

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

Dissertação de Mestrado

“Caracterização geoquímica de rejeitos de mineração de ouro como contribuição à
gestão ambiental e ao projeto de fechamento da mina.”

Autor: Leonardo Corrêa Grassi Bissacot
Orientador: Virgínia Sampaio Teixeira Ciminelli

Belo Horizonte/2014

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

“CARACTERIZAÇÃO GEOQUÍMICA DE REJEITOS DE MINERAÇÃO DE OURO
COMO CONTRIBUIÇÃO À GESTÃO AMBIENTAL E AO PROJETO DE
FECHAMENTO DA MINA.”

Leonardo Corrêa Grassi Bissacot

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: Profa. Virgínia Sampaio Teixeira Ciminelli

Belo Horizonte

Escola de Engenharia da UFMG

2014

SUMÁRIO

SUMÁRIO	ii
DEDICATÓRIA	iv
AGRADECIMENTOS	v
ÍNDICE DE FIGURAS	vi
ÍNDICE DE TABELAS.....	viii
RESUMO.....	ix
ABSTRACT.....	x
1 INTRODUÇÃO	1
1.1 Descrição do problema.....	1
1.2 Geologia e Composição Mineralógica	3
2 OBJETIVOS	6
3 REVISÃO DE LITERATURA	7
3.1 Barragens de Mineração.....	7
3.2 Geoquímica de Rejeitos de Mineração.....	9
3.3 Normas e ensaios para caracterização geoquímica de rejeitos de mineração	20
3.3.1 Balanço Ácido-Base	21
3.3.2 Ensaio NAG	22
3.3.3 Ensaios de Solubilização	22
3.3.4 Ensaios Cinéticos	23
3.3.5 Composição Química Elementar	25
3.3.6 Análises Mineralógicas	26
4 MATERIAIS E MÉTODOS	30
4.1 Sistema de Operação da Barragem de Rejeitos.....	30
4.2 Procedimento de coleta	33
4.3 Ensaios, análises e laboratórios responsáveis	37
4.4 Ensaios Estáticos	38
4.5 Ensaios Cinéticos	40

4.6	Análises Mineralógicas	42
4.7	Etapas do Plano de Pesquisa	43
5	RESULTADOS e DISCUSSÃO.....	44
5.1	Composição Química	44
5.2	Composição Mineralógica.....	47
5.3	Avaliação do Potencial de Geração de Drenagem Ácida.....	51
5.4	Ensaio SPLP.....	57
5.5	Ensaio Cinéticos	59
5.6	Qualidade da Água nos Lagos.....	65
6	CONSIDERAÇÕES SOBRE A MOBILIDADE DE ARSÊNIO.....	72
7	CONCLUSÕES	81
8	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	83
	ANEXO I	91
	ANEXO II.....	93
	ANEXO III	95
	ANEXO IV	99
	ANEXO V.....	102
	ANEXO VI.....	109
	ANEXO VII.....	168

DEDICATÓRIA

À minha esposa Thaiza, e aos meus pais José Fernando e Maria Gorete.

Aos meus avós Joaquim, Lila, José e Magnólia

AGRADECIMENTOS

À minha orientadora Profa. Virgínia Ciminelli por todo incentivo, suporte e conhecimento compartilhado desde o início dos trabalhos.

Ao geoquímico Sr. Mark Logsdon pelos inúmeros e-mails trocados, pela atenção especial no esclarecimento de dúvidas, sugestões e pelas produtivas discussões técnicas aprofundadas no tema.

Aos colegas José Anselmo, Antônio Moura, Jossemir Oliveira, Jeã Lima e os geólogos Thiago Novaes e Carlos Maurício, pelas informações prestadas e suporte dado no planejamento e coletas das amostras.

À Dra. Claudia Caldeira e aos colegas do grupo INCT-AQUA, Douglas Moreira, Dr. Daniel Majuste, Dra. Gabriela Cordeiro e Dra. Graziela Duarte.

Às profissionais do PPGEM Christina Salvador e Maria Aparecida por me ajudarem a resolver por inúmeras vezes as dificuldades nas matrículas e documentação.

À Yamana Gold, por me liberar para realizar as disciplinas e elaborar a dissertação, em especial ao Geólogo Eder Santo por acreditar e incentivar o trabalho desde o início.

À Engenheira Juliana Esper, por despertar meu interesse pelo tema e por ser um dos meus exemplos profissionais.

Ao meu pai José Fernando, eterno incentivador e motivador, que sempre me faz enxergar novos horizontes e a minha mãe Maria Gorete pelo amor incondicional.

À minha querida esposa Thaiza por todo amor, companheirismo, paciência e inspiração dados desde o início ao longo dos anos de mestrado.

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Seção transversal esquemática do depósito em estudo	3
Figura 3.1: Diagrama de distribuição de espécies de ambos As(III) e As(V) inorgânicos em função do pH (SHARMA e SOHN, 2009).	16
Figura 3.2: Diagramas de Eh-pH de um sistema com As-Fe-S-O (25 °C e 1 atm).	16
Figura 3.3: Diagrama de Eh-pH sistema com As-Fe-S-H ₂ O (LOGSDON, 2010)	17
Figura 3.4: Arsênio extraído através de uma solução de fosfato a partir de co-precipitados (PANTUZZO <i>et al</i> , 2008)	20
Figura 4.1: Imagem com os pontos amostrados	31
Figura 4.2: Vista em corte dos 3 diques.....	32
Figura 4.3: Imagem com os pontos amostrados	35
Figura 4.4: Arranjo típico de teste cinético em colunas	41
Figura 4.5: Laboratório com colunas cinéticas	41
Figura 4.6: Plano de pesquisa	43
Figura 5.1: Correlação entre concentrações medidas de arsênio (mg/kg) e teores de arsenopirita por refinamento Rietveld	49
Figura 5.2: Correlação entre o enxofre total e enxofre sulfeto	51
Figura 5.3: Correlação entre o enxofre total e enxofre sulfeto de 46 amostras coletadas, excluídas as 12 amostras oxidadas de superfície	53
Figura 5.4: Correlação entre o PN calculado (através do carbono total) e PN analisado através do ensaio MABA.....	54
Figura 5.5: Diagrama ácido base com a razão poder de neutralização (PN)/ poder de acidificação (PA) de 58 amostras	55
Figura 5.6: NAGpH nas 58 amostras.....	56
Figura 5.7: Comparação entre os resultados de NAGpH e do ensaio MABA.....	56
Figura 5.8: Concentrações de arsênio solubilizadas no ensaio SPLP.....	58
Figura 5.9: Concentrações de alumínio solubilizadas no ensaio SPLP	59
Figura 5.10: Concentrações de manganês solubilizadas no ensaio SPLP	59
Figura 5.11: pH no extrato das colunas 1 e 2.....	60
Figura 5.12: Concentrações de arsênio no extrato das colunas 1 e 2.....	61
Figura 5.13: Concentrações de alcalinidade no extrato das colunas 1 e 2.....	62

Figura 5.14: Concentrações de sulfato no extrato das colunas 1 e 2	62
Figura 5.15: Concentrações de cálcio no extrato das colunas 1 e 2.....	64
Figura 5.16: Concentrações de magnésio no extrato das colunas 1 e 2.....	64
Figura 5.17: Pontos de monitoramento no reservatório.....	66
Figura 5.18: Monitoramento do pH nos lagos II e III (23 anos).....	66
Figura 5.19: Monitoramento de pH no dique de segurança (16 anos).....	67
Figura 5.20: Monitoramento de As nos lago II e III (23 anos).....	67
Figura 5.21: Monitoramento de As no dique de segurança	68
Figura 5.22: Monitoramento de Fe total e solúvel no lago II (23 anos)	69
Figura 5.23: Monitoramento de Fe total e solúvel no lago III (13 anos).....	69
Figura 5.24: Monitoramento de Fe total e solúvel no dique de segurança (16 anos)	69
Figura 5.25: Monitoramento sulfato nos lago II e III (17 anos)	70
Figura 5.26: Monitoramento sulfato no dique de segurança (16 anos)	70
Figura 6.1: Concentrações de arsênio calculadas (SO_4) x concentrações liberadas	75
Figura 6.2: Concentrações de arsênio a partir da solubilidade do arsenato férrico a $\text{pH} > 7$ calculados a partir das equações (3.11) e (3.12) e Langmuir <i>et al</i> (2006).....	76
Figura 6.3: Diagrama de Eh-pH de um sistema com Fe-S- H_2O	77
Figura 6.4: Modelos conceituais do comportamento dos sistemas estudados	78
Figura 6.5: Esquema da liberação de arsênio em ambientes redutores e oxidantes alcalinos (MICHAEL, 2013)	78

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela I.1: Composição mineralógica	4
Tabela III.1: Reações de oxidação de sulfetos adaptado de Stewart et al. (2003).....	12
Tabela III.2: Potenciais de Neutralização em diferentes minerais Jambor (2006)	13
Tabela III.3: Síntese dos métodos.....	28
Tabela IV.1: Identificação e Profundidade das Amostras Coletadas.....	36
Tabela IV.2: Descrição dos ensaios e métodos.....	37
Tabela IV.3: Critérios de classificação de acordo com ensaio NAG (MILLER, 1998). 40	
Tabela IV.4: Sequência de aplicação de água deionizada nas colunas.....	42
Tabela V.1: I_{geo} x Background solo (BOWEN, 1979).....	45
Tabela V.2: Síntese dos Resultados do I_{geo}	45
Tabela V.3: Concentrações de As, S, Al, Fe e Mn nas 58 amostras.....	46
Tabela V.4: Composição mineralógica das 58 amostras	48
Tabela V.5: Concentração de arsênio x %arsenopirita calculado.....	50
Tabela VI.6: Teores de enxofre total 45% mais elevado que os teores de sulfeto	52
Tabela V.7: Potencial de Redução monitorado nos lagos e no dique.....	71
Tabela VI.1: Liberação de arsênio, sulfato e metais na Coluna 1	74

RESUMO

Nesse trabalho foi conduzida uma avaliação de um depósito de rejeitos de uma mineração de ouro localizada em clima semiárido. Foram coletadas 58 amostras de rejeitos superficiais e em profundidade na barragem, bem como amostras de rejeitos frescos do processo CIL (*carbono in leach*). Uma série de ensaios foram realizados incluindo o balanço ácido-base modificado, ensaio NAG, ensaio de solubilização (SPLP), caracterização química e mineralógica. Além desses ensaios, foram realizados ensaios cinéticos nos rejeitos frescos. Tanto a caracterização mineralógica quanto o balanço ácido-base demonstram que o potencial de neutralização dos rejeitos é pelo menos o dobro do potencial de acidificação, confirmando as condições levemente alcalinas atuais do reservatório, com valores de pH sempre acima de 7. Os resultados indicam que não deverá ocorrer a geração de drenagem ácida no fechamento da unidade. As concentrações de alcalinidade monitoradas ao longo dos anos bem como a presença de gipsita (1,3%) nos rejeitos coletados no reservatório, sugerem a ocorrência de neutralização de acidez. Em um ambiente oxidante ocorreu a solubilização de As em concentrações que variaram de abaixo do limite de detecção até 0,081 mg/L, sempre a um pH levemente alcalino. Essa liberação pode estar relacionada com a dissolução de arsenato férrico amorfo. As concentrações de arsênio monitoradas em um ambiente levemente redutor ($E_h = -12\text{mV}$) com rejeitos similares são mais elevadas. O valor de E_h e as concentrações de ferro dissolvido (3 mg/L) sugerem a liberação de arsênio a partir da redução de Fe^{3+} a Fe^{2+} . Com base nos resultados obtidos foi possível estabelecer um modelo conceitual do comportamento do arsênio nesses rejeitos em ambientes alcalinos oxidantes e levemente redutores, bem como recomendar ações para um fechamento estável da barragem, de forma a prevenir a liberação de arsênio no longo prazo ao meio ambiente.

Palavras-chave: Caracterização Geoquímica, Barragem de Rejeitos, Ambiente Alcalino, Mineração de Ouro, Arsênio

ABSTRACT

A geochemical assessment of a tailings deposit from a gold mine located in the semiarid climate was performed on this study. A total of 58 samples were collected including surface and deep tailings as well as fresh tailings from the CIL (carbon in leach) circuit. Several analyses were performed on these samples including the modified acid-base accounting, NAG test, synthetic precipitation leaching procedure (SPLP), chemical and mineralogical characterization. Kinetic tests were also performed in the fresh tailings. Both mineralogical characterization and the acid-base accounting showed that the neutralization potential in the tailings is at least two times higher than the acidification potential, confirming the current slightly alkaline conditions of the reservoir, with pH value always higher than 7. The results indicated that acid rock drainage should not occur in the short and long term. The alkalinity concentrations monitored and the gypsum presence detected in the mineralogical composition (1,3%) of the tailings collected in the reservoir suggests that neutralization and sulphate salts precipitation is occurring. In the oxidizing environment, the arsenic concentrations varied from below detection limit until 0.081 mg/L, always with a slightly alkaline pH. This concentrations can be related with the dissolution of amorphous ferric arsenate. The arsenic concentrations monitored in a slightly reducing environment ($E_h = -12V$) are higher. The E_h and the dissolved iron concentrations (average 3 mg/L) suggests that that the arsenic is being released by the reduction of Fe^{3+} to Fe^{2+} . Based on the results from this work it was possible to establish a conceptual model of the arsenic behave in oxidizing and slightly reducing environments as well as recommend action for a stable closure of the tailings preventing the arsenic release in the long term at the environment.

Keywords: Geochemical Characterization, Tailings Dam, Alkaline Environment, Gold Mining, Arsenic

1 INTRODUÇÃO

1.1 Descrição do problema

Para obtenção dos produtos finais das atividades de extração mineral, uma quantidade elevada de minério é lavrada, cominuída e processada para recuperação do metal de interesse. O desenvolvimento de novas tecnologias e técnicas cada vez mais modernas para o beneficiamento e a metalurgia, de forma a atender à demanda crescente por metais, permite que sejam lavrados e processados minérios mais complexos e com teores metálicos mais baixos, outrora economicamente inviáveis (CIMINELLI, 2007). Como exemplo, tem-se os minérios de ouro associados a minerais sulfetados, que além da evolução tecnológica atingida ao longo dos anos para sua recuperação, têm apresentado aumento significativo em seu valor econômico e comercial.

A extração de minérios de ouro pode ser realizada através de métodos simplificados, como a utilização de gravidade e água para separação do mineral de interesse, ou por meio da mineração de rochas duras. Neste caso, são utilizadas técnicas e tecnologias de cominuição (detonação com explosivos, britagem, moagem) com posteriormente a adição de produtos químicos. Dessa forma os minérios são reduzidos a partículas finas, que podem variar do tamanho de um grão de areia até poucos micrometros (USEPA, 1994). A exploração de minérios resulta na produção de rejeitos. Os rejeitos podem ser descritos como a fração do minério destituída do mineral útil ou com valor econômico, sendo originados nas etapas do beneficiamento mineral e metalurgia (APMI, 1987). E sendo assim, os rejeitos são formados basicamente de materiais sem valor econômico (ganga). Os rejeitos de mineração geralmente formam uma pasta, constituída de uma mistura das partículas finas com água (USEPA, 1994). O termo não deve ser confundido com estéril, uma vez que esse não é gerado no processo de beneficiamento e sim no desmonte mecânico (físico ou com uso de explosivos), durante a lavra.

A lavra em grande escala de minérios de baixos teores, incluídos de ouro, faz com que uma grande quantidade de rejeitos seja gerada. No passado, os rejeitos de mineração eram dispostos sem as preocupações atuais. Porém, com o avanço do conhecimento

sobre os impactos ambientais dessa disposição e a consequente evolução da legislação ambiental, bem como a conscientização das grandes empresas sobre a importância de associar o desenvolvimento econômico à sustentabilidade, os rejeitos passaram a ser contidos através de estruturas construídas a partir dos próprios rejeitos ou através de materiais disponíveis na região. As estruturas de contenção são utilizadas, em alguns casos, em conjunto com geomembranas de polietileno de alta densidade (PEAD) ou outros materiais para impermeabilização dos locais de disposição (**BREITENBACH & SMITH, 2006**).

No passado, era comum que a gestão dos rejeitos representasse um custo externo ao da mineração, pois esta não se preocupava com a adequada disposição desse material, principalmente no que tange à questão voltada para o fechamento de mina. Atualmente, principalmente em locais onde a legislação ambiental referente à mineração é mais evoluída, é comum o conceito de minerar pensando em otimizar os custos de fechamento (*design for closure*). O fechamento de uma barragem de rejeitos costuma representar o maior passivo em termos de custos para o fechamento de uma operação, sendo a adequada gestão dos rejeitos fundamental para viabilizar o projeto de forma ambientalmente estável e economicamente viável (**MARTIN & DAVES, 2002**).

Dentro deste contexto, no semiárido da Bahia, há uma mina de ouro que está em operação desde 1984. Nos primeiros anos de operação o material lavrado era um minério oxidado, em mina a céu aberto, e o processo industrial consistia de lixiviação em pilhas. A partir de 1988 iniciou-se a lavra subterrânea de minérios sulfetados, sendo que o processo foi readequado para um circuito CIP (Tratamento por Cianetação e Carvão em Polpa). Dessa forma, foi necessária a construção de uma barragem de rejeitos para receber os rejeitos do novo circuito. A barragem opera atualmente em um sistema composto por três lagos, os quais são revestidos e impermeabilizados com PVC, de forma a garantir a mitigação dos impactos na qualidade das águas superficiais e subterrâneas no entorno do empreendimento.

1.2 Geologia e Composição Mineralógica

O depósito da mineração em questão é do tipo mesotermal, e se estende ao longo de 13 km. As rochas hospedeiras do minério pertencem à unidade basal máfica da Faixa Weber. As encaixantes superiores ou capa (*hangingwall*) da faixa Weber são rochas basálticas, apresentando lentes de sedimentos carbonosos, na base da sequência Riacho do Incó e as encaixantes inferiores ou lapa (*footwall*) são os metassedimentos e vulcânicas félsicas da sequência Canto.

A Faixa Weber é caracterizada por uma unidade gabro-dolerítica cuja porção central apresenta textura ofiítica grosseira. A partir deste núcleo há uma sucessão de rochas cloríticas derivadas do gabro por cisalhamento associado com alteração hidrotermal. A unidade hospedeira principal é um xisto magnético (clorita-quartzo-magnetita xisto) que ocorre em dois horizontes mineralizados ao sul e ao norte da unidade gabroica.

Os bolsões ocorrem ao longo de uma extensão de 8 km na faixa Weber, com comprimentos variando de 200 m a 800 m e espessuras compreendidas entre 2 m e 30 m. O teor médio é de 5,0 gAu/t. A mineralização ao longo da faixa Weber foi interceptada por sondagem até a profundidade de 1.100 m.

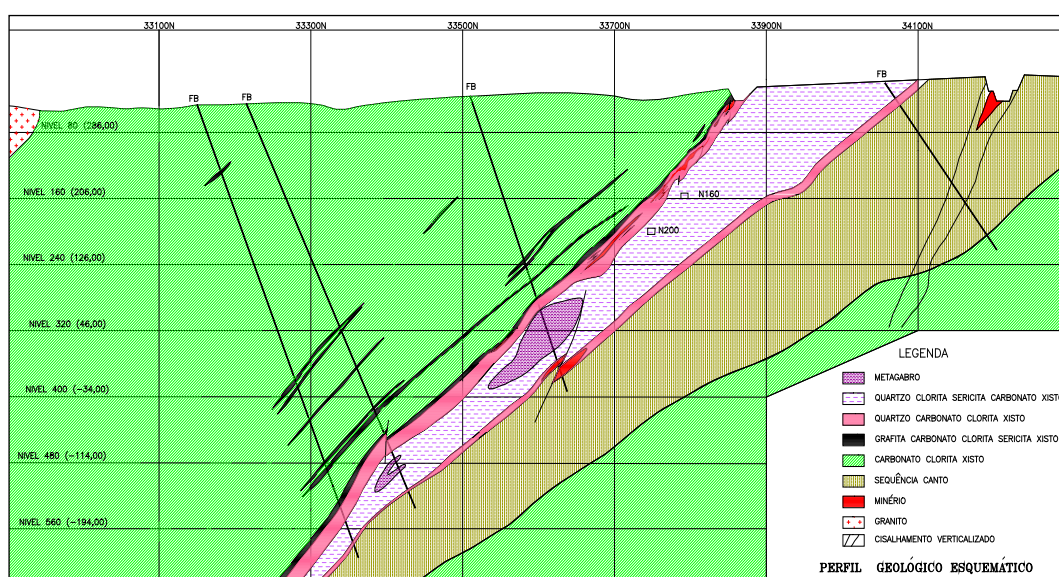


Figura 1.1: Seção transversal esquemática do depósito em estudo

A mineralização é do tipo veio de zona de cisalhamento (*shear zone*) e de natureza multifásica. Os veios são compostos de proporções variáveis de quartzo, carbonato, albita e sulfetos (arsenopirita, pirrotita e pirita). O ouro está associado principalmente com sulfetos em veios e brechas e disseminados no xisto magnético. O conteúdo de sulfetos varia de 2% a 80%, com média em torno de 3%. Falhamentos posteriores à mineralização são conhecidos na mina e deslocam os corpos de minério até 400 m. De acordo com as informações disponibilizadas pela empresa (ANÔNIMO, 2009), a composição mineralógica do minério pode ser representada conforme descritivo da Tabela I.1.

Tabela I.1: Composição mineralógica

Mineral	Composição
Quartzo	40 %
Feldspato	20 %
Clorita	14 %
Dolomita	12 %
Calcita	8 %
Arsenopirita	2 %
Pirita	1 %
Muscovita	0,1%

A composição mineralógica apresentada na Tabela I.1, demonstra a importância em se avaliar de forma detalhada o comportamento desse material ao ser depositado na barragem de rejeitos em forma de polpa. Isso porque, conforme será apresentado posteriormente, a presença de certos minerais e elementos naturalmente presentes na rocha e expostos ao intemperismo, pode acarretar a necessidade cuidados adicionais quando da operação e, principalmente, do fechamento e encerramento das operações. Dentre esses elementos destaca-se a presença de enxofre e arsênio, presente nos minerais arsenopirita e pirita.

A exposição de minerais sulfetados à ação do intemperismo (água de chuva, oxigênio e ação de bactérias) pode acarretar a oxidação dos sulfetos e consequente liberação de prótons H^+ e de sulfatos. A liberação de H^+ resulta na redução do potencial hidrogeniônico (pH) da água, fenômeno esse que é conhecido como drenagem ácida de mina (DAM) ou drenagem ácida de rocha (DAR). Os mecanismos e reações envolvidas

na geração e controle da drenagem ácida serão detalhados na revisão bibliográfica. Em um primeiro momento pode-se observar também a partir da caracterização mineralógica, a elevada presença de carbonatos como dolomita e calcita, que podem atenuar naturalmente a geração da drenagem ácida.

Além da presença de enxofre, outro elemento de interesse é o arsênio, presente no sulfeto arsenopirita detectado na caracterização mineralógica. Este elemento e seus compostos apresentam um elevado grau de toxicidade, principalmente na forma inorgânica. A organização mundial de saúde estabeleceu como limite máximo a concentração de 0,01 mg/L de arsênio na água para consumo humano. Compreender os mecanismos responsáveis pela mobilidade e fixação do arsênio é fundamental em depósitos com essa característica.

Como a operação em questão encontra-se em estágio mais próximo do fechamento, há necessidade de se avaliar o comportamento dos elementos de interesse nos rejeitos depositados, de forma a utilizar essas informações quando do fechamento da barragem e revegetação da área. O objetivo do plano de fechamento desta unidade é estabilizar os rejeitos depositados na barragem de forma a evitar que haja mobilização de compostos que possam causar impactos no meio ambiente. O uso de coberturas secas é uma das alternativas utilizadas atualmente no fechamento de barragens. O objetivo dessas coberturas é impedir que a água de chuva entre em contato com os rejeitos após o fechamento da área. As características climatológicas da região e o tipo de material utilizado bem como o grau de compactação da cobertura são os principais fatores que influenciam na penetração de água nos rejeitos.

Portanto, através de uma avaliação e caracterização refinada do material depositado no local ao longo dos anos, será possível predizer e posteriormente estabelecer as medidas necessárias para que esse controle seja realizado de forma efetiva.

Em termos de relevância científica o presente projeto propõe uma avaliação aprofundada do comportamento da lixiviação de metais em rejeitos não geradores de drenagem ácida, pois os teores de carbonatos, em princípio, excedem os teores de

sulfeto no minério, o que também será confirmado ao longo dos trabalhos. A bibliografia referente ao comportamento de rejeitos em curto, médio e longo prazo em condições circumneutras ainda é escassa, sendo que as conclusões desse projeto podem contribuir para expandir o conhecimento nessa área.

Em relação à relevância técnica, a principal contribuição será com a geração de informações detalhadas e confiáveis para o fechamento da barragem. Com as informações geradas sobre o comportamento dos rejeitos gerados no curto, médio e longo prazo em diferentes condições, o projeto de modelamento do fechamento da barragem poderá ser elaborado de uma forma ambientalmente segura e economicamente viável. Antes mesmo do encerramento das operações da mina, uma série de medidas e práticas de gestão nos rejeitos e na barragem poderão ser recomendadas com base nos resultados encontrados para controle da mobilidade de arsênio e metais e consequente melhoria na qualidade da água da barragem.

Finalmente, compreender de forma detalhada o comportamento de rejeitos no longo prazo sob essas condições, auxiliará também na definição de medidas de controle a serem implantadas em novos projetos que estão em fase de viabilidade, e que possuem características similares, como a presença de arsenopirita e carbonatos.

2 OBJETIVOS

O objetivo geral dessa proposta é avaliar o potencial de geração de drenagem ácida e compreender os mecanismos de liberação de arsênio e sulfato na água da barragem de rejeitos de uma mineração localizada no semiárido da Bahia. Portanto, serão realizados ensaios químicos e mineralógicos que serão conduzidos nos rejeitos já dispostos na barragem bem como nos rejeitos “frescos” que estão sendo gerados e dispostos atualmente, provenientes da usina de beneficiamento e da hidrometalurgia.

Os objetivos específicos são:

- (i) Propor medidas de gestão para mitigar e reduzir as concentrações de arsênio e sulfato no lago da barragem ao longo da operação;
- (ii) Avaliar o potencial de liberação de outros compostos químicos relevantes. Dentre esses elementos estão os metais manganês, ferro, cádmio, chumbo, cobre, zinco e níquel;
- (iii) Estabelecer os mecanismos geoquímicos que podem influenciar na mobilidade desses compostos quando do pós-fechamento;

Com base no conhecimento adquirido, pretende-se contribuir para a definição e dimensionamento do tipo de cobertura que deverá ser utilizada no fechamento da barragem, de forma que a configuração projetada seja ambientalmente segura em termos geoquímicos e economicamente viável.

3 REVISÃO DE LITERATURA

3.1 Barragens de Mineração

A lavra em grande escala de minérios de baixo conteúdo metálico, como de ouro, acarreta a geração de um volume considerável de rejeitos, em volume ou em massa (**ABRÃO, 1987, CIMINELLI, 2007**). No passado, os minerais de interesse econômico eram separados apenas através de métodos físicos pela diferença na gravidade específica. O material residual era descartado em localizações mais convenientes. Segundo **Martin & Daves (2002)**, o local mais conveniente para descarte dos rejeitos era geralmente representado por cursos d'água próximos. Assim, a disposição dos rejeitos de mineração era realizada sem contenções físicas para proteção desses mananciais superficiais e das águas subterrâneas.

No final do século XIX e início do século XX, dois importantes acontecimentos mudaram a forma de minerar: i) o desenvolvimento da flotação e ii) o desenvolvimento da cianetação para a extração de ouro. Esses dois processos aumentaram significativamente a possibilidade de lavra e processamento de minérios em depósitos

com teores mais baixos e também mais complexos, tais como minérios de ouro associados a sulfetos. No entanto, como a forma de disposição continuou inalterada, quantidades cada vez maiores de rejeitos passaram a ser dispostas e transportadas diretamente para cursos d'água, lagos e oceanos, impactando esses corpos receptores negativamente não apenas com o aumento da turbidez como também com a liberação de elementos químicos, uma vez que nem todo o material depositado através dos rejeitos é inerte.

Com o tempo, esse tipo de disposição de rejeitos sem controles ambientais passou a ocasionar problemas com as comunidades locais, principalmente no uso do solo e da água. Ainda segundo **Martin & Daves (2002)**, os rejeitos acumulados em locais inadequados ocasionam entupimento de valas de irrigação e contaminam assim lavouras, prejudicando seu crescimento. Conflitos dessa natureza resultaram em problemas que levaram ao desenvolvimento de requisitos legais para impedir a disposição de rejeitos. Com o tempo, esse tipo de disposição foi se extinguindo, primeiro em países desenvolvidos e, posteriormente, em países em desenvolvimento.

Para continuar minerando, as empresas passaram a utilizar pequenas barragens para conter esses rejeitos. Entretanto, em um primeiro momento, pouca ou nenhuma engenharia era utilizada. Os barramentos eram projetados para comportar chuvas médias e conseqüentemente não suportavam as chuvas mais intensas, sendo os rejeitos muitas vezes levados pela ação da água nestas ocasiões. Com o avanço das tecnologias para movimentação de terra e de material, com a evolução gradativa da legislação ambiental e com o próprio aumento da conscientização das grandes empresas sobre a importância de associar o desenvolvimento econômico à sustentabilidade, passaram a ser empregados métodos mais apropriados para a disposição dos rejeitos da indústria mineral (**D'AGOSTINO, 2008**).

No início dos anos 70 a maioria dos problemas referentes à estabilidade geotécnica de barragens estava bem compreendido e endereçado nos projetos. Entretanto, os problemas referentes à estabilidade geoquímica eram muito pouco compreendidos e as

barragens geralmente eram projetadas e operadas ainda sem o conceito de fechamento e reabilitação em mente.

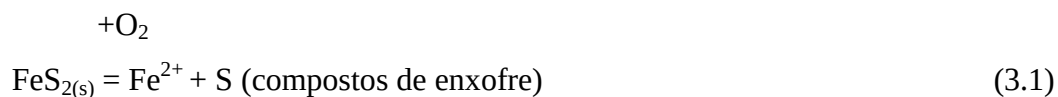
Nos últimos 30 anos os problemas ambientais cresceram em importância e a atenção referente à estabilidade geoquímica de rejeitos passou a estar cada vez mais presente no design e na operação de novos barramentos. Os rejeitos passaram a ser contidos através de estruturas construídas a partir dos próprios rejeitos ou através de materiais disponíveis na região, como solos argilosos e siltosos.

O rejeitos podem ser dispostos a céu aberto, de forma subterrânea ou subaquática. Segundo **Lozano (2006)** a disposição a céu aberto é a forma mais utilizada entre as três e pode ser feita em pilhas controladas ou através de estruturas de contenção. Entretanto, a disposição a céu aberto pode resultar em problemas de instabilidade geoquímica, conforme apresentado adiante. Além desses controles, as estruturas de contenção são utilizadas em alguns casos, em conjunto com geomembranas de polietileno de alta densidade (PEAD) ou outros materiais para impermeabilização dos locais de disposição (**BREITENBACH & SMITH, 2006**).

3.2 Geoquímica de Rejeitos de Mineração

Um dos maiores desafios ambientais em muitas operações de mineração, incluindo as de ouro, é a presença de minerais sulfetados nos rejeitos. Apesar dos rejeitos serem depositados geralmente em áreas isoladas por barramentos e em condições alcalinas provenientes do processamento, a intemperização e outros fatores, fazem com que esses materiais neutralizantes provenientes do próprio processo hidrometalúrgico (como cal hidratada) ou do minério (carbonatos e outros minerais) sejam consumidos (**RITCEY, 2005**). Isso ocorre devido à presença dos minerais sulfetados, que através das ações de intempéries, como a precipitação de água de chuva, o contato com oxigênio atmosférico e a ação bacteriológica, acarretam a liberação de íons H^+ e sulfato e consequente formação de ácido sulfúrico (**RITCEY, 1989**). Esse fenômeno é conhecido como drenagem ácida de mina ou AMD. Em condições de pH circumneutro, a oxidação de sulfetos resulta em geração de acidez e consequente liberação de metais (**BLOWES et al., 2003**)

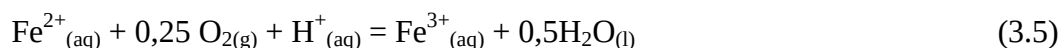
Singer & Stum (1970) foram alguns dos primeiros autores a apresentar equações para representar a geração de drenagem ácida. A reação inicial (4.1) e as reações cíclicas de propagação (4.2) e (4.3) são representadas a seguir.



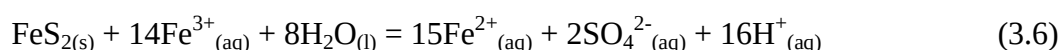
Vários autores detalharam os mecanismos acima representados. De acordo com **Akcil & Koldas (2006)**, a primeira reação importante é a oxidação, pelo oxigênio, do sulfeto mineral em ferro dissolvido, sulfato e hidrogênio.



Se as condições do meio forem suficientemente oxidantes e ácidas (dependendo da concentração de O_2 , pH e atividade bacteriana), ocorre a oxidação do íon ferroso em férrico.

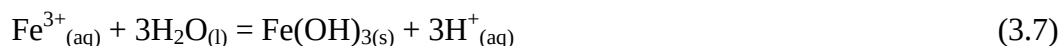


O Fe(III) formado pode atuar como um agente oxidante, acelerando a reação de oxidação de sulfetos, de acordo com a equação (4.6)



É sabido por mais de 40 anos que microrganismos, como o *Acidithiobacillus ferrooxidans* obtêm energia da oxidação de Fe^{2+} em Fe^{3+} , catalisando esta reação

(BRYNER et AL., 1967; NORDSTROM & SOUTHAM, 1997). Essa catálise pode aumentar a taxa da reação (4.2) em 10^5 vezes em relação à oxidação abiótica (SINGER & STUMM, 1970), sendo um fator determinante na cinética de geração de drenagem ácida. Em valores de pH entre 2,3 e 3,5, o Fe(III) precipita como $\text{Fe}(\text{OH})_3$ (AKCIL & KOLDAS, 2006) de acordo com a equação (4.7).



Caldeira et al. (2003) investigou a natureza dos óxidos formados durante a oxidação de pirita pelo oxigênio molecular em soluções alcalinas. As análises de difração por raios-X indicaram que num meio hidróxido a hematita é a principal fase com pequenas parcelas de ferroxita ($\delta\text{-FeOOH}$). Em contrapartida em meio carbonato o principal constituinte é a ferrhidrita ($\text{Fe}_5\text{HO}_8 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$), com complexo hidróxido carbonato de ferro. Em meio contendo hidróxido de cálcio, apenas o carbonato de cálcio foi detectado na superfície da pirita oxidada.

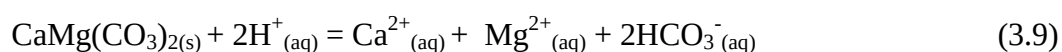
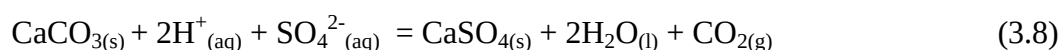
Além da pirita, a oxidação de outros minerais sulfetados pode gerar acidez, liberando assim os elementos químicos presentes nestes sulfetos. A liberação desses elementos está diretamente ligada às condições de Eh e pH.

Com o objetivo em analisar o potencial de geração de acidez em diversos tipos de sulfetos, Stewart et al. (2003) realizaram uma série de ensaios em laboratório utilizando o procedimento NAG, que será detalhado posteriormente neste trabalho. Amostras contendo os seguintes sulfetos foram ensaiadas: pirita (FeS_2), pirrotita (Fe_7S_8), arsenopirita (FeAsS), calcopirita (CuFeS_2), calcocita (Cu_2S), covelita (CuS), bornita (Cu_5FeS_4), galena (PbS) e esfarelita (ZnS). Os experimentos demonstraram que somente os sulfetos contendo pirita, pirrotita, arsenopirita e calcopirita geraram acidez, de acordo com os mecanismos resumidos na III.1.

Tabela III.1: Reações de oxidação de sulfetos adaptado de Stewart et al. (2003)

Sulfeto	Estequiometria Assumida	Observações
Pirita	$\text{FeS}_2 + 15/4\text{O}_2 + 7/2\text{H}_2\text{O} = \text{Fe(OH)}_3 + 4\text{H}^+ + 2\text{SO}_4^{-2}$	Dois íons de H^+ são produzidos diretamente da oxidação do enxofre (S^0) e dois íons de H^+ são produzidos pela oxidação geral do íon ferroso a férrico seguida da precipitação de Fe(OH)_3 em $\text{pH} > 2.5$
Pirrotita	$\text{Fe}_7\text{S}_8 + 69/4\text{O}_2 + 37/2\text{H}_2\text{O} = 7\text{Fe(OH)}_3 + 16\text{H}^+ + 8\text{SO}_4^{-2}$	A pirrotita gera a mesma quantidade de acidez que a pirita ($2\text{H}^+ : 1\text{S}$)
Arsenopirita	$\text{FeAsS} + 7/2 \text{O}_2 + \text{H}_2\text{O} = \text{FeAsO}_4 + 2\text{H}^+ + \text{SO}_4^{-2}$	A arsenopirita gera 2 mols de H^+ para cada mol de S assumindo-se a formação de arsenato férrico. Acidez gerada similar a da pirita considerando essa hipótese.
Calcopirita	A um pH menor que 5,5 $\text{CuFeS}_2 + 17/4 \text{O}_2 + 5/2 \text{H}_2\text{O} = \text{Cu}^{2+} + 2\text{SO}_4^{-2} + \text{Fe(OH)}_3 + 2\text{H}^+$ A um pH maior que 5,5 $\text{CuFeS}_2 + 17/4 \text{O}_2 + 9/2 \text{H}_2\text{O} = \text{Cu(OH)}_2 + 2\text{SO}_4^{-2} + \text{Fe(OH)}_3 + 4\text{H}^+$	Devido à solubilidade de Cu^{2+} ser significativamente maior do que a de Fe^{3+} , o cobre liberado durante a oxidação permanece em solução como Cu^{2+} até o pH de aproximadamente 5,5. Assim a reação dominante vai depender do pH.
Bornita	Reação 1: $\text{Cu}_5\text{FeS}_4 + 3\text{H}_2\text{O} + 8\text{O}_2 = 5\text{Cu}^+ + \text{SO}_4^{-2} + \text{Fe(OH)}_3 + 3\text{H}^+$ Reação 2: $5\text{Cu}^+ + 5\text{H}^+ + 5/4 \text{O}_2 = 5\text{Cu}^{2+} + 5/2 \text{H}_2\text{O}$	A bornita vai produzir a acidez inicialmente de acordo com a reação 1, porém o Cu^+ não é estável na presença de O_2 e oxida a Cu^{2+} , consumindo ácido de acordo com a reação 2. A precipitação de Cu^{2+} como Cu(OH)_2 em um pH elevado resulta na geração de H^+ , contudo sem implicar em geração de acidez.
Calcocita	Reação 1: $\text{Cu}_2\text{S} + 2\text{O}_2 = 2\text{Cu}^+ + \text{SO}_4^{-2}$ Reação 2: $2\text{Cu}^+ + 2\text{H}^+ + 1/2 \text{O}_2 = 2\text{Cu}^{2+} + \text{H}_2\text{O}$	A calcocita não produzirá ácido durante a oxidação (reação 1) já que o Cu^+ não é estável na presença de O_2 e oxidará a Cu^{2+} consumindo ácido (reação 2). A precipitação de Cu^{2+} como Cu(OH)_2 em um pH elevado resulta na formação de H^+ , contudo sem implicar em geração de acidez.
Covelita	$\text{CuS} + 2\text{O}_2 = \text{Cu}^{2+} + \text{SO}_4^{-2}$	A covelita não vai produzir ou consumir ácido uma vez que os íons Cu^{2+} são diretamente produzidos durante a oxidação. Novamente, a precipitação de Cu^{2+} como Cu(OH)_2 a um $\text{pH} > 5,5$ resulta na geração de H^+ , sem gerar contudo acidez.
Galena	$\text{PbS} + 2\text{O}_2 = \text{PbSO}_4$	A galena não produz acidez quando oxidada e possui uma solubilidade muito baixa em condições ácidas. Como resultado, não são formados íons hidrogênicos pela precipitação de sulfato de Pb.
Esfarelita	$\text{ZnS} + 2\text{O}_2 = \text{Zn}^{2+} + \text{SO}_4^{-2}$	A esfarelita é diretamente oxidada pelo oxigênio sem a geração de íons de hidrogênio. A esfarelita é altamente solúvel em condições neutras de pH. A precipitação de Zn como Zn(OH)_2 ocorre em um pH mais elevado não gerando acidez.

Além da presença de sulfetos na composição mineralógica de alguns depósitos observa-se a presença elevada de carbonatos. Nesses casos, após a oxidação de sulfetos como pirita e arsenopirita e consequente geração de acidez, ocorre uma subsequente dissolução dos carbonatos como calcita e dolomita, fazendo com que haja a neutralização da acidez de forma relativamente eficaz (**JURJOVEC *et al.*, 2002**) através de reações como:



O sulfato de cálcio (CaSO_4) forma em geral o sal hidratado ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$). **Jambor *et al.* (2006)** apresentaram o poder de neutralização de alguns carbonatos e de uma série de minerais silicatados, que também podem apresentar algum potencial de neutralização se presentes em grandes quantidades de acordo com a Tabela III.2.

Tabela III.2: Potenciais de Neutralização em diferentes minerais **Jambor (2006)**

Grupo/mineral	NP (kgCaCO ₃ /t)	Grupo/mineral	NP (kgCaCO ₃ /t)
Quartzo	0	Granada/ almandina	3
K-feldspato	1	/grossular	6
Plagioclásio/albita, An ₀₋₂₀	1	Olivina/forsterita	38
albita, An ₂₀₋₃₀	2	Serpentina	32
albita, An ₃₀₋₄₀	4	Talco	2
albita, An ₄₀₋₅₀	5	Magnetita	2
anortita, An ₅₀₋₆₀	6	Ilmenita	1
anortita, An ₆₀₋₇₀	8	Hematita	2
anortita, An ₇₀₋₈₀	10	Nefelina	25
>An ₈₀	12	Analcima	11
Anfibólios	3	Thomsonita-Ca	13
Piroxênios	5	Calcita	1000
Mica/muscovita	1	Dolomita	1085
Flogopita	8	Siderita ¹	863
Clorita/Clinoclorita	6		

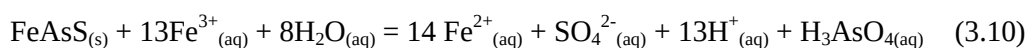
¹Poder de neutralização obtido em laboratório assumindo que o Fe(II) não foi hidrolisado

Na presença de carbonatos, a acidez gerada pela eventual oxidação dos sulfetos pelo contato com a água e o oxigênio atmosférico pode ser parcial ou totalmente neutralizada. Essas reações, conforme apresentado nas equações (4.8) e (4.9), podem gerar precipitados de sulfato de cálcio bem como cálcio (Ca^{2+}) e magnésio (Mg^{2+}) em solução. A geoquímica aquática associada a condições alcalinas é também de interesse para uma avaliação mais detalhada da qualidade da água (**HEIKKINEN *et al.*, 2009**). Em condições neutras de pH, a drenagem resultante é denominada drenagem neutra de mina (NMD).

A mobilidade dos produtos gerados na oxidação dos sulfetos metálicos dependem de uma série de processos biogeoquímicos, como precipitação, dissolução, reações de oxirredução e de adsorção. Em condições de pH próximas da neutralidade uma série de metais traço, como Ge, Zn, Sb, As, Cr, Co, Cu, Mn, Mo, Ni, Se e Tl, pode se manter solubilizada em condições redox específicas. Esses elementos químicos podem ser disponibilizados através da oxidação dos sulfetos nos rejeitos ou através do efluente aquoso proveniente do próprio processo de beneficiamento mineral. Dessa forma, a geração de efluentes com metais ou metaloides bem como a geração de efluentes ácidos em solução, não necessita de longos períodos de exposição de minerais sulfetados (**LINDSAY *et al.*, 2009**). Além dos elementos acima citados, observa-se, a partir das reações (4.3) e (4.6), que o sulfato também é um dos produtos gerados na oxidação de sulfetos (**DOSHI, 2006**). Assim, as concentrações de sulfatos também tendem a aumentar, mesmo em condições neutras de pH. Apesar do sulfato não apresentar os mesmos níveis de toxicidade dos metais traço, a legislação federal estabelece limites máximos para esse composto na classificação dos corpos hídricos. Um corpo hídrico para atender aos padrões de qualidade classe II, pode ter uma concentração máxima de sulfato de 250 mg/L (**CONAMA, 2005**).

A arsenopirita possui fórmula química FeAsS , sendo comumente encontrada em diferentes depósitos, incluindo magmáticos e hidrotermais (**COCKHILL & VAUGHAN, 2009**). Devido a sua associação com o ouro, a arsenopirita é frequentemente lavrada e processada para a extração desse metal precioso e posteriormente descartada como rejeito mineral. A arsenopirita é estável em condições

redutoras, mas assim como a pirita, oxida em condições atmosféricas, gerando os derivados dos ácidos H_2SO_4 , H_3AsO_3 e H_3AsO_4 (NESBITT *et al.*, 1995). Em condições favoráveis de Eh-pH, a oxidação da arsenopirita resulta na formação de ácido sulfúrico e pode resultar também em concentrações elevadas de metais e sulfato no ambiente. De acordo com Rimstidt *et al.* (1993), a seguinte equação representa a oxidação da arsenopirita:



Em soluções aquosas, o arsênio formará compostos como denominados de arsenito derivado do $\text{H}_3\text{As}^{+3}\text{O}_3$ e arsenato derivado do $\text{H}_3\text{As}^{+5}\text{O}_4$, que podem ser simplesmente designados como As(III) e As(V). Nas condições das águas naturais, com pH variando de 4 a 9, a espécie trivalente mais predominante é o ácido arsenioso. A termodinâmica do As(V) sugere a existência dos ânions H_2AsO_4^- e HAsO_4^{2-} como majoritários em solução, uma vez que as perdas dos dois primeiros prótons irão ocorrer, respectivamente, em pH 2,2 e 7, de acordo com a Figura 3.3. As formas trivalentes são as mais tóxicas e aquelas que apresentam a maior mobilidade.

A seguir são apresentados os diagramas de distribuição de espécies de ambos As(III) e As(V) inorgânicos em função do pH, bem como três exemplos de diagramas de Eh x pH para um sistema com As-Fe-S- H_2O .

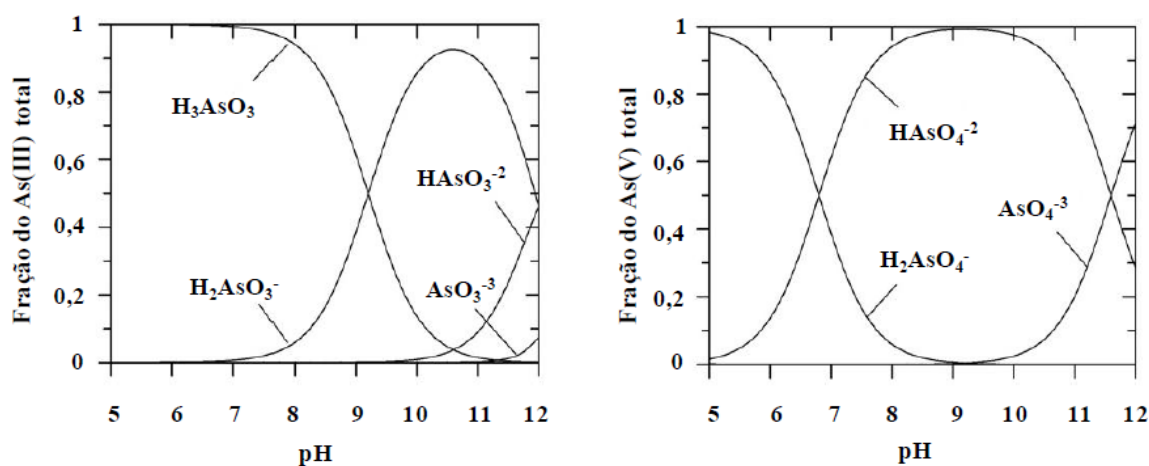


Figura 3.1: Diagrama de distribuição de espécies de ambos As(III) e As(V) inorgânicos em função do pH (SHARMA e SOHN, 2009).

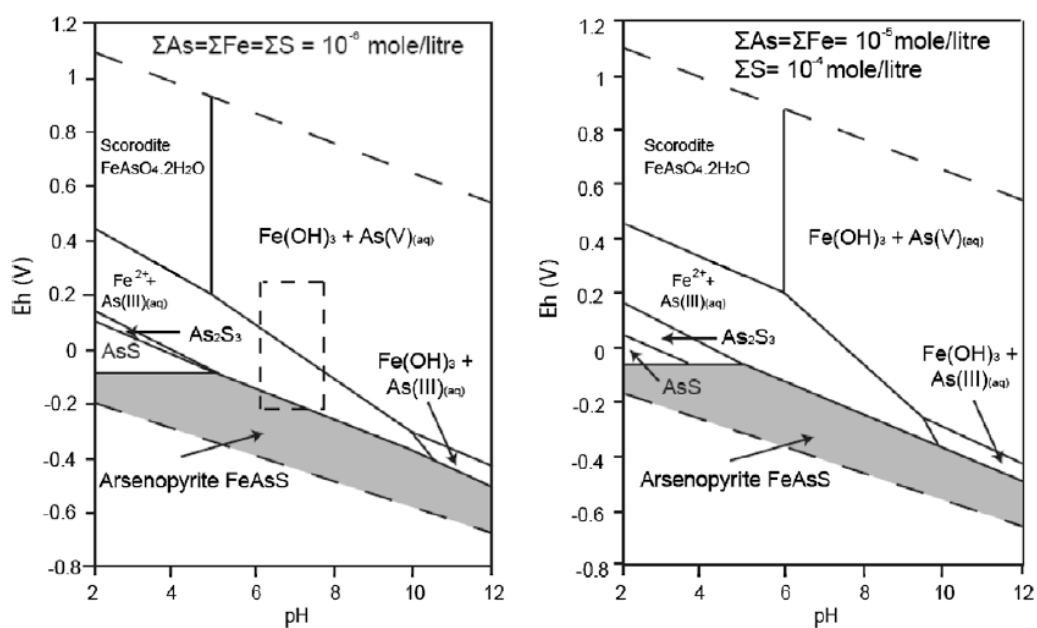


Figura 3.2: Diagramas de Eh-pH de um sistema com As-Fe-S-O (25 °C e 1 atm). Adaptado de **Craw et al. (2003)**.

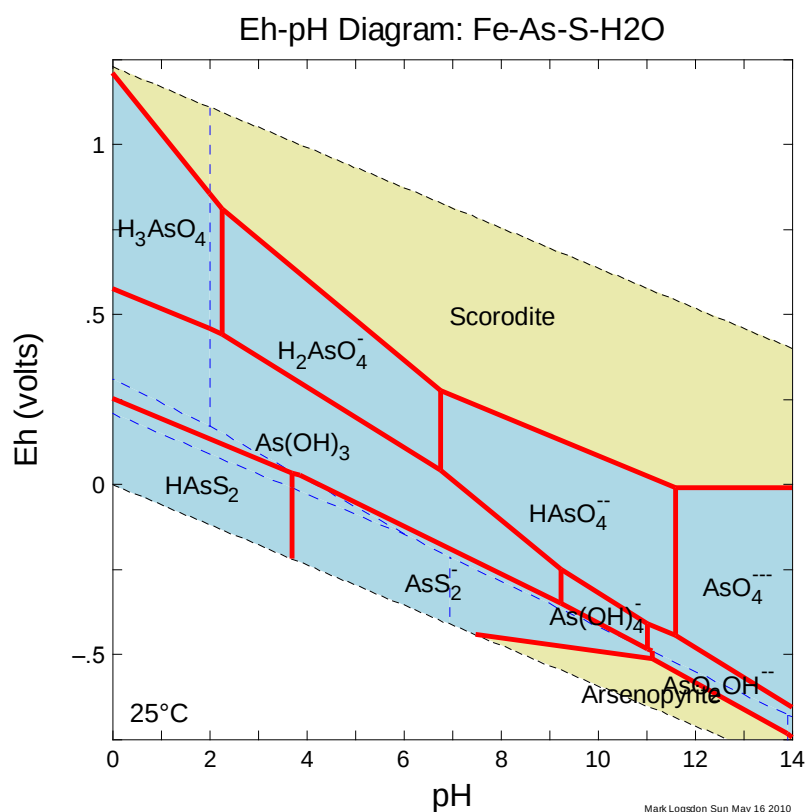


Figura 3.3: Diagrama de Eh-pH sistema com As-Fe-S-H₂O (LOGSDON, 2010)

A seguinte composição química da solução foi considerada na construção do diagrama mostrado na Figura 3.3, Ca = 100 mg/L; Mg = 40 mg/L; Na = 30 mg/L; K = 10 mg/L; Fe = 50 mg/L; Cl = 20 mg/L; SO₄ = 554 mg/L e em equilíbrio com o CO₂ atmosférico. Log da atividade do As = -4 (= 7.5 mg/L). Não foram consideradas a presença de ouropigmento (As₂S₃), realgar (As₂S₃) e arsenatos (Ca,Mg)₃(AsO₄)₂ uma vez que esses compostos não haviam sido observados no local de interesse.

Nos diagramas da Figura 3.2 as concentrações de enxofre no sistema variam. É possível observar que no diagrama da direita o aumento na concentração de enxofre provocou um aumento na faixa de estabilidade da scorodita em relação ao pH. Em relação ao diagrama da Figura 3.3, alguns dos elementos considerados para construção do diagrama da Figura 3.2 não foram considerados conforme citado anteriormente. Observa-se que a estabilidade das diferentes espécies contendo arsênio varia com o potencial redox e pH, dessa forma o arsênio pode ser classificado como redox-sensitivo, ou seja, uma das variáveis mais importantes na especiação de arsênio é o potencial de

oxi-redução do meio (**WEINER, 2007**). Em condições mais oxidantes o arsênio inorgânico ocorrerá majoritariamente como os derivados da dissociação do ácido H_3AsO_4 . Entretanto, em condições redutoras (baixos valores de Eh), o ácido arsenioso será predominante. Ainda segundo **Weiner (2007)**, a solubilidade dos sulfetos de arsênio é baixa. Isso indica que sob condições específicas de oxi-redução, a arsenopirita possui baixa solubilidade. Nos sistemas exemplificados nas Figuras 3.2 e 3.3 a arsenopirita apresenta diferença em sua estabilidade devido à diferença na composição química de ambos os sistemas.

É importante ressaltar que quando uma espécie química redutora cede elétrons ao meio, se converte em uma espécie oxidada, e a relação que guarda com seu precursor fica estabelecida mediante o que se chama de um par redox. Analogamente, se diz que quando uma espécie capta elétrons do meio se converte em uma espécie reduzida, e igualmente forma um par redox com seu precursor reduzido. Exemplos de pares redox que possuem relevância para esse trabalho são: $\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^{3+}$ e $\text{As}^{3+}/\text{As}^{5+}$. O potencial redox é a espontaneidade, ou a tendência de uma espécie química adquirir elétrons e, desse modo, ser reduzido.

Complementarmente, segundo **Langmuir et al. (2006)**, tanto a escorodita ($\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) como o arsenato férrico amorfo apresentam baixa solubilidade. Experimentos de laboratório foram realizados em uma solução rica em arsênio proveniente de uma mineração de urânio. A solução foi neutralizada de um pH 2 a 8 com a adição de $\text{Ca}(\text{OH})_2$. A escorodita cristalina precipitou em um pH próximo de 2 e os oxihidróxidos de ferro amorfos (FO) precipitaram em um pH entre 2 e 3. As concentrações de arsênio reduziram de 686 mg/L a um pH de 0,97 para abaixo de 1 mg/L em um pH de 7,37. Neste pH a escorodita apresentou um Kps de 24,67 e esteve parcialmente cristalina enquanto que o FO foi cineticamente inibido de precipitação. A remoção de arsênio durante a neutralização pode ser explicada a partir de precipitação de 90 a 98% do As(V) como escorodita no pH de 2-3 e adsorção do As(V) remanescente pelo FO precipitado entre o pH 2,18 e 7,37. De acordo ainda com os experimentos, a baixa solubilidade da escorodita é evidente a um pH 7,37 a partir de

cálculos envolvendo a relação de equilíbrio do arsenato férrico e o hidróxido férrico apresentada a seguir.



Considerando o log do K_{sp} (produtos de solubilidade) do arsenato férrico e dos hidróxidos de ferro respectivamente, a constante de equilíbrio da reação seria de:

$$K_{eq} = 10^{-21.67} = [\text{HAsO}_4^{2-}][\text{H}^+]^2 \quad (3.12)$$

Assim a atividade de equilíbrio do HAsO_4^{2-} é de $1,2 \times 10^{-7}$ mols/L ou 0,009 mg/L de arsênio, considerando um pH da ordem de 7,37. De acordo com **Langmuir et al. (2006)** é possível prever a variação das concentrações com a variação do pH, considerando um ambiente oxidante onde não ocorram alterações significativas no Eh. Essa predição é válida considerando um pH igual ou maior do que 7 (<11,5), onde o HAsO_4^{2-} é a espécie dominante. Essa faixa de pH é a mais adequada para o sistema que será avaliado neste trabalho, sendo que essa discussão será aprofundada no Capítulo 7.

Para uma avaliação e comparação da contribuição da adsorção em relação à precipitação, como os mecanismos de fixação de arsênio, Pantuzzo *et al.* (2008) realizaram um ensaio através de uma solução extratora com fosfato. O arsênio extraído através dessa solução aumentou de 5,7% a 84,4% com o aumento do pH de 1,5 para 8 e confirmou uma predominância do mecanismo de precipitação e menor mobilidade em pH de 1,5 a 4,0 e de adsorção em pH alcalinos. Considerando um pH fixo de 4, a concentração residual de arsênio através de co-precipitação reduziu em 2 ordens de magnitude quando a relação Fe/As aumentou de 1 para 4 sendo que o arsênio adsorvido se manteve entre 19,4% a 26,5%. Os resultados desse trabalho indicam que a formação de arsenato férrico amorfo ($\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) é desfavorável em condições alcalinas. Esse experimento confirmou a importância do pH (Figura 3.4) e da proporção de Fe/As e no controle da mobilidade do arsênio bem como a predominância do mecanismo de adsorção em relação ao de precipitação a um pH levemente alcalino (pH=8), que é um pH similar ao encontrado na barragem de rejeitos desse trabalho.

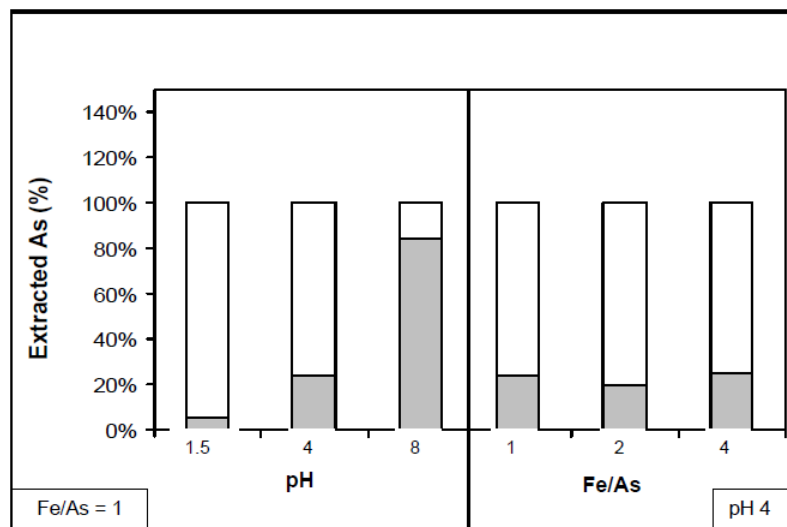


Figura 3.4: Arsênio extraído através de uma solução de fosfato a partir de co-precipitados (PANTUZZO *et al*, 2008)

3.3 Normas e ensaios para caracterização geoquímica de rejeitos de mineração

No Brasil, os resíduos sólidos, inclusive os rejeitos de mineração, são classificados como perigosos e não perigosos através de ensaios de lixiviação de acordo com o procedimento estabelecido pela norma ABNT 10005. Tais ensaios de lixiviação tem baixa aplicabilidade para ambientes de mineração (**GARD, 2010**), uma vez que este tipo de procedimento simula condições de aterro sanitário com adição de ácido acético na amostra. Nesse ensaio, a proporção de líquido para sólido é de 16:1 (**ABNT, 2004**), com adição de ácido acético e contato por 24 horas.

A norma ABNT 10006 estabelece o procedimento para o ensaio de solubilização a uma proporção de 4:1 líquido/sólido, com a adição de água deionizada (**ABNT, 2004**). A amostra é submetida a uma agitação e posterior repouso por um período de 7 dias. Esse ensaio complementa o ensaio de lixiviação presente na norma ABNT 10005 e classifica o resíduo como inerte ou não inerte. O resultado desse tipo de ensaio fornece uma estimativa sobre comportamento e a solubilidade de metais em curto prazo. Entretanto, não simula o comportamento dos sólidos. É importante destacar que esse tipo de ensaio

indica a liberação de metais e de metalóides com base na solubilidade de compostos em solução, quando o processo é dominado por simples dissolução. A dissolução de sais ou sulfetos de arsênio depende diretamente do potencial redox e, como é típico de reações controladas por processos eletroquímicos, apresenta cinética complexa e lenta, o que não seria mensurado adequadamente pelos ensaios das normas citadas (CIMINELLI, 2011). Para se avaliar no curto prazo qual seria a liberação de metais, o procedimento de solubilização da ABNT 10006 possui alguma aplicabilidade para rejeitos de mineração podendo ser utilizado eventualmente para avaliar a liberação de metais e metalóides. O procedimento da ABNT 10005 não é adequado devido à utilização de ácido acético simulando as condições de aterros sanitários. Nos Estados Unidos existe um procedimento similar ao ABNT 10005, denominados TCLP (*Toxicity Characteristic Leaching Procedure*).

Para se avaliar de uma forma mais completa e representativa o potencial de formação de acidez e de liberação de metais associadas à presença de sulfetos e os processos que estão ocasionando essa liberação, outras avaliações e procedimentos são recomendadas em complemento aos ensaios ABNT. Esses procedimentos serão descritos a seguir:

- (i) Balanço Ácido-Base modificado;
- (ii) NAG (*Net Acid Generating*) teste (adição simples e sequencial);
- (iii) Ensaios de solubilização SPLP;
- (iv) Ensaios cinéticos.

Além dos ensaios e procedimentos listados acima, as amostras sólidas de rejeitos e outros devem ser submetidas a caracterização mineralógica detalhada através de técnicas como a difração por raios-X e a espectroscopia RAMAN, bem como a análises que possibilitem determinar sua composição química.

3.3.1 Balanço Ácido-Base

O balanço ácido-base foi originalmente desenvolvido com o foco em estimar, através de ensaios estáticos e de curto prazo, o potencial de geração de drenagem ácida de uma amostra de rejeito, estéril ou minério que contem sulfetos (SOBEK *et al.*, 1978).

Entretanto, uma série de proposições para alteração e aperfeiçoamento do método original foram feitas posteriormente visando identificar interferências que não foram consideradas previamente. Como exemplo de um procedimento que modifica o procedimento de Sobek é aquele proposto por **Lawrence & Wang (1997)**, onde o ataque ácido com HCl é feito a um pH mais elevado em relação ao procedimento original de Sobek e o NP é determinado em temperatura ambiente. Essas modificações previnem que os resultados de AP e NP sejam superestimados (**GARD, 2010**). Outras interferências estão relacionadas, por exemplo, à influência dos carbonatos de ferro (**STEWART et al., 2006**), que podem eventualmente fazer com que o potencial de neutralização encontrado seja superestimado. Dessa forma, é recomendável que o procedimento experimental utilizado para a determinação do potencial estático de geração de drenagem ácida seja modificado, com a utilização de peróxido de hidrogênio para oxidação e precipitação do ferro como hidróxido férrico.

3.3.2 Ensaio NAG

O ensaio NAG (*Net Acid Generating*) foi desenvolvido como ensaio complementar ao balanço ácido-base convencional, de forma a acelerar a oxidação de uma amostra através da adição de peróxido de hidrogênio (**STEWART et al., 2006**). Nesse ensaio ocorre tanto a oxidação de sulfetos quanto a neutralização de acidez pelos carbonatos naturalmente presentes na amostra, sendo os resultados apresentados em kgH₂SO₄/t ou kg CaCO₃/t. Os resultados do ensaio NAG podem ser utilizados em conjunto com os resultados do balanço ácido-base modificado. Dessa forma é possível concluir com um maior grau de confiabilidade se uma determinada amostra possui ou não potencial para formação de acidez (**AMIRA, 2002**).

3.3.3 Ensaios de Solubilização

Conforme discutido anteriormente, para se avaliar a solubilização de metais e de metalóides (como o As) em curto prazo, independentemente da formação ou não de drenagem ácida, existem procedimentos de extração que podem ser realizados nas amostras sólidas de minério ou rejeitos (**GARD, 2010**). Apesar dos protocolos para

ensaios de solubilização de metais variarem amplamente, todos os ensaios possuem o objetivo de avaliar os constituintes prontamente solúveis provenientes do material de interesse. Os ensaios de curto prazo proporcionam uma espécie de fotografia no tempo do potencial de lixiviação e solubilização de determinado composto. Os resultados desses ensaios dependem inteiramente das condições em que se encontram determinada amostra (condições oxidantes vs anaeróbicas; presença ou ausência de produtos que estimulam a oxidação; fases amorfas ou cristalinas). Para materiais reativos que contem sulfetos oxidáveis, o processo responsável por acarretar alterações significativas na química da água nas interações sólido-líquido (ou rocha-líquido) é desenvolvido ao longo de um período de tempo que é muito maior do que o estipulado nos procedimentos de lixiviação e solubilização de curto prazo, sendo essa uma limitação destes métodos. Consequentemente, as limitações dos ensaios de curto prazo geralmente fazem com que esses não sejam aplicáveis para avaliar as taxas em que uma reação ocorre e prever no longo prazo qual será a qualidade da água influenciada pelo material ensaiado. Entretanto, os resultados desses ensaios proporcionam uma avaliação inicial do que pode se esperar em termos de solubilização de metais em um primeiro momento em uma determinada amostra. Dentre os procedimentos para esta avaliação de curto prazo podem ser citados os ensaios de solubilização de acordo com a ABNT 10006 e o procedimento da USEPA 1312 denominados SPLP (USEPA, 1996). Neste trabalho, optou-se pela utilização do procedimento SPLP. Este procedimento é eventualmente utilizado nos Estados Unidos para rejeitos de mineração.

3.3.4 Ensaios Cinéticos

Os ensaios cinéticos são utilizados para avaliar no longo prazo o comportamento de minério, estéril ou rejeitos, observada a influência das ações de intempéries como a radiação solar, alterações de temperatura, umidade e ação da chuva. O objetivo dos ensaios cinéticos é acelerar a ação desses agentes em laboratório, sob condições controladas, através de ações periódicas de água (deionizada, destilada ou mesmo efluentes) além de aquecimentos periódicos do material em teste. Os resultados dos testes cinéticos são frequentemente utilizados com os resultados dos ensaios estáticos e mineralógicos para avaliar os mecanismos geoquímicos que regem a lixiviação de

metais de forma a estabelecer modelos preditivos em diferentes condições. Dependendo do método utilizado, os ensaios cinéticos podem ser utilizados em conjunto com o balanço hídrico da região de onde a amostra foi coletada, considerando os índices pluviométricos locais na adição de solução extratora (ex. água deionizada). As mais importantes informações obtidas durante os ensaios cinéticos são a redução temporal do potencial de neutralização da amostra e geração de acidez bem como a dissolução dos minerais presentes, com as respectivas taxas de liberação de metais e ânions (e.g sulfato).

Os ensaios cinéticos consomem tempo para a geração dos resultados. Esses ensaios podem ser realizados em laboratórios específicos ou serem desenvolvidos na própria unidade industrial de interesse. Um exemplo de laboratório de ensaios cinéticos implantado e operado com sucesso foi o da Rio Tinto ao longo dos anos 90 e 2000 na mina de Paracatu (**TABOADA *et al.*, 1997**). Os resultados desses ensaios serviram para a definição de controles fundamentais para a continuidade da vida útil do empreendimento em questão, como a segregação de rejeitos com níveis mais elevados de sulfetos provenientes do circuito CIL e a disposição em aterros impermeabilizados com PEAD (**BISSACOT, 2010**).

Um dos métodos mais utilizados de ensaios cinéticos é realizado em colunas de lixiviação (*leach column tests*). Trata-se de um procedimento relativamente simples onde são utilizados funis do tipo *Buchner* e testadas quantidades de massa que podem variar de 2 kg ou mais (dependendo da capacidade do funil *Buchner*) no médio ou longo prazo. Nesse tipo de ensaio, são feitas adições periódicas de água deionizada ou destilada, ou até mesmo de efluentes sobrenadantes de rejeitos de barragens de rejeitos dependendo do interesse do ensaio. Essas adições são feitas em períodos semanais pré-estabelecidos e mensalmente é coletado o extrato lixiviado para análise de pH, condutividade, acidez, alcalinidade e todos os compostos químicos de interesse como principalmente os sulfatos e os metais (**AMIRA, 2002**). Esse tipo de ensaio, se realizado no longo prazo, pode auxiliar na avaliação da taxa de oxidação da arsenopirita bem como na simulação no longo prazo dos potenciais impactos da disposição de rejeitos a céu aberto.

