



UNIVERSIDADE FEDERAL DE MATO GROSSO
FACULDADE DE ENGENHARIA – CAMPUS VÁRZEA GRANDE
CURSO DE ENGENHARIA DE MINAS

**ANÁLISE DA INFLUÊNCIA DA GRANULOMETRIA NA RECUPERAÇÃO DO
MINÉRIO DE OURO PARA IMPLANTAÇÃO DE MOINHO DE BOLAS**

TIAGO VINÍCIUS ROMAN

CUIABÁ – MT

2021



UNIVERSIDADE FEDERAL DE MATO GROSSO
FACULDADE DE ENGENHARIA – CAMPUS VÁRZEA GRANDE
CURSO DE ENGENHARIA DE MINAS

**ANÁLISE DA INFLUÊNCIA DA GRANULOMETRIA NA RECUPERAÇÃO DO
MINÉRIO DE OURO PARA IMPLANTAÇÃO DE MOINHO DE BOLAS**

Trabalho de Conclusão de Curso
apresentado ao Curso de Graduação
em Engenharia de Minas da
Universidade Federal de Mato Grosso
como requisito parcial para obtenção
do título de Bacharel em Engenharia
de Minas.

Orientador: Prof. Me. José Fidel
Matos Mandujano.

CUIABÁ – MT

2021

Dados Internacionais de Catalogação na Publicação
Gerada automaticamente mediante informações fornecidas pelo(a) autor(a)

R758a Roman, Tiago Vinicius.

Análise da influência da granulometria na recuperação do minério de ouro para implantação de moinho de bolas. / Tiago Vinicius Roman. -- Cuiabá, MT, 2021.

52, p.

Orientador(a): Prof. Me. José Fidel Matos Mandujano

Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia de Minas) - Campus Universitário de Várzea Grande. Universidade Federal de Mato Grosso.

1. Mineração Artesanal. 2. Atividade Mineral. 3. Recuperação por amalgamação. 4. Método de lavra. I. Mandujano, José Fidel Matos. II. Título.

CDU 622



UNIVERSIDADE FEDERAL DE MATO GROSSO

REGISTRO DE REUNIÃO

ATA DE DEFESA DO TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO

Nome do Aluno: Tiago Vinícius Roman

Data da defesa: 13/09/2021

Local: Sala Virtual: <https://meet.google.com/fpn-drrb-ram> e <https://meet.google.com/qwb-rqew-rhq>

Hora de início: 16:08h

Hora de fim: 17:39h

Banca examinadora:

Orientador Prof. Me. José Fidel Matos Mandujano

Membro Prof. Me. Pedro Henrique Neuppmann

Membro Prof. Me. Vítor Otacílio de Almeida

Membro Prof. Dr. Eduardo Carlos Alexandrina

Título da monografia: Análise da Influência da Granulometria na Recuperação do Minério de Ouro para Implantação de Moinho de Bolas

Em sessão pública, após exposição de cerca de 35 minutos, o candidato foi arguido oralmente pelos membros da banca tendo como resultado:

Aprovação por unanimidade sem exigências;

Aprovação condicionada ao atendimento das exigências constantes na folha de modificações no prazo fixado pela banca de 18 (dezoito) dias corridos;

Reprovação;

e a nota **8,65** foi atribuída ao trabalho.

Na forma regulamentar foi lavrada a presente ata que é assinada abaixo pelos membros da banca na ordem acima determinada e pelo aluno.

setembro de 2021.

Cuiabá - MT, 13 de

Orientador Prof. Me. José Fidel Matos Mandujano

Membro Prof. Me. Pedro Henrique Neuppmann

Membro Prof. Me. Vítor Otacílio de Almeida

Membro Prof. Dr. Eduardo Carlos Alexandrina

Discente Tiago Vinícius Roman

Docente da disciplina de TCC Mônica Aragona

CORREÇÕES DO TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO

Nome do Aluno: Tiago Vinícius Roman

A banca examinadora condicionou a aprovação do Trabalho de Conclusão de Curso às seguintes correções:

As correções estão contidas nos manuscritos de defesa corrigidos pelos membros da banca e encaminhados à docente da disciplina e ao discente.

O prazo para o cumprimento é de 18 (dezoito) dias corridos, sendo o orientador o responsável pela verificação do atendimento às exigências da banca.

setembro de 2021

Cuiabá - MT, 13 de



Documento assinado eletronicamente por **EDUARDO CARLOS ALEXANDRINA, Docente da Universidade Federal de Mato Grosso**, em 29/09/2021, às 13:01, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



Documento assinado eletronicamente por **VITOR OTACILIO DE ALMEIDA, Docente da Universidade Federal de Mato Grosso**, em 29/09/2021, às 19:50, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



Documento assinado eletronicamente por **MONICA ARAGONA, Docente da Universidade Federal de Mato Grosso**, em 01/10/2021, às 08:38, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



Documento assinado eletronicamente por **JOSE FIDEL MATOS MANDUJANO, Docente da Universidade Federal de Mato Grosso**, em 01/10/2021, às 17:32, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



Documento assinado eletronicamente por **TIAGO VINICIUS ROMAN, Usuário Externo**, em 07/10/2021, às 20:06, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



Documento assinado eletronicamente por **PEDRO HENRIQUE NEUPPMANN, Docente da Universidade Federal de Mato Grosso**, em 08/10/2021, às 13:33, conforme horário oficial de Brasília, com fundamento no art. 6º, § 1º, do [Decreto nº 8.539, de 8 de outubro de 2015](#).



A autenticidade deste documento pode ser conferida no site http://sei.ufmt.br/sei/controlador_externo.php?acao=documento_conferir&id_orgao_acesso_externo=0, informando o código verificador **3947732** e o código CRC **A9C3147E**.

Referência: Processo nº 23108.080499/2021-61

SEI nº 3947732

Criado por [01278547380](#), versão 2 por [01278547380](#) em 27/09/2021 12:34:37.

AGRADECIMENTOS

Primeiramente, agradeço a Deus pelo dom da vida e pelas pessoas que conheci nessa longa jornada de 5 anos.

Agradeço aos meus pais, Elizeu e Maria, por todo apoio, confiança, força, sabedoria e amor dado a mim.

Agradeço aos meus irmãos, Lucas e Eliza, pelo apoio, paciência e compreensão em momentos difíceis da faculdade.

Agradeço à minha namorada, Natielly, por estar ao meu lado durante a realização deste curso. Por me aguentar e ser compreensiva, principalmente nos momentos em que mais precisei.

Aos amigos e colegas da faculdade pela ajuda e estarem sempre comigo no dia a dia superando cada obstáculo.

Ao meu orientador, José Fidel e banca examinadora, por não medirem esforços para a confecção deste trabalho.

Às universidades, UNIASSELVI e UNEMAT, por cederem seus laboratórios, ajudando a construir parte deste estudo.

Ao corpo técnico da empresa COMPEL e todos os colaboradores que me ajudaram de alguma forma, possibilitando que esse projeto fosse realizado.

Por fim, agradeço a UFMT por me dar a oportunidade de cursar a faculdade de Engenharia de Minas e também a todo corpo docente e aos colaboradores que fizeram parte da minha formação acadêmica.

RESUMO

Este trabalho foi desenvolvido junto a empresa COMPEL buscando soluções para um problema bem comum na mineração artesanal e de pequena escala: a baixa recuperação do minério de ouro. Isso acontece porque muitos desses empreendimentos não possuem um sistema de cominuição adequado para alcançar uma granulometria desejável que facilite a liberação do minério de ouro. A análise que foi feita, busca o entendimento da faixa granulométrica obtida pela atual planta de beneficiamento, bem como a necessidade de um moinho de bolas para aumentar a liberação mineral e conseqüentemente elevar a recuperação do minério de ouro. O material de estudo foi coletado da pilha de minério bruto da mina (ROM), do passante do moinho e do rejeito da planta de beneficiamento de minério de ouro da empresa. Primeiramente, realizou-se a cominuição manual de 5 amostras do ROM, depois, junto com a amostra do passante do moinho, foram submetidas ao ensaio de peneiramento. Desse modo, foi possível encontrar o P80 de 5,383; 2,720; 1,493; 0,603; 0,548 e 1,716 mm das amostras ROM – 01, 02, 03, 04, 05 e cominuição atual, respectivamente. Posteriormente, foram obtidos os dados da análise química, que auxiliou no cálculo de recuperação metalúrgica da planta, chegando a 13%. O processo de recuperação por mercúrio, mostrou-se satisfatório, pois teve ajuda da análise química (Fire Assay). Os resultados de recuperação através do amalgama foram de 17, 41 e 74%, das amostras ROM – 01, 02, 03, 04 e 05, respectivamente. Por fim, conclui-se que se tem uma relação clara entre P80 do material com a recuperação por mercúrio. Logo, é muito provável que a instalação de um moinho de bolas seja benéfica a empresa.

Palavras-chave: Mineração de pequena escala; moinho de bolas; liberação; granulometria; recuperação.

ABSTRACT

This work was developed with COMPEL company, seeking solutions for a very common problem in artisanal and small-scale mining: the low recovery of gold ore. This is because many of these projects do not have an adequate comminution system to achieve a desirable granulometry that facilitates the release of the gold ore. The analysis that was carried out seeks to understand the granulometric range obtained by the current beneficiation plant, as well as the need for a ball mill to increase mineral release and consequently increase the recovery of gold ore. Study material was collected from the mine's raw ore pile (ROM), the mill pass, and the tailings of the company's gold ore processing plant. First, the manual comminution of 5 samples of the ROM was carried out, then, together with the sample from the mill pass, they were submitted to the sieving test. Thus, it was possible to find the P80 of 5.383; 2.720; 1.493; 0.603; 0.548 and 1.716 mm of the ROM samples - 01, 02, 03, 04, 05 and current comminution, respectively. Subsequently, chemical analysis data were obtained, which helped in the calculation of the plant's metallurgical recovery, reaching 13%. The mercury recovery process proved to be satisfactory, as it had the help of chemical analysis (Fire Assay). The results of recovery through amalgam were 17, 41 and 74% of ROM samples - 01, 02, 03, 04 and 05, respectively. Finally, it is concluded that there is a clear relationship between the P80 of the material and mercury recovery. Therefore, it is very likely that the installation of a ball mill will be beneficial to the company.

Keywords: Small scale mining; ball mill; liberation; granulometry; recovery.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Variação do preço do Ouro no âmbito mundial para os períodos de 2016 a 2021.	14
Figura 2: Mapa de localização e vias de acesso.	16
Figura 3: Mapa geológico do local de estudo.	18
Figura 4: Veios de quartzo mineralizados. A – Veio de alto teor. B – Veio de baixo teor.	19
Figura 5: Estereograma 3D dos principais veios de quartzo.	20
Figura 6: Cava da mina.	21
Figura 7: Fluxograma atual da planta.	23
Figura 8: Moinhos de martelos da planta da COMPEL. A – Moinho 99. B – Moinho 86.	24
Figura 9: Desenho esquemático de um Moinho de martelos.	25
Figura 10: Calha com carpetes instalados.	26
Figura 11: Concentrador centrífugo.	27
Figura 12: Hidrociclones.	28
Figura 13: Desenho esquemático de um Moinho de bolas.	29
Figura 14: Desenho esquemático do quarteamento em pilhas cônicas.	32
Figura 15: Fluxograma da metodologia adotada para o ROM.	33
Figura 16: Estrutura improvisada para a secagem da amostra do rejeito.	34
Figura 17: Separação e destino da massa do rejeito utilizada.	34
Figura 18: Separação e destino da massa do passante do moinho de martelo.	35
Figura 19: Processo de cominuição manual com pilão de aço.	36
Figura 20: Conjunto de peneiras e agitador.	37
Figura 21: Quarteamento da amostra para o ensaio de peneiramento.	38
Figura 22: Curvas de distribuição granulométrica. A: ROM – 01. B: ROM – 02. C: ROM – 03. D: ROM – 04. E: ROM – 05. F: COMINUIÇÃO ATUAL.	44
Figura 23: Amalgamação das amostras utilizando a bateia.	46
Figura 24: P80 x Recuperação de Au.	48

LISTA DE TABELAS

Tabela 1: Produção e comercialização de ouro dos estados brasileiros (PLG) em 2020.	15
Tabela 2: Números de batidas realizadas com o pilão de aço.	40
Tabela 3: Análise granulométrica do ROM – 01.....	41
Tabela 4: Análise granulométrica do ROM – 02.....	41
Tabela 5: Análise granulométrica do ROM – 03.....	41
Tabela 6: Análise granulométrica do ROM – 04.....	42
Tabela 7: Análise granulométrica do ROM – 05.....	42
Tabela 8: Análise granulométrica da cominuição atual da planta de beneficiamento....	42
Tabela 9: P80 de cada amostra.	43
Tabela 10: Teor das amostras.	45
Tabela 11: Recuperação de ouro pelo método de amálgama.	47

LISTA DE QUADROS

Quadro 1: Tabela de Richards.	31
------------------------------------	----

LISTA DE SIGLAS E ABREVIATURAS

Au	Ouro;
COMPEL	Cooperativa de Mineração dos Garimpeiros de Pontes e Lacerda;
CPRM	Companhia de Pesquisa de Recursos Minerais;
cm	Centímetros;
g	Gramas;
kg	Quilograma;
km	Quilômetro;
km ²	Quilômetro quadrado;
m	Metro;
mm	Milímetro;
PLG	Permissão de Lavra Garimpeira;
P80	Abertura na qual 80% das partículas do produto é passante;
ROM	<i>Run of Mine</i> ;
rpm	Rotações por minuto;
R\$	Real;
t	Tonelada;
U\$	Dólar;
#	Mesh;
µm	Micrômetro.

