prata e zinco no concentrado *bulk* já terem sido alcançados, foi realizada uma quarta bateria de testes com foco em elevar as recuperações de chumbo e prata. Para isso foi realizada mais uma alteração no fluxograma inserindo uma etapa *scavenger cleaner* ao fluxograma utilizado na terceira bateria de testes. O fluxograma utilizado na quarta bateria de testes pode ser visto abaixo na figura 5.21.

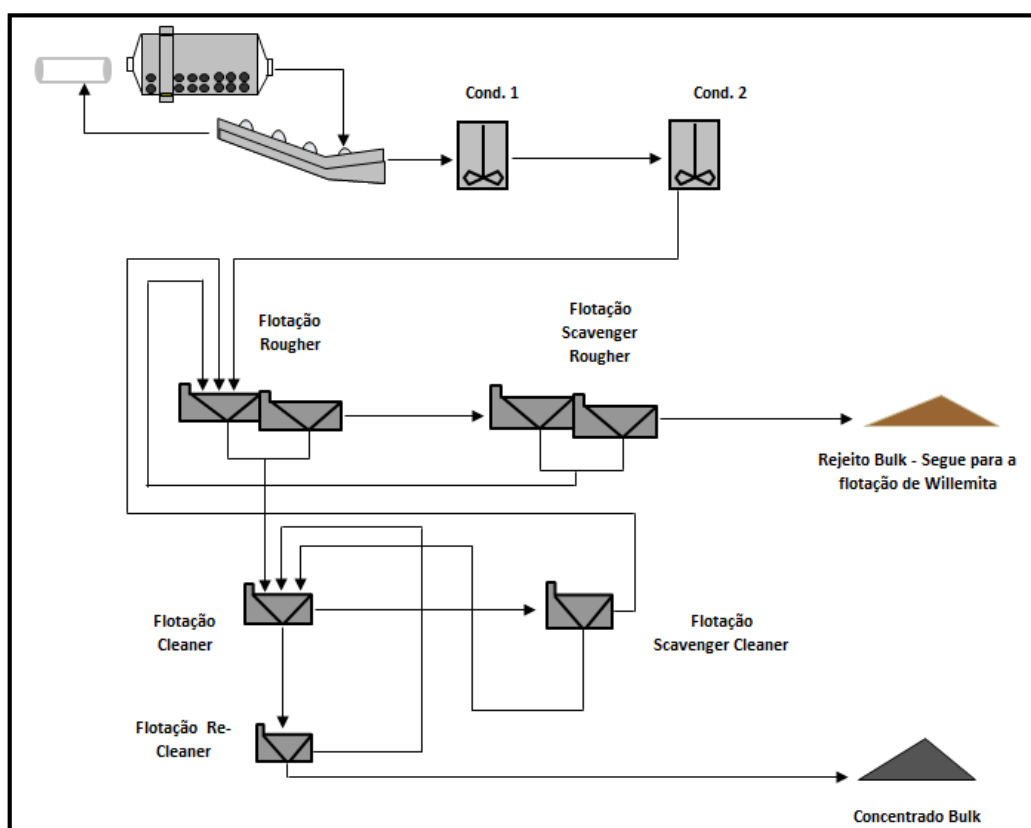


Figura 5.21. Resultados obtidos na quarta bateria de testes em escala piloto.

As dosagens de reagentes utilizadas foram as mesmas da terceira bateria de testes. Os resultados obtidos são apresentados nos gráficos que compõem a figura 5.22 e permitem observar que o objetivo de elevar as recuperações de chumbo e prata com a adição de uma etapa *scavenger cleaner* foi alcançado, elevando a média da recuperação de chumbo de 57,24% para 65,03%, e a recuperação de prata de 63,60% para 74,41%.

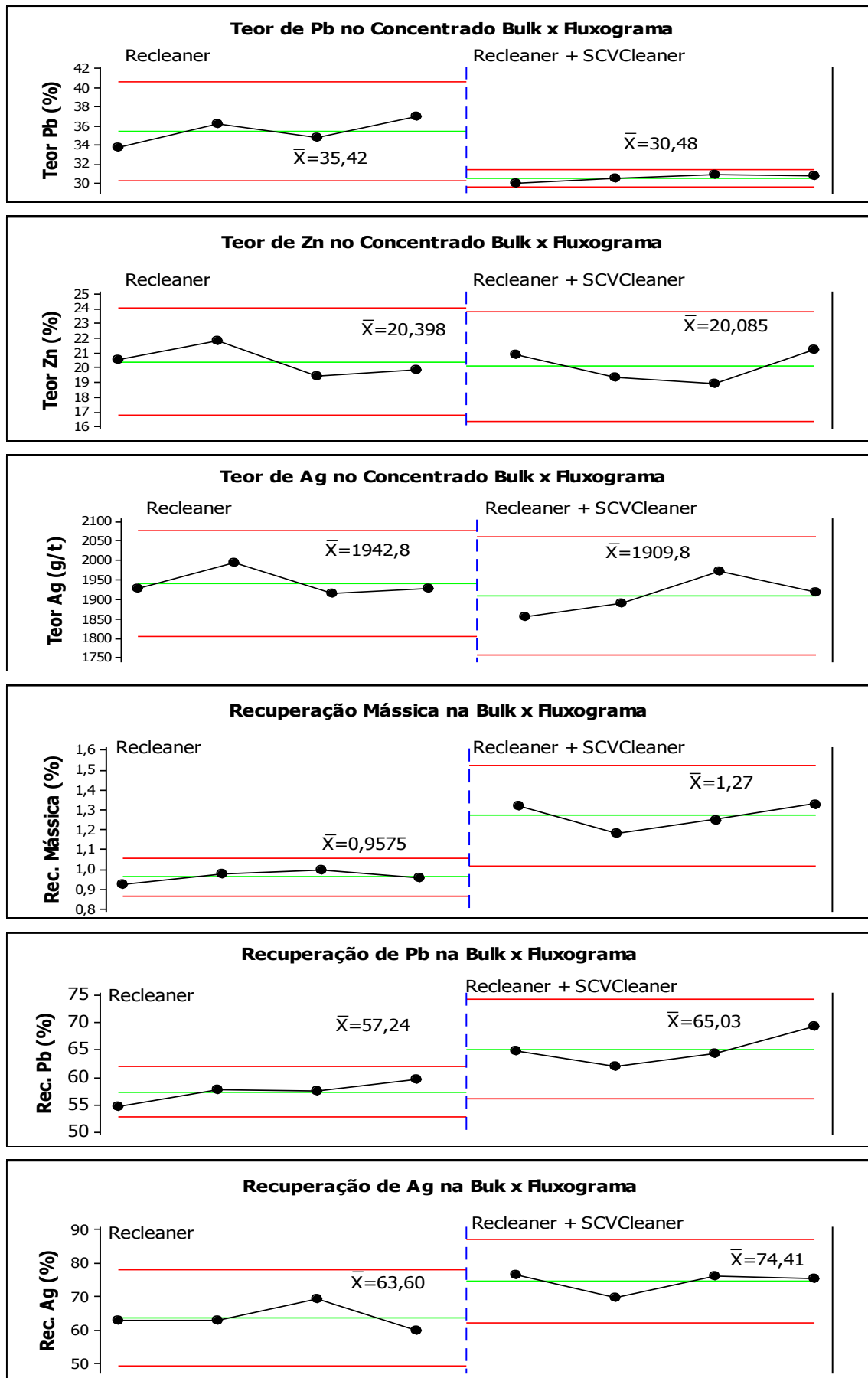


Figura 5.22. Resultados obtidos na quarta bateria de testes em escala piloto.