Em síntese, existem muitos trabalhos desenvolvidos e detalhados até o momento com foco na predição da geração de drenagem ácida a partir de rejeitos e estéreis, bem como o comportamento de curto, médio e longo prazo das espécies provenientes dessa geração ácida. Entretanto, existem alguns problemas que podem ser ocasionados por drenagens circumneutras ou alcalinas (**MARTIN *et al.*, 2003; SCHAEERER *et al.*, 2000**). Algumas espécies químicas contendo arsênio, manganês e também o sulfato podem se solubilizar em condições não ácidas similares às aquelas encontradas na barragem, dessa forma gerando efluentes que estão acima dos limites exigidos pela legislação ambiental cada vez mais restritiva (**CONAMA, 2005**). A Tabela III.3 apresenta uma síntese dos métodos que podem ser utilizados para uma caracterização geoquímica de rejeitos de mineração.

3.3.5 Composição Química Elementar

O ICP-AES (*Inductively coupled plasma atomic emission spectroscopy*) também referenciado como ICP-OES (*inductively coupled plasma optical emission spectrometry*) é uma técnica utilizada para análise multielementar usualmente em amostras líquidas produzidas através de digestão ácida. Trata-se de uma técnica que utiliza o plasma para produzir excitação dos átomos e íons que emitem radiação eletromagnética com comprimentos de onda característicos de um determinado elemento (**STEFÁNSSON *et al.*, 2009**). A intensidade dessa emissão é um indicativo da concentrações de um elemento presente na amostra.

O ICP-MS (*Inductively coupled plasma mass spectroscopy*) é um espectrômetro de massa que é capaz de detectar metais e não metais com limites de detecção menores do que os limites obtidos com o ICP-OES. Isso é possível através da ionização de uma amostra através do ICP e com a utilização do espectrômetro em massa para separar e quantificar os íons. O método AAS (*atomic absorption spectroscopy*) é também utilizado em amostras líquidas produzidas por digestão ácida. O AAS é capaz de detectar concentração de um elemento por vez. O AAS utilizado com forno de grafite apresenta limites de detecção similares ao ICP-AES (**GARD, 2010**). Os limites de detecção para

análise de sólidos totais em massa bruta variam entre os laboratórios devido às diferenças na preparação das amostras, instrumentação, técnicas e padrões.

A análise das concentrações de metais totais em uma amostra sólida através de digestão multiácida seguido de ICP-MS e/ou ICP-AES não distingue a fase mineral nesta amostra. Essa distinção de fases é realizada através de técnicas como a difração de raios-X (DRX) e será apresentada posteriormente. A avaliação dos teores totais de metais por ICP é muito importante quando utilizada de forma combinada aos ensaios mineralógicos e geoquímicos e fornece informações valiosas para a predição e prevenção de potenciais impactos que um determinado material (i.e rejeitos, estéril ou rocha) pode ocasionar no meio ambiente.

3.3.6 Análises Mineralógicas

A análise por difração por raios-X (DRX) identifica a fase mineral e a quantifica em uma amostra. As fases minerais cristalinas são identificadas comparando-se a localização e intensidade dos picos de difração com aqueles referenciados internacionalmente nos padrões internacionais de difração. A difração por raios-X proporciona tradicionalmente resultados semi-quantitativos.

O refinamento Rietveld é uma técnica desenvolvida por Hugo Rietveld para uso na caracterização de materiais cristalinos (**RIETVELD, 1969**). A difração por raios-X das amostras pulverizadas resultam em um padrão caracterizado por reflexões (picos de intensidade) em posições específicas. As duas importantes vantagens do método de Rietveld é a natureza quantitativa dos resultados bem como os limites de detecção mais baixos (**RAUDSEPP & PAINI, 2003**). A técnica Rietveld XRD calcula os padrões de difração para cada fase mineral através dos resultados de difração por raios-X e as compara com padrões de difração já identificados previamente. Os limites de detecção para diferentes fases minerais utilizando o método de Rietveld podem chegar a 0,1 a 0,2%, caso não haja sobreposições de picos de outras fases minerais (**GARD, 2010**).

Os resultados dos ensaios mineralógicos fornecem detalhes importantes sobre os diferentes minerais do tipo sulfeto e carbonato presentes em determinada amostra. Isso é

relevante porque nem todos os minerais geram acidez, tais como galena e esfalerita (**DOLD, 2005**). Além disso, os carbonatos possuem potencial de neutralização e reatividade diferenciada, tais como calcita e dolomita. Nem todos os carbonatos possuem poder de neutralização no logo prazo, como é o caso da siderita. Identificar e determinar a proporção relativa dos sulfetos em uma amostra, proporciona um melhor detalhamento do real potencial gerador de acidez, evitando que esses potenciais sejam sub ou superestimados (**AMIRA, 2002**). A identificação dos carbonatos também auxilia na avaliação do potencial de neutralização inicialmente estimado pelo balanço ácido-base modificado. Além do refinamento proposto por Rietveld, outras técnicas podem ser utilizadas para determinar a mineralogia como a microscopia eletrônica de varredura com sistema EDS (*energy dispersive spectroscopy*) e a espectroscopia micro Raman.

Tabela III.3: Síntese dos métodos

Tipo de Ensaio	Descrição Resumida do Método	Aplicabilidade
Composição Química	Digestão usando vários ácidos para análise por múltiplas técnicas quantitativas (ICP-AES, ICP-MS, AAS).	-Determinar a potencial carga total de elementos que podem ser disponibilizados para o meio ambiente.
Sobek Modificado (Método de Lawrence) Ácido Base (MABA)	- PA através análise de S-sulfeto. - PN a temperatura ambiente por 24 horas através da adição de HCl a um pH entre 2,0-2,5 e posterior titulação com NaOH.	-Determinar o balanço ácido-base de uma amostra.
Adição única de NAG	Reação com peróxido de hidrogênio (H_2O_2), medindo o NAG pH e titulando em pH 4,5 e pH 7,0 com hidróxido de sódio (NaOH).	-Estabelecer a capacidade global de geração ácida do material através da reação simultânea de geração e neutralização -Identificação de amostras que necessitam da realização de testes cinéticos complementares -É utilizado em conjunto com o MABA ou de forma isolada.
Difração com Raio-X (DRX)	Análise semi-qualitativa ou quantitativa com refinamento Rietveld.	-Identificar os principais minerais primários e secundários que podem afetar o potencial de geração ácida e a qualidade da água. -Obter através de microscopia eletrônica e ótica, informações de textura, composição mineral e morfologia que afetam a reatividade mineral e disponibilidade para reações que podem afetar a geração de acidez e o potencial de lixiviação de metais.

SPLP (Método de Precipitação Sintética de Lixiviação)	Método US EPA 1312 Proporção de 20:1 de solução/sólido Água deionizada ou ácido sulfúrico/nítrico de pH 4,2 ou 5,0; < 9,5 mm; 18 ± 2 horas.	- Avaliar constituintes prontamente solúveis de resíduos de mina de processo.
TCLP (Procedimento de Toxicidade de Lixiviação Característica)	Método US EPA 1311. Proporção de 20:1 de solução/sólido. Ácido acético/ solução tampão de acetato < 9.5 mm; 18 ± 2 horas.	-Usado para classificar os resíduos perigosos -Destinado a simular um aterro municipal contendo resíduos orgânicos, solúveis em meio contendo ácido acético.
Lixiviação de Resíduos	NBR 10005 Proporção de 16:1 de solução/sólido Ácido Acético. < 9.5 mm; 24 horas.	-Usado para classificar resíduos em perigosos ou não perigosos conforme a Regulamentação de Resíduos Sólidos NBR ABNT 10004. -Destinado a simular um aterro municipal contendo resíduos orgânicos, contendo ácido acético.
Solubilização de Resíduos	NBR 10006. Proporção de 4:1 de solução/sólido Água deionizada. Tamanho do grão não especificado 7 dias.	- Usado para classificar os resíduos em inertes ou não inertes. -Usado para avaliar potencial de impactos em águas subterrâneas por comparação com os padrões de qualidade de água subterrânea (Brasil) (CONAMA 396/2008).
Ensaio Coluna	Massa de sólido variável. Geralmente água deionizada, águas subterrâneas ou precipitação natural. Geralmente < 25 mm. Os ciclos de lixiviação podem variar e incluindo a adição de água, inundações alternativas, drenagem e recirculação de lixiviado.	- Simular o comportamento no longo prazo de uma determinada amostra sob a ação de intempéries. - Determinar o tempo de consumo total dos compostos neutralizantes e formação de acidez, quando ocorre.

4 MATERIAIS E MÉTODOS

Neste capítulo serão apresentados os materiais e métodos utilizados ao longo da pesquisa além de um descritivo do sistema atual de operação da barragem de rejeitos. Vale ressaltar que a caracterização de acordo com os critérios da NBR ABNT 10004 não foi realizada especificamente neste trabalho uma vez que esta já havia sido conduzida anteriormente pela própria empresa. Foram realizados seis (6) furos de sondagem e coletadas 15 (quinze) amostras de rejeitos. Com base nos resultados das análises, das quinze amostras coletadas nos lagos de rejeitos, apenas uma (1) foi classificada como resíduo perigoso (Classe I) e quatorze se enquadram na categoria Classe IIA, ou seja, não perigosos e não inertes. Assim, outros ensaios foram realizados de forma complementar.

4.1 Sistema de Operação da Barragem de Rejeitos

O sistema de disposição de rejeitos, em operação desde 1988, exige contínuo monitoramento e reavaliação, objetivando manter a máxima segurança do sistema e a maximização da relação tonelagem de minério depositado por metro quadrado de área disponível para a disposição. O sistema compreende um conjunto de barramentos do vale, com a formação de lagos sequenciados destinados à disposição de rejeitos: Dique de Desvio, Lago I, Lago II, Dique II, Dique de Segurança e Lago III.

Toda superfície do fundo dos lagos é impermeabilizada com manta de PVC 0,80 mm. São realizadas periodicamente coletas de amostras das águas superficiais adjacentes aos lagos, bem como no lençol freático, sob a área de influência dos mesmos, para certificar-se do funcionamento do sistema de impermeabilização.

A utilização da ciclonagem é utilizada na operação do sistema. A polpa que sai do último tanque CIP (*carbono in pulp*) é bombeada para a bateria de ciclones (12 ciclones de 4", sendo dez em operação e dois em stand by). O underflow é empilhado no Lago II e o overflow é conduzido por gravidade para uma caixa e bombeado para lançamento em diversos pontos do Lago III, visando uniformizar a ocupação do mesmo. O minério

decanta formando praias e a solução cristalina percola para um ponto mais baixo, onde é rebombeada de volta ao processo.

Nos meses mais secos a evaporação favorece o rebaixamento do nível de água. O regime de trabalho é de 24 horas por dia, 365 dias por ano, onde quatro operadores se revezam numa escala de três turnos diários, contando ainda com a presença de um encarregado no horário administrativo para coordenação das ações e apoio no remanejamento dos ciclones.

Os ciclones de fibra são montados individualmente em skids (espécie de suporte) compondo uma estrutura leve e de fácil mobilidade, permitindo que apenas um operador consiga reposicioná-los conforme necessidade de avanço dos mesmos. A quantidade de rejeito gira em torno de 56.000 m³ de polpa/mês, apresentando uma densidade de 1,50t/m³ e 85.000 toneladas de minério/mês em base seca.

A Figura 4.1 mostra os equipamentos e a sequência de disposição dos rejeitos provenientes da usina nos Lagos II e III. O Lago I comporta uma caixa de disposição de rejeitos e a partir desta, o overflow é transferido, por bombeamento, para o Lago III. A seguir será apresentado uma vista em corte dos 3 lagos na Figura 4.2.

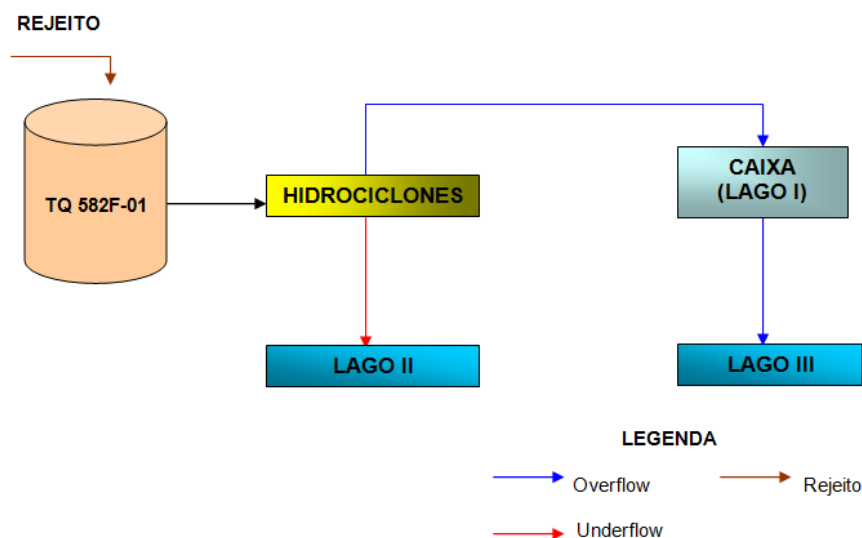


Figura 4.1: Imagem com os pontos amostrados

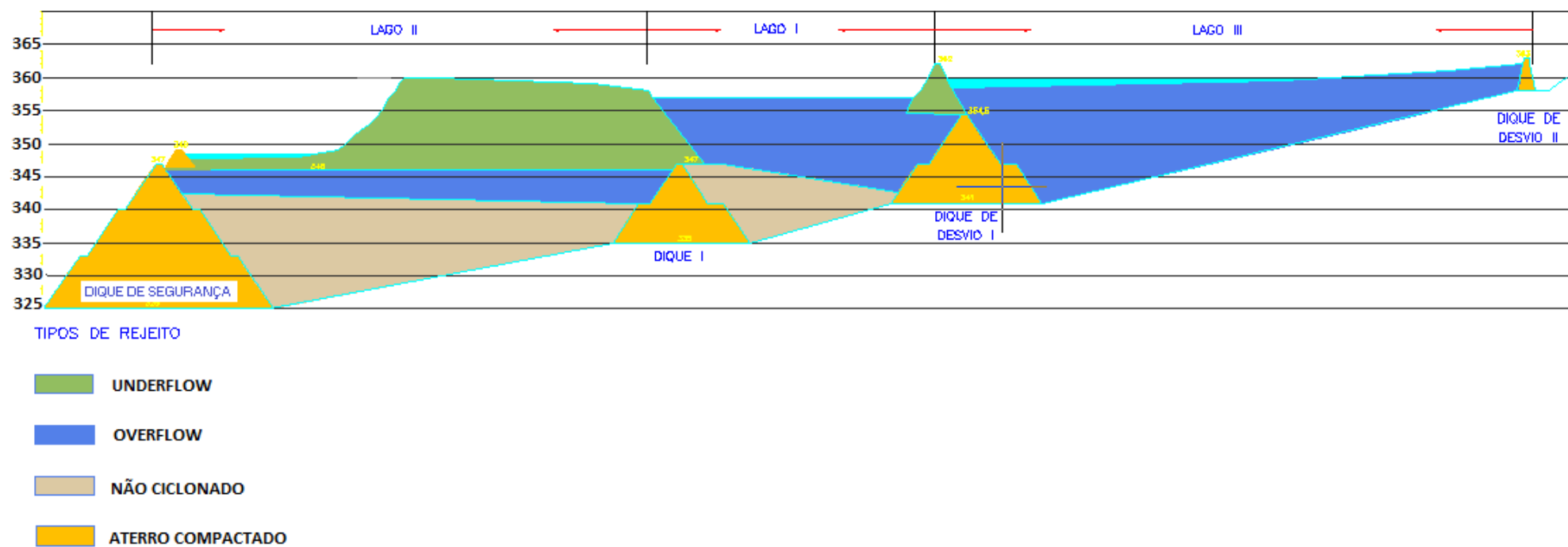


Figura 4.2: Vista em corte dos 3 diques

É possível se observar através da Figura 4.2 que apenas os lago II e III possuem água atualmente. No lago II, o rejeito depositado na superfície é proveniente do underflow da ciclonagem, material que funciona como dique de proteção entre os lagos I e II. O lago I possui aproximadamente 20 metros de material mais fino proveniente do overflow dos ciclones. O lago III possui uma lamina de água de aproximadamente 20 metros de profundidade com rejeitos do overflow dos ciclones até atingir o terreno natural.

O lago III acumula a maior parcela da água proveniente do processo que é posteriormente recirculada. A água proveniente da precipitação direta acumula proporcionalmente nas áreas de captação dos lagos I, II e III. Entretanto, uma vez que os lagos I e II não recebem uma parcela significativa da água dos rejeitos, o balanço hídrico da região onde o sistema está localizado não favorece o enchimento desses lagos, uma vez que a evaporação é maior que a precipitação, e a parcela de água que não infiltra nos rejeitos é evaporada. A parcela da precipitação que infiltra nos rejeitos dos lagos I e II é direcionada e coletada em um dique de segurança impermeabilizado com geomembrana de PEAD (polietileno de alta densidade) localizado a jusante do lago II. Essa água é mantida em circuito fechado através de bombeamento, sendo recirculada para o lago II.

4.2 Procedimento de coleta

A coleta das amostras foi efetuada com apoio da equipe da MFB (Mineração Fazenda Brasileiro) e acompanhamento da Yamana corporativo. Primeiramente foi definida a distribuição dos pontos de coleta no reservatório junto ao departamento de geologia. Foram selecionados 21 pontos distribuídos equidistantes em 150 metros e coletadas amostras em diferentes profundidades nos pontos selecionados de acordo com a Figura 4.1. Além disso, definiu-se pela coleta de amostras de precipitados identificados visualmente no campo na superfície dos rejeitos, de coloração predominantemente branca. Devido à massa pouco expressiva do precipitado por este se encontrar em uma camada muito superficial, optou-se pela composição de amostras em diferentes pontos de forma que fosse possível coletar uma massa suficiente para realizar os ensaios necessários.

Para coleta das amostras dos rejeitos em profundidade, foi utilizado um trado cilíndrico de 4,5 polegadas com 39 cm de comprimento, rosca de 2 polegadas com hastes de 1,10 m. A profundidade máxima atingida pelo trado montado é de cerca de 6 metros com todas as hastes conectadas. Uma limitação encontrada ao longo das coletas dos pontos em profundidade foi de que em alguns locais não foi possível coletar na profundidade máxima devido ao teor elevado de umidade e saturação dos rejeitos mais profundos, ocasionando a recuperação dos furos executados com o trado.

Além do material já disposto na barragem, foram coletadas duas amostras de rejeitos frescos atualmente gerados pela usina de hidrometalurgia, após passar pelo circuito CIP (*carbon in pulp*) e uma amostra dos sais precipitados na superfície dos rejeitos dos lagos. Foram coletadas alíquotas das amostras de rejeito para a realização de ensaios cinéticos conforme será descrito posteriormente. De acordo com a vista em perfil da Figura 4.2 e da vista em planta da Figura 4.3, observa-se que foram coletadas amostras tanto do overflow quanto do underflow dos ciclones em diferentes pontos dos lagos I, II e III.

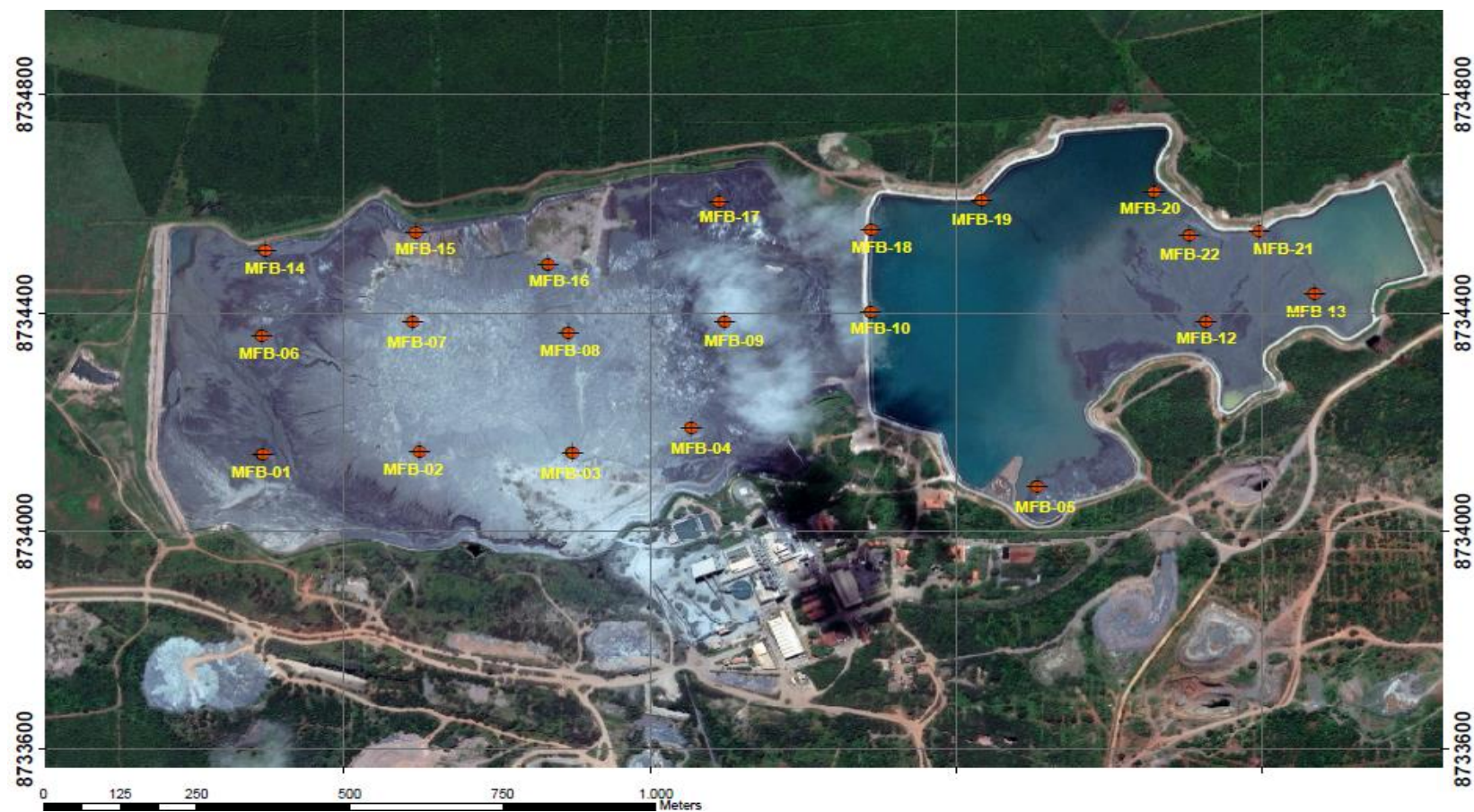


Figura 4.3: Imagem com os pontos amostrados

Tabela IV.1: Identificação e Profundidade das Amostras Coletadas

Identificação	Profundidade	Identificação	Profundidade	Identificação	Profundidade
MFB- 01A	0,23 a 0,4m	MFB- 08AB	0,28 a 1,21m	MFB- 15E	4 a 4,22m
MFB-02AB	0,30 a 1,23m	MFB- 08C	2,05 a 2,23m	MFB- 15F	5 a 5,19m
MFB- 02C	2,08 a 2,28m	MFB- 08D	3 a 3,27m	MFB-16AB	0,31 a 1,18m
MFB- 02D	3 a 3,19m	MFB- 08E	4 a 4,27m	MFB- 16C	2 a 2,25m
MFB- 02E	4 a 4,2m	MFB- 08F	5 a 5,27m	MFB- 16D	3 a 3,20m
MFB- 02F	5 a 5,3m	MFB- 09A	0,28 a 1,2m	MFB- 16E	4 a 4,23m
MFB-03AB	0,28 a 1,12m	MFB- 09C	2 a 2,29m	MFB- 16F	5 a 5,23m
MFB- 03C	2 a 2,28m	MFB- 09D	3 a 3,3m	MFB-17AB	0,3 a 1,3m
MFB- 03D	3 a 3,26m	MFB-10AB	0,3 a 1,22m	MFB-18AB	0,31 a 1,21m
MFB- 03E	4 a 4,24m	MFB- 10C	2 a 2,23m	MFB- 18C	2,05 a 2,27m
MFB-04AB	0,3 a 1,33m	MFB- 10D	3 a 3,22m	MFB- 18D	3 a 3,26m
MFB- 04C	2 a 2,18m	MFB- 10E	4 a 4,22m	MFB- 18E	4 a 4,26m
MFB- 05A	0,3 a 0,59m	MFB- 10F	5 a 5,27m	MFB- 18F	5 a 5,26m
MFB- 06A	0,25 a 0,53m	MFB- 12A	0,32 a 0,58m	MFB- 19A	0,28 a 0,5m
MFB- 07A	0,3 a 1,21m	MFB- 13A	0,28 a 0,59m	MFB- 20A	0,28 a 0,51m
MFB- 07C	2,06 a 2,27m	MFB- 14A	0,28 a 0,47m	MFB- 21A	0,3 a 0,49m
MFB- 07D	3 a 3,23m	MFB-15AB	0,34 a 1,19m	MFB- 22A	0,29 a 0,52m
MFB- 07E	4 a 4,17m	MFB- 15C	2 a 2,2m	P. Tailings (1 e 2)	-
MFB- 07F	5 a 5,29m	MFB- 15D	3 a 3,26m	Sais Barragem	-

4.3 Ensaios, análises e laboratórios responsáveis

As análises do balanço ácido base modificado, ensaio NAG, ensaio de solubilização SPLP e composição químicas por digestão multiácida, foram realizadas no laboratório da SGS localizado no Canadá na cidade de Burnaby em British Columbia. Os ensaios mineralógicos através de difração com raios-X com refinamento Rietveld foram realizados na Universidade de British Columbia.

Duas alíquotas das amostras de rejeitos frescos foram coletadas para execução de ensaios cinéticos nas colunas 1 e 2, com massas de 757g e 823g respectivamente. A seleção das amostras de rejeitos frescos para esses ensaios foi feita com o objetivo em avaliar o comportamento de rejeitos que não sofreram os efeitos de oxidação e intemperização. Os ensaios cinéticos foram conduzidos em um laboratório interno da empresa localizado no estado de Goiás, seguindo o procedimento AMIRA 2002. Os métodos utilizados para análise das amostras de rejeitos estão descritos na tabela a seguir:

Tabela IV.2: Descrição dos ensaios e métodos

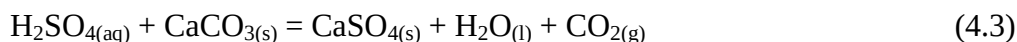
Ensaio	Método específico
Balanço Ácido-Base modificado;	LAWRENCE & WANG, 1997
NAG teste;	AMIRA, 2002
Análise química por digestão multi-ácida	ICP-MS e ICP-OES combinados (<i>Inductively Coupled Plasma Mass Spectrometry</i> e <i>Optical Emission Spectrometry</i>)
SPLP (<i>Synthetic Precipitation Leaching Procedure</i>)	USEPA 1312
Análise mineralógica	Difração de Raio-X com refinamento Rietveld
Ensaio Cinéticos.	AMIRA, 2002

4.4 Ensaios Estáticos

O balanço ácido-base foi realizado seguindo o procedimento estabelecido Lawrence publicado em MEND (1991). Os teores de enxofre total foram determinados através de analisador Leco. O enxofre na forma de sulfato foi determinado através da extração com HCl a 25% e gravimetria. O enxofre na forma de sulfeto foi determinado através da diferença do enxofre total e o enxofre na forma de sulfato. Após análise e cálculo dos teores de enxofre, o poder de acidez (PA ou AP) foi calculado pela seguinte relação:

$$PA = \%S(\text{sulfetos}) \times 31,25 \text{ (tCaCO}_3\text{/1000 t)} \quad (4.1)$$

A relação acima pode ser obtida através da estequiometria das equações (4.2) e (4.3) a seguir:



De acordo com a equação (5.2), verifica-se que 1% de enxofre na forma de pirita pode produzir 30,6 kg H₂SO₄ por tonelada de rocha ou rejeito. De acordo com a equação (5.3), 1 mol de CaCO₃ neutraliza 1 mol de H₂SO₄, ou seja, são necessários 100g de CaCO₃ para neutralizar 98g de H₂SO₄. Assim 30,6 kg H₂SO₄/t equivalem a aproximadamente 31,25 kg CaCO₃eq/t ou t CaCO₃eq/1000 t.

A análise do potencial de neutralização (PN ou NP) seguiu o procedimento modificado proposto por **Lawrence (MEND, 1991)**. Neste método utiliza-se uma solução padrão de ácido clorídrico (HCl) em temperatura ambiente ou um pouco acima (25°-30°C) por 24 horas. Um teste denominado fizz é efetuado para determinar a quantidade de ácido que será adicionada. O ácido clorídrico é adicionado ao longo do teste de forma a garantir acidez suficiente para reação ocorrer. Após tratamento com ácido, a parcela não consumida é titulada com solução padrão de hidróxido de sódio (NaOH) até o pH de 8,3 de forma a permitir o cálculo de carbonato de cálcio equivalente à quantidade de ácido consumida.

O poder de neutralização (PN) é calculado através da seguinte equação:

$$PN = \frac{50a[x - (\frac{b}{a})y]}{c} \quad (\text{t CaCO}_3/1000\text{t}) \quad (4.4)$$

Onde:

- a. normalidade do HCl
- b. normalidade do NaOH
- c. massa da amostra em gramas
- x. volume de HCl adicionado em mL
- y. volume de NaOH adicionado até pH 8,3

Os resultados são indicados em t CaCO₃/1000 toneladas de material. Além disso, foi realizada a análise dos teores de carbono inorgânico total para fins comparativos com o PN.

Em complemento ao ensaio MABA foi realizado o ensaio NAG. Este ensaio é feito através da adição de 250 mL de peróxido de hidrogênio a 15% em 2,5g de amostra. O peróxido reage com a amostra ao longo da noite e no dia seguinte a amostra é aquecida para acelerar o processo de oxidação dos sulfetos remanescentes. Posteriormente esta amostra é fervida para decomposição do peróxido residual. Quando resfriadas, o pH e a acidez gerada são medidos. A acidez do licor é utilizada para estimar a quantidade de ácido produzida por unidade de massa da amostra, sendo realizada através de titulação com NaOH. O pH (denominado NAGpH) é utilizado para estabelecer se a amostra possui ou não potencial para geração de acidez de acordo com os critérios indicados na Tabela IV.3.

Tabela IV.3: Critérios de classificação de acordo com ensaio NAG (MILLER, 1998)

NAGpH	NAG (kg H ₂ SO ₄ /t)	Classificação do Potencial de Acidez
≥ 4.5	0	Não formador de acidez (NAF - <i>non acid formation</i>)
<4.5	≤ 5	Baixa capacidade de formação de acidez (PAF-LC, <i>potential acid formation - low capacity</i>)
<4.5	>5	Potencial formador de acidez (PAF- <i>potencial acid formation</i>)

Os ensaios SPLP foram efetuados seguindo o procedimento da USEPA 1312. Neste procedimento, as amostras foram secas e quarteadas. O pH da solução extratora foi ajustado a 5 através de solução combinada de ácido sulfúrico e nítrico. A proporção de solução extratora em relação ao sólido é de 20:1 neste método, sendo que extração é feita por um período de 18 horas. O extrato lixiviado foi analisado para vários parâmetros. Os resultados mais relevantes serão apresentados parcialmente no capítulo 6 e integralmente nos anexos.

Para análise da composição química da massa bruta, 200 g de amostra foram preparadas e pulverizadas em 80% passante de 270 mesh Tyler. As amostras foram digeridas com HNO₃ e HCl (Aqua Regia). Durante a digestão a amostra foi segregada em duas parcelas iguais, sendo que metade foi encaminhada ao ICP-OES e a outra metade ao ICP-MS. As amostras foram analisadas por esses equipamentos utilizando a calibração com materiais conhecidos para obtenção da análise quantitativa da amostra original. O equipamento ICP-OES utilizado é da marca Marca Optima 7300DV e o equipamento ICP-MS da marca Perkin Elmer modelo Elan 9000.

4.5 Ensaios Cinéticos

O procedimento utilizado para os testes cinéticos utilizou funis do tipo Buchner para armazenar determinada quantidade de amostras de rejeitos. A operação das colunas visa simular ciclos seco e úmidos e coletar um extrato após o período de 4 semanas. A amostra é umedecida através da aplicação de água deionizada em sua superfície, sendo que o extrato é coletado após percolar na amostra através da base do funil. Lâmpadas de

infravermelho são utilizadas para assegurar que as amostras reduzam a sua umidade entre os ciclos de aplicação da solução. As colunas foram montadas de acordo com o layout mostrado na Figura 4.4:

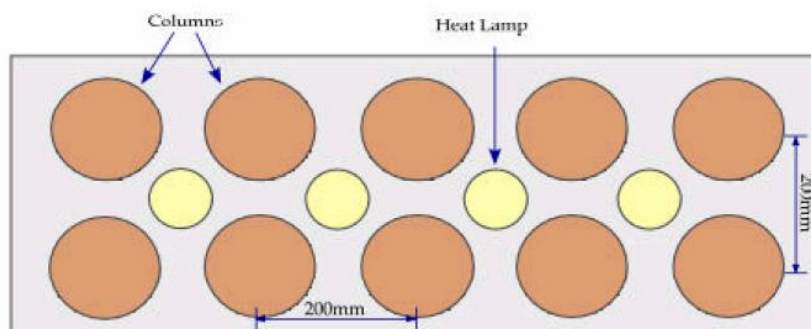


Figura 4.4: Arranjo típico de teste cinético em colunas



Figura 4.5: Laboratório com colunas cinéticas

A aplicação de 200 mL água deionizada foi realizada semanalmente. Na quarta semana, foram aplicadas 800 mL de água deionizada e após cerca de dois dias percolando, a solução foi coletada e o extrato enviado para laboratório externo para análise. Quando a quantidade de solução percolada não era suficiente para análise, uma maior quantidade de solução era aplicada nos ciclos subsequentes. Em alguns ciclos foram aplicados 300 mL nas 3 primeiras semanas e 1200 mL na última semana do ciclo.

Uma variação da massa proposta no procedimento AMIRA 2002 ocorreu devido à disponibilidade de material da amostra. Ao invés de 2kg inicialmente recomendados no procedimento foram testadas amostras com 0,757kg e 0,823kg respectivamente. Os cálculos realizados em relação à taxa de oxidação dos sulfetos levaram em consideração essa variação na massa. As amostras foram pesadas utilizando uma balança semi-analítica Marte UX8200S.

Tabela IV.4: Sequência de aplicação de água deionizada nas colunas

Ciclo de 4 semanas	Aplicação de solução
1	200 mL (300 mL)
2	200 mL (300 mL)
3	200 mL (300 mL)
4	800 mL (1200 mL)

As amostras de água dos ensaios cinéticos foram coletadas em frascos de polietileno de 1000 mL diretamente dos funis. Foi efetuada a medição dos parâmetros pH e condutividade no local e posteriormente as amostras foram encaminhados para análise em laboratório externo dos seguintes parâmetros: acidez, alcalinidade, Al, As, Ba, Cd, Ca, Pb, Cl, Co, Cu, Fe, P, Mg, Mn, Mo, Ni, K, Se, Na, SO₄ e Zn. As análises químicas seguiram os procedimentos descritos no *Standard Methods for the examination of water and wastewater* (APHA, 2012).

4.6 Análises Mineralógicas

A identificação da composição mineralógica foi conduzida através de análises por difratometria de raios-X utilizando a base de dados do Centro Internacional para Difração/Database PDF-4 e o software da Siemens (Bruker). As informações de raio-X foram refinadas com o programa Rietveld Topas 4.2 (Bruker AXS). As 58 amostras foram reduzidas para granulometria abaixo de 10 µm através de moagem em etanol em um equipamento McCrone por 7 minutos. As informações foram coletadas em uma faixa de 3-80° 2θ com radiação CoKα em um difratômetro Bruker D8 Bragg-Brentano equipado com monocromador de Fe, 0,6 mm e um detector de LynxEye. O tubo de raio-X foi operado a 35 kV e 40 mA, utilizando ângulo de 6°.

4.7 Etapas do Plano de Pesquisa

As etapas do plano completo de pesquisa com a indicação dos ensaios realizados e resultados obtidos são apresentados na Figura 4.6, mostrada a seguir:

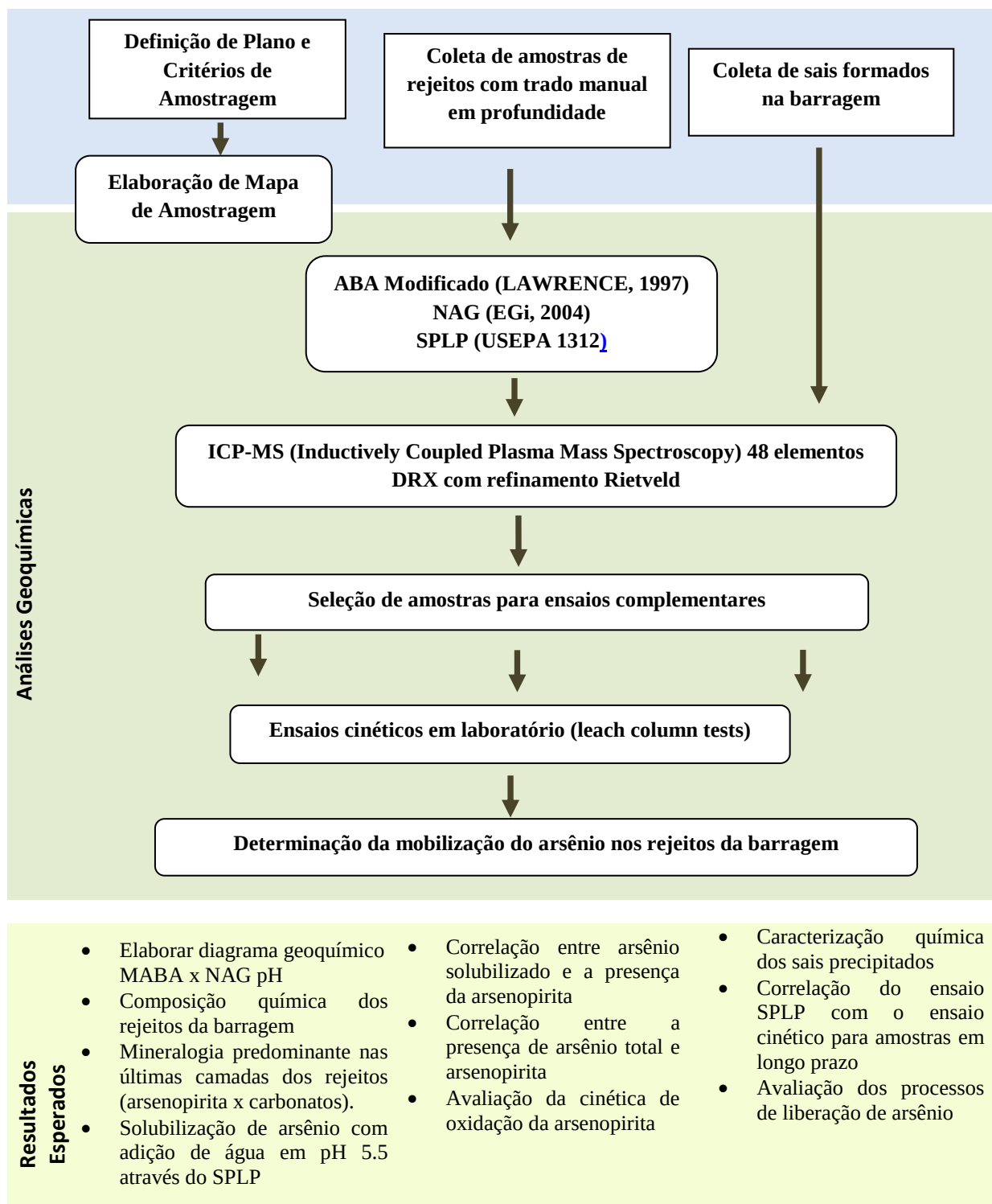


Figura 4.6: Plano de pesquisa adaptado de GREFALDA, 2010

5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Neste capítulo serão apresentados e discutidos os resultados obtidos nas análises realizadas que incluem a composição mineralógica e a avaliação do potencial de drenagem ácida através de ensaios estáticos e cinéticos. Todos os ensaios foram conduzidos nas 58 amostras coletadas nas 3 lagoas de rejeitos da unidade em 21 pontos de coleta, em profundidade ou não.

5.1 Composição Química

Para análise da composição química da massa bruta, 200 g de amostra foram preparadas e pulverizadas e posteriormente digeridas com HNO₃ e HCl (Aqua Regia). A amostra foi dividida, sendo que metade foi encaminhada ao ICP-OES e a outra metade ao ICP-MS conforme detalhado anteriormente. Foram analisados no total 52 elementos, sendo esses: Al, B, Ba, Ca, Cr, Cu, Fe, K, Li, Mg, Mn, Na, Ni, P, S, Sr, Ti, V, Zn, Zr, Ag, As, Be, Bi, Cd, Ce, Co, Cs, Ga, Ge, Hf, Hg, In, La, Lu, Mo, Nb, Pb, Rb, Sb, Sc, Se, Sn, Ta, Tb, Te, Th, Tl, U, W, Y e Yb. Por se tratar de informações para esses 52 parâmetros em 58 amostras, os resultados completos dos ensaios da composição química encontram-se no ANEXO III.

Para interpretação e discussão das concentrações obtidas na análise da composição química elementar, foi utilizado o cálculo do Índice de Geoacumulação (I_{geo}), de acordo a seguinte equação proposta por **FOSTNER (1993)** e **MULLER (1979)**:

$$I_{geo} = \log_2 C_n / 1,5 \times B_n \quad (6.5)$$

Onde:

C_n é a concentração média do elemento.

B_n é a concentração de *background* do elemento em solos obtida através de **BOWEN (1979)**.

De acordo com **FOSTNER (1993)**, os resultados do I_{geo} podem ser interpretados de acordo com a tabela a seguir.

Tabela V.1: I_{geo} x Background solo (BOWEN, 1979)

I_{geo}	Intensidade da Concentração em relação ao Background
>5	Muito forte
>4 a 5	Forte a Muito Forte
>3 a 4	Forte
>2 a 3	Moderada a Forte
>1 a 2	Moderada
>0 a 1	Desprezível a moderada
<0	Desprezível

Através dos resultados da composição química elementar foi realizado o cálculo do I_{geo} . Os resultados indicaram que apenas os elementos arsênio e enxofre apresentam concentrações significativas em relação à média mundial. A síntese dos resultados I_{geo} para os parâmetros que apresentaram concentrações acima de 1 a partir da Equação 6.5 consta na Tabela V.2 e as concentrações dos elementos As, S, Fe, Al e Mn são apresentadas a seguir na Tabela V.3. As concentrações dos 52 elementos analisados constam no ANEXO III e o cálculo do I_{geo} para todos os elementos que apresentaram algum resultado acima de 1 no ANEXO IV.

Tabela V.2: Síntese dos Resultados do I_{geo}

Elemento	$I_{geo} > 3$	I_{geo} entre 1 e 2	$I_{geo} < 1$	% $I_{geo} > 3$	% I_{geo} entre 1 e 2	% $I_{geo} < 1$
As	58	0	0	100%	0%	0%
Al	0	0	58	0%	0%	100%
Ba	0	0	58	0%	0%	100%
Ca	0	32	26	0%	55%	45%
Cr	0	0	58	0%	0%	100%
Co	0	56	2	0%	97%	3%
Cu	0	44	14	0%	76%	24%
Mg	0	20	38	0%	34%	66%
Mn	0	0	58	0%	0%	100%
Fe	0	0	58	0%	0%	100%
P	0	0	58	0%	0%	100%
S	55	3	0	95%	5%	0%
Vn	0	3	55	0%	5%	95%
Se	0	36	22	0%	62%	38%
W	6	39	13	10%	67%	22%
Sc	0	22	36	0%	38%	62%

Tabela V.3: Concentrações de As, S, Al, Fe e Mn nas 58 amostras.

Sample ID	As (mg/kg)	S (%)	Al (%)	Fe (%)	Mn (mg/kg)
MFB01 A	2550	1	3.7	9.69	1370
MFB02 A&B	3760	1.62	2.21	9.67	1390
MFB02 C	1930	1.11	2.45	9.74	1480
MFB02 D	2610	1.59	2.28	9.52	1300
MFB02 E	4540	1.39	2.3	8.77	1360
MFB02 F	3460	1.38	2.25	8.3	1290
MFB03 A&B	>10000	2.52	2.17	8.86	1140
MFB03 C	>10000	2.42	2.51	9.87	1290
MFB03 D	9130	2.15	2.39	9.32	1220
MFB03 E	7300	1.83	2.47	8.87	1270
MFB04 A&B	3030	1.34	2.84	9.2	1260
MFB04 C	5240	1.17	3.77	10.4	1490
MFB05 A	5410	1.92	2.53	10.4	1510
MFB06 A	2980	1.21	2.56	8.4	1190
MFB07 A&B	2140	0.89	3.02	9.38	1410
MFB07 C	2360	1.36	2.99	9.66	1440
MFB07 D	3200	1.31	2.94	8.99	1350
MFB07 E	2990	1.4	2.45	8	1080
MFB07 F	2390	1.21	2.6	8.14	1050
MFB08 A&B	3990	1.48	2.22	8.75	1230
MFB08 C	5590	1.56	1.88	7.39	1000
MFB08 D	3860	1.3	2.43	7.89	1140
MFB08 E	2230	0.88	2.64	7.35	1030
MFB08 F	4110	0.95	2.78	7.45	1120
MFB09 A&B	4630	1.33	2.29	7.03	958
MFB09 C	4040	1.38	2.09	6.8	890
MFB09 D	3390	1.39	2.15	7.73	1010
MFB10 A&B	9640	1.81	2.17	8.48	1300
MFB10 C	3550	1.34	2.04	7.27	1030
MFB10 D	3200	1.18	2.12	8.19	1190
MFB10 E	3190	1.34	2.14	8.13	1170
MFB10 F	3200	1.34	2.2	8.54	1220
MFB12 A	4890	1.16	2.48	7.85	1340
MFB13 A	1780	0.81	2.84	8.02	1360
MFB14 A	2040	0.73	3.45	9.72	1370
MFB15 AB	3650	1.59	2.22	8.12	1030
MFB15 C	3930	1.11	2.23	7.64	1170
MFB15 D	3660	1.35	2.24	7.25	920
MFB15 E	3790	1.05	2.57	7.94	1230
MFB15 F	3490	1.63	2.49	8.58	1060
MFB16 AB	4500	1.49	2.08	8.3	1210
MFB16 C	1970	1.64	2.17	8.03	1010
MFB16 D	2430	0.87	2.65	7.46	1110
MFB16 E	3720	1.55	2.47	8.05	974
MFB16 F	2970	1.02	2.77	8.32	1200
MFB17 AB	2410	1.26	2	8.73	1500
MFB18 AB	4780	1.6	1.75	8.65	1160
MFB18 C	3820	1.34	1.99	7.56	1070
MFB18 D	2890	1.41	1.83	6.9	878
MFB18 E	2950	1.39	1.83	7	925
MFB18 F	2890	1.43	1.79	7.22	990
MFB19 A	1890	1.14	2.6	9.86	1440
MFB20 A	2590	1.22	2.37	8.89	1330
MFB21 A	2460	1.12	2.56	9.31	1390
MFB22 A	2340	1.08	2.06	8.4	1270
PLANT TAILING 1	4400	1.49	2.6	8.67	1260
PLANT TAILING 2	4230	1.57	2.66	9.11	1290
SAIS DA BARRAGEM	2250	0.51	2.61	7.82	1400

Concentrações de arsênio e enxofre dessa ordem de grandeza eram esperadas uma vez que as análises foram conduzidas em rejeitos de uma planta metalúrgica proveniente de uma mineração de ouro, o qual tem sua ocorrência diretamente associado a sulfetos arsenopirita (FeAsS), pirita (FeS_2) e pirrotita (FeS), o que resulta consequentemente em concentrações elevadas desses elementos na composição química dos rejeitos. O I_{geo} do arsênio esteve acima de 3 em 100% das amostras e em relação ao enxofre, esse índice esteve acima em 95% das amostras. O índice >3 indica uma intensidade forte conforme critério apresentado na tabela V.2. O elemento tungstênio apresentou pontualmente concentrações moderadamente acima do *background*.

Pode-se concluir a partir dos resultados apresentados, que o índice de geoacumulação, apesar de importante para uma avaliação inicial em relação à abundância dos principais elementos, não é o mais indicado para avaliação do potencial de risco de uma área de mineração. Isso porque os elementos que estão associados à geologia local muito provavelmente apresentarão intensidades moderadas e fortes na maioria dos casos. Esse índice pode ser utilizado na elaboração do plano de monitoramento da qualidade das águas superficiais e subterrâneas.

5.2 Composição Mineralógica

As fases quantitativas que foram observadas nas amostras analisadas através das análises por difração de raios-X com refinamento Rietveld são apresentadas na Tabela V.4 a seguir. Em termos de relevância ambiental, pode-se observar a presença significativa dos sulfetos pirita (0,9%), arsenopirita (0,5%) e pirrotita (0,7%). Em relação aos carbonatos, foram identificadas as presenças médias de anquerita/dolomita (3,7%), calcita (6,1%), calcita/magnesita (2,9%). Foi identificada ainda a presença de siderita em 3 amostras. Apesar de um detalhamento significativamente maior em relação às informações mineralógicas disponíveis anteriormente, é possível observar que a ocorrência de sulfetos e carbonatos está coerente com os dados pré-existentes (Tabela I.1), ou seja, o percentual de carbonatos é maior do que o percentual de sulfetos. Uma exceção é feita para o mineral arsenopirita, que será discutida posteriormente. Comparando os resultados obtidos nas amostras de rejeitos frescos em relação às amostras coletadas no reservatório, é possível observar algumas diferenças. A

concentração de pirrotita média encontrada nas amostras de rejeitos frescos foi da ordem de 2,2% e esteve mais elevada em relação a concentração média obtida nas amostras coletadas no reservatório, que foi da ordem de 0,68%. Essas concentrações indicam que possivelmente esse sulfeto oxidou nas amostras do reservatório. As concentrações de gipsita também apresentaram diferença. Enquanto que nos rejeitos frescos a presença desse mineral não foi detectada, nas amostras coletadas na barragem de rejeitos a concentração foi da ordem de 1,3%, indicando que esse mineral possa ter precipitado em decorrência do consumo dos carbonatos presentes nas amostras.

Tabela V.4: Composição mineralógica das 58 amostras

Mineral	Composição Química	Nº de amostras detectadas	% Média	10% Percentil	90% Percentil
Quartzo	SiO ₂	58	32,2	26,8	36,7
Plagioclasio	NaAlSi ₃ O ₈ – CaAl ₂ Si ₂ O ₈	58	23,6	20,5	26
Actinolita	Ca ₂ (Mg,Fe) ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	58	6,8	1,7	14,6
Anquerita – Dolomita	Ca(Fe ²⁺ ,Mg,Mn)(CO ₃) ₂ - CaMg(CO ₃) ₂	58	3,7	1,2	6,7
Biotita	K(Mg,Fe) ₃ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	57	3,3	2	4,6
Calcita	CaCO ₃	56	6,1	3,7	9,3
Ilmenita	Fe ²⁺ TiO ₃	58	3,1	2,1	4,1
Clinoclorita	(Mg,Fe ²⁺) ₅ Al(Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₈	56	11,9	8,9	15
Gipsita	CaSO ₄ ·2H ₂ O	52	1,3	0,3	2,6
Pirita	FeS ₂	50	0,9	0	1,6
Calcita, Magnesita	(Ca,Mg)CO ₃	44	2,9	0	4,6
Magnetita	Fe ²⁺ Fe ³⁺ ₂ O ₄	35	0,5	0	1,4
Pirrotita	Fe _{1-x} S	35	0,7	0	1,7
Arsenopirita	FeAsS	34	0,5	0	1,1
Stilpenomelano	K(Fe ²⁺ ,Mg,Fe ³⁺) ₈ (Si,Al) ₁₂ (O,OH) ₂₇	18	0,1	0	0,3
Cummingtonita	Mg ₇ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	29	1,6	0	4,9
Muscovita-Illite	K _{0,65} Al _{2,0} Al _{0,65} Si _{3,35} O ₁₀ (OH) ₂ - KAl ₂ (AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₂	11	0,8	0	3,3
Kaolinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	4	0,1	0	0
Hematita	α-Fe ₂ O ₃	3	<0,1	<0,1	<0,1
Siderita	Fe ²⁺ CO ₃	3	<0,1	<0,1	<0,1
Rulita	TiO ₂	2	<0,1	<0,1	<0,1
K-Feldspato	KAlSi ₃ O ₈	1	<0,1	<0,1	<0,1
Andradita	Ca ₃ Fe ₂ Si ₃ O ₁₂	1	<0,1	<0,1	<0,1
Laumonita	Ca ₄ [Al ₈ Si ₁₆ O ₄₈] ₁₈ H ₂ O	1	<0,1	<0,1	<0,1
Clinozoisite	Ca ₂ Al ₃ (SiO ₄) ₃ (OH)	1	<0,1	<0,1	<0,1

Conforme mencionado, a arsenopirita foi detectada em 34 das 58 amostras. Em princípio, seria de se esperar que esse sulfeto fosse detectado em uma quantidade maior de amostras em virtude das características geológicas de região e da associação da arsenopirita com ouro apresentadas nos capítulos anteriores. Entretanto, as limitações do método Rietveld em detectar minerais em percentuais menores que 2% podem ter influenciado a detecção da arsenopirita em apenas 34 amostras. A consistência dos resultados foi avaliada primeiramente através de uma correlação das concentrações totais de arsênio analisadas através de digestão multiácida com ICP com o percentual de arsenopirita detectado nas 34 amostras por difração por raios-X com refinamento Rietveld.

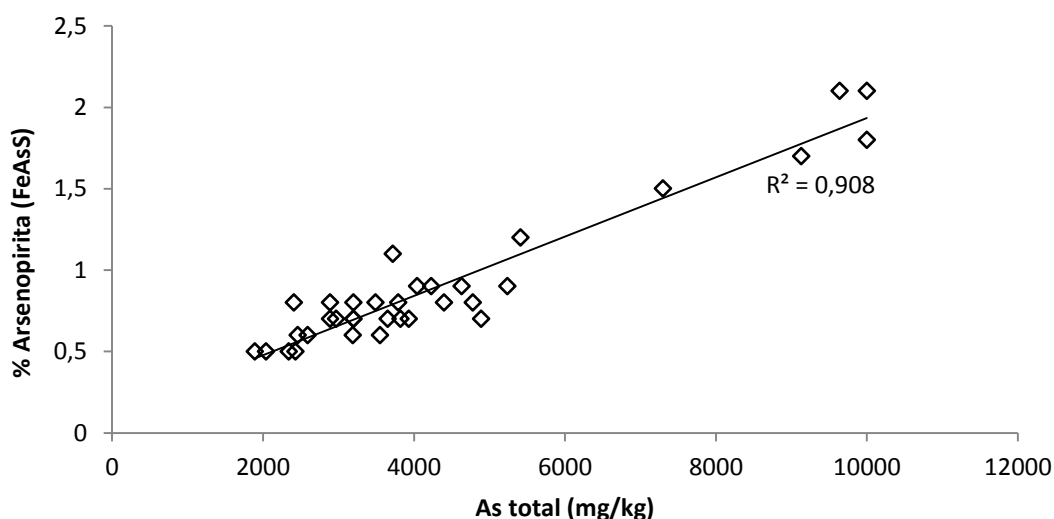


Figura 5.1: Correlação entre concentrações medidas de arsênio (mg/kg) e teores de arsenopirita por refinamento Rietveld

A Figura 5.1 apresenta uma boa correlação ($R^2=0.908$) entre as concentrações de arsênio analisadas na massa bruta com os percentuais de arsenopirita analisados através da difração por raios-X. Assim, foi calculado através de estequiometria, qual seria o percentual de arsenopirita nas 24 amostras onde este mineral não foi detectado pela difração de Raios-X, provavelmente em virtude das limitações do método.

Tabela V.5: Concentração de arsênio x %arsenopirita calculado

Amostra	Concentração mg/kg	% Arsenopirita Calculado
MFB 01 A	2550	0.55
MFB 02 A & B	3760	0.82
MFB 02 C	1930	0.42
MFB 02 D	2610	0.57
MFB 02 E	4540	0.99
MFB 02 F	3460	0.75
MFB 04 A & B	3030	0.66
MFB 06 A	2980	0.65
MFB 07 A & B	2140	0.47
MFB 07 C	2360	0.51
MFB 07 E	2990	0.65
MFB 07 F	2390	0.52
MFB 08 A & B	3990	0.87
MFB 08 C	5590	1.22
MFB 08 D	3860	0.84
MFB 08 E	2230	0.48
MFB 08 F	4110	0.89
MFB 09 D	3390	0.74
MFB 13 A	1780	0.39
MFB 15 D	3660	0.80
MFB 16 AB	4500	0.98
MFB 16 C	1970	0.43
MFB 18 E	2950	0.64
DO LAGO 1		
PONTO 2	2250	0.49

Considerando-se os resultados das concentrações de arsenopirita apresentadas na Tabela V.5, o percentual médio deste mineral nas 58 amostras foi recalculado de 0,5% (da Tabela V.4) para 0,81%, teor que está mais coerente com a mineralogia preliminar apresentada pela unidade (Tabela I.1). Os resultados detalhados das análises realizadas nas 58 amostras encontram-se no ANEXO V.

5.3 Avaliação do Potencial de Geração de Drenagem Ácida

A avaliação do potencial de drenagem ácida foi feita através do balanço ácido-base modificado e complementado pelo ensaio NAG (*net acid generation*). Ambos os ensaios foram efetuados nas 58 amostras.

O balanço ácido-base modificado (MABA) contempla a análise dos teores de enxofre total e enxofre-sulfeto da amostra. Através do teor de enxofre na forma de sulfeto, é possível calcular através da equação 4.1, o poder de acidificação da amostra (PA). O poder de neutralização (PN) é analisado através de um ataque ácido feito na amostra e posterior titulação desta. O objetivo é comparar o PA com o PN e avaliar qual se sobrepõe. Outras análises são realizadas a partir dos resultados do balanço ácido-base como a comparação do teor de enxofre total com o teor de enxofre na forma de sulfetos e a correção do PN com o teor de carbono inorgânico. A seguir serão apresentadas as principais correlações obtidas através do ensaio MABA, a começar pela correlação dos teores de enxofre total com o teor de enxofre na forma de sulfetos.

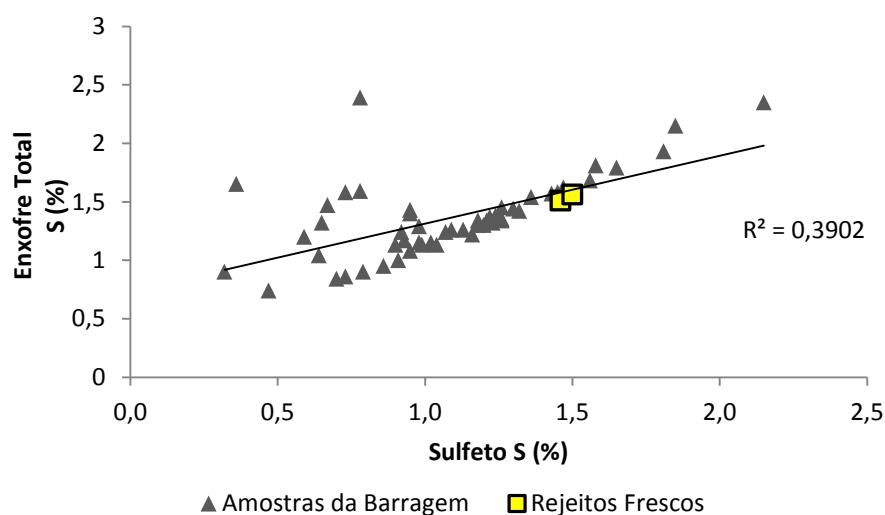


Figura 5.2: Correlação entre o enxofre total e enxofre sulfeto

Os resultados não indicam uma boa correlação entre os teores de enxofre total e os teores de enxofre na forma de sulfetos. Esse fenômeno pode estar relacionado ao fato dos rejeitos terem sido coletados no próprio reservatório, após exposição ao

intemperismo, indicando que possivelmente possa ter ocorrido uma oxidação parcial dos sulfetos presentes nas amostras (pirita, arsenopirita e pirrotita, detalhados posteriormente) e a consequente transformação destes em sulfatos. É possível observar ainda que as duas amostras de rejeitos “frescos” coletadas após o último tanque do circuito CIP, apresentam teores de enxofre total e enxofre-sulfetos próximos, indicando que não ocorreu oxidação neste material.

Pode-se observar da Figura 5.2, que, além dos rejeitos frescos coletados, um grupo específico de amostras apresenta teores de S-total similares aos teores de S-sulfeto. A tabela a seguir indica as amostras que apresentaram teores de S-total de pelo menos 47% a mais que os teores de S-sulfeto.

Tabela V.6: Teores de enxofre total mais elevados que os teores de enxofre-sulfeto

Amostra	S(T)	S(S-2)	S(T)/S(S-2)
	%	%	%
MFB01 A	1.04	0.64	63%
MFB02 AB	1.59	0.78	104%
MFB03 AB	2.39	0.78	206%
MFB04 AB	1.32	0.65	103%
MFB06 A	1.2	0.59	103%
MFB07 AB	0.9	0.32	181%
MFB07 E	1.4	0.95	47%
MFB08 AB	1.47	0.67	119%
MFB14 A	0.74	0.47	57%
MFB15 AB	1.58	0.73	116%
MFB16 AB	1.43	0.95	51%
MFB16 C	1.65	0.36	358%

Das 12 amostras, 10 foram coletadas em pontos superficiais do lago, em condições expostas à oxidação, sendo que apenas as amostras “MFB07E” e “MFB16C” não foram coletadas neste local. Um novo gráfico foi preparado para avaliar a correlação dos teores de enxofre nas demais amostras. Observa-se que, eliminando as 12 amostras aparentemente oxidadas, as demais mostram uma boa correlação entre S-total e S-sulfeto, indicando a predominância deste último na barragem de rejeitos.

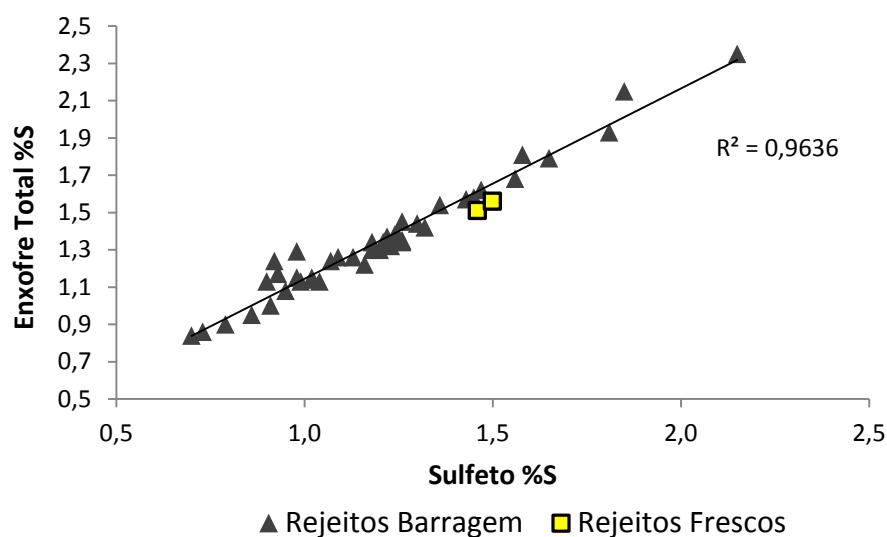


Figura 5.3: Correlação entre o enxofre total e enxofre sulfeto de 46 amostras coletadas, excluídas as 12 amostras oxidadas de superfície

Em seguida será apresentada a correlação do poder de neutralização calculado pela estequiometria e o poder de neutralização analisado através da seguinte relação estequiométrica.

$$PN \text{ (estimado)} = \%C(\text{carbono inorgânico}) \times 83,3 \text{ (tCaCO}_3\text{/1000t)} \quad (6.1)$$

A relação acima foi obtida através de estequiometria, considerando que todo o carbono disponível está na forma de carbonato de cálcio. Considerando-se as massas moleculares do cálcio (40 g/mol), carbono (12g/mol) e oxigênio (16 g/mol), observa-se que 1% de carbono inorgânico total equivale a 8,33% de CaCO_3 . Entretanto, 8,33% de CaCO_3 equivalem a 83,3 toneladas de CaCO_3 a cada 1000 toneladas, chegando-se a relação apresentada acima.

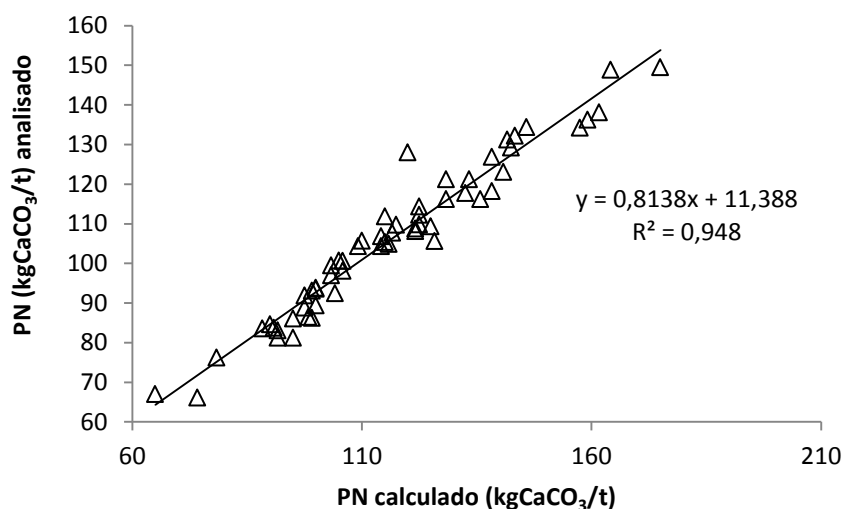


Figura 5.4: Correlação entre o PN calculado (através do carbono total) e PN analisado através do ensaio MABA

A Figura 5.4 indica que o poder de neutralização calculado através dos teores de carbono inorgânico total apresentou uma boa correlação com o poder de neutralização (PN) analisado através do ensaio MABA, indicando que o poder de neutralização é proveniente de carbonatos e que a maior parte do carbono presente nas amostras está na forma inorgânica, provavelmente calcita. Essa informação indica também que a análise do carbono inorgânico total é um bom indicador para estimativa do poder de neutralização nos rejeitos avaliados.

Com os resultados do poder de neutralização e o poder de acidificação, foi possível estabelecer o diagrama contemplando os resultados do balanço ácido base indicando as relações do poder de acidificação e neutralização. Os resultados encontrados através da análise do método modificado proposto por Lawrence estão apresentados detalhadamente no ANEXO I e tratados no gráfico a seguir.

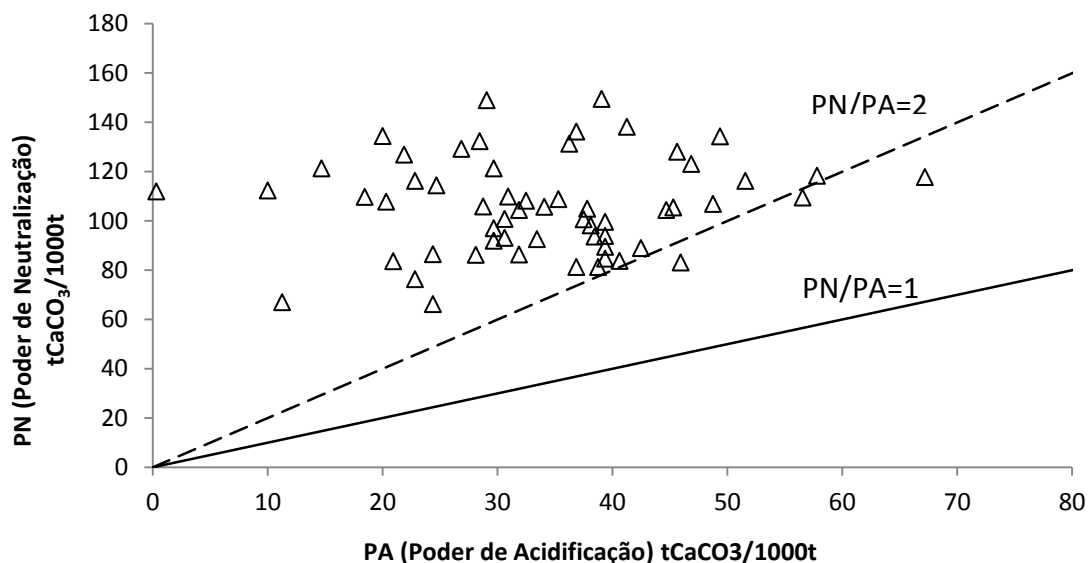


Figura 5.5: Diagrama ácido base com a razão poder de neutralização (PN)/ poder de acidificação (PA) de 58 amostras

Os resultados da Figura 5.5 demonstram que o poder de neutralização excede em pelo menos duas vezes o poder de acidificação em 55 das 58 amostras. A linha pontilhada representa o limite onde o PN é maior em ao menos 2 vezes o PA, observando-se então que apenas 3 amostras estão abaixo dessa linha, ou seja, o PN não excede o PA em duas vezes. Entretanto, é possível observar também que essas 3 amostras apresentam uma relação bem próxima de dois. Esses resultados indicam que 100% das amostras possuem baixa probabilidade de geração de acidez de acordo com o ensaio MABA modificado.