Sumário

1. INTRODUÇÃO	11
2. OBJETIVO	13
2.1 Objetivo geral.....	13
2.2 Objetivos específicos.....	13
2.3 Problema.....	13
3. JUSTIFICATIVA	14
4. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	16
4.1 Localização.....	16
4.2 Geologia do Grupo Aguapeí	17
4.3 Mineralização	18
4.4 Métodos de lavra.....	20
4.5 Planta de beneficiamento	22
5. METODOLOGIA.....	30
5.1 Plano de amostragem.....	30
5.2 Cominuição manual	35
5.3 Análise granulométrica.....	36
5.4 Análise química	39
5.5 Recuperação por amalgamação.....	39
6. RESULTADOS E DISCUSSÕES	40
6.1 Cominuição manual	40
6.2 Análise granulométrica.....	41
6.3 Análise química	45
6.4 Recuperação por amalgamação.....	46
7. CONCLUSÕES.....	49
7.1 Sugestões de trabalhos futuros.....	50
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	51

1. INTRODUÇÃO

O Brasil tem tradicionalmente ocupado uma posição de destaque na produção mundial de ouro. Entre 1700 e 1850, durante o ciclo do ouro, o Brasil foi o maior produtor mundial, chegando a produzir cerca de 16 t anuais provenientes principalmente de aluviões e outros depósitos superficiais explorados predominantemente pelos bandeirantes na região do Quadrilátero Ferrífero, no Estado de Minas Gerais (VIEIRA e OLIVEIRA, 1988, LOBATO et al., 2001).

Foi somente a partir dos anos 80, com a descoberta do garimpo de Serra Pelada, que a produção brasileira saltou de cerca de 20 t para mais de 100 t anuais no final da década de 80. Este crescimento foi fomentado pela forte tendência de aumento do preço do ouro no mundo, que passou de U\$ 300,00 para U\$ 1000,00 a onça troy em 1980 (TRINDADE e BARBOSA FILHO, 2002).

Os depósitos auríferos que se encontram na cidade de Pontes e Lacerda foram descobertos ainda no período colonial, em 1733, por expedições portuguesas chamadas de Monções. Foram importantes para a economia da colônia e fundamentais para a consolidação da expansão territorial brasileira. Estima-se que entre 1719 e 1822, cerca de 3,2 milhões de onças tenham sido extraídas das minas do território, hoje, mato-grossense que incluíam depósitos na região de Cuiabá e no Vale do Rio Guaporé (HOLANDA, 2003).

O Vale do Guaporé voltou a ser foco da exploração de ouro em meados da década de 70, após mais de 150 anos desde sua descoberta, com intensa atividade garimpeira na região entre as cidades de Pontes e Lacerda e Nova Lacerda. Mas só a partir da década de 80, que a lavra de ouro na região começou a ter importância para a economia formal, com a implantação de instalações da Mineração Santa Elina. Inicialmente focada na lavra de minério em placer, a mineração Santa Elina passou a lavar minério primário hospedado em metassedimentos do Grupo Aguapéí, na Mina São Vicente (município de Nova Lacerda), a partir da metade da década de 80. A atividade de lavra na Mina São Vicente pela Mineração Santa Elina foi encerrada em 1997, devido à queda nos preços do metal, que inviabilizou a lavra em função dos altos custos (MELO, 2016).

Depois do garimpo de Serra Pelada, considerado por muitos o maior garimpo a céu aberto do mundo, no ano de 2015 houve uma nova corrida do ouro que levou cerca de 6 mil pessoas a se aventurar na Serra da Borda, que ficou conhecida nacionalmente como

Serra do Caldeirão, a 13 km do centro urbano da cidade de Pontes e Lacerda. Essa movimentação de pessoas ocorreu após uma pepita de ouro de 20 kg ser descoberta por agricultores da região.

Rapidamente foi instalada uma comunidade garimpeira no alto da serra, com direito a barracas, casas improvisadas e até um comércio interno informal. Mas, como o direito de exploração da região estava concedido à Mineração Apoena S.A., sucessora das áreas do grupo Santa Elina na região do alto curso do Rio Guaporé, houve grandes conflitos entre a empresa e os garimpeiros. Em 2017, com o intuito de dar um fim nos conflitos pela exploração do subsolo, a Mineração Apoena S.A. ofereceu a COMPEL a área que hoje está inscrita na ANM como PLG N° 866.700/2018.

A liberação mineral nada mais é do que a distribuição de composições de partículas em uma determinada população de amostra. Na maioria dos minérios, várias fases estarão presentes, e pelo menos, uma fase terá valor econômico e, pelo menos, uma outra fase constituirá ganga. Partículas que contém somente uma fase são chamadas partículas liberadas. As outras partículas que contém mais do que uma fase, são compostas, ou seja, não liberadas (LUZ et al., 2004).

2. OBJETIVO

2.1 Objetivo geral

Este trabalho tem como objetivo geral analisar a granulometria do material da planta de beneficiamento para uma possível implantação de um moinho de bolas.

2.2 Objetivos específicos

- Apresentar a recuperação metalúrgica global da atual planta de beneficiamento por meio de análises químicas pelo método *Fire Assay*;
- Reduzir a granulometria do minério de forma manual;
- Obter o P80 das amostras cominuídas do ROM e do passante do moinho;
- Calcular a recuperação de ouro pelo método de amalgamação.

2.3 Problema

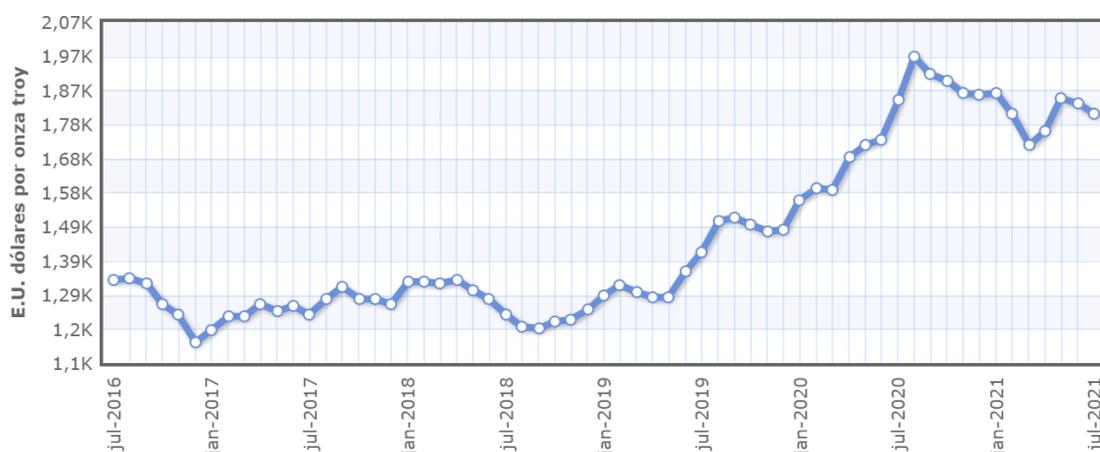
Este trabalho de conclusão de curso foi desenvolvido em consonância com a empresa COMPEL em busca de soluções para um problema, de certa forma, muito comum em meio à mineração artesanal e de pequena escala: a baixa recuperação do minério de ouro. Isso ocorre porque muitos desses empreendimentos não possuem um sistema de cominuição adequado para alcançar uma granulometria favorável à liberação das partículas de ouro na planta de beneficiamento.

3. JUSTIFICATIVA

A análise que foi feita da mineração de pequena escala é um estudo de caso que busca o entendimento da faixa granulométrica obtida pela atual planta de beneficiamento, bem como a necessidade de um moinho de bolas para aumentar a liberação mineral e consequentemente elevar a recuperação do minério de ouro. O material que é processado atualmente não atinge a granulometria adequada para uma recuperação satisfatória considerando o atual processo de beneficiamento da empresa. Dessa forma, é importante estabelecer meios para que o minério de ouro seja liberado e a recuperação ideal seja alcançada.

Outro ponto a considerar, é o aumento significativo do preço do ouro nos cenários atuais de pandemia da Covid-19 e outras crises sanitárias e financeiras verificada pela alta considerável desse metal na bolsa de valores ao redor do mundo (Figura 1). Como o ouro é um ativo típico para proteção de capital, a tendência, para os próximos anos, é de valorização. O grama de ouro no comércio local da cidade de Pontes e Lacerda é vendido em torno de R\$ 278,00 e US\$ 1.810,00 (02/09/2021) em valor global.

Figura 1: Variação do preço do Ouro no âmbito mundial para os períodos de 2016 a 2021.



Fonte: <https://www.indexmundi.com>

Em 2020, considerando apenas o regime de PLG, o Brasil produziu cerca de 19 t de ouro, gerando um valor de comercialização de aproximadamente 5 bilhões de reais. Por sua vez, o Mato Grosso, atrás apenas do Estado do Pará, produziu por volta de 8 t de ouro e faturou o valor de 2,1 bilhões de reais (Tabela 1).

Tabela 1: Produção e comercialização de ouro dos estados brasileiros (PLG) em 2020.

Estado	Produção (kg)	Valor (R\$)
Pará	9.643,00	2.553.538.063,00
Mato Grosso	8.383,00	2.107.927.198,00
Rondônia	1.319,00	331.497.957,00
Amazonas	108,00	29.957.082,00
Goiás	25,00	7.520.521,00
Outros	-	-
Total	19.478,00	5.030.440.822,00

Fonte: (ANM, 2021)

Em relação a produção de ouro por empresas com regime exploratório de concessão de lavra, no ano de 2020 foi obtido 62 t de Au, o que gerou cerca de 17,6 bilhões de reais (ANM, 2021). Ou seja, a produção proveniente de PLG representa aproximadamente 23% de todo o ouro comercializado.

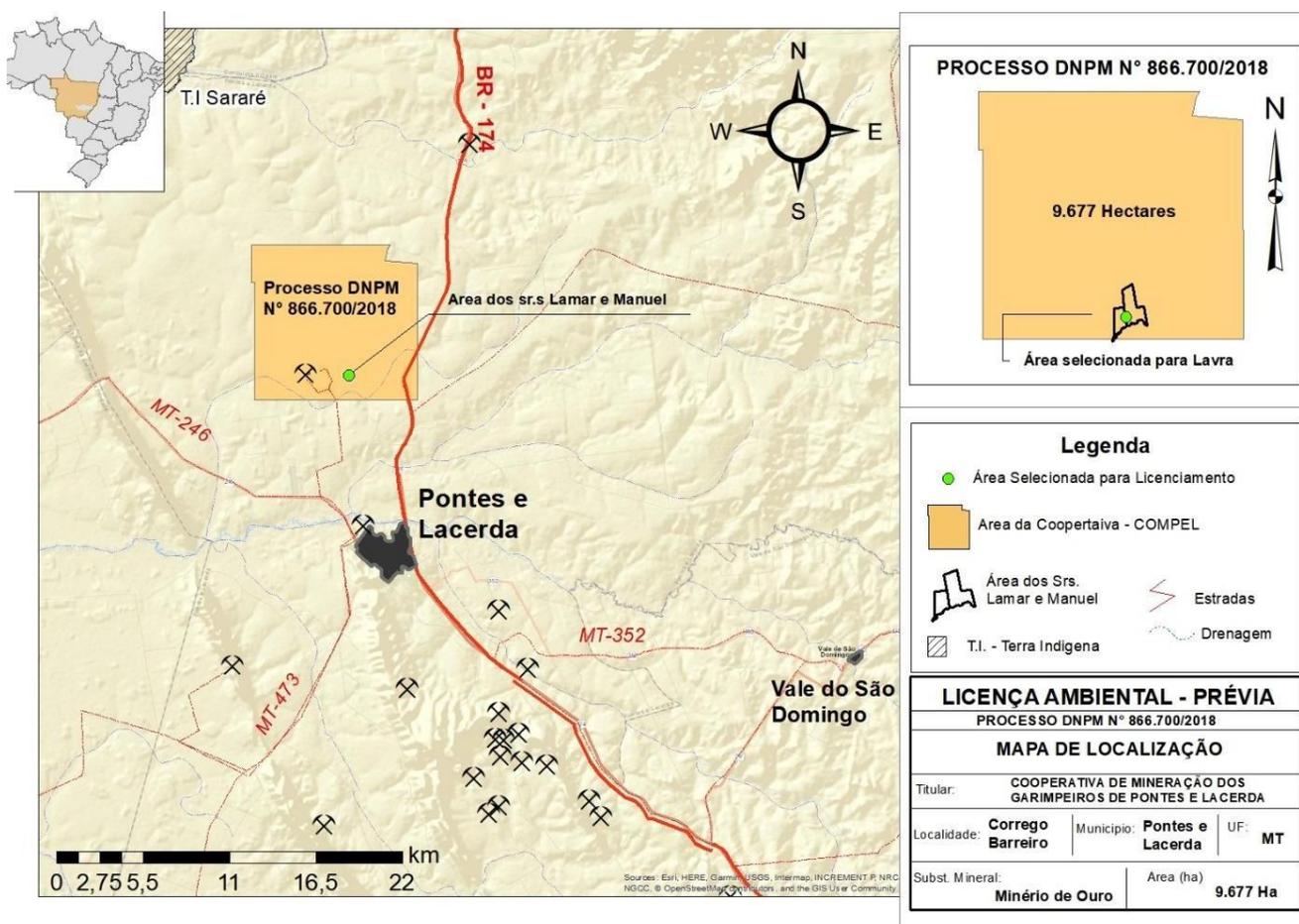
4. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

4.1 Localização

O local de estudo está situado no município de Pontes e Lacerda (Figura 2) no Estado do Mato Grosso e é acessado pela rodovia BR-174B, que liga os municípios de Pontes e Lacerda e Vila Bela da Santíssima Trindade, ficando a 450 km de Cuiabá.