5.2.1 – Etapa Seletiva

Na etapa seletiva o principal objetivo dos testes em escala piloto foi avaliar a separação entre zinco e chumbo e as recuperações de chumbo e prata. Para isso foi feita uma bateria de testes com os mesmos parâmetros utilizados na bancada que deram o melhor resultado (tabela V.4) e o fluxograma apresentado na figura 5.23.

Tabela V.4. Reagentes e variáveis utilizados na bateria de testes em escala piloto

Flotação Seletiva de Pb/Ag				Flotação Seletiva de Pb/Ag			
Reagentes	Ponto de Dosagem	Dosagem no Ponto(g/t)	Dosagem Total (g/t)	Reagentes	Ponto de Dosagem	Dosagem no Ponto(g/t)	Dosagem Total (g/t)
Sulfato de Sódio	Tanque de Dessorção	960	960	Dicromato de Sódio	Condicionador 1	8700	12100
Silicato de Sódio	Condicionador 1	550	550	SCV RG I	1700		
Depraplo COT 01	Condicionador 1	300	1290	Cleaner	1700		3000
	SCV RG I	300		Condicionador 1	2000		
	SCV RG II	300		SCV RG I	500		
	SCV RG III	300		Cleaner	500		
Sulfato de Zinco	Condicionador 1	50	225	Cal	Condicionador 1	550	840
	SCV RG I	50		SCV RG I	220		
	SCV RG II	50		Cleaner	70		
	SCV RG III	50		Aero 7376	Condicionador 2	30	30
Ag 01/011	Cleaner	25	36	Amil	Condicionador 2	70	115
	Condicionador 2	9		SCV RG I	45		
	SCV RG I	9		Mibcol	Condicionador 2	20	40
	SCV RG II	9		SCV RG I	20		
Mibcol	SCV RG III	9	36	Outras Variáveis			
	Condicionador 2	6		Limpeza Superficial na Seletiva de Pb/Ag: Dessorção 4			
	SCV RG I	10		Limpeza Superficial na Seletiva de Zn: Dessorção 4			
	SCV RG II	10		Granulometria na Seletiva de Pb/Ag: P80 = 0,016mm			
	SCV RG III	10		Granulometria na Seletiva de Zn: P80 = 0,016mm			

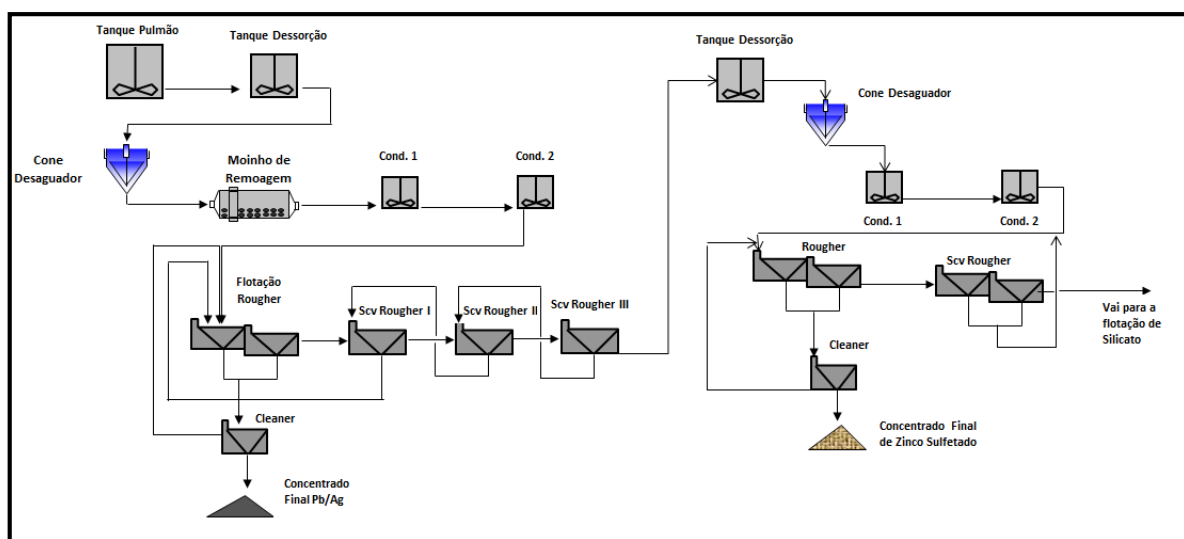


Figura 5.23. Fluxograma utilizado na bateria de testes em escala piloto da etapa seletiva.

Diante dos resultados obtidos para os teores de concentrado de Pb/Ag e Zn sulfetado (figura 5.24) conclui-se que é possível a separação entre zinco e chumbo em escala piloto nestas condições de operação e as recuperações mássicas são satisfatórias.

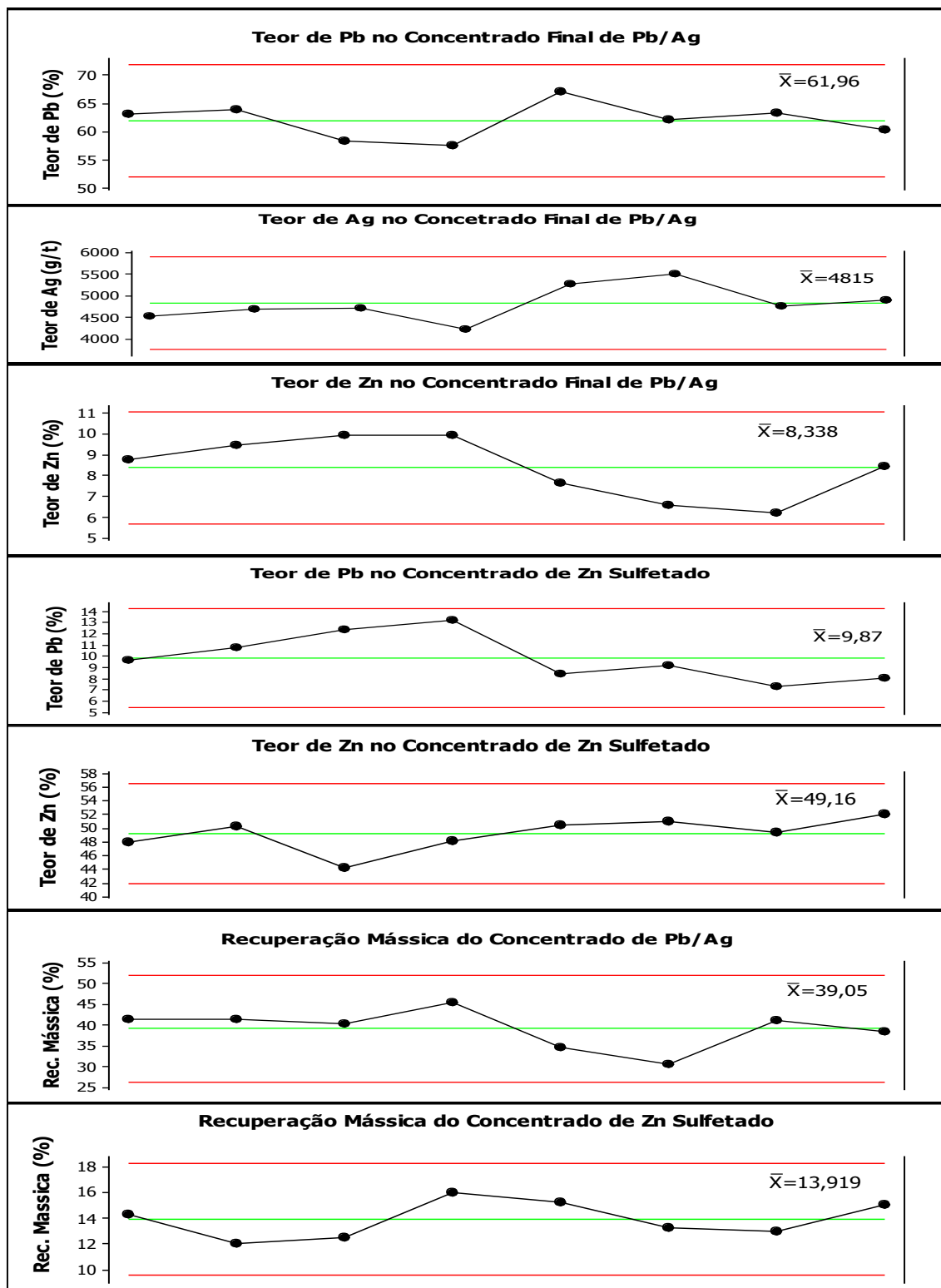


Figura 5.24. Resultados obtidos na bateria de testes piloto para a etapa seletiva.

