

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS
Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais

MONOGRAFIA

Análise da Etapa de Cominuição do Projeto Vargem Grande Itabiritos

Aluno: Kleber Borgo de Brito
Orientador: Prof. Paulo Roberto de Magalhães Viana

Mai 2013

Kleber Borgo de Brito

Análise da Etapa de Cominuição do Projeto Vargem Grande Itabiritos

Monografia apresentada à Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito parcial à obtenção do título de Pós Graduação em Engenharia de Recursos Minerais.

Área de concentração: Processamento de Minérios de Ferro.

Professor orientador: Paulo Roberto de Magalhães Viana.

Maior/13

Dedico essa monografia:

Primeiramente a Deus, que me deu força para chegar até aqui;

À minha esposa e aos meus filhos, que suportaram a minha ausência nesse período;

Aos meus familiares, em especial minha mãe, que sempre me coloca em suas orações;

Aos meus amigos.

Meus agradecimentos:

Ao professor orientador pela atenção e paciência na minha formação;

A todos os professores que contribuíram para nossa formação;

Aos colegas de trabalho que me apoiaram.

OBJETIVO

Descrever as operações unitárias referentes ao processo de produção de 10 MTPA de “*pellet feed*” nas instalações industriais do Projeto Vargem Grande Itabiritos, localizado no estado de Minas Gerais, no município de Nova Lima e analisar de modo comparativo o dimensionamento da etapa de cominuição de acordo com a metodologia de dimensionamento aprendida no Curso de Especialização de Engenharia de Recursos Minerais – CEERMIN.

INTRODUÇÃO

A expansão da produção de aço na China tem aumentado a demanda de minério de ferro e a produção dos principais países exportadores cresceu em ritmo acelerado nos últimos anos, em especial no Brasil e na Austrália. As reservas conhecidas desses países são suficientes para suportar as operações de produção no horizonte dos próximos 20 anos. É importante intensificar investimentos em pesquisas geológicas visando à melhor caracterização de outros recursos minerais de ferro. As reservas de hematita do Quadrilátero Ferrífero de Minas Gerais estão praticamente esgotadas. Os minérios lavrados serão cada vez mais itabiritos, o que aumentará os custos e a geração de produtos finos do tipo “*sinter feed*” e “*pellet feed*”. A pelletização de minérios de ferro ganha ênfase para cobrir as demandas que os minérios granulados não podem suportar. A diminuição dos granulados proporcionará cada vez mais espaço para as pelotas na carga dos altos fornos. Com a crescente produção de “*pellet feed*”, a pelletização consolidar-se-á como a tecnologia mais adequada para o tratamento desse material fino (Mourão, 2008). É nesse contexto que o Projeto Vargem Grande Itabiritos nasceu com o objetivo de incrementar a produção brasileira de “*pellet feed*” em 10 MTPA e ajudar a consolidar o Brasil como segundo maior exportador de minério do ferro do mundo.

RESUMO

Este trabalho se inicia com a descrição geral do processo de produção de 10 MTPA de “*Pellet Feed*” na planta de beneficiamento do Projeto ITM I VGR. Em seguida, é calculado o dimensionamento das etapas de cominuição, desde a britagem primária, passando pelas britagens secundária, terciária e quaternária e alcançando as moagens primária e secundária, que constituem a última etapa de cominuição. Os resultados calculados, considerando-se os equipamentos que foram adquiridos para o empreendimento, mostram que todos os equipamentos relacionados às etapas de britagem, moagem primária e secundária atendem os níveis de produção requeridos pelo projeto. Quando se considera a alternativa de moagem em estágio único de circuito fechado em substituição das moagens em dois estágios, verifica-se que há energia suficiente para aumento da produção durante a moagem.

ABSTRACT

This job begins with a general description of the process of production of 10 MTPA of "Pellet Feed" in the beneficiation plant ITM Project I VGR. Then is calculated dimensioning of the stages of comminution, from primary crushing, passing through secondary crushing, tertiary crushing, quaternary crushing and reaching the primary and secondary mills, which constitute the last stage of comminution. The calculated results, considering the equipment that were acquired for the project, show that the equipment related to the stages of crushing, primary and secondary grinding attend to the production levels required by the project. When considering the alternative single-stage grinding closed circuit to replace the grinding in two stages, it is found that there is enough power to increase production during grinding.

SUMÁRIO

1. Descrição das Operações Unitárias.....	13
2. Dimensionamento da Britagem Primária.....	23
3. Dimensionamento da Britagem Secundária/terciária.....	31
4. Dimensionamento da Britagem Quaternária.....	36
5. Dimensionamento da Moagem Primária.....	42
6. Dimensionamento da Moagem Secundária.....	47
7. Dimensionamento da Moagem em circuito único.....	52
8. Conclusões.....	54
9. Referências Bibliográficas.....	55