A área objeto deste estudo está situada na folha SD.21-Y-C-II (CPRM – PROGRAMA LEVANTAMENTOS GEOLÓGICOS BÁSICOS DO BRASIL), porção oeste do Estado de Mato Grosso, limitada pelos paralelos 15°00'00" e 15°30'00" de longitude sul e meridianos 59°00' e 59°30' de longitude oeste, que compreende uma área de superfície de aproximadamente 3000 Km² (MENEZES e SILVA, 1993).

Figura 2: Mapa de localização e vias de acesso.



Fonte: Informação fornecida pela empresa.

4.2 Geologia do Grupo Aguapeí

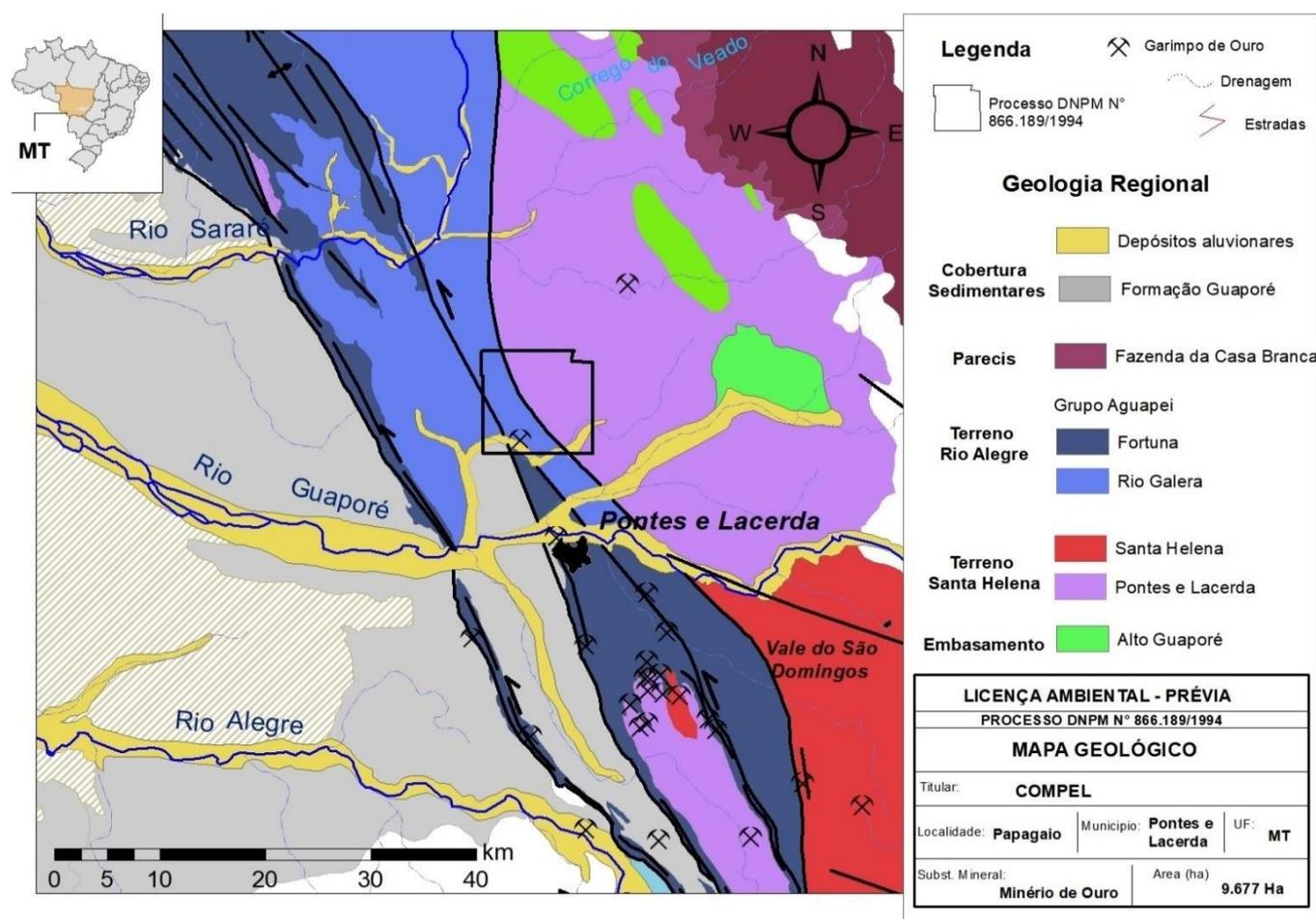
O Grupo Aguapeí, apresenta-se por camadas dobradas, destacando um sistema de cristas alinhadas que atravessam diagonalmente a porção SW, sendo direções N20-30W. Recebem os nomes de serras do Patrimônio, Azul, do Cágado, do Caldeirão e da Borda. No prolongamento norte configura a chamada Serra de São Vicente, sendo que ao sul, na Folha Santa Bárbara, o sistema é formado pelas serras do Pau-a-Pique e Salto Aguapeí (MENEZES e SILVA, 1993).

Apenas as formações Fortuna e Vale da Promissão afloram amplamente na Folha Pontes e Lacerda. A Formação Fortuna ocorre na parte basal e sustenta a cadeia de serras que existe na região. É observado a formação de metarenitos, que são essencialmente ortoquartzíticos, em geral micáceos, possuindo cor branca com variações cinza-claro e vermelho (GERALDES, 1996).

Os metaconglomerados são compostos por seixos predominantemente de quartzo subarredondados, possuindo dimensões entre 0,5 e 3,0 cm, cimentados por sílica, ocorrendo com maior frequência na base da sequência. Os metassiltitos são observados preferencialmente nos níveis superiores, possuem coloração avermelhada a arroxeadada e fina laminação dada pela alternância de finas camadas de granulometrias distintas (GERALDES, 1996).

A Formação Vale da Promissão é interpretada como de posição intermediária e tem caráter essencialmente pelítico. Compreende metassiltitos, metargilitos, ardósias, e, mais raramente, metarenitos. A coloração é variada, com tons de branco, vermelho, amarelo e verde (GERALDES, 1996).

Figura 3: Mapa geológico do local de estudo.



Fonte: Informação fornecida pela empresa.

4.3 Mineralização

Em 1734, a bandeira dos irmãos Paes de Barros descobriu ouro nos aluviões do Rio Galera e em 1948 foram descobertas as minas da Chapada de São Francisco Xavier, no cume da Serra de São Vicente. Todas no Estado de Mato Grosso aos arredores da cidade de Pontes e Lacerda (SIQUEIRA et al., 1990).

Os depósitos de ouro distribuem-se em três áreas mais representativas, caracterizadas pela Mina de São Vicente e o Depósito de São Francisco Xavier, ao norte; pelo Complexo Lavrinha, no centro; e pelo Depósito Pau-a-Pique, ao sul (DARDENNE e SCHOBENHAUS, 2001).

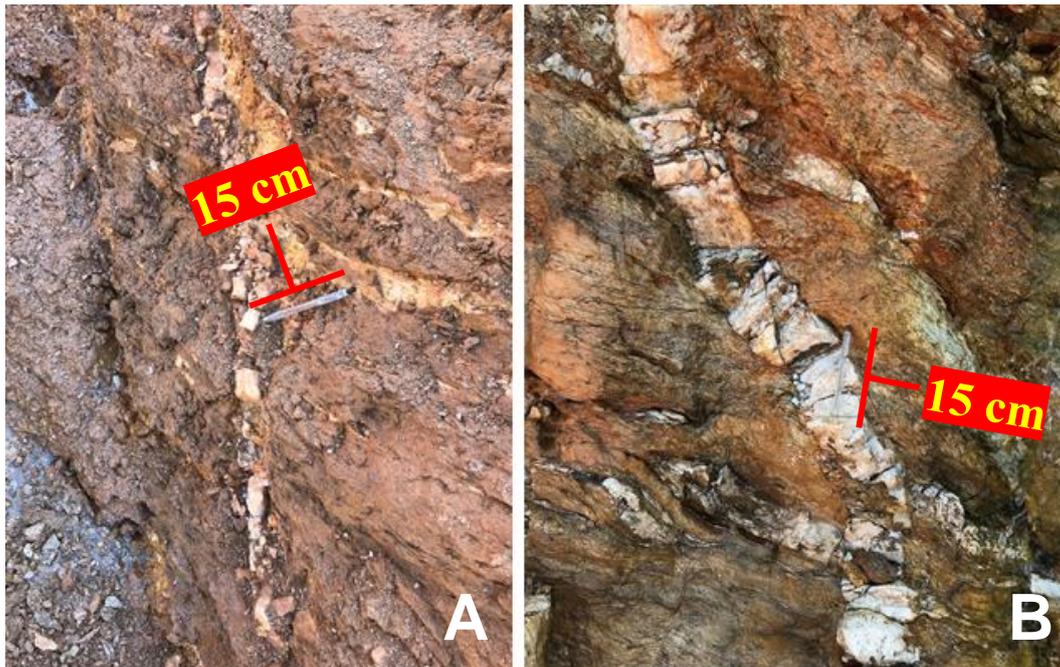
As mineralizações auríferas são associadas a veios de quartzo que se encontram hospedados em zonas de cisalhamento, situadas no contato dos metassedimentos do

Grupo Aguapeí com os granito-gnaisses do embasamento, ou encaixadas na própria Sequência Aguapeí (DARDENNE e SCHOBENHAUS, 2001).

A Mina de Pau-a-Pique, que produziu, de 1987 a 1991, cerca de 1t de Au com minério apresentando teor médio de 4 g/t Au (atingindo localmente até 20 g/t Au), localiza-se numa zona de cisalhamento orientada N10W/70SW afetando igualmente as rochas tonalíticas do embasamento, bem como os arenitos e os conglomerados do Grupo Aguapeí, os quais se encontram intensamente milonitizados (SÃES, 1999).

Atualmente, a mineralização ocorre em veios de quartzo (Figura 4) com duas direções predominantes, 095°/80° (amarelo) e 085°/75° (verde) no sistema *Dip Direction/Dip* (Figura 5). Essas composições de veios variam entre 5 a 25 cm de espessura e se encaixam em meta sedimentos crenulados, com composições de xistos e mica xisto de cor amarela e siltitos de cor escura, ambos marcados por foliações.