Durante os testes em escala piloto foram observadas algumas variáveis que merecem atenção especial em escala industrial:

- A granulometria de alimentação da etapa seletiva tem grande impacto na separação entre zinco e chumbo e na recuperação da prata.
- O percentual de sólidos na alimentação do moinho de remoagem tem impacto direto na eficiência da moagem, o percentual de sólidos ideal está na faixa entre 50 e 60%.
- O percentual de sólidos do *overflow* do cone desaguador deve ser monitorado, pois o teor de prata e chumbo no material fino é elevado, chegando a 42% de chumbo e 3200g/t de prata.

As recuperações de chumbo e prata atingidas na flotação seletiva podem ser vistas abaixo, assim como a recuperação total do circuito de sulfetos (figura 5.25).

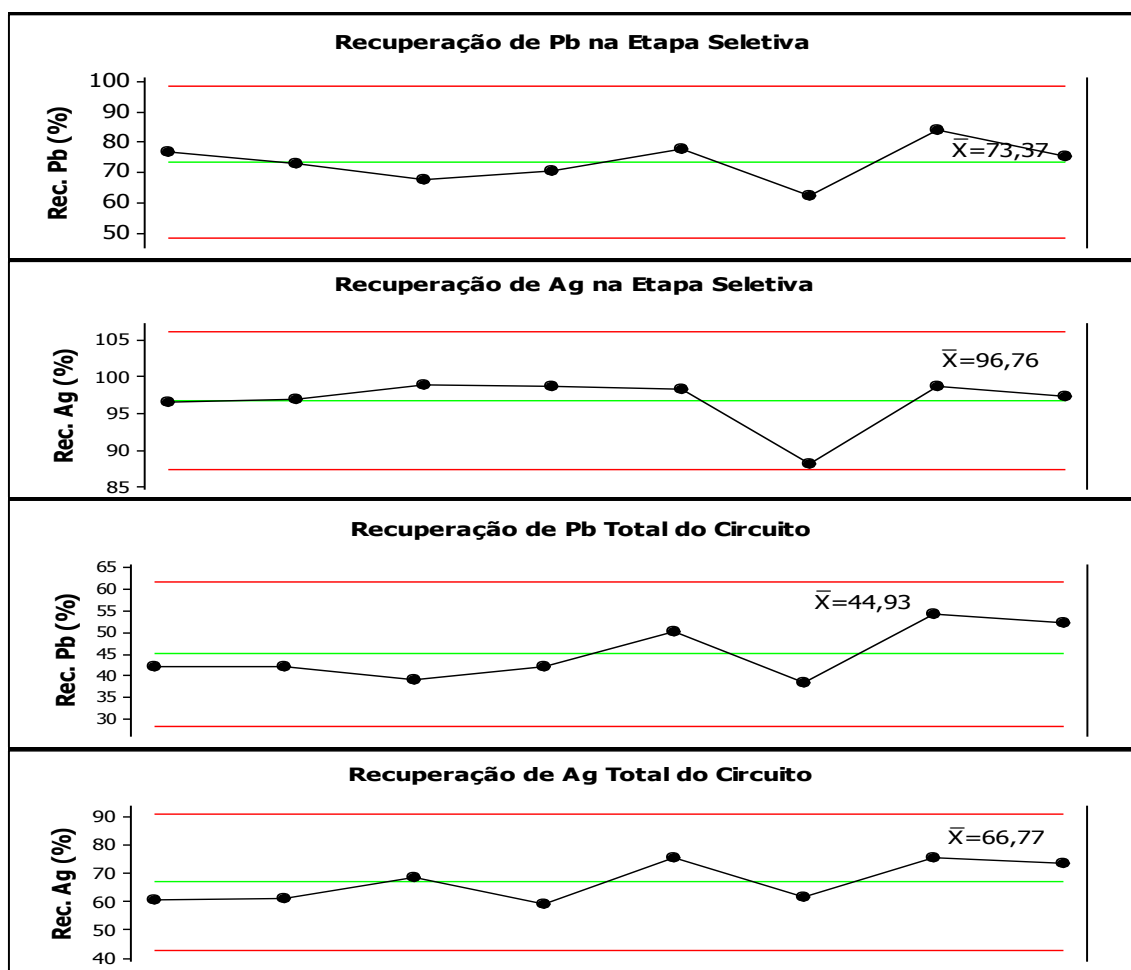


Figura 5.25. Resultados de recuperação para a etapa seletiva e recuperação total do circuito de sulfetos.

5.3 – Teste em escala industrial

Após todos os testes realizados instalou-se uma planta em escala industrial para recuperar os minerais de chumbo, prata e zinco sulfetados do ROM de Vazante que é predominantemente silicatado. Neste primeiro momento o foco da Unidade é na produção de concentrado de Pb/Ag.

Por uma questão de otimização de espaço, foram utilizadas células tipo *tank cell* em todas as etapas de flotação. Durante o *start-up*, em setembro de 2012, vários problemas de agitação nos *tank cells* foram enfrentados, prejudicando a performance do projeto.

Outro problema enfrentado no projeto industrial se deveu à não confirmação dos teores de chumbo e prata no ROM da planta quando comparados àqueles utilizados nos testes em escala bancada e piloto, como pode ser visto nos gráficos da figura 5.26.