Entretanto, conforme mencionado anteriormente, com o objetivo confirmar os resultados obtidos através dos ensaios MABA, optou-se pela realização do ensaio complementar NAG nas 58 amostras. Todas as amostras apresentaram um NAGpH superior a 4,5 conforme ilustrado na Figura 5.6, enquadrando-se portanto na categoria de não formação de acidez de acordo com critérios apresentados e explicados no Capítulo 4 mais especificamente na Tabela IV.3. Os resultados detalhados do ensaio NAG nas 58 amostras são apresentados no ANEXO II.

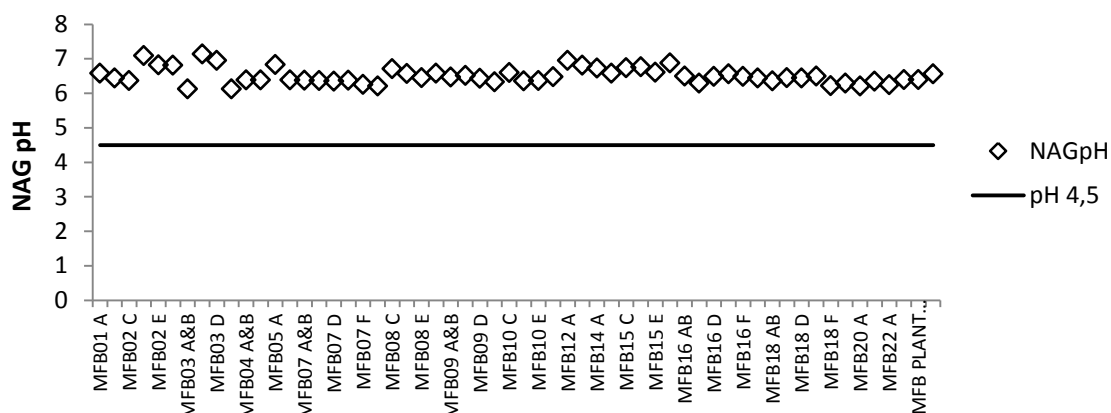


Figura 5.6: NAGpH nas 58 amostras

Os resultados dos ensaios estáticos com as 58 amostras coletadas na barragem de rejeitos em diferentes profundidades não indicam potencial de geração de acidez de acordo com os critérios estabelecidos em **AMIRA (2002)** e **Miller (1998)** tanto para o ensaio MABA quanto para o ensaio NAG. Esses critérios podem ser resumidos como $PA-PN < 0$ e $NAGpH > 4,5$ para não geração de acidez. Os resultados dos dois tipos de ensaios foram combinados e estão representados graficamente na Figura 5.7. O eixo horizontal representa a diferença $PA-PN$ e o eixo vertical o $NAGpH$.

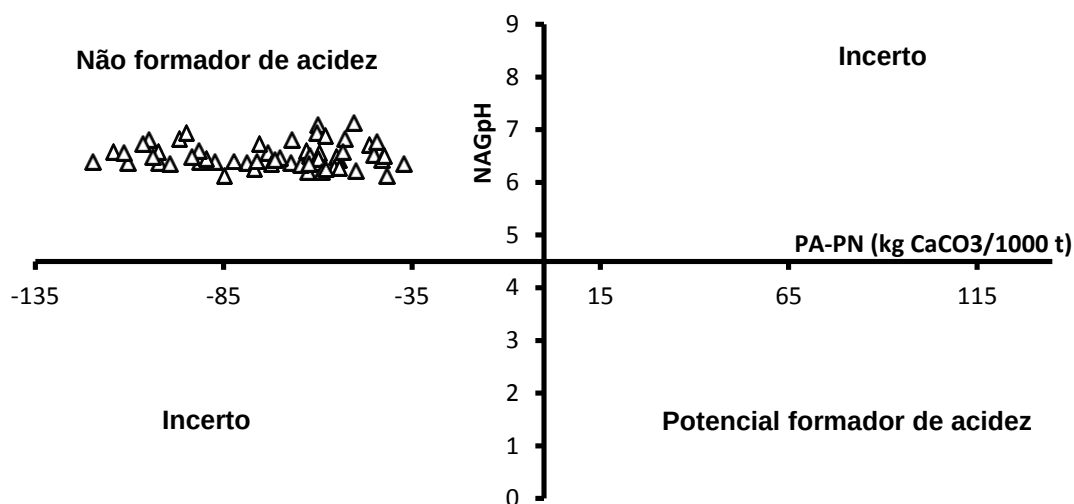


Figura 5.7: Comparação entre os resultados de NAGpH e do ensaio MABA

5.4 Ensaio SPLP

Foram realizados ensaios de solubilização em todas as amostras seguindo o procedimento USEPA 1312. Optou-se por realizar o ensaio de solubilização seguindo os critérios da USEPA 1312 uma vez que a caracterização ABNT 10004, baseada nos procedimentos descritos nas normas ABNT 10005(lixiviação) e ABNT 10006 (solubilização) já havia sido realizados anteriormente pela empresa em 15 amostras, indicando que 93% das amostras haviam sido classificadas como resíduos não perigosos e não inertes.

A seguir serão representados graficamente os resultados dos elementos de maior interesse que solubilizaram em concentrações acima dos limites estabelecidos na resolução CONAMA 357/2005 para águas classe II. Essa representação foi realizada em caráter comparativo, uma vez que a USEPA 1312 não estabelece limites. É importante ressaltar que esses resultados não representam qualquer tipo de descumprimentos a legislação, uma vez que os rejeitos já foram anteriormente analisados e classificados como não perigosos. Vale ressaltar ainda que este tipo de ensaio indica os elementos que vão solubilizar prontamente por mecanismos de dissolução. Os mecanismos termodinâmicos e cinéticos que podem ocasionar a solubilização de minerais mais complexos, como os sulfetos metálicos, serão avaliados posteriormente em outros ensaios.

De acordo com os resultados apresentados, apenas os elementos As, Al e Mn apresentaram concentrações solubilizadas acima dos limites da CONAMA 357/2005 para águas classe II. As concentrações mais significativas e em um número maior de amostras foram as de arsênio, que solubilizou a uma concentração média de 0,137 mg/L nas 58 amostras, sendo que a legislação de águas classe II da CONAMA 357/2005 possui um limite de 0,01 mg/L o mesmo limite de potabilidade da portaria 518 do Ministério da Saúde. Nas amostras de rejeitos frescos essas concentrações foram ainda maiores, da ordem de 0,56 mg/L, indicando provavelmente a presença residual de compostos oxidados de arsênio que são prontamente liberados pelo mecanismo de dissolução. Vale ressaltar, entretanto, que o local onde esses rejeitos são depositados são impermeabilizados e que concentrações dessa ordem de grandeza são encontradas

apenas na água do reservatório, e não nos cursos d'água ao entorno e na água subterrânea, de acordo com o monitoramento periódico realizado pela empresa. A maioria dos demais parâmetros analisados esteve abaixo dos limites estabelecidos pela CONAMA 357/2005. Os resultados dos ensaios de solubilização para todos os elementos analisados encontram-se no ANEXO V.

Em relação as concentrações de Mn e Al apresentados nas figuras 5.9 e 5.10, tais elementos são associados aos solos locais e apresentam relativa mobilidade mesmo em áreas não mineralizadas. As concentrações encontradas no ensaio de solubilização estão na mesma ordem de grandeza de concentrações de *background* monitoradas para esses elementos em locais similares.

Ao final do capítulo serão apresentadas correlações e comparativos detalhados das concentrações solubilizadas de arsênio pelo processo de dissolução (do ensaio SPLP) com as concentrações encontradas na água das barragens, avaliando o histórico do monitoramento ambiental periódico realizado.

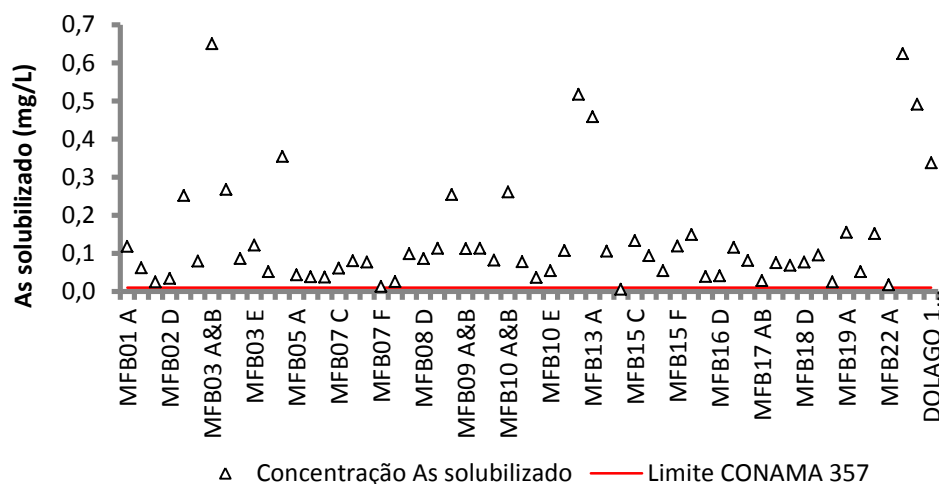


Figura 5.8: Concentrações de arsênio solubilizadas no ensaio SPLP

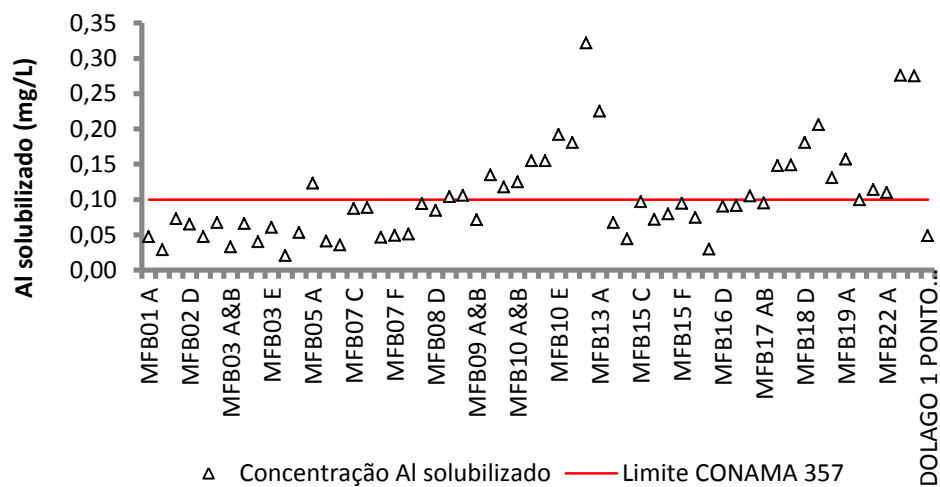


Figura 5.9: Concentrações de alumínio solubilizadas no ensaio SPLP

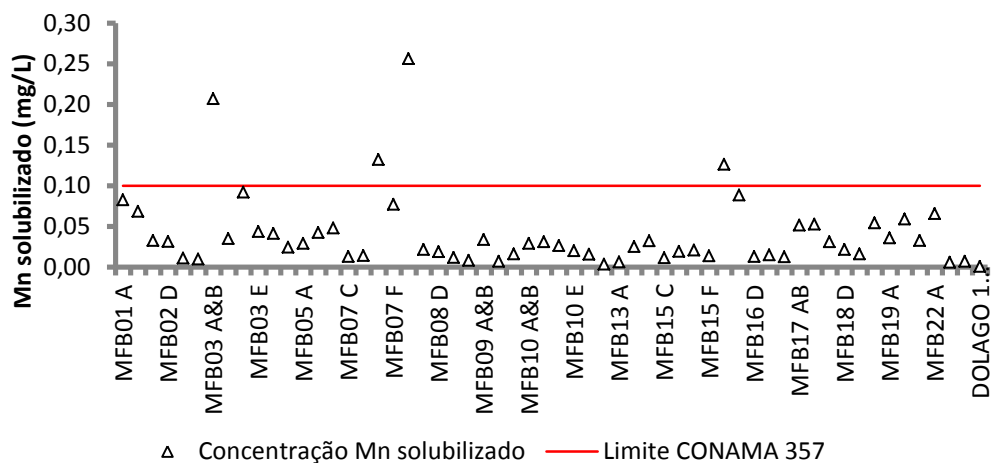


Figura 5.10: Concentrações de manganês solubilizadas no ensaio SPLP

5.5 Ensaios Cinéticos

Os ensaios cinéticos foram utilizados em complemento aos ensaios estáticos cujos resultados foram apresentados anteriormente. Os ensaios cinéticos visam simular a ação de intempéries as quais os rejeitos estão expostos ao longo do tempo nos lagos. Essas intempéries são principalmente a radiação solar, água de chuva e a ação de bactérias. Em virtude do grau de intemperização observado em algumas amostras dos rejeitos depositados na barragem de acordo com os resultados dos ensaios estáticos, optou-se

por realizar ensaios cinéticos em colunas de lixiviação de acordo com o procedimento AMIRA 2002 em amostras de rejeitos frescos coletados na planta. Foram analisados 13 ciclos em 2 colunas, entre dezembro de 2012 a janeiro de 2014. As colunas foram denominadas colunas 1 e 2.

Os resultados dos ensaios cinéticos para os principais parâmetros serão apresentados a seguir, esses parâmetros são pH, arsênio, alcalinidade, sulfato, cálcio e magnésio. É importante ressaltar que as colunas 1 e 2 foram compostas por rejeitos do processo CIL. A Figura 5.11 a seguir apresenta a variação do pH no extrato coletado ao longo dos meses.

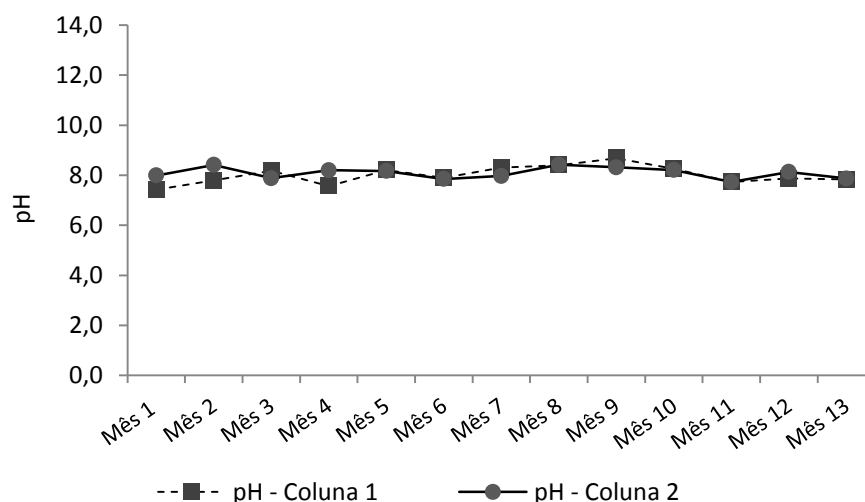


Figura 5.11: pH no extrato das colunas 1 e 2

É possível observar que o pH esteve entre 7 e 8 ao longo dos meses e não apresentou variações significativas em nenhuma das colunas. Esses resultados eram esperados uma vez que a presença de materiais neutralizantes excede a presença de sulfetos que ocasionam a DAM e reduzem o pH, confirmando assim os resultados dos ensaios estáticos. A Figura 5.12 apresenta a evolução das concentrações de arsênio ao longo dos ciclos.

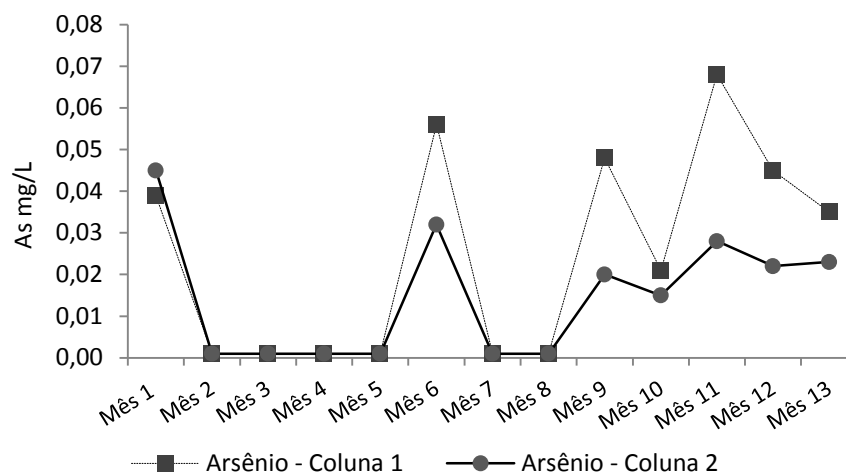


Figura 5.12: Concentrações de arsênio no extrato das colunas 1 e 2

É possível observar que no primeiro ciclo o arsênio foi detectado em concentrações da ordem de 0,05 mg/L. Em muitas situações onde o ensaio cinético é realizado, a adição do primeiro ciclo resulta em uma concentração mais elevada de alguns elementos, o que não está necessariamente relacionado à cinética da oxidação dos sulfetos e sim à solubilização de sais previamente precipitados. Nos meses seguintes as concentrações de arsênio estiveram abaixo do limite de detecção até o mês 8, com exceção de um pico que ocorreu no mês 6. A partir do ciclo 9 o As passou a ser detectado em concentrações da mesma ordem de grandeza ou mais elevadas do que as concentrações monitoradas no primeiro ciclo. Esse fenômeno indica que pode estar havendo dissolução do arsênio que foi precipitado ou co-precipitado em um primeiro momento com o ferro a partir da oxidação da arsenopirita após o primeiro ciclo (1 mês). Esse fenômeno é um dos principais temas desse trabalho e será discutido posteriormente em detalhes no capítulo 6.

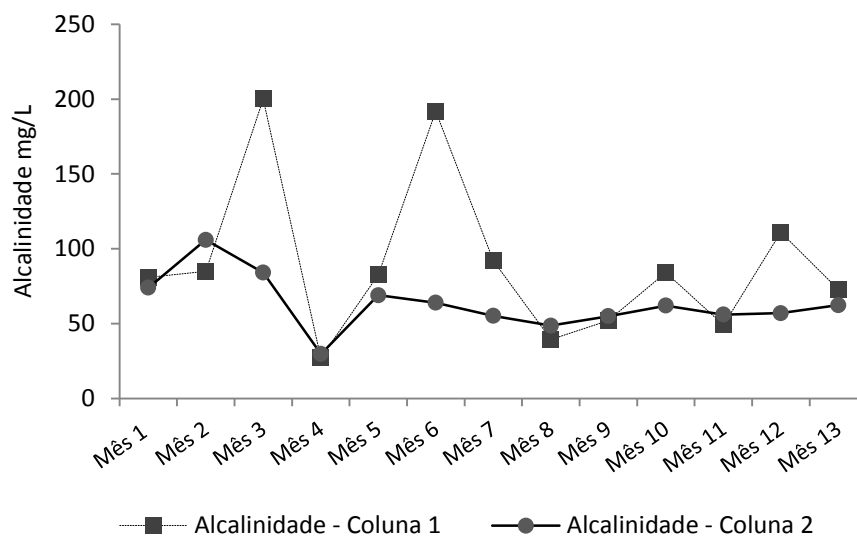


Figura 5.13: Concentrações de alcalinidade no extrato das colunas 1 e 2

A Figura 5.13 apresenta os resultados de alcalinidade ao longo dos meses. É possível observar que, com exceção de 2 picos que ocorreram na coluna 1, que a alcalinidade esteve sempre igual ou maior 50 mg/L na maioria dos ciclos. Isso indica que os carbonatos presentes na mineralogia local estão reagindo com a acidez gerada pela oxidação dos sulfetos e neutralizando a acidez que poderia ser gerada a partir da oxidação desses sulfetos. Os valores de pH constantes e acima de 7 numa faixa levemente alcalina confirmam essa hipótese de acordo com a Figura 5.11.

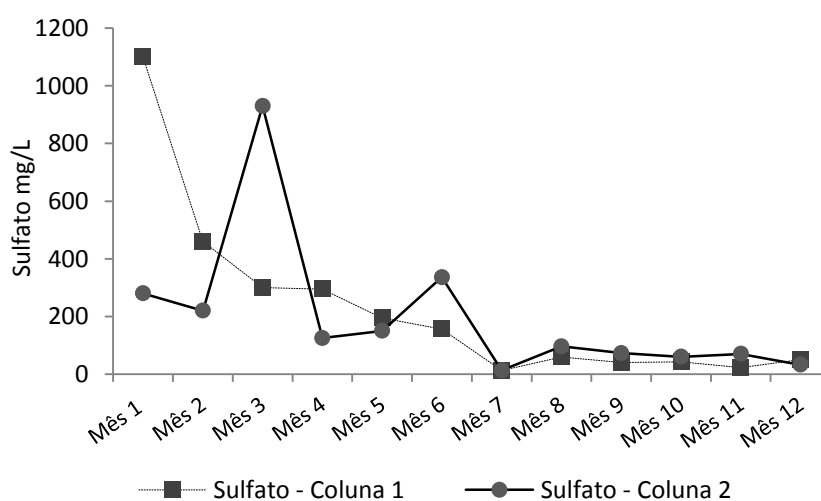


Figura 5.14: Concentrações de sulfato no extrato das colunas 1 e 2

As concentrações de sulfato estiveram elevadas nos primeiros meses e foram decaindo gradativamente a partir do segundo ciclo, com exceção de um pico ocorrido na Coluna 2 no mês 3 conforme a Figura 5.14. A liberação inicial de sulfato pode estar associada a dissolução de material oxidado/sulfetado prontamente disponível e da oxidação de sulfetos como a pirrotita. A liberação posterior de sulfato ao longo do tempo pode ser decorrente da oxidação dos demais sulfetos (arsenopirita e pirita), conforme o discutido em detalhes no item 3.2. Para a unidade em questão, os sulfetos presentes são a pirita, arsenopirita e pirrotita, de acordo com a caracterização mineralógica apresentada no item 5.2. A partir do oitavo mês, as concentrações de sulfato estiveram na faixa de 60 mg/L e mantiveram-se nessa faixa, sem apresentar tendência de aumento ou redução. O sulfato apresenta uma considerável mobilidade quando ocorre a oxidação dos sulfetos e a dissolução de sais como a gipsita. No caso do arsênio, uma série de mecanismos de adsorção, precipitação e co-precipitação ocorrem, principalmente quando há presença de ferro. Em relação ao sulfato, esses mecanismos não ocorrem, sendo este elemento mais facilmente liberado. É importante ressaltar que a presença do mineral gipsita foi detectada na maior parte das amostras nos ensaios de difração por raios-X com refinamento Rietveld (Tabela V.4) e também influencia na solubilização de sulfatos através de mecanismos de dissolução. A redução e estabilização das concentrações de sulfato a partir de oitavo mês pode indicar uma redução na intensidade da oxidação dos sulfetos e redução e estabilização da dissolução de gipsita. Uma discussão mais aprofundada referente às concentrações de arsênio esperadas a partir da oxidação dos sulfetos e das concentrações de sulfato monitoradas será feita no Capítulo 6.

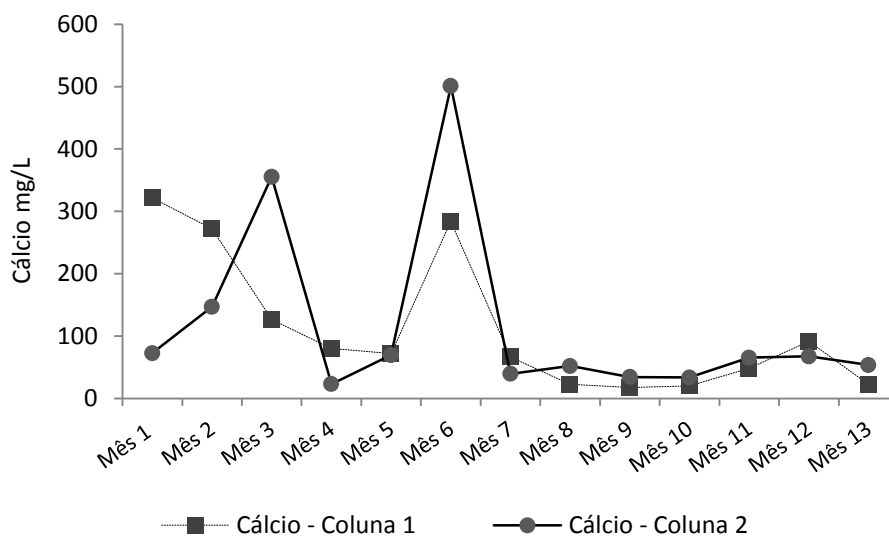


Figura 5.15: Concentrações de cálcio no extrato das colunas 1 e 2

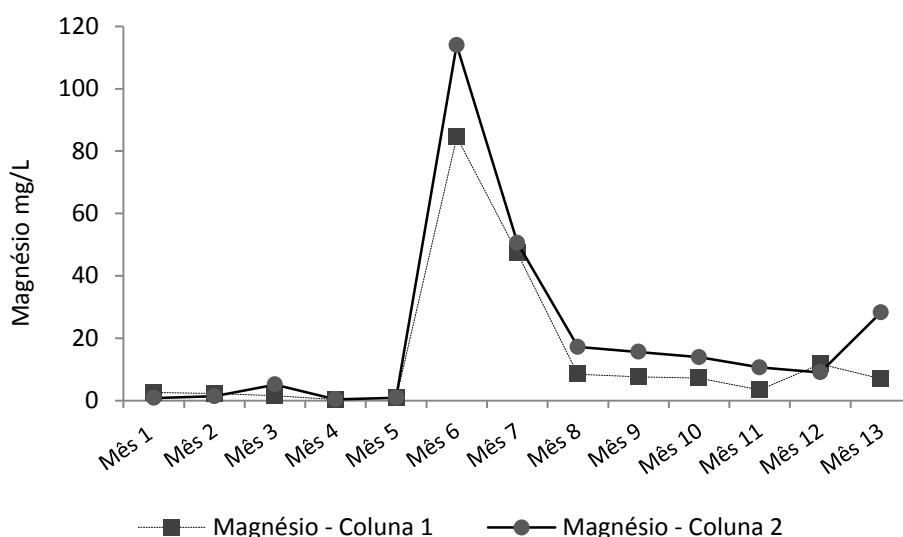


Figura 5.16: Concentrações de magnésio no extrato das colunas 1 e 2

As concentrações de cálcio apresentaram grande variação nos 6 primeiros ciclos. A partir do sétimo ciclo, essas concentrações apresentaram uma maior estabilidade e estiveram entre 30 e 50 mg/L respectivamente. A liberação de cálcio pode estar diretamente relacionada a presença do carbonato calcita, que é consumido com a liberação de acidez a partir da oxidação dos sulfetos. É possível observar ainda uma tendência de liberação de cálcio similar a do sulfato, o que pode indicar que esteja ocorrendo dissolução de gipsita. Em relação ao magnésio, as concentrações estiveram

muito baixas nos 5 primeiros ciclos, na ordem de 1 mg/L. A partir de um pico ocorrido no sexto mês, essas concentrações aumentaram significativamente e permaneceram numa faixa mais constante a partir de oitavo ciclo. Da mesma forma que ocorre na liberação de cálcio, o aumento da liberação de magnésio pode estar diretamente relacionado ao consumo dos carbonatos que possuem magnésio em sua composição química, como a dolomita e a anquerita. É importante ressaltar que os carbonatos calcita, dolomita e anquerita foram detectados na composição mineralógica por difração de raios-X com refinamento Rietveld, conforme apresentado anteriormente na Tabela V.4.

5.6 Qualidade da Água nos Lagos

Para comparar os resultados dos ensaios cinéticos com as condições históricas e atuais dos lagos, serão apresentados a seguir as concentrações de arsênio, sulfato e ferro, além dos valores de pH monitorados ao longo dos anos nestes pontos e disponibilizados pela unidade em questão.

A operação dos lagos da barragem foi discutida detalhadamente no item 4.1, sendo este sistema atualmente monitorado em 3 locais. Dois pontos de monitoramento estão localizados nas áreas internas do reservatório, nos lagos II e III. Um terceiro ponto é monitorado a jusante do lago II, em um dique de segurança impermeabilizado com PEAD, que recebe o efluente que infiltra pelo maciço do lago II, o qual retorna ao lago II através de bombeamento. A localização dos lagos II e III e do dique de segurança é apresentada na Figura 5.17. É importante ressaltar novamente que os três lagos são impermeabilizados com membranas de PVC e que o dique de segurança é impermeabilizado com PEAD, sendo que não há descarte de efluente, apenas recirculação e evaporação. O lago I encontra-se seco contendo apenas os rejeitos, por isso não há monitoramento hídrico no local.

Atualmente as coletas das amostras nos lagos são feitas por um laboratório externo seguindo o procedimento de coleta e preservação de amostras estabelecidos pelas normas ABNT 9798 e ABNT 9898 e as análises químicas seguem os procedimentos

descritos no *Standard Methods for the examination of water and wastewater* (APHA, 2012). A medição de ORP apresentada ao final desse capítulo foi realizada pelos técnicos da unidade com a utilização de uma célula de fluxo multi-parâmetros modelo MP-20 1880. As coletas mais antigas foram feitas por diversos laboratórios e não se tem registro das técnicas e procedimentos analíticos utilizados sendo que esses resultados são apresentados com essa ressalva. A seguir serão apresentados os valores de pH monitorados ao longo dos anos nas Figuras 5.18 e 5.19.

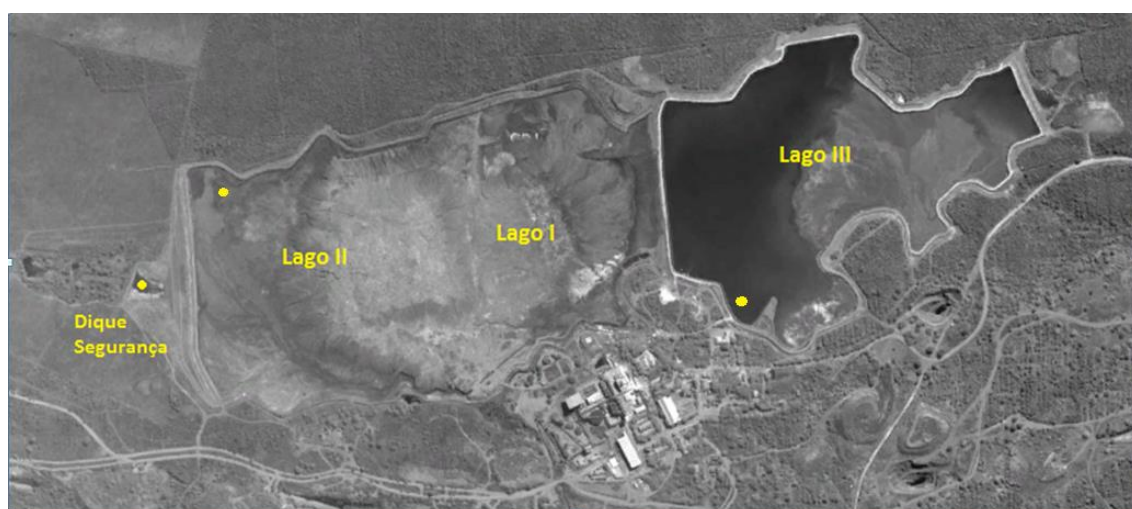


Figura 5.17: Pontos de monitoramento no reservatório

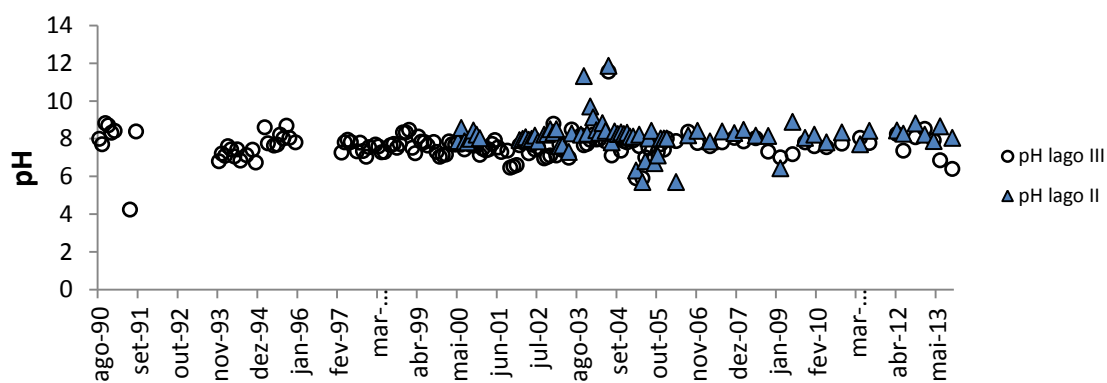


Figura 5.18: Monitoramento do pH nos lagos II e III (23 anos)

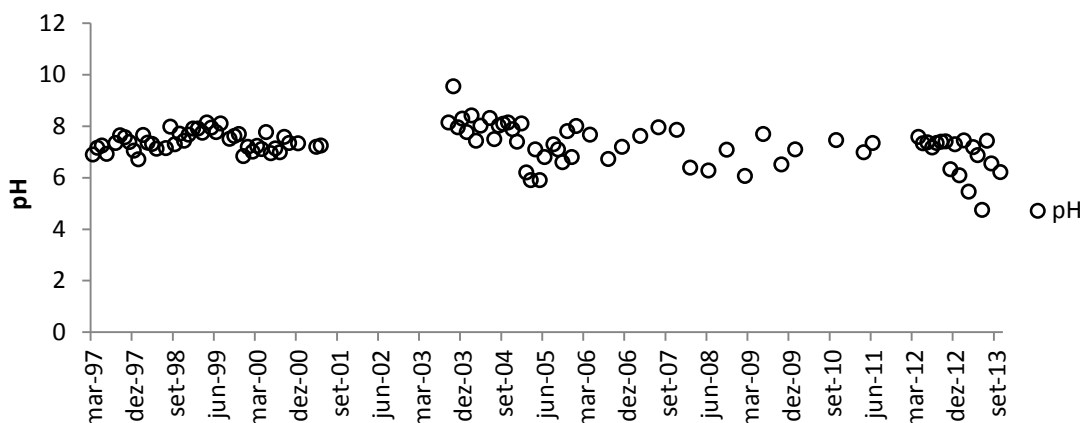


Figura 5.19: Monitoramento de pH no dique de segurança (16 anos)

Observa-se que o pH não apresentou uma variação significativa ao longo de aproximadamente 23 anos de monitoramento no lago II e 13 anos de monitoramento no lago III. Esse parâmetro permaneceu sempre numa faixa levemente alcalina. Os resultados confirmam as condições apresentadas nos ensaios estáticos e cinéticos. O pH do dique de segurança apresentou condições menos alcalinas, estando a média próxima a 7,5. Essa leve redução no pH no dique de segurança pode ser proveniente do consumo dos materiais neutralizantes e maior liberação de acidez. Entretanto, essa hipótese necessita ser mais bem investigada.

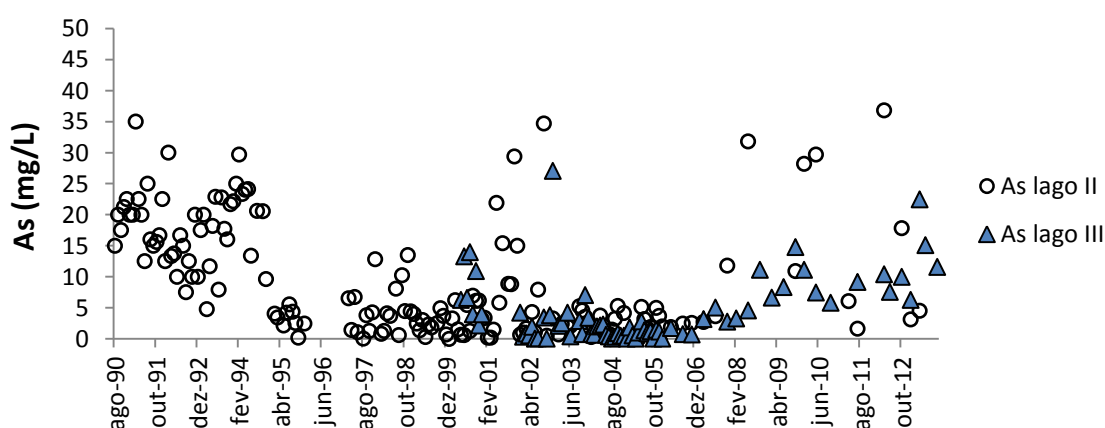


Figura 5.20: Monitoramento de As nos lago II e III (23 anos)

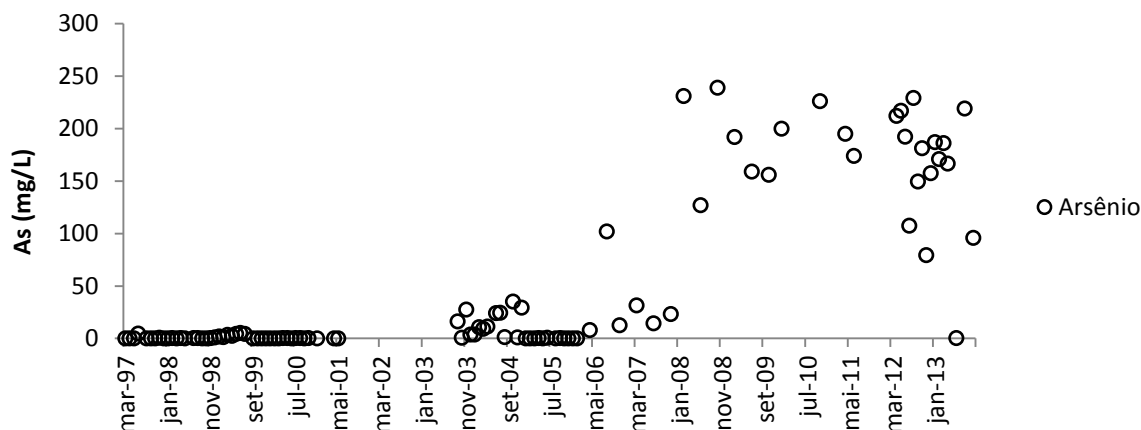


Figura 5.21: Monitoramento de As no dique de segurança

As concentrações de arsênio apresentaram variação significativa ao longo dos anos nos lagos II e III e também no dique de segurança de acordo com as Figuras 5.20 e 5.21. A concentração no lago III esteve consideravelmente mais baixa do que as concentrações do lago II e do dique de segurança. Essa diferença nas concentrações pode ser explicada por uma série de fatores. Os principais são o próprio balanço de águas do reservatório e a operação dos lagos conforme descrito detalhadamente no Capítulo 4. A precipitação direta que incide na área do lago I é direcionada ao lago III. Essa parcela somada ao sobrenadante dos rejeitos finos proveniente do overflow dos ciclones e a própria precipitação que incide sobre a área do lago III causam uma diluição natural nas concentrações do arsênio nesse lago, fazendo com que as concentrações sejam mais baixas do que as observadas no lago II e no dique de segurança. Além desse fator, as condições mais redutoras encontradas no dique de segurança (Tabela V.7) resultam em uma concentração mais elevada do arsênio, principalmente em relação às parcelas desse elemento associadas aos compostos de ferro (ferridrita) ou na forma de arsenatos. Em relação ao lago II, como a água do dique de segurança é recirculada para esse ponto, as concentrações são mais elevadas que no lago III.

As concentrações de arsênio encontradas na água dos lagos II e III da barragem são significativamente mais elevadas do que as concentrações observadas nos ensaios de solubilização e nos ensaios cinéticos para o mesmo material. Esses resultados sugerem que as condições do lago são diferentes se comparada às condições dos ensaios,

principalmente em relação às condições de oxidação e redução (Eh). Os resultados obtidos confirmam que o processo de oxidação de arsenopirita ocorre nos rejeitos depositados nos lagos mobilizando o arsênio, mesmo em condições de alcalinidade desfavoráveis à formação de drenagem ácida.

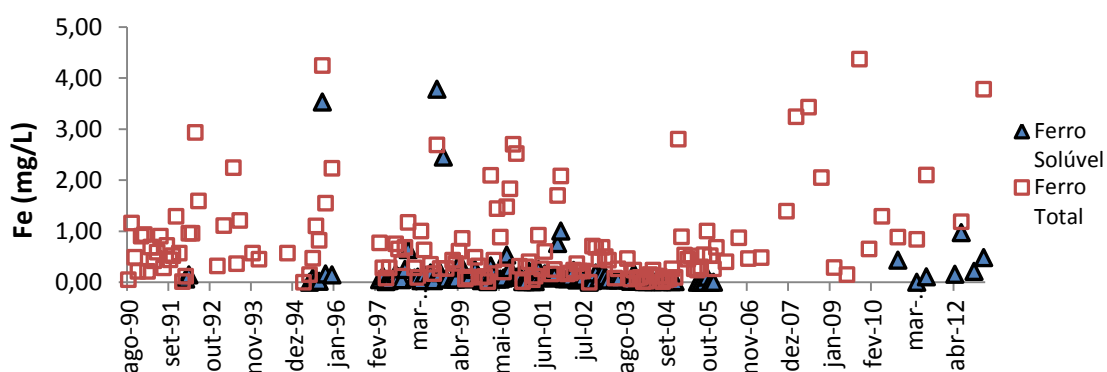


Figura 5.22: Monitoramento de Fe total e solúvel no lago II (23 anos)

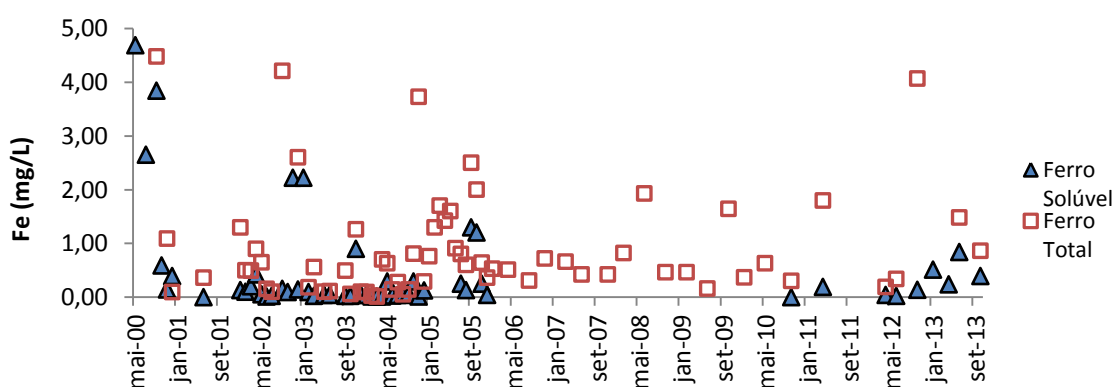


Figura 5.23: Monitoramento de Fe total e solúvel no lago III (13 anos)

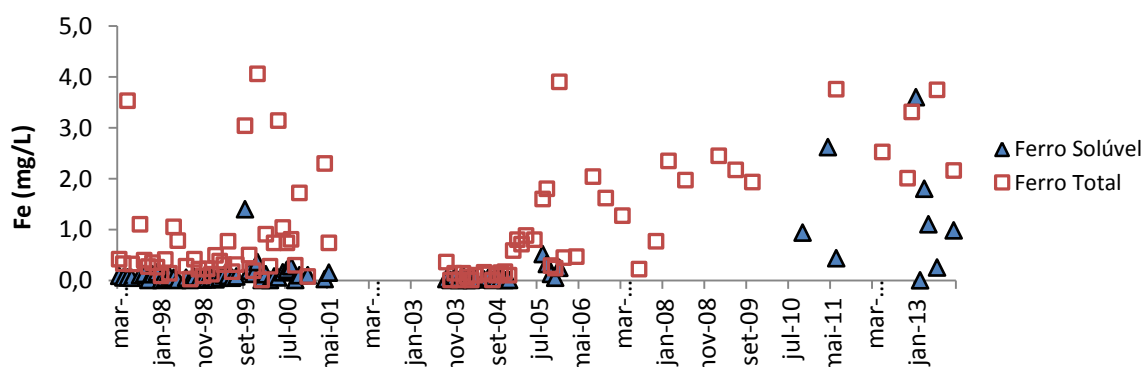


Figura 5.24: Monitoramento de Fe total e solúvel no dique de segurança (16 anos)

As Figuras 5.22, 5.23 e 5.24 apresentam os resultados do monitoramento de ferro. O ferro total foi monitorado ao longo dos anos, sendo que o monitoramento de ferro solúvel foi monitorado esporadicamente. É possível observar que as concentrações de ferro em solução nas últimas campanhas realizadas no dique de segurança são mais elevadas. Na faixa de pH apresentada anteriormente, muito provavelmente o ferro solúvel monitorado está na forma de Fe^{2+} . A presença de ferro nessa forma ocorre provavelmente em decorrência da redução do Fe^{3+} que estava precipitado. Essa reação de redução possui grande importância na mobilidade do arsênio conforme será discutido posteriormente.

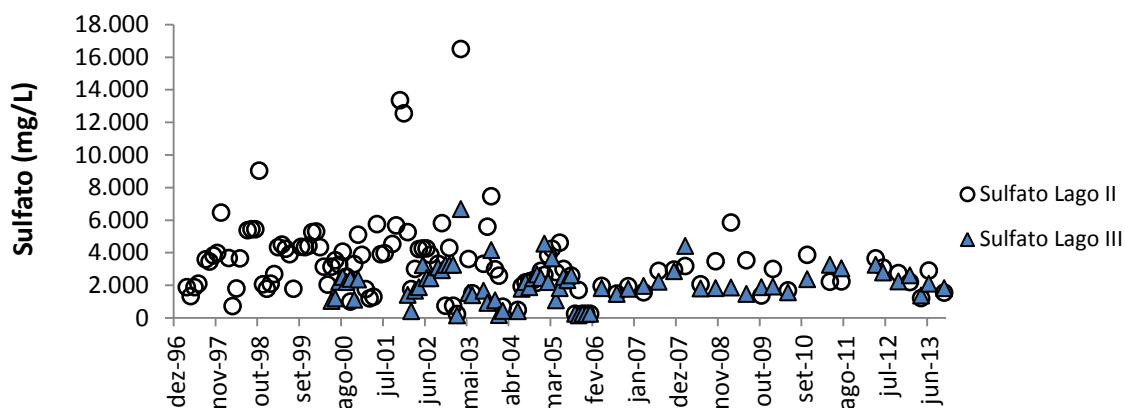


Figura 5.25: Monitoramento sulfato nos lago II e III (17 anos)

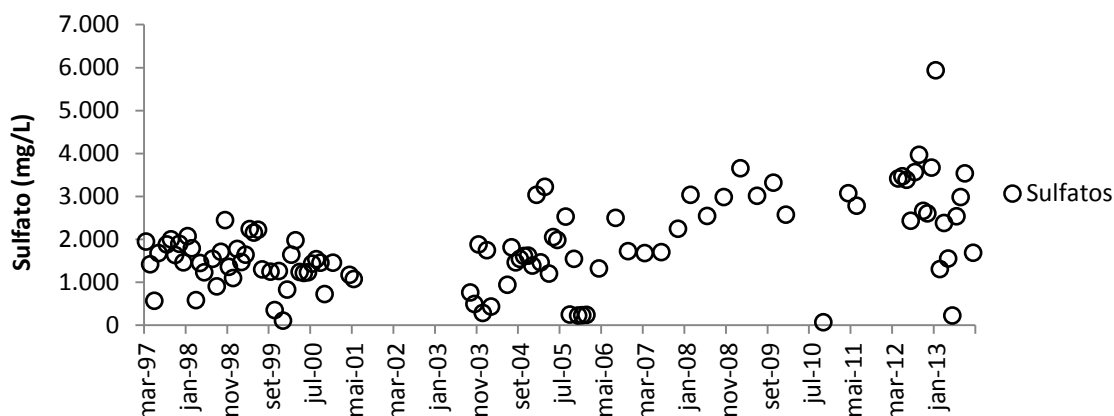


Figura 5.26: Monitoramento sulfato no dique de segurança (16 anos)

As concentrações de sulfatos confirmam que a oxidação dos sulfetos está ocorrendo (Figuras 5.25 e 5.26). Essa informação é relevante, uma vez que os ensaios mineralógicos indicam a presença de arsenopirita e pirrotita, e parte desses sulfatos é proveniente da oxidação desses sulfetos. É importante destacar também que apesar das condições mais redutoras encontradas no dique de segurança que serão discutidas a partir da Tabela V.7, as concentrações de sulfato permanecem na mesma ordem de grandeza, indicando que essas condições não são suficientemente anaeróbicas de forma a reduzir as concentrações de sulfato através da atividade de bactérias redutoras de sulfato.

Complementando os dados apresentados anteriormente, no dia 24/01/2014, o potencial de redução foi monitorado nos lagos II e III e nos diques de segurança em dois pontos distintos, imediatamente na saída do tubo que encaminha a água ao dique e no pequeno reservatório formado antes da recirculação conforme apresentado na Tabela V.7. Os resultados confirmaram um ambiente mais redutor na saída do tubo do dique de segurança. Conforme discutido anteriormente, o potencial de redução é uma das variáveis mais importantes para compreensão da mobilidade do arsênio na água. Uma avaliação mais aprofundada, especificamente sobre a mobilidade do arsênio através de processos de adsorção, dessorção, oxidação, redução e dissolução, bem como as correlações dos resultados estáticos e cinéticos realizados neste trabalho com a série histórica apresentada nesse capítulo serão mais discutidos e aprofundados no capítulo 6. Os mecanismos de controle para o final da operação e principalmente para etapa de fechamento também serão discutidos e avaliados.

Tabela V.7: Potencial de Redução monitorado nos lagos e no dique

Parâmetro	Lago II	Lago III	Dique de Segurança (Dreno)	Dique de Segurança (Lago)
pH	7,77	11,21	8,4	7,76
ORP (mV)	68	66	-209	-99
Eh (mV)	265	263	-12	98
Temperatura (°C)	32,6	31	28,6	28,8
Oxigênio Dissolvido (mg/L)	3,69	4	2,05	6,61

6 CONSIDERAÇÕES SOBRE A MOBILIDADE DE ARSÊNIO

Em relação às concentrações de arsênio do ensaio SPLP, uma série de fatores contribui para uma menor concentração do extrato solubilizado em relação às concentrações encontradas no reservatório. O procedimento do ensaio SPLP (US EPA 1312) considera um fator de diluição de 20:1 de solução para sólido, maior do que o encontrado no reservatório. Além do efeito da diluição inerente ao método, as condições de oxidação e redução apresentadas no ensaio SPLP são diferentes das condições encontradas em campo. O ambiente do reservatório possui áreas que apresentam um ambiente redutor, diferente do ensaio SPLP. Esse tipo de sistema resulta em uma remobilização do arsênio que por ventura tenha sido co-precipitado com o ferro, de acordo com os diagramas de Eh-pH apresentados no capítulo 3 (Figura 3.2).

Esse mesmo conceito é válido para as concentrações observadas nos ensaios cinéticos. Mesmo que este tipo de ensaio simule por um período maior de meses qual seria a cinética de oxidação dos sulfetos, as condições de oxidação e redução das condições encontradas em laboratório são distintas das condições encontradas em campo. Nos ensaios cinéticos, é possível observar que muito provavelmente ocorre a oxidação dos sulfetos e liberação de acidez. Essa hipótese pode ser confirmada através da liberação de alcalinidade, que evidencia a ocorrência da neutralização da acidez pela dissolução de carbonatos, de acordo com as equações 4.8 e 4.9. As concentrações de sulfato monitoradas em todos os ciclos podem ser consideradas como um indício da oxidação dos sulfetos, sendo que as maiores concentrações foram monitoradas nos primeiros ciclos. Conforme demonstrado nas equações 4.4 e 4.10, a oxidação dos sulfetos como a pirita e a arsenopirita, tem como produto a liberação de íons sulfatos (SO_4^{-2}).

É possível concluir a partir dos resultados apresentados no capítulo anterior, que há uma diferença nas concentrações de arsênio liberadas nos ensaios estáticos (SPLP), ensaios cinéticos realizados em colunas de laboratório e nas concentrações monitoradas ao longo dos anos nos reservatórios no sistema. Embora haja essa diferença nas concentrações encontradas em cada tipo de ensaio, a interpretação e avaliação conjunta

dos resultados demonstrou ser uma ferramenta valida para auxiliar na compreensão dos mecanismos que afetam a mobilidade de arsênio e sulfato nos reservatório.

Tendo em vista que existem indícios de que a oxidação dos sulfetos esteja ocorrendo, é possível efetuar algumas estimativas em relação à taxa de oxidação dos sulfetos através das informações disponíveis. Dentre essas informações, as mais relevantes são as análises mineralógicas e a identificação do percentual de sulfetos através dos ensaios de difração por raios-X com refinamento Rietveld. Além dessas informações, estão disponíveis as concentrações dos elementos de interesse (sulfato, ferro e arsênio) no extrato solubilizado, o volume de solução analisado que percolou pelas colunas em cada ciclo e a massa de cada coluna.

A composição mineralógica das colunas indica a presença dos sulfetos pirita, pirrotita e arsenopirita em ambas as colunas, sendo essas concentrações de 0,7%, 2,2% e 0,8% na coluna 1 e 0,5%, 2,1% e 0,8% na coluna 2. De posse dessas informações, é possível realizar as algumas estimativas para avaliar as concentrações de arsênio esperadas no extrato solubilizado da coluna 1, considerando a liberação de sulfato monitorada ao longo dos ciclos. Conforme os resultados apresentados e discutidos, a liberação de sulfato ao final do primeiro ciclo na coluna 1 foi da ordem de 1100 mg/L. No primeiro mês, o volume de água coletado foi de 0,61 L e a massa da coluna 1 é de 0,757 kg. Assim é possível calcular liberação de sulfato esperada de acordo com o volume de água adicionado a partir da seguinte relação:

$$1100 \text{ mg/L} \times 0,61 \text{ L} / 0,757 \text{ kg} = 886 \text{ mg/kg}$$

Ou seja, teoricamente teriam sido liberados 886 mg de sulfato para cada kg de amostra. Levando-se em consideração que 1 mol de SO_4^{2-} possui 96g, a taxa de liberação do sulfato pode ser apresentada como $9,23 \times 10^{-3}$ mol/kg de rejeitos. Sabe-se através da estequiometria que 1 mol de pirita produz 2 mol de sulfato, portanto em relação à pirita (FeS_2) a liberação de sulfato seria da ordem de $4,61 \times 10^{-3}$ mol/L. Em relação à pirrotita (FeS) e arsenopirita (FeAsS) a proporção de liberação é de 1:1, ou seja, 1 mol de arsenopirita ou pirrotita libera 1 mol de sulfato. Essa estimativa leva em consideração a

não ocorrência de precipitação de sulfato nas colunas. A seguinte tabela pode ser produzida de forma a simplificar os cálculos de acordo com essas informações:

Tabela VI.1: Liberação de arsênio, sulfato e metais na Coluna 1

Mineral	Proporção	As	SO₄⁻²	Fe
FeS (mol/kg)	59%	0.0	0.00545	0.00545
FeS ₂ (mol/kg)	18%	0.0	0.00169	0.00084
FeAsS (mol/kg)	23%	0.002087	0.00209	0.00209
Total (mol/kg)	-	0.00209	0.00923	0.00838
Total (g/kg)	-	0.1563	0.8860	0.4683
Total (mg/L)	-	194	1100	581

Aplicando-se as proporções dos elementos indicadas na tabela acima (obtidas a partir dos ensaios de difração por raios-X com refinamento Rietveld) e as massas moleculares do arsênio, sulfato e ferro (74,92 g/mol, 96 g/mol e 55,85 g/mol respectivamente) conclui-se que a liberação esperada para esses elementos seria de 0,156 g/kg rejeito para o arsênio, 0,47 g/kg para o ferro e de 0,89 g/kg para o sulfato. Para efeitos comparativos, a concentração de arsênio esperada no extrato lixiviado seria da ordem de 194 mg/L, considerando o volume do extrato do primeiro mês de 610 mL.

A liberação de arsênio monitorada na coluna 1 no primeiro mês foi de $8,44 \times 10^{-5}$ g/kg, ou 0,039 mg/L, concentração essa que é significativamente mais baixa do que a esperada de acordo com a estimativa realizada. O mesmo comportamento é observado no material da coluna 2. É importante ressaltar que essas estimativas foram feitas considerando a liberação do sulfato como sendo constante para os 3 sulfetos. São consideradas também as concentrações obtidas a partir dos ensaios cinéticos bem como a proporção de cada sulfeto de acordo com o ensaio de difração por raios-X com refinamento Rietveld. O mesmo cálculo de liberação de arsênio para os meses subsequentes foi feito utilizando-se essa metodologia e os dados resultantes apresentados na figura 6.1, a seguir:

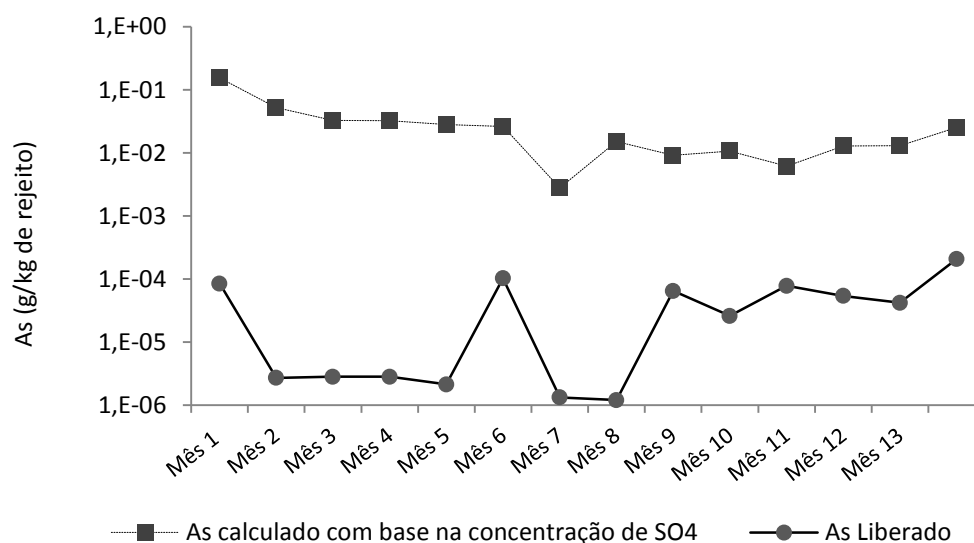


Figura 6.1: Concentrações de arsênio calculadas (SO₄) x concentrações liberadas

O gráfico foi elaborado em escala logarítmica pelo fato das concentrações liberadas serem sempre muito baixas. É possível observar que em todos os ciclos monitorados a concentração de arsênio liberada nas colunas esteve sempre abaixo das concentrações esperadas. As concentrações monitoradas nos ensaios cinéticos estiveram sempre significativamente mais baixas do que as concentrações estimadas através das concentrações de sulfato e oxidação dos sulfetos. É interessante notar que essa relação reduziu ao longo dos meses, chegando a 79 vezes no décimo segundo ciclo. De acordo com os resultados encontrados nos ensaios cinéticos e com os cálculos realizados acima, é possível sugerir que uma grande parte do arsênio que deveria, em teoria, ser liberado em decorrência da oxidação da arsenopirita, está sendo fixado através de reações de precipitação e adsorção.

Observa-se, entretanto, que a partir do 9º ciclo ocorre liberação de arsênio. Essa parcela residual que passou a remobilizar ao longo dos meses pode ser explicada provavelmente devido a uma eventual formação de arsenato férrico parcialmente amórfio e cristalino e estável nas colunas cinéticas. O arsenato férrico que é formado nas colunas, segundo **Langmuir et al. (2006)**, possui um Kps da ordem de $10^{-24,67}$ em um rejeito de mineração para um pH acima de 7, condição esta similar a do ensaio cinético, que apresenta um pH entre 7,5 e 8. Em uma simulação das concentrações de arsênio

considerando a constante de equilíbrio do arsenato férrico obtida por **Langmuir et al. (2006)**, é possível encontrar concentrações da mesma ordem de grandeza à encontrada nos resultados dos ensaios cinéticos, da ordem de 0,05 mg/L ao longo dos ciclos, de acordo com o gráfico abaixo.

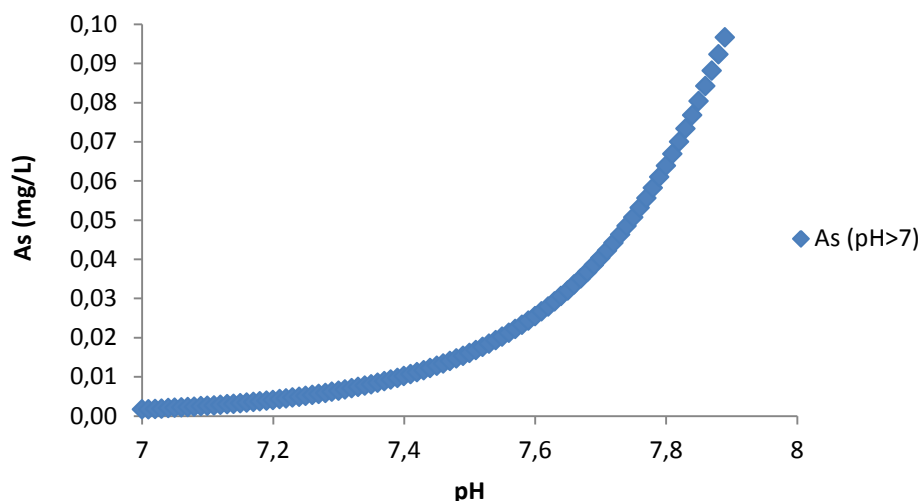


Figura 6.2: Concentrações de arsênio a partir da solubilidade do arsenato férrico a pH>7 calculados a partir das equações (3.11) e (3.12) e Langmuir et al (2006).

Os resultados dos ensaios cinéticos indicam que a mobilidade do arsênio é controlada pela oxidação da arsenopirita, formação de ferridrita ($\text{FeOH})_3$ devido às condições de pH levemente alcalinas e possível sorção do arsênio ou co-precipitação. A formação de arsenato férrico também é uma possibilidade. O aumento da concentração de arsênio em um ambiente oxidante a partir do aumento do pH havia sido demonstrado anteriormente por Pantuzzo et al. (2008), onde a mobilidade do arsênio teve um aumento considerável a um pH 8. Assim, é fundamental que as condições de pH, quando necessário, sejam controladas para que não atinjam valores iguais ou maiores que 9, de forma a prevenir uma maior mobilidade de arsênio mesmo em um ambiente oxidante.

Pode-se observar ainda que nos lagos das barragens, as condições de oxirredução indicam ambientes redutores, com a presença de ferro em solução, muito provavelmente na forma de Fe^{2+} devido a faixa de pH. Essas condições redutoras de acordo com os diagramas de Eh-pH apresentados e discutidos anteriormente através das Figuras 3.2 e

3.3, favorecem a redução da ferridrita e consequente remobilização do arsênio em solução que estava adsorvido a esta. Em relação ao dreno de fundo, os mecanismos de remobilização não podem ser avaliados com precisão. Entretanto, as concentrações mais elevadas podem ser provenientes do ambiente mais redutor observado em relação ao lago III conforme os resultados de Eh apresentados na Tabela V.7. Logsdon (2010) elaborou um diagrama de Eh-pH demonstrando que nas condições de Eh e pH monitoradas no dique de segurança da barragem, o ferro encontra-se reduzido a Fe^{2+} .

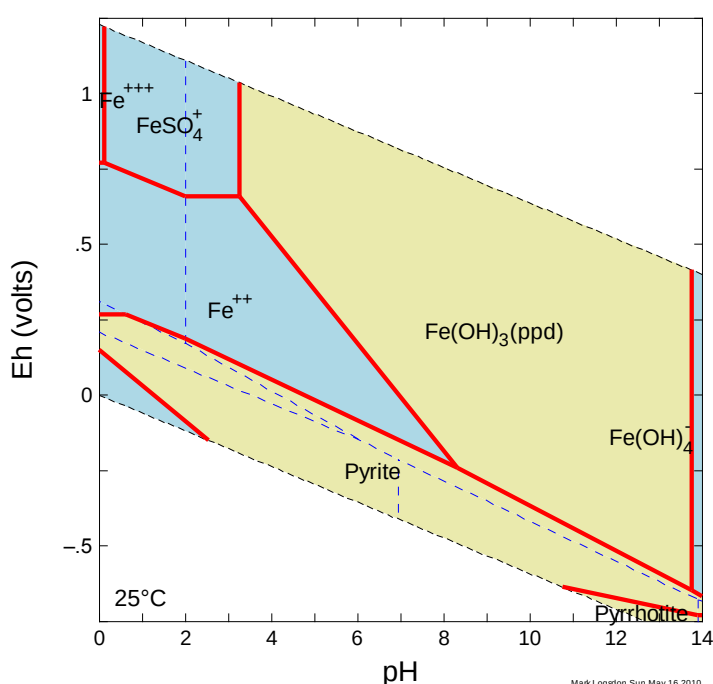


Figura 6.3: Diagrama de Eh-pH de um sistema com Fe-S-H₂O

A hipótese de remobilização de arsênio no reservatório a partir da redução da ferridrita pode ser confirmada de acordo com os resultados obtidos nos ensaios cinéticos realizados em laboratório. As condições simuladas nos ensaios cinéticos são oxidantes. Os resultados dos ensaios cinéticos permitem observar que ocorre a oxidação de sulfetos a partir do aumento das concentrações de sulfato e liberação de alcalinidade. A oxidação da arsenopirita deveria liberar concentrações de arsênio elevadas no extrato solubilizado o que não ocorre nas colunas e ocorre na barragem, sendo essa a principal diferença dos 2 sistemas.

Uma síntese dos dois tipos de sistemas utilizados neste estudo pode ser apresentada conforme os esquemas das Figuras 6.4 e 6.5:

$\text{FeAsS}_{(s)} \rightarrow \text{HAsO}_4^{2-}{}_{(aq)}$ $\text{HAsO}_4^{2-}{}_{(aq)} \rightarrow \text{Fe}(\text{OH})_3\text{-As}_{(s)}$ $\text{HAsO}_4^{2-}{}_{(aq)} \rightarrow \text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}_{(s)}$	Oxidação arsenopirita Adsorção Precipitação de arsenato férrico	Ambiente Oxidante
$\text{Fe}(\text{OH})_3\text{-As}_{(s)} \rightarrow \text{Fe}^{2+}{}_{(aq)} + \text{As}(\text{OH})_3{}_{(aq)}$	Redução/dessorção	Ambiente Redutor

$\text{FeAsS}_{(s)} \rightarrow \text{HAsO}_4^{2-}{}_{(aq)}$ $\text{HAsO}_4^{2-}{}_{(aq)} \rightarrow \text{Fe}(\text{OH})_3\text{-As}_{(s)}$ $\text{HAsO}_4^{2-}{}_{(aq)} \rightarrow \text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}_{(s)}$ $\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}_{(s)} \rightarrow \text{Fe}(\text{OH})_3{}_{(s)} + \text{HAsO}_4^{2-}{}_{(aq)}$	Oxidação arsenopirita Adsorção Precipitação de arsenato férrico Dissolução	Ambiente Oxidante
---	---	-------------------

Figura 6.4: Modelos conceituais do comportamento dos sistemas estudados

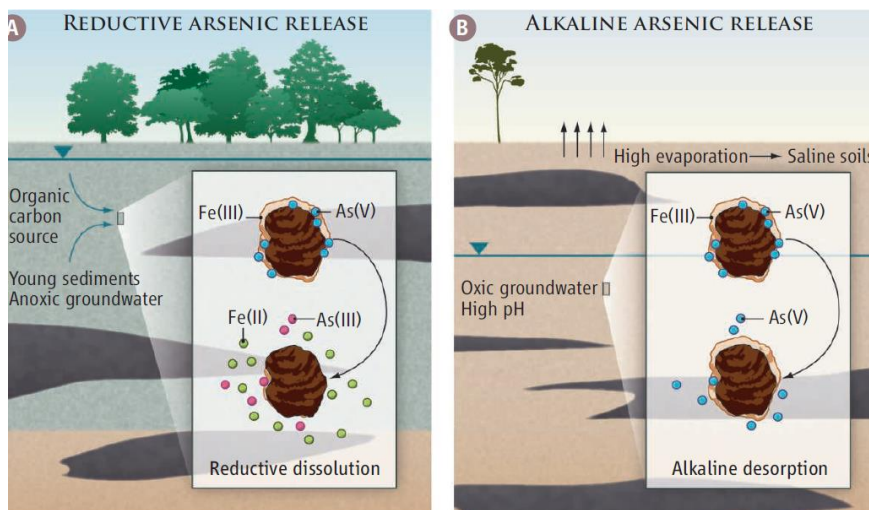


Figura 6.5: Esquema da liberação de arsênio em ambientes redutores e oxidantes alcalinos (MICHAEL, 2013)

Em relação ao ambiente avaliado para a barragem de rejeitos, é possível prever que o principal mecanismo de imobilização do arsênio é a adsorção, uma vez que na faixa de

pH monitorada no reservatório ao longo dos anos, é comum a formação de ferridrita e consequente adsorção do As em solução. Embora a precipitação de arsenato férrico seja uma possibilidade, nas condições de pH do reservatório, sua formação é menos provável conforme indicado por PANTUZZO *et al.* (2008). Em relação ao ambiente das colunas, é importante ressaltar que as concentrações de arsênio monitoradas são mais baixas do que as concentrações encontradas no reservatório. Por se tratar de um ambiente mais oxidante, a formação de arsenato férrico amorfo ocorre com mais facilidade que no ambiente da barragem, de acordo com os diagramas de Eh-pH apresentados. Uma possível evidência de que o arsenato férrico pode estar sendo formado são as concentrações de arsênio monitoradas nos ciclos cinéticos que estão na mesma ordem de grandeza das concentrações sugeridas por LANGMUIR (2006) em rejeitos de mineração que ocorre dissolução de escorodita, de acordo com o gráfico apresentado na Figura 6.2.