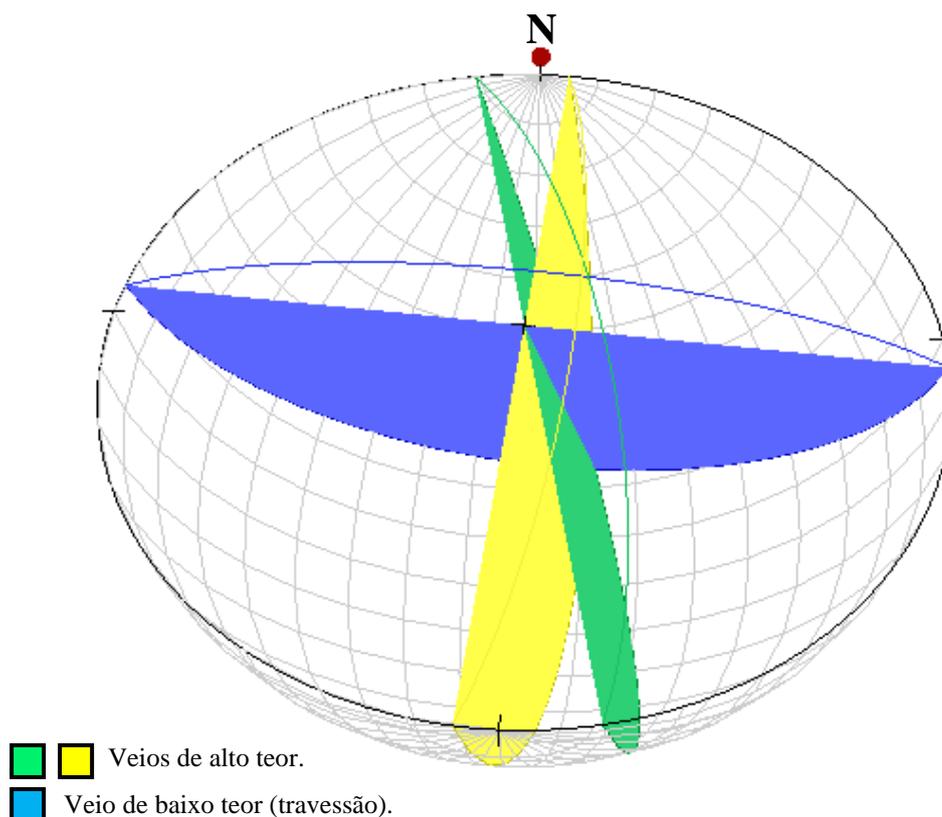
Figura 4: Veios de quartzo mineralizados. A – Veio de alto teor. B – Veio de baixo teor.



Fonte: O autor.

Muitas vezes, os veios de quartzo são descontínuos e observados em campo como “travessões”, estruturados preferencialmente com direções 005°/75° (azul), disposto perpendicularmente aos veios mineralizados, (Figura 5) de baixo teor aurífero que se apresentam com largura entre 0,2 e 1 m.

Figura 5: Estereograma 3D dos principais veios de quartzo.



Fonte: O autor.

4.4 Métodos de lavra

Os fatores a ponderar na seleção do método de lavra estão relacionados, primeiramente, com os aspectos econômicos e técnicos. Entretanto, diversos outros estudos específicos são necessários para servir de suporte para a confecção e a aprovação de um projeto de lavra, incluindo (CURI, 2017):

- Topografia da área, características naturais e geológicas do corpo mineral;
- Forma do depósito, tipos de minério e a sua distribuição espacial e espessura do capeamento;
- Avaliação econômico-financeira para a determinação do valor do minério, do custo de investimento e dos custos operacionais;
- Análise da legislação pertinente em nível local, regional e nacional e das eventuais políticas de incentivos à mineração;
- Definição das tecnologias mais apropriadas para o tratamento dos minérios, a estabilidade das escavações e o transporte e manuseio dos materiais;

- Avaliação dos fatores socioambientais visando à mitigação dos impactos no ar, no solo, nas águas e no meio ambiente em geral e na sociedade como um todo.

A lavra desse empreendimento é realizada pelo método a Céu Aberto (*Open pit*) (Figura 6), apenas utilizando o desmonte mecânico, através das escavadeiras hidráulicas. Tanto o transporte de minério, quanto o de estéril, é feito por caminhões rodoviários de 3 eixos, que basculam nas proximidades da planta de beneficiamento. No que diz respeito à geometria da cava, adotou-se uma bancada de 7m, largura da berma de 5m e ângulo de inclinação do talude de 60°.

Figura 6: Cava da mina.



Fonte: O autor.

A equipe de planejamento busca uma inclinação geral de 46 ° e profundidade final de 49 m. Por se tratar de um material mais friável com poucos matacões, o carregamento e transporte é relativamente ágil, atingindo uma média de produção diária de 800 t, podendo alcançar por volta de 30 mil t/mês de minério.

4.5 Planta de beneficiamento

O beneficiamento mineral consiste em operações aplicadas aos bens minerais, visando modificar a granulometria, a concentração relativa das espécies minerais presentes ou a forma, sem, contudo, modificar a identidade química ou física dos minerais (LUZ et al., 2004).

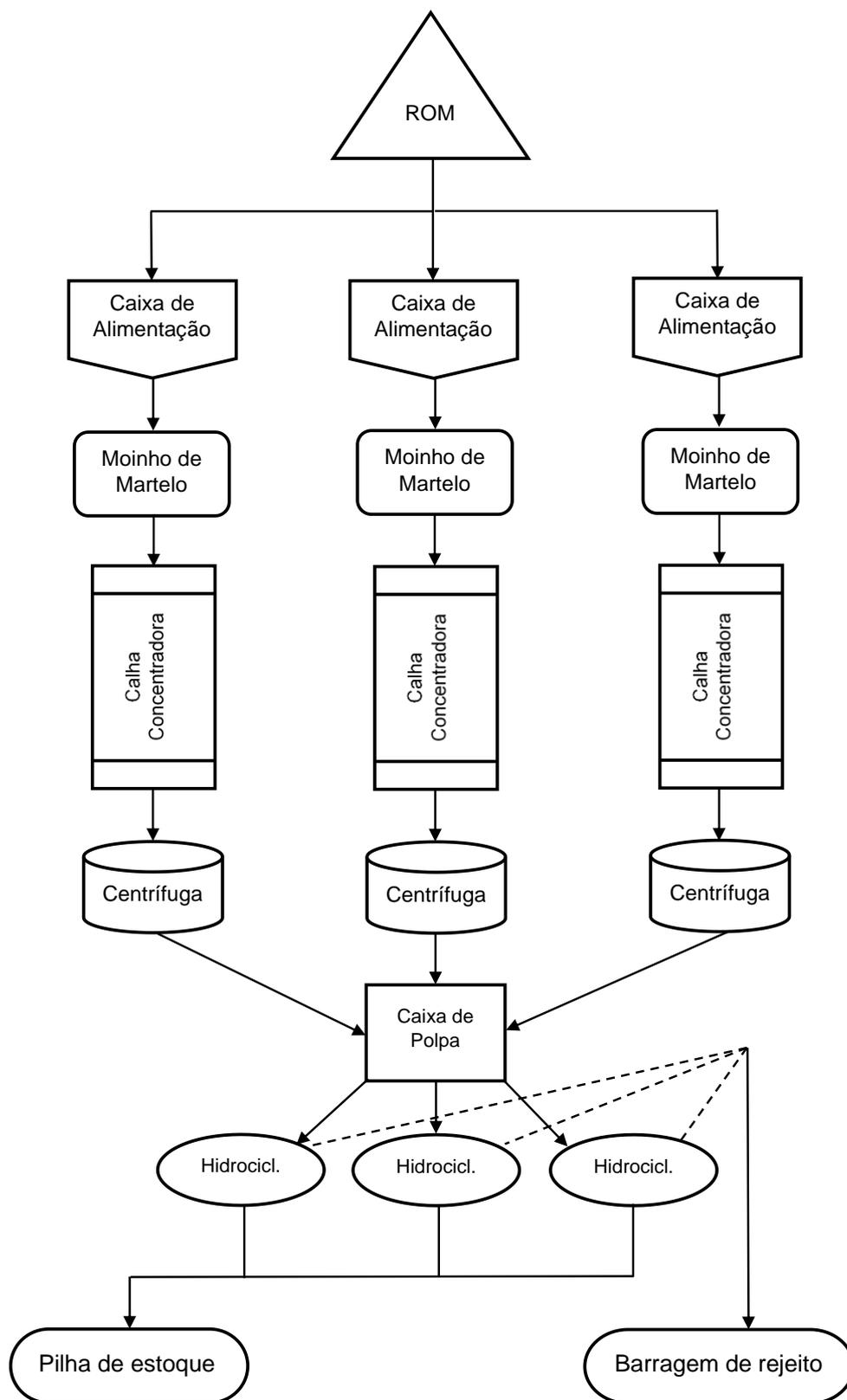
O primeiro equipamento que o material da mina passa na planta de beneficiamento da cooperativa, é o moinho de martelos. Depois disso, é direcionado, em forma de polpa, às calhas concentradoras com o intuito de realizar a primeira concentração gravimétrica. O rejeito é então levado ao concentrador centrífugo a fim de concentrar novamente o minério de ouro.

Após isso, a polpa é conduzida, através de tubulações, para uma caixa e direcionada para o hidrociclone realizar o corte granulométrico. Sendo que o *underflow* é enviado para uma pilha de estoque e o *overflow* é direcionado à barragem de rejeitos, conforme ilustra o fluxograma da planta de beneficiamento (Figura 7).

A operação de fragmentação, no campo de beneficiamento de minérios, agrupa um conjunto de técnicas que tem por finalidade reduzir, por ação mecânica, um sólido de determinado tamanho em fragmentos de tamanho menor. A fragmentação de um material heterogêneo, que constitui geralmente uma rocha, visa liberar os minerais valiosos dos minerais de ganga ou, no caso de um mineral homogêneo, reduzir até à dimensão requerida para utilização. A operação de fragmentação compreende diversos estágios que se aplicam ao minério que ocorrem desde a mina, até sua adequação ao processo industrial subsequente (LUZ et al., 2004).

O processo de cominuição na planta de beneficiamento em estudo, é realizado apenas por moinho de martelos (Figura 8), cuja manutenção exige a troca dos componentes de aço a cada 2 dias.

Figura 7: Fluxograma atual da planta.



Fonte: O autor.

Figura 8: Moinhos de martelos da planta da COMPEL. A – Moinho 99. B – Moinho 86.

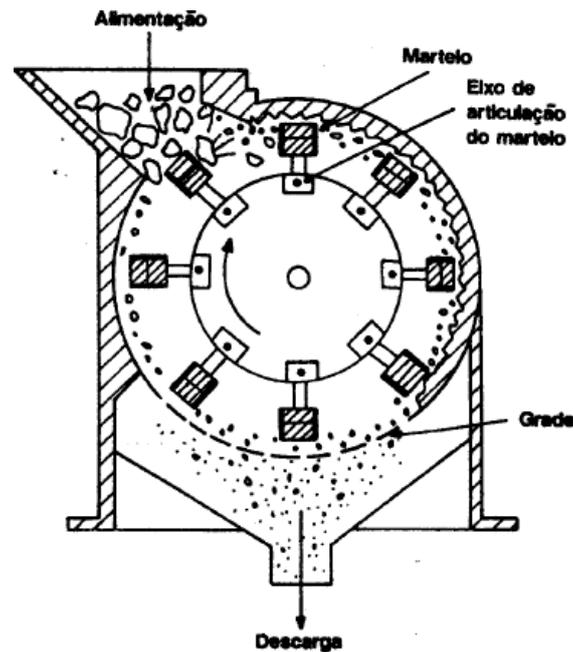


Fonte: O autor.

No beneficiamento de minérios, a cominuição é necessária para se obter uma granulometria adequada ao processo de concentração utilizado, assim como para a consecução de uma liberação adequada dos minerais a serem separados. É imprescindível a obtenção de elevado grau de liberação, para ser possível alcançar concentrados com teores adequados a uma taxa de recuperação razoável do mineral útil (BERALDO, 1987).

O moinho de martelos (Figura 9) consiste em um eixo girando em alta rotação e no qual ficam presos, de forma articulada, vários blocos ou martelos. O material é alimentado pela parte superior e as partículas sofrem o impacto dos martelos e são projetadas contra a superfície interna da câmara, fragmentando-se, para depois serem forçadas a passar por tela inferior que vai bitolar a granulometria da descarga (LUZ et al., 2004).