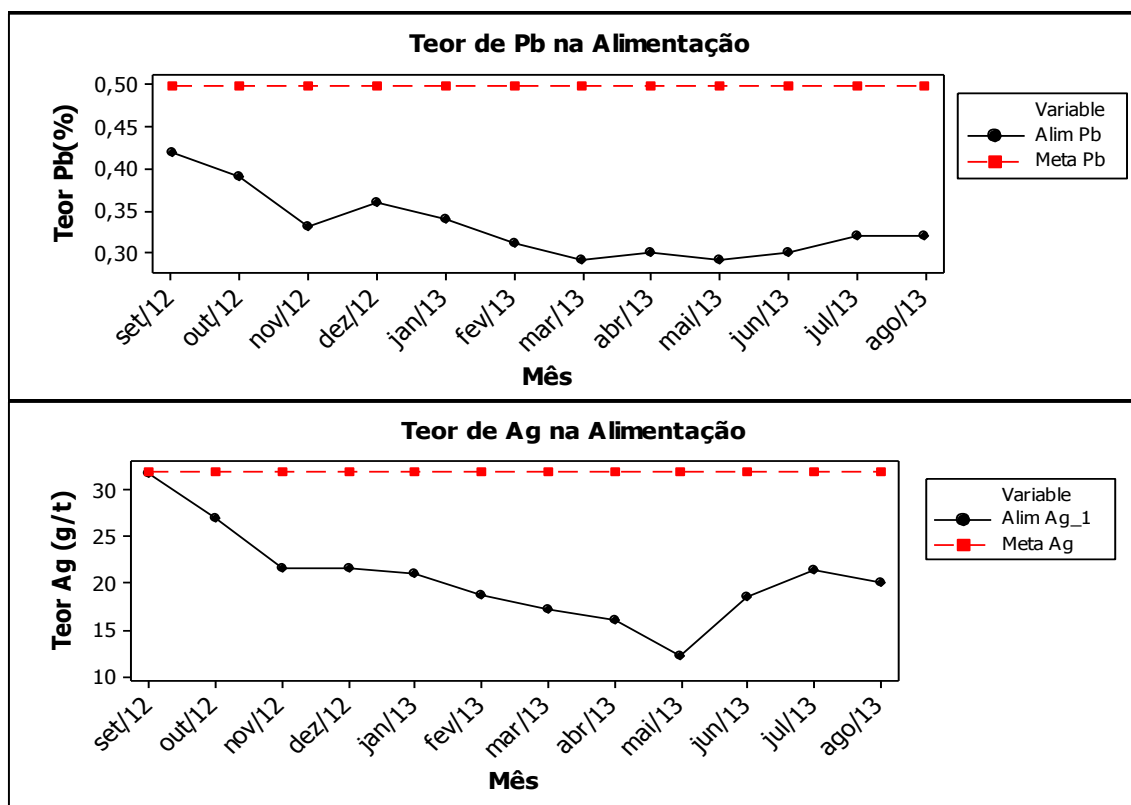


Figura 5.26. Teores de alimentação praticados na planta industrial da Unidade de Vazante.

O fluxograma industrial instalado na planta industrial pode ser visto na figura 5.27.

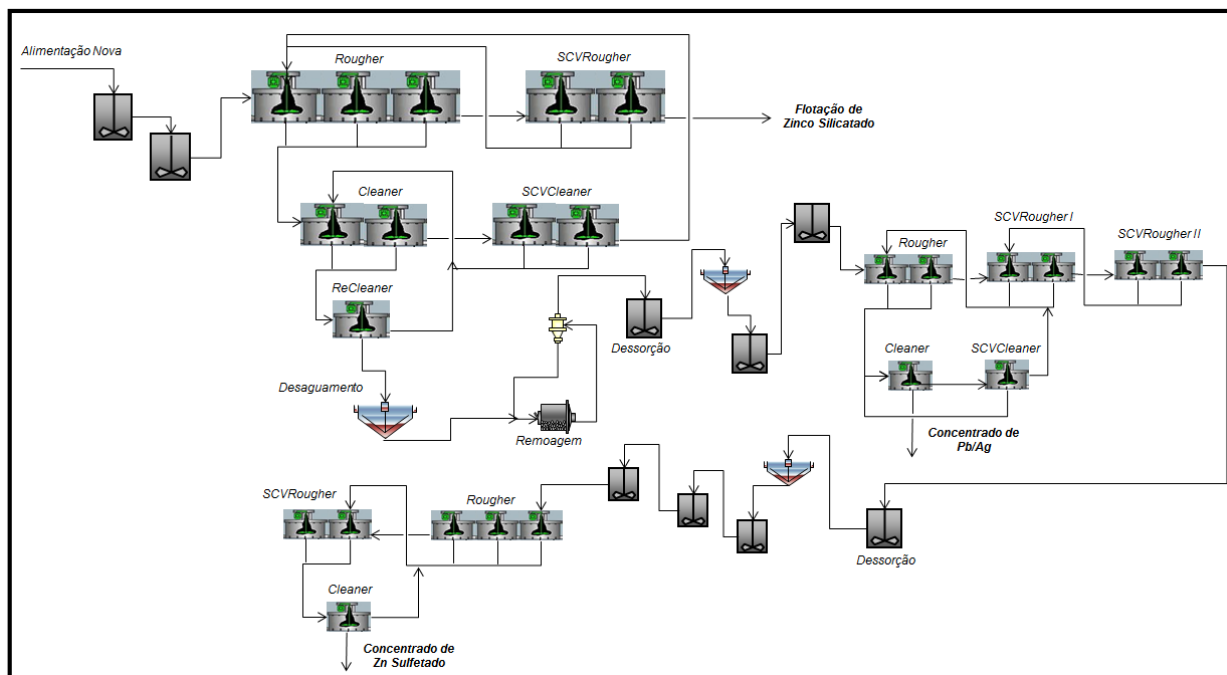


Figura 5.27. Fluxograma instalado na planta industrial da Unidade de Vazante.

O fluxograma instalado foi baseado nos testes feitos em escalas piloto e bancada. Devido à queda acentuada nos teores de alimentação quando comparados àqueles que foram testados viu-se a necessidade de alteração no circuito e distribuição de reagentes para elevar a recuperação e os teores de concentrado.

A distribuição de reagentes de projeto e a utilizada atualmente na planta podem ser vistas na tabela V.5.

As alterações na dosagem e distribuição de reagentes foram necessárias para adequar-se a nova realidade dos teores de alimentação além de minimizar os efeitos negativos destes reagentes na flotação de zinco silicatado.

Para atender a estes dois objetivos, adicionou-se Amil Xantato no moinho W visando à elevação na recuperação de chumbo na etapa *bulk* e reduziu-se a dosagem de Ag 585 e mibcol na *bulk* devido a seus efeitos negativos na flotação de zinco silicatado.

Com o intuito de elevar ao máximo as recuperações de chumbo e prata na etapa *bulk*, decidiu-se produzir um concentrado *bulk* com teores de chumbo e prata mais baixos que a especificação, com uma recuperação mássica maior.

Diante desta nova realidade, foi feito um estudo de viabilidade econômica para decidir o que seria mais viável economicamente, produzir concentrado de Pb/Ag com teores mais altos e uma massa menor ou o inverso. Nos gráficos das figuras 5.28 é possível ver como se comporta a produção de concentrado Pb/Ag com os teores de alimentação e concentrado final.