Em relação ao fechamento, a aplicação de uma cobertura seca no reservatório da barragem para controlar o contato da água de chuva com os rejeitos depositados pode ser interessante, prevenindo dessa forma a liberação e mobilidade do arsênio. Uma vez executada a cobertura do reservatório na etapa de fechamento, a água presente nos vazios dos rejeitos será potencialmente liberada para a superfície com o secamento do reservatório e aplicação da cobertura. A água dos vazios pode ser direcionada e tratada. Uma das conclusões mais importantes em termos de fechamento é que a aeração demonstrou ser um mecanismo eficiente para co-precipitação de arsênio de acordo com os resultados das colunas cinéticas, ou seja, há uma relação Fe/As suficiente para manter as concentrações desse elemento em concentrações significativamente mais baixas do que os padrões de lançamento de efluentes. Assim, através de aeração ou da adição de um agente oxidante, o arsênio pode ser removido da água do reservatório caso haja necessidade de tratamento desta. Essa medida deve ser avaliada, uma vez que o balanço hídrico negativo da região sugere que o reservatório pode exaurir naturalmente quando deixar de receber rejeitos e água nova do processo através da evaporação.

Uma barragem de rejeitos de mineração é um sistema complexo com a presença de uma série de elementos físicos, químicos e biológicos. A mobilidade do arsênio em sistemas

dessa natureza está relacionada a processos e mecanismos de adsorção, dessorção, precipitação, oxidação, redução e dissolução, sendo que a maioria desses processos foi discutida nesse trabalho. A compreensão desses mecanismos através de ensaios e monitoramentos contínuos é fundamental para uma operação preventiva e um fechamento efetivo de barragens.

7 CONCLUSÕES

As seguintes conclusões podem ser destacadas:

- (i) A composição mineralógica é consistente com os resultados do balanço ácido-base, demonstrando condições alcalinas. A mobilidade do arsênio na água do reservatório está relacionada principalmente com a oxidação da arsenopirita combinada com as condições e variação do redox. É recomendável que rejeitos com potencial de neutralização que excedem o potencial de acidez e que sejam depositados em condições oxidantes tenham as condições de redução controladas de forma a evitar a mobilidade de arsênio no longo prazo.
- (ii) As condições alcalinas observadas devem se manter ao longo do tempo, uma vez que o potencial de neutralização dos rejeitos excede, na maioria dos casos o potencial de acidificação em 3 vezes. Assim não é esperada a geração de drenagem ácida não é esperada na barragem.
- (iii) O ferro pode ser adicionado ao sistema para adsorver e reduzir a concentração de arsênio, mas essa ação deve ser executada somente quando possível serem mantidas condições suficientemente oxidantes.
- (iv) Em termos de fechamento, é recomendável a aplicação de uma cobertura seca no reservatório da barragem para controlar o contato da água de chuva com os rejeitos depositados que resultam na liberação de arsênio. Uma vez executada a cobertura do reservatório na etapa de fechamento, a água presente nos vazios dos rejeitos será potencialmente liberada com o secamento do reservatório e a aplicação da cobertura. Se necessário, essa água pode ser tratada.
- (v) Os resultados a partir dos ensaios cinéticos sugerem que as concentrações de arsênio na água em ambientes levemente alcalinos e oxidantes é baixa. Reações como a precipitação de arsenato férrico amorfo e co-precipitação da feridrita podem ser avaliados futuramente em caso de necessidade do tratamento da água. Os resultados das colunas indicam ainda que há uma relação Fe/As suficiente para manter as

concentrações de As significativamente mais baixas do que os padrões de lançamento de efluentes requeridos pela legislação brasileira. Assim, através de aeração ou da adição de um agente oxidante, o arsênio pode ser removido da água do reservatório caso haja necessidade de tratamento desta nas etapas de fechamento e pós-fechamento. Essa medida deve ser avaliada, uma vez que o balanço hídrico negativo da região sugere que o reservatório deve secar naturalmente em um cenário mais otimista.

Os resultados do presente trabalho permitem concluir que as condições alcalinas encontradas atualmente na unidade não devem ser alteradas na etapa de fechamento, não sendo esperada a geração de acidez ou drenagem ácida no reservatório. Os rejeitos gerados atualmente na operação em questão podem ser classificados como não formadores de acidez no fechamento, não sendo necessária nenhuma ação adicional para controle da acidez na etapa de fechamento. Conclui-se também que os fatores que influenciam a mobilidade do arsênio podem ser controlados na etapa de fechamento. O sistema apresenta atualmente condições anóxicas em diversos locais do reservatório, que influencia diretamente na mobilidade do arsênio, conforme discutido ao longo do trabalho.

Recomendação de trabalhos futuros:

(vi) Recomenda-se continuar por um período de tempo mais extenso os ensaios cinéticos para avaliação da formação de arsenato férrico e da liberação de arsênio em ambientes oxidantes e alcalinos no longo prazo.

(vii) Após as concentrações estabilizarem, é recomendável que as colunas sejam analisadas para identificação de fases amorfas e cristalinas de arsênio através de difração por raio-X com refinamento Rietveld e espectroscopia RAMAN. Além dessas fases é interessante identificar quais foram os oxihidróxidos de ferro formados.

(viii) Monitoramento contínuo do Eh e especiação de ferro e arsênio (Fe^{2+} , Fe^{3+} , As^{3+} e As^{5+}) na água do reservatório e do dique de segurança para confirmação das condições oxidantes e redutoras nesses ambientes.

8 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ABNT – Associação Brasileira de Normas Técnicas. NBR-9897: *Planejamento de amostragem de efluentes líquidos e corpos receptores – Procedimento*. ABNT, 1987. 14p.

ABNT – Associação Brasileira de Normas Técnicas. NBR-9898: *Preservação e técnicas de amostragem de efluente líquidos e corpos receptores - Procedimento*. ABNT, 1987. 22p.

ABNT - Associação Brasileira de Normas Técnicas. NBR-10004: *Resíduos Sólidos: Classificação*. ABNT, 2004. 77p.

ABNT - Associação Brasileira de Normas Técnicas. NBR-10005: *Procedimento para Obtenção de Extrato Lixiviado de Resíduos Sólidos*. ABNT, 2004. 16p.

ABNT - Associação Brasileira de Normas Técnicas. NBR-10006: *Procedimento para Obtenção de Extrato Solubilizado de Resíduos Sólidos*. ABNT, 2004. 3p.

ABRÃO, P.C.. *Sobre a deposição de rejeitos de mineração no Brasil*. In: *Simpósio sobre Barragens de Rejeitos e Disposição de Resíduos Industriais e de Mineração*. A.A. CBGB (Ed.) REGEO`87. ABMS/ABGE/CBGB. Rio de Janeiro, RJ. P.1-10, 1987

AKCIL, A. & KOLDAS, S.. *Acid Mine Drainage (ADM): Causes, treatment and case studies*. *Journal of Cleaner Production* 14, p.1139-1145, 2006

APHA, AWWA, WEF. *Standard Methods for examination of water and wastewater*. 22nd ed. Washington: American Public Health Association. 2012. 1360p.

AMIRA International. Ian Wark Research Institute and Environmental Geochemistry International Pty Ltd *ARD Test Handbook*. Australia. 41p, 2002.

APMI: Associação Paulista de Engenheiros de Minas. *Glossário de termos técnicos de mineração. Cadernos Técnicos APMI*, 1. São Paulo, SP.

AUSTRALIAN GOVERNMENT. Department of Industry, Tourism and Resources, *Managing Acid and Metalliferous Drainage*. Australia. 108p, 2007

BISSACOT, L. C. G. “Gestão ambiental em mineração”. II Simpósio Brasileiro de Mineração e Recursos Hídricos Subterrâneos, Belo Horizonte, 2010.

BREITENBACH, A. J. & SMITH, M. E. *Overview of geomembrane history in the mining industry*, 8ICG Conference Proceedings, 2006.

BLOWES, D. W, PTACEK, C. J, JURJOVEC, J.. *Mill tailings: hydrogeology and geochemistry*. In: JAMBOR, J. L, BLOWES, D. W, RITCHIE, A. I. M (eds) *Environmental Aspects of Mine Wastes*. Mineral Association of Canada, Short Course 31: 95-116, 2003.

BOWEN H.J.M *Environmental Chemistry of the Elements*, Academic Press, New York 1979

CALDEIRA, C.L., CIMINELLI, V.S.T., DIASA A., OSSEO-ASARE K. *Pyrite oxidation in alkaline solutions: nature of the product layer*. *Int. J. Miner. Process* 14p. 373– 386. 2003.

CHENG, H., HU, Y., LUO, J., XU B., ZHAO, J. *Geochemical processes controlling fate and transport of arsenic in acid mine drainage (AMD) and natural systems*. *Journal of Hazardous Materials* 13p. 13-26, 2009.

CIMINELLI, V. S. T. Hidrometalurgia. Francisco Rego Chaves Fernandes, Gerson Manoel Muniz de Matos, Zuleica Carmen Castilhos, Adão Benvindo da Luz (editores), *Tendências Tecnológicas Brasil 2015*; Geociências e Tecnologia Mineral. 1ª edição. Rio de Janeiro: CETEM,. Capítulo 4, p. 157-174, 2007.

CIMINELLI, V. S. T. Comunicação pessoal, 2011.

COCKHILL, C. L. & VAUGHAN, D. J. *Arsenopyrite oxidaton – A review. Applied Geochemistry. 19p. 2342-2361, 2009.*

CONAMA - Conselho Nacional do Meio Ambiente. Resolução nº 357, de 17 de março de 2005. Ministério do Meio Ambiente, 23p, 2005

CRAW, D., FALCONER, D., YOUNGSON, J. H. *Environmental arsenopyrite stability and dissolution: theory, experiment and field observations. Chem. Geol. 199,71–82, 2003*

D’AGOSTINO, L. F. *Praias de Barragens de Rejeitos de Mineração: Características e Análise da Sedimentação. Tese de Doutorado, USP 2008.*

DOLD, B. *Basic Concepts of Environmental Geochemistry of Sulfide Mine-Waste. Mineralogía, geoquímica y geomicrobiología para el manejo ambiental de desechos mineros. Peru. 36p, 2005*

DOSHI, S. M. *Bioremediation of Acid Mine Drainage using Sulphate-Reducing Bacteria. Consultant Report prepared for the US Environmental Protection Agency, Office of Solid Waste and Emergency Response, Office of Superfund Remediation and Technology Innovation, Washington, D.C., USA, 2006.*

FORSTNER U., AHLF W. and CALMANO W. *Sediment Quality Objectives and Criteria Development in Germany, Water Science & Technology, 28:307-316. 1993*

GREFALDA, B. J. *Characterization of Mineral Dust Particles in a Mining Environment: An Assessment of Sampling Methods, Potential Sources and Human Health Risks. Research Proposal. The Queensland University. 19p, 2010*

INAP: International Network Acid Prevention *The Global Acid Rock Drainage Guide – GARD - 2010. <http://www.gardguide.com>.*

HEIKKINEN, P. M., RAISANEN, M. L., JOHNSON, R. H.. *Geochemical characterization of seepage and drainage water quality from two sulphide mine tailings impoundments: Acid mine drainage versus neutral mine drainage. Mine Water Environ. 19p, 30-49, 2009.*

JAMBOR, J. L., DUTRIZAC J. E., RAUDSEPP M. *Comparison of measured and mineralogically predicted values of the sobek neutralization potential for intrusive rocks. 7th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD), St. Louis MO, 2006*

JURJOVEC, J., PTACECK, C. J., BLOWES, D. W. *Acid neutralization mechanisms and metal release in mine tailings: a laboratory column experimente. Geochim. Cosmochim. 12p. 1511-1523, 2002.*

LANGMUIR D., MAHONEY J., ROWSON J. *Solubility products of amorphous ferric arsenate and crystalline scorodite ($\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) and their application to arsenic behavior in buried mine tailings, Geochimica et Cosmochimica Acta 15p. 2942–2956, 2006*

LAWRENCE, R. W. & WANG, Y. *Determination of Neutralization Potential in the Prediction of Acid Rock Drainage, Proc. 4th International Conference on Acid Rock Drainage, Vancouver, BC, p449-464, 1997*

LINDSAY, M. B. J., CONDON, P. D., JAMBOR, J. L., LEAR, K. G., BLOWES, D. W., PTACEK, C. J. *Mineralogical, geochemical, and microbial investigation of a*

sulfide-rich tailings deposit characterized by neutral drainage. Applied Geochemistry. 9p. 2212-2221, 2009

LOGSDON, M. J. *Internal Reports and Personal Communications*, 2010

LOZANO, F. A. E. *Seleção de locais para barragens de rejeitos usando o método da análise hierárquica*, Dissertação de Mestrado, USP, São Paulo, SP, 142p, 2006.

MARTIN, T. E., & DAVIES, M. P. *Trends in the stewardship of tailings dams*, 2002.

MARTIN, A. J., PEDERSEN, T. F., CRUSIUS, J. McNEE, J.J. and YANFUL, E. *Mechanisms of Metal Release from Subaqueous Mine Wastes at Circum-Neutral pH – Examples from Four Case Studies. Proceeding of the 6th International Conference on Acid Rock Drainage*, Cairns, Australia, July. pp. 297-306, 2003.

MEND, Coastech Research, *Acid Rock Drainage Prediction Manual, MEND Project Report 1.16.1b*, Ottawa, Ontario. 1991.

MICHAEL, H.A., *An Arsenic Forecast for China. Science AAAS American Association for the Advancement of Science* 341, 852. New York, NW, 2013.

MILLER, S.D., *Predicting acid drainage. Groundwork*, 2 (September),. Australian Minerals and Energy Environment Foundation. p.8-9, 1998.

MINERAÇÃO, *Relatório de Classificação dos Resíduos dos Lagos de Rejeitos I, II e III, e do Bota Fora da Pilha de Lixiviação*. Barrocas, BA. 32p, 2006.

MINERAÇÃO. Gerência de Beneficiamento de Minério, *Descritivo do Processo de Beneficiamento*. Barrocas, BA. 66p, 2009

MULLER, G. *Schwermetalle in den Sedimen des Rheins – Veränderungen seit 1971. Umschau in Wissenschaft und Technik* 79, 778-783, 1979

NESBITT, H. W., MUIR, I. J., PRATT, A. R. *Oxidation of arsenopyrite by air and air-saturated, distilled water and implications for mechanisms of oxidation*. Geochim. Cosmochim. 13p. 1773-1786, 1995

NORDSTROM, D. K. & SOUTHAM, G., *Geomicrobiology of sulfide mineral oxidation*, 1997.

NORDSTROM, D. K. & ALLPETERS, C. N. *Geochemistry of acid mine Waters*, 1999.

O'DAY, P. A. *Chemistry and mineralogy of arsenic*. Elements. vol.2. p. 77-83, 2006

PANTUZZO, F. L., CIMINELLI, V.S.T., BRITO W. *New evidences for the role of precipitation and adsorption during Fe(III)-As(V) coprecipitation*. Hydrometallurgy 2008: *Proceedings of the Sixth International Symposium*. 10p. 2008

RAUDSEEP, M. & E. PANI. *Application of Rietveld Analysis to Environmental Mineralogy* - Chapter 8. In: J.L. Jambor, D.W. Blowes and A.I.M. Ritchie (eds.) *Environmental Aspects of Mine Wastes*. Mineralogical Association of Canada Short Course Series, volume 31. 2003

RIMSTIDT, J. D., CHERMAK, J. A., GAGEN, P. M. *Rates of Reaction of Galena, Sphalerite, Chalcopyrite, and Arsenopyrite with Fe(III) in Acidic Solutions*. *Applied Geochemistry*. 12p, 1993

RIETVELD, H.M. "A profile refinement method for nuclear and magnetic structures". *Journal of Applied Crystallography*. 1969.

RITCEY, G. M. *Tailings Management – Problems and Solutions in the Mining Industry*. Elsevier. 970p, 1989.

RITCEY, G.M. *Tailings Management in Gold Plants*. Hydrometallurgy, 2005.

SCHAERER, J. M., PETTIT, C. M., KIRKALDY, J. L., BOLDUC, L., HALBERT, B. E., CHAMBERS, D. B. *Leaching of metals from sulphide mine wastes at neutral pH*. Proceedings of the 5th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD 2000), Denver, Colorado, pp. 191-201. Soc Mining Metallurgy and Exploration Inc, Littleton, Co, 2000.

SHARMA, V. K. e SOHN, M. *Aquatic arsenic: toxicity, speciation, transformations, and remediation*. Environment International 35. p. 743-759. 2009.

SINGER, P. C. E STUMM, W.. *Acid mine drainage: the rate-determining step*. Science 167. p. 1121-1123. 1970

SOBEK, A. A., SCHULLER, W. A., FREEMAN, J. R., SMITH, R.M. *Field and laboratory methods applicable to overburdens and minesoils*. EPA-600/2-78-054. Ohio: U.S. Environmental Protection Agency, Cincinnati, 1978.

STEWART, W. A., MILLER, S. D., SMART, R. *Evaluation of the Net Acid Generation (NAG) Test for Assessing the Acid Generating Capacity of Sulfide Minerals*. 6th ICARD. Cairns, 2003.

STEWART, W. A., MILLER, S. D., SMART, R. *Advances in Acid Rock Drainage (ARD) Characterization of Mine Wastes*. IWMA, Saint Louis. 22p, 2006

STEFÁNSSON A., GUNNARSON I., GIROUD N., (2007). "New methods for the direct determination of dissolved inorganic, organic and total carbon in natural waters by Reagent-Free Ion Chromatography and inductively coupled plasma atomic emission spectrometry". Anal. Chim. Acta 582 (1): 69–74 2007

TABOADA, A. G., A. P. PINTO, A.L. NEPOMUCENO. *Lysimeter Tests: A Method to Optimize Environmental Forecasting – The Rio Paracatu Mineracao Experience*. p. 1611-1626. In: *Proceedings of the 4th International Conference on Acid Rock Drainage Conference: Vol. IV*. (Vancouver, B.C., Canada, May 31–June 6, 1997.

US EPA - United States Environmental Protection Agency. *Design and Evaluation of Tailings Dams*. Washington, DC. 63p, 1994.

USEPA - United States Environmental Protection Agency. *Test Methods for Evaluating Solid Waste - Physical/Chemical Methods (SW-846)*, USEPA, Washington, DC, 1996.

WEINER, E. R. Applications of environmental aquatic chemistry: a practical guide. 2nd Edition. 442p. 2007.

ANEXO I
Resultados do Balanço Ácido-Base

Sample ID	Paste pH	TIC %	CaCO3 NP	S(T) %	S(SO4) %	S(S-2) %	AP	NP	Net NP	NP/AP	Fizz Test
Method Code	Sobek	CSB02V	Calc.	CSD06V	CSA07V	Calc.	Calc.	Modified	Calc.	Calc.	Sobek
LOD	0.1	0.01	#N/D	0.01	0.01	#N/D	#N/D	0.5	#N/D	#N/D	#N/D
MFB01 A	7.79	1.75	145.83	1.04	0.4	0.64	20.0	134.4	114.4	6.7	Moderate
MFB02 A&B	7.54	1.18	98.33	1.59	0.81	0.78	24.4	86.5	62.1	3.5	Moderate
MFB02 C	7.66	1.47	122.50	1.13	0.14	0.99	30.9	109.9	78.9	3.6	Moderate
MFB02 D	7.63	1.38	115.00	1.58	0.13	1.45	45.3	105.4	60.1	2.3	Moderate
MFB02 E	7.69	1.94	161.67	1.42	0.1	1.32	41.3	138.1	96.9	3.3	Moderate
MFB02 F	7.68	1.39	115.83	1.34	0.13	1.21	37.8	104.9	67.1	2.8	Moderate
MFB03 A&B	7.43	0.89	74.17	2.39	1.61	0.78	24.4	66.1	41.8	2.7	Moderate
MFB03 C	7.70	1.59	132.50	2.35	0.2	2.15	67.2	117.8	50.6	1.8	Moderate
MFB03 D	7.65	1.66	138.33	2.15	0.3	1.85	57.8	118.3	60.4	2.0	Moderate
MFB03 E	7.82	1.89	157.50	1.81	0.23	1.58	49.4	134.3	84.9	2.7	Moderate
MFB04 A&B	8.02	1.4	116.67	1.32	0.67	0.65	20.3	107.8	87.4	5.3	Moderate
MFB04 C	7.79	1.97	164.17	1.17	0.24	0.93	29.1	148.9	119.8	5.1	Moderate
MFB05 A	7.93	1.5	125.00	1.93	0.12	1.81	56.6	109.4	52.8	1.9	Moderate
MFB06 A	8.13	1.41	117.50	1.2	0.61	0.59	18.4	109.8	91.3	6.0	Moderate
MFB07 A&B	7.67	1.47	122.50	0.9	0.58	0.32	10.0	112.3	102.3	11.2	Moderate
MFB07 C	7.78	2.1	175.00	1.37	0.12	1.25	39.1	149.5	110.4	3.8	Moderate
MFB07 D	7.71	1.91	159.17	1.3	0.12	1.18	36.9	136.3	99.4	3.7	Moderate
MFB07 E	7.53	1.24	103.33	1.4	0.45	0.95	29.7	97.0	67.3	3.3	Moderate
MFB07 F	7.66	1.32	110.00	1.24	0.32	0.92	28.8	105.8	77.0	3.7	Moderate
MFB08 A&B	7.34	1.06	88.33	1.47	0.8	0.67	20.9	83.6	62.7	4.0	Moderate
MFB08 C	7.41	1.17	97.50	1.54	0.18	1.36	42.5	88.9	46.4	2.1	Moderate
MFB08 D	7.41	1.46	121.67	1.26	0.13	1.13	35.3	108.8	73.4	3.1	Moderate
MFB08 E	7.57	1.47	122.50	0.9	0.11	0.79	24.7	114.4	89.7	4.6	Moderate
MFB08 F	7.59	1.71	142.50	0.95	0.09	0.86	26.9	129.3	102.4	4.8	Moderate
MFB09 A&B	7.81	1.26	105.00	1.29	0.31	0.98	30.6	100.8	70.1	3.3	Moderate
MFB09 C	7.61	1.08	90.00	1.34	0.08	1.26	39.4	84.6	45.3	2.1	Moderate
MFB09 D	7.69	1.2	100.00	1.35	0.09	1.26	39.4	93.9	54.5	2.4	Moderate
MFB10 A&B	7.64	1.63	135.83	1.79	0.14	1.65	51.6	116.3	64.7	2.3	Moderate
MFB10 C	7.50	1.27	105.83	1.3	0.1	1.2	37.5	100.6	63.1	2.7	Moderate
MFB10 D	7.59	1.37	114.17	1.14	0.12	1.02	31.9	104.4	72.5	3.3	Moderate
MFB10 E	7.62	1.24	103.33	1.35	0.09	1.26	39.4	99.5	60.1	2.5	Moderate
MFB10 F	7.78	1.2	100.00	1.32	0.09	1.23	38.4	93.6	55.2	2.4	Moderate
MFB12 A	8.38	1.7	141.7	1.22	0.06	1.16	36.3	131.3	95.0	3.6	Moderate
MFB13 A	8.50	1.66	138.3	0.84	0.14	0.7	21.9	126.9	105.0	5.8	Moderate
MFB14 A	8.06	1.54	128.3	0.74	0.27	0.47	14.7	121.3	106.6	8.3	Moderate
MFB15 AB	7.80	0.94	78.3	1.58	0.85	0.73	22.8	76.3	53.4	3.3	Moderate
MFB15 C	8.08	1.46	121.7	1.13	0.09	1.04	32.5	108.1	75.6	3.3	Moderate
MFB15 D	8.05	1.1	91.7	1.34	0.16	1.18	36.9	81.3	44.4	2.2	Moderate
MFB15 E	8.04	1.6	133.3	1.08	0.13	0.95	29.7	121.3	91.6	4.1	Moderate
MFB15 F	7.96	1.37	114.2	1.68	0.12	1.56	48.8	106.9	58.1	2.2	Moderate
MFB16 AB	7.92	1.17	97.5	1.43	0.48	0.95	29.7	91.9	62.2	3.1	Moderate
MFB16 C	7.93	0.78	65.0	1.65	1.29	0.36	11.3	67.0	55.8	6.0	Moderate
MFB16 D	8.06	1.54	128.3	0.86	0.13	0.73	22.8	116.3	93.4	5.1	Moderate
MFB16 E	8.00	1.31	109.2	1.57	0.14	1.43	44.7	104.4	59.7	2.3	Moderate
MFB16 F	8.14	1.72	143.3	1.00	0.09	0.91	28.4	132.3	103.8	4.7	Moderate
MFB17 AB	8.30	1.51	125.8	1.26	0.17	1.09	34.1	105.6	71.6	3.1	Moderate
MFB18 AB	8.12	1.1	91.7	1.62	0.15	1.47	45.9	83.1	37.2	1.8	Moderate
MFB18 C	8.11	1.27	105.8	1.37	0.15	1.22	38.1	98.1	60.0	2.6	Moderate
MFB18 D	8.16	1.09	90.8	1.44	0.14	1.3	40.6	83.8	43.1	2.1	Moderate
MFB18 E	8.20	1.14	95.0	1.38	0.14	1.24	38.8	81.3	42.5	2.1	Moderate
MFB18 F	8.19	1.2	100.0	1.45	0.19	1.26	39.4	89.4	50.0	2.3	Moderate
MFB19 A	8.10	1.19	99.2	1.15	0.13	1.02	31.9	86.3	54.4	2.7	Moderate
MFB20 A	8.03	1.25	104.2	1.24	0.17	1.07	33.4	92.5	59.1	2.8	Moderate
MFB21 A	8.33	1.19	99.2	1.15	0.17	0.98	30.6	93.1	62.5	3.0	Moderate
MFB22 A	8.15	1.14	95.0	1.13	0.23	0.9	28.1	86.1	58.0	3.1	Moderate
MFB PLANT TAILING 1	8.17	1.44	120.0	1.51	0.05	1.46	45.6	128.0	82.4	2.8	Moderate
MFB PLANT TAILING 2	8.18	1.69	140.8	1.56	0.06	1.5	46.9	123.1	76.3	2.6	Moderate
DOLAGO 1 PONTO 2	8.62	1.38	115.0	0.5	0.49	0.01	0.3	111.9	111.6	358.0	Moderate

Note:

AP = Acid potential in tonnes CaCO3 equivalent per 1000 tonnes of material. AP is determined from the sulphide sulphur content.

NP = Neutralization potential in tonnes CaCO3 equivalent per 1000 tonnes of material.

NET NP = NP - AP

Carbonate NP is calculated from TIC originating from carbonate minerals and is expressed in kg CaCO3/tonne.

Sulphate Sulphur determined by 25% HCL with Gravimetric Finish

Sulphide Sulphur determined by Sobek 1:7 Nitric Acid with Gravimetric Finish

Insoluble S is acid insoluble S (Total S - (Sulphate S + Sulphide S)).

ANEXO II
Resultados do Ensaio NAG

Sample ID	NAG pH after reaction	Vol. of 0.1 N NaOH		NAG (kg H2SO4/tonne)	
		to pH 4.5	to pH 7.0	to pH 4.5	to pH 7.0
MFB01 A	6.58	#N/D	0.35	#N/D	0.7
MFB02 A&B	6.44	#N/D	0.35	#N/D	0.7
MFB02 C	6.37	#N/D	0.15	#N/D	0.3
MFB02 D	7.09	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D
MFB02 E	6.82	#N/D	0.10	#N/D	0.2
MFB02 F	6.81	#N/D	0.10	#N/D	0.2
MFB03 A&B	6.13	#N/D	0.95	#N/D	1.9
MFB03 C	7.14	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D
MFB03 D	6.95	#N/D	0.05	#N/D	0.1
MFB03 E	6.13	#N/D	0.40	#N/D	0.8
MFB04 A&B	6.39	#N/D	0.35	#N/D	0.7
MFB04 C	6.39	#N/D	0.30	#N/D	0.6
MFB05 A	6.83	#N/D	0.05	#N/D	0.1
MFB06 A	6.39	#N/D	0.45	#N/D	0.9
MFB07 A&B	6.38	#N/D	0.55	#N/D	1.1
MFB07 C	6.37	#N/D	0.25	#N/D	0.5
MFB07 D	6.35	#N/D	0.35	#N/D	0.7
MFB07 E	6.38	#N/D	0.35	#N/D	0.7
MFB07 F	6.26	#N/D	0.40	#N/D	0.8
MFB08 A&B	6.21	#N/D	0.60	#N/D	1.2
MFB08 C	6.71	#N/D	0.20	#N/D	0.4
MFB08 D	6.57	#N/D	0.20	#N/D	0.4
MFB08 E	6.45	#N/D	0.55	#N/D	1.1
MFB08 F	6.58	#N/D	0.30	#N/D	0.6
MFB09 A&B	6.47	#N/D	0.35	#N/D	0.7
MFB09 C	6.52	#N/D	0.20	#N/D	0.4
MFB09 D	6.43	#N/D	0.30	#N/D	0.6
MFB10 A&B	6.33	#N/D	0.30	#N/D	0.6
MFB10 C	6.60	#N/D	0.20	#N/D	0.4
MFB10 D	6.36	#N/D	0.30	#N/D	0.6
MFB10 E	6.37	#N/D	0.25	#N/D	0.5
MFB10 F	6.48	#N/D	0.20	#N/D	0.4
MFB12 A	6.95	#N/D	0.05	#N/D	0.1
MFB13 A	6.81	#N/D	0.10	#N/D	0.2
MFB14 A	6.73	#N/D	0.25	#N/D	0.5
MFB15 AB	6.58	#N/D	0.40	#N/D	0.8
MFB15 C	6.74	#N/D	0.20	#N/D	0.4
MFB15 D	6.77	#N/D	0.15	#N/D	0.3
MFB15 E	6.61	#N/D	0.30	#N/D	0.6
MFB15 F	6.88	#N/D	0.05	#N/D	0.1
MFB16 AB	6.50	#N/D	0.25	#N/D	0.5
MFB16 C	6.29	#N/D	0.45	#N/D	0.9
MFB16 D	6.49	#N/D	0.45	#N/D	0.9
MFB16 E	6.56	#N/D	0.30	#N/D	0.6
MFB16 F	6.49	#N/D	0.35	#N/D	0.7
MFB17 AB	6.44	#N/D	0.25	#N/D	0.5
MFB18 AB	6.36	#N/D	0.30	#N/D	0.6
MFB18 C	6.45	#N/D	0.25	#N/D	0.5
MFB18 D	6.44	#N/D	0.25	#N/D	0.5
MFB18 E	6.50	#N/D	0.25	#N/D	0.5
MFB18 F	6.22	#N/D	0.25	#N/D	0.5
MFB19 A	6.29	#N/D	0.40	#N/D	0.8
MFB20 A	6.21	#N/D	0.45	#N/D	0.9
MFB21 A	6.35	#N/D	0.40	#N/D	0.8
MFB22 A	6.25	#N/D	0.45	#N/D	0.9
MFB PLANT TAILING 1	6.40	#N/D	0.40	#N/D	0.8
MFB PLANT TAILING 2	6.40	#N/D	0.30	#N/D	0.6
DOLAGO 1 PONTO 2	6.56	#N/D	0.70	#N/D	1.4

ANEXO III
Ensaaios ICP-MS (Composição Química Multi-Elementar)

Sample ID	Al %	B ppm	Ba ppm	Ca %	Cr ppm	Cu ppm	Fe %	K %	Li ppm	Mg %	Mn ppm	Na %	Ni ppm	P ppm	S %	Sr ppm	Ti %	V ppm
LOD	0.01	10	5	0.01	1	0.5	0.01	0.01	1	0.01	2	0.01	0.5	50	0.01	0.5	0.01	1
MFB01 A	3.7	40	27	5.44	49	140	9.69	0.17	17	1.89	1370	0.1	16.4	690	1	68.5	0.06	238
MFB02 A&B	2.21	40	28	4.24	49	59.6	9.67	0.09	9	0.91	1390	0.05	8.2	1200	1.62	48.3	0.05	63
MFB02 C	2.45	40	35	4.75	51	71.8	9.74	0.12	9	0.99	1480	0.06	7.4	1440	1.11	53.2	0.06	79
MFB02 D	2.28	40	29	4.64	58	66.5	9.52	0.1	9	0.94	1300	0.06	8.3	1290	1.59	47.8	0.06	77
MFB02 E	2.3	40	20	5.31	63	141	8.77	0.12	12	1.61	1360	0.05	23	640	1.39	57	0.04	145
MFB02 F	2.25	40	31	4.35	65	61.5	8.3	0.1	10	1.08	1290	0.06	17.9	1020	1.38	48.1	0.05	71
MFB03 A&B	2.17	40	27	4.37	86	179	8.86	0.13	10	1.18	1140	0.06	18.7	1310	2.52	40.6	0.04	124
MFB03 C	2.51	40	23	4.84	70	189	9.87	0.13	11	1.4	1290	0.05	15	1420	2.42	47.2	0.04	179
MFB03 D	2.39	40	21	4.59	73	208	9.32	0.13	12	1.51	1220	0.06	21.6	1120	2.15	45.9	0.03	206
MFB03 E	2.47	40	22	5.01	68	196	8.87	0.13	13	1.64	1270	0.06	21.2	860	1.83	48.8	0.04	211
MFB04 A&B	2.84	40	30	5.02	52	156	9.2	0.13	14	1.46	1260	0.14	15.2	980	1.34	53.6	0.06	218
MFB04 C	3.77	40	29	5.9	94	188	10.4	0.13	20	2.05	1490	0.09	13.2	470	1.17	62.4	0.06	300
MFB05 A	2.53	40	21	4.54	44	63.6	10.4	0.09	10	1	1510	0.08	8.8	1210	1.92	53.7	0.05	72
MFB06 A	2.56	40	35	4.99	64	130	8.4	0.17	12	1.43	1190	0.14	22	900	1.21	51.2	0.07	187
MFB07 A&B	3.02	40	37	5.02	55	124	9.38	0.15	14	1.6	1410	0.07	21.7	900	0.89	49.9	0.06	202
MFB07 C	2.99	40	29	5.76	40	167	9.66	0.15	15	1.73	1440	0.05	14.9	760	1.36	53.3	0.06	279
MFB07 D	2.94	40	39	5.15	53	175	8.99	0.19	15	1.73	1350	0.05	22.4	790	1.31	49.2	0.05	250
MFB07 E	2.45	40	34	4.53	49	142	8	0.15	12	1.26	1080	0.07	22.5	960	1.4	45	0.05	143
MFB07 F	2.6	50	32	4.78	70	122	8.14	0.16	13	1.49	1050	0.08	31.9	710	1.21	44.7	0.06	170
MFB08 A&B	2.22	60	30	4.14	45	97.9	8.75	0.13	11	1.01	1230	0.05	14	900	1.48	47.9	0.05	109
MFB08 C	1.88	40	21	3.65	48	93.7	7.39	0.1	9	0.93	1000	0.05	17.8	770	1.56	39.6	0.03	94
MFB08 D	2.43	40	34	4.59	63	88.3	7.89	0.16	12	1.27	1140	0.05	26	910	1.3	50.1	0.04	113
MFB08 E	2.64	40	51	4.52	62	110	7.35	0.26	14	1.56	1030	0.05	28	700	0.88	42.8	0.06	221
MFB08 F	2.78	50	51	5.34	72	119	7.45	0.37	16	1.8	1120	0.05	36.6	500	0.95	49.5	0.06	210
MFB09 A&B	2.29	50	38	4.43	96	114	7.03	0.2	13	1.4	958	0.11	37.4	670	1.33	43.9	0.07	148
MFB09 C	2.09	50	30	4.03	50	104	6.8	0.12	11	1.11	890	0.11	22.3	810	1.38	41.6	0.07	114
MFB09 D	2.15	50	31	4.06	71	116	7.73	0.13	11	1.17	1010	0.1	25.8	840	1.39	39.3	0.07	121
MFB10 A&B	2.17	40	30	4.68	49	171	8.48	0.19	10	1.4	1300	0.05	17	760	1.81	52.2	0.04	164
MFB10 C	2.04	40	35	4.26	77	91.5	7.27	0.16	12	1.1	1030	0.06	25	700	1.34	35.9	0.04	83
MFB10 D	2.12	60	34	4.36	54	84.3	8.19	0.16	10	1.12	1190	0.06	19.4	760	1.18	46	0.05	76
MFB10 E	2.14	50	32	4.2	62	82	8.13	0.12	11	1.04	1170	0.07	16.5	780	1.34	41.6	0.04	87
MFB10 F	2.2	40	33	4.1	68	89.3	8.54	0.11	11	0.94	1220	0.09	11.8	910	1.34	41.1	0.05	72
MFB12 A	2.48	30	47	4.6	111	117	7.85	0.29	14	1.7	1340	0.1	43.3	730	1.16	51.9	0.06	137
MFB13 A	2.84	30	47	5.01	102	109	8.02	0.25	16	1.8	1360	0.17	38.7	780	0.81	54.5	0.08	158
MFB14 A	3.45	30	47	5.1	71	126	9.72	0.22	18	1.95	1370	0.11	32.6	730	0.73	55.4	0.07	233
MFB15 AB	2.22	20	39	4.06	67	131	8.12	0.12	11	1.22	1030	0.05	25.8	930	1.59	46.5	0.05	146
MFB15 C	2.23	30	38	4.57	86	82.7	7.64	0.19	12	1.34	1170	0.05	33.3	740	1.11	50	0.04	111
MFB15 D	2.24	30	27	3.91	71	141	7.25	0.12	12	1.25	920	0.06	27.1	520	1.35	37.5	0.06	159
MFB15 E	2.57	30	39	4.63	73	149	7.94	0.17	14	1.6	1230	0.04	35.9	650	1.05	49.4	0.04	195
MFB15 F	2.49	20	21	4.71	46	201	8.58	0.1	14	1.48	1060	0.05	21.9	670	1.63	46.9	0.06	189
MFB16 AB	2.08	20	29	4.2	60	76.8	8.3	0.1	10	0.94	1210	0.03	21.3	1050	1.49	44.4	0.04	94
MFB16 C	2.17	30	34	4.07	64	125	8.03	0.12	11	1.13	1010	0.06	18.3	740	1.64	38.7	0.06	142
MFB16 D	2.65	30	27	4.66	87	122	7.46	0.13	16	1.68	1110	0.03	44.7	600	0.87	45.2	0.03	168
MFB16 E	2.47	30	24	4.71	50	203	8.05	0.11	13	1.5	974	0.05	29.1	550	1.55	43.5	0.05	205
MFB16 F	2.77	30	34	5.07	67	174	8.32	0.17	16	1.73	1200	0.04	30.8	630	1.02	46.2	0.04	279
MFB17 AB	2	20	26	4.16	40	166	8.73	0.1	8	1	1500	0.1	11.9	1150	1.26	54.2	0.04	70
MFB18 AB	1.75	30	37	3.35	59	60.2	8.65	0.11	9	0.83	1160	0.05	16.3	820	1.6	40.4	0.04	62
MFB18 C	1.99	30	34	4.14	64	109	7.56	0.11	11	1.08	1070	0.08	26	720	1.34	45.5	0.04	89
MFB18 D	1.83	30	30	3.75	58	115	6.9	0.11	13	1.05	878	0.08	25.2	700	1.41	36.6	0.07	104
MFB18 E	1.83	30	32	3.77	54	128	7	0.13	11	1.06	925	0.09	22.9	650	1.39	41.5	0.05	107
MFB18 F	1.79	30	27	3.83	57	117	7.22	0.11	11	1.04	990	0.08	25.3	730	1.43	42.2	0.05	90
MFB19 A	2.6	20	41	4.14	44	87	9.86	0.12	11	0.97	1440	0.1	8	1020	1.14	45.7	0.06	101
MFB20 A	2.37	30	40	4.34	49	94.5	8.89	0.1	12	0.96	1330	0.09	11.5	1040	1.22	48.5	0.06	69
MFB21 A	2.56	30	45	4.46	47	103	9.31	0.12	13	1	1390	0.16	11.4	1080	1.12	52.6	0.07	83
MFB22 A	2.06	30	39	3.99	61	83.3	8.4	0.1	10	0.9	1270	0.09	15.3	900	1.08	41.9	0.05	76
MFB PLANT TAILING 1	2.6	20	52	4.8	93	236	8.67	0.29	14	1.7	1260	0.09	27.9	740	1.49	50.8	0.06	161
MFB PLANT TAILING 2	2.66	20	47	4.86	82	237	9.11	0.27	14	1.67	1290	0.08	25.5	770	1.57	51.3	0.07	169
DOLAGO 1 PONTO 2	2.61	30	39	4.8	124	175	7.82	0.11	15	1.77	1400	0.2	67.1	440	0.51	64.1	0.02	193

Sample ID	Zn ppm	Zr ppm	Ag ppm	As ppm	Be ppm	Bi ppm	Cd ppm	Ce ppm	Co ppm	Cs ppm	Ga ppm	Ge ppm	Hf ppm	Hg ppm	In ppm	La ppm	Lu ppm	Mo ppm
LOD	1	0.5	0.01	1	0.1	0.02	0.01	0.05	0.1	0.05	0.1	0.1	0.05	0.01	0.02	0.1	0.01	0.05
MFB01 A	107	2.6	0.14	2550	0.1	0.21	0.14	14	40.4	1.01	14.8	0.2	0.07	0.07	0.08	5.8	0.14	0.77
MFB02 A&B	83	2.9	0.14	3760	0.2	0.16	0.14	23.8	32.9	1.59	12.7	0.2	0.09	0.09	0.09	9.5	0.18	0.73
MFB02 C	96	2.6	0.19	1930	0.2	0.09	0.12	23.4	32.7	1.43	13	0.2	0.09	0.05	0.09	9.2	0.21	0.62
MFB02 D	86	2.8	0.13	2610	0.3	0.14	0.12	25.2	31.5	1.57	12.8	0.2	0.09	0.05	0.09	9.9	0.2	0.69
MFB02 E	83	2.8	0.11	4540	0.2	0.18	0.13	16.3	36.5	1.01	10.5	0.1	0.07	0.04	0.07	6.8	0.12	0.72
MFB02 F	88	3.4	0.12	3460	0.3	0.24	0.14	24.5	27.6	1.46	12.4	0.1	0.09	0.02	0.09	10	0.17	0.89
MFB03 A&B	75	3.8	0.1	>10000	0.1	0.54	0.11	12.6	39.5	0.5	9.4	0.2	0.1	0.06	0.06	5.3	0.15	2.24
MFB03 C	85	2.8	0.18	>10000	0.1	0.39	0.13	13	44.8	0.51	10.7	0.2	0.06	0.06	0.06	5.3	0.14	1.44
MFB03 D	76	2.8	0.14	9130	0.1	0.35	0.12	10.5	45.5	0.5	9.8	0.2	0.07	0.1	0.06	4.5	0.12	1.59
MFB03 E	82	2.7	0.16	7300	0.1	0.34	0.14	10.6	47	0.56	10.2	0.2	0.06	0.08	0.06	4.5	0.11	1.28
MFB04 A&B	87	3.1	0.48	3030	0.2	0.23	0.13	15.2	44.3	1.06	12	0.2	0.08	0.04	0.07	6.3	0.17	1.11
MFB04 C	118	3.3	3.46	5240	0.2	0.9	0.15	12.3	38	0.7	15.4	0.2	0.07	0.06	0.07	5.3	0.13	1.48
MFB05 A	122	3.5	0.17	5410	0.2	0.16	0.15	18.6	35.9	1.15	14.1	0.2	0.09	0.02	0.12	7.5	0.16	1.44
MFB06 A	85	3.6	0.18	2980	0.2	0.2	0.13	15.7	38.3	1.34	11.3	0.2	0.09	0.04	0.07	6.6	0.17	0.75
MFB07 A&B	93	3.8	0.11	2140	0.2	0.13	0.12	17.1	39.9	1.22	13.6	0.2	0.08	0.03	0.08	7.1	0.14	0.93
MFB07 C	96	3.5	0.11	2360	<0.1	0.2	0.15	11.3	52.8	0.72	12.5	0.2	0.08	0.04	0.07	4.8	0.13	0.68
MFB07 D	90	3.1	0.18	3200	0.2	0.26	0.15	13.6	52.9	0.8	12.1	0.2	0.08	0.03	0.07	5.9	0.13	0.76
MFB07 E	81	3.2	0.18	2990	0.2	0.21	0.15	18.2	36.7	1.25	11.2	0.2	0.09	0.03	0.07	7.8	0.17	1.05
MFB07 F	77	3	0.19	2390	0.2	0.23	0.13	16.4	43.7	1.33	11	0.2	0.07	0.02	0.06	6.8	0.15	1.03
MFB08 A&B	83	2.9	0.11	3990	0.2	0.21	0.12	18.5	38.2	0.96	11.2	0.2	0.09	0.01	0.07	7.8	0.16	0.95
MFB08 C	81	2.5	0.18	5590	0.2	0.4	0.13	20.6	25.5	0.74	10.4	0.2	0.07	0.02	0.08	8.4	0.15	0.96
MFB08 D	82	2.8	0.1	3860	0.2	0.29	0.14	17.1	33.3	0.93	10.9	0.2	0.08	0.01	0.07	7.1	0.14	0.82
MFB08 E	81	3.8	0.12	2230	0.2	0.19	0.11	15.9	33.4	0.95	10.7	0.2	0.1	0.02	0.06	7.3	0.13	0.73
MFB08 F	76	4.4	0.14	4110	0.3	0.18	0.14	14.4	36	1.16	10.6	0.1	0.12	0.02	0.06	6.6	0.11	0.93
MFB09 A&B	74	3.8	0.12	4630	0.2	0.23	0.11	15.1	41.3	1.15	9.3	0.1	0.1	0.05	0.06	6.5	0.15	0.86
MFB09 C	66	2.7	0.12	4040	0.2	0.28	0.11	15.9	38	1.08	8.5	0.1	0.09	0.04	0.05	6.7	0.19	0.71
MFB09 D	79	3.8	0.2	3390	0.2	0.27	0.12	21	32.6	0.81	10.3	0.1	0.1	0.03	0.07	8.9	0.22	0.8
MFB10 A&B	78	3.2	0.11	9640	0.2	0.22	0.14	12.9	46	1.11	8.9	0.1	0.08	0.12	0.06	5.7	0.11	1.03
MFB10 C	78	3.1	0.13	3550	0.3	0.34	0.14	21.7	24.8	1.17	10.9	0.1	0.08	0.02	0.08	8.9	0.16	0.68
MFB10 D	80	2.5	0.1	3200	0.3	0.22	0.13	20.9	26.5	1.64	11.2	0.1	0.06	0.03	0.08	8.6	0.16	0.61
MFB10 E	83	2.6	0.1	3190	0.2	0.3	0.14	21.3	29	1.41	11.5	0.2	0.07	0.02	0.08	8.6	0.17	0.67
MFB10 F	86	2.9	0.12	3200	0.2	0.32	0.13	21.2	25.8	1.45	11.9	0.2	0.08	0.03	0.09	8.6	0.18	0.68
MFB12 A	83	4.9	0.29	4890	0.2	0.23	0.14	19.4	40	1.19	11.2	0.1	0.13	0.05	0.06	7.9	0.13	0.9
MFB13 A	100	5.3	0.1	1780	0.2	0.15	0.16	17.4	27.5	1.18	12.4	0.1	0.12	0.03	0.07	7.5	0.14	0.74
MFB14 A	103	4.9	0.14	2040	0.2	0.19	0.13	16	31	1.61	14.9	0.2	0.1	0.02	0.07	6.7	0.17	0.83
MFB15 AB	82	3.9	0.12	3650	0.2	0.64	0.13	16	41.2	0.99	10.1	0.1	0.1	0.02	0.05	6.8	0.15	2.5
MFB15 C	79	4.3	0.15	3930	0.2	0.25	0.14	17.4	27.5	0.9	10.6	0.1	0.1	0.02	0.07	7.3	0.14	0.89
MFB15 D	80	3.5	0.12	3660	<0.1	0.24	0.15	14.5	38.9	0.94	9.9	0.1	0.08	0.02	0.05	6	0.14	1.13
MFB15 E	86	3.9	0.12	3790	0.2	0.24	0.14	14.7	34.3	0.81	11.4	0.2	0.09	<0.01	0.07	6.2	0.11	0.88
MFB15 F	79	3.3	0.1	3490	0.1	0.17	0.13	11.9	44.4	0.88	10.2	0.2	0.07	<0.01	0.05	5	0.14	1.06
MFB16 AB	93	3.3	0.16	4500	0.2	0.27	0.15	18.4	29	0.8	11.5	0.2	0.08	0.02	0.09	7.4	0.14	0.96
MFB16 C	81	3.6	0.11	1970	0.1	0.15	0.14	14.2	34.3	1.34	10.2	0.2	0.08	<0.01	0.06	5.8	0.15	0.88
MFB16 D	79	3.8	0.09	2430	0.2	0.16	0.12	16.3	32.5	0.78	11	0.1	0.09	<0.01	0.06	7.1	0.11	0.82
MFB16 E	77	2.7	0.1	3720	0.1	0.2	0.14	11	51.5	1.09	9.4	0.1	0.05	<0.01	0.04	4.7	0.13	0.93
MFB16 F	79	3.3	0.14	2970	0.2	0.18	0.12	13.1	37.5	0.7	12	0.2	0.06	<0.01	0.07	5.5	0.12	0.75
MFB17 AB	97	3.6	0.15	2410	0.2	0.13	0.16	18.2	24.7	0.69	11.5	0.2	0.07	0.03	0.12	7.2	0.14	0.86
MFB18 AB	88	4	0.11	4780	0.2	0.19	0.18	24.5	23.9	1.34	12	0.2	0.11	0.01	0.09	9.7	0.17	0.82
MFB18 C	78	3.9	0.15	3820	0.2	0.28	0.14	16.5	31.1	1.12	9.3	0.1	0.1	0.02	0.06	6.8	0.14	0.67
MFB18 D	72	4.6	0.11	2890	0.2	0.24	0.1	17	33.9	1.03	8.5	0.1	0.11	0.02	0.05	7.3	0.14	0.83
MFB18 E	68	3.6	0.11	2950	0.2	0.15	0.09	13.3	40.5	1.66	8	0.1	0.09	<0.01	0.05	5.6	0.13	0.75
MFB18 F	71	4.1	0.13	2890	0.2	0.17	0.1	15.1	35.7	1.11	8.4	0.1	0.1	<0.01	0.05	6.5	0.15	0.8
MFB19 A	105	3.8	0.11	1890	0.2	0.2	0.17	20.9	22.2	1.59	14.9	0.2	0.1	<0.01	0.1	8.1	0.23	0.61
MFB20 A	99	3.3	0.09	2590	0.2	0.28	0.14	18.8	28.8	1.75	12.6	0.2	0.07	<0.01	0.08	7.4	0.2	0.56
MFB21 A	102	4	0.1	2460	0.2	0.33	0.13	19.4	27.1	1.82	13.2	0.2	0.1	0.01	0.09	7.7	0.2	0.62
MFB22 A	90	3.5	0.1	2340	0.2	0.23	0.14	19.2	26.7	1.54	11.5	0.1	0.08	<0.01	0.08	7.8	0.16	0.58
MFB PLANT TAILING 1	96	5.8	0.11	4400	0.2	0.19	0.14	16.5	33.1	1.11	11.2	0.1	0.11	0.02	0.06	7.2	0.24	0.71
MFB PLANT TAILING 2	96	5.4	0.35	4230	0.2	0.17	0.13	16.7	35.4	1.02	11.3	0.1	0.12	0.04	0.07	7.2	0.12	0.77
DOLAGO 1 PONTO 2	80	7.1	0.14	2250	0.4	0.15	0.13	17.1	39.8	0.9	9	<0.1	0.17	0.41	0.04	7.9	0.08	0.83

Sample ID	Nb	Pb	Rb	Sb	Sc	Se	Sn	Ta	Tb	Te	Th	Tl	U	W	Y	Yb
	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm	ppm
LOD	0.05	0.2	0.2	0.05	0.1	1	0.3	0.05	0.02	0.05	0.1	0.02	0.05	0.1	0.05	0.1
MFB01 A	0.1	8.2	6.5	0.56	31.2	1	<0.3	<0.05	0.43	0.25	0.7	0.05	0.1	7.5	9.71	0.9
MFB02 A&B	0.25	3.8	4.6	0.79	20.6	2	<0.3	<0.05	0.67	0.58	0.9	0.05	0.07	14.5	13.4	1.2
MFB02 C	0.16	5.7	6.7	0.56	22.6	1	<0.3	<0.05	0.75	0.45	0.8	0.04	0.07	6.2	16.2	1.4
MFB02 D	0.22	5.3	4.8	0.88	20.1	2	0.3	<0.05	0.72	0.42	0.8	0.05	0.07	10.3	15	1.3
MFB02 E	0.11	5.4	5	1.21	19.8	1	<0.3	<0.05	0.4	0.3	0.7	0.05	0.08	5.3	8.32	0.8
MFB02 F	0.15	36.7	4.5	1.37	18	2	<0.3	<0.05	0.62	0.54	0.9	0.05	0.1	3.6	12.3	1.2
MFB03 A&B	0.2	3.4	4.8	2.68	20.9	4	<0.3	<0.05	0.45	1.96	0.7	0.04	0.11	12.4	12.7	1
MFB03 C	0.11	3.7	4.9	2.31	24.5	3	<0.3	<0.05	0.46	1.66	0.8	0.04	0.11	16.4	11.3	1
MFB03 D	0.1	3.3	5	2.11	23.7	2	<0.3	<0.05	0.37	1.24	0.8	0.04	0.13	26.4	9.03	0.8
MFB03 E	0.09	3.4	5.3	1.64	25	2	<0.3	<0.05	0.34	0.91	0.7	0.04	0.1	18.7	8.27	0.7
MFB04 A&B	0.13	4.5	5.4	0.65	25.2	2	<0.3	<0.05	0.53	0.38	0.8	0.05	0.1	5.8	13.3	1.2
MFB04 C	0.1	22.3	5.3	2.39	37.7	2	0.3	<0.05	0.37	1.17	0.8	0.05	0.14	9.5	8.92	0.9
MFB05 A	0.16	9.2	4.5	1.38	23	2	0.3	<0.05	0.55	0.76	0.8	0.05	0.12	3.8	12.2	1.1
MFB06 A	0.14	7.7	7.1	0.73	23.8	1	<0.3	<0.05	0.5	0.34	0.8	0.06	0.12	6.5	12.2	1.1
MFB07 A&B	0.19	3.9	6.1	0.58	28.6	1	<0.3	<0.05	0.47	0.3	0.8	0.04	0.1	4.6	10.9	0.9
MFB07 C	0.09	41.7	5.9	0.48	32.1	2	<0.3	<0.05	0.37	0.37	0.7	0.05	0.1	6.2	8.78	0.8
MFB07 D	0.11	3.8	7.2	0.69	29.2	2	<0.3	<0.05	0.41	0.42	1	0.05	0.15	4.8	9.44	0.9
MFB07 E	0.14	5.9	6.3	1.05	19.4	2	0.3	<0.05	0.54	0.42	1	0.06	0.12	4.5	12.5	1.1
MFB07 F	0.13	4.4	7	1.02	19.2	2	0.3	<0.05	0.47	0.27	0.8	0.05	0.13	6.4	11.4	1
MFB08 A&B	0.22	4	5.5	0.65	22	2	<0.3	<0.05	0.52	1.21	1	0.05	0.12	6.2	11.5	1.1
MFB08 C	0.17	4.2	4.5	1.31	15.1	2	<0.3	<0.05	0.53	1.2	0.9	0.04	0.1	5.9	10.7	1
MFB08 D	0.12	7.4	6.2	0.85	20.2	2	<0.3	<0.05	0.47	0.87	0.9	0.05	0.12	4.8	10.3	0.9
MFB08 E	0.13	3.5	9.6	0.54	23.4	1	0.3	<0.05	0.38	0.31	1.4	0.07	0.21	4.5	9.33	0.8
MFB08 F	0.12	4.4	12.8	1.09	22.2	1	0.4	<0.05	0.34	0.25	1.1	0.09	0.18	2.5	7.49	0.7
MFB09 A&B	0.11	3.5	7.8	1.11	19	2	0.3	<0.05	0.44	0.83	0.9	0.06	0.15	7.8	10.7	1
MFB09 C	0.13	3.7	5.3	1.04	16.6	3	<0.3	<0.05	0.56	1.01	0.8	0.05	0.1	5.9	13.8	1.3
MFB09 D	0.16	19.3	5.5	1.01	17.6	2	<0.3	<0.05	0.65	0.63	1.1	0.05	0.16	5.6	15.2	1.4
MFB10 A&B	0.12	5.7	7.5	2.31	20.2	3	0.3	<0.05	0.33	0.53	0.8	0.06	0.11	28.3	7.46	0.7
MFB10 C	0.15	6.7	7.2	1.14	15.3	2	0.3	<0.05	0.56	0.79	1.1	0.06	0.1	4.8	11.6	1.1
MFB10 D	0.15	4.7	7	1.06	16.1	1	<0.3	<0.05	0.56	0.54	0.9	0.06	0.08	5.7	11.2	1.1
MFB10 E	0.12	7.5	5.7	0.93	17.5	1	1.5	<0.05	0.58	0.71	1	0.05	0.08	6.7	12.7	1.2
MFB10 F	0.13	4.4	4.7	0.86	17.8	2	<0.3	<0.05	0.62	0.92	0.9	0.05	0.08	5.2	12.9	1.2
MFB12 A	0.17	45.3	12.9	1.46	20.8	2	0.3	<0.05	0.41	0.52	1.3	0.09	0.21	13.9	9.53	0.9
MFB13 A	0.15	12	10.7	0.52	21.8	<1	0.3	<0.05	0.44	0.32	1.1	0.07	0.17	6.1	10.2	1
MFB14 A	0.14	5.6	9.4	0.47	28	1	0.3	<0.05	0.47	0.22	0.9	0.07	0.15	4.5	11.7	1.1
MFB15 AB	0.18	4.2	5.9	0.88	18	2	<0.3	<0.05	0.43	0.4	1	0.05	0.18	6.3	10.8	1
MFB15 C	0.14	5.5	7.6	0.93	18.1	1	<0.3	<0.05	0.39	0.65	1	0.06	0.14	3.1	8.62	0.8
MFB15 D	0.16	3.7	5.5	1.31	17.3	2	<0.3	<0.05	0.38	0.66	0.8	0.05	0.14	4.2	9.55	0.9
MFB15 E	0.13	10.7	7.1	0.9	21.7	1	0.3	<0.05	0.36	0.56	0.9	0.05	0.15	4.6	7.8	0.7
MFB15 F	0.13	3.3	4.7	0.88	19.6	2	<0.3	<0.05	0.38	0.29	0.7	0.05	0.1	5.7	10.3	1
MFB16 AB	0.25	28	4.6	0.97	18	2	<0.3	<0.05	0.49	1.01	0.8	0.04	0.1	7.1	11.4	1
MFB16 C	0.29	4.2	5.5	0.5	17.7	2	<0.3	<0.05	0.42	0.42	0.8	0.05	0.11	4.9	10.5	1.1
MFB16 D	0.1	4.5	5.7	0.71	18.9	1	<0.3	<0.05	0.36	0.45	1.1	0.04	0.2	3.7	7.92	0.8
MFB16 E	0.11	3	5.5	1.19	17.6	2	<0.3	<0.05	0.34	0.38	0.7	0.05	0.12	4.8	9.1	0.9
MFB16 F	0.12	3.2	6.8	0.64	24.1	1	<0.3	<0.05	0.35	0.45	0.8	0.05	0.12	4.6	8.35	0.8
MFB17 AB	0.13	6.2	4.1	0.69	20.4	1	<0.3	<0.05	0.5	0.34	0.8	0.03	0.1	17.8	10.7	1
MFB18 AB	0.17	4.7	5.6	1.29	13.9	2	<0.3	<0.05	0.63	0.92	1	0.05	0.1	4.3	12.8	1.2
MFB18 C	0.09	4.1	5.9	1.15	14.8	2	<0.3	<0.05	0.45	0.95	0.9	0.05	0.1	3.8	10.3	1
MFB18 D	0.12	3.9	5.8	0.9	13.9	2	0.4	<0.05	0.44	0.63	1.3	0.05	0.18	5.8	10.4	1
MFB18 E	0.11	27.4	6.5	0.85	15.8	1	<0.3	<0.05	0.39	0.42	1	0.05	0.14	4.2	9.33	0.9
MFB18 F	0.11	4.8	5.4	0.89	14.3	1	<0.3	<0.05	0.4	0.39	1	0.05	0.15	5.2	9.51	0.9
MFB19 A	0.13	20.5	5.8	0.57	23.4	1	<0.3	<0.05	0.69	0.51	0.8	0.04	0.09	2.8	16.5	1.6
MFB20 A	0.13	7.3	5	0.71	19.8	2	<0.3	<0.05	0.56	0.81	0.7	0.05	0.08	3.7	12.8	1.2
MFB21 A	0.12	17.2	6	0.62	20.5	1	<0.3	<0.05	0.62	0.83	0.9	0.05	0.1	4.4	14.5	1.4
MFB22 A	0.12	3.7	5.1	0.66	17.4	1	<0.3	<0.05	0.54	0.67	0.9	0.05	0.09	3.7	11.6	1.1
MFB PLANT TAILING 1	0.14	5.1	13.1	1.47	23.1	2	0.4	<0.05	0.34	0.32	1.3	0.08	0.2	25.7	7.98	0.7
MFB PLANT TAILING 2	0.12	26.7	11.9	1.33	23.5	2	0.3	<0.05	0.38	0.32	1.3	0.08	0.2	25.5	8.63	0.8
DOLAGO 1 PONTO 2	0.06	7.5	5.8	1.98	16.5	<1	<0.3	<0.05	0.26	0.2	1.3	0.07	0.2	579	5.55	0.5

ANEXO IV
Índice de Geoacumulação (I_{geo}) calculado

Amostra	As	Al	Ba	Ca	Cr	Co	Cu	Mg	Mn	Fe	P	S	Vn	Se	W	Sc
MFB01 A	8.15	-1.53	-4.80	1.27	-1.10	1.75	1.64	1.33	-0.13	0.69	-0.80	3.25	0.82	0.74	1.74	1.57
MFB02 A&B	8.71	-2.27	-4.74	0.91	-1.10	1.46	0.41	0.28	-0.11	0.69	0.00	3.95	-1.10	1.74	2.69	0.97
MFB02 C	7.74	-2.12	-4.42	1.08	-1.04	1.45	0.67	0.40	-0.02	0.70	0.26	3.40	-0.77	0.74	1.46	1.11
MFB02 D	8.18	-2.22	-4.69	1.04	-0.86	1.39	0.56	0.33	-0.21	0.67	0.10	3.92	-0.81	1.74	2.19	0.94
MFB02 E	8.98	-2.21	-5.23	1.24	-0.74	1.60	1.65	1.10	-0.14	0.55	-0.91	3.73	0.10	0.74	1.24	0.92
MFB02 F	8.59	-2.24	-4.60	0.95	-0.69	1.20	0.45	0.53	-0.22	0.47	-0.23	3.72	-0.93	1.74	0.68	0.78
MFB03 A&B	10.12	-2.30	-4.80	0.96	-0.29	1.72	1.99	0.65	-0.40	0.56	0.13	4.58	-0.12	2.74	2.46	0.99
MFB03 C	10.12	-2.09	-5.03	1.11	-0.58	1.90	2.07	0.90	-0.22	0.72	0.24	4.53	0.41	2.32	2.87	1.22
MFB03 D	9.99	-2.16	-5.16	1.03	-0.52	1.92	2.21	1.01	-0.30	0.64	-0.10	4.36	0.61	1.74	3.55	1.17
MFB03 E	9.66	-2.11	-5.09	1.15	-0.63	1.97	2.12	1.13	-0.24	0.56	-0.48	4.12	0.64	1.74	3.06	1.25
MFB04 A&B	8.40	-1.91	-4.64	1.16	-1.01	1.88	1.79	0.96	-0.25	0.62	-0.29	3.67	0.69	1.74	1.37	1.26
MFB04 C	9.19	-1.50	-4.69	1.39	-0.16	1.66	2.06	1.45	-0.01	0.79	-1.35	3.48	1.15	1.74	2.08	1.84
MFB05 A	9.23	-2.07	-5.16	1.01	-1.25	1.58	0.50	0.42	0.01	0.79	0.01	4.19	-0.91	1.74	0.76	1.13
MFB06 A	8.37	-2.06	-4.42	1.15	-0.71	1.67	1.53	0.93	-0.33	0.49	-0.42	3.53	0.47	0.74	1.53	1.18
MFB07 A&B	7.89	-1.82	-4.34	1.16	-0.93	1.73	1.46	1.09	-0.09	0.64	-0.42	3.08	0.58	0.74	1.03	1.45
MFB07 C	8.03	-1.83	-4.69	1.36	-1.39	2.14	1.89	1.21	-0.06	0.69	-0.66	3.70	1.05	1.74	1.46	1.61
MFB07 D	8.47	-1.86	-4.27	1.19	-0.99	2.14	1.96	1.21	-0.15	0.58	-0.60	3.64	0.89	1.74	1.09	1.48
MFB07 E	8.38	-2.12	-4.46	1.01	-1.10	1.61	1.66	0.75	-0.47	0.42	-0.32	3.74	0.08	1.74	1.00	0.89
MFB07 F	8.05	-2.03	-4.55	1.09	-0.58	1.86	1.44	0.99	-0.51	0.44	-0.76	3.53	0.33	1.74	1.51	0.87
MFB08 A&B	8.79	-2.26	-4.64	0.88	-1.22	1.67	1.12	0.43	-0.29	0.54	-0.42	3.82	-0.31	1.74	1.46	1.07
MFB08 C	9.28	-2.50	-5.16	0.70	-1.13	1.09	1.06	0.31	-0.58	0.30	-0.64	3.89	-0.52	1.74	1.39	0.52
MFB08 D	8.74	-2.13	-4.46	1.03	-0.74	1.47	0.97	0.76	-0.40	0.40	-0.40	3.63	-0.26	1.74	1.09	0.94
MFB08 E	7.95	-2.01	-3.88	1.01	-0.76	1.48	1.29	1.06	-0.54	0.29	-0.78	3.07	0.71	0.74	1.00	1.16
MFB08 F	8.83	-1.94	-3.88	1.25	-0.54	1.58	1.40	1.26	-0.42	0.31	-1.26	3.18	0.64	0.74	0.15	1.08
MFB09 A&B	9.01	-2.22	-4.30	0.98	-0.13	1.78	1.34	0.90	-0.65	0.23	-0.84	3.66	0.13	1.74	1.79	0.86
MFB09 C	8.81	-2.35	-4.64	0.84	-1.07	1.66	1.21	0.57	-0.75	0.18	-0.57	3.72	-0.24	2.32	1.39	0.66
MFB09 D	8.56	-2.31	-4.60	0.85	-0.56	1.44	1.37	0.64	-0.57	0.37	-0.51	3.73	-0.16	1.74	1.32	0.75
MFB10 A&B	10.06	-2.30	-4.64	1.06	-1.10	1.94	1.93	0.90	-0.21	0.50	-0.66	4.11	0.28	2.32	3.65	0.94