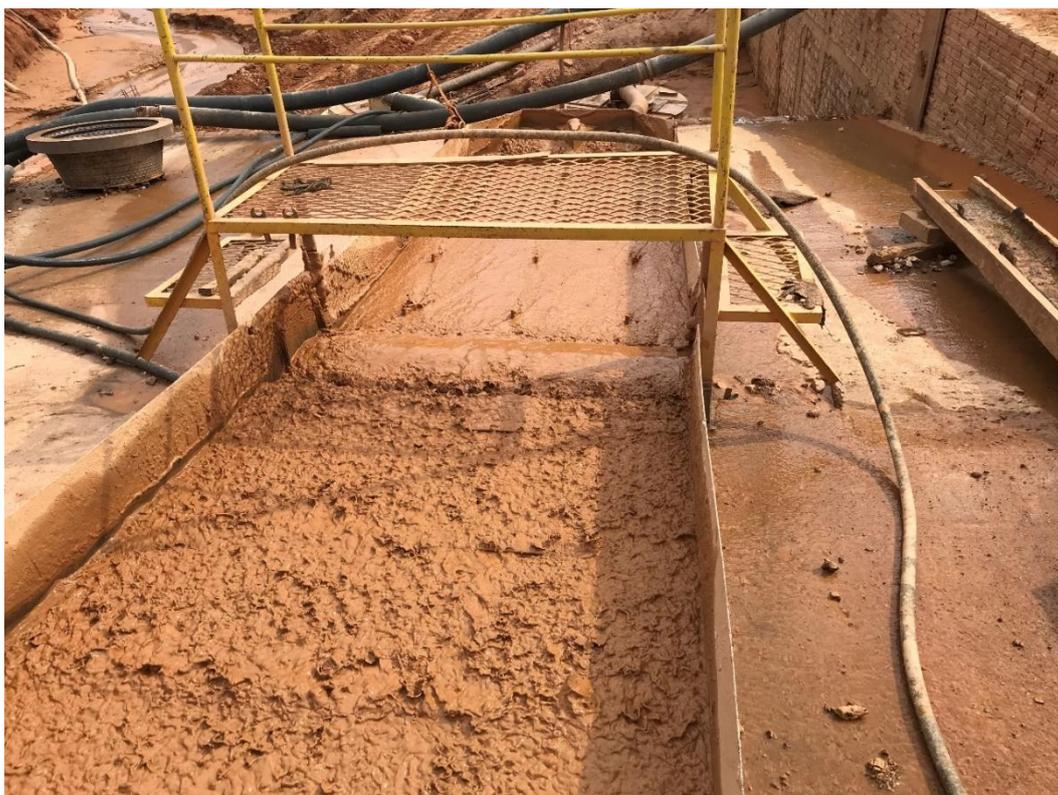
Figura 9: Desenho esquemático de um Moinho de martelos.



Fonte: (LUZ, SAMPAIO E FRANÇA, 2010).

Após a moagem, o passante é encaminhado para as calhas concentradoras (Figura 10), que são caixas de aço ou madeira, inclinadas de fundo plano, com ou sem ranhuras na superfície e geralmente forradas com um carpete para reter as partículas de ouro junto com outros minerais pesados. As calhas são geralmente usadas em minérios aluviais, eluviais e coluviais, mas muitas operações artesanais concentram ouro de minério primário moído em moinhos de martelo ou moinhos chilenos. Uma polpa de minério geralmente com 10-20% de sólidos (em massa) é bombeada para as calhas e o ouro e os minerais pesados afundam, permitindo que as partículas mais leves passem e sejam carregadas e descarregadas no final da calha (VEIGA e GUNSON, 2020).

Figura 10: Calha com carpetes instalados.



Fonte: O autor.

Os concentradores centrífugos (Figura 11) são, atualmente, os equipamentos mais utilizados para separação gravítica. A principal aplicação inicial dos concentradores centrífugos foi na recuperação de ouro fino (SAMPAIO E TAVARES, 2005). O princípio da concentração de ouro em equipamentos centrífugos é a separação do ouro das partículas minerais de ganga com base na diferença da velocidade de sedimentação (CHEN et al., 2020).

Quando as partículas são submetidas à força gravitacional normal (força $G = 1$), como em um Jigue, uma partícula de ouro com um diâmetro de 0,02 mm caindo na água atinge a mesma velocidade terminal que uma partícula de quartzo de 0,07 mm. Se uma classificação de tamanho do grão muito estreita não for empregada anteriormente, haverá baixa seletividade na separação. Considerando que a aceleração de ambas as partículas em uma centrífuga é 60 vezes maior do que a aceleração gravitacional, a diferença na velocidade terminal entre as duas partículas aumenta, portanto, a diferença entre os tamanhos das partículas a serem separadas também aumenta proporcionalmente (VEIGA e GUNSON, 2020).

Figura 11: Concentrador centrífugo.



Fonte: O autor.

Os hidrociclones (Figura 12) têm a sua maior aplicação em circuitos fechados de moagem, sendo popularmente usado por conta de sua maior capacidade em relação a outros classificadores. O princípio básico de separação empregado nos hidrociclones é a sedimentação centrífuga. O desempenho desses é influenciado por suas dimensões, pelas variáveis operacionais e pelas propriedades físicas dos sólidos e da polpa alimentada (LUZ, SAMPAIO E FRANÇA, 2010).

Figura 12: Hidrociclones.

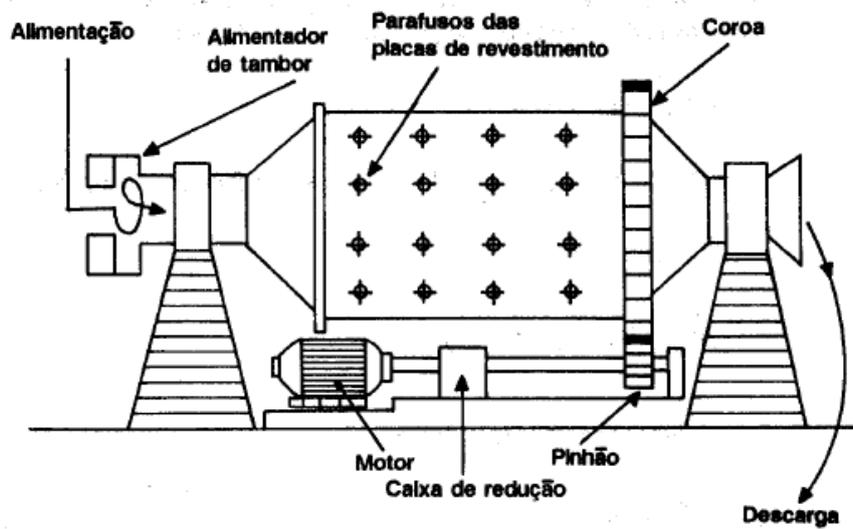


Fonte: O autor.

Os teores de concentrados e recuperação do mineral útil conseguidos nas operações de separação dos minerais variam em função do grau de cominuição efetuado. Por outro lado, as operações de cominuição, em especial a moagem fina, são as mais dispendiosas de um circuito de concentração (BERALDO, 1987).

Estes moinhos são constituídos (Figura 13) de uma carcaça cilíndrica de ferro, revestida internamente com placas de aço ou borracha, que gira sobre mancais e contém, no interior, uma carga solta de barras ou bolas de aço (LUZ et al., 2004). As partículas do produto final de um moinho de bolas têm diâmetro entre 30 e 200 μm , considerando uma velocidade de 4 a 20 rpm na operação (COTRINA, 2018).

Figura 13: Desenho esquemático de um Moinho de bolas.



Fonte: (LUZ, SAMPAIO E FRANÇA, 2010).

5. METODOLOGIA

O material de estudo foi coletado da pilha de minério (ROM), do passante do moinho e do rejeito da planta de beneficiamento de minério de ouro da empresa COMPEL, localizada na cidade de Pontes e Lacerda – MT.

5.1 Plano de amostragem

O processo de amostragem consiste na retirada de quantidades moduladas de material (incrementos) de um todo que se deseja amostrar, para a composição da amostra primária ou global, de tal forma que esta seja representativa do todo amostrado (LUZ, SAMPAIO E FRANÇA, 2010).

A amostragem adotada foi do tipo aleatória, pois o material a ser amostrado dispõe de poucas informações, logo os incrementos foram selecionados de forma oportuna para aquela ocasião. Já para a determinação da massa mínima da amostra, é comumente usada a teoria desenvolvida pelo engenheiro francês Pierre Gy (1976) que se destaca pela sua facilidade prática em descrever várias características complexas de uma situação de amostragem.

A equação geral de Pierre Gy para a determinação da massa mínima da amostra é dada por:

$$S_a = \sqrt{d^3 \cdot Q \cdot \left(\frac{1}{w} - \frac{1}{W} \right) \cdot l \cdot f \cdot h}$$

Onde:

S_a = estimativa do erro total de amostragem expresso como desvio-padrão;

d = diâmetro máximo das partículas no material a ser amostrado, normalmente aproximado pela abertura de peneira, em centímetros, que retém 5 % do material;

Q = fator de composição mineralógica (g/cm^3);

w = massa mínima da amostra (g);

W = massa do material a amostrar (g);

l = fator de liberação do mineral (adimensional);

f = fator de forma das partículas (adimensional); e

h = fator de distribuição de tamanho das partículas (adimensional).

Porém, como é observado, essa equação só é válida quando todas essas variáveis são bem definidas. Dessa forma, visto que o material é pouco conhecido, Luz, Sampaio e França (2010) recomendam a utilização da Tabela de Richards (Quadro 1).

Quadro 1: Tabela de Richards.

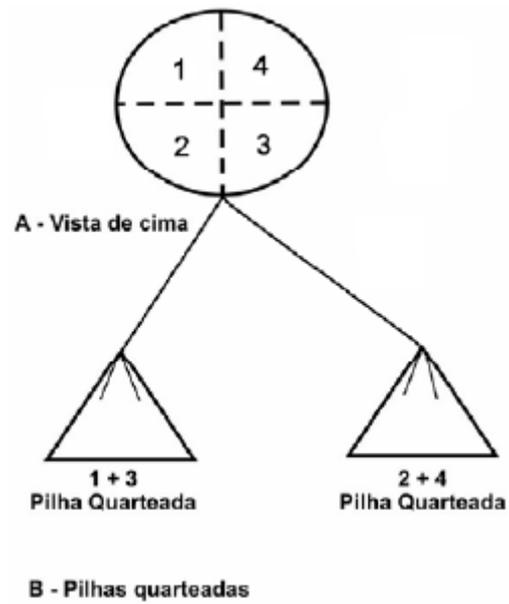
Diâmetro da Maior Partícula	Caracterização do Minério					
	Muito Pobre ou Muito Uniforme	Pobre ou Uniforme	Médios	Rico ou Spotty	Muito Rico ou Exclusivamente Spotty	Ouro
8"	9.600	32.000	-	-	-	-
5"	3.800	12.500	-	-	-	-
4"	2.400	8.000	40.000	-	-	-
2"	600	2.000	10.000	26.000	-	5.000
1 1/2"	350	1.150	5.000	14.000	-	2.500
1"	150	500	2.500	6.500	-	1.000
3/4"	85	300	1.400	3.600	-	500
1/2"	35	125	600	1.600	-	200
1/4"	10	30	150	400	14.000	100
6 M	2,5	8,5	43	110	3.800	38
10 M	0,5	2,0	11	30	900	-
14 M	0,4	1,0	5	14	500	13
20 M	0,2	0,5	3	7	250	5
28 M	0,08	0,3	1,5	3,5	120	2
35 M	0,04	0,2	0,7	1,7	60	0,5
48 M	0,02	0,1	0,3	0,9	30	-
65 M	0,01	0,03	0,2	0,4	15	-
100 M	0,005	0,02	0,1	0,2	7,5	-
150 M	0,003	0,01	0,05	0,1	4	-
200 M	0,002	0,005	0,02	0,05	-	-

Fonte: (LUZ, SAMPAIO E FRANÇA, 2010)

A primeira amostra foi retirada da pilha de minério que alimenta a planta de beneficiamento, adotando a massa de 100 kg para que posteriormente as partículas fossem adequadas com o *top size* de 1/4". O material foi então homogeneizado com a ajuda de uma pá, realizando cerca de 50 tombamentos em pilha cônica disposta em lona plástica com o intuito de evitar qualquer tipo de contaminação. Em seguida, realizou-se o

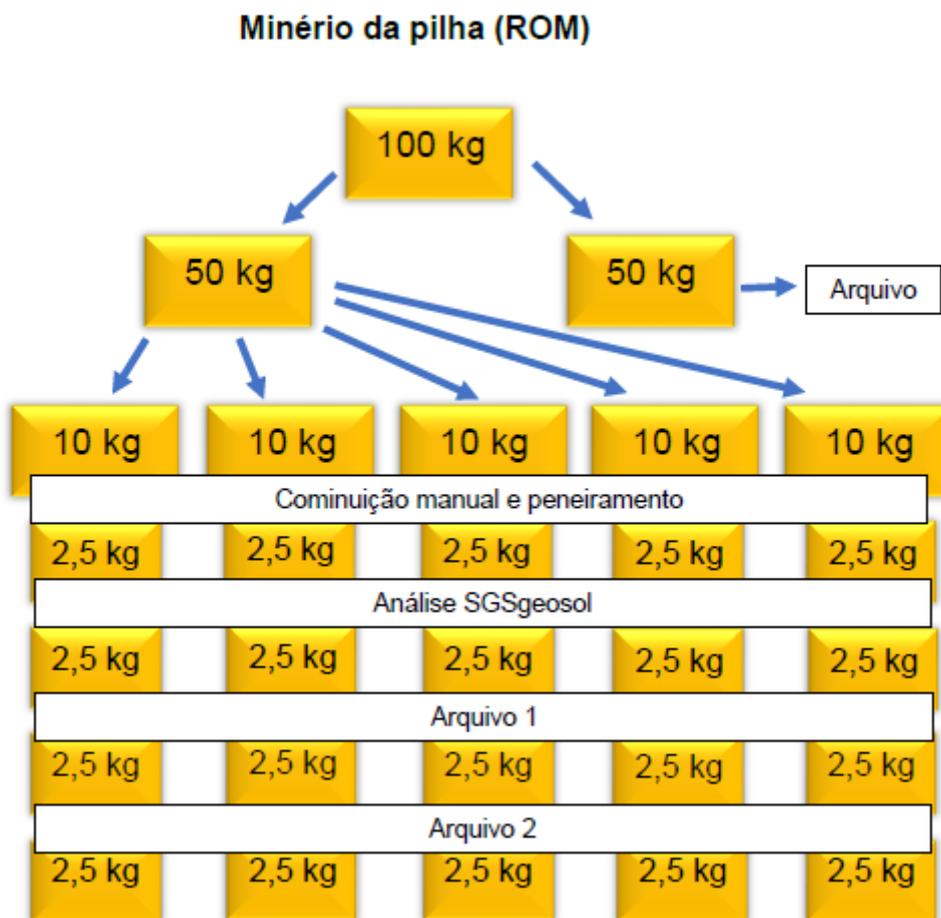
quarteamento (Figura 14), gerando cinco alíquotas de 10 kg e que novamente foram divididas em quatro subalíquotas de 2,5 kg (Figura 15).