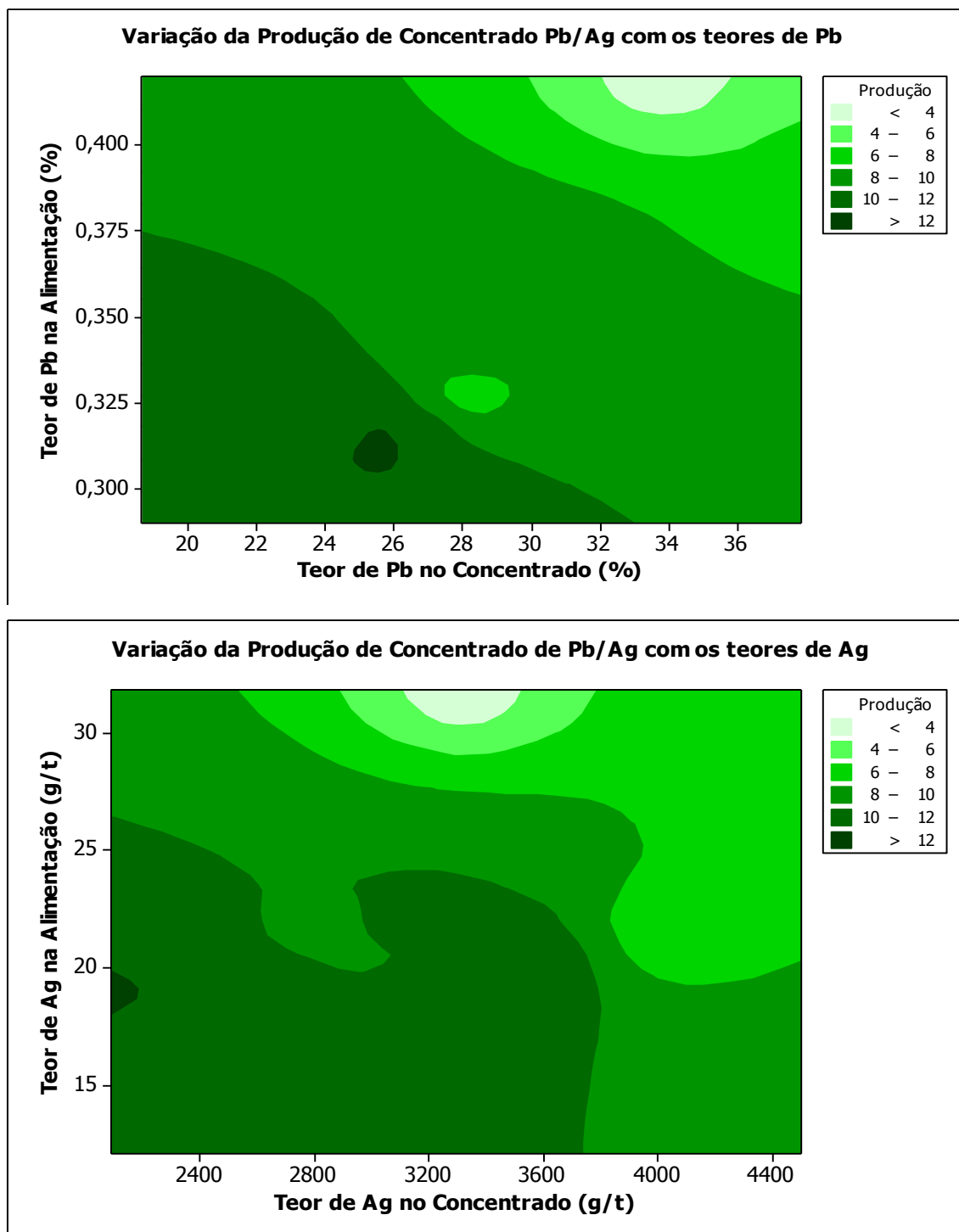


Figura 5.28. Variação da produção de concentrado de Pb/Ag com os teores de chumbo e prata na alimentação e no concentrado.

Este estudo levou à conclusão que é mais viável economicamente produzir-se uma massa de concentrado de Pb/Ag acima de 10t com teores de chumbo acima de 23% e prata acima de 3300g/t.

Tabela V.5. Distribuição de reagentes de projeto e atuais na planta industrial

Condições de Projeto			Condições Atuais			
Reagente	Ponto de Dosagem	Dosagem (g/t)	Reagente	Ponto de Dosagem	Dosagem (g/t)	
Sulfeto de Sódio	Condicionador 1 Bulk	200	Amil Xantato	Moinho W	30	
	Rougher 3 Bulk	95	Sulfeto de Sódio	Condicionador 1 Bulk	200	
	Condicionador 1 Dessorção	16,5		Condicionador 1 Dessorção	16,5	
	Condicionador 2 Dessorção	2,9		Condicionador 2 Dessorção	2,9	
Condicionador 1 Bulk	700	Condicionador 1 Bulk		250		
Silicato de Sódio	Condicionador 1 Seletiva Pb/Ag	2,5	Silicato de Sódio	Condicionador 1 Seletiva Pb/Ag	2,5	
Sulfato de Cobre	Condicionador 1 Bulk	40	Sulfato de Cobre	Condicionador 2 Seletiva Zn	1,4	
	Condicionador 2 Seletiva Zn	1,4		Condicionador 2 Bulk	30	
Ag 585	Condicionador 2 Bulk	108	Ag 585	Cleaner Bulk	20	
	SCV Rougher 1 Bulk	25		Condicionador 2 Seletiva Pb/Ag	0,01	
	Condicionador 2 Bulk	25		SCV Rougher I Seletiva Pb/Ag	0,01	
SCV Rougher 1 Bulk	15	SCV Rougher II Seletiva Pb/Ag		0,01		
Mibcol	Condicionador 2 Seletiva Pb/Ag	0,12	Mibcol	Cleaner Seletiva Pb/Ag	0,008	
	SCV Rougher I Seletiva Pb/Ag	0,12		Condicionador 2 Bulk	11,6	
	SCV Rougher II Seletiva Pb/Ag	0,12		Cone Desaguador 1	0,13	
	Cleaner Seletiva Pb/Ag	0,08		Cone Desaguador 3	0,07	
	Condicionador 3 Seletiva Zn	0,06	Floculante	Codicionador 1 Seletiva Pb/Ag	9	
	SCV Rougher 1 Seletiva Zn	0,06		SCV Rougher I Seletiva Pb/Ag	9	
	Cone Desaguador 1	0,13		SCV Rougher II Seletiva Pb/Ag	9	
Floculante	Cone Desaguador 2	0,09	Deprapol	Cleaner Seletiva Pb/Ag	3	
	Cone Desaguador 3	0,07		Condicionador 1 Seletiva Pb/Ag	1,3	
	Deprapol	Codicionador 1 Seletiva Pb/Ag		9	SCV Rougher I Seletiva Pb/Ag	1,3
SCV Rougher I Seletiva Pb/Ag		9	SCV Rougher II Seletiva Pb/Ag	1,3		
SCV Rougher II Seletiva Pb/Ag		9	Cleaner Seletiva Pb/Ag	0,9		
Cleaner Seletiva Pb/Ag		3	Condicionador 2 Seletiva Pb/Ag	0,54		
Sulfato de Zinco	Condicionador 1 Seletiva Pb/Ag	1,3	Ag 01/011	SCV Rougher I Seletiva Pb/Ag	0,54	
	SCV Rougher I Seletiva Pb/Ag	1,3		SCV Rougher II Seletiva Pb/Ag	0,54	
	SCV Rougher II Seletiva Pb/Ag	1,3		Cleaner Seletiva Pb/Ag	0,18	
	Cleaner Seletiva Pb/Ag	0,9		Dicromato de Sódio	Condicionador 1 Seletiva Zn	4,95
Condicionador 2 Seletiva Pb/Ag	0,54	SCV Rougher 1 Seletiva Zn	4,95			
SCV Rougher I Seletiva Pb/Ag	0,54	Condicionador 3 Seletiva Zn	0,15			
SCV Rougher II Seletiva Pb/Ag	0,54	Amil	SCV Rougher Seletiva Zn		0,15	
Ag 01/011	Cleaner Seletiva Pb/Ag	0,18	Aero 7376	Rougher 2 Seletiva Zn	0,15	
	Dicromato de Sódio	Condicionador 1 Seletiva Zn		4,95	Cal	Condicionador 1 Seletiva Zn
		SCV Rougher 1 Seletiva Zn	4,95	SCV Roguher Seletiva Zn		0,06
	Amil	Condicionador 3 Seletiva Zn	0,15	Aero 7376	Rougher 2 Seletiva Zn	0,15
SCV Rougher Seletiva Zn		0,15	Cal		Condicionador 1 Seletiva Zn	0,06
Aero 7376	Rougher 2 Seletiva Zn	0,15		Cal	SCV Roguher Seletiva Zn	0,06
	Condicionador 1 Seletiva Zn	0,06				
Cal	SCV Roguher Seletiva Zn	0,06				

Diante deste novo cenário, a etapa seletiva de Pb/Ag teve os teores e massa de alimentação modificados. Viu-se então a necessidade de realizar modificações neste circuito para maximizar as recuperações nesta etapa e adequar aos novos teores de chumbo e prata no concentrado final. As modificações realizadas em dezembro de 2012 no circuito podem ser vistas na figura 5.29.