MFB10 C	8.62	-2.38	-4.42	0.92	-0.45	1.05	1.02	0.55	-0.54	0.28	-0.78	3.67	-0.70	1.74	1.09	0.54
MFB10 D	8.47	-2.33	-4.46	0.95	-0.96	1.14	0.91	0.58	-0.33	0.45	-0.66	3.49	-0.83	0.74	1.34	0.62
MFB10 E	8.47	-2.32	-4.55	0.90	-0.76	1.27	0.87	0.47	-0.36	0.44	-0.62	3.67	-0.63	0.74	1.57	0.74
MFB10 F	8.47	-2.28	-4.51	0.87	-0.63	1.10	0.99	0.33	-0.30	0.51	-0.40	3.67	-0.91	1.74	1.21	0.76
MFB12 A	9.09	-2.10	-4.00	1.03	0.08	1.74	1.38	1.18	-0.16	0.39	-0.72	3.47	0.02	1.74	2.63	0.99
MFB13 A	7.63	-1.91	-4.00	1.15	-0.04	1.20	1.28	1.26	-0.14	0.42	-0.62	2.95	0.23	0.74	1.44	1.05
MFB14 A	7.82	-1.63	-4.00	1.18	-0.56	1.37	1.49	1.38	-0.13	0.70	-0.72	2.80	0.79	0.74	1.00	1.42
MFB15 AB	8.66	-2.26	-4.27	0.85	-0.65	1.78	1.54	0.70	-0.54	0.44	-0.37	3.92	0.11	1.74	1.49	0.78
MFB15 C	8.77	-2.26	-4.30	1.02	-0.29	1.20	0.88	0.84	-0.36	0.35	-0.70	3.40	-0.28	0.74	0.46	0.79
MFB15 D	8.67	-2.25	-4.80	0.80	-0.56	1.70	1.65	0.74	-0.71	0.27	-1.21	3.68	0.24	1.74	0.90	0.72
MFB15 E	8.72	-2.05	-4.27	1.04	-0.52	1.52	1.73	1.09	-0.29	0.40	-0.88	3.32	0.53	0.74	1.03	1.05
MFB15 F	8.60	-2.10	-5.16	1.07	-1.19	1.89	2.16	0.98	-0.50	0.52	-0.84	3.96	0.49	1.74	1.34	0.90
MFB16 AB	8.97	-2.36	-4.69	0.90	-0.81	1.27	0.77	0.33	-0.31	0.47	-0.19	3.83	-0.52	1.74	1.66	0.78
MFB16 C	7.77	-2.30	-4.46	0.86	-0.71	1.52	1.47	0.59	-0.57	0.42	-0.70	3.97	0.07	1.74	1.12	0.75
MFB16 D	8.08	-2.01	-4.80	1.05	-0.27	1.44	1.44	1.16	-0.43	0.31	-1.00	3.05	0.32	0.74	0.72	0.85
MFB16 E	8.69	-2.11	-4.97	1.07	-1.07	2.10	2.17	1.00	-0.62	0.42	-1.13	3.88	0.60	1.74	1.09	0.75
MFB16 F	8.37	-1.94	-4.46	1.17	-0.65	1.64	1.95	1.21	-0.32	0.47	-0.93	3.28	1.05	0.74	1.03	1.20
MFB17 AB	8.06	-2.41	-4.85	0.89	-1.39	1.04	1.88	0.42	0.00	0.54	-0.06	3.58	-0.95	0.74	2.98	0.96
MFB18 AB	9.05	-2.61	-4.34	0.57	-0.83	0.99	0.42	0.15	-0.37	0.53	-0.55	3.93	-1.12	1.74	0.93	0.40
MFB18 C	8.73	-2.42	-4.46	0.88	-0.71	1.37	1.28	0.53	-0.49	0.33	-0.74	3.67	-0.60	1.74	0.76	0.50
MFB18 D	8.33	-2.54	-4.64	0.74	-0.86	1.50	1.35	0.49	-0.77	0.20	-0.78	3.75	-0.38	1.74	1.37	0.40
MFB18 E	8.36	-2.54	-4.55	0.74	-0.96	1.75	1.51	0.50	-0.70	0.22	-0.88	3.73	-0.34	0.74	0.90	0.59
MFB18 F	8.33	-2.57	-4.80	0.77	-0.88	1.57	1.38	0.47	-0.60	0.27	-0.72	3.77	-0.58	0.74	1.21	0.45
MFB19 A	7.71	-2.03	-4.19	0.88	-1.25	0.89	0.95	0.37	-0.06	0.72	-0.23	3.44	-0.42	0.74	0.32	1.16
MFB20 A	8.17	-2.17	-4.23	0.95	-1.10	1.26	1.07	0.36	-0.17	0.57	-0.21	3.54	-0.97	1.74	0.72	0.92
MFB21 A	8.09	-2.06	-4.06	0.99	-1.16	1.18	1.19	0.42	-0.11	0.63	-0.15	3.42	-0.70	0.74	0.97	0.97
MFB22 A	8.02	-2.37	-4.27	0.83	-0.78	1.15	0.89	0.26	-0.24	0.49	-0.42	3.36	-0.83	0.74	0.72	0.73
TAILING 1	8.93	-2.03	-3.85	1.09	-0.18	1.46	2.39	1.18	-0.25	0.53	-0.70	3.83	0.25	1.74	3.51	1.14
TAILING 2	8.88	-2.00	-4.00	1.11	-0.36	1.56	2.40	1.15	-0.22	0.60	-0.64	3.90	0.32	1.74	3.50	1.16
Sais Barrage	7.97	-2.03	-4.27	1.09	0.24	1.73	1.96	1.24	-0.10	0.38	-1.45	2.28	0.52	0.74	8.01	0.65

ANEXO V
Resultados dos Ensaaios SPLP

Sample ID			MFB01 A	MFB02 A&B	MFB02 C	MFB02 D	MFB02 E	MFB02 F	MFB03 A&B	MFB03 C	MFB03 D	MFB03 E	MFB04 A&B
Parameter	Method	Units											
Volume Nanopure Water		mL	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000
Sample Weight		g	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
pH (18 Hr)	meter		#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	7.78	8.04	7.97
pH (Titration)	meter		7.68	7.36	7.60	7.44	7.82	7.57	7.19	7.38	7.39	7.39	7.20
Redox	meter	mV	313	335	329	297	269	317	333	333	284	250	253
Conductivity	meter	uS/cm	1081	1752	395	399	322	413	2282	474	770	567	1541
Acidity (to pH 4.5)	titration	mg CaCO3/L	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D
Total Acidity (to pH 8.3)	titration	mg CaCO3/L	5.8	7.0	5.1	5.4	4.6	5.0	6.9	5.2	4.2	3.9	5.1
Alkalinity	titration	mg CaCO3/L	22.4	14.6	15.6	15.4	21.3	14.9	12.7	14.3	16.3	16.4	13.9
Sulphate	Turbidity	mg/L	485	972	165	162	128	157	1453	221	344	269	820
Ion Balance													
Major Anions	Calc	meq/L	10.55	20.54	3.75	3.68	3.09	3.57	30.52	4.89	7.49	5.93	17.36
Major Cations	Calc	meq/L	11.28	21.37	3.65	3.76	2.89	3.85	30.91	4.50	7.94	5.49	17.93
Difference	Calc	meq/L	-0.73	-0.83	0.10	-0.08	0.21	-0.28	-0.38	0.39	-0.45	0.45	-0.57
Balance (%)	Calc	%	-3.3%	-2.0%	1.3%	-1.0%	3.4%	-3.8%	-0.6%	4.1%	-2.9%	3.9%	-1.6%
Dissolved Metals													
Hardness CaCO3		mg/L	493	1040	159	168	125	168	1520	202	360	243	778
Aluminum Al	ICP-MS	mg/L	0.0477	0.0288	0.0731	0.0653	0.0476	0.0675	0.0332	0.0663	0.0403	0.0606	0.0208
Antimony Sb	ICP-MS	mg/L	0.0008	0.0002	0.0002	0.0003	0.0005	0.0004	0.0006	0.0007	0.0004	0.0005	0.0003
Arsenic As	ICP-MS	mg/L	0.118	0.0616	0.0242	0.0340	0.251	0.0795	0.650	0.267	0.0858	0.121	0.0512
Barium Ba	ICP-MS	mg/L	0.0184	0.0111	0.0172	0.00747	0.00191	0.00356	0.00565	0.00577	0.0104	0.00373	0.0167
Beryllium Be	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Bismuth Bi	ICP-MS	mg/L	0.00002	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Boron B	ICP-MS	mg/L	0.0300	0.0127	0.0185	0.0161	0.0196	0.0201	0.0032	0.0111	0.0230	0.0132	0.0191
Cadmium Cd	ICP-MS	mg/L	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	0.000013	< 0.000003	< 0.000003
Calcium Ca	ICP-MS	mg/L	187	399	58.7	60.9	40.9	60.4	588	72.9	133	88.8	295
Chromium Cr	ICP-MS	mg/L	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005
Cobalt Co	ICP-MS	mg/L	0.00201	0.000597	0.000434	0.000467	0.000388	0.000443	0.00123	0.000313	0.00309	0.00168	0.00194
Copper Cu	ICP-MS	mg/L	0.0016	0.0017	0.0019	0.0013	0.0025	0.0016	0.0025	0.0015	0.0025	0.0015	0.0027
Iron Fe	ICP-MS	mg/L	0.013	< 0.003	< 0.003	0.003	0.007	< 0.003	< 0.003	0.003	< 0.003	< 0.003	<

Sample ID			MFB04 C	MFB05 A	MFB06 A	MFB07 A&B	MFB07 C	MFB07 D	MFB07 E	MFB07 F	MFB08 A&B	MFB08 C	MFB08 D
Parameter	Method	Units											
Volume Nanopure Water		mL	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000
Sample Weight		g	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
pH (18 Hr)	meter		8.01	8.29	7.99	8.05	8.35	7.84	7.57	7.61	7.59	8.56	8.71
pH (Titration)	meter		7.55	7.64	7.28	7.36	7.60	7.39	7.12	7.24	7.09	7.47	7.41
Redox	meter	mV	230	139	165	172	171	320	318	309	317	288	289
Conductivity	meter	uS/cm	629	392	1517	1335	345	329	1043	827	1708	476	386
Acidity (to pH 4.5)	titration	mg CaCO3/L	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D
Total Acidity (to pH 8.3)	titration	mg CaCO3/L	4.4	4.1	5.0	4.8	3.8	3.3	4.9	4.6	5.6	3.2	3.9
Alkalinity	titration	mg CaCO3/L	26.1	20.2	11.5	11.7	15.6	16.2	12.0	14.1	11.0	13.7	14.1
Sulphate	Turbidity	mg/L	257	148	863	729	125	126	545	386	1061	212	175
Ion Balance													
Major Anions	Calc	meq/L	5.88	3.49	18.21	15.42	2.92	2.95	11.59	8.32	22.32	4.69	3.93
Major Cations	Calc	meq/L	6.16	3.64	17.21	15.07	3.11	2.84	11.06	8.16	19.87	4.53	3.66
Difference	Calc	meq/L	-0.28	-0.15	1.00	0.35	-0.20	0.11	0.54	0.17	2.45	0.16	0.27
Balance (%)	Calc	%	-2.3%	-2.1%	2.8%	1.1%	-3.3%	1.8%	2.4%	1.0%	5.8%	1.8%	3.6%
Dissolved Metals													
Hardness CaCO3		mg/L	253	129	753	707	126	119	520	367	974	206	164
Aluminum Al	ICP-MS	mg/L	0.0535	0.123	0.0411	0.0358	0.0872	0.0888	0.0465	0.0492	0.0512	0.0944	0.0846
Antimony Sb	ICP-MS	mg/L	0.0024	0.0003	0.0002	< 0.0002	0.0005	0.0006	0.0005	< 0.0002	< 0.0002	0.0005	0.0008
Arsenic As	ICP-MS	mg/L	0.354	0.0430	0.0375	0.0374	0.0604	0.0798	0.0763	0.0125	0.0251	0.0982	0.0862
Barium Ba	ICP-MS	mg/L	0.00773	0.00216	0.0143	0.0187	0.00543	0.00825	0.00570	0.00951	0.0172	0.00480	0.00306
Beryllium Be	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Bismuth Bi	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Boron B	ICP-MS	mg/L	0.0284	0.0173	0.0258	0.0075	0.0161	0.0188	0.0336	0.0116	0.0032	0.0076	0.0065
Cadmium Cd	ICP-MS	mg/L	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	0.000008	< 0.000003	0.000006	< 0.000003	< 0.000003
Calcium Ca	ICP-MS	mg/L	89.1	44.9	288	258	42.6	41.3	201	140	379	75.6	58.3
Chromium Cr	ICP-MS	mg/L	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005
Cobalt Co	ICP-MS	mg/L	0.000897	0.00251	0.00140	0.00166	0.00127	0.000772	0.00154	0.00116	0.00127	0.000535	0.000754
Copper Cu	ICP-MS	mg/L	0.0018	0.0010	0.0023	0.0015	0.0011	0.0013	0.0073	0.0012	0.0013	0.0008	0.0009
Iron Fe	ICP-MS	mg/L	0.006	0.030	0.017	< 0.003	< 0.003	0.004	0.004	< 0.003	< 0.003	< 0.003	0.005
Lead Pb	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	0.00012	0.00005	0.00003	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Lithium Li	ICP-MS	mg/L	< 0.001	< 0.001	0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	0.001	0.001	< 0.001	< 0.001
Magnesium Mg	ICP-MS	mg/L	7.38	4.11	8.03	15.1	4.86	3.76	4.39	4.02	6.63	4.19	4.55
Manganese Mn	ICP-MS	mg/L	0.0240	0.0288	0.0424	0.0478	0.0128	0.0139	0.132	0.0769	0.256	0.0214	0.0188
Mercury Hg	ICP-MS	ug/L	< 0.01	< 0.01	< 0.01	< 0.01	< 0.01	< 0.01	< 0.01	0.01	< 0.01	< 0.01	< 0.01
Molybdenum Mo	ICP-MS	mg/L	0.00518	0.00089	0.00087	0.00157	0.00061	0.00079	0.00103	0.00082	0.00069	0.00116	0.00135
Nickel Ni	ICP-MS	mg/L	0.0009	0.0007	0.0012	0.0003	0.0008	0.0005	0.0021	0.0016	0.0038	0.0003	0.0003
Phosphorus P	ICP-MS	mg/L	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	0.010
Potassium K	ICP-MS	mg/L	3.02	2.11	8.71	3.18	3.95	3.45	2.85	4.69	6.37	3.70	2.96
Selenium Se	ICP-MS	mg/L	0.00194	0.00047	0.00128	0.00457	0.00159	0.00105	0.00271	0.00422	0.00553	0.00197	0.00156
Silicon Si	ICP-MS	mg/L	0.91	0.71	0.49	0.61	0.45	0.47	0.64	0.39	0.57	0.60	0.61
Silver Ag	ICP-MS	mg/L	0.00004	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	0.00002	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Sodium Na	ICP-MS	mg/L	22.9	22.6	44.5	19.7	10.7	8.33	12.9	16.2	5.15	6.76	6.43
Strontium Sr	ICP-MS	mg/L	0.319	0.138	0.506	0.455	0.156	0.148	0.356	0.235	0.470	0.188	0.192
Sulphur (S)	ICP-MS	mg/L	99.8	52.2	274	246	45.0	40.7	181	130	327	71.0	57.0
Thallium Tl	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Tin Sn	ICP-MS	mg/L	0.00029	0.00015	0.00033	0.00015	0.00010	0.00045	0.00015	0.00015	0.00009	0.00011	0.00013
Titanium Ti	ICP-MS	mg/L	0.0011	0.0003	0.0003	0.0004	0.0007	0.0002	0.0002	0.0002	0.0003	0.0001	0.0001
Uranium U	ICP-MS	mg/L	0.000048	0.000029	0.000021	0.000011	0.000022	0.000020	0.000007	0.000006	0.000006	0.000008	0.000009
Vanadium V	ICP-MS	mg/L	0.00094	0.00032	0.00029	0.00026	0.00038	0.00044	0.00024	0.00028	0.00028	0.00027	0.00027
Zinc Zn	ICP-MS	mg/L	0.002	0.001	0.002	0.002	0.001	0.003	0.002	0.002	0.002	0.002	0.001
Zirconium Zr	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	0.00001	0.00001	< 0.00001	< 0.00001	0.00002	< 0.00001	0.00002	< 0.00001	0.00001

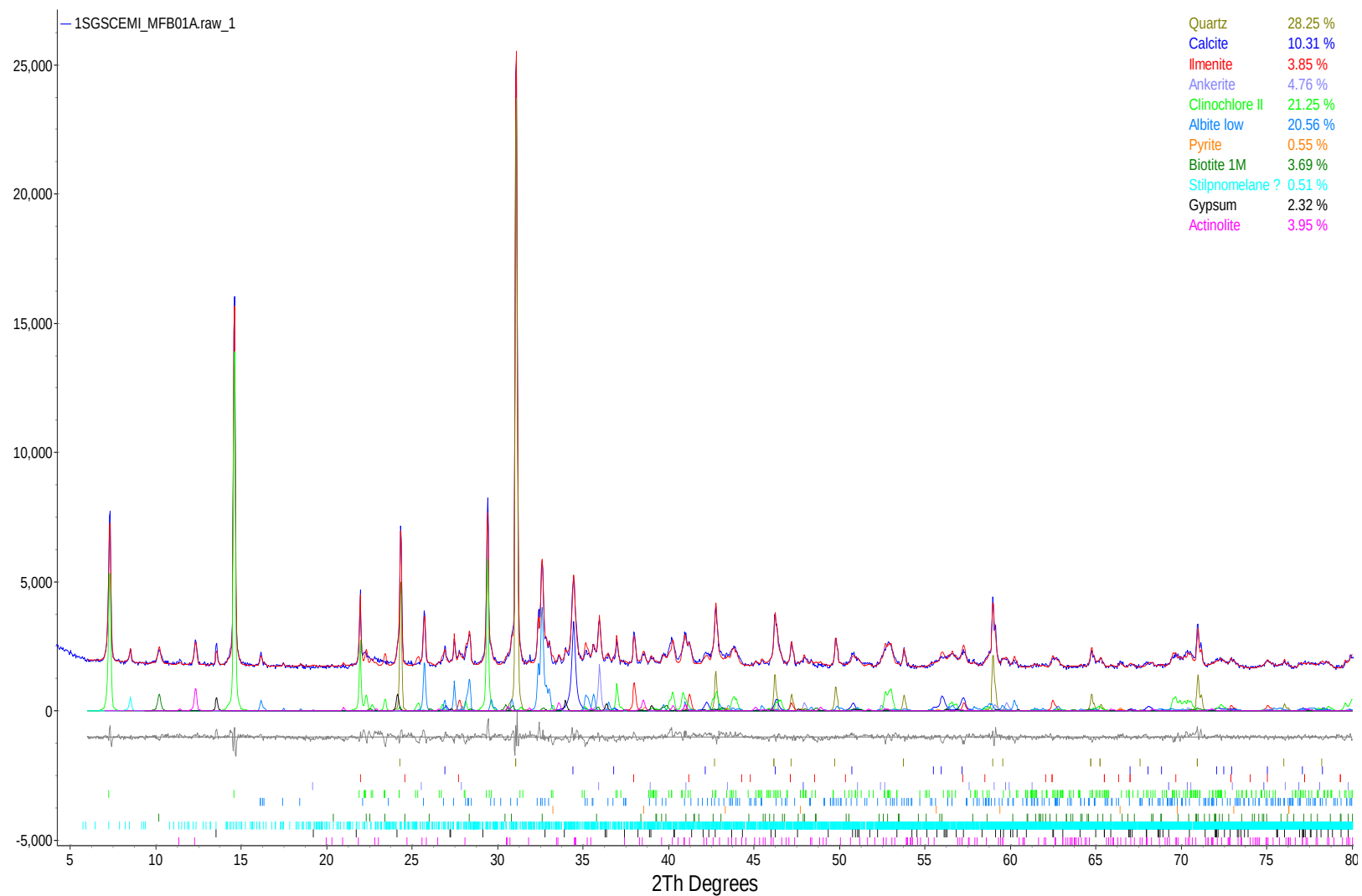
Sample ID			MFB08 E	MFB08 F	MFB09 A&B	MFB09 C	MFB09 D	MFB10 A&B	MFB10 C	MFB10 D	MFB10 E	MFB10 F	Blank I
Parameter	Method	Units											
Volume Nanopure Water		mL	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000
Sample Weight		g	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	-
pH (18 Hr)	meter		8.84	8.92	8.7	9.15	9.15	9.11	8.332	8.27	8.34	8.41	4.93
pH (Titration)	meter		7.43	7.49	7.16	7.46	7.45	7.35	7.44	7.31	7.34	7.38	6.81
Redox	meter	mV	283	284	309	237	193	190	338	346	345	342	340
Conductivity	meter	uS/cm	321	270	825	273	302	353	329	377	314	290	<1
Acidity (to pH 4.5)	titration	mg CaCO3/L	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D
Total Acidity (to pH 8.3)	titration	mg CaCO3/L	3.6	3.5	3.4	2.6	2.8	2.7	4.2	4.3	4.3	4.2	3.2
Alkalinity	titration	mg CaCO3/L	13.2	16.0	11.8	16.9	20.5	15.3	14.8	13.9	15.9	17.4	2.3
Sulphate	Turbidity	mg/L	135	96	351	96	103	148	104	150	100	92	<2
Ion Balance													
Major Anions	Calc	meq/L	3.08	2.32	7.55	2.34	2.55	3.39	2.46	3.40	2.40	2.26	#N/D
Major Cations	Calc	meq/L	2.96	2.46	9.04	2.53	2.83	3.39	2.99	3.40	2.83	2.58	#N/D
Difference	Calc	meq/L	0.11	-0.14	-1.49	-0.19	-0.27	0.00	-0.53	0.00	-0.43	-0.31	#N/D
Balance (%)	Calc	%	1.8%	-3.0%	-9.0%	-3.9%	-5.1%	0.0%	-9.7%	0.0%	-8.2%	-6.4%	#N/D
Dissolved Metals													
Hardness CaCO3		mg/L	128	103	396	94.0	103	145	125	144	110	86.7	< 0.05
Aluminum Al	ICP-MS	mg/L	0.104	0.106	0.0717	0.135	0.118	0.125	0.155	0.155	0.192	0.181	0.0386
Antimony Sb	ICP-MS	mg/L	0.0006	0.0011	0.0007	0.0008	0.0006	0.0010	0.0003	0.0004	0.0004	0.0005	< 0.0002
Arsenic As	ICP-MS	mg/L	0.113	0.254	0.112	0.113	0.0813	0.261	0.0771	0.0364	0.0539	0.107	< 0.0002
Barium Ba	ICP-MS	mg/L	0.00269	0.00116	0.00975	0.00238	0.00482	0.00295	0.00407	0.00455	0.00599	0.00282	0.00003
Beryllium Be	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Bismuth Bi	ICP-MS	mg/L	0.00001	< 0.00001	< 0.00001	0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Boron B	ICP-MS	mg/L	0.0111	0.0072	0.0089	0.0084	0.0169	0.0051	0.0175	0.0335	0.0454	0.0259	< 0.0002
Cadmium Cd	ICP-MS	mg/L	0.000010	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003
Calcium Ca	ICP-MS	mg/L	44.4	33.8	147	34.8	37.7	50.8	46.0	52.6	40.5	32.0	< 0.02
Chromium Cr	ICP-MS	mg/L	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	0.0007	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005
Cobalt Co	ICP-MS	mg/L	0.000626	0.000502	0.00548	0.00174	0.00250	0.00126	0.00122	0.00134	0.00201	0.00156	< 0.000002
Copper Cu	ICP-MS	mg/L	0.0007	0.0006	0.0014	0.0006	0.0008	0.0010	0.0007	0.0012	0.0043	0.0008	< 0.0005
Iron Fe	ICP-MS	mg/L	0.003	< 0.003	< 0.003	0.009	0.022	0.043	< 0.003	0.004	0.005	0.005	< 0.003
Lead Pb	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	0.00016	< 0.00002	< 0.00002
Lithium Li	ICP-MS	mg/L	< 0.001	< 0.001	0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001
Magnesium Mg	ICP-MS	mg/L	4.23	4.65	6.91	1.74	2.06	4.46	2.60	3.05	2.27	1.66	< 0.001
Manganese Mn	ICP-MS	mg/L	0.0114	0.0081	0.0334	0.0066	0.0158	0.0288	0.0308	0.0261	0.0199	0.0156	< 0.0002
Mercury Hg	ICP-MS	ug/L	0.03	< 0.01	0.01	< 0.01	< 0.01	< 0.01	< 0.01	0.02	< 0.01	< 0.01	0.07
Molybdenum Mo	ICP-MS	mg/L	0.00101	0.00093	0.00110	0.00124	0.00147	0.00086	0.00070	0.00065	0.00061	0.00084	< 0.00001
Nickel Ni	ICP-MS	mg/L	0.0003	0.0002	0.0008	0.0003	0.0004	0.0006	0.0006	0.0007	0.0006	0.0004	< 0.0001
Phosphorus P	ICP-MS	mg/L	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009
Potassium K	ICP-MS	mg/L	2.08	2.30	6.24	2.13	1.86	2.68	1.52	2.74	2.34	2.30	< 0.006
Selenium Se	ICP-MS	mg/L	0.00137	0.00154	0.00110	0.00107	0.00109	0.00192	0.00091	0.00099	0.00048	0.00064	< 0.00004
Silicon Si	ICP-MS	mg/L	0.62	0.68	0.60	0.74	0.68	0.59	0.80	0.55	0.78	0.76	< 0.01
Silver Ag	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Sodium Na	ICP-MS	mg/L	7.48	7.06	21.9	13.1	16.2	9.02	9.67	10.0	12.1	17.4	0.01
Strontium Sr	ICP-MS	mg/L	0.149	0.141	0.318	0.126	0.136	0.114	0.110	0.123	0.122	0.112	< 0.0001
Sulphur (S)	ICP-MS	mg/L	44.7	35.4	145	37.8	42.4	51.4	44.9	52.1	41.6	36.9	< 0.03
Thallium Tl	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Tin Sn	ICP-MS	mg/L	0.00013	0.00009	0.00014	0.00012	0.00015	0.00012	0.00013	0.00032	0.00019	0.00032	0.00007
Titanium Ti	ICP-MS	mg/L	0.0001	0.0001	0.0001	0.0002	0.0002	0.0002	< 0.0001	0.0001	0.0001	< 0.0001	< 0.0001
Uranium U	ICP-MS	mg/L	0.000012	0.000007	0.000020	0.000011	0.000015	0.000009	0.000009	0.000007	0.000010	0.000007	< 0.000001
Vanadium V	ICP-MS	mg/L	0.00042	0.00049	0.00037	0.00056	0.00058	0.00039	0.00032	0.00037	0.00035	0.00038	0.00028
Zinc Zn	ICP-MS	mg/L	0.001	0.001	0.002	0.001	0.002	0.002	0.001	0.002	0.004	0.002	< 0.001
Zirconium Zr	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	0.00003	< 0.00001	0.00002	0.00003	< 0.00001

Sample ID			MFB12 A	MFB13 A	MFB14 A	MFB15 AB	MFB15 C	MFB15 D	MFB15 E	MFB15 F	MFB16 AB	MFB16 C	MFB16 D
Parameter	Method	Units											
Volume Nanopure Water		mL	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000
Sample Weight		g	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
ph (18 Hr)	meter		8.77	8.56	8.26	8.04	7.98	7.87	7.85	7.86	7.59	7.51	7.85
pH (Titrator)	meter		7.45	7.42	7.22	7.09	7.38	7.37	7.42	7.43	7.25	7.25	7.61
Redox	meter	mV	358	348	350	350	368	363	360	353	363	368	345
Conductivity	meter	uS/cm	352	491	763	1722	273	442	401	368	1053	2294	370
Acidity (to pH 4.5)	titration	mg CaCO3/L	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D
Total Acidity (to pH 8.3)	titration	mg CaCO3/L	4.3	4.6	4.8	5.9	5.2	5.6	5.2	5.0	6.6	7.4	5.3
Alkalinity	titration	mg CaCO3/L	23.8	24.7	17.4	12.5	15.1	13.5	14.2	13.4	13.0	11.9	15.4
Sulphate	Turbidity	mg/L	94	159	279	996	92	166	143	140	525	1369	125
Ion Balance													
Major Anions	Calc	meq/L	2.43	3.81	6.16	21.00	2.22	3.73	3.26	3.18	11.20	28.76	2.91
Major Cations	Calc	meq/L	2.22	4.31	6.84	20.52	2.44	4.19	3.86	3.38	11.45	30.72	3.32
Difference	Calc	meq/L	0.21	-0.50	-0.68	0.48	-0.23	-0.46	-0.60	-0.20	-0.25	-1.96	-0.40
Balance (%)	Calc	%	4.6%	-6.2%	-5.2%	1.2%	-4.8%	-5.8%	-8.4%	-3.0%	-1.1%	-3.3%	-6.5%
Dissolved Metals													
Hardness CaCO3		mg/L	45.6	95.2	267	1010	106	194	174	153	557	1510	146
Aluminum Al	ICP-MS	mg/L	0.322	0.225	0.0676	0.0444	0.0971	0.0719	0.0799	0.0948	0.0749	0.0299	0.0908
Antimony Sb	ICP-MS	mg/L	0.0016	0.0015	0.0007	< 0.0002	0.0006	0.0004	0.0003	0.0004	0.0004	< 0.0002	0.0004
Arsenic As	ICP-MS	mg/L	0.517	0.458	0.105	0.0052	0.133	0.0932	0.0542	0.119	0.149	0.0391	0.0406
Barium Ba	ICP-MS	mg/L	0.00204	0.00247	0.00798	0.0303	0.00157	0.00371	0.00293	0.00426	0.00943	0.0246	0.00210
Beryllium Be	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Bismuth Bi	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Boron B	ICP-MS	mg/L	0.0440	0.0388	0.0229	0.0044	0.0085	0.0066	0.0252	0.0095	0.0121	0.0031	0.0070
Cadmium Cd	ICP-MS	mg/L	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	0.000003	< 0.000003
Calcium Ca	ICP-MS	mg/L	15.4	33.6	94.5	393	36.5	72.5	60.6	56.4	212	585	50.9
Chromium Cr	ICP-MS	mg/L	< 0.0005	< 0.0005	0.0007	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	0.0007	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005
Cobalt Co	ICP-MS	mg/L	0.00477	0.0102	0.000715	0.000903	0.00108	0.00112	0.000517	0.000352	0.000601	0.000697	0.000453
Copper Cu	ICP-MS	mg/L	0.0018	0.0009	0.0015	0.0011	< 0.0005	0.0008	0.0021	0.0005	0.0007	0.0008	0.0015
Iron Fe	ICP-MS	mg/L	0.026	0.008	0.008	< 0.003	< 0.003	0.005	0.011	< 0.003	< 0.003	< 0.003	< 0.003
Lead Pb	ICP-MS	mg/L	0.00007	0.00003	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Lithium Li	ICP-MS	mg/L	< 0.001	< 0.001	< 0.001	0.002	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	0.002	< 0.001
Magnesium Mg	ICP-MS	mg/L	1.76	2.74	7.50	6.71	3.63	3.05	5.41	2.94	6.62	12.6	4.59
Manganese Mn	ICP-MS	mg/L	0.0033	0.0061	0.0249	0.0322	0.0111	0.0190	0.0205	0.0134	0.126	0.0883	0.0127
Mercury Hg	ICP-MS	ug/L	< 0.01	0.01	< 0.01	< 0.01	0.02	0.01	0.02	< 0.01	0.02	< 0.01	0.04
Molybdenum Mo	ICP-MS	mg/L	0.00157	0.00221	0.00216	0.00643	0.00075	0.00165	0.00114	0.00153	0.00116	0.00088	0.00074
Nickel Ni	ICP-MS	mg/L	0.0003	0.0005	0.0005	0.0003	0.0112	0.0025	0.0015	0.0010	0.0023	0.0056	0.0009
Phosphorus P	ICP-MS	mg/L	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009
Potassium K	ICP-MS	mg/L	2.96	4.79	5.60	7.95	1.65	1.56	2.54	2.43	4.94	8.25	2.42
Selenium Se	ICP-MS	mg/L	0.00090	0.00106	0.00124	0.00078	0.00139	0.00210	0.00172	0.00146	0.00470	0.0192	0.00179
Silicon Si	ICP-MS	mg/L	1.12	1.41	0.65	0.47	0.46	0.49	0.32	0.50	0.55	0.57	0.36
Silver Ag	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Sodium Na	ICP-MS	mg/L	26.7	51.2	30.8	3.12	5.99	6.03	7.05	5.59	3.86	5.95	7.35
Strontium Sr	ICP-MS	mg/L	0.0722	0.159	0.317	0.525	0.137	0.176	0.174	0.159	0.300	0.574	0.144
Sulphur (S)	ICP-MS	mg/L	26.6	57.6	104	331	35.7	64.4	59.3	52.7	185	502	49.9
Thallium Tl	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Tin Sn	ICP-MS	mg/L	0.00080	0.00038	0.00032	0.00024	0.00007	0.00002	0.00023	0.00010	0.00007	0.00005	< 0.00001
Titanium Ti	ICP-MS	mg/L	0.0003	0.0002	0.0003	0.0002	< 0.0001	< 0.0001	< 0.0001	< 0.0001	0.0001	0.0001	< 0.0001
Uranium U	ICP-MS	mg/L	0.000011	0.000018	0.000028	0.000011	0.000008	0.000006	0.000005	0.000010	0.000006	0.000007	0.000006
Vanadium V	ICP-MS	mg/L	0.00135	0.00116	0.00064	0.00037	0.00044	0.00031	0.00025	0.00040	0.00038	0.00029	0.00019
Zinc Zn	ICP-MS	mg/L	0.002	0.002	0.002	0.002	0.002	0.001	0.001	0.001	0.001	0.002	< 0.001
Zirconium Zr	ICP-MS	mg/L	0.00018	0.00015	0.00004	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001

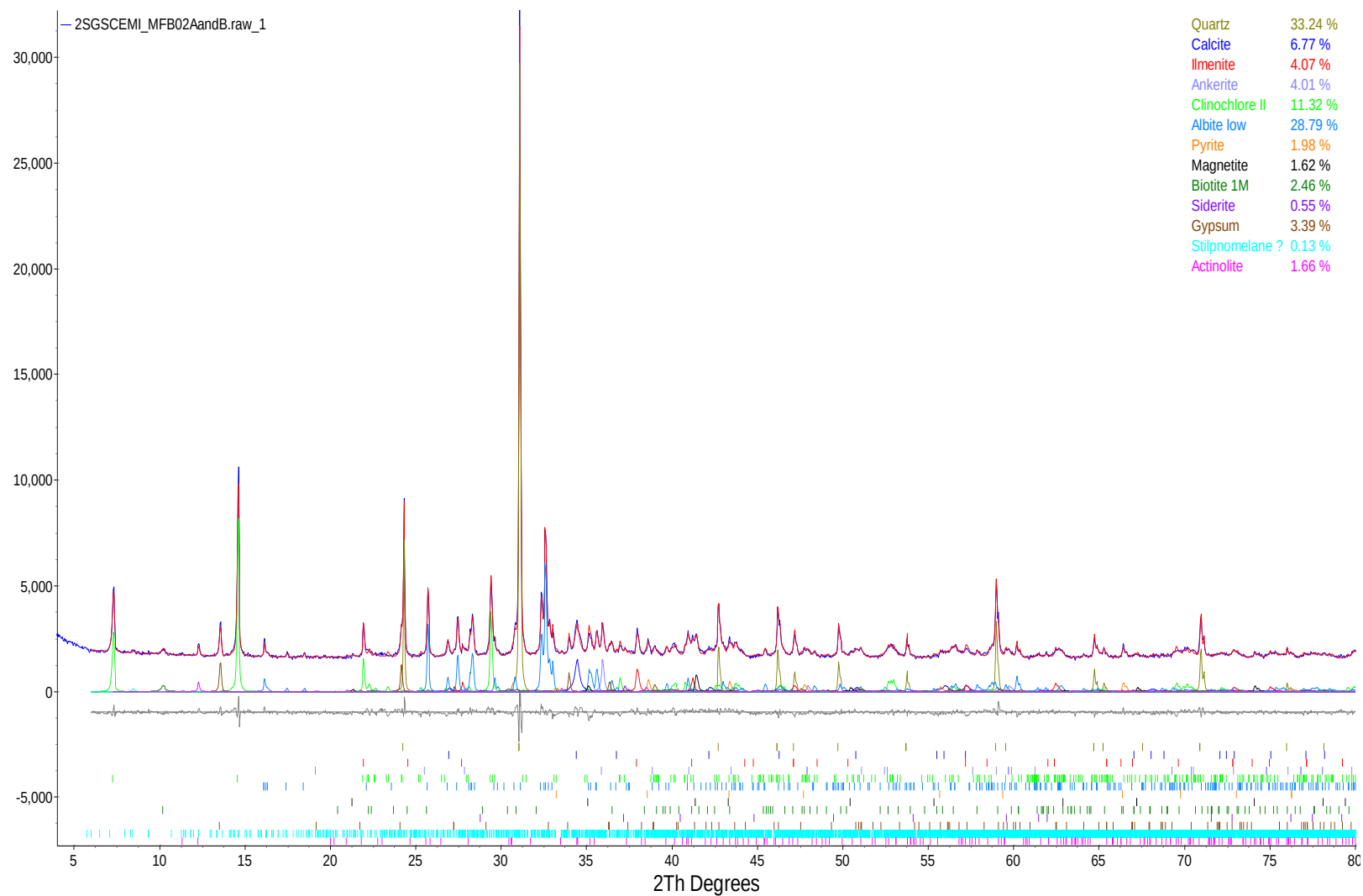
Sample ID			MFB16 E	MFB16 F	MFB17 AB	MFB18 AB	MFB18 C	MFB18 D	MFB18 E	MFB18 F	MFB19 A	MFB20 A	MFB21 A
Parameter	Method	Units											
Volume Nanopure Water		mL	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000
Sample Weight		g	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
ph (18 Hr)	meter		7.81	7.96	7.88	7.84	7.83	7.94	7.99	7.88	7.89	7.75	7.86
pH (Titrator)	meter		7.39	7.52	7.45	7.51	7.51	7.52	7.55	7.41	7.63	7.03	7.50
Redox	meter	mV	350	289	309	308	312	310	312	314	299	363	335
Conductivity	meter	uS/cm	412	287	579	416	448	420	381	506	392	544	527
Acidity (to pH 4.5)	titration	mg CaCO3/L	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D
Total Acidity (to pH 8.3)	titration	mg CaCO3/L	5.4	4.2	5.0	4.7	4.5	4.2	4.2	4.9	4.5	5.3	5.2
Alkalinity	titration	mg CaCO3/L	14.0	14.1	17.4	14.5	14.7	14.4	14.0	14.6	22.8	20.7	22.7
Sulphate	Turbidity	mg/L	161	94	202	155	166	152	144	211	131	207	185
Ion Balance													
Major Anions	Calc	meq/L	3.63	2.24	4.56	3.52	3.75	3.45	3.28	4.69	3.19	4.73	4.31
Major Cations	Calc	meq/L	4.10	2.64	5.38	3.91	4.17	3.94	3.54	4.79	3.59	5.13	4.85
Difference	Calc	meq/L	-0.47	-0.40	-0.82	-0.39	-0.42	-0.48	-0.26	-0.10	-0.41	-0.41	-0.54
Balance (%)	Calc	%	-6.1%	-8.2%	-8.3%	-5.3%	-5.3%	-6.6%	-3.8%	-1.0%	-6.0%	-4.1%	-5.9%
Dissolved Metals													
Hardness CaCO3		mg/L	185	108	179	170	171	159	141	197	122	211	149
Aluminum Al	ICP-MS	mg/L	0.0914	0.105	0.0951	0.148	0.149	0.181	0.206	0.131	0.157	0.0995	0.114
Antimony Sb	ICP-MS	mg/L	0.0004	0.0010	0.0008	0.0006	0.0006	0.0004	0.0006	0.0004	0.0006	0.0004	0.0007
Arsenic As	ICP-MS	mg/L	0.115	0.0805	0.0282	0.0752	0.0679	0.0763	0.0951	0.0247	0.155	0.0512	0.151
Barium Ba	ICP-MS	mg/L	0.00594	0.00255	0.00834	0.00767	0.00456	0.00282	0.00620	0.00563	0.00466	0.00464	0.00459
Beryllium Be	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Bismuth Bi	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Boron B	ICP-MS	mg/L	0.0073	0.0887	0.0402	0.0103	0.0219	0.0264	0.0282	0.0200	0.0332	0.0185	0.0325
Cadmium Cd	ICP-MS	mg/L	< 0.000003	0.000052	0.000015	0.000005	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003
Calcium Ca	ICP-MS	mg/L	69.1	34.5	64.3	63.9	62.3	58.4	51.1	71.2	46.4	79.2	54.8
Chromium Cr	ICP-MS	mg/L	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005
Cobalt Co	ICP-MS	mg/L	0.000518	0.000650	0.000594	0.00100	0.00200	0.00244	0.00188	0.00176	0.00145	0.00143	0.00250
Copper Cu	ICP-MS	mg/L	0.0007	0.0008	0.0006	0.0026	0.0008	0.0007	0.0009	0.0012	0.0006	0.0007	0.0007
Iron Fe	ICP-MS	mg/L	< 0.003	0.009	0.008	0.004	0.011	0.009	0.016	0.042	0.044	0.020	0.020
Lead Pb	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Lithium Li	ICP-MS	mg/L	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	0.001	0.001	0.002	0.001	< 0.001
Magnesium Mg	ICP-MS	mg/L	3.10	5.35	4.50	2.48	3.85	3.17	3.34	4.70	1.59	3.12	2.91
Manganese Mn	ICP-MS	mg/L	0.0147	0.0122	0.0514	0.0525	0.0308	0.0214	0.0159	0.0542	0.0354	0.0588	0.0323
Mercury Hg	ICP-MS	ug/L	< 0.01	0.08	0.07	0.09	0.09	0.17	0.08	0.09	0.08	0.08	0.09
Molybdenum Mo	ICP-MS	mg/L	0.00183	0.00052	0.00062	0.00076	0.00087	0.00082	0.00077	0.00086	0.00083	0.00068	0.00154
Nickel Ni	ICP-MS	mg/L	0.0009	0.0007	0.0008	0.0007	0.0007	0.0006	0.0006	0.0008	0.0004	0.0008	0.0005
Phosphorus P	ICP-MS	mg/L	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009
Potassium K	ICP-MS	mg/L	2.46	2.64	4.58	2.46	1.91	1.83	2.54	2.89	2.75	1.75	2.78
Selenium Se	ICP-MS	mg/L	0.00146	0.00225	0.00073	0.00104	0.00067	0.00049	0.00048	0.00037	0.00067	0.00085	0.00117
Silicon Si	ICP-MS	mg/L	0.58	0.81	0.63	0.73	0.84	1.03	0.93	0.62	1.39	0.74	1.00
Silver Ag	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	0.00005	0.00002	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Sodium Na	ICP-MS	mg/L	7.26	8.47	38.1	9.81	15.3	15.7	14.1	17.2	23.9	19.7	40.8
Strontium Sr	ICP-MS	mg/L	0.188	0.128	0.182	0.173	0.178	0.168	0.144	0.179	0.158	0.220	0.200
Sulphur (S)	ICP-MS	mg/L	63.5	39.8	73.0	63.3	67.8	62.6	56.4	76.9	55.4	80.4	72.3
Thallium Tl	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Tin Sn	ICP-MS	mg/L	0.00007	0.00030	0.00034	0.00041	0.00031	0.00006	0.00010	0.00006	0.00008	0.00004	0.00005
Titanium Ti	ICP-MS	mg/L	< 0.0001	< 0.0001	< 0.0001	< 0.0001	0.0001	< 0.0001	< 0.0001	< 0.0001	0.0002	< 0.0001	< 0.0001
Uranium U	ICP-MS	mg/L	0.000015	0.000013	0.000016	0.000010	0.000011	0.000014	0.000007	0.000006	0.000012	0.000010	0.000016
Vanadium V	ICP-MS	mg/L	0.00057	0.00037	0.00040	0.00033	0.00049	0.00051	0.00048	0.00034	0.00063	0.00033	0.00045
Zinc Zn	ICP-MS	mg/L	0.001	0.001	0.001	0.002	0.002	< 0.001	< 0.001	< 0.001	0.001	< 0.001	< 0.001
Zirconium Zr	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	0.00003	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001

Sample ID			MFB22 A	MFB PLANT	MFB PLANT	DOLAGO 1	Blank II
Parameter	Method	Units					
Volume Nanopure Water		mL	2000	2000	2000	2000	2000
Sample Weight		g	100	100	100	100	-
ph (18 Hr)	meter		7.84	8.07	7.99	8.31	4.93
pH (Titrator)	meter		7.38	7.75	7.69	7.34	6.81
Redox	meter	mV	341	324	318	339	340
Conductivity	meter	uS/cm	642	209	235	1247	<1
Acidity (to pH 4.5)	titration	mg CaCO3/L	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D	#N/D
Total Acidity (to pH 8.3)	titration	mg CaCO3/L	4.8	3.9	4.0	5.4	3.2
Alkalinity	titration	mg CaCO3/L	14.8	26.4	27.1	13.0	2.3
Sulphate	Turbidity	mg/L	259	53	67	525	<2
Ion Balance							
Major Anions	Calc	meq/L	5.69	1.63	1.94	11.20	#N/D
Major Cations	Calc	meq/L	6.05	1.88	2.13	12.89	#N/D
Difference	Calc	meq/L	-0.36	-0.24	-0.19	-1.70	#N/D
Balance (%)	Calc	%	-3.0%	-6.9%	-4.6%	-7.0%	#N/D
Dissolved Metals							
Hardness CaCO3		mg/L	248	56.9	64.1	450	< 0.05
Aluminum Al	ICP-MS	mg/L	0.110	0.276	0.275	0.0487	0.0386
Antimony Sb	ICP-MS	mg/L	< 0.0002	0.0022	0.0020	0.0003	< 0.0002
Arsenic As	ICP-MS	mg/L	0.0168	0.624	0.491	0.337	< 0.0002
Barium Ba	ICP-MS	mg/L	0.00997	0.00153	0.00178	0.00611	0.00003
Beryllium Be	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Bismuth Bi	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Boron B	ICP-MS	mg/L	0.0111	0.0125	0.0287	0.0192	< 0.0002
Cadmium Cd	ICP-MS	mg/L	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003	< 0.000003
Calcium Ca	ICP-MS	mg/L	93.0	18.6	20.6	161	< 0.02
Chromium Cr	ICP-MS	mg/L	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005	< 0.0005
Cobalt Co	ICP-MS	mg/L	0.00223	0.00116	0.00131	0.00602	< 0.000002
Copper Cu	ICP-MS	mg/L	0.0008	< 0.0005	< 0.0005	0.0009	< 0.0005
Iron Fe	ICP-MS	mg/L	0.022	0.027	0.040	< 0.003	< 0.003
Lead Pb	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Lithium Li	ICP-MS	mg/L	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001
Magnesium Mg	ICP-MS	mg/L	3.82	2.53	3.06	11.6	< 0.001
Manganese Mn	ICP-MS	mg/L	0.0656	0.0055	0.0067	0.0006	< 0.0002
Mercury Hg	ICP-MS	ug/L	0.07	0.08	0.13	0.12	0.07
Molybdenum Mo	ICP-MS	mg/L	0.00094	0.00083	0.00091	0.00104	< 0.00001
Nickel Ni	ICP-MS	mg/L	0.0009	0.0003	0.0003	0.0013	< 0.0001
Phosphorus P	ICP-MS	mg/L	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009	< 0.009
Potassium K	ICP-MS	mg/L	1.74	1.91	2.38	3.51	< 0.006
Selenium Se	ICP-MS	mg/L	0.00045	0.00138	0.00049	0.00100	< 0.00004
Silicon Si	ICP-MS	mg/L	0.54	0.96	1.02	3.53	< 0.01
Silver Ag	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001	< 0.00001
Sodium Na	ICP-MS	mg/L	23.6	14.5	16.7	86.8	0.01
Strontium Sr	ICP-MS	mg/L	0.220	0.0741	0.0863	0.715	< 0.0001
Sulphur (S)	ICP-MS	mg/L	98.9	23.3	26.7	205	< 0.03
Thallium Tl	ICP-MS	mg/L	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002	< 0.00002
Tin Sn	ICP-MS	mg/L	0.00003	0.00003	0.00005	0.00002	0.00007
Titanium Ti	ICP-MS	mg/L	< 0.0001	0.0002	0.0002	0.0002	< 0.0001
Uranium U	ICP-MS	mg/L	0.000006	0.000013	0.000006	0.000018	< 0.000001
Vanadium V	ICP-MS	mg/L	0.00023	0.00080	0.00091	0.00455	0.00028
Zinc Zn	ICP-MS	mg/L	0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001	< 0.001
Zirconium Zr	ICP-MS	mg/L	< 0.00001	< 0.00001	0.00007	< 0.00001	< 0.00001

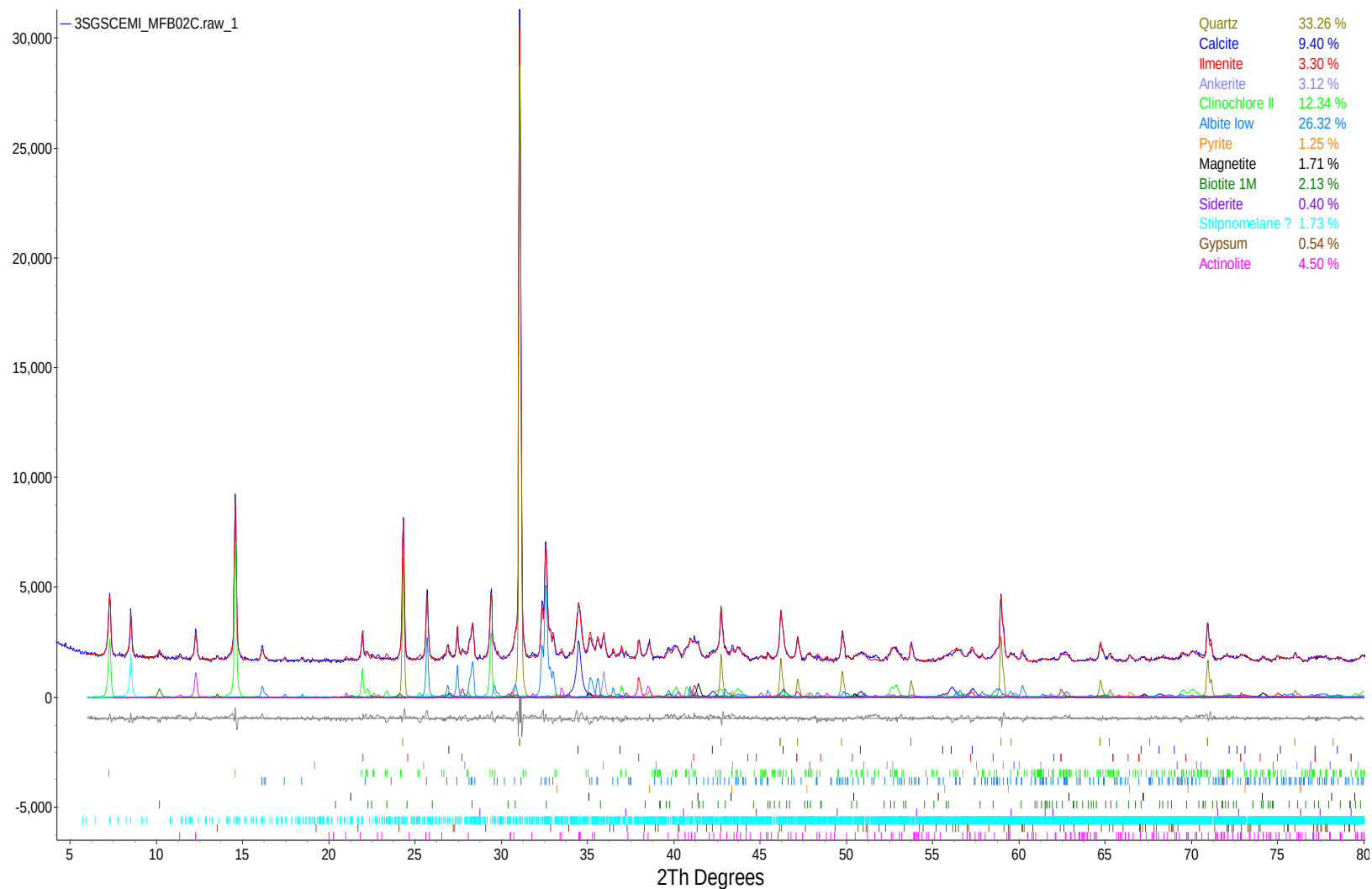
ANEXO VI
Análise Mineralógica – Difração Raios-X



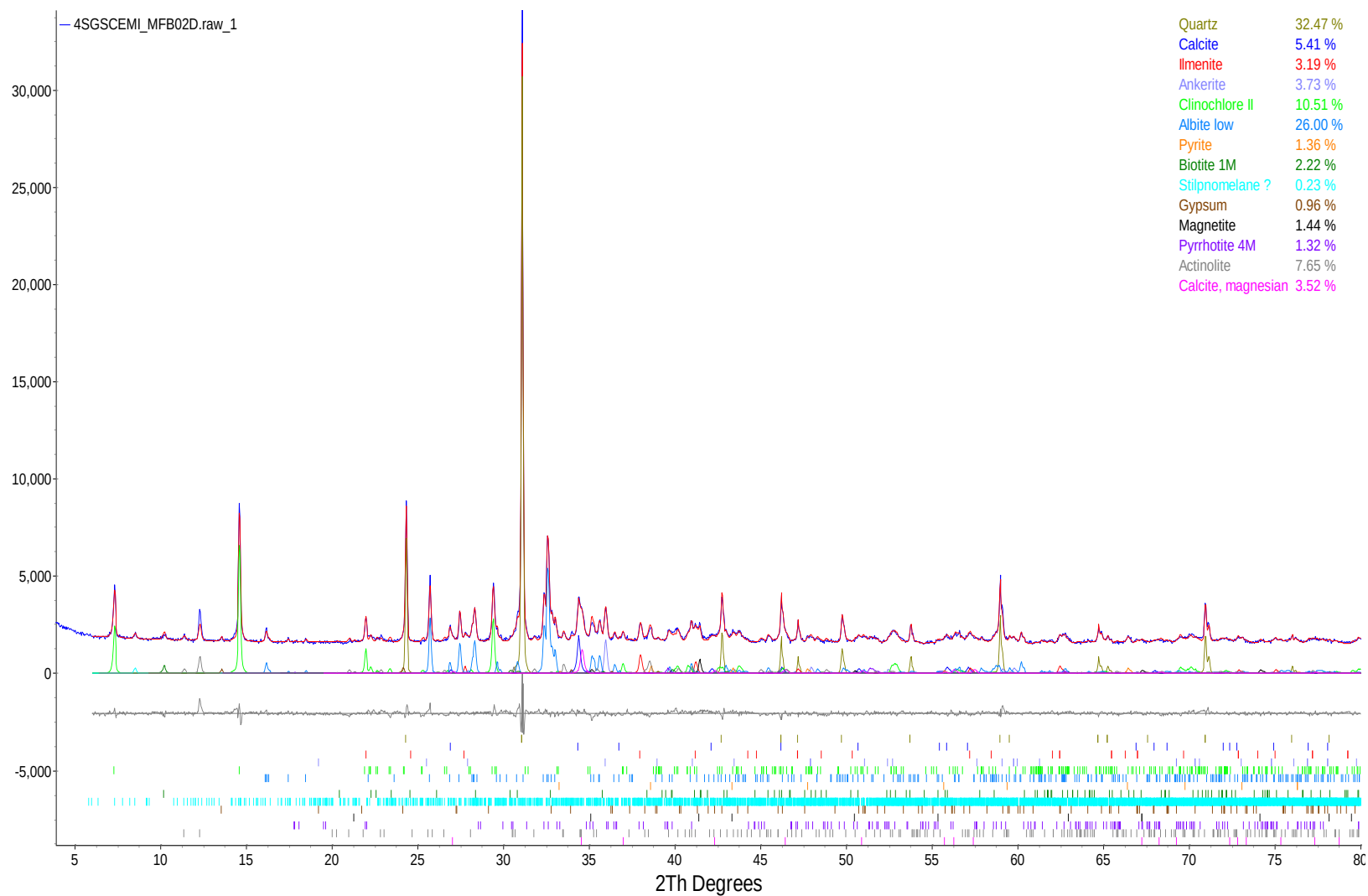
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 01 A”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



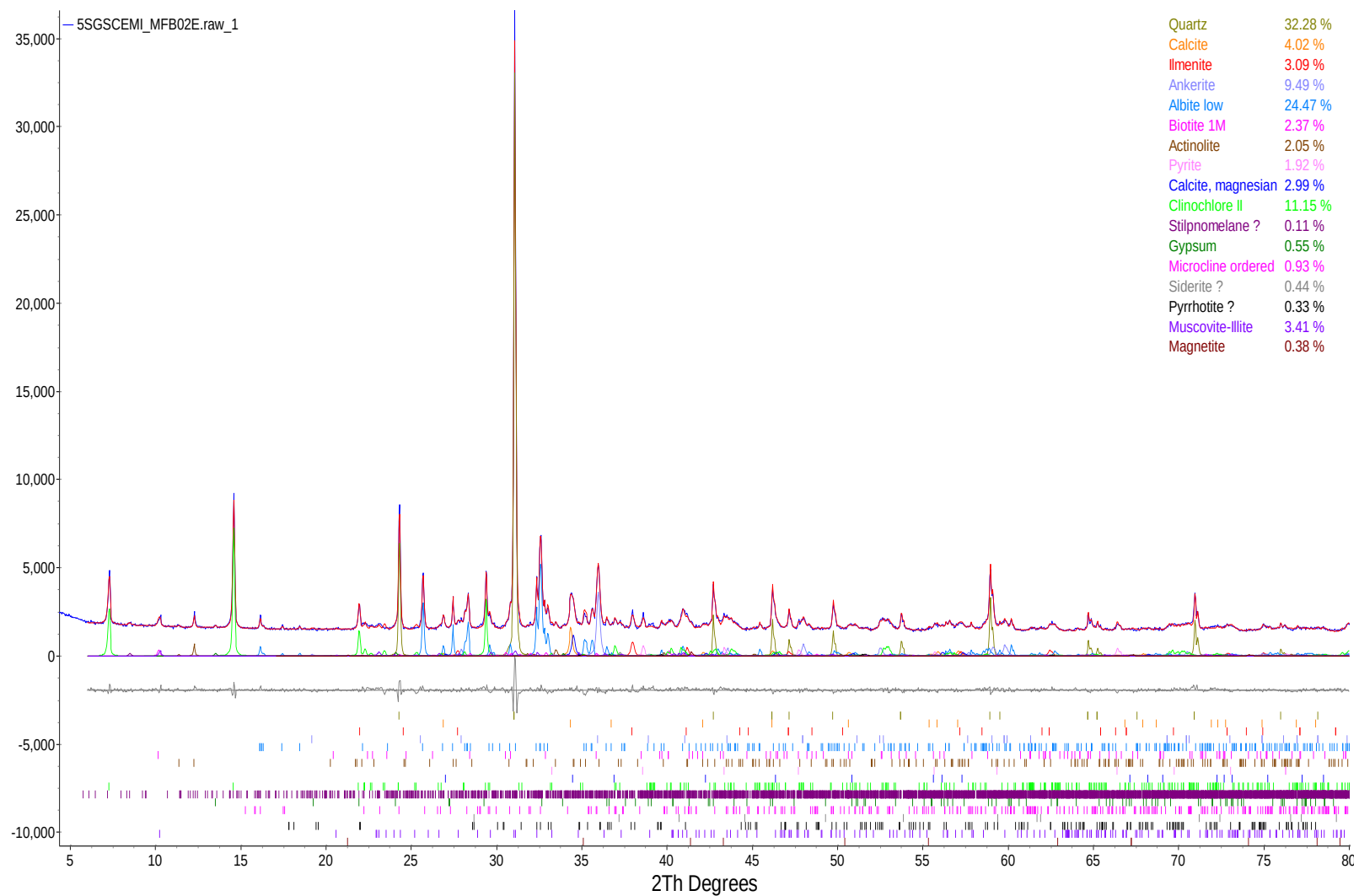
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 02 A & B”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



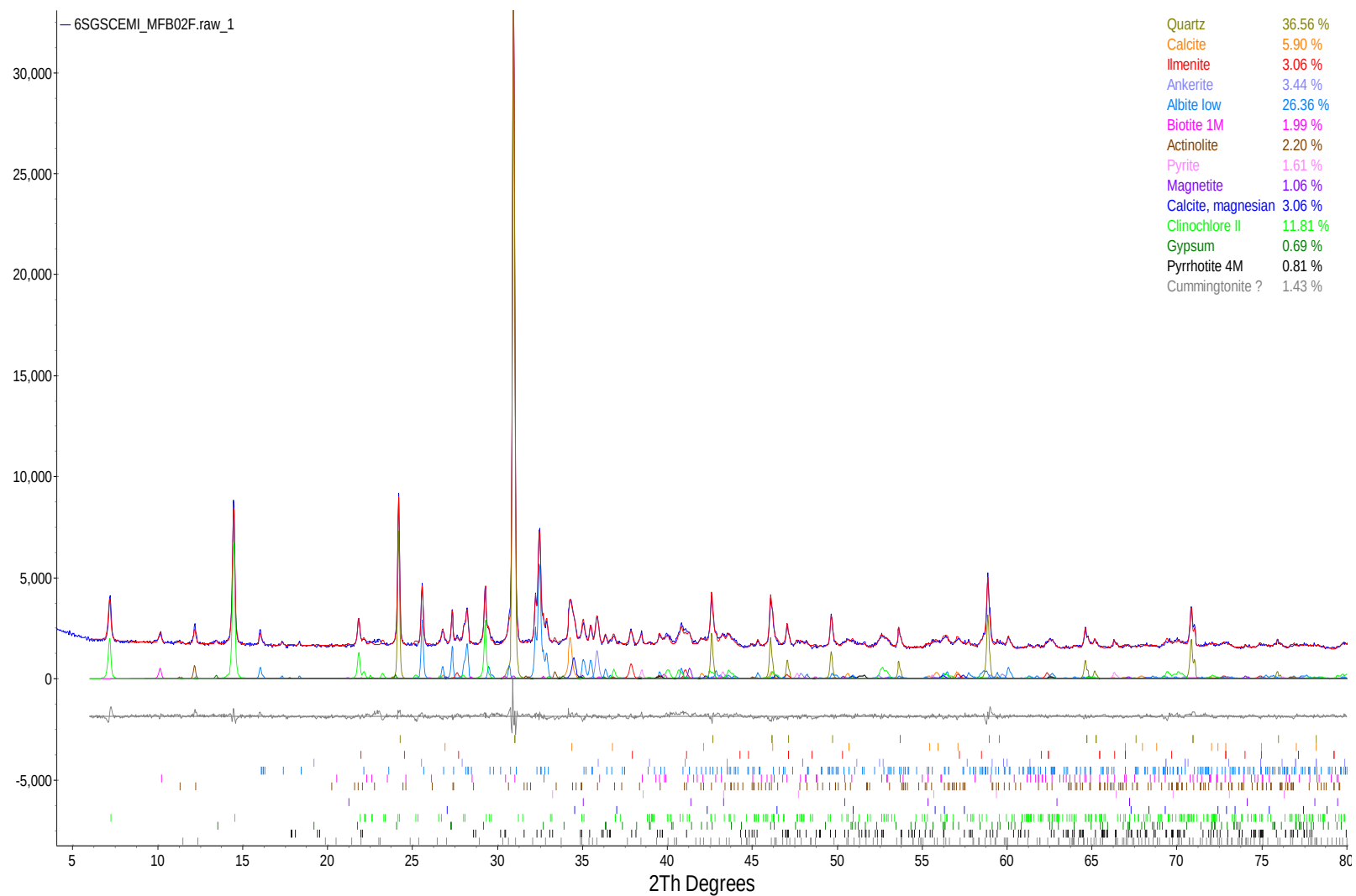
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 02 C”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



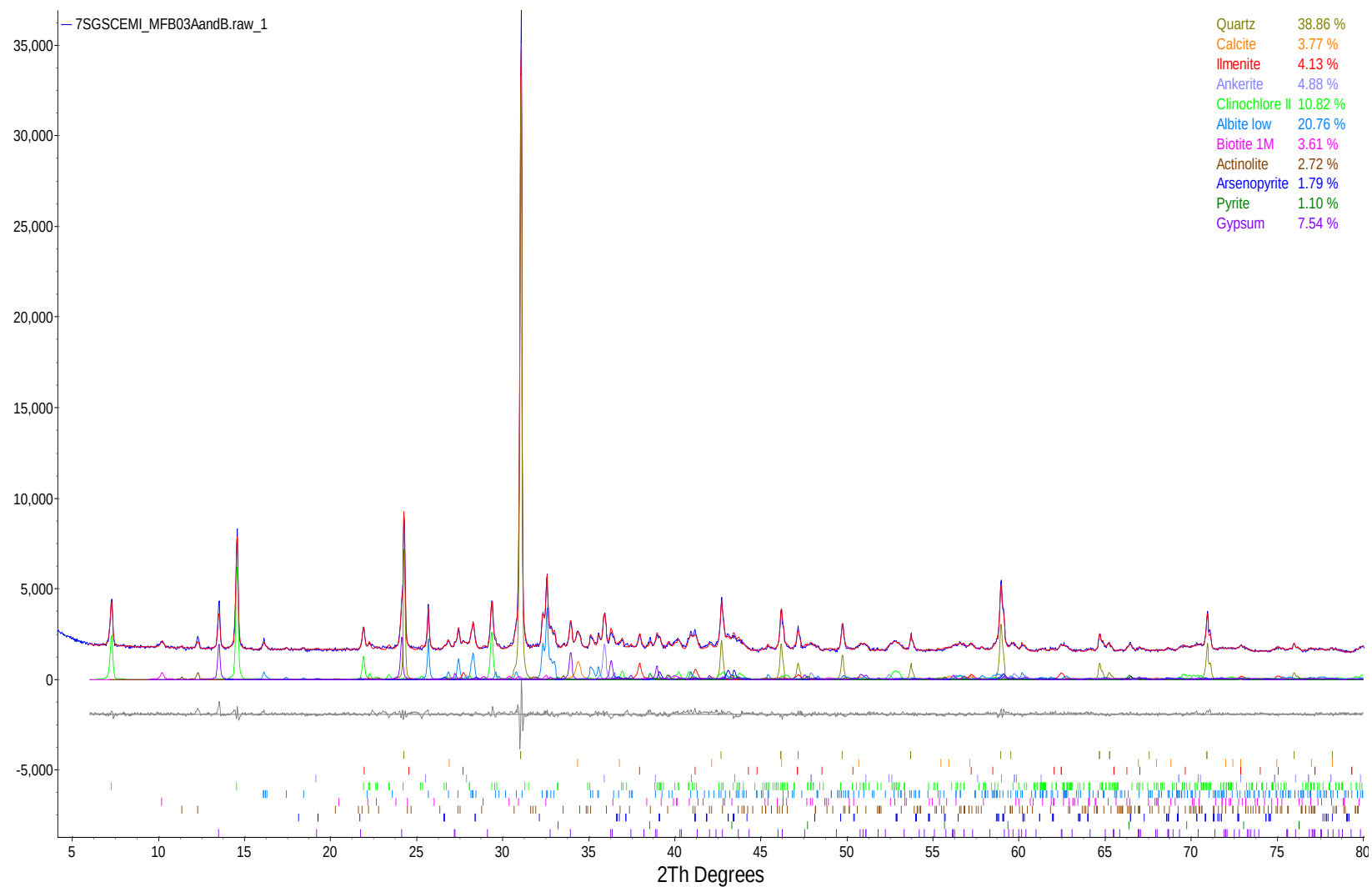
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 02 D”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



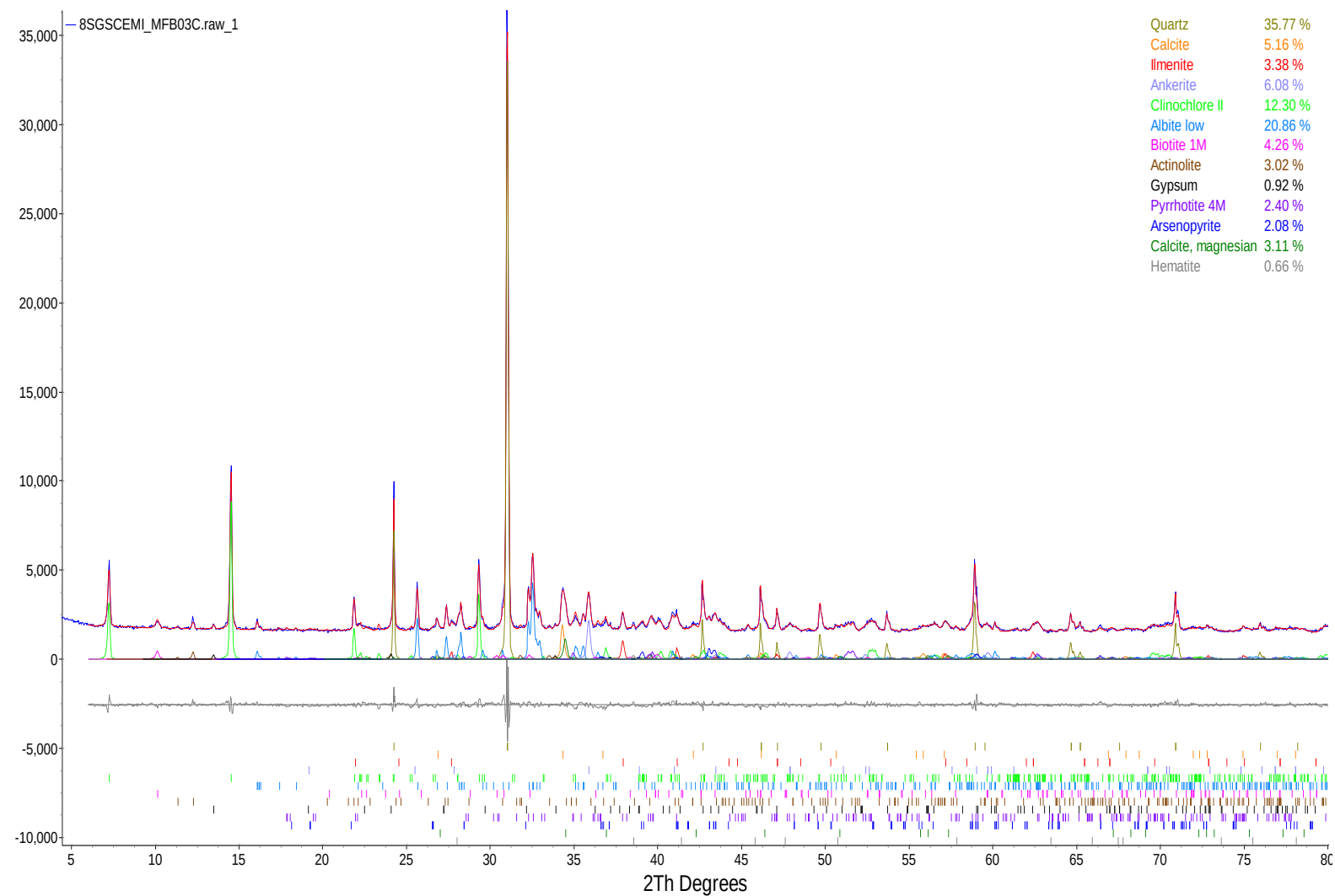
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 02 E”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