Figura 14: Desenho esquemático do quarteamento em pilhas cônicas.



Fonte: (LUZ, SAMPAIO E FRANÇA, 2010).

Figura 15: Fluxograma da metodologia adotada para o ROM.



Fonte: O autor.

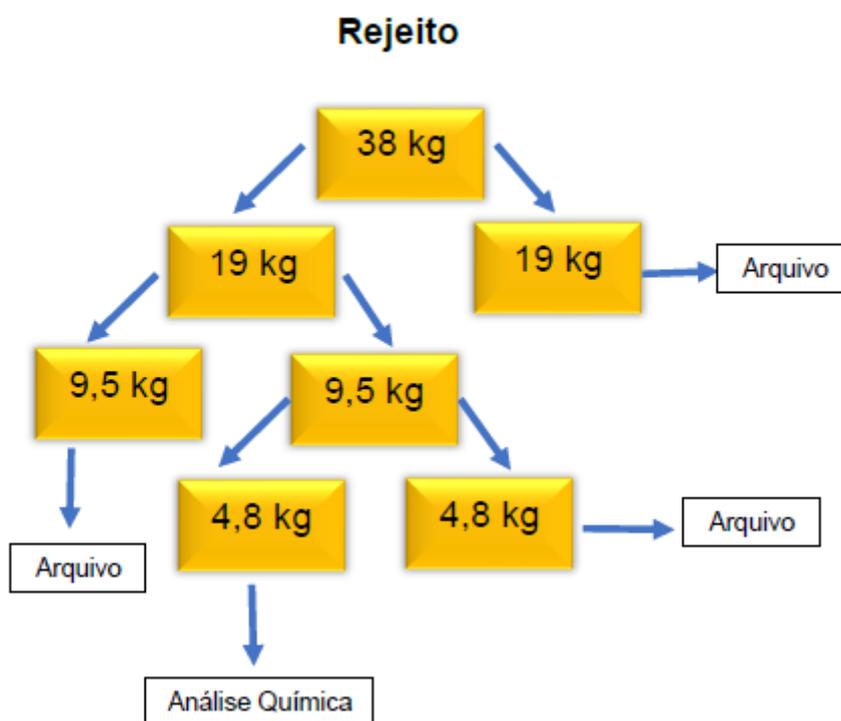
Para o material do rejeito e do passante do moinho, o processo foi semelhante, porém o material se encontrava úmido e precisou ser seco. Como não havia estufa elétrica disponível, foi utilizado um método de secagem improvisado com lenha, que cumpriu bem a sua função (Figura 16). A massa do rejeito (Figura 17) foi estabelecida também conforme a Tabela de Richards, ou seja, 38 kg com o *top size* de 6 # (3,36 mm). De modo contrário, no passante do moinho foi coletado cerca de 5 kg (Figura 18) de forma aleatória, pois o intuito é apenas a realização da análise física e não geoquímica como as outras duas anteriores.

Figura 16: Estrutura improvisada para a secagem da amostra do rejeito.



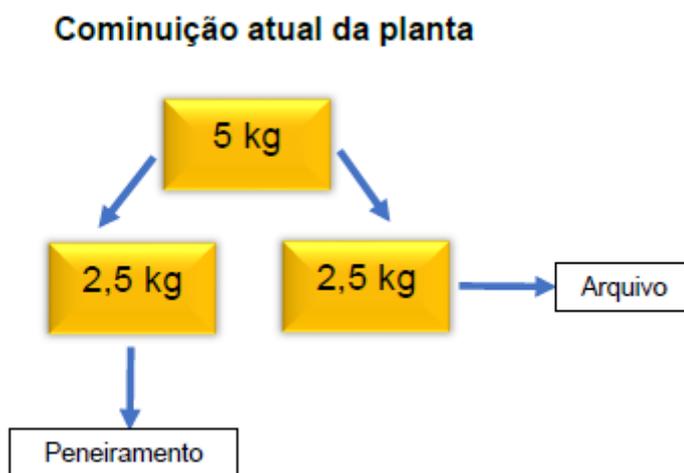
Fonte: O autor.

Figura 17: Separação e destino da massa do rejeito utilizada.



Fonte: O autor.

Figura 18: Separação e destino da massa do passante do moinho de martelo.



Fonte: O autor.

5.2 Cominuição manual

Nesta etapa, foi realizada a cominuição das 5 subalíquotas de forma manual, utilizando um pilão de aço (Figura 19). O intuito desse procedimento é simular uma cominuição feita por um moinho de bolas, mas com um baixo custo de execução e com materiais simples encontrados no próprio local de estudo.

A finalidade desse processo é diferenciar a granulometria das 5 amostras de modo que a primeira seja a mais grossa e a última, a mais fina. Assim, as 3 amostras do meio foram adequadas para representar um intervalo granulométrico entre as amostras 1 e 5. Para que isso ocorresse, foi estabelecido que o parâmetro diferenciador aplicado no material seria o número de batidas, determinado pela avaliação visual.

Figura 19: Processo de cominuição manual com pilão de aço.

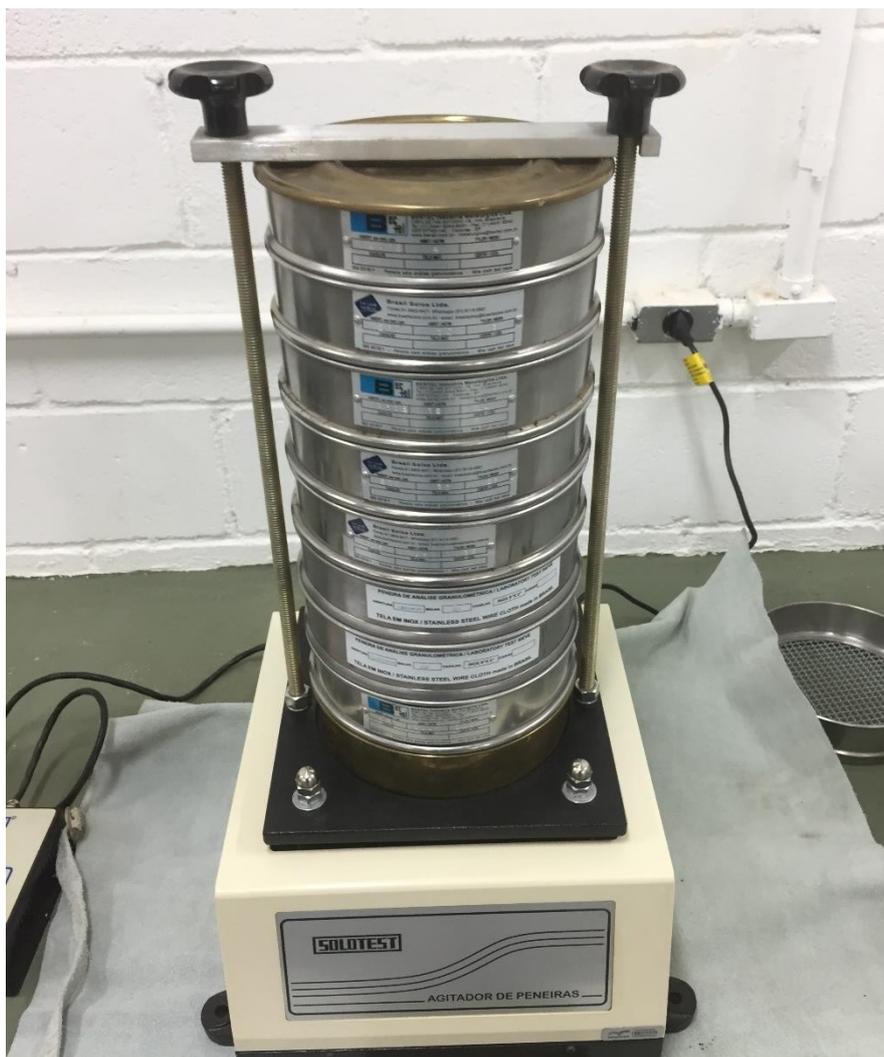


Fonte: O autor.

5.3 Análise granulométrica

A análise granulométrica foi realizada nas cinco amostras anteriormente cominuídas e na amostra do passante do moinho. O ensaio de peneiramento foi feito a seco por 30 minutos com frequência 8 de vibração, utilizando um agitador com as peneiras de 6,300; 4,750; 2,000; 1,180; 0,600; 0,425; 0,300; 0,150; 0,075 mm e fundo (Figura 20).

Figura 20: Conjunto de peneiras e agitador.



Fonte: O autor.

Como as amostras tinham a massa de 2,5 kg, novamente utilizou-se a prática de quarteamento (Figura 21) para alimentar o ensaio com apenas 500 g em média. Esses dados foram utilizados para construir a curva de distribuição granulométrica das amostras, bem como os seguintes tópicos:

- Traçar a relação da percentagem do passante acumulado x diâmetro das partículas em mm, junto com o P80 correspondente de cada uma das seis (cinco do ROM e uma do passante do moinho) amostras;
- Comparar os valores obtidos de P80 com o utilizado pela planta de beneficiamento.

Para encontrar a quantidade do material a ser peneirado, utilizou-se a equação da massa de Gaudin:

$$M = \left[\frac{d_i + d_s}{2} \right] \cdot p \cdot A \cdot n$$

Onde:

M = massa máxima retida em cada peneira (g);

d_i = abertura da peneira em questão (cm);

d_s = abertura da peneira imediatamente acima da sequência (cm);

p = densidade da amostra (g/cm³);

A = área da peneira (314,16 cm²); e

n = número de camadas de partículas (3 un.).

Figura 21: Quarteamento da amostra para o ensaio de peneiramento.



Fonte: O autor.

5.4 Análise química

A análise química das amostras foi realizada pela empresa SGS Geosol de forma quantitativa pelo método *Fire Assay*. Esse procedimento é um dos mais utilizados pelas empresas de mineração de ouro no mundo, pois apresenta ótima confiabilidade devido à inexistência de interferências interelementares. Isso só é alcançado pois, durante o processo, há a separação dos metais preciosos da matriz, fazendo com que o ouro seja analisado de forma isolada.

Ao todo, foram seis amostras analisadas, cinco da pilha de minério e uma do rejeito. Elas receberam os seguintes nomes: ROM – 01 A. SGS; ROM – 02 A. SGS; ROM – 03 A. SGS; ROM – 04 A. SGS; ROM – 05 A. SGS; RJ – 01. Essa análise foi usada principalmente para:

- Calcular a recuperação global da planta de beneficiamento;
- Obter o teor de ouro total para representar cada amostra cominuída manualmente do ROM.

5.5 Recuperação por amalgamação

Nesta etapa, depois do teste de peneiramento, as cinco amostras de 2,5 kg serão bateadas e amalgamadas. Logo após, uma retorta é utilizada para a queima do amalgama para a evaporação do mercúrio, deixando apenas o ouro. O produto final então foi pesado para o cálculo de teor e associado com o teor da análise química de ouro total, para que o cálculo de recuperação de ouro seja realizado, evitando o erro do efeito pepita. Esse método de purificação de ouro foi escolhido devido ser o procedimento realizado hoje pela empresa.

6. RESULTADOS E DISCUSSÕES

Os resultados obtidos serão expostos neste tópico.

6.1 Cominuição manual

Os resultados da cominuição manual estão representados na Tabela 2.

Tabela 2: Números de batidas realizadas com o pilão de aço.

Nome da amostra	Nº de batidas
ROM – 01	9
ROM – 02	29
ROM – 03	52
ROM – 04	96
ROM – 05	254

Fonte: O autor.