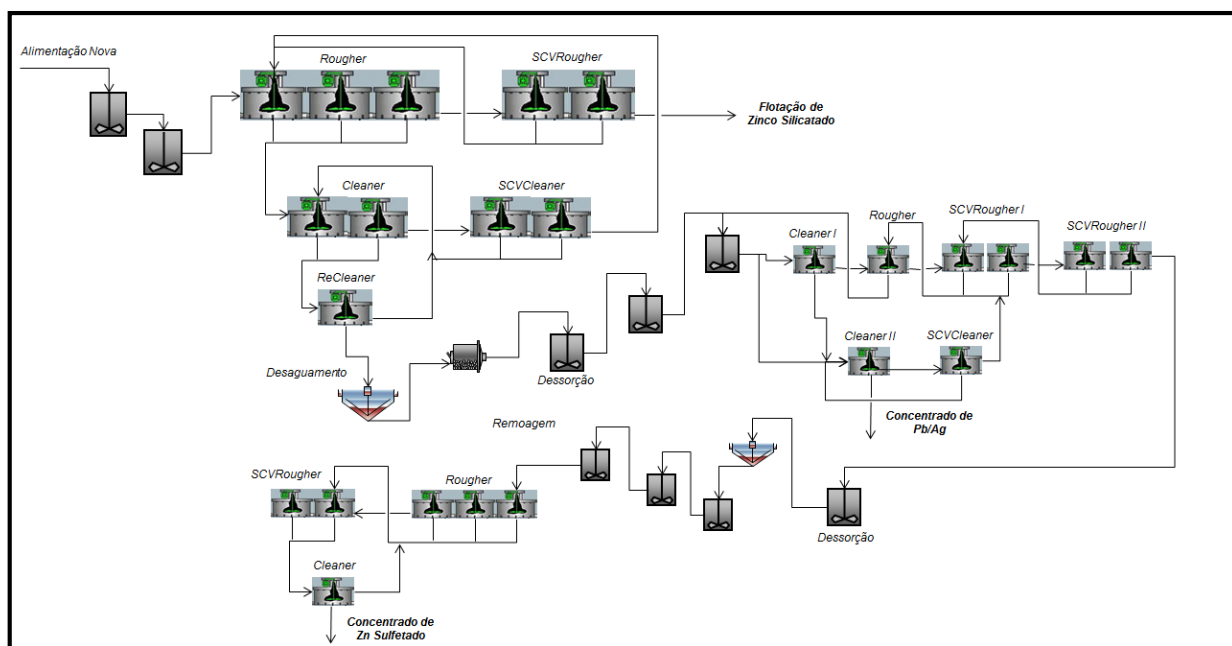


Figura 5.29. Fluxograma alterado para melhoria da performance da planta industrial da Unidade de Vazante

Os resultados de teores de chumbo e prata no concentrado de Pb/Ag obtidos são apresentados nos gráficos da figura 5.30.

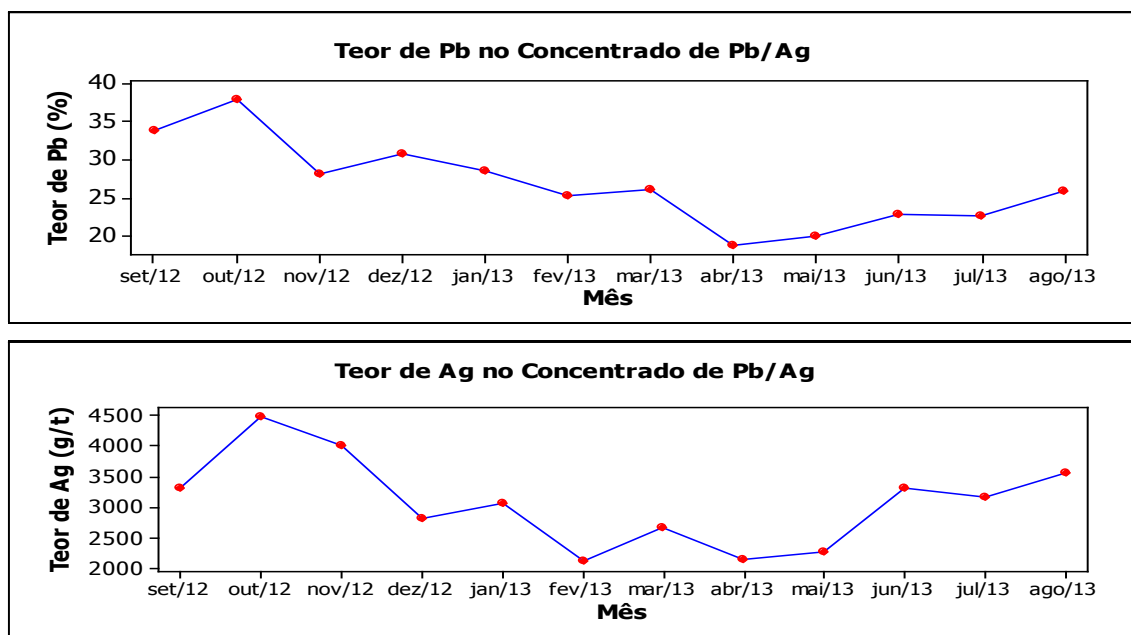


Figura 5.30. Teores de chumbo e prata no concentrado de Pb/Ag produzido na planta industrial da Unidade de Vazante

Após as modificações de fluxograma, distribuição e dosagem de reagentes, foi possível elevar a produção de concentrado de Pb/Ag produzido em escala industrial assim como as recuperações totais de chumbo e prata (figura 5.31).