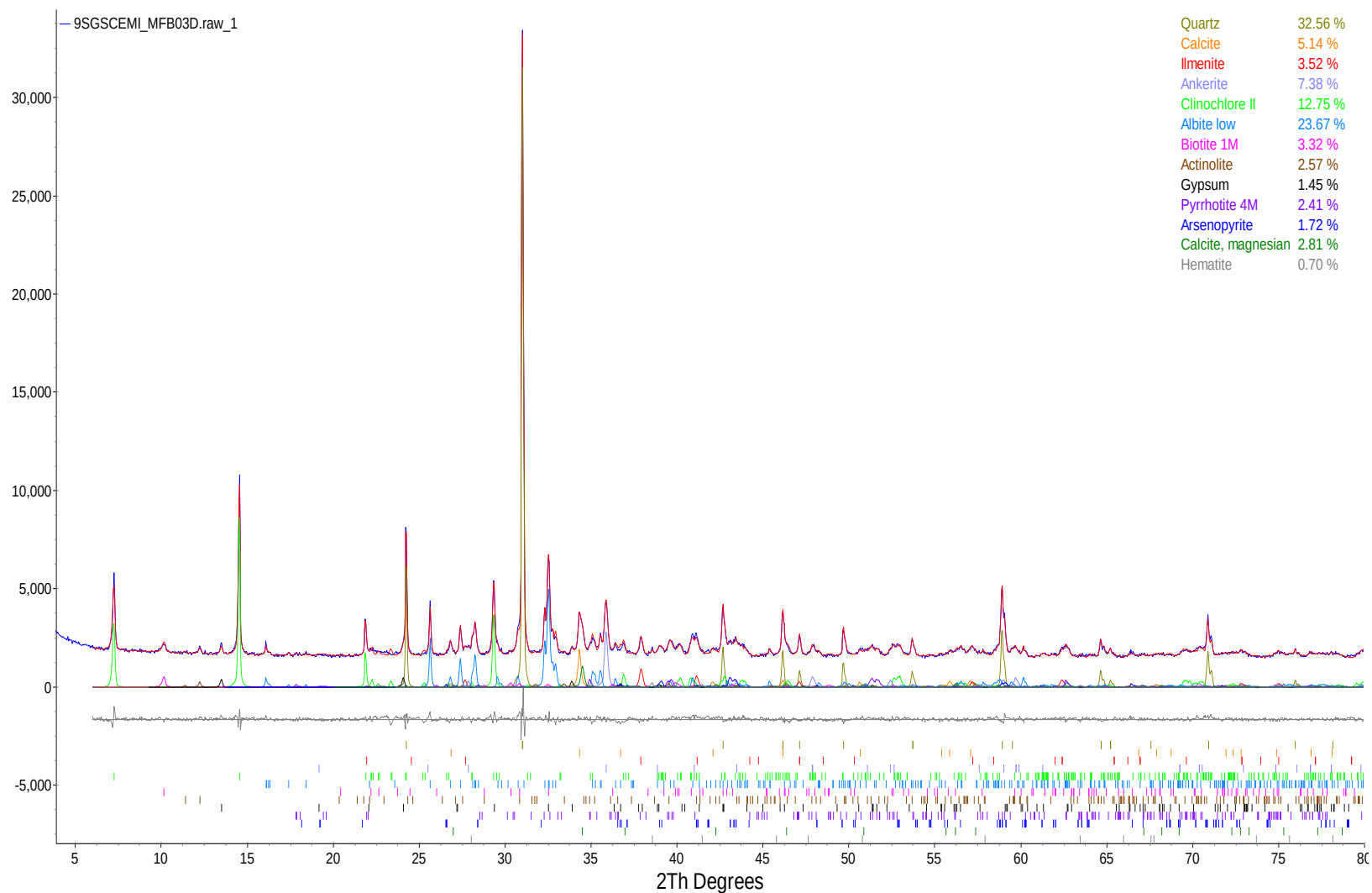
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 02 F”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



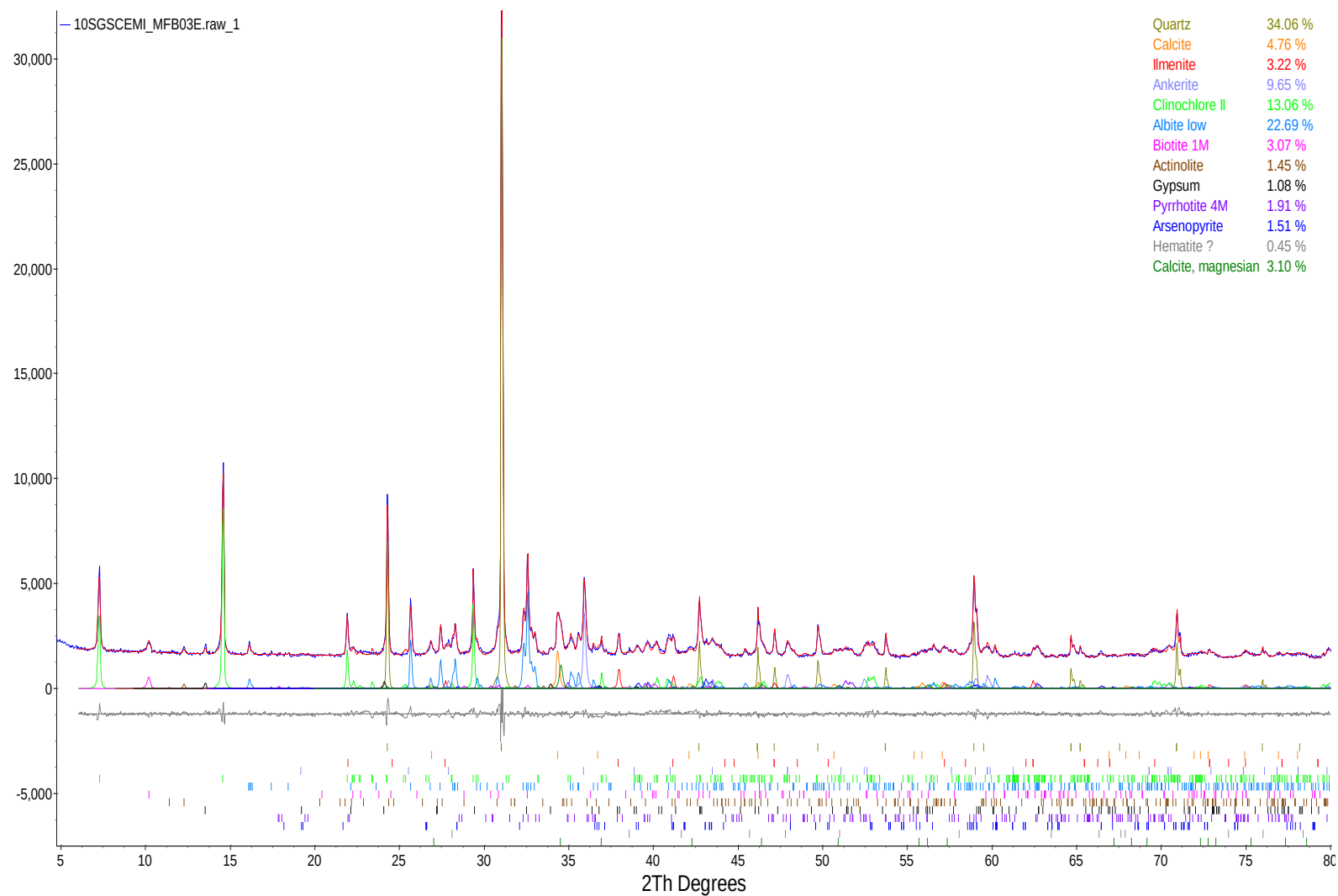
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 03 A & B”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



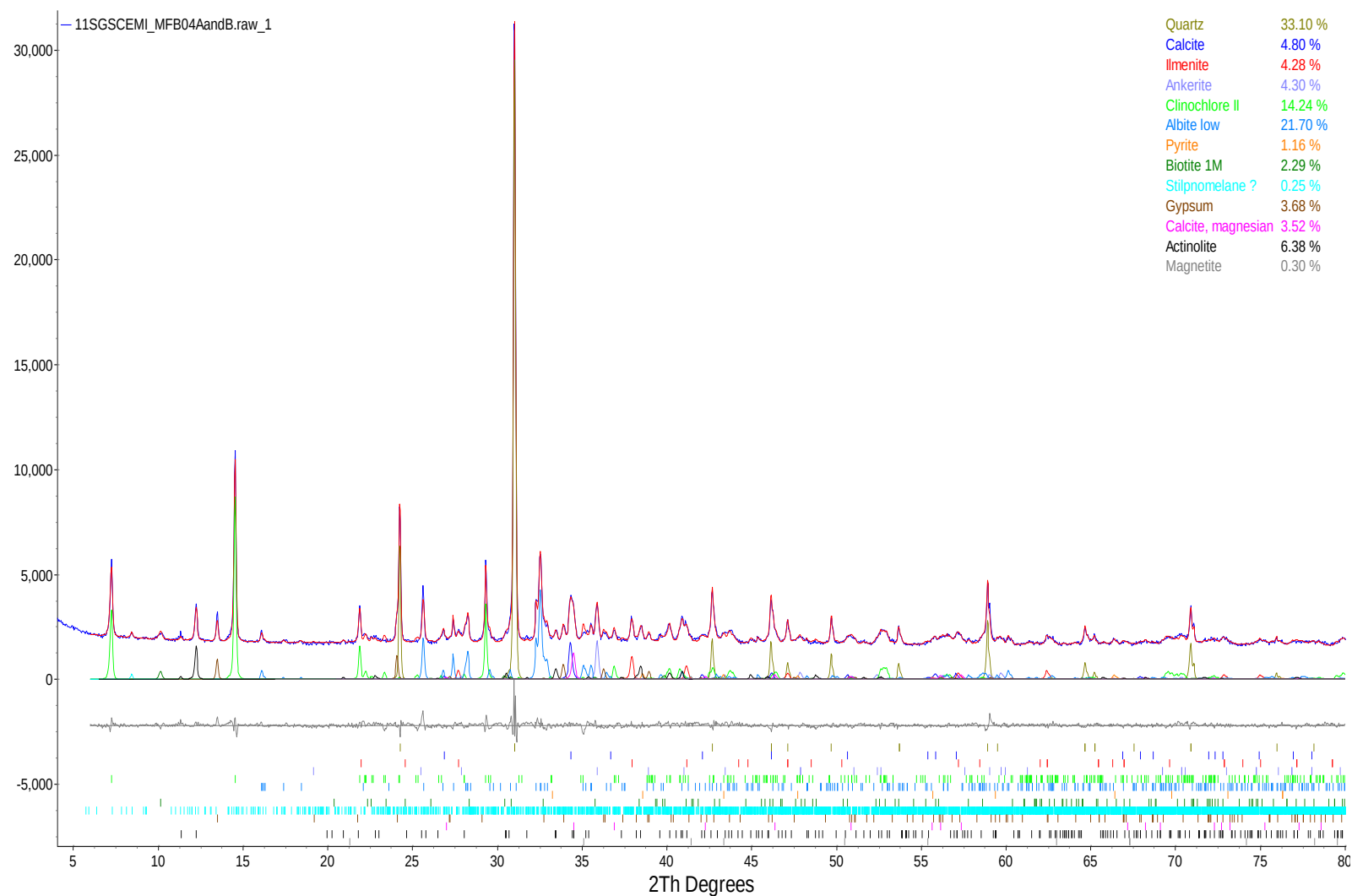
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 03 C”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



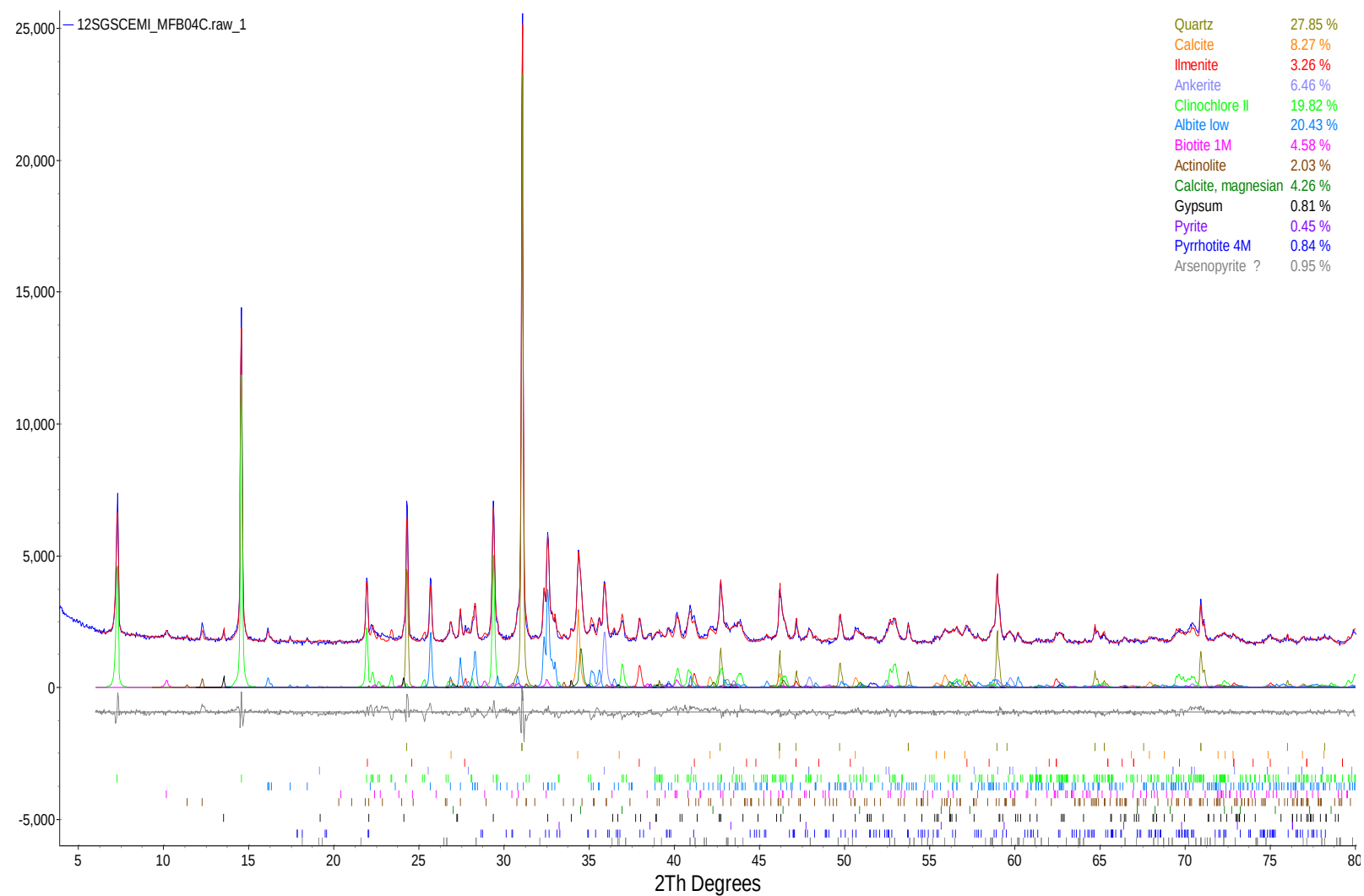
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 03 D”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



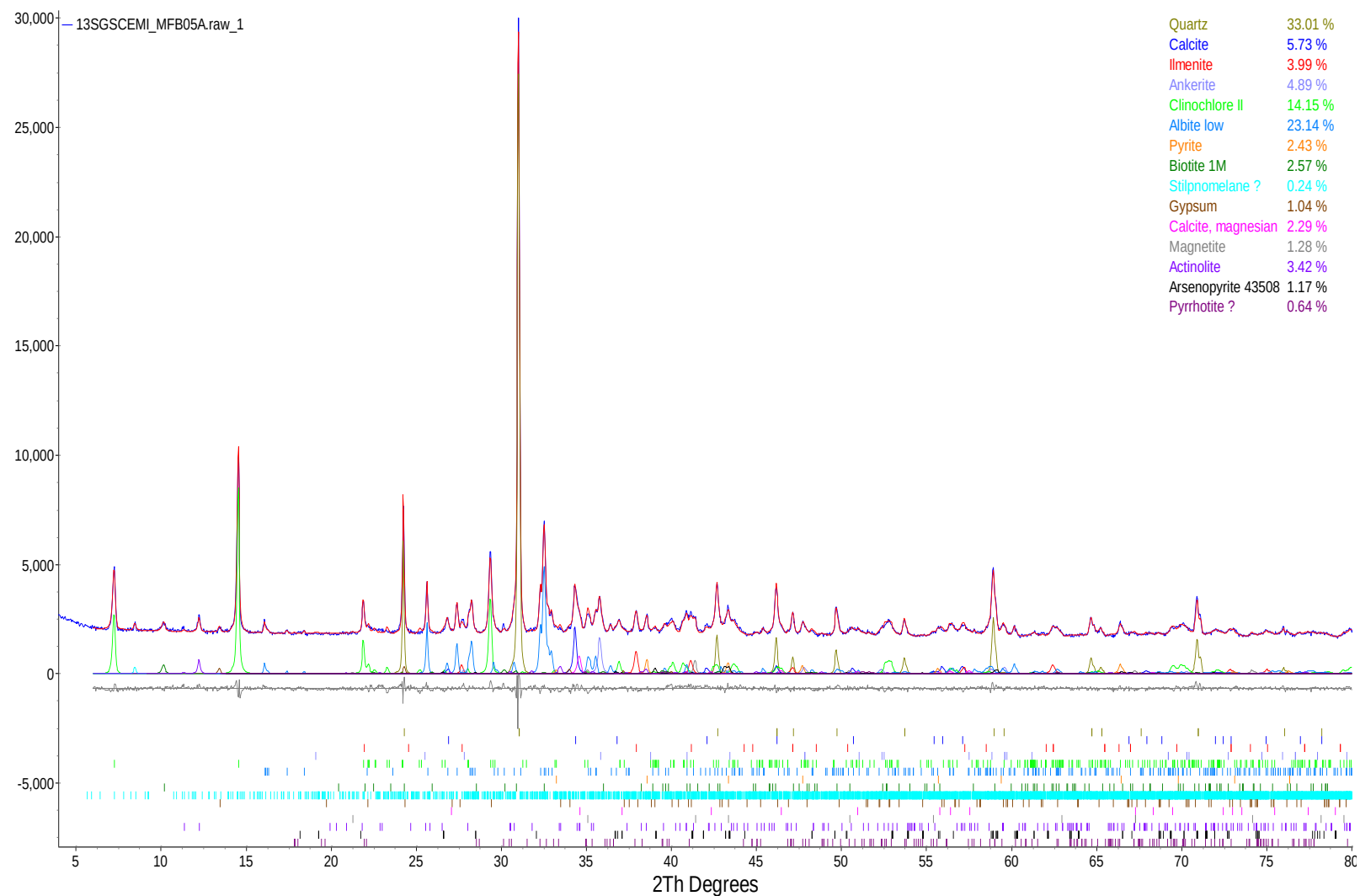
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 03 E”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



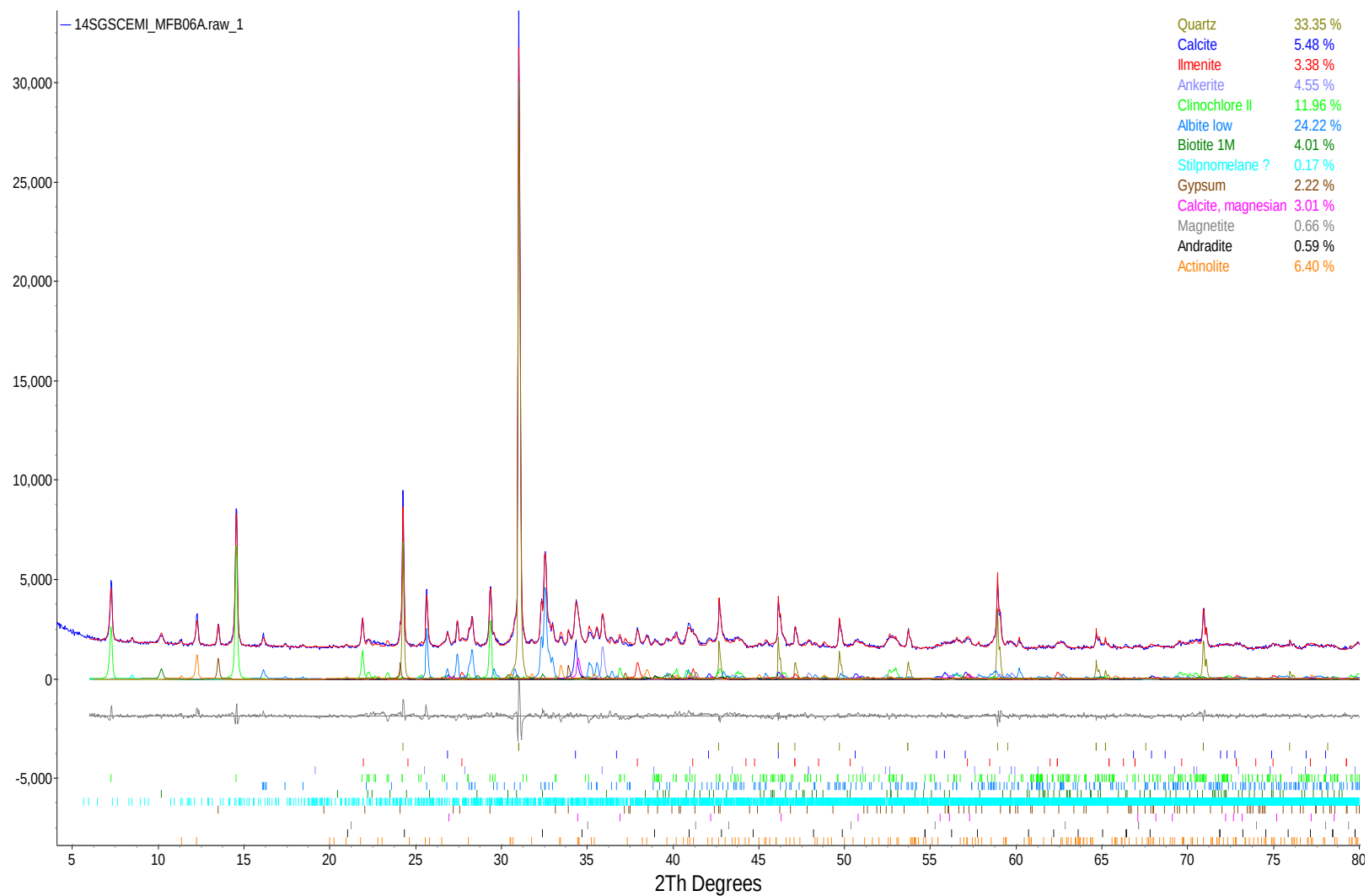
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 04 A & B”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



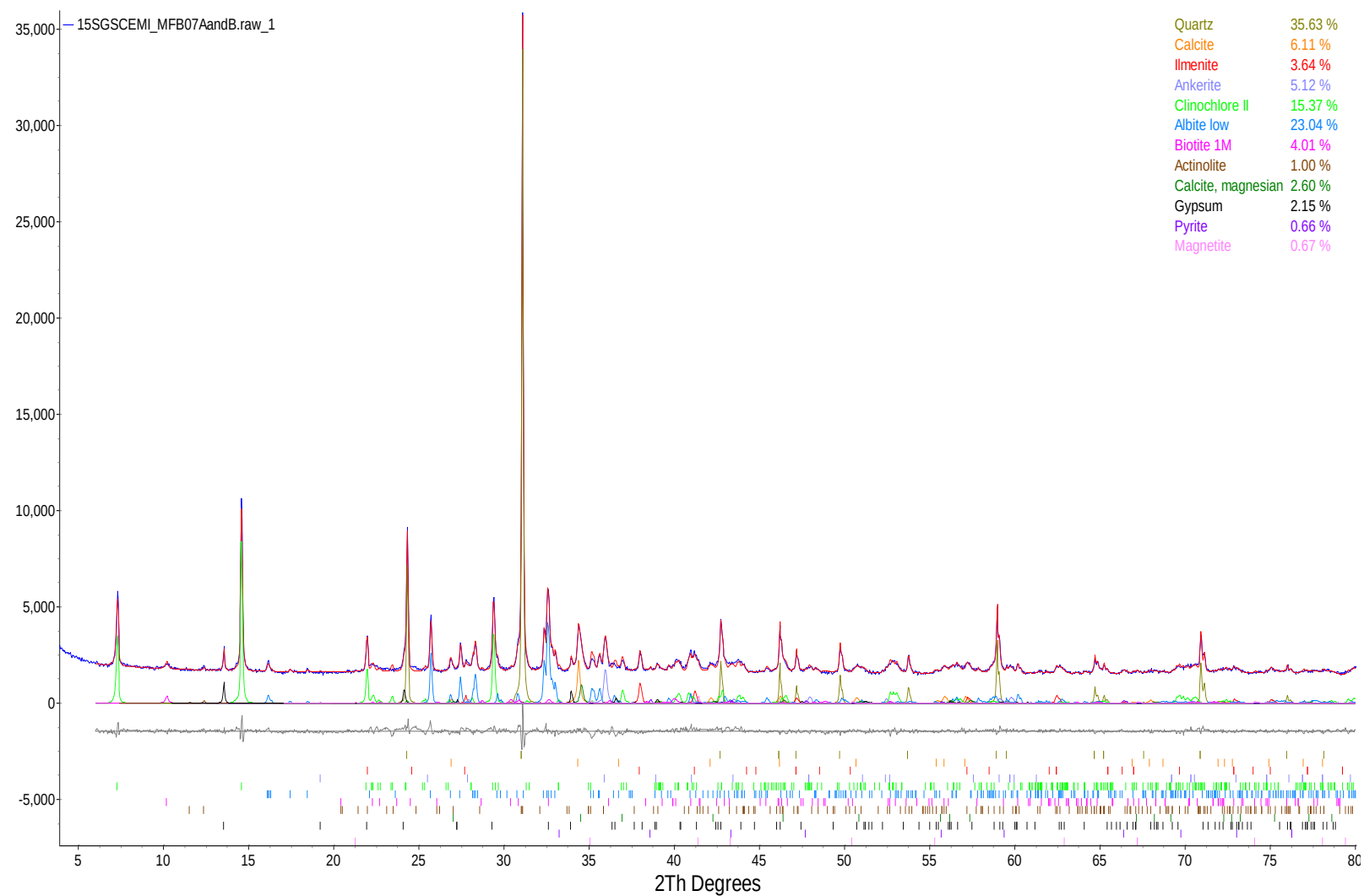
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 04 C”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



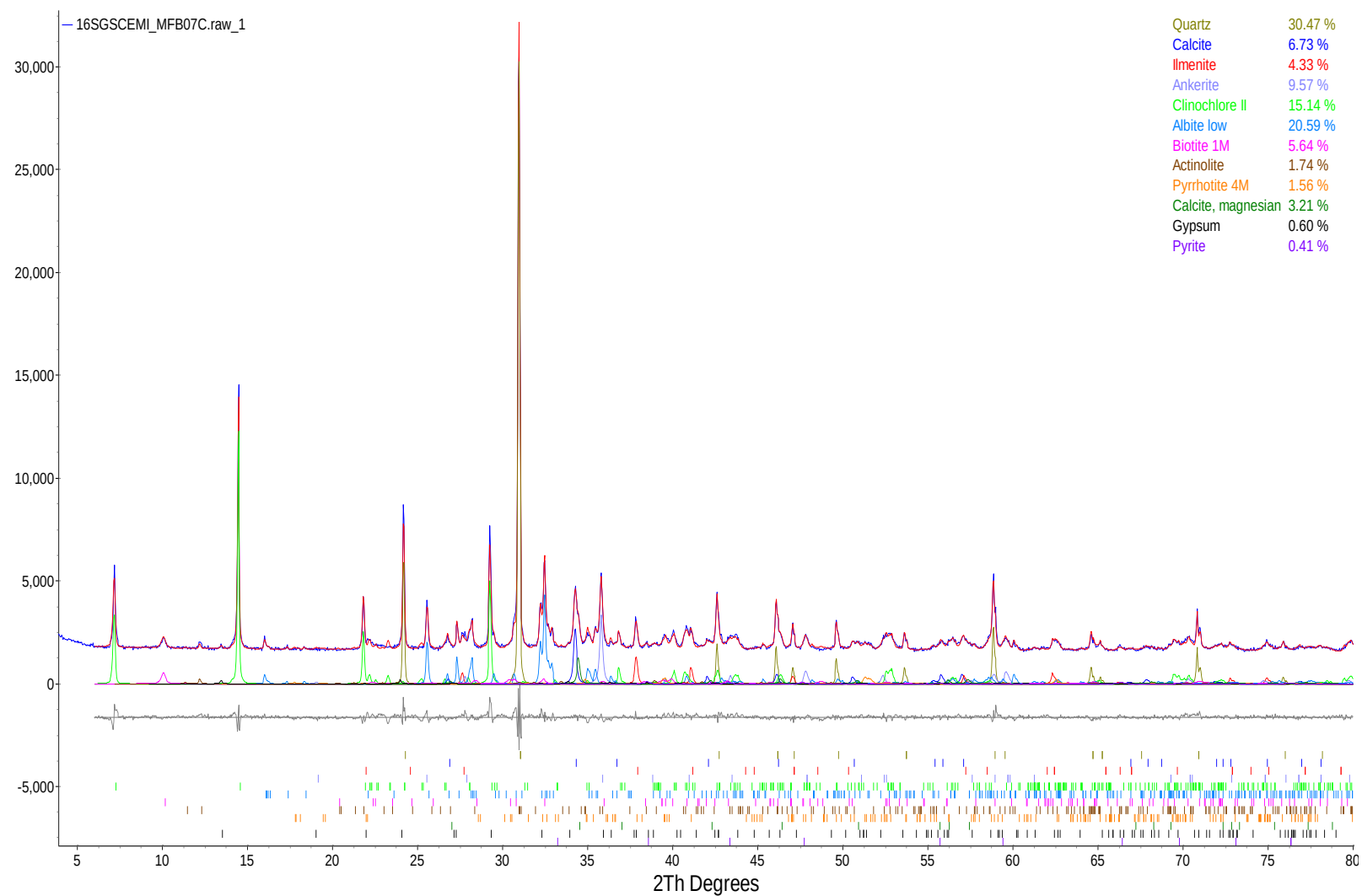
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 05 A”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



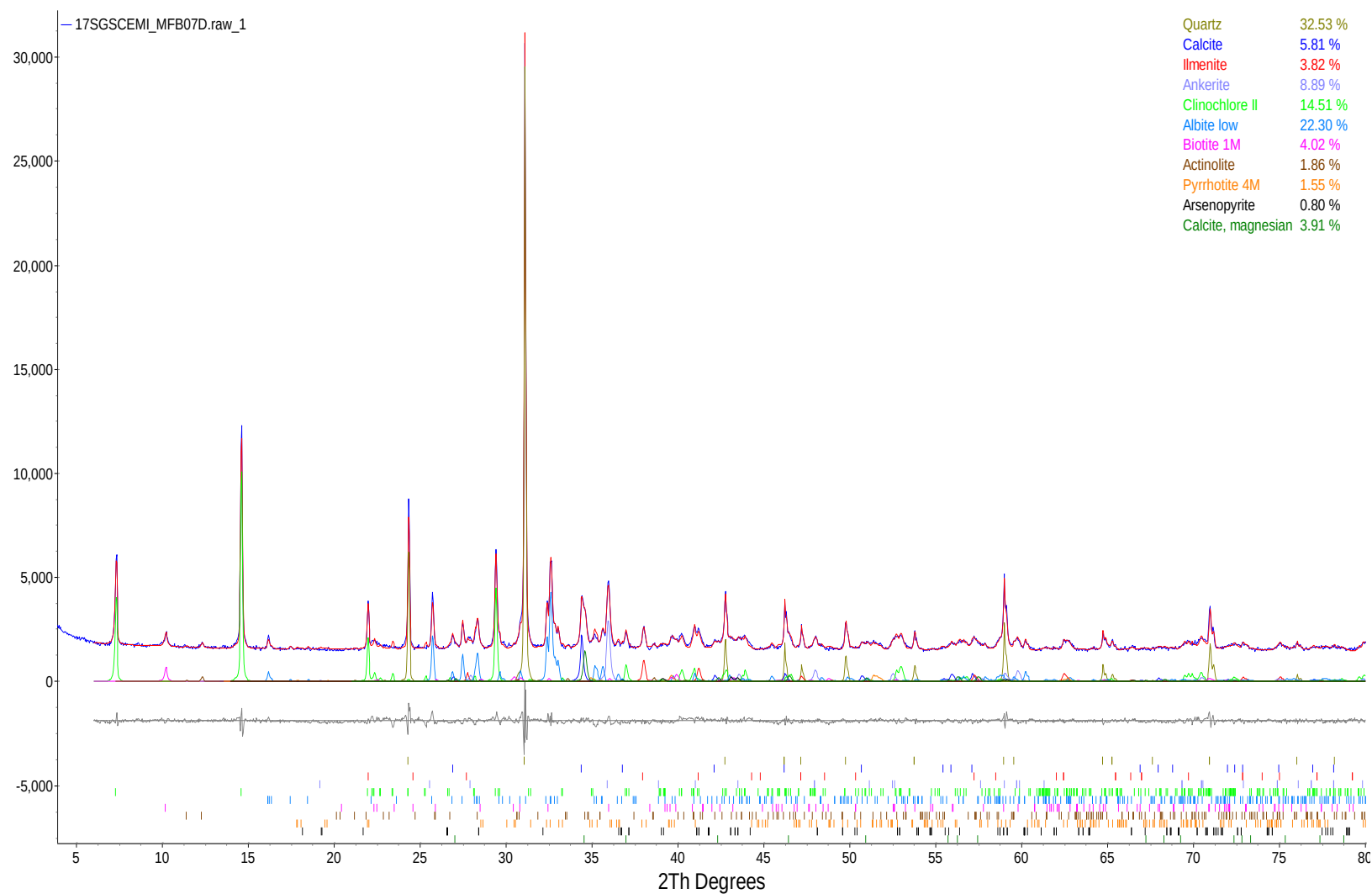
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 06 A”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



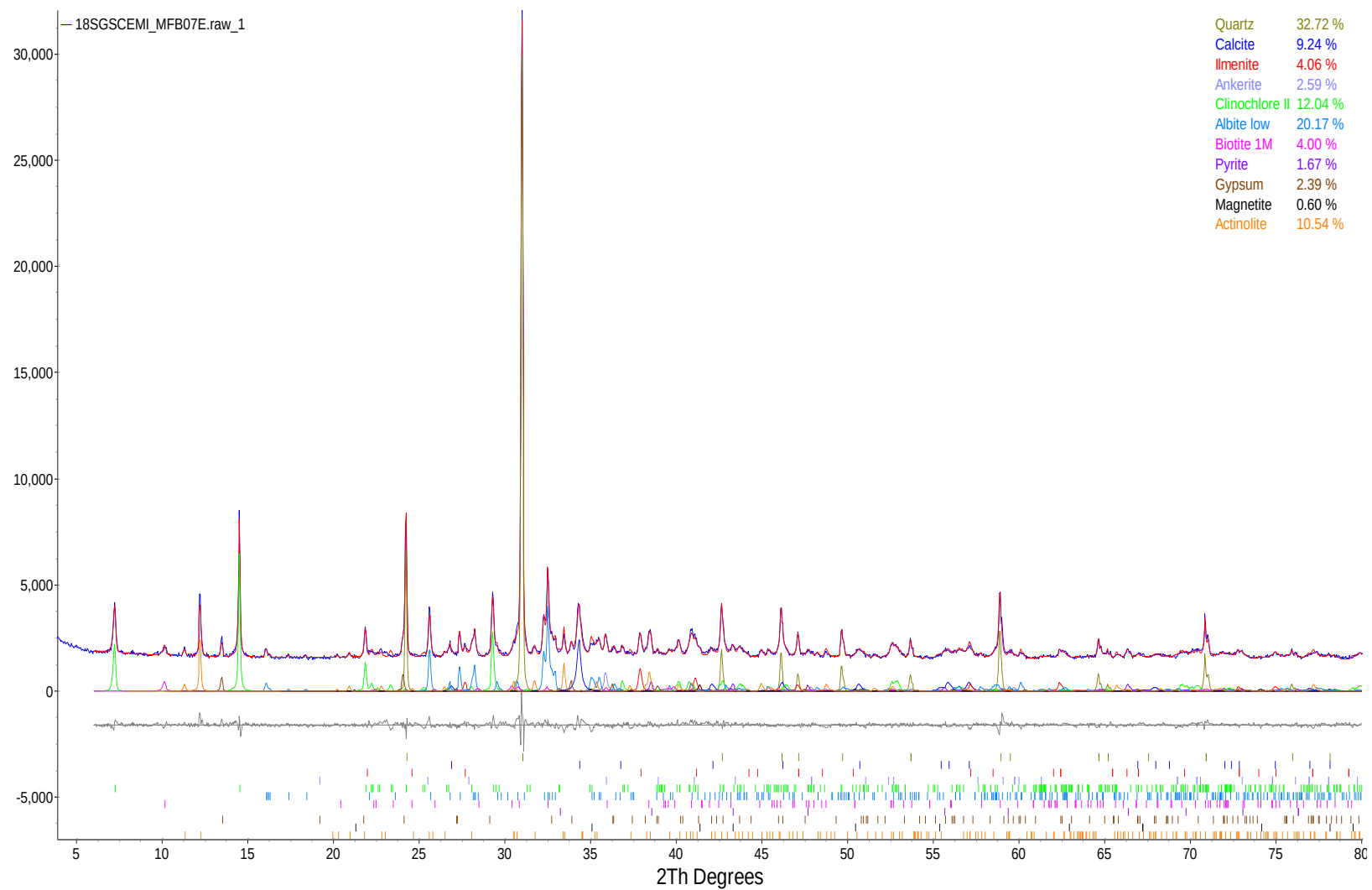
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 07 A & B”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



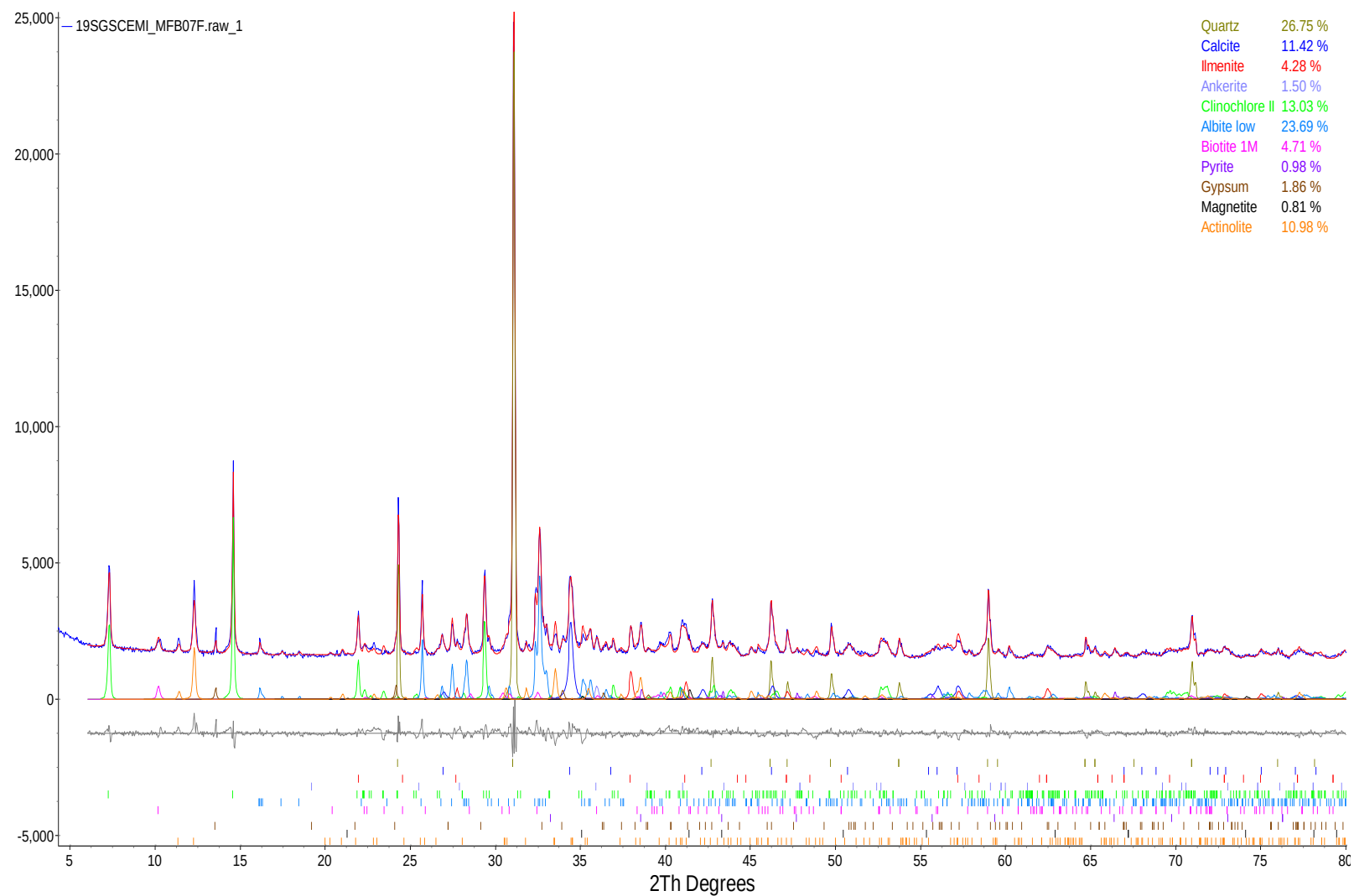
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 07 C”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



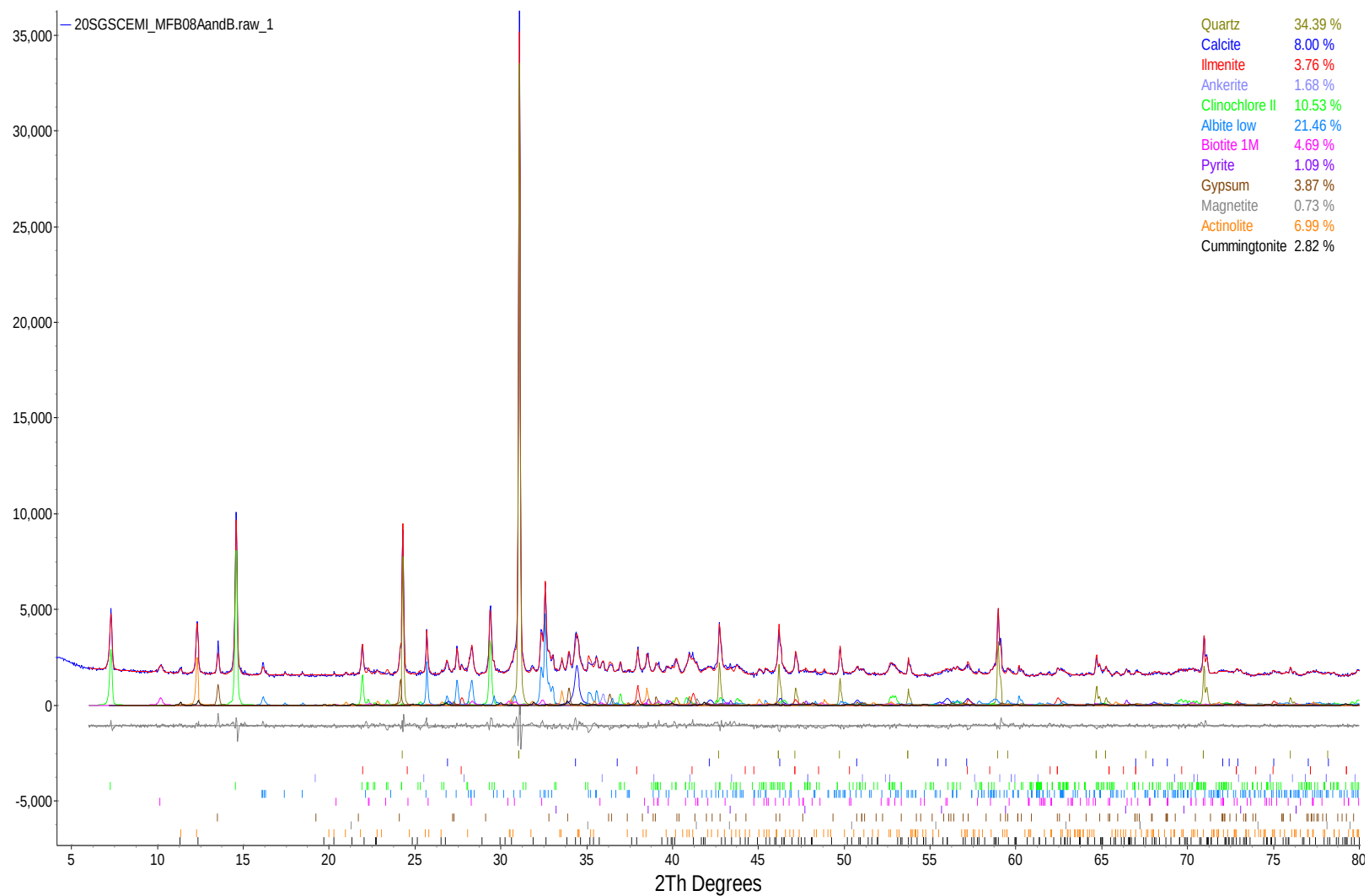
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 07 D”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



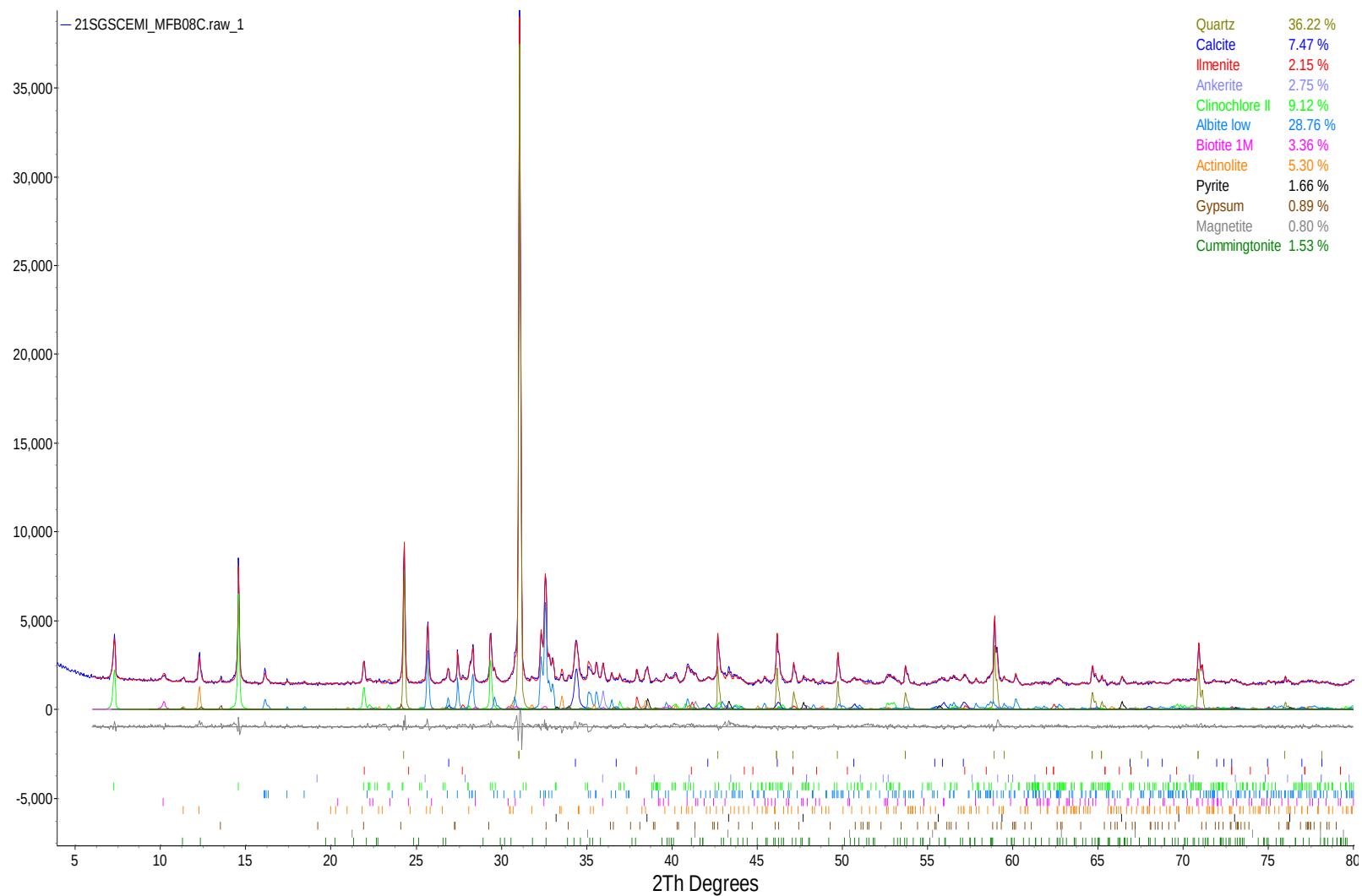
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 07 E”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



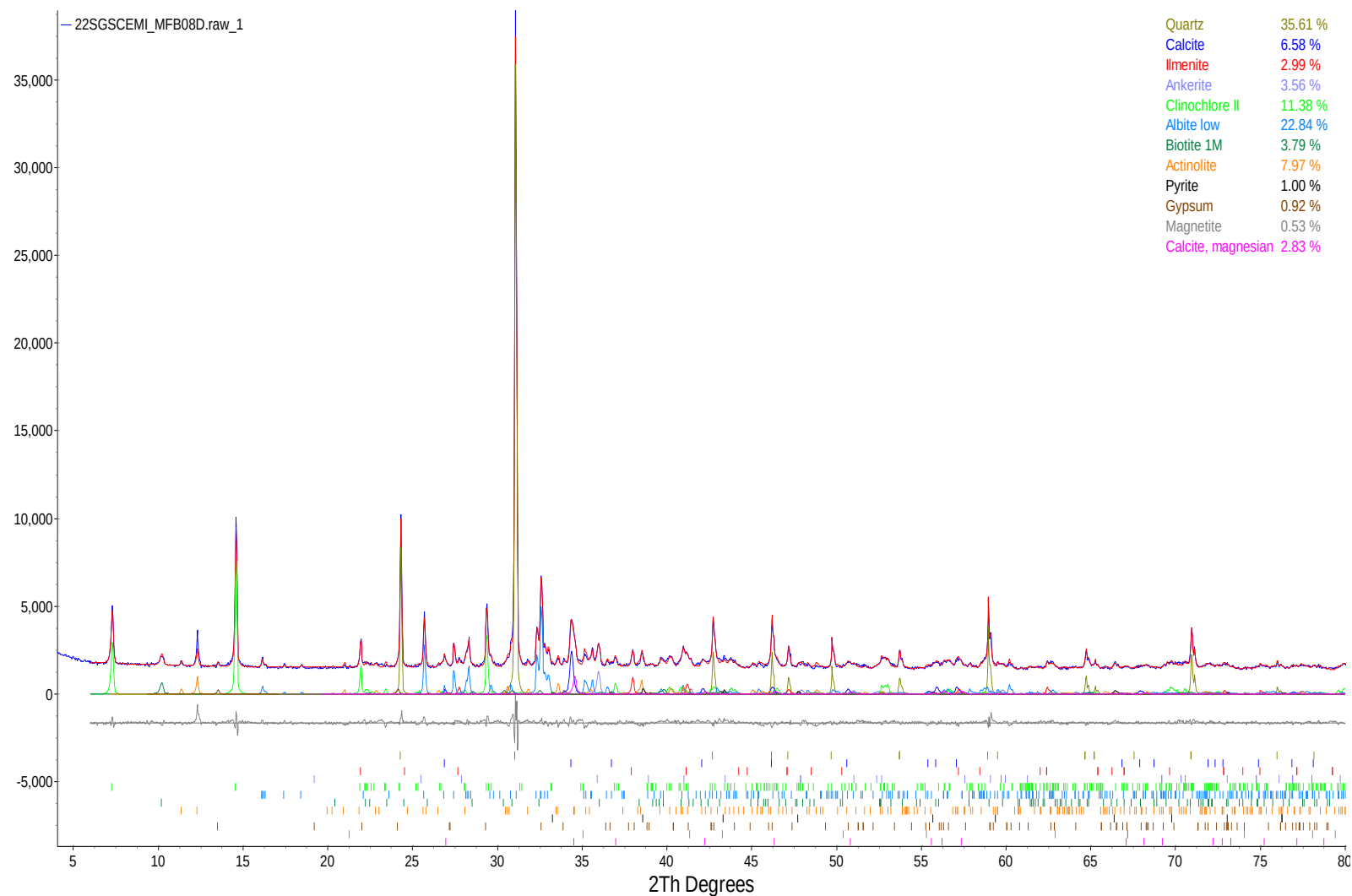
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 07 F”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



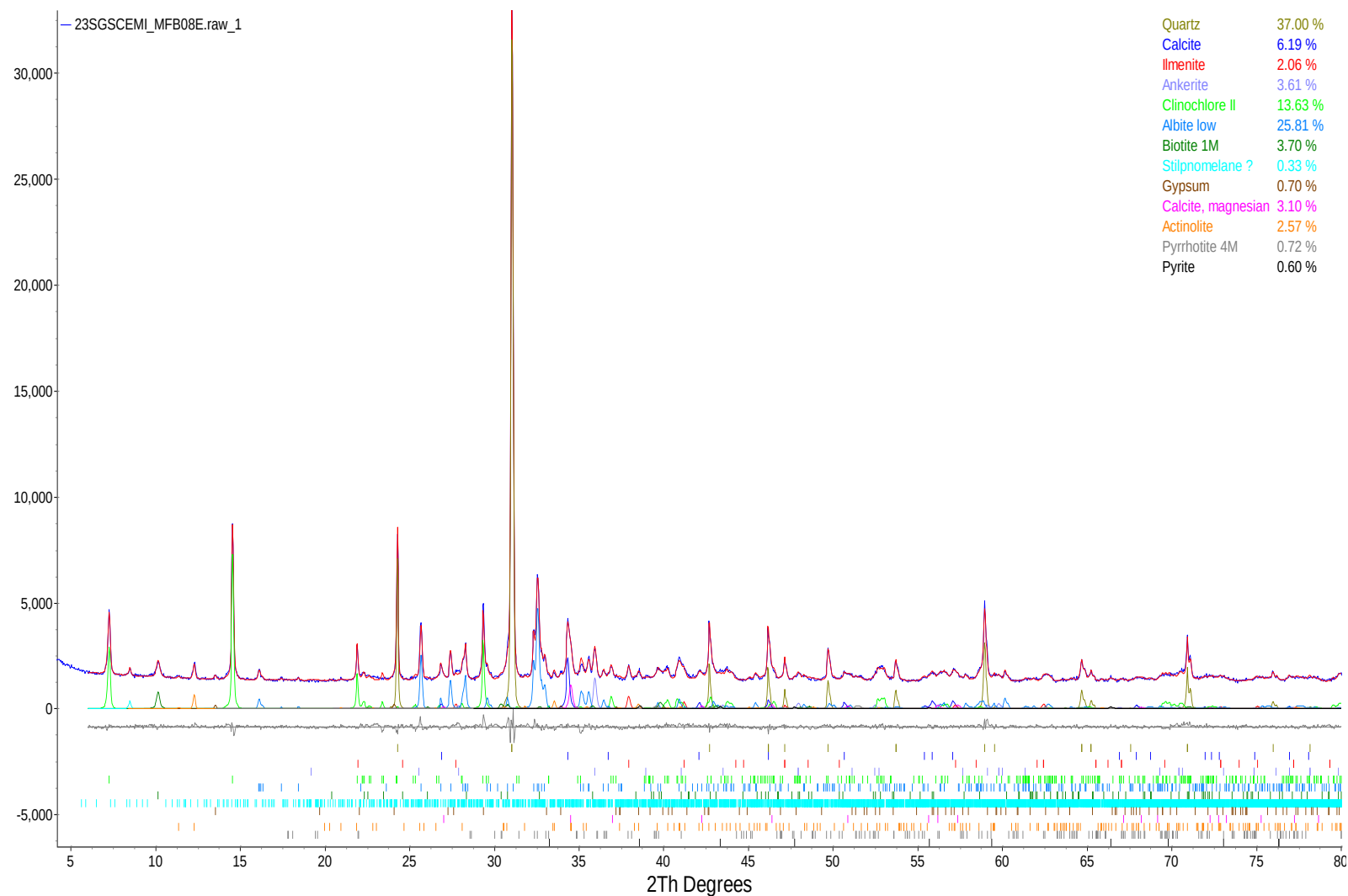
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 08 A & B”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



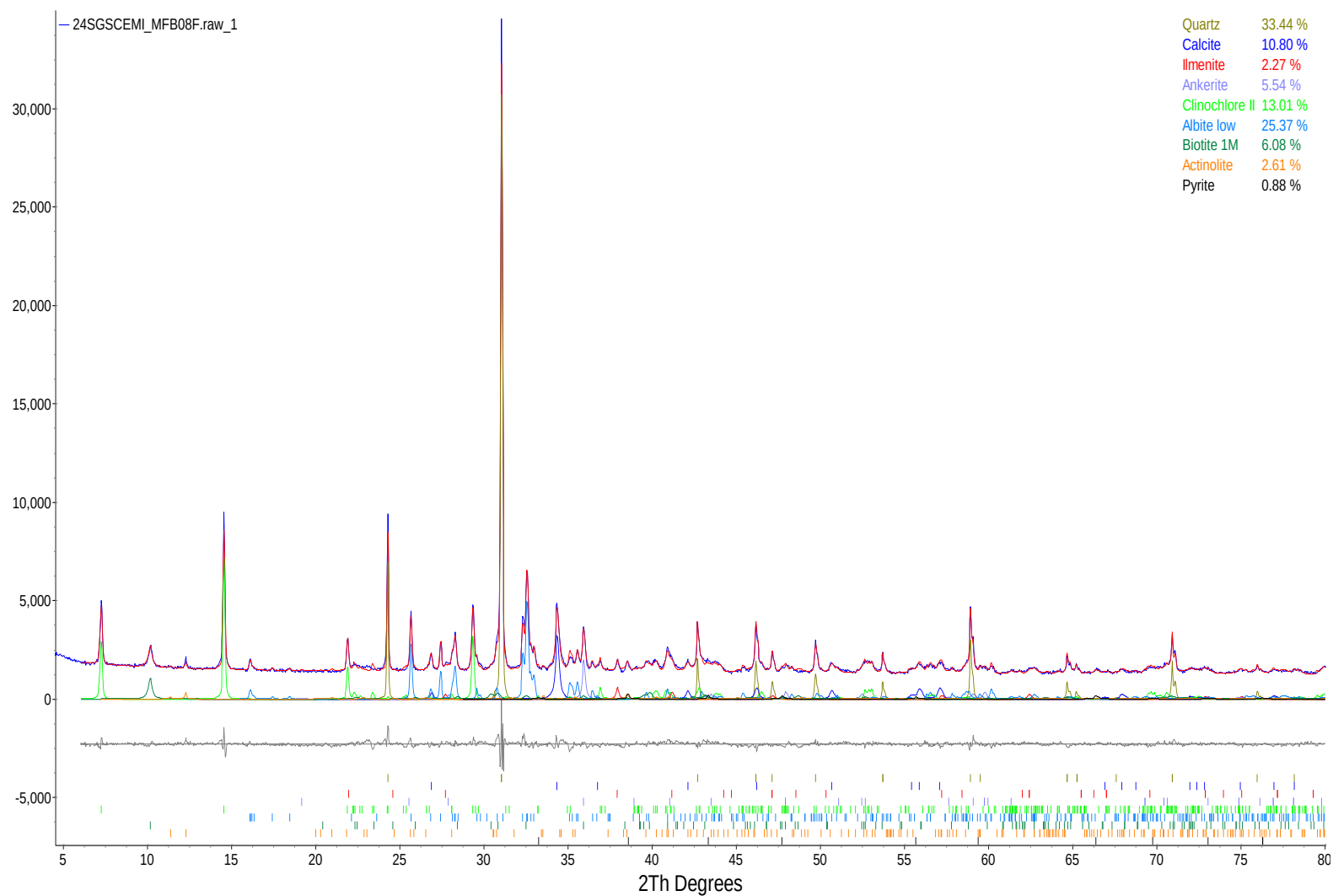
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 08 C”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



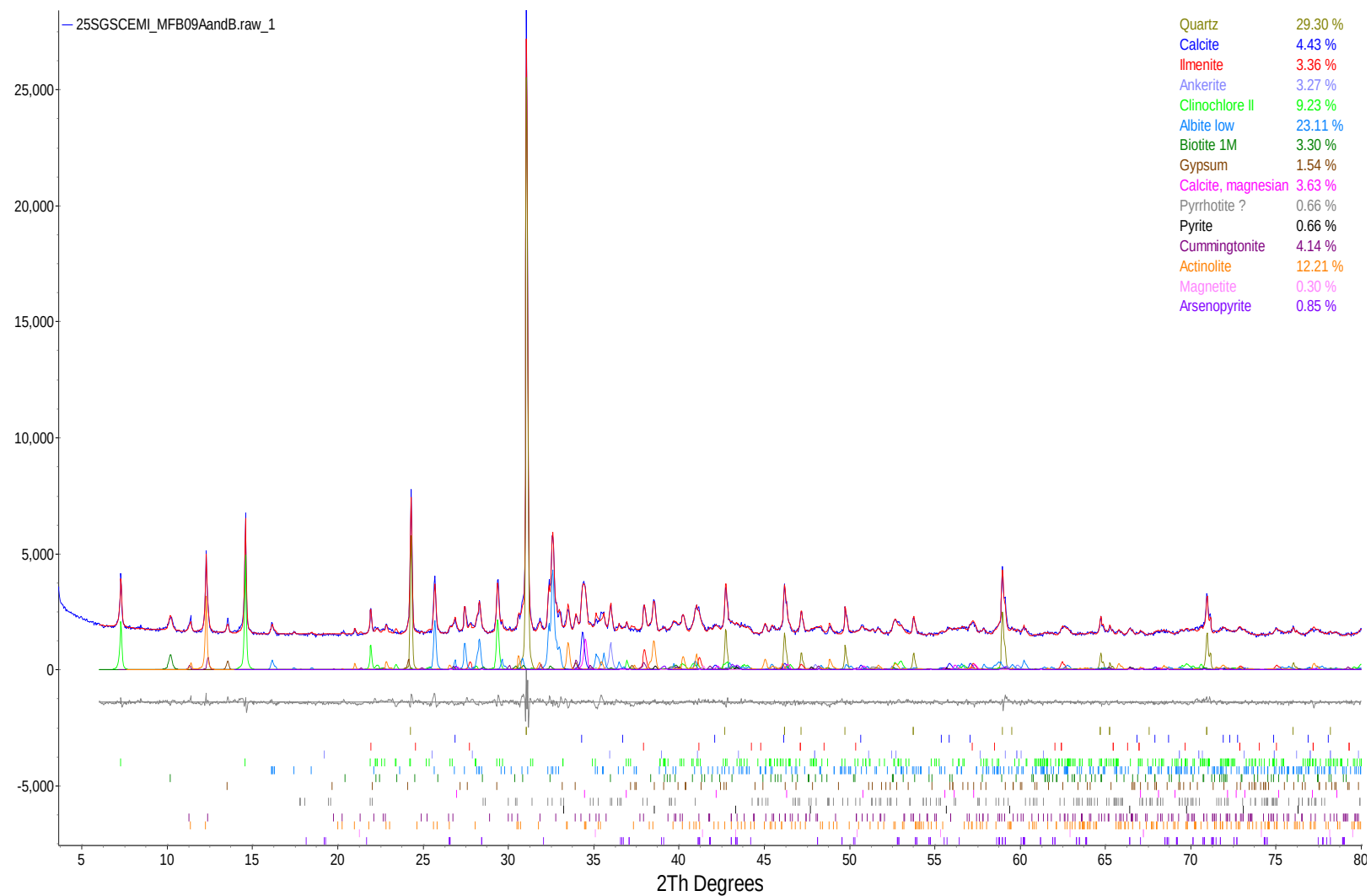
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 08 D”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



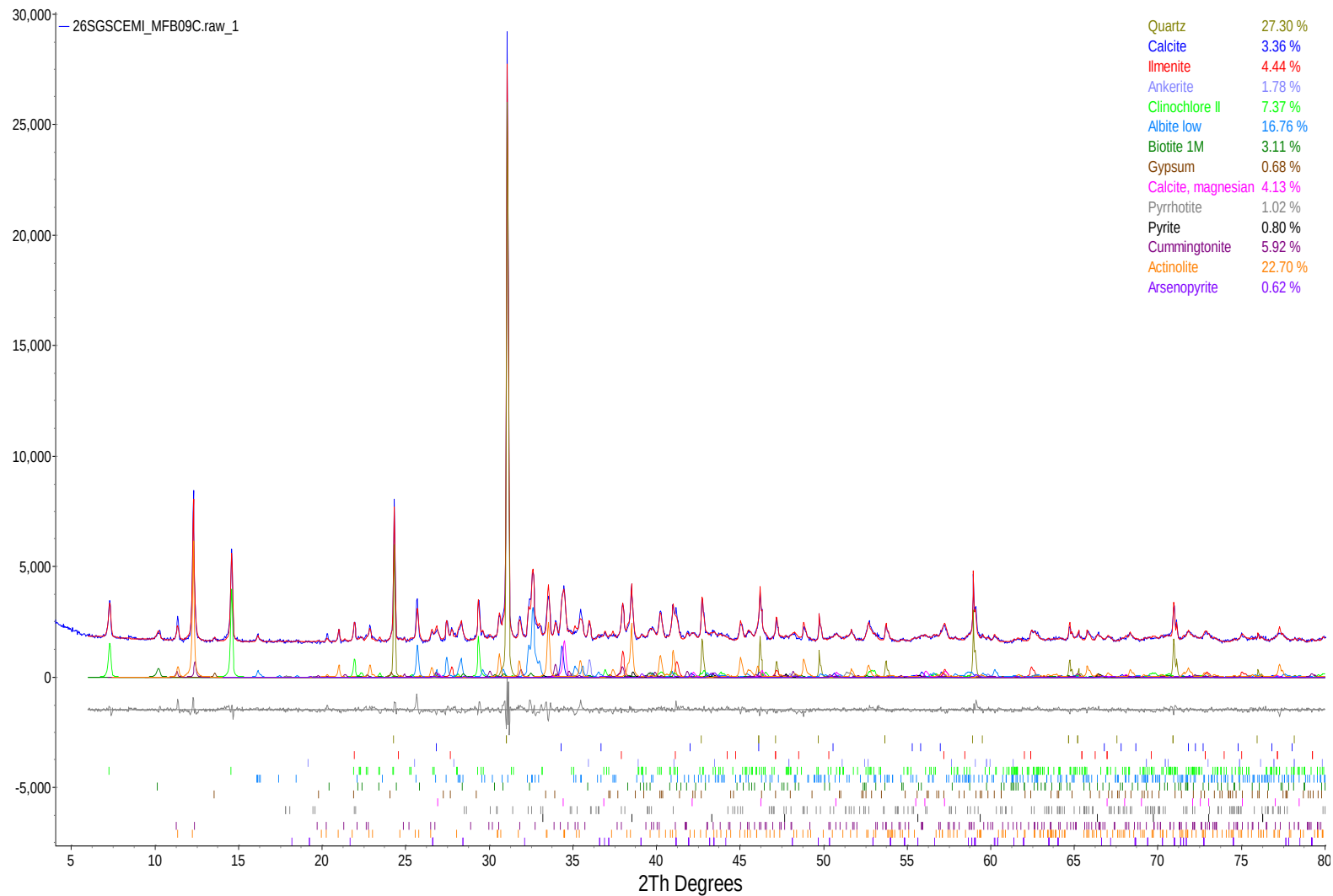
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 08 E”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