O material, antes do processo, já apresentava uma quantidade considerável de finos, portanto, todo esse procedimento foi realizado com o auxílio de uma peneira com abertura de 4 mm. Desta maneira, a redução granulométrica tornou-se mais eficiente, o que reduziu a possibilidade de cominuir partículas já suficientemente finas para aquela faixa granulométrica a ser atingida.

A amostra ROM – 01 recebeu um número bem reduzido de batidas, pois buscou apenas reduzir o suficiente para atender o *top size* de 1/4” proposto pela Tabela de Richards. Por outro lado, a amostra ROM – 05 recebeu 254 batidas, quase três vezes mais do que a amostra anterior. Logo, deve-se considerar, caso implantado, a energia gasta pelo moinho de bolas para atingir uma granulometria específica.

Apesar desse método de cominuição ser grosseiro e sem muito parâmetro, o resultado obtido foi satisfatório, mas nada impede que seja feito o mesmo procedimento em um moinho de bolas de bancada para ter maior precisão de dados.

6.2 Análise granulométrica

Nesta etapa, realizou-se o teste de peneiramento nas cinco amostras cominuídas manualmente e na amostra do passante do moinho (Cominuição atual). Os resultados alcançados presentes nas Tabelas de 3 a 8 apontam que o método utilizado para reduzir as partículas se mostrou eficaz, uma vez que as curvas granulométricas se apresentaram diferentes umas das outras.

Tabela 3: Análise granulométrica do ROM – 01.

ROM – 01					
Abertura (mm)	Massa Retida (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passa. Simples	% Passa. Acumulada
6.300	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
4.750	198.00	33.79%	33.79%	66.21%	66.21%
2.000	70.00	11.95%	45.73%	88.05%	54.27%
1.180	42.00	7.17%	52.90%	92.83%	47.10%
0.600	42.00	7.17%	60.07%	92.83%	39.93%
0.425	28.00	4.78%	64.85%	95.22%	35.15%
0.300	24.00	4.10%	68.94%	95.90%	31.06%
0.150	30.00	5.12%	74.06%	94.88%	25.94%
0.075	34.00	5.80%	79.86%	94.20%	20.14%
Fundo	116.00	19.80%	99.66%	80.20%	0.34%

Fonte: O autor.

Tabela 4: Análise granulométrica do ROM – 02

ROM – 02					
Abertura (mm)	Massa Retida (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passa. Simples	% Passa. Acumulada
6.300	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
4.750	44.00	8.30%	8.30%	91.70%	91.70%
2.000	84.00	15.85%	24.15%	84.15%	75.85%
1.180	58.00	10.94%	35.09%	89.06%	64.91%
0.600	58.00	10.94%	46.04%	89.06%	53.96%
0.425	36.00	6.79%	52.83%	93.21%	47.17%
0.300	16.00	3.02%	55.85%	96.98%	44.15%
0.150	54.00	10.19%	66.04%	89.81%	33.96%
0.075	60.00	11.32%	77.36%	88.68%	22.64%
Fundo	119.00	22.45%	99.81%	77.55%	0.19%

Fonte: O autor.

Tabela 5: Análise granulométrica do ROM – 03.

ROM – 03					
Abertura (mm)	Massa Retida (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passa. Simples	% Passa. Acumulada
6.300	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
4.750	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
2.000	64.00	12.36%	12.36%	87.64%	87.64%
1.180	64.00	12.36%	24.71%	87.64%	75.29%
0.600	68.00	13.13%	37.84%	86.87%	62.16%
0.425	42.00	8.11%	45.95%	91.89%	54.05%
0.300	20.00	3.86%	49.81%	96.14%	50.19%
0.150	46.00	8.88%	58.69%	91.12%	41.31%
0.075	70.00	13.51%	72.20%	86.49%	27.80%
Fundo	144.00	27.80%	100.00%	72.20%	0.00%

Fonte: O autor.

Tabela 6: Análise granulométrica do ROM – 04.

ROM – 04					
Abertura (mm)	Massa Retida (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passa. Simples	% Passa. Acumulada
6.300	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
4.750	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
2.000	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
1.180	22.00	3.94%	3.94%	96.06%	96.06%
0.600	90.00	16.13%	20.07%	83.87%	79.93%
0.425	48.00	8.60%	28.67%	91.40%	71.33%
0.300	24.00	4.30%	32.97%	95.70%	67.03%
0.150	68.00	12.19%	45.16%	87.81%	54.84%
0.075	90.00	16.13%	61.29%	83.87%	38.71%
Fundo	214.00	38.35%	99.64%	61.65%	0.36%

Fonte: O autor.

Tabela 7: Análise granulométrica do ROM – 05.

ROM – 05					
Abertura (mm)	Massa Retida (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passa. Simples	% Passa. Acumulada
6.300	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
4.750	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
2.000	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
1.180	16.00	3.31%	3.31%	96.69%	96.69%
0.600	70.00	14.46%	17.77%	85.54%	82.23%
0.425	36.00	7.44%	25.21%	92.56%	74.79%
0.300	20.00	4.13%	29.34%	95.87%	70.66%
0.150	58.00	11.98%	41.32%	88.02%	58.68%
0.075	132.00	27.27%	68.60%	72.73%	31.40%
Fundo	151.00	31.20%	99.79%	68.80%	0.21%

Fonte: O autor.

Tabela 8: Análise granulométrica da cominuição atual da planta de beneficiamento.

COMINUIÇÃO ATUAL					
Abertura (mm)	Massa Retida (g)	% Retida Simples	% Retida Acumulada	% Passa. Simples	% Passa. Acumulada
6.300	0.00	0.00%	0.00%	100.00%	100.00%
4.750	12.00	2.16%	2.16%	97.84%	97.84%
2.000	66.00	11.87%	14.03%	88.13%	85.97%
1.180	96.00	17.27%	31.29%	82.73%	68.71%
0.600	100.00	17.99%	49.28%	82.01%	50.72%
0.425	36.00	6.47%	55.76%	93.53%	44.24%
0.300	22.00	3.96%	59.71%	96.04%	40.29%
0.150	54.00	9.71%	69.42%	90.29%	30.58%
0.075	102.00	18.35%	87.77%	81.65%	12.23%
Fundo	66.00	11.87%	99.64%	88.13%	0.36%

Fonte: O autor.

Em todas as tabelas, foi observado uma quantidade elevada de ultrafinos (abaixo de 0,075 mm), na amostra ROM – 04 isso representou cerca de 38%. E na amostra ROM – 01, material que quase não foi processado, já chega a 20% do total realizado no ensaio.

Essas características do minério, de certa forma, prejudicam esse tipo de análise visto que, parte do material já se encontra com granulometria suficiente para uma boa liberação.

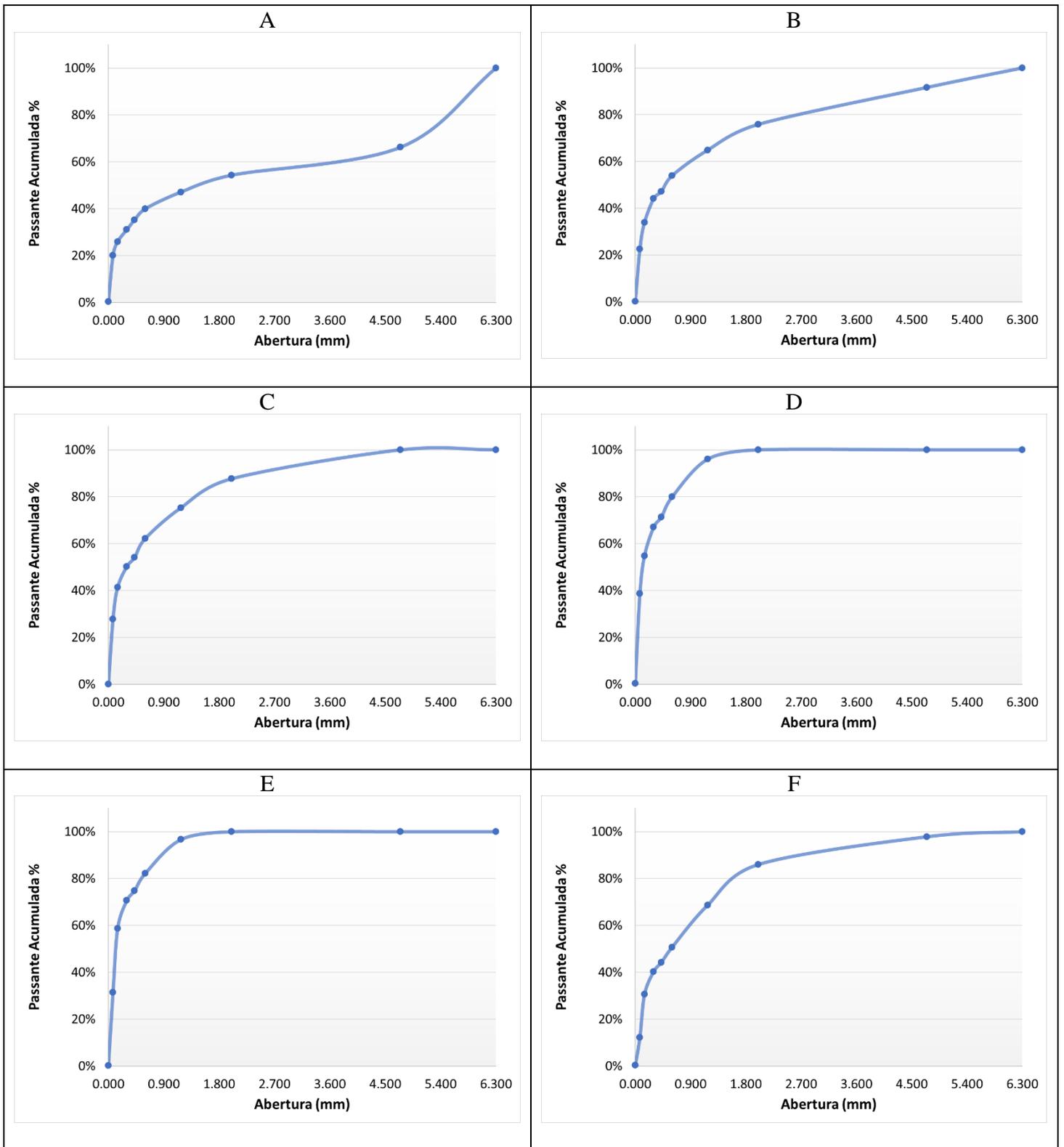
Na Figura 22, a curva F representa a distribuição granulométrica atual da planta de beneficiamento e a curva mais similar a esta, é a do gráfico C. Então, apenas de forma visual é possível fazer essa análise de comparação, porém, para que seja realizada uma análise mais profunda e precisa, foi feito uma interpolação linear para encontrar o P80 de cada uma das seis curvas de distribuição granulométrica (Tabela 9).

Tabela 9: P80 de cada amostra.

Nome da amostra	P80 (mm)
ROM – 01	5,383
ROM – 02	2,720
ROM – 03	1,493
ROM – 04	0,603
ROM – 05	0,548
Com. Atual	1,716

Fonte: O autor.

Figura 22: Curvas de distribuição granulométrica. A: ROM – 01. B: ROM – 02. C: ROM – 03. D: ROM – 04. E: ROM – 05. F: COMINUIÇÃO ATUAL.



Fonte: O autor.

De acordo com a Tabela 9 o P80 da cominuição atual da planta de beneficiamento é de 1,716 mm e se aproxima mais da granulometria da amostra ROM – 03, o que pode ajudar mais adiante no entendimento de recuperação atual do processo.

6.3 Análise química

A análise química pelo método *Fire Assay* foi realizada e gerou os teores da Tabela 10.

Tabela 10: Teor das amostras.

Nome da amostra	Teor (g/t)
ROM – 01 A. SGS	0,151
ROM – 02 A. SGS	0,237
ROM – 03 A. SGS	0,361
ROM – 04 A. SGS	0,197
ROM – 05 A. SGS	0,217
RJ – 01	0,220

Fonte: O autor.

À primeira vista, observa-se que o teor da primeira amostra é menor que a amostra de rejeito. Isso pode ocorrer por dois motivos, o primeiro é a má conduta e baixa qualidade de amostragem, e o segundo, é o efeito pepita. Portanto, é necessário empregar algumas correções a fim de equacionar de forma correta os fatores, tornando os dados mais confiáveis e realistas.

Desta forma, para realizar o cálculo de recuperação de ouro na planta de beneficiamento, a amostra ROM – 01 foi desconsiderada e aplicou-se uma média aritmética nas outras quatro amostras do ROM. Então o resultado foi comparado a amostra RJ – 01 e a recuperação metalúrgica obtida pela planta de beneficiamento foi de aproximadamente 13%.