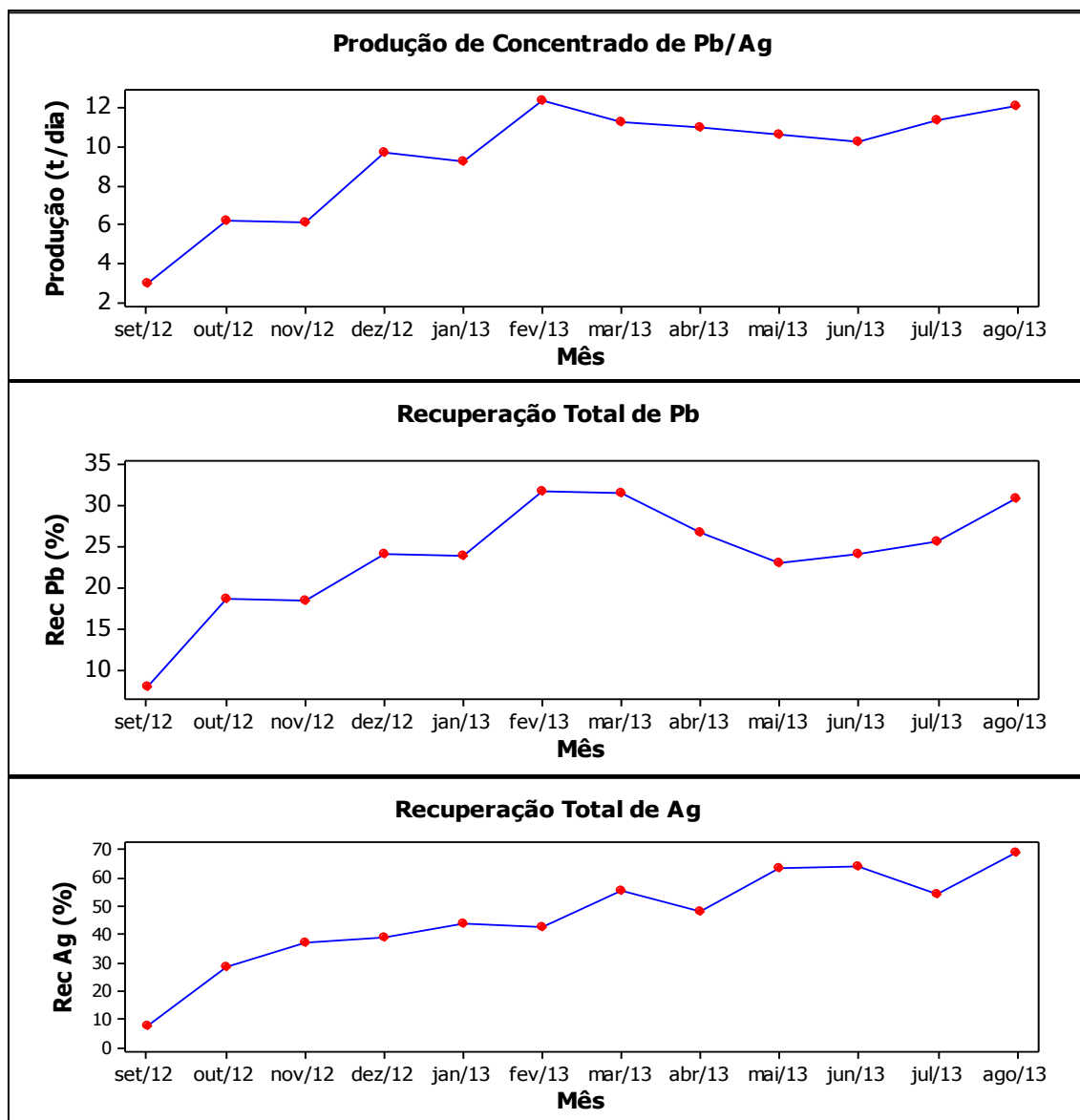


Figura 5.31. Elevação da produção de concentrado de Pb/Ag e das recuperações de chumbo e prata na planta industrial da Unidade de Vazante.

6-CONCLUSÕES

É possível produzir concentrado comercializável de Pb/Ag, proveniente do ROM de Vazante que é predominantemente silicatado.

Abaixo são apresentados os teores de chumbo e prata utilizados na alimentação dos testes em escala piloto e aqueles praticados na alimentação da planta industrial, assim como as recuperações alcançadas em ambas as situações (figura 6.1).

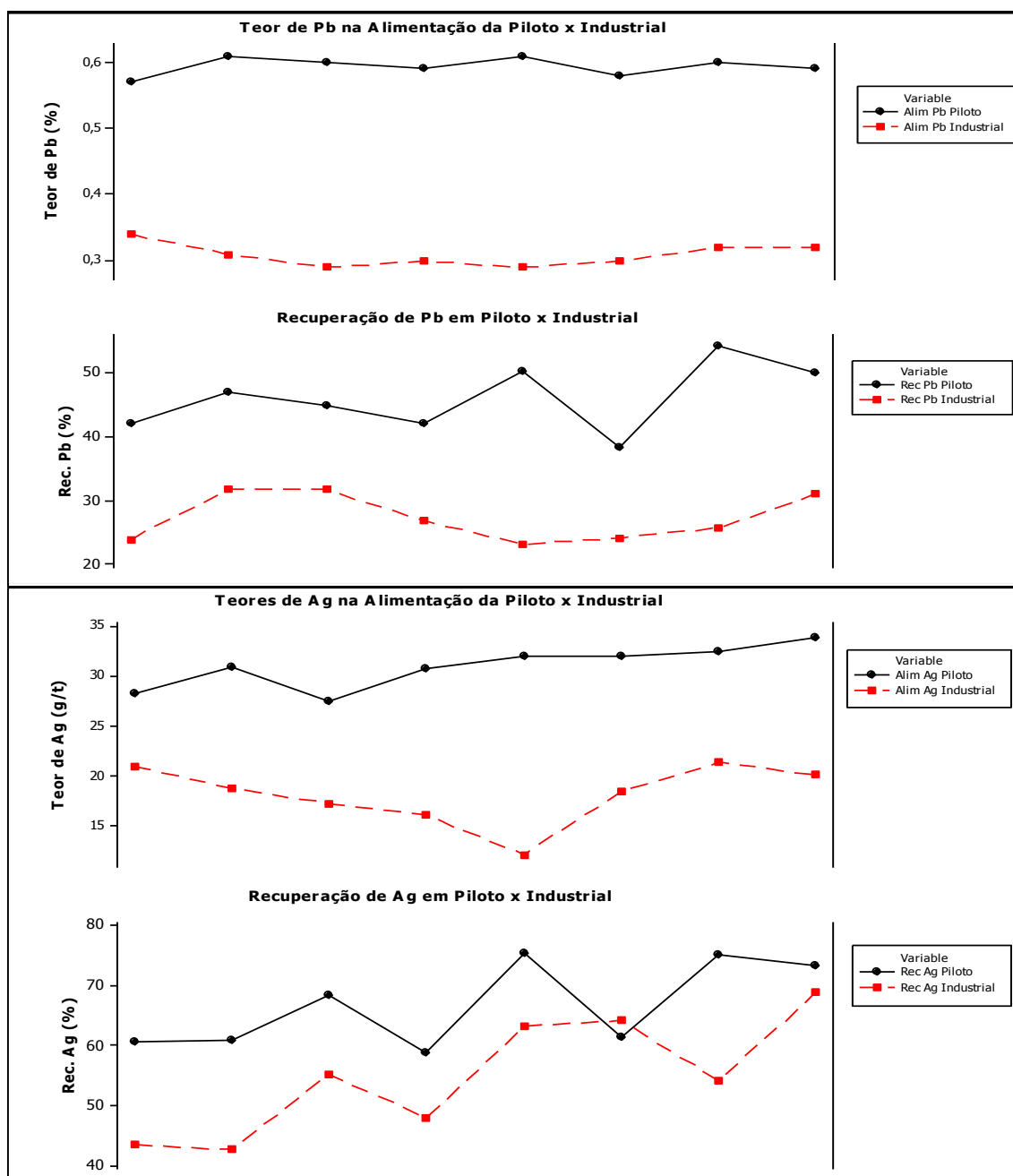


Figura 6.1. Comparativo entre escala piloto e escala industrial.

A partir da figura 6.1 conclui-se que a performance em escala industrial está superior à praticada em escala piloto, uma vez que o chumbo teve uma queda de 48% no teor de alimentação com uma redução de apenas 40,8% na sua recuperação. Para a prata os resultados foram ainda melhores, pois apesar da redução de 41,5% no teor de alimentação sua recuperação teve uma redução de apenas 17,7%.

7 - REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

AMARAL, G. (1968). Resultados preliminares do estudo sobre a mineralização e composição isotópica do chumbo em galenas de depósitos encaixados no Grupo Bambuí. In: Congresso Brasileiro de Geologia, 22.

AMARAL, G. (1966). Isótopos de chumbo e gênese das jazidas de Vazante e Itacarambi. Publicação número 1. Sociedade Brasileira de Geologia/Núcleo Rio de Janeiro. p. 45.

AMARAL, G., 1968. *Geologia e depósitos de minério na região de Vazante*, Estado de Minas Gerais. Tese de Doutorado. Departamento de Engenharia de Minas, Universidade de São Paulo, 133p.

ANUÁRIO MINERAL BRASILEIRO - 2006. Departamento Nacional de Produção mineral. Disponível em: <<http://www.dnpm.gov.br/portal/>>. Acesso em: 17 fev. 2009.

AQUINO, J.A.; OLIVEIRA, M.L.M.; DE PAULA JÚNIOR, W.E. e TAKAYAMA, T. 2002: “Flotação em Coluna Aplicada à Recuperação de Prata de Resíduo de Lixiviação”. In: XX ENTMME, Florianópolis, SC, 2002, 27-34.

ARROYO, P.A. BARROS, M.A.S.D., QUERINO, M.V., FERREIRA Jr., I.A., SOUSA-AGUIAR, E.F., “Troca Multicomponente Dinâmica em Sistema Zeolíticos”, Revista Tecnológica, Ed. Especial, 31-38, 2000.

BULATOVIC, S.M. (2007), Handbook of flotation reagents: Chemistry, Theory and Practice, Flotation of Sulfide Ore, First edition 2007. Petersborough, Ontario, Canada.