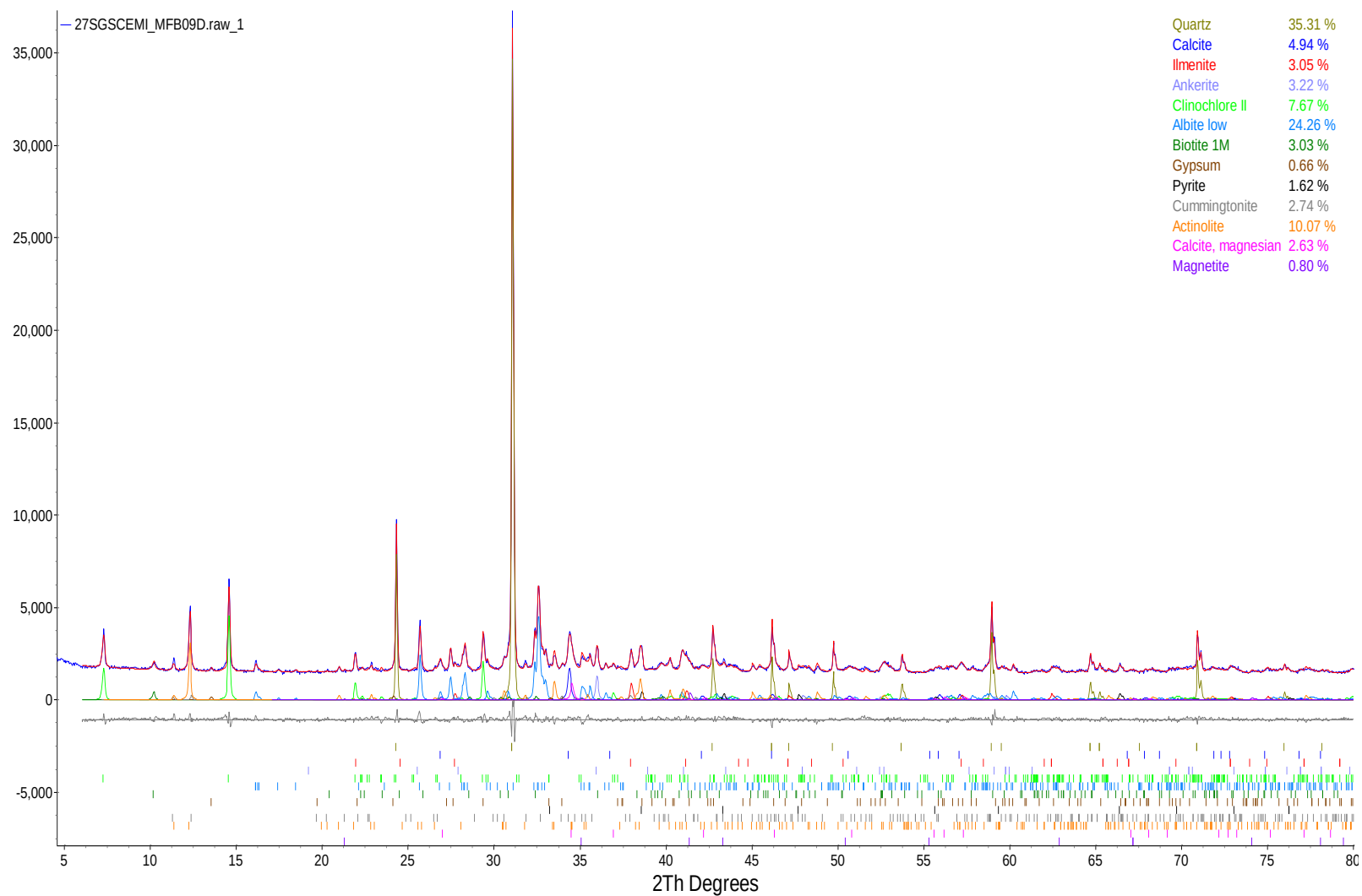
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 08 F”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



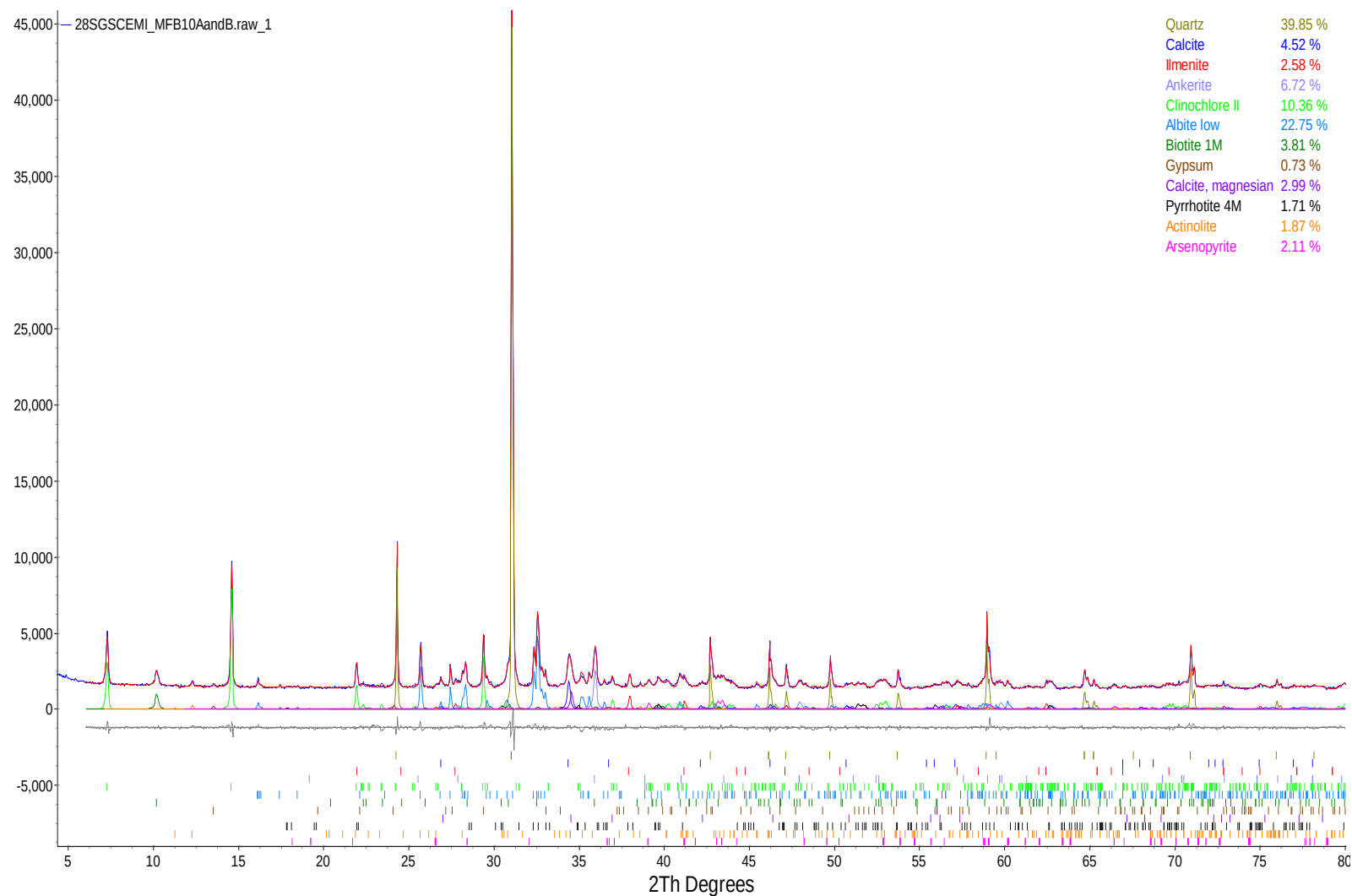
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 09 A & B”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



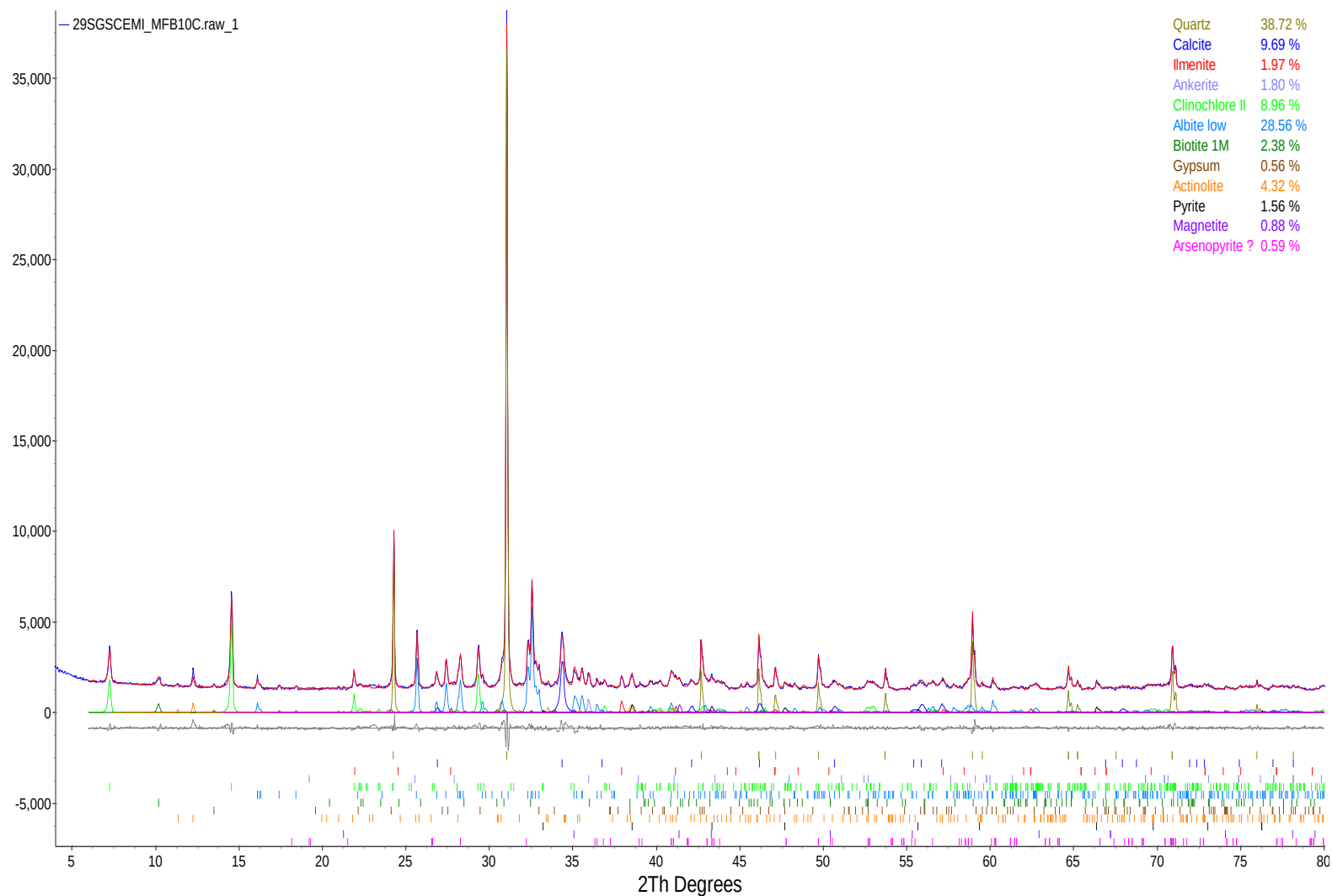
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 09 C”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



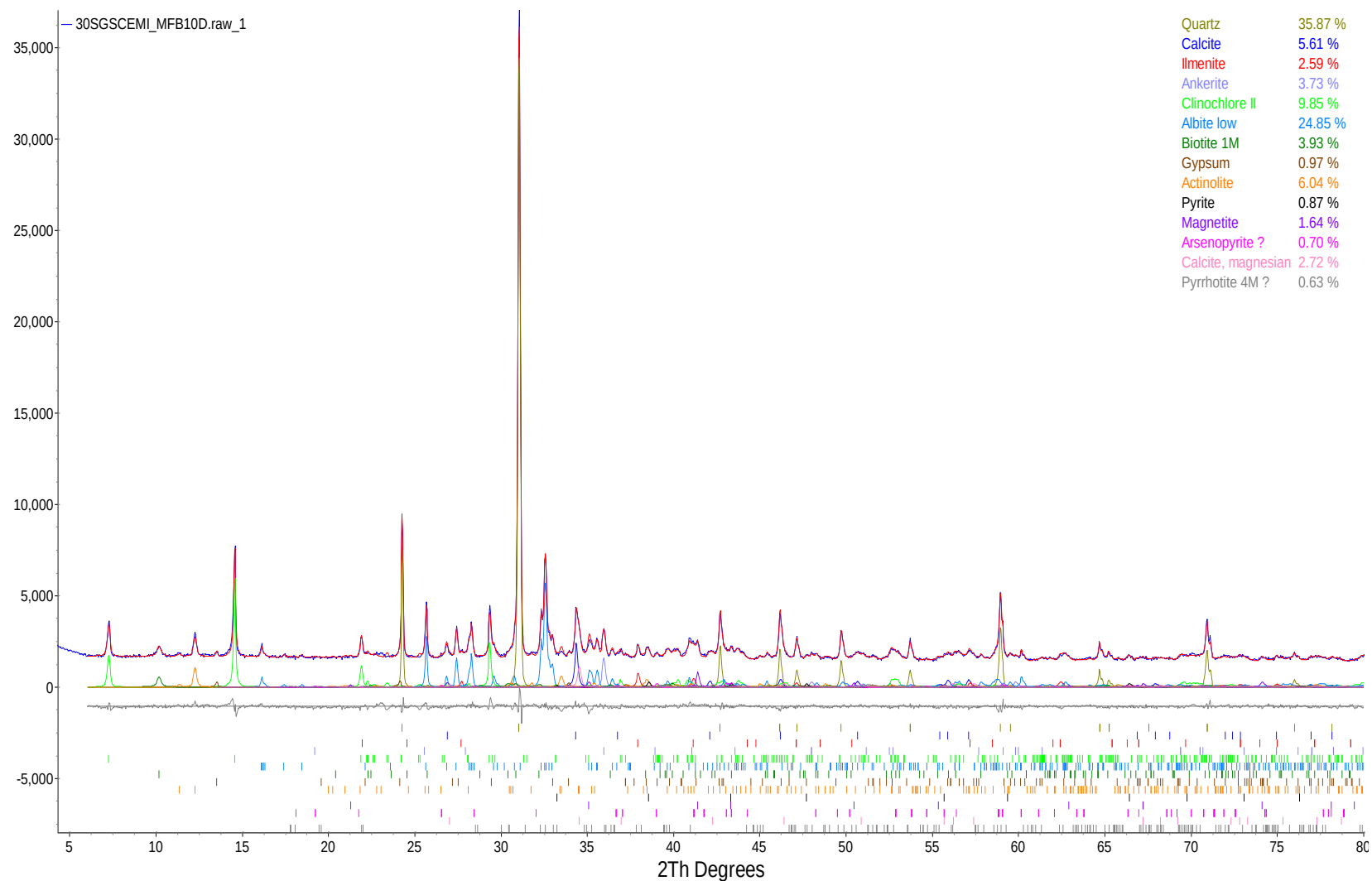
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 09 D”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



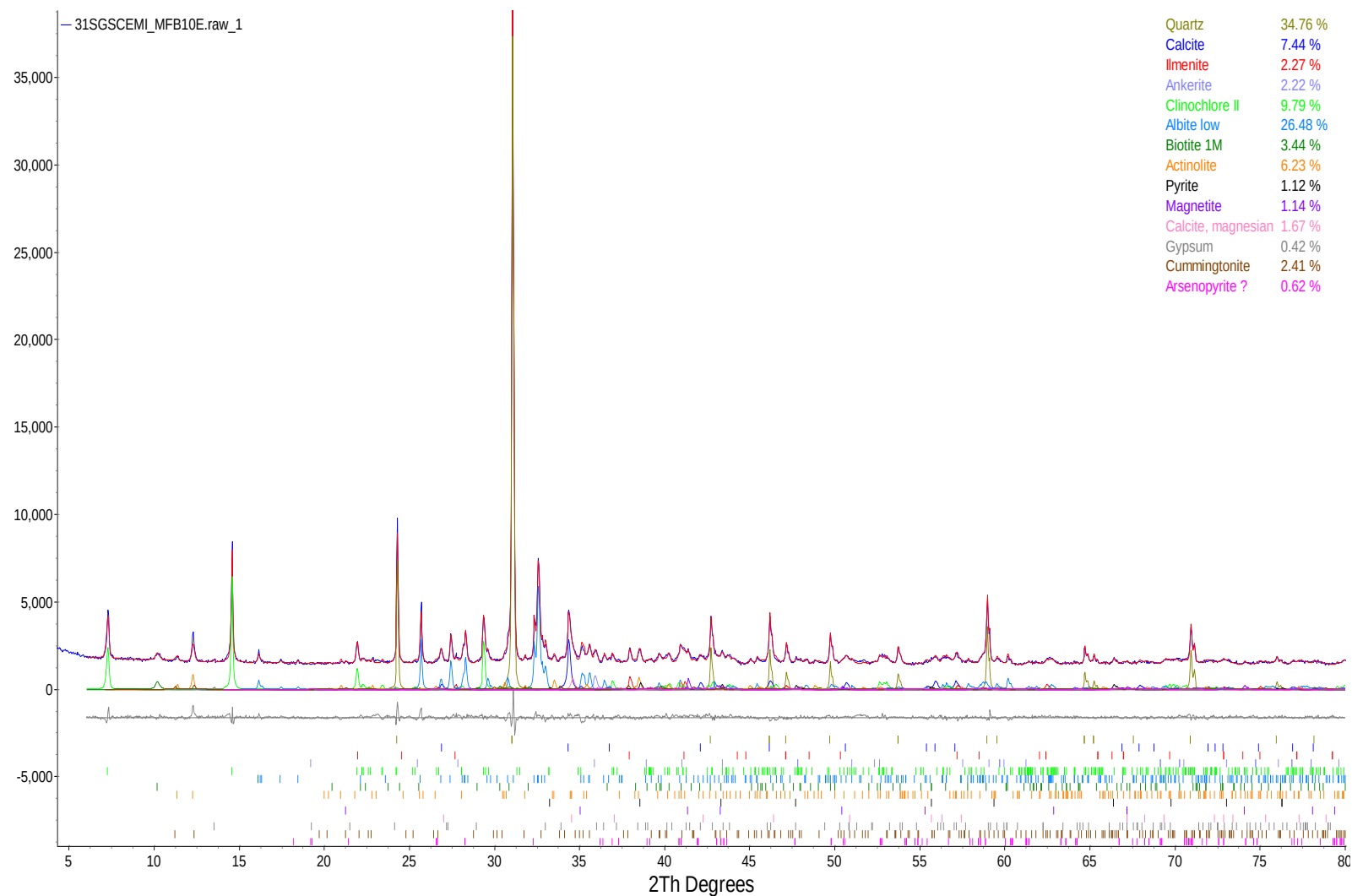
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 10 A & B”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



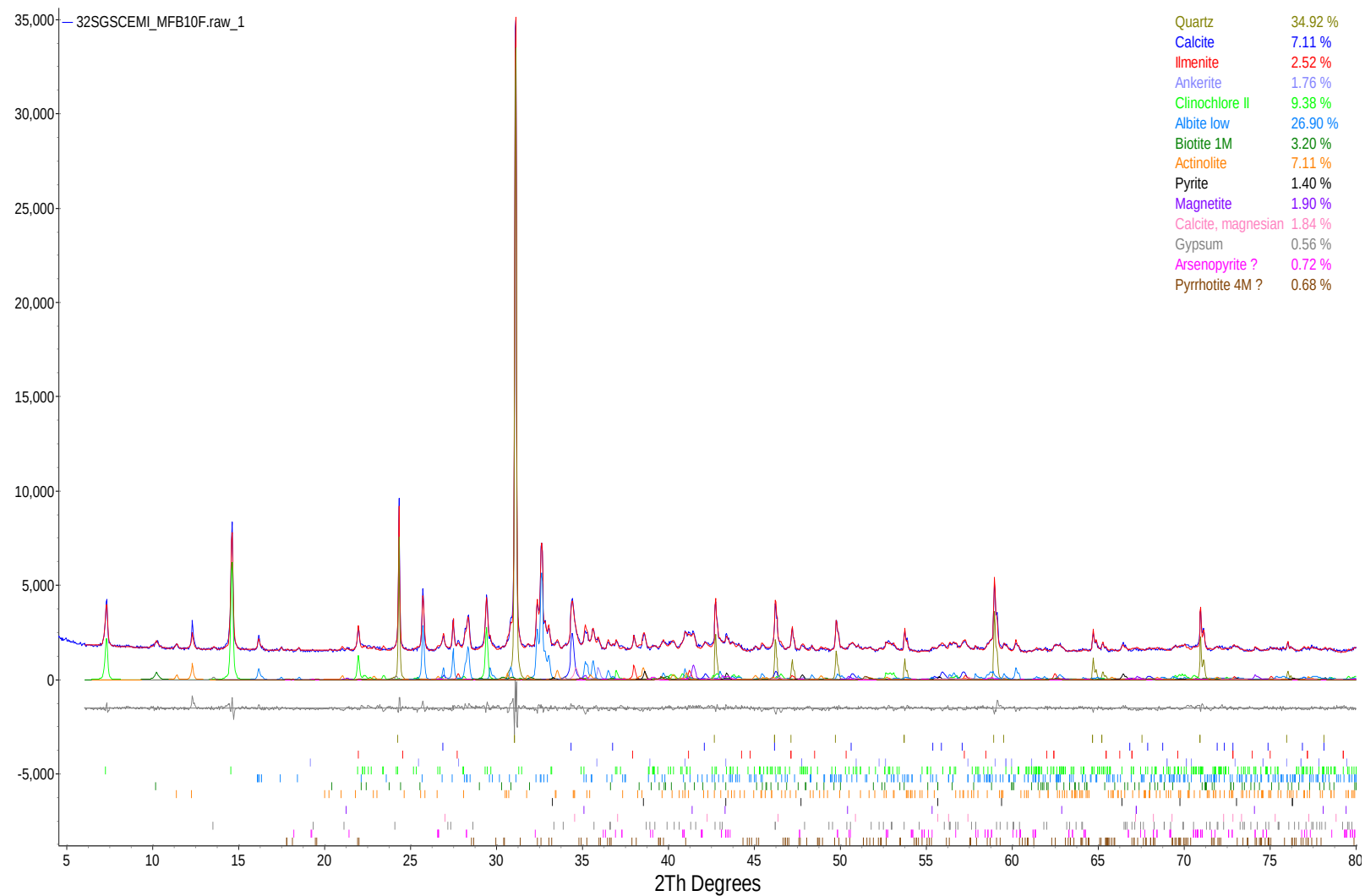
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 10 C”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



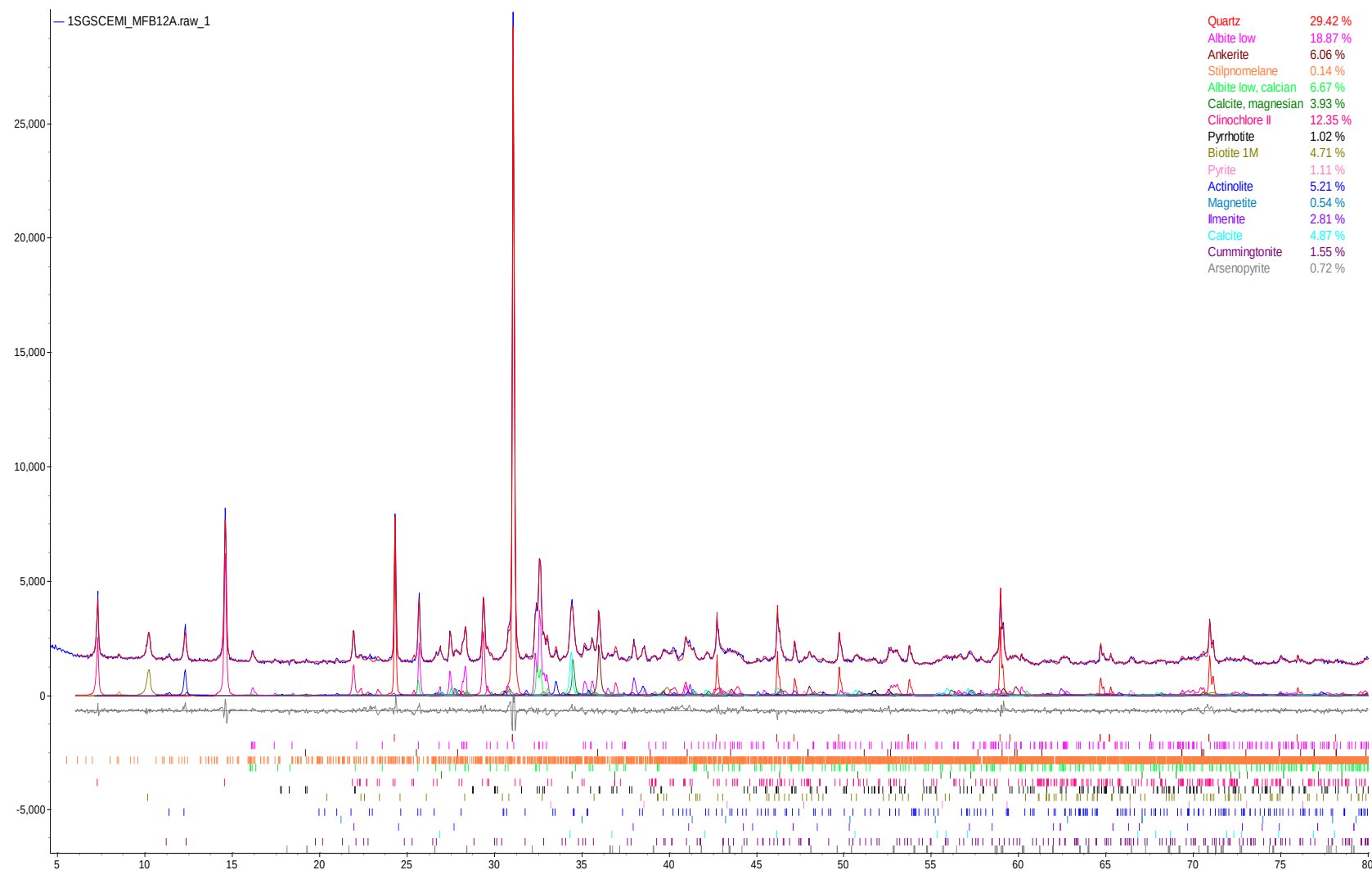
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 10 D”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



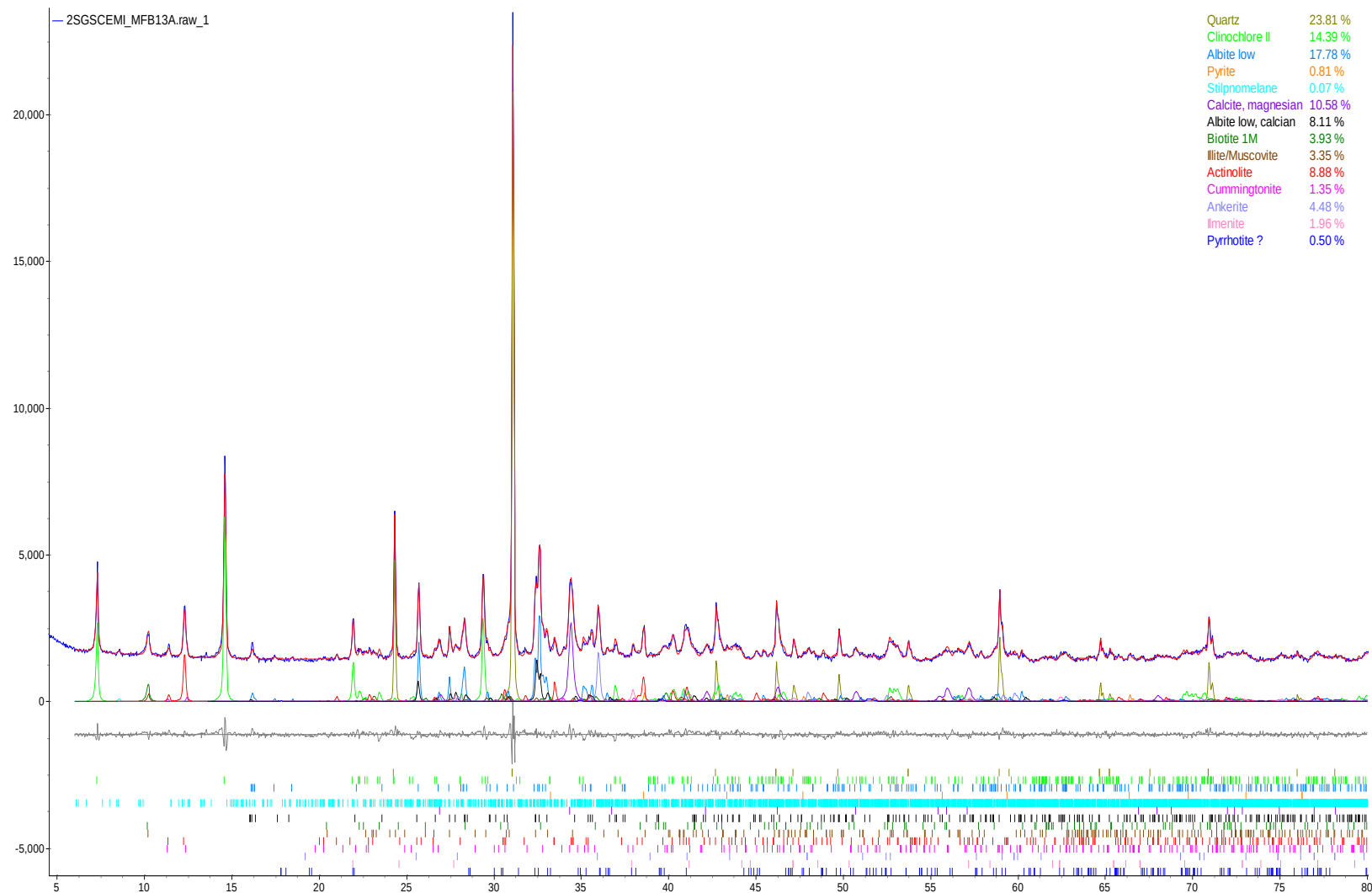
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 10 E”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 10 F”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



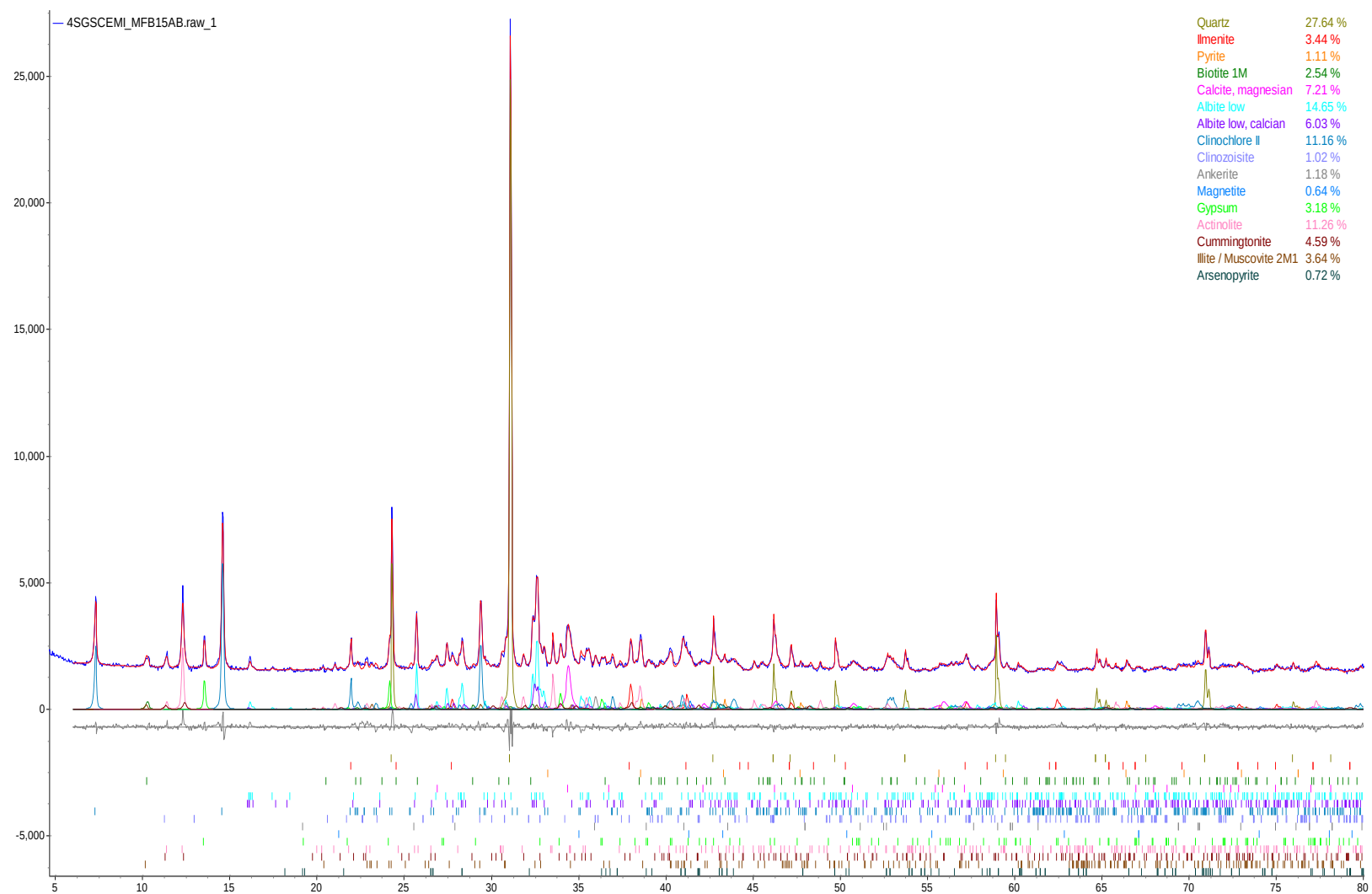
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 12 A”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



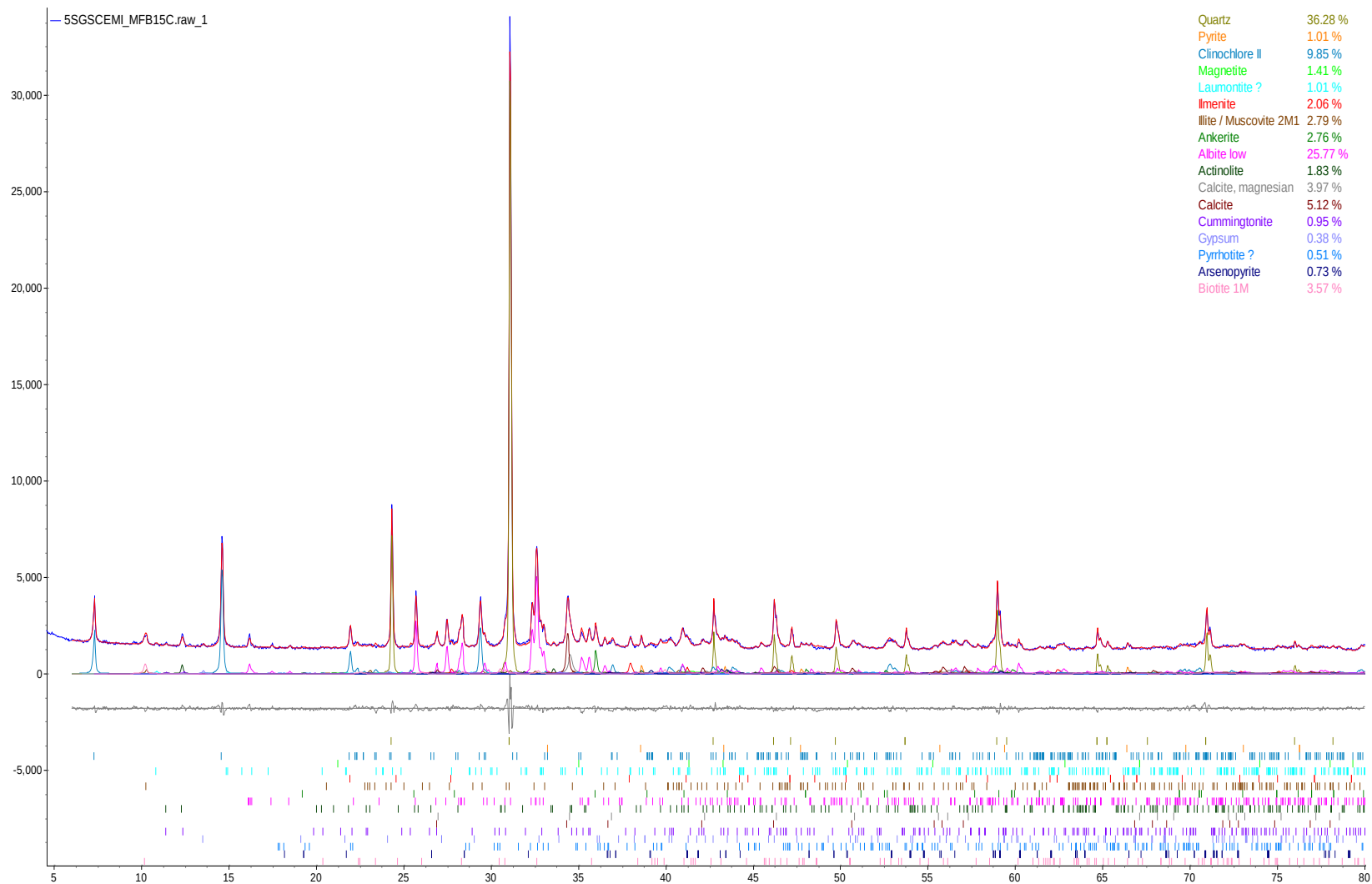
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 13 A”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



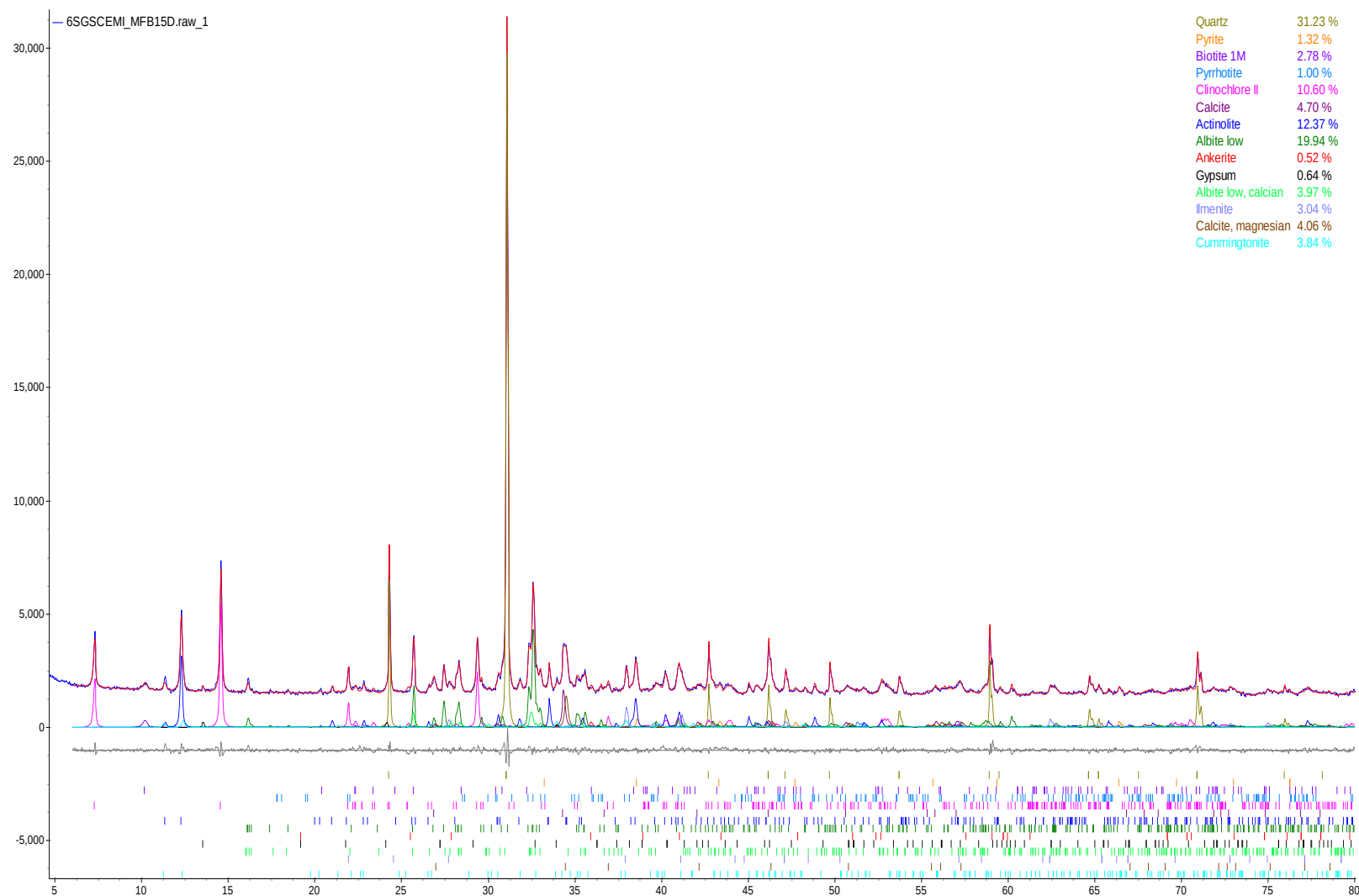
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 14 A”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



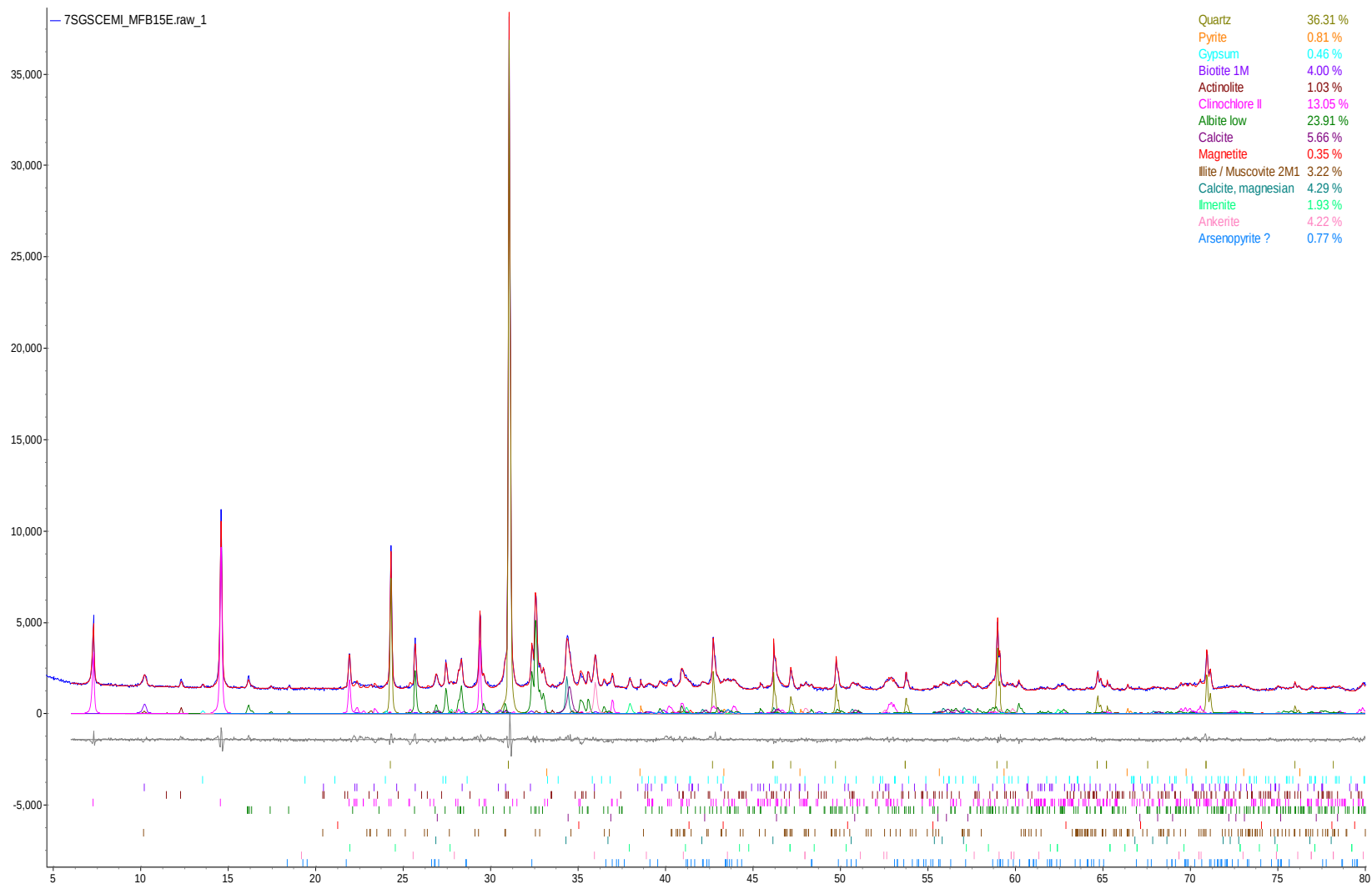
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 15 AB”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



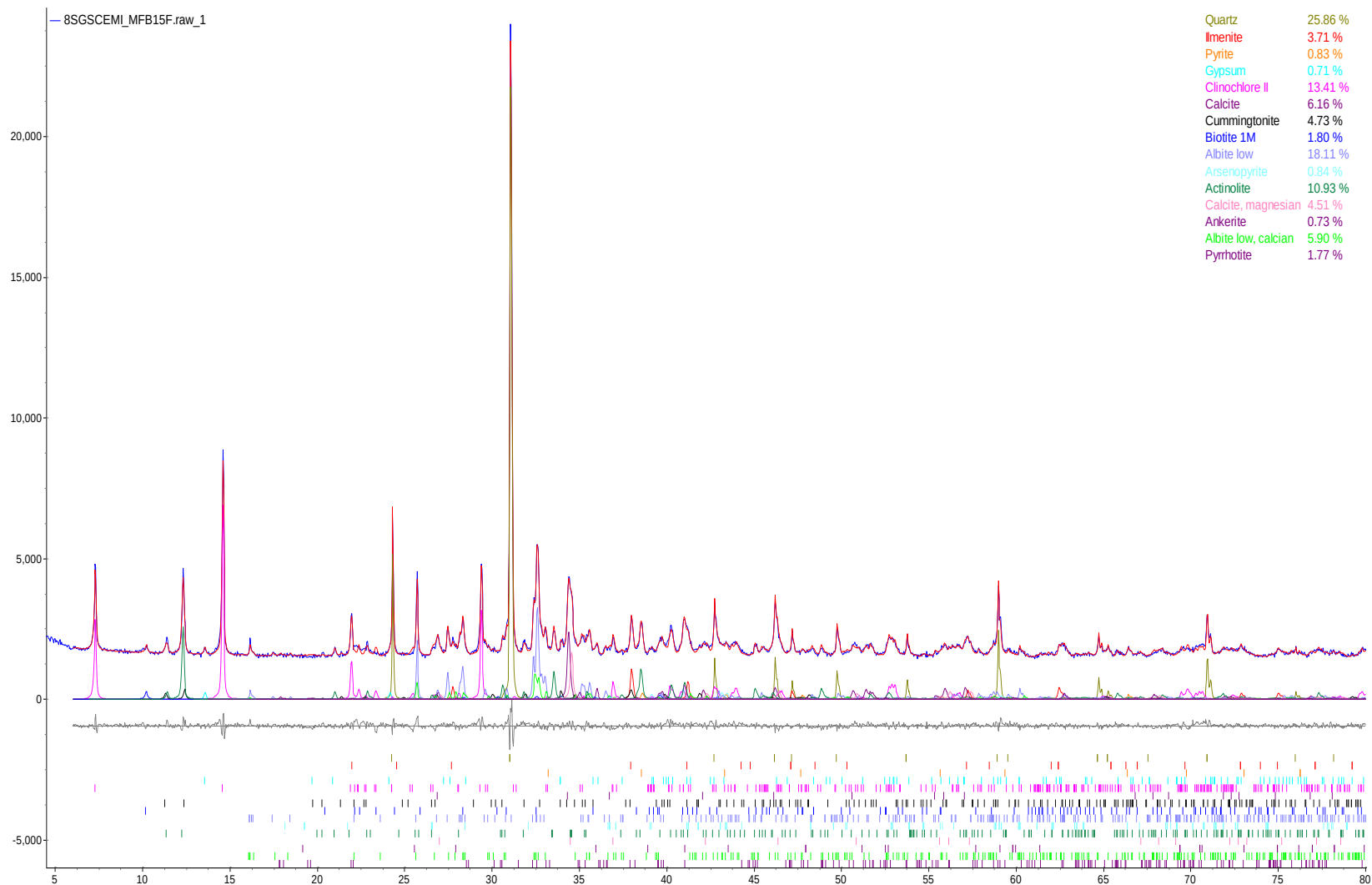
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 15 C”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 15 D”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



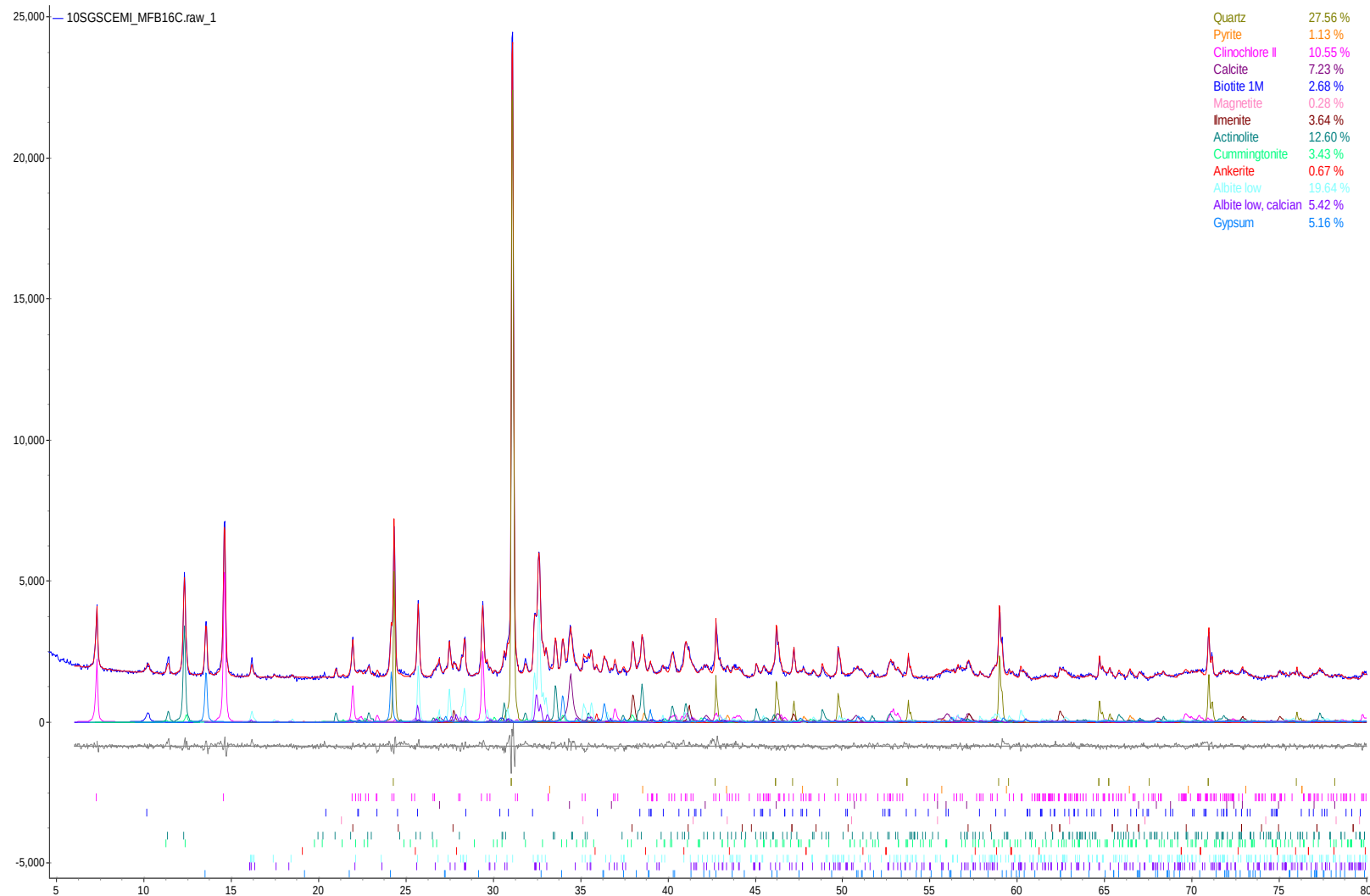
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 15 E”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



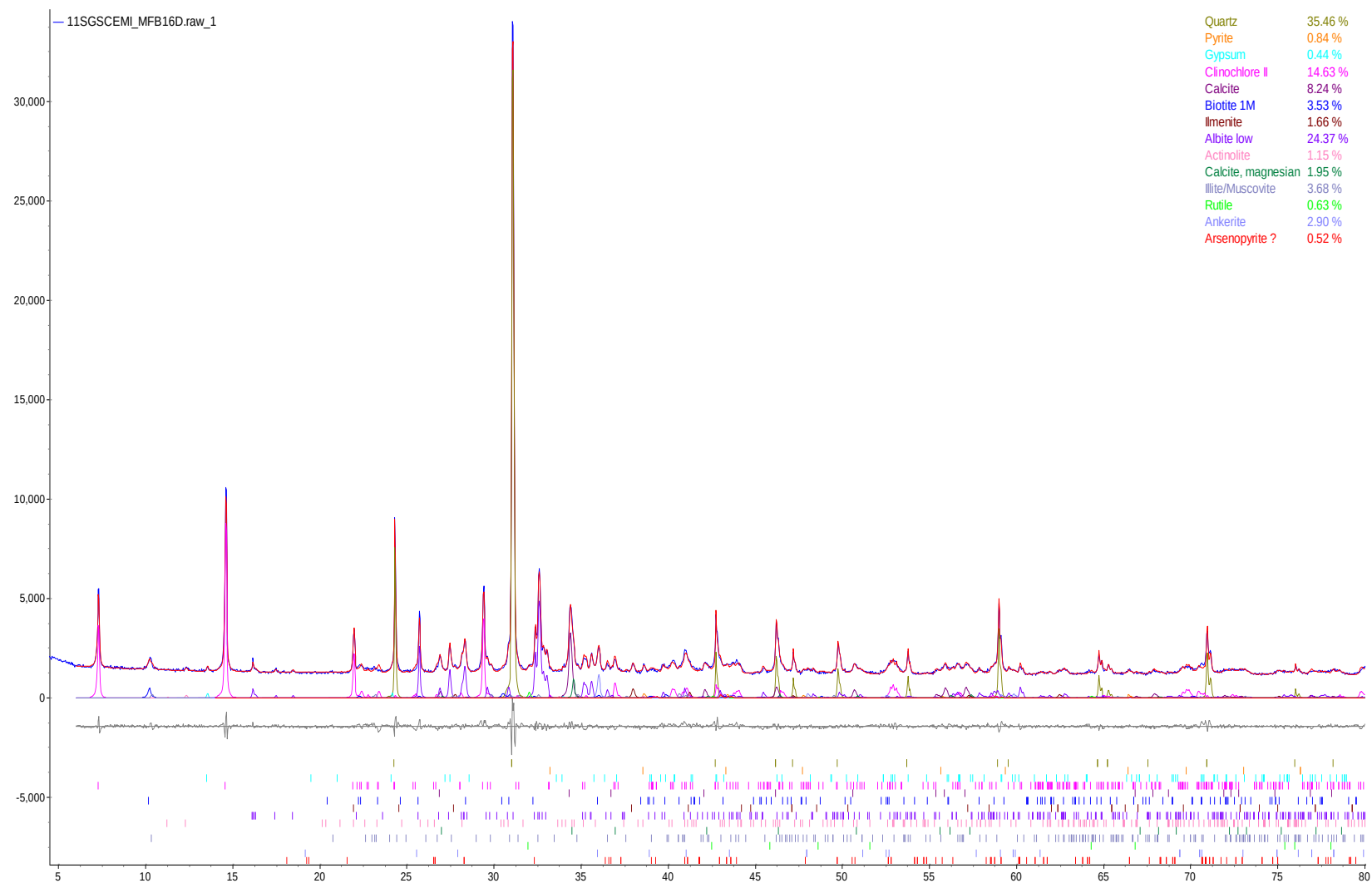
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 15 F”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



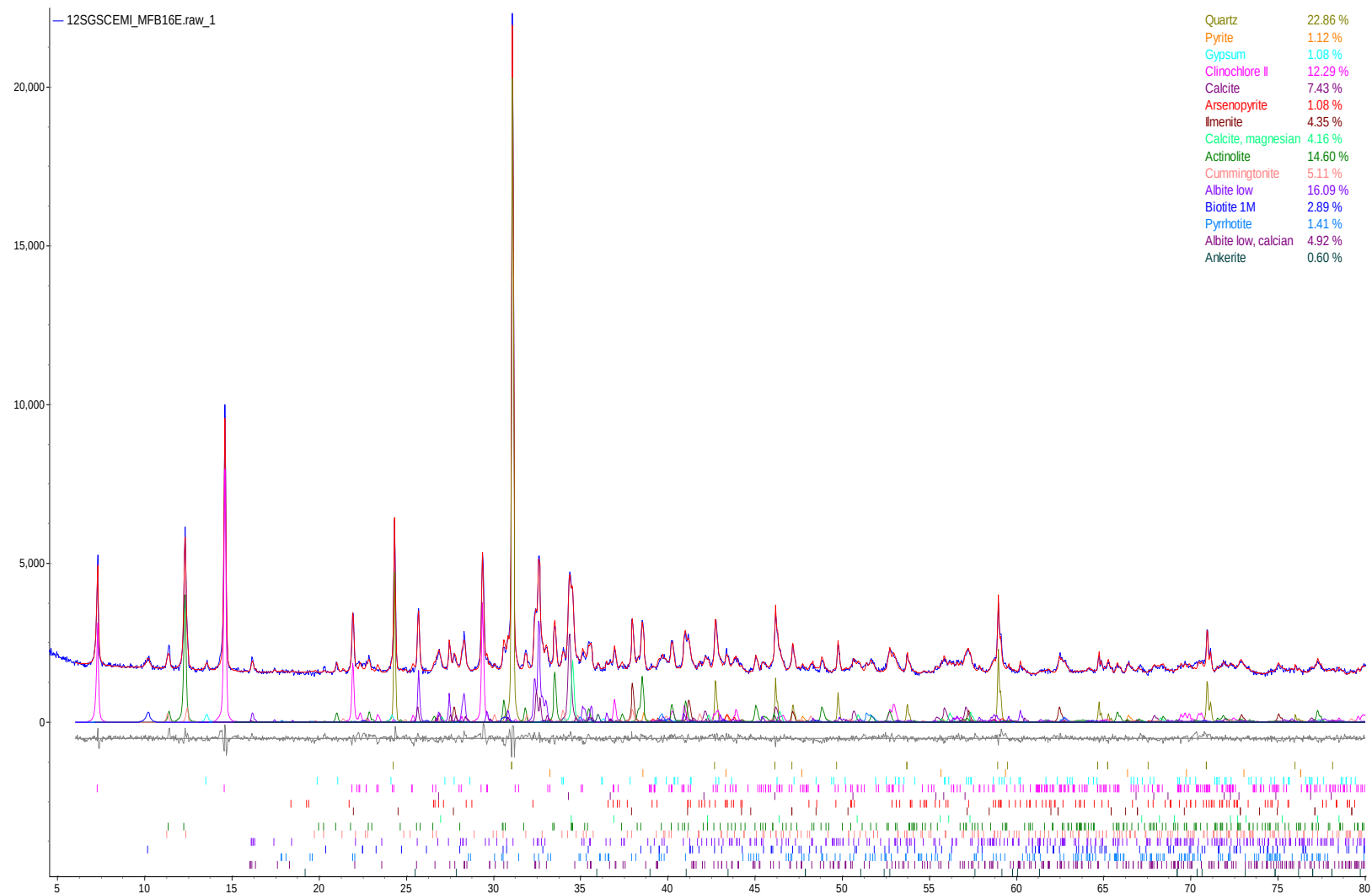
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 16 AB”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



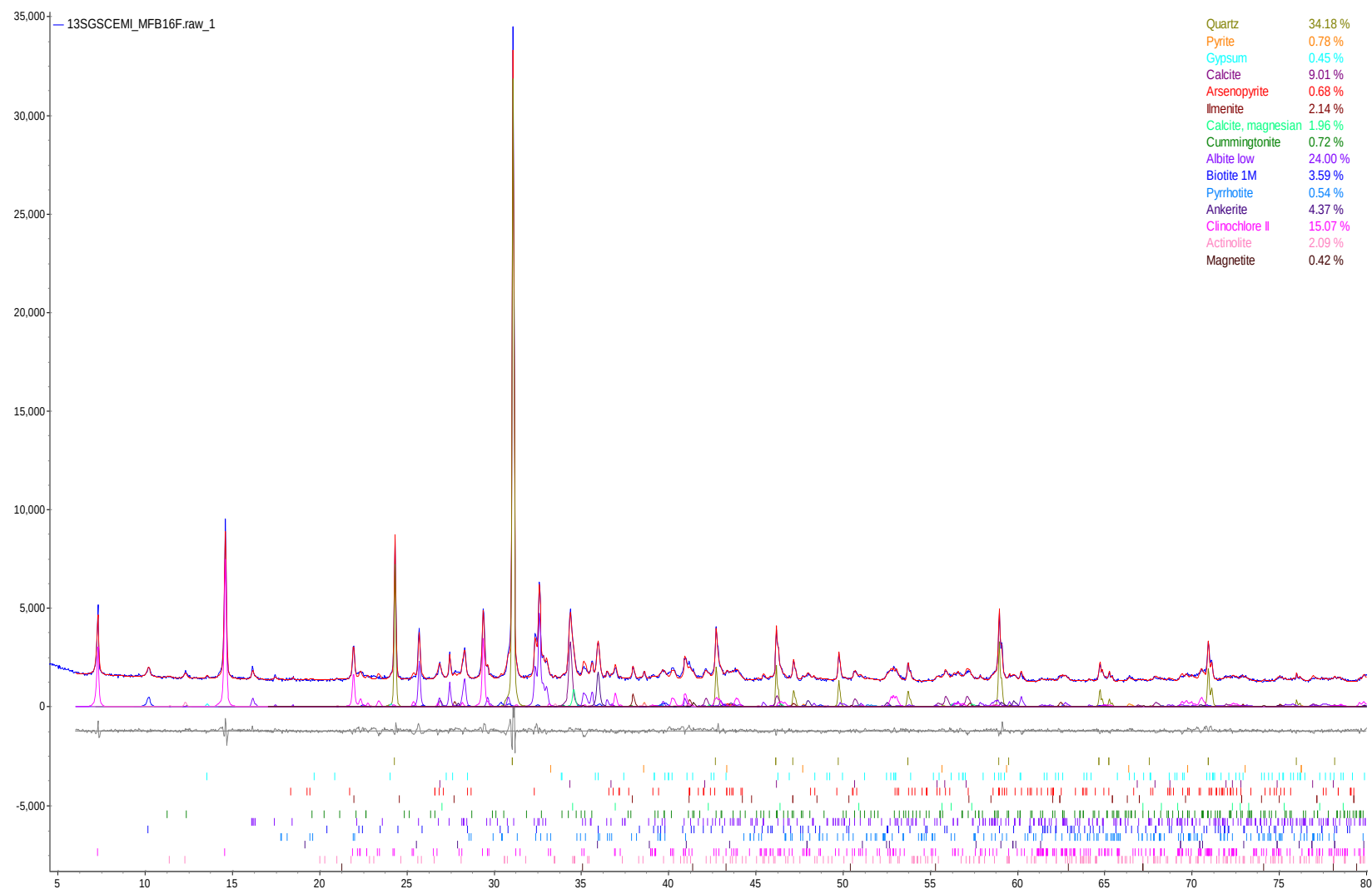
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 16 C”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



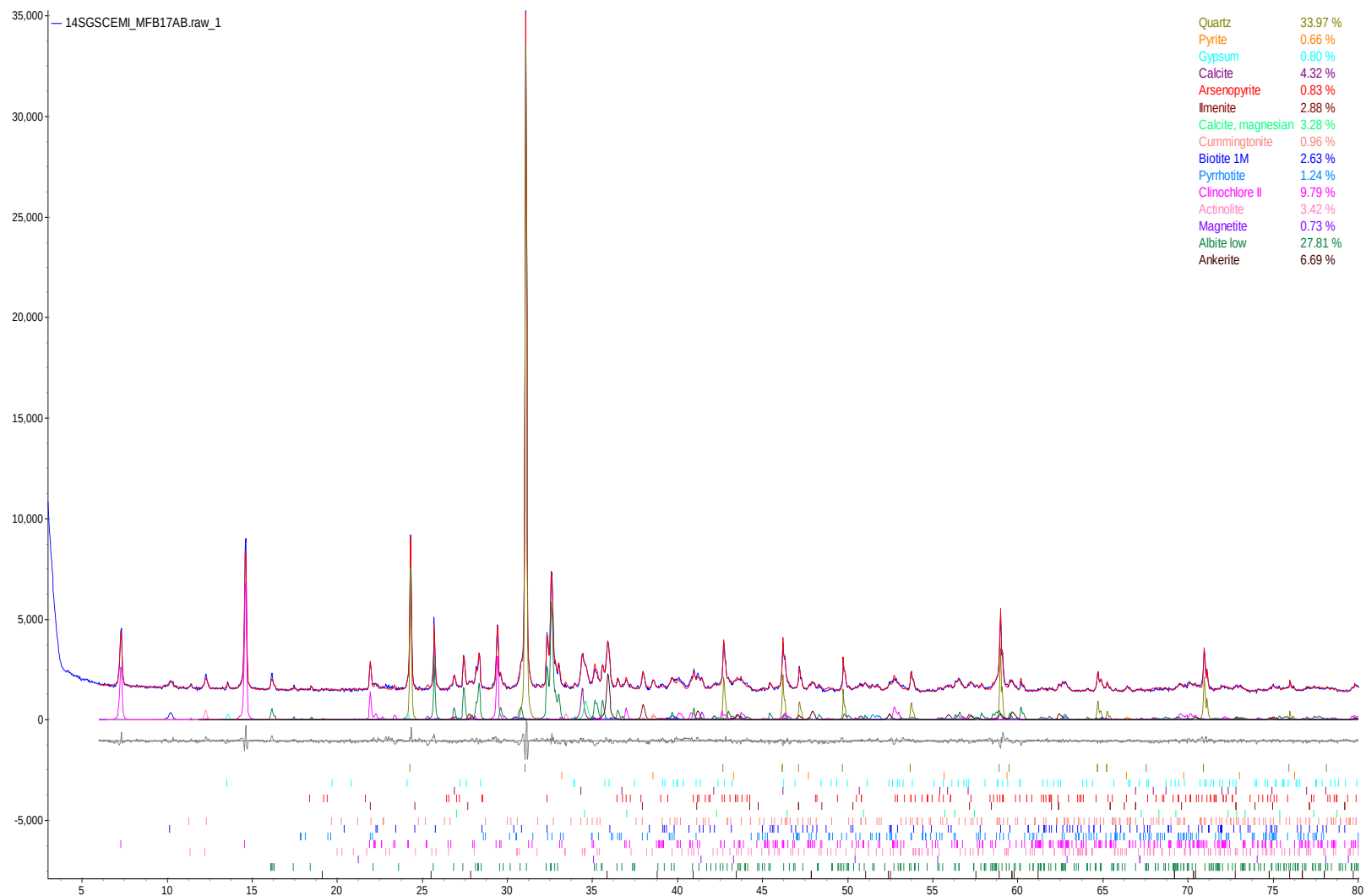
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 16 D”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