É muito importante salientar que essa recuperação é apenas da planta de beneficiamento que hoje opera com um sistema gravítico, ou seja, nesse número não é contemplado a parte de amalgamação, método de purificação que é empregado hoje no

empreendimento. Logo a recuperação do tóxico a seguir é completamente diferente da discutida anteriormente.

6.4 Recuperação por amalgamação

Por último, as amostras cominuídas foram amalgamadas por completo na bateia (Figura 23) sem concentração prévia e utilizando uma retorta para obter o resultado do ouro limpo. Todo o processo é realizado de forma manual, portanto, é muito comum que haja alguns erros de execução, o que pode levar a resultados incorretos.

Figura 23: Amalgamação das amostras utilizando a bateia.



Fonte: O autor.

Tabela 11: Recuperação de ouro pelo método de amálgama.

Nome da amostra	Teor Fire Assay (g/t)	Teor Amalgamação (g/t)	Recuperação (%)
ROM-01	0,151	0,880	583
ROM-02	0,237	0,040	17
ROM-03	0,361	0,000	0
ROM-04	0,197	0,080	41
ROM-05	0,217	0,160	74

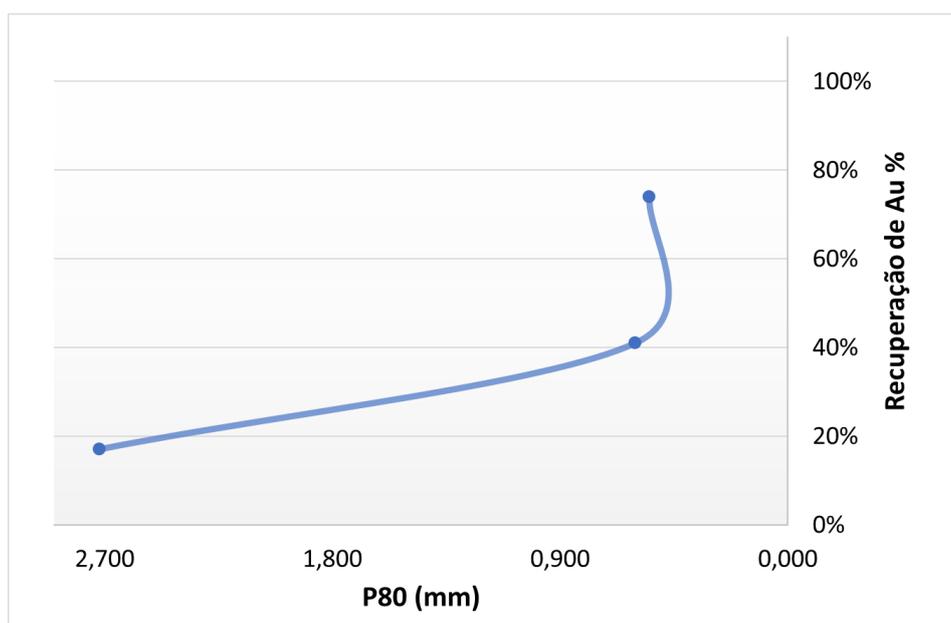
Fonte: O autor.

A Tabela 11 mostra uma relação entre o teor encontrado pelo laboratório e o teor de amalgamação. Como o mercúrio não é capaz de capturar o ouro encapsulado, significa que as amostra ROM – 04 e 05 apresentam mais ouro liberado, o que resultou em uma recuperação de 41 e 74%, respectivamente. Já em relação a amostra ROM – 02, a recuperação foi de apenas 17%, pois suas partículas eram maiores que as amostras seguintes, ou seja, menos ouro disponível para ser amalgamado.

Na amostra ROM – 01 houve um típico erro que podemos atribuir ao efeito pepita, ou seja, o teor da amostra de amalgamação ficou muito elevado e fora da realidade. No momento em que se realizou a purificação do material, ficou nítido que nesta amostra existia uma pequena pepita única de ouro, enquanto que nas demais, o material era composto de um aglomerado de partículas finas de ouro. Devido a esse erro intrínseco ao minério de ouro, o resultado de recuperação alcançou 583%.

As amostras submetidas a esse processo tinham apenas 2,5 kg, portanto, a pesagem do material resultante foi muito complicada por se tratar de uma quantidade muito pequena de partículas. Sendo assim, se fez necessário a utilização de uma balança analítica de alta precisão. Na amostra ROM – 03 provavelmente ocorreu algum erro humano devido a essas condições de pouca massa, pois não resultou em nenhum material amalgamado.

Figura 24: P80 x Recuperação de Au.



Fonte: O autor.

Devido a essas razões, foi construído um gráfico (Figura 24) desconsiderando os valores da amostra ROM – 01 e 03. Então foi traçada uma relação entre o P80 das amostras e a recuperação, mostrando que ao reduzir o material é possível recuperar uma quantidade maior de ouro, mas isso considerando apenas o processo de amalgamação. Isso quer dizer que as partículas de ouro são liberadas, possibilitando uma captura mais efetiva realizada pelo mercúrio. Ou seja, no final se tem menos ouro encapsulado no rejeito desse processo.

Caso não tivesse ocorrido erros na amalgamação da amostra ROM – 03, era plausível atribuir a atual planta de beneficiamento essa mesma recuperação já que o P80 dessas duas são próximos. Todavia, como não houve resultado, foi aplicado uma interpolação linear para traçar uma recuperação considerando as amostras ROM – 02 e 04. Logo o resultado desse cálculo foi de 28%.

7. CONCLUSÕES

Este trabalho buscou analisar a influência da granulometria na recuperação de ouro em uma mineradora de pequena escala na cidade de Pontes e Lacerda, utilizando um procedimento de cominuição manual para auxiliar na decisão de uma possível implantação de um moinho de bolas no empreendimento.

A metodologia, apesar de alguns obstáculos, se mostrou satisfatória, entregando recuperações de determinadas faixas granulométricas permitindo julgar a escolha de redução granulométrica do material beneficiado hoje na planta.

Os resultados mostraram que a recuperação metalúrgica da planta é de aproximadamente 13%, ou seja, uma recuperação muito baixa para um sistema de concentração gravimétrica. Isso mostra a importância de investigar o beneficiamento como um todo em empresas de pequeno e médio porte no ramo da mineração de ouro.

Outro ponto a ser considerado é que essa porcentagem não pode ser tomada como regra para verificar recuperações passadas e futuras, com outras configurações empregadas e minérios diferentes. Este dado representa somente a situação em que as coletas das amostras foram realizadas. Dito isso, é importante averiguar a recuperação dessa planta ao longo do tempo, realizando amostragens periódicas e bem definidas para melhorar a precisão dos dados obtidos e evitando o efeito pepita.

O método de recuperação também poderia ser realizado de forma diferente. Primeiramente, seria interessante aumentar a massa das amostras amalgamadas, permitindo que o produto final de ouro seja coletado e pesado com maior facilidade. Por último é relevante realizar teste de recuperação por lixiviação por cianeto, visto que é um método realizado em laboratório bem mais controlado que a aplicação de mercúrio e que pode ser usado para melhorar o entendimento da liberação do minério analisado.

Atualmente, a granulometria atingida pela planta de beneficiamento não é adequada para uma liberação razoável do minério de ouro, uma vez que o P80 do moinho de martelo é de 1,716 mm. Consequentemente, resulta em uma recuperação por mercúrio de apenas 28%. Por outro lado, foi obtido 41 e 74% de recuperação quando o P80 é de 0,603 e 0,558 mm, respectivamente. E o moinho de bolas é capaz de atingir ambas as faixas granulométricas.

Deve ser enfatizado que apesar da amostra ROM – 05 ter uma recuperação muito mais elevada que a amostra ROM – 04, a quantidade de batidas também foi muito superior, ou seja, é pertinente investigar qual é o melhor retorno financeiro considerando a maior recuperação vinculado com o menor gasto energético do possível moinho de bolas.

Considerando todos os dados apresentados por este trabalho, é muito provável que a implantação de um moinho de bolas seja benéfica para o empreendimento, pois foi observado de forma clara que quanto menor a granulometria, maior será a recuperação atingida, levando em conta, obviamente, os limites operacionais e econômicos de cada equipamento e estrutura a ser montada.

7.1 Sugestões de trabalhos futuros

Com base nos resultados obtidos neste estudo, é sugerido os seguintes trabalhos futuros:

- Analisar o produto do *Underflow* do hidrociclone visando obter a faixa granulométrica e liberação mineral submetendo a um novo processo de moagem;
- Realizar investigações mais profundas a respeito da recuperação da planta de beneficiamento, utilizando de um plano de amostragem estruturado e bem executado.
- Dimensionar o possível moinho de bolas a ser implantado no empreendimento.
- Estudar métodos e parâmetros para utilizar em carpetes e concentradores centrífugos com o intuito de aumentar a recuperação metalúrgica da planta;
- Analisar o gasto de energia para cada faixa granulométrica atingida nesse estudo, utilizando um moinho de bolas de bancada.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANM – Agência Nacional de Mineração. **Anuário Mineral Brasileiro: principais substâncias metálicas**, 2021. Disponível em: <<https://www.gov.br/anm/pt-br/centrais-de-conteudo/publicacoes/serie-estatisticas-e-economia-mineral/anuario-mineral/anuario-mineral-brasileiro>>. Acessado em julho de 2021.

BERALDO, J. L. **Moagem de minérios em moinhos tubulares**. São Paulo: PróMinério/Edgard Blücher, 1987. 143 p.

CHEN, Q.; YANG, H. Y.; TONG, L. L.; NIU, H. Q.; ZHANG, F. S.; CHEN, G. M. **Research and application of a Knelson concentrator: A review**. Miner. Eng. 2020.

COTRINA, O. C. **INCREMENTO DEL TONELAJE DE TRATAMIENTO MEDIANTE LA CONVERSION DEL MOLINO DE BARRAS MARCY 6,5' X 14' A MOLINO DE BOLAS MANTENIENDO LOS RESULTADOS METALURGICOS - CÍA MINERA HUARON, 2017**. Peru, UNDAC, 2018.

CURI, A.; **Lavra de Minas**. São Paulo: Oficina de Textos, 2017.

DARDENNE, M. A.; SCHOBENHAUS, C.; **Metalogênese do Brasil**. Brasília: UNB; CPRM, 2001.

GERALDES, M. C. **ESTUDOS GEOQUÍMICOS E ISOTÓPICOS DAS MINERALIZAÇÕES AURÍFERAS E ROCHAS ASSOCIADAS DA REGIÃO DE PONTES E LACERDA (MT)**. São Paulo, 1996.

GY, P. M. **The sampling of particulate materials: A general theory**. Melbourn, Sept. 1976.

HOLANDA, S. B. **História Geral da Civilização Brasileira**. Brazil: Bertrand, 2003.

LOBATO, L.M.; Ribeiro-Rodrigues; L.C.; Vieira, L.W.R., 2001. Brazil's premier gold province. Part II: geology, and genesis of gold deposits in the Archean Rio das Velhas greenstone belt, Quadrilátero Ferrífero. *Mineralium Deposita*, 36: 249-277.

LUZ et al.; **Tratamento de Minérios** – 4ª Edição, Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004.

MELO, R. P. de. **Caracterização do metamorfismo da Faixa Móvel Aguapeí e sua relação com a gênese dos depósitos de ouro da região de Pontes e Lacerda - MT** - Rio Claro, 2016.

MENEZES, R. G.; SILVA, P.C.S., 1993. **Folha SD.21-Y-CPRM**.

SAMPAIO, C.H.; TAVARES, L.M.M. **Gravity Beneficiation: An Introduction to the Mineral Concentration and Recycling of Materials Based on Specific Gravity**; Univ Federal Rio Grande do Sul: Porto Alegre, Brazil, 2005; p. 603.

SIQUEIRA, E. M.; COSTA, L. A.; CARVALHO, C. M. C. 1990. **O processo histórico de Mato Grosso**. Ed. Guaicurus, 150p. Cuiabá.

SÃES G.S. 1999. **Evolução tectônica e paleogeográfica do aulacógeno Aguapeí (1,2-1,0Ga) e dos terrenos do seu embasamento na porção sul do Cráton Amazônico**. Tese de Doutorado. São Paulo, USP, 135p.

TRINDADE, R. B. E.; BARBOSA FILHO, O. eds. **Extração de ouro: princípios, tecnologia e meio ambiente**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. 344p.

LUZ, A. B., SAMPAIO, J. A. e FRANÇA S. C. A. **Tratamento de Minérios** – 5ª Edição - Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010.

VEIGA, M.M.; GUNSON, A.J. **Gravity Concentration in Artisanal Gold Mining**. Minerals. Canada, 2020.

VIEIRA, F.W.R. e Oliveira, G.A.I. 1988. **Geologia do Distrito Aurífero de Nova Lima, Minas Gerais**. In Schobbenhaus C. e Coelho, C.E.S. (coord.), **Principais Depósitos Mineraiis do Brasil**, V. III, Brasília, DNPM: 378-391.