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1 – “ <i>Layout</i> ” da Britagem primária.....	14
Figura 1.2 – “ <i>Layout</i> ” do Peneiramento, Britagens Secundária, Terciária, Quaternária e Pilha de Homogeneização.....	15
Figura 1.3 – “ <i>Layout</i> ” da Moagem e Classificação.....	16
Figura 1.4 – “ <i>Layout</i> ” da Deslamagem.....	17
Figura 1.5 – “ <i>Layout</i> ” do Espessamento de lamas.....	18
Figura 1.6 – “ <i>Layout</i> ” da Flotação.....	19
Figura 1.7 – “ <i>Layout</i> ” Peneiramento, espessamento e filtragem de PFF.....	20
Figura 2.1 – Curva de alimentação esperada para a britagem primária.....	24
Figura 2.2 – Curva de produto esperada para a britagem primária.....	25
Figura 2.3 – Produto da britagem primária: projetado x adquirido APF 5”.....	29
Figura 2.4 – Produto da britagem primária: projetado x adquirido APF 4”.....	30
Figura 3.1 – Curva esperada alimentação britagem secundária/terciária.....	31
Figura 3.2 – Curva esperada produto britagem secundária/terciária.....	32
Figura 3.3 – Curva granulométrica produto britadores Sandvik mod. CS.....	34
Figura 4.1 – Curva esperada alimentação britagem quaternária.....	36
Figura 4.2 – Curva esperada produto britagem quaternária.....	37
Figura 5.1 – Curva esperada da alimentação da moagem primária.....	42
Figura 5.2 – Curva esperada do produto da moagem primária.....	43
Figura 6.1 – Curva esperada da alimentação da moagem secundária.....	47
Figura 6.2 – Curva esperada do produto da moagem secundária.....	48

LISTA DE TABELAS

Tabela 2.1 – Britador de mandíbulas J3858 TELSMITH.....	27
Tabela 2.2 - Fator C para dimensionamento de Britadores.....	28
Tabela 2.3 - Fator D para dimensionamento de Britadores.....	28
Tabrela 3.1 – Capacidades dos britadores Sandvik modelos CS.....	34
Tabela 4.1 – Britadores Metso HP – Passante em função da malha e APF.....	39
Tabela 4.2 – Britadores Metso linha HP – Capacidades.....	39

LISTA DE ABREVIATURAS

ROM – “*Run of Mine*”;

TCLD – Transportador de correia de longa distância;

MTPA – Milhões de toneladas por ano;

PFF – “*Pelet feed fine*”;

APF – Abertura do lado mais fechado;

HP – “*High-Performance*”

F80 – Malha em que passam 80% da massa de alimentação;

P80 – Malha em que passam 80% da massa do produto;

QT – Capacidade de tabela de britadores;

IC – Dimensão Interna à carcaça;

IR – Dimensão Interna ao revestimento;

WI – “*Work Index*”

1. DESCRIÇÃO DAS OPERAÇÕES UNITÁRIAS

A Planta de Beneficiamento do Projeto Vargem Grande Itabiritos estará constituída das seguintes operações unitárias:

1. Recepção de ROM;
2. Britagem primária junto à mina de Abóboras;
3. TCLD;
4. Britagem secundária/ terciária;
5. Britagem quaternária;
6. Peneiramento;
7. Estocagem em pilhas;
8. Moagem e classificação;
9. Deslamagem;
10. Espessamento de lamas;
11. Condicionamento;
12. Flotação;
13. Peneiramento do concentrado;
14. Espessamento de “*pellet feed*”;
15. Filtragem de “*pellet feed*”;
16. Sistema de Bombeamento da Pelotização;
17. Estocagem de produto;
18. Embarque de produto;
19. Sistema de Descarga da Usina;
20. Sistema de Drenagem.

1.1. Recepção de ROM

O ROM será transportado até a unidade de britagem primária através de caminhões fora de estrada a uma taxa de 3.727t/h base seca. O ROM terá umidade de 9,8% e constituição de 44% de Fe e 35,8% de SiO₂.

1.2. Britagem Primária

O britador primário de mandíbulas de um eixo modelo 3858 TELSMITH receberá o “oversize” da grelha vibratória (+200mm), conforme figura 1.1. Trabalhará com uma taxa de 351 t/h base seca.

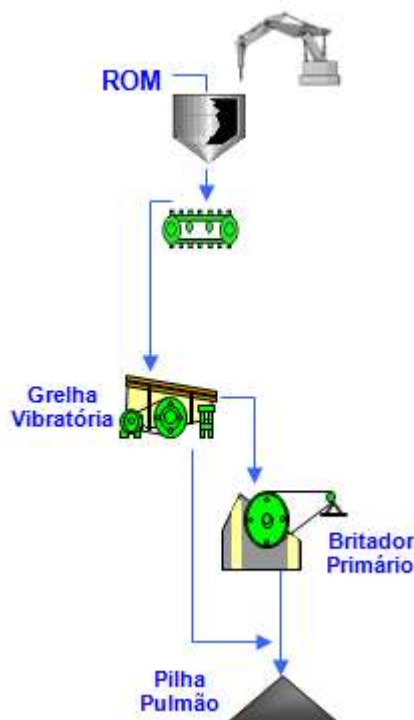


Figura 1.1 – “Layout” da Britagem Primária

1.3. TCLD

Sistema de correias transportadoras que transportam o produto da britagem primária até a área de peneiramento.

1.4. Britagem Secundária/Terciária

Unidade que será constituída por três britadores cônicos CS440C SANDVIK operando em circuito fechado com o peneiramento. Produto esperado abaixo de 150mm e taxa de 197 t/h base seca para cada equipamento.

1.5. Britagem Quaternária

Unidade que será constituída por sete britadores cônicos HP400 METSO operando em circuito fechado com o peneiramento. Produto esperado abaixo de 20 mm e taxa de 186 t/h base seca para cada equipamento.

1.6. Peneiramento

Conjunto de 16 linhas de peneiramento a seco de dois decks que será alimentado pelos produtos das britagens primária, secundária, terciária e quaternária, conforme figura 1.2. O primeiro “oversize” (