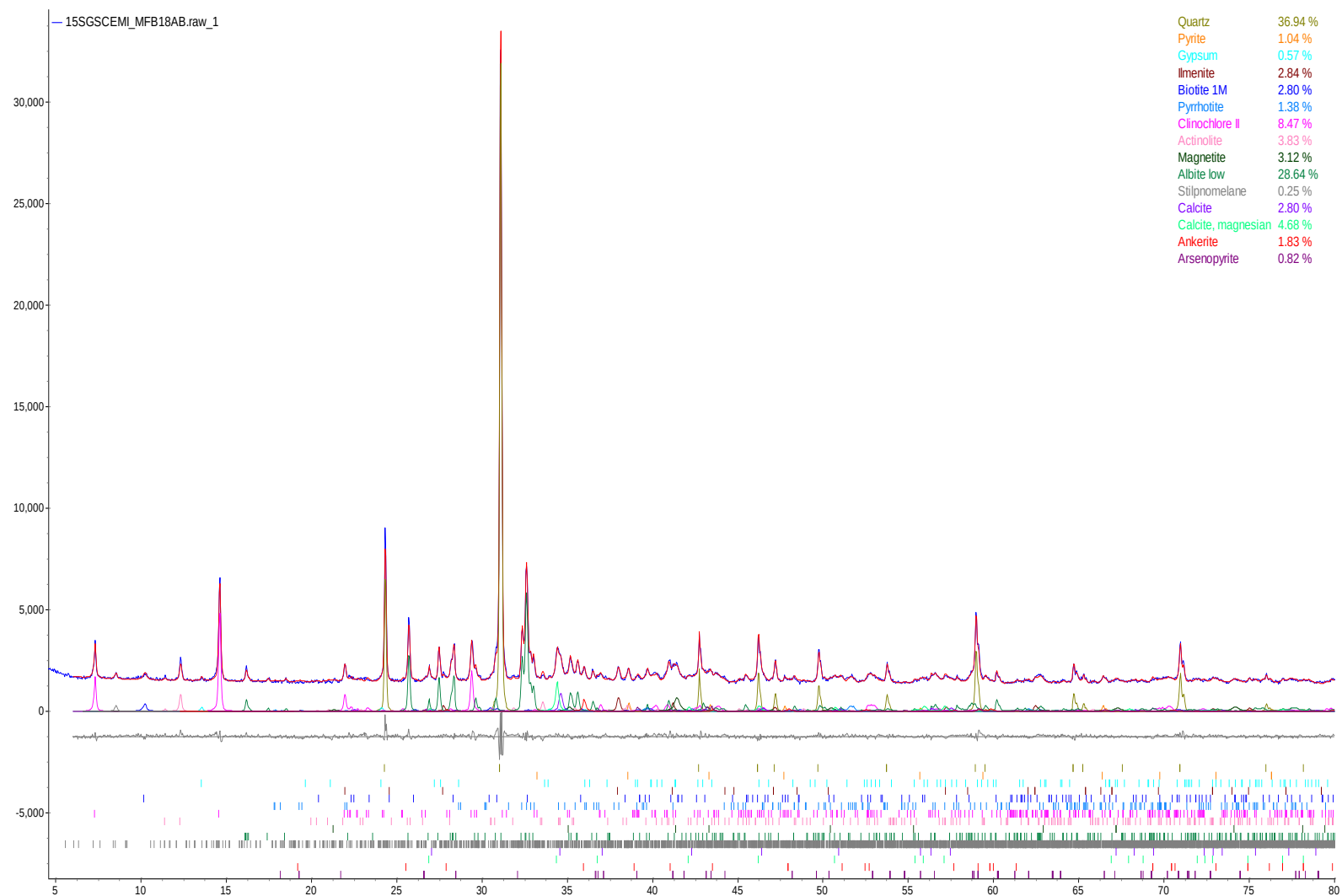
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 16 E”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



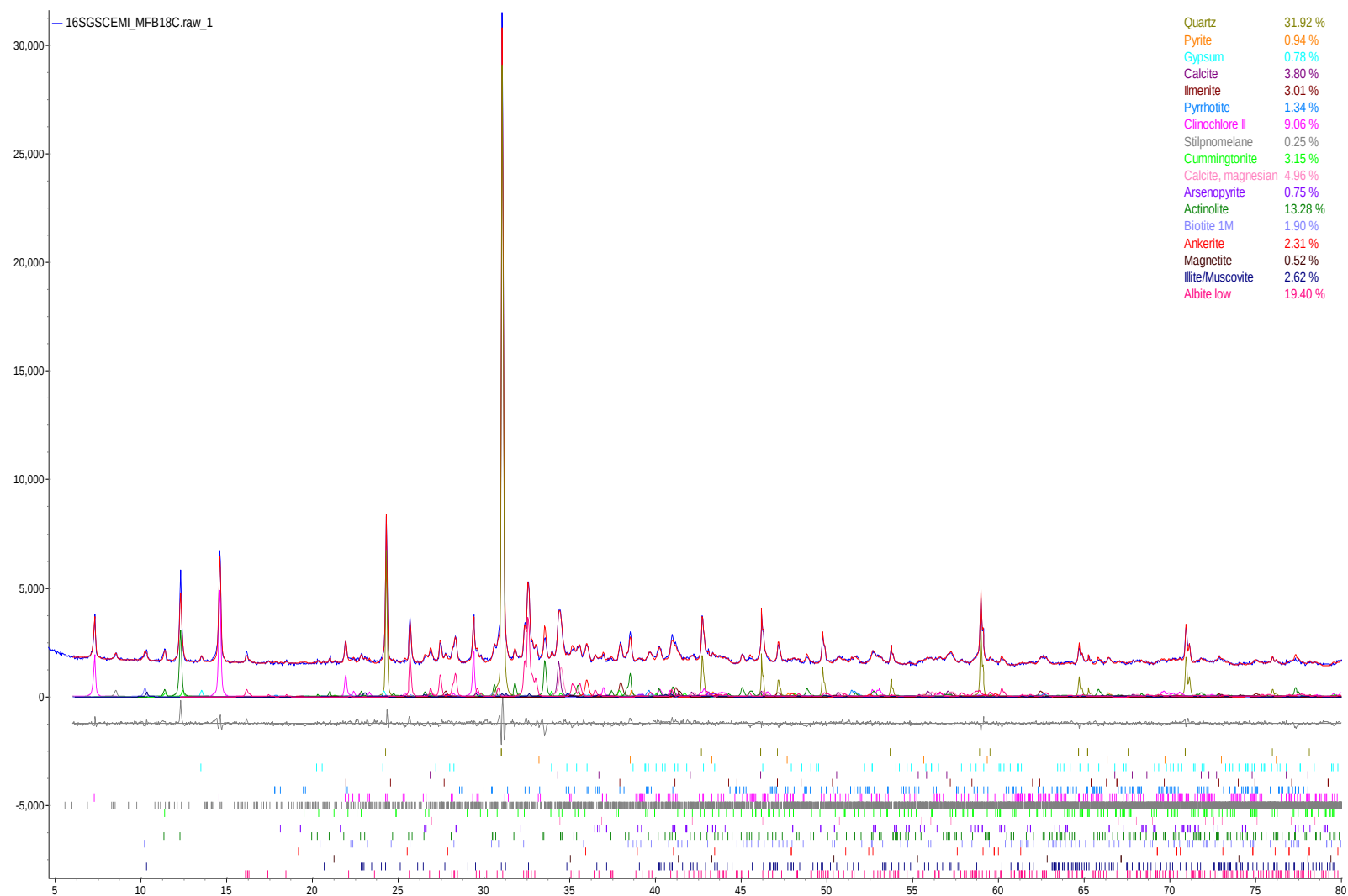
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 16 F”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



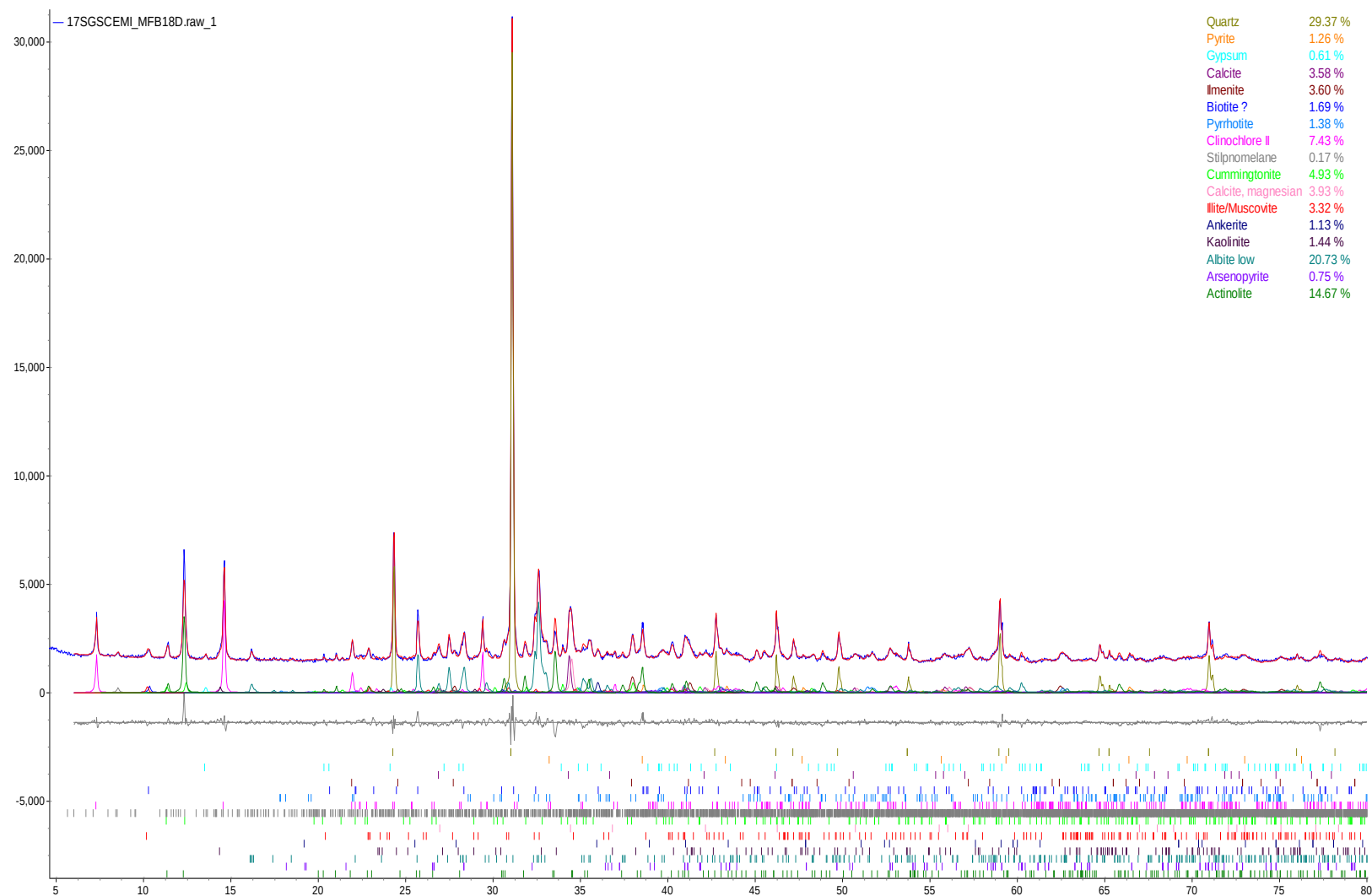
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 17 AB”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



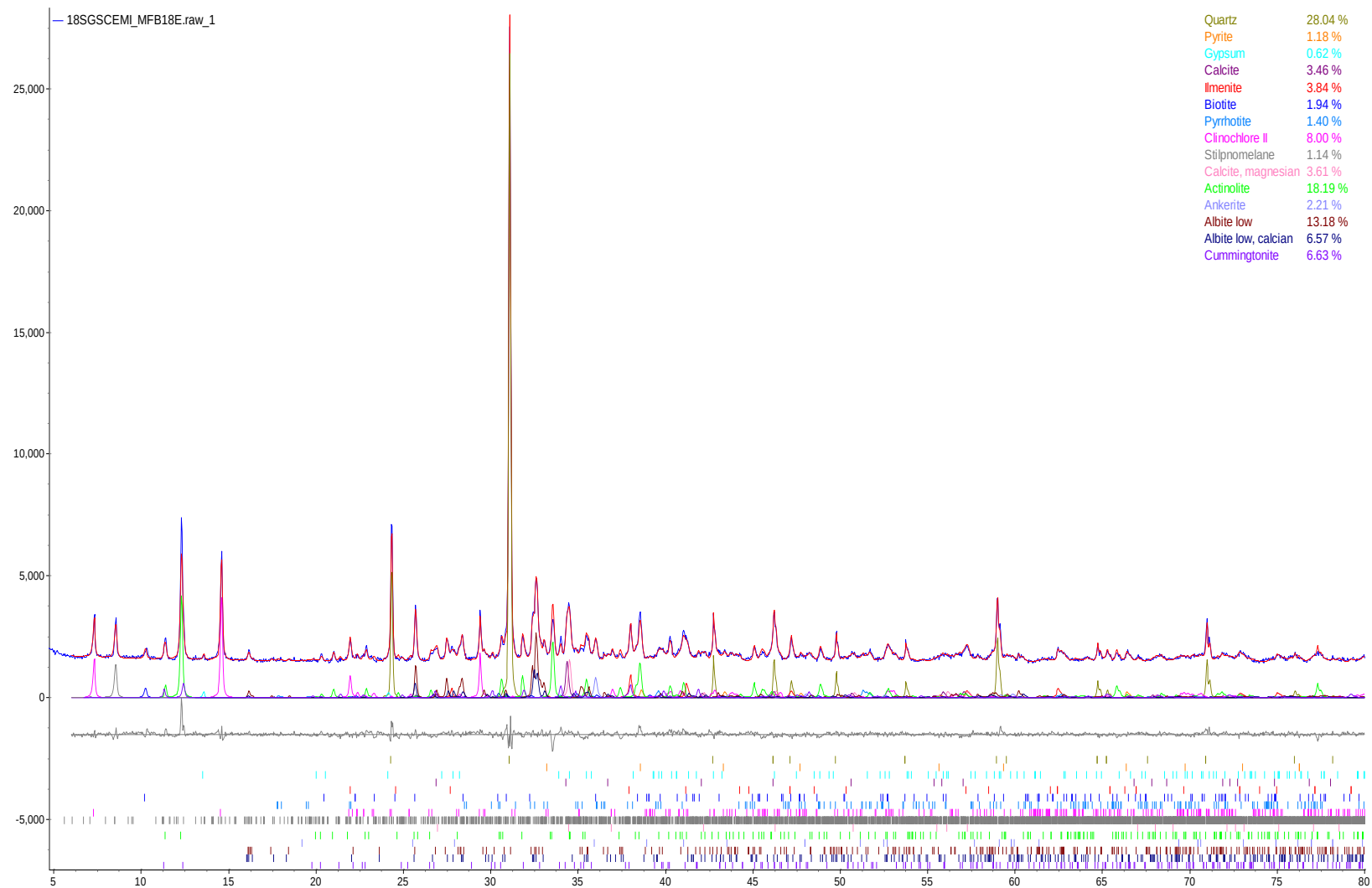
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 18 AB”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



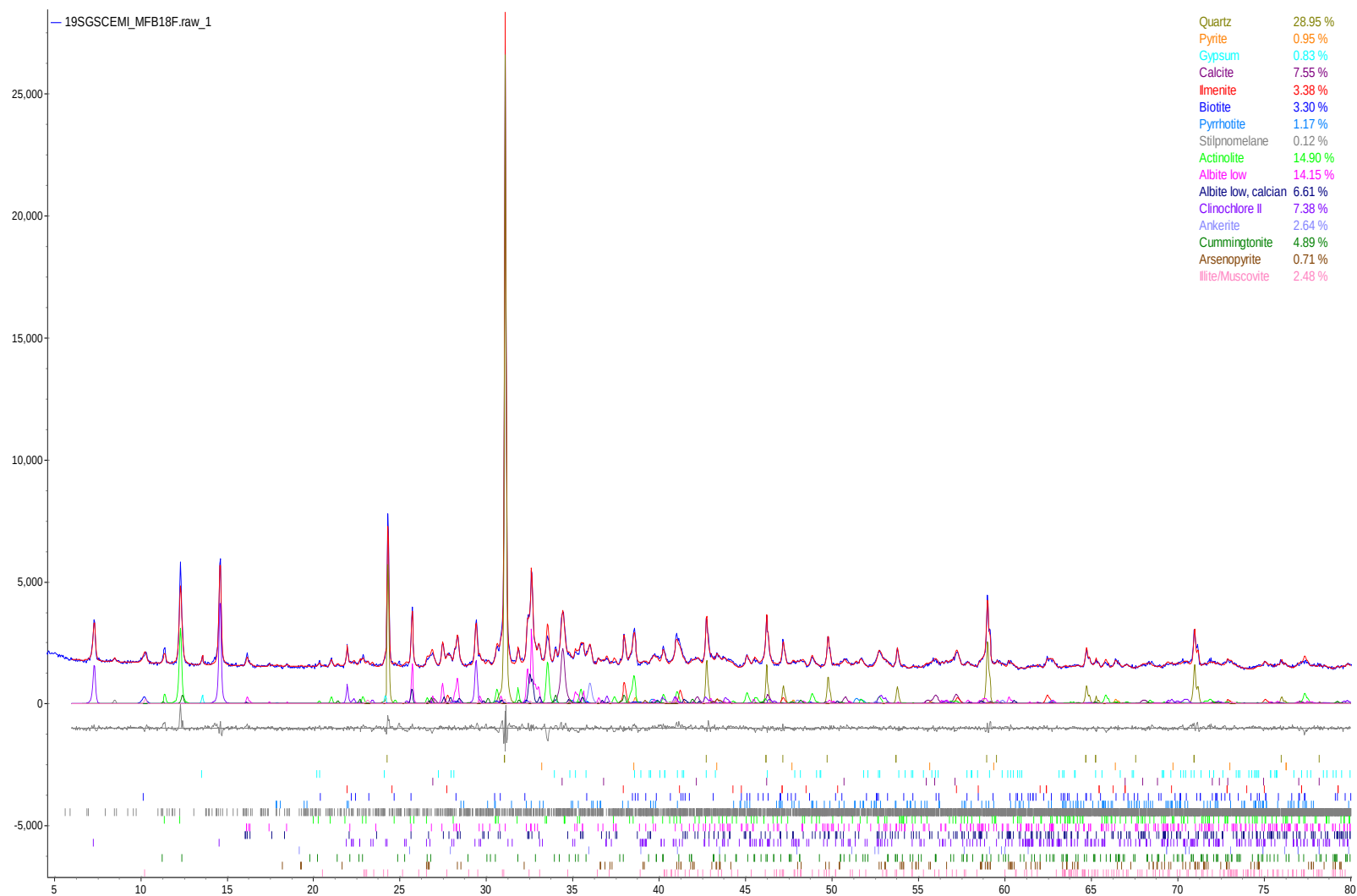
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 18 C”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



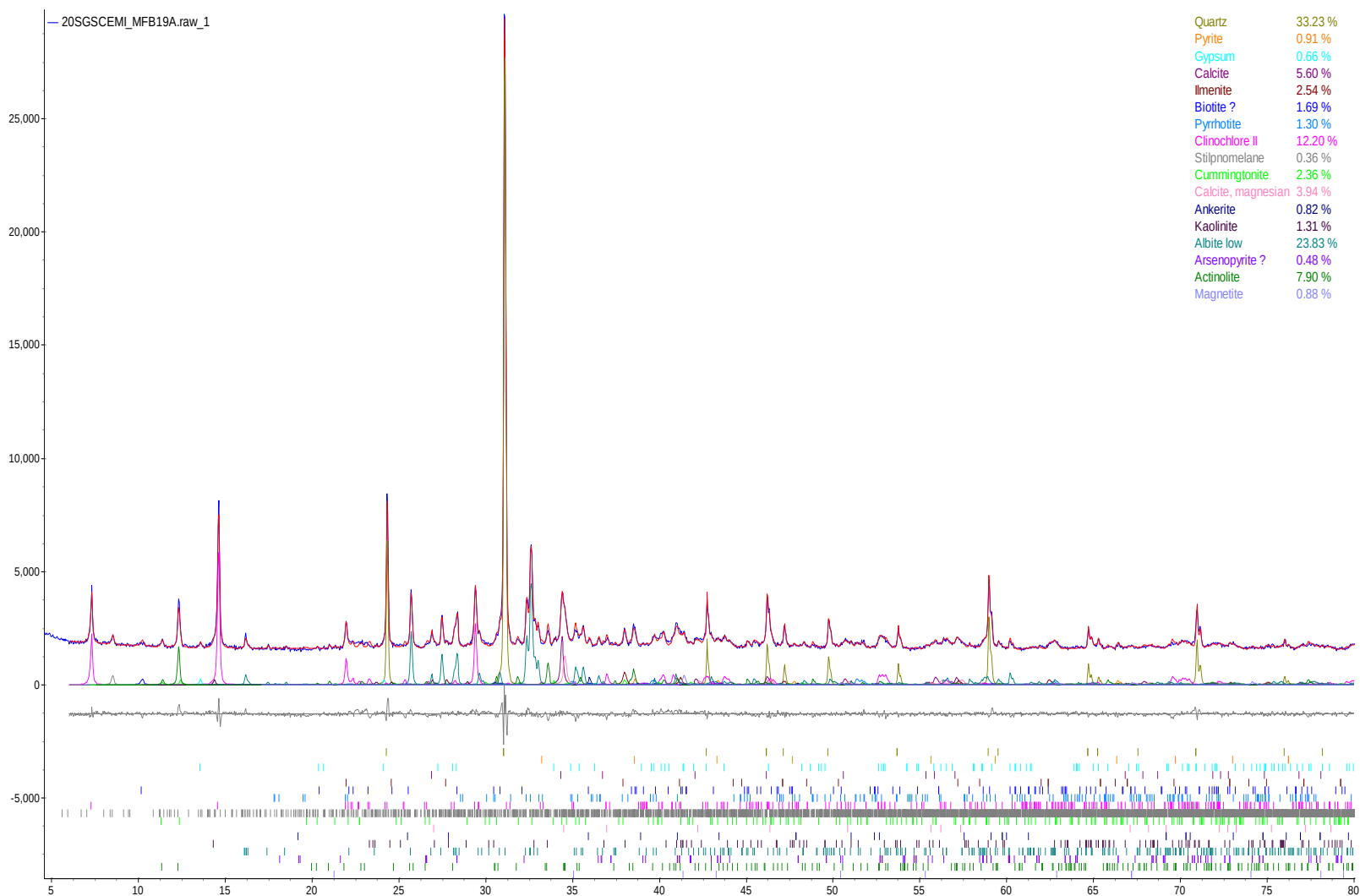
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 18 D”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



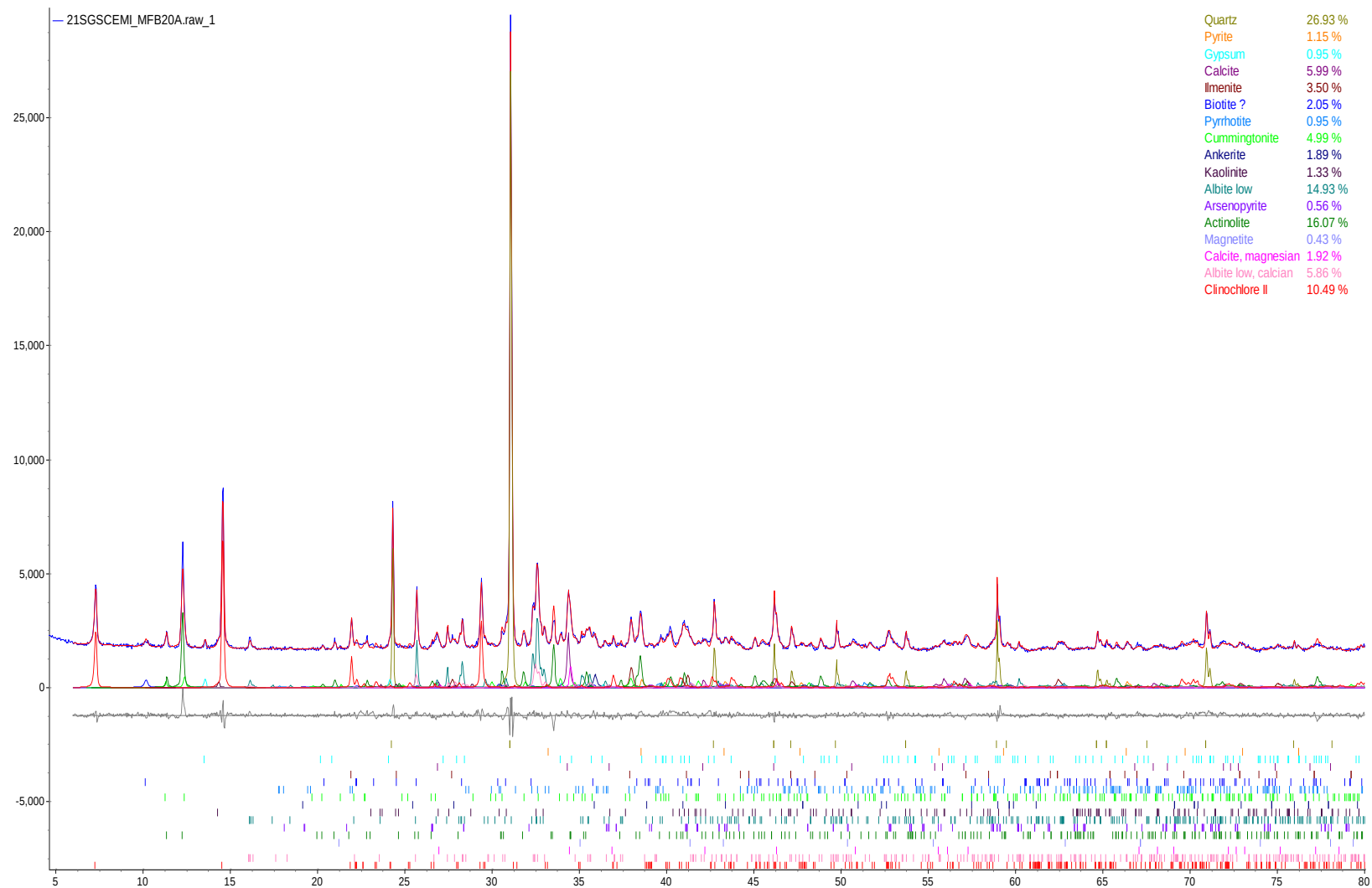
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 18 E”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



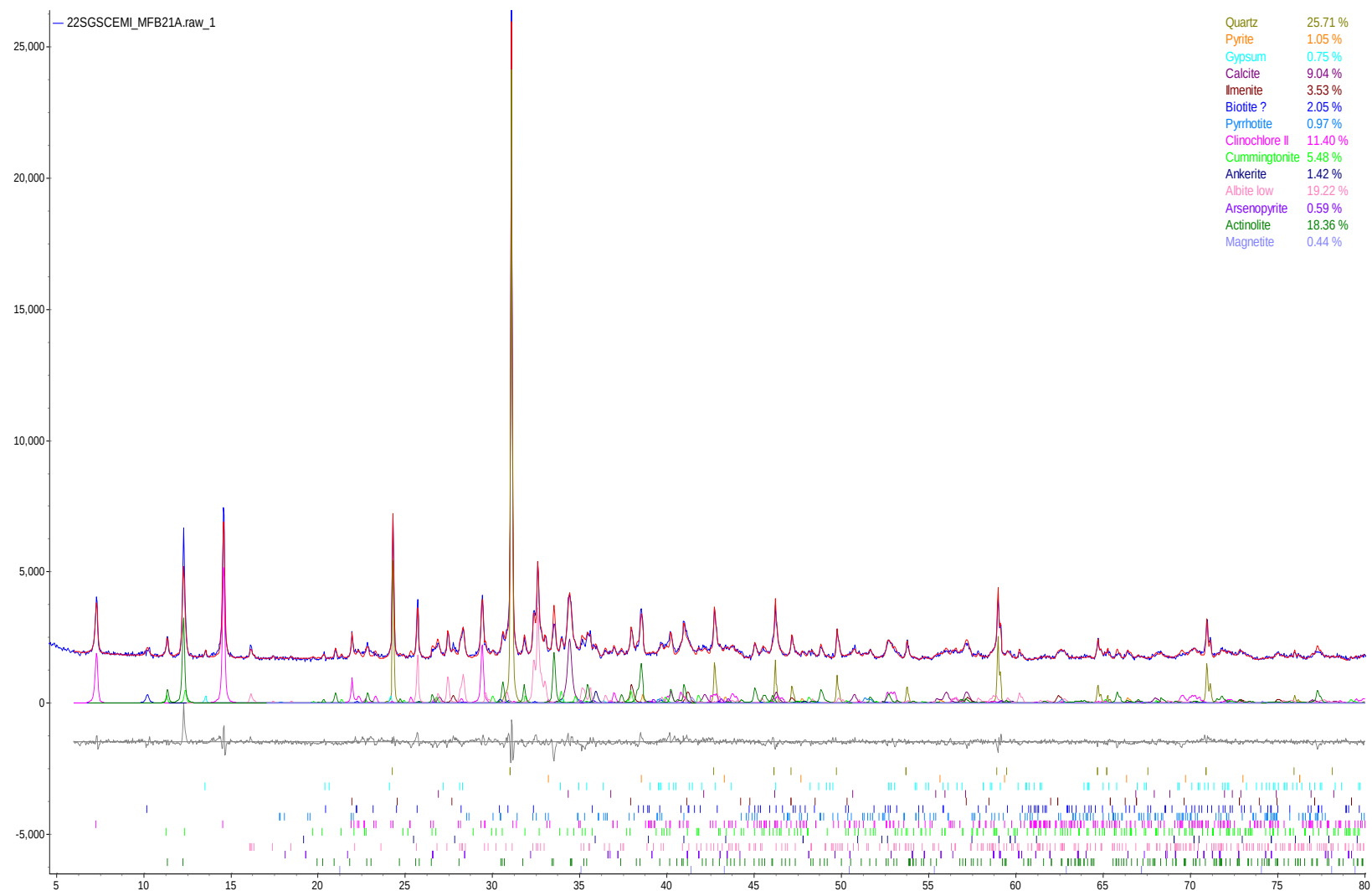
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 18 F”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



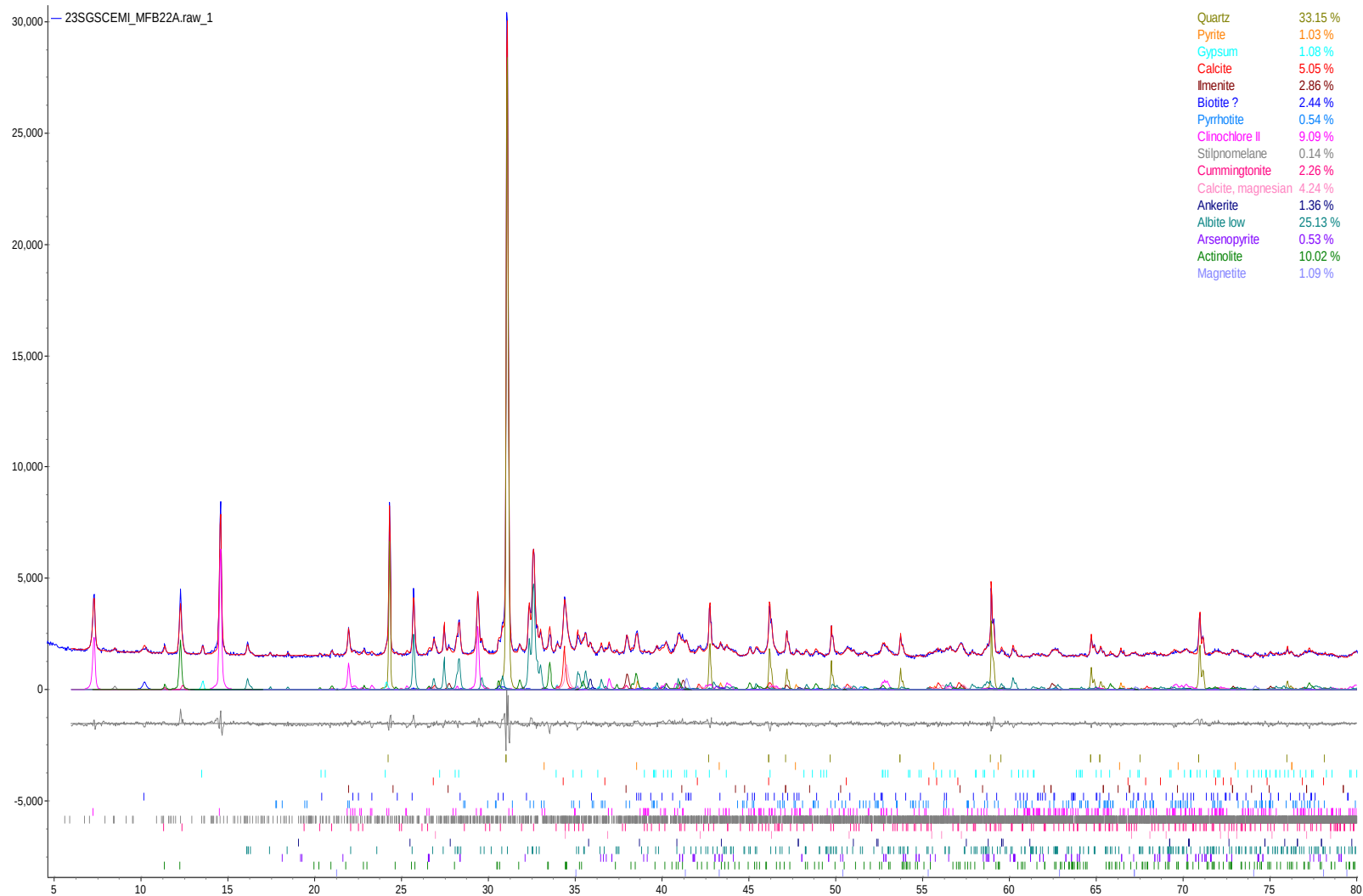
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 19 A”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



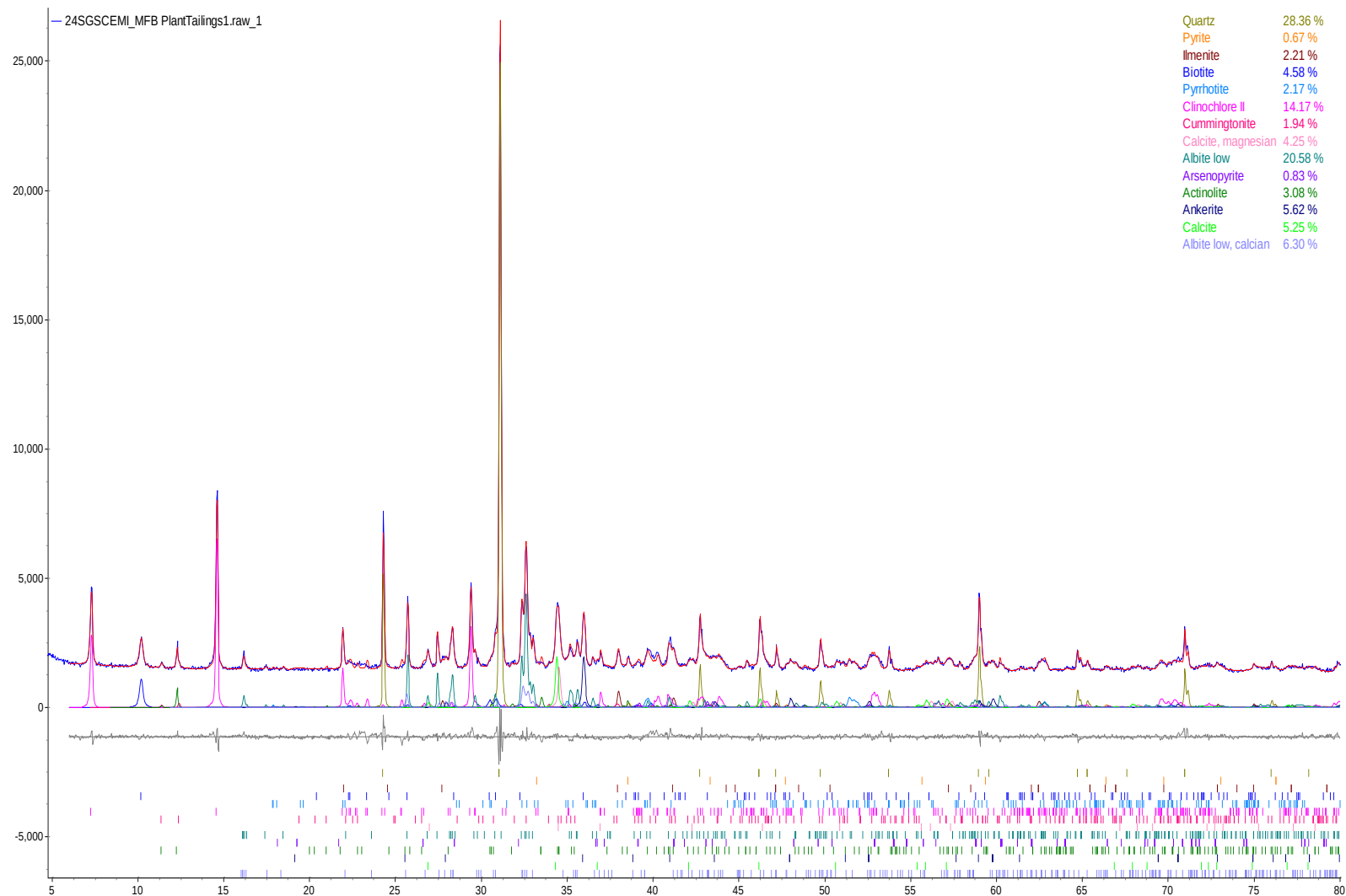
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 20 A”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



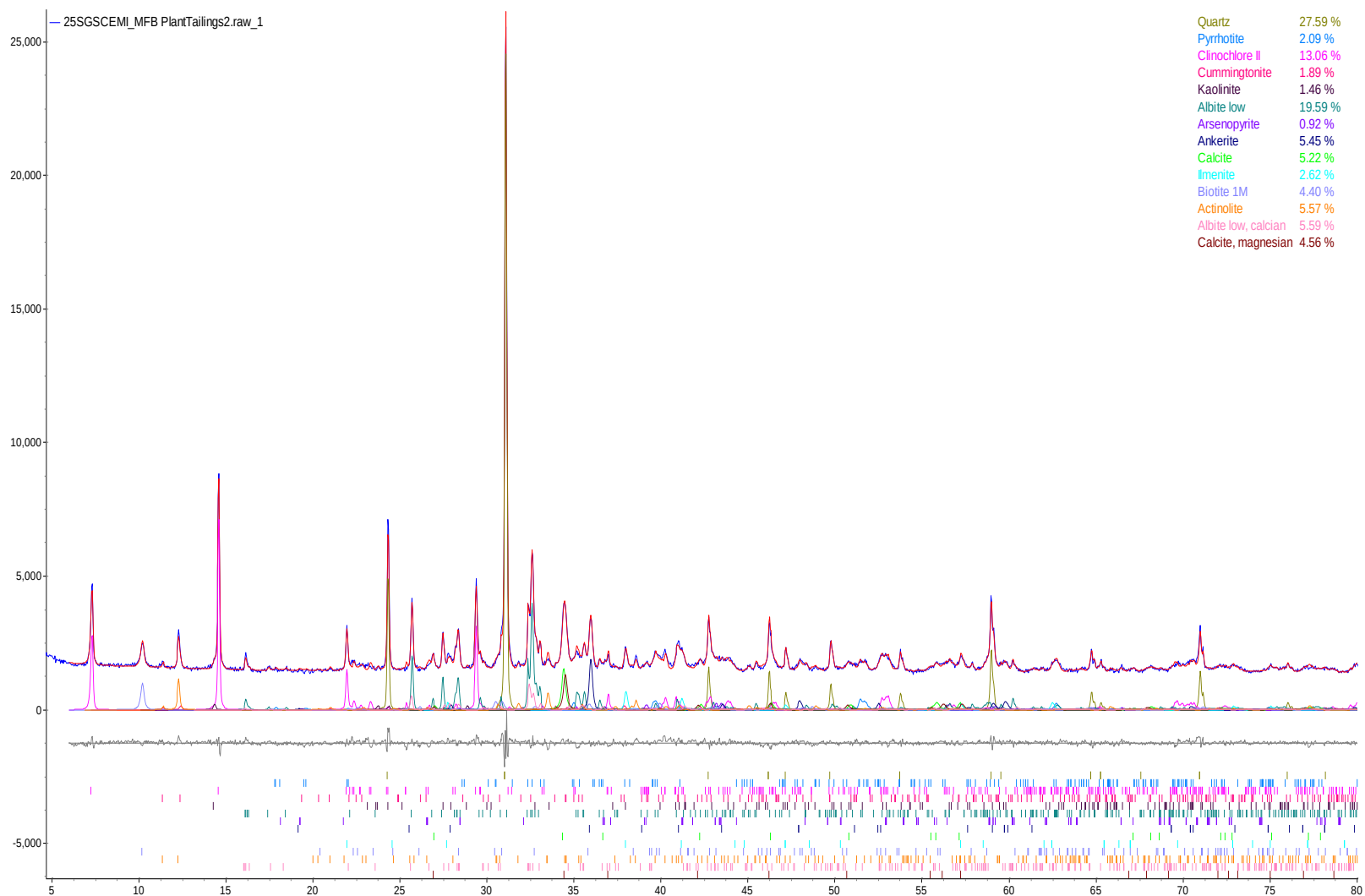
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 21 A”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below — difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



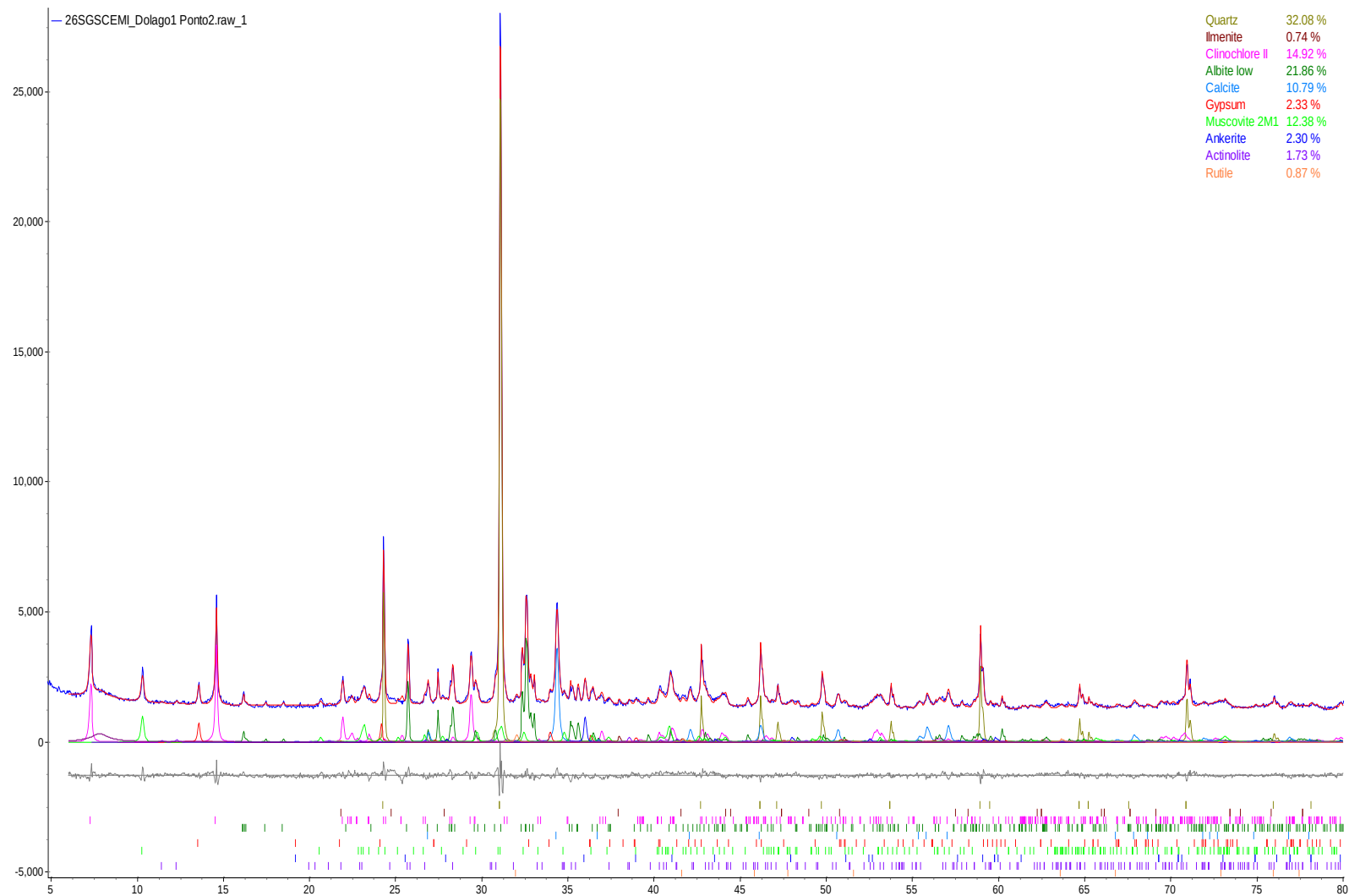
Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB 22 A”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB PLANT TAILING 1”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “MFB PLANT TAILING 2”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.



Rietveld refinement plot of sample **SGS CEMI “DOLAGO 1 PONTO 2”** (blue line - observed intensity at each step; red line - calculated pattern; solid grey line below – difference between observed and calculated intensities; vertical bars - positions of all Bragg reflections). Coloured lines are individual diffraction patterns of all phases.

ANEXO VII
Resultados dos Ensaaios Cinéticos

Data Análise	Parâmetros	Coluna 1	Coluna 2
19/11/2012	Volume de água adicionado	400	400
19/11/2012	Volume coletado	0	0
19/11/2012	Condutividade elétrica (após coleta)	-	-
17/12/2012	Volume de água adicionado	1400	1400
17/12/2012	Volume coletado	610	820
17/12/2012	Condutividade elétrica (após coleta)	-	8,12
17/12/2012	pH (após coleta)	7,62	-
17/12/2012	Acidez (Lab)	55,2	31,2
17/12/2012	Alcalinidade total (Lab)	81	74
17/12/2012	Alumínio dissolvido	0,5047	0,4612
17/12/2012	Arsênio dissolvido	0,039	0,045
17/12/2012	Bário dissolvido	0,017	0,015
17/12/2012	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
17/12/2012	Cálcio dissolvido	321,2	72,67
17/12/2012	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
17/12/2012	Cloreto total	126	49,14
17/12/2012	Cobalto dissolvido	0,003	0,003
17/12/2012	Cobre dissolvido	0,0005	0,0005
17/12/2012	Condutividade elétrica (Lab)	3,25	960
17/12/2012	Ferro dissolvido	0,705	0,153
17/12/2012	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
17/12/2012	Magnésio dissolvido	2,583	0,79
17/12/2012	Manganês dissolvido	0,017	0,005
17/12/2012	Molibdênio dissolvido	0,0055	0,0055
17/12/2012	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
17/12/2012	pH (Lab)	7,43	7,99
17/12/2012	Potássio dissolvido	0,762	0,153
17/12/2012	Selênio dissolvido	0,001	0,001
17/12/2012	Sódio dissolvido	599	139,9
17/12/2012	Sulfato total	1100	280
17/12/2012	Zinco dissolvido	0,0035	0,0035
14/01/2013	Volume de água adicionado	1400	1400
14/01/2013	Volume coletado	490	700
14/01/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1495,4	1560,8
14/01/2013	pH (após coleta)	8,13	8,54
14/01/2013	Acidez (Lab)	52	35,2
14/01/2013	Alcalinidade total (Lab)	85	106
14/01/2013	Alumínio dissolvido	0,715	0,383
14/01/2013	Arsênio dissolvido	0,001	0,001
14/01/2013	Bário dissolvido	0,027	0,025
14/01/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
14/01/2013	Cálcio dissolvido	272,3	147

14/01/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
14/01/2013	Cloreto total	38,18	37,35
14/01/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,003
14/01/2013	Cobre dissolvido	0,0005	0,0005
14/01/2013	Condutividade elétrica (Lab)	1047	652
14/01/2013	Ferro dissolvido	1,145	0,279
14/01/2013	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
14/01/2013	Magnésio dissolvido	2,286	1,378
14/01/2013	Manganês dissolvido	0,018	0,013
14/01/2013	Molibdênio dissolvido	0,0055	0,0055
14/01/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
14/01/2013	pH (Lab)	7,79	8,41
14/01/2013	Potássio dissolvido	0,941	0,359
14/01/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
14/01/2013	Sódio dissolvido	267,2	152,4
14/01/2013	Sulfato total	460	220
14/01/2013	Zinco dissolvido	0,0035	0,0035
15/02/2013	Volume de água adicionado	1400	1400
15/02/2013	Volume coletado	470	440
15/02/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1489,6	1555
15/02/2013	pH (após coleta)	8,32	8,08
15/02/2013	Acidez (Lab)	33,6	69,6
15/02/2013	Alcalinidade total (Lab)	200	84
15/02/2013	Alumínio dissolvido	14,39	0,486
15/02/2013	Arsênio dissolvido	0,001	0,001
15/02/2013	Bário dissolvido	0,026	0,019
15/02/2013	Cálcio dissolvido	126,6	355,5
15/02/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
15/02/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
15/02/2013	Cloreto total	34,4	100
15/02/2013	Cobre dissolvido	0,016	0,004
15/02/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,003
15/02/2013	Condutividade elétrica (Lab)	441	2,49
15/02/2013	Ferro dissolvido	22,63	1,163
15/02/2013	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
15/02/2013	Magnésio dissolvido	1,548	5,131
15/02/2013	Manganês dissolvido	0,026	0,01
15/02/2013	Molibdênio dissolvido	0,0055	0,003
15/02/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
15/02/2013	pH (Lab)	8,18	7,88
15/02/2013	Potássio dissolvido	0,814	2,074
15/02/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
15/02/2013	Sódio dissolvido	27,78	247,89
15/02/2013	Sulfato total	300	930

15/02/2013	Zinco dissolvido	0,017	0,013
18/03/2013	Volume de água adicionado	1400	1400
18/03/2013	Volume coletado	470	500
18/03/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1474,2	1549,2
18/03/2013	pH (após coleta)	8,32	8,33
18/03/2013	Acidez (Lab)	79,2	60
18/03/2013	Alcalinidade total (Lab)	82,8	69
18/03/2013	Alumínio dissolvido	0,043	0,172
18/03/2013	Arsênio dissolvido	0,001	0,001
18/03/2013	Bário dissolvido	0,016	0,012
18/03/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
18/03/2013	Cálcio dissolvido	71,95	69,62
18/03/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
18/03/2013	Cloreto total	8,19	8,58
18/03/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,003
18/03/2013	Cobre dissolvido	0,008	0,005
18/03/2013	Condutividade elétrica (Lab)	432	115,6
18/03/2013	Ferro dissolvido	0,18	0,465
18/03/2013	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
18/03/2013	Magnésio dissolvido	0,976	0,933
18/03/2013	Manganês dissolvido	0,004	0,004
18/03/2013	Molibdênio dissolvido	0,0055	0,0055
18/03/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
18/03/2013	pH (Lab)	8,21	8,17
18/03/2013	Potássio dissolvido	0,101	0,113
18/03/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
18/03/2013	Sódio dissolvido	27,68	23,39
18/03/2013	Sulfato total	195	150
18/03/2013	Zinco dissolvido	0,0035	0,0035
15/04/2013	Acidez (Lab)	72	78
15/04/2013	Alcalinidade total (Lab)	27	29,7
15/04/2013	Alumínio dissolvido	0,002	0,01
15/04/2013	Arsênio dissolvido	0,001	0,001
15/04/2013	Bário dissolvido	0,0015	0,0015
15/04/2013	Cálcio dissolvido	80,32	22,99
15/04/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
15/04/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
15/04/2013	Cloreto total	24,79	13,92
15/04/2013	Cobre dissolvido	0,0005	0,0005
15/04/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,003
15/04/2013	Condutividade elétrica (Lab)	1112	526
15/04/2013	Ferro dissolvido	0,02	0,093
15/04/2013	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
15/04/2013	Magnésio dissolvido	0,311	0,414

15/04/2013	Manganês dissolvido	0,002	0,002
15/04/2013	Molibdênio dissolvido	0,0055	0,0055
15/04/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
15/04/2013	pH (Lab)	7,57	8,2
15/04/2013	Potássio dissolvido	0,339	0,031
15/04/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
15/04/2013	Sódio dissolvido	5,754	6,306
15/04/2013	Sulfato total	295	125
15/04/2013	Zinco dissolvido	0,0035	0,0035
15/04/2013	Volume de água adicionado	1400	1400
15/04/2013	Volume coletado	620	740
15/04/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1469,7	1543,8
15/04/2013	pH (após coleta)	8,14	8,38
13/05/2013	Volume de água adicionado	2200	2200
13/05/2013	Volume coletado	720	920
13/05/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1467,2	1539
13/05/2013	pH (após coleta)	8,1	8,05
13/05/2013	Acidez (Lab)	18	42
13/05/2013	Alcalinidade total (Lab)	192	64
13/05/2013	Alumínio dissolvido	0,667	0,303
13/05/2013	Arsênio dissolvido	0,056	0,032
13/05/2013	Bário dissolvido	0,061	0,085
13/05/2013	Cálcio dissolvido	284,1	500,8
13/05/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
13/05/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
13/05/2013	Cloreto total	15	8,5
13/05/2013	Cobre dissolvido	0,061	0,032
13/05/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,01
13/05/2013	Condutividade elétrica (Lab)	890	1326
13/05/2013	Ferro dissolvido	2,621	1,639
13/05/2013	Fósforo dissolvido	0,046	0,091
13/05/2013	Magnésio dissolvido	84,5	114
13/05/2013	Manganês dissolvido	0,216	0,274
13/05/2013	Molibdênio dissolvido	0,015	0,016
13/05/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
13/05/2013	pH (Lab)	7,9	7,85
13/05/2013	Potássio dissolvido	15,31	24,92
13/05/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
13/05/2013	Sódio dissolvido	43,84	77,88
13/05/2013	Sulfato total	156	336
13/05/2013	Zinco dissolvido	0,002	0,0035
10/06/2013	Volume de água adicionado	1400	1400
10/06/2013	Volume coletado	1000	1000
10/06/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1468,6	1542,1

10/06/2013	pH (após coleta)	8,63	8,15
10/06/2013	Acidez (Lab)	66	78
10/06/2013	Alcalinidade total (Lab)	92	55,2
10/06/2013	Alumínio dissolvido	4,051	3,854
10/06/2013	Arsênio dissolvido	0,001	0,001
10/06/2013	Bário dissolvido	0,296	0,052
10/06/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
10/06/2013	Cálcio dissolvido	66,06	39,39
10/06/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
10/06/2013	Cloreto total	13	10,8
10/06/2013	Cobalto dissolvido	0,004	0,003
10/06/2013	Cobre dissolvido	0,063	0,076
10/06/2013	Condutividade elétrica (Lab)	380	824
10/06/2013	Ferro dissolvido	0,732	0,826
10/06/2013	Fósforo dissolvido	0,4	0,384
10/06/2013	Magnésio dissolvido	47,37	50,53
10/06/2013	Manganês dissolvido	0,082	0,056
10/06/2013	Molibdênio dissolvido	0,034	0,005
10/06/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
10/06/2013	pH (Lab)	8,31	7,97
10/06/2013	Potássio dissolvido	1,319	0,375
10/06/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
10/06/2013	Sódio dissolvido	15,03	4,596
10/06/2013	Sulfato total	109	285
10/06/2013	Zinco dissolvido	0,1	0,098
08/07/2013	Volume de água adicionado	1400	1400
08/07/2013	Volume coletado	1100	1060
08/07/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1439,8	1532,2
08/07/2013	pH (após coleta)	8,4	8,42
08/07/2013	Acidez (Lab)	84	78
08/07/2013	Alcalinidade total (Lab)	39,5	48,7
08/07/2013	Alumínio dissolvido	0,559	0,058
08/07/2013	Arsênio dissolvido	0,001	0,001
08/07/2013	Bário dissolvido	0,08	0,099
08/07/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
08/07/2013	Cálcio dissolvido	22,5	51,93
08/07/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
08/07/2013	Cloreto total	10,2	13,1
08/07/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,003
08/07/2013	Cobre dissolvido	0,0005	0,0005
08/07/2013	Condutividade elétrica (Lab)	266	552
08/07/2013	Ferro dissolvido	1,575	0,342
08/07/2013	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
08/07/2013	Magnésio dissolvido	8,435	17,18

08/07/2013	Manganês dissolvido	0,056	0,067
08/07/2013	Molibdênio dissolvido	0,0055	0,0055
08/07/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
08/07/2013	pH (Lab)	8,42	8,13
08/07/2013	Potássio dissolvido	2,126	14,05
08/07/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
08/07/2013	Sódio dissolvido	22,66	21,32
08/07/2013	Sulfato total	59	96
08/07/2013	Zinco dissolvido	0,018	0,03
05/08/2013	pH (após coleta)	8,68	8,32
05/08/2013	Volume de água adicionado	2100	2100
05/08/2013	Volume coletado	980	900
05/08/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1431,9	1531,4
05/08/2013	Acidez (Lab)	72	90
05/08/2013	Alcalinidade total (Lab)	52	55
05/08/2013	Alumínio dissolvido	0,481	0,199
05/08/2013	Arsênio dissolvido	0,048	0,02
05/08/2013	Bário dissolvido	0,07	0,114
05/08/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
05/08/2013	Cálcio dissolvido	17,32	34,44
05/08/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
05/08/2013	Cloreto total	13	9
05/08/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,002
05/08/2013	Cobre dissolvido	0,004	0,004
05/08/2013	Condutividade elétrica (Lab)	205	390
05/08/2013	Ferro dissolvido	1,116	0,572
05/08/2013	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
05/08/2013	Magnésio dissolvido	7,577	15,61
05/08/2013	Manganês dissolvido	0,103	0,111
05/08/2013	Molibdênio dissolvido	0,0055	0,0055
05/08/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,009
05/08/2013	pH (Lab)	8,43	8,07
05/08/2013	Potássio dissolvido	2,166	3,586
05/08/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
05/08/2013	Sódio dissolvido	13,1	12,34
05/08/2013	Sulfato total	40	73
05/08/2013	Zinco dissolvido	0,029	0,042
02/09/2013	Volume de água adicionado	2100	2100
02/09/2013	Volume coletado	1070	1200
02/09/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1431,2	1530,2
02/09/2013	pH (após coleta)	8,39	8,33
02/09/2013	Acidez (após coleta)	150	126
02/09/2013	Alcalinidade total (Lab)	84	62
02/09/2013	Alumínio dissolvido	0,399	0,158

02/09/2013	Arsênio dissolvido	0,021	0,015
02/09/2013	Bário dissolvido	0,065	0,108
02/09/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
02/09/2013	Cálcio dissolvido	20,06	33,57
02/09/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
02/09/2013	Cloreto total	12,7	4,7
02/09/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,002
02/09/2013	Cobre dissolvido	0,004	0,002
02/09/2013	Condutividade elétrica (Lab)	232	304
02/09/2013	Ferro dissolvido	0,096	0,488
02/09/2013	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
02/09/2013	Magnésio dissolvido	7,159	13,9
02/09/2013	Manganês dissolvido	0,09	0,124
02/09/2013	Molibdênio dissolvido	0,0055	0,0055
02/09/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,007
02/09/2013	pH (Lab)	8,26	8,21
02/09/2013	Potássio dissolvido	2,304	3,281
02/09/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
02/09/2013	Sódio dissolvido	15,02	14,61
02/09/2013	Sulfato total	43	60
02/09/2013	Zinco dissolvido	0,022	0,04
01/10/2013	Volume de água adicionado	2100	2100
01/10/2013	Volume coletado	1150	1050
01/10/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1428,6	1530,1
01/10/2013	pH (após coleta)	8,72	8,21
01/10/2013	Acidez (Lab)	102	108
01/10/2013	Alcalinidade total (Lab)	49	56
01/10/2013	Alumínio dissolvido	0,171	0,09
01/10/2013	Arsênio dissolvido	0,068	0,028
01/10/2013	Bário dissolvido	0,318	0,251
01/10/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
01/10/2013	Cálcio dissolvido	48,3	65,36
01/10/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
01/10/2013	Cloreto total	3,4	3,8
01/10/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,003
01/10/2013	Cobre dissolvido	0,01	0,011
01/10/2013	Condutividade elétrica (Lab)	123,3	264
01/10/2013	Ferro dissolvido	0,093	0,095
01/10/2013	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
01/10/2013	Magnésio dissolvido	3,358	10,6
01/10/2013	Manganês dissolvido	0,054	0,028
01/10/2013	Molibdênio dissolvido	0,0055	0,0055
01/10/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
01/10/2013	pH (Lab)	7,88	7,73

01/10/2013	Potássio dissolvido	2,435	6,297
01/10/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
01/10/2013	Sódio dissolvido	44,14	57,38
01/10/2013	Sulfato total	23	70
28/10/2013	Volume de água adicionado	2100	2100
28/10/2013	Volume coletado	1100	920
28/10/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1417,5	1529,9
28/10/2013	pH (após coleta)	8,18	8,44
28/10/2013	Acidez (Lab)	132	114
28/10/2013	Alcalinidade total (Lab)	111	57
28/10/2013	Alumínio dissolvido	0,843	0,451
28/10/2013	Arsênio dissolvido	0,045	0,022
28/10/2013	Bário dissolvido	0,11	0,089
28/10/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
28/10/2013	Cálcio dissolvido	91,66	67,55
28/10/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
28/10/2013	Cloreto total	13,1	8,2
28/10/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,003
28/10/2013	Cobre dissolvido	0,0005	0,0005
28/10/2013	Condutividade elétrica (Lab)	319	269
28/10/2013	Ferro dissolvido	0,771	0,237
28/10/2013	Fósforo dissolvido	0,051	0,04
28/10/2013	Magnésio dissolvido	11,71	9,026
28/10/2013	Manganês dissolvido	0,062	0,045
28/10/2013	Molibdênio dissolvido	0,0055	0,0055
28/10/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
28/10/2013	pH (Lab)	7,87	8,13
28/10/2013	Potássio dissolvido	2,154	1,886
28/10/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
28/10/2013	Sódio dissolvido	22,97	15,97
28/10/2013	Sulfato total	50	32
28/10/2013	Zinco dissolvido	0,046	0,032
28/11/2013	Volume de água adicionado	2100	2100
28/11/2013	Volume coletado	1100	1030
28/11/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1415,8	1528,3
28/11/2013	pH (após coleta)	8,21	7,82
28/11/2013	Acidez (Lab)	90	84
28/11/2013	Alcalinidade total (Lab)	72,8	62,3
28/11/2013	Alumínio dissolvido	4,755	0,188
28/11/2013	Arsênio dissolvido	0,035	0,023
28/11/2013	Bário dissolvido	0,225	0,248
28/11/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
28/11/2013	Cálcio dissolvido	22,88	53,67
28/11/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015

28/11/2013	Cloreto total	9,8	16,4
28/11/2013	Cobalto dissolvido	0,003	0,003
28/11/2013	Cobre dissolvido	0,04	0,033
28/11/2013	Condutividade elétrica (Lab)	192,1	620
28/11/2013	Ferro dissolvido	1,725	0,086
28/11/2013	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
28/11/2013	Magnésio dissolvido	7,028	28,24
28/11/2013	Manganês dissolvido	0,076	0,072
28/11/2013	Molibdênio dissolvido	0,002	0,003
28/11/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
28/11/2013	pH (Lab)	7,83	7,87
28/11/2013	Potássio dissolvido	1,726	5,481
28/11/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
28/11/2013	Sódio dissolvido	14,94	27,13
28/11/2013	Sulfato total	51	122
28/11/2013	Zinco dissolvido	0,051	0,025
23/12/2013	Volume de água adicionado	2100	2100
23/12/2013	Volume coletado	1450	1200
23/12/2013	Peso Coluna - Final Ciclo	1406,7	1518,5
23/12/2013	pH (após coleta)	7,94	7,88
23/12/2013	Acidez (Lab)	90	84
23/12/2013	Alcalinidade total (Lab)	45,5	46,9
23/12/2013	Alumínio dissolvido	0,06	0,053
23/12/2013	Arsênio dissolvido	0,229	0,081
23/12/2013	Bário dissolvido	0,139	0,127
23/12/2013	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
23/12/2013	Cálcio dissolvido	20,72	33,42
23/12/2013	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
23/12/2013	Cloreto total	11,6	9,5
23/12/2013	Cobalto dissolvido	0,001	0,003
23/12/2013	Cobre dissolvido	0,001	0,001
23/12/2013	Condutividade elétrica (Lab)	264	382
23/12/2013	Ferro dissolvido	0,093	0,054
23/12/2013	Fósforo dissolvido	0,002	0,002
23/12/2013	Magnésio dissolvido	8,622	15,48
23/12/2013	Manganês dissolvido	0,04	0,059
23/12/2013	Molibdênio dissolvido	0,003	0,003
23/12/2013	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
23/12/2013	pH (Lab)	7,62	7,71
23/12/2013	Potássio dissolvido	1,986	3,518
23/12/2013	Selênio dissolvido	0,001	0,001
23/12/2013	Sódio dissolvido	15,18	15,12
23/12/2013	Sulfato total	75	60
23/12/2013	Zinco dissolvido	0,032	0,02

20/01/2014	Volume de água adicionado	2100	2100
20/01/2014	Volume coletado	1240	1070
20/01/2014	Peso Coluna - Final Ciclo	1405,5	1515,4
20/01/2014	pH (após coleta)	8,25	7,95
20/01/2014	Acidez (Lab)	90	120
20/01/2014	Alcalinidade total (Lab)	42,7	140
20/01/2014	Alumínio dissolvido	0,397	0,06
20/01/2014	Arsênio dissolvido	0,011	0,001
20/01/2014	Bário dissolvido	0,1	0,127
20/01/2014	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
20/01/2014	Cálcio dissolvido	9,347	40,51
20/01/2014	Chumbo dissolvido	0,008	0,0015
20/01/2014	Cloreto total	14,2	16,1
20/01/2014	Cobalto dissolvido	0,001	0,002
20/01/2014	Cobre dissolvido	0,009	0,006
20/01/2014	Condutividade elétrica (Lab)	152,4	621
20/01/2014	Ferro dissolvido	0,598	0,031
20/01/2014	Fósforo dissolvido	0,002	0,028
20/01/2014	Magnésio dissolvido	3,202	19,69
20/01/2014	Manganês dissolvido	0,02	0,072
20/01/2014	Molibdênio dissolvido	0,003	0,007
20/01/2014	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
20/01/2014	pH (Lab)	8,52	7,06
20/01/2014	Potássio dissolvido	1,446	4,927
20/01/2014	Selênio dissolvido	0,001	0,001
20/01/2014	Sódio dissolvido	18,09	23,26
20/01/2014	Sulfato total	43	2
20/01/2014	Zinco dissolvido	0,016	35,06
17/02/2014	Volume de água adicionado	2100	2100
17/02/2014	Volume coletado	1140	960
17/02/2014	Peso Coluna - Final Ciclo	1406,4	1516,9
17/02/2014	pH (após coleta)	6,59	6,67
17/02/2014	Acidez (Lab)	96	102
17/02/2014	Alcalinidade total (Lab)	45,7	61,6
17/02/2014	Alumínio dissolvido	0,213	0,01
17/02/2014	Arsênio dissolvido	0,001	0,001
17/02/2014	Bário dissolvido	0,086	0,121
17/02/2014	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
17/02/2014	Cálcio dissolvido	31,41	87,27
17/02/2014	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
17/02/2014	Cloreto total	9,5	8,7
17/02/2014	Cobalto dissolvido	0,003	0,001
17/02/2014	Cobre dissolvido	0,007	0,006
17/02/2014	Condutividade elétrica (Lab)	231	513

17/02/2014	Ferro dissolvido	0,342	0,021
17/02/2014	Fósforo dissolvido	0,049	0,128
17/02/2014	Magnésio dissolvido	7,765	30,89
17/02/2014	Manganês dissolvido	0,032	0,08
17/02/2014	Molibdênio dissolvido	0,002	0,002
17/02/2014	Níquel dissolvido	0,0045	0,0045
17/02/2014	pH (Lab)	6,91	7,16
17/02/2014	Potássio dissolvido	1,377	6,335
17/02/2014	Selênio dissolvido	0,001	0,001
17/02/2014	Sódio dissolvido	11,56	23,95
17/02/2014	Sulfato total	51	80
17/02/2014	Zinco dissolvido	0,01	0,0035
17/03/2014	Acidez (Lab)	132	114
17/03/2014	Alcalinidade total (Lab)	129,2	71,2
17/03/2014	Alumínio dissolvido	1,623	0,983
17/03/2014	Arsênio dissolvido	0,113	0,059
17/03/2014	Bário dissolvido	0,133	0,08
17/03/2014	Cádmio dissolvido	0,0005	0,0005
17/03/2014	Cálcio dissolvido	74,4	86,13
17/03/2014	Chumbo dissolvido	0,0015	0,0015
17/03/2014	Cloreto total	15,6	12,2
17/03/2014	Cobalto dissolvido	0,003	0,003
17/03/2014	Cobre dissolvido	0,027	0,027
17/03/2014	Condutividade elétrica (Lab)	169,3	548
17/03/2014	Ferro dissolvido	0,69	0,595
17/03/2014	Fósforo dissolvido	0,352	0,143
17/03/2014	Magnésio dissolvido	7,211	24,5
17/03/2014	Manganês dissolvido	0,055	0,065
17/03/2014	Molibdênio dissolvido	0,002	0,003
17/03/2014	Níquel dissolvido	0,002	0,0045
17/03/2014	pH (Lab)	8,13	7,73
17/03/2014	Potássio dissolvido	1,098	4,251
17/03/2014	Selênio dissolvido	0,001	0,001
17/03/2014	Sódio dissolvido	14,97	15,2
17/03/2014	Sulfato total	27	54
17/03/2014	Zinco dissolvido	0,037	0,018
17/03/2014	Volume de água adicionado	2100	2100
17/03/2014	Volume coletado	1240	1070
17/03/2014	Peso Coluna - Final Ciclo	1405,5	1515,4
17/03/2014	pH (após coleta)	8,25	7,95