BULATOVIC, S.M. (1999), Use of organic polymers in the flotation of polymetallic ore: a review. Minerals Engineering, p. 341–354.

CASSEDANE, J. & LASSERRE, M. (1969), Análise isotópica pelo método do chumbo em algumas galenas brasileiras: descrição do método utilizado. Min. Met, v. XLIX, n.293, p. 215 - 224.

CASSEDANE, J. (1972). Les Gîtes de Plomb et de Zinc du Brésil et leur Répartition Linéamentaire. Thèse de Doctorat, Univ. Clermont Ferrand, 336p.

CUNHA, I. de A.; Misi, A., Babinski, M. (2001). Lead isotope signatures of galenas from Morro Agudo Pb-Zn deposit, Minas Gerais, Brazil. In: MISI, A. & TEIXEIRA, J. B. G. (org.) Proterozoic base metal deposits of Africa and South America. 178 Contributions presented at the 1st Field Workshop, International Geological Correlation Programme 450, Belo Horizonte, CNPq/ UNESCO/IUGS, p. 45 – 47.

DARDENNE, M.A.; Freitas-Silva, F.H.; Souza, J.C.F.; Campos, J.E.G., (1998). Evolução tectono-sedimentar do Grupo Vazante no contexto da Faixa de Dobramentos Brasília. In: Congr. Bras.Geol., 40., *Resumos*, SBG, p. 26.

EVANGELOU, V.P., (1998), Environmental Soil and Water Chemistry: principles and applications. New York: 221-223p.

FREW, J.A.; HEYES, G.W. e ORROCK, G.I. (1988): “Defining Elura’s Lead and Silver Flotation Problems”. In: The AusIMM Cobalt Branch, THIRD MILL OPERATORS’ CONFERENCE, Cobalt NSW, Mai 1988, 97-102.

GLEMBOTSKI, V.A., and ANFIMOVA, E.A., 1970. In: VIIth Int. Miner. Process. Congr., AIME, 1.

HAHN, A.W., 1928. Flotation Practice. AIME, p.186

HITZMAN, M.W.; Reynolds, N.; Sangster, D.F.; Allen, C.R.; Carman, C., (2003), Classification, Genesis, and Exploration Guides for Non-Sulfide Zinc Deposits. *Econ. Geol.*, 98:685–714.

IYER, S. S. (1984). A discussion on the lead isotope geochemistry of galenas from the Bambuí Group, Minas Gerais, Brazil. *Mineralium Deposita*, v. 19, p. 132 - 137.

IYER, S. S.; Hoefs, J; Krouse, H. R. (1992). Sulfur and lead isotope geochemistry of galenas from Bambuí Group, Minas Gerais, Brazil: Implications on Ore Genesis. *Economic Geology*, v. 87, n. 2, p. 437 - 443.

IZA INTERNATIONAL ZINC ASSOCIATION. Página institucional. Disponível em: <<http://www.zincworld.org/index.html>>. Acesso em: 29 mar. 2013.

KEISCH, B. (1968) Dating Works of Art Through their Natural Radioactivity: Improvements and Applications. In: Science.

KEISCH, B. (1968) Discriminating Radioactivity Measurements of Lead: New Tool for Authentication. In: Curator, 11, No. 1.

LEMOS, M.G. (2011). Caracterização Geológica e Tecnológica do Minério de Zinco do Extremo Norte da Mina de Vazante, Minas Gerais, Dissertação de Mestrado, IG UNICAMP.

LIU, Q. and LASKOWSKI, J.S., The interaction between dextrin and metal hydroxides in aqueous solutions. *Journal of Colloid and Interface Science*, 1989.

MARTINS, L. (2010). Produção de Concentrado do Zinco com a partir de Minério Silicatado com Redução no Teor de Carbonato, Tese de Doutorado, CPGEM UFMG.

MARTINS, L. (2007). Estudo da Flotação de Minério Silicatado de Zinco sem a Etapa de Deslamagem, Dissertação de Mestrado, CPGEM UFMG.

MISI, A.; TASSINARI, C. C. G.; IYER S. S. (1997) New isotope data from the Proterozoic lead-zinc (Ag) sediment-hosted sulfide deposits of Brazil: implications for their metallogenic evolution. In: South-American Symposium on Isotope Geology, 1., Campos do Jordão, 1997. *Extended Abstracts*. Campos do Jordão, p. 201 - 203.

MONTEIRO, L.V.S., (1997). *Contribuição à gênese das mineralizações de Zn da Mina de Vazante, Vazante, MG*. Dissertação de Mestrado, Instituto de Geociências, Universidade de São Paulo.

MONTEIRO, L.V.S., (2002). *Modelamento metalogenético dos depósitos de zinco de Vazante, Fagundes e Ambrósia, associados ao Grupo Vazante, Minas Gerais*. Tese de Doutorado, IG - Universidade de São Paulo.

MONTEIRO, L.V.S., BETTENCOURT, J.S., SPIRO, B., GRAÇA, R., OLIVEIRA, T.F. de, (1999). The Vazante zinc mine, Minas Gerais, Brazil: Constraints on willemite mineralization and fluid evolution. *Exploration Mining and Geology*, 8:21–42.

MONTEIRO, L.V.S.; BETTENCOURT, J.S.; JULIANI, C.; OLIVEIRA, T.F., (2006). Geology, petrography, and mineral chemistry of the Vazante non-sulfide and

Ambrósia and Fagundes sulfide-rich carbonate-hosted Zn-(Pb) deposits, Minas Gerais, Brazil. *Ore Geology Reviews*, 28: 201-234.

MONTEIRO, L.V.S.; BETTENCOURT, J.S.; JULIANI, C.; OLIVEIRA, T.F., (2007). Nonsulfide and sulfide-rich zinc mineralizations in the Vazante, Ambrósia and Fagundes deposits, MG, Brazil: mass balance and stable isotope constraints on the hydrothermal alterations. *GondwanaResearch*, 11:362-381.

NETO, E.F., (2012), Flotação – Material didático curso referente a disciplina Tratamento Mineral, Universidade Federal do Pará. Verificar se é antes ou depois de Frew

PERES, A.E.C.; COELHO, E.M., (1974), Concentração em Mesa Vibratória e Flutuação do Minério de Zinco de Vazante. In: II Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia. COPPE/UFRJ, 7 p.

RAFFINOT, P.G.(1970), Monograph of Four Ore-dressing Plants Owned by the SocietéMiniere et Mettallurgique de Penarroya Treating Oxidized Ores of Lead and Zinc, In: RAUCH, D.O.; MARIACHER, B.C. (eds.), AIME World Symposium on Mining and Metallurgy of Lead and Zinc, **1**, New York, p. 770–811.

REY, M. (1965), Quinze Années de Flotation des Calamines (Developpement Industriel – Études de Laboratoire). *Revue de L'Industrie Minérale*, **47**, Février, p. 105 – 120.

RUTHVEN, D.M., “Principles of Adsorption and Adsorption Process”, Ed. John Wiley&Sons, New York, (1984).

SILVA, T.A.V. (2006). Estudos de Reagentes na Flotação de Minério de Zinco. Ouro Preto. Dissertação de Mestrado. Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto.

TAGGART, A.F., 1950. Handbook of Mineral Dressing. John Wiley and Sons, New York, N.Y., pp. 12-120.

YOVANOVIC, A.P., (2004), Engenharia da Concentração de Massa por Flotação, Volume 01: Fundamentos da Flotação. Belo Horizonte, Minas Gerais.

WILLS, B.A. (1988). Mineral Procesing Technology. Pergamon Press.

WILSON, D.N. Beyond Batteries: Other Trends in the Demand for Lead. Journal of the Minerals, Metals & Materials Society. Volume 58, N°10, p.24. 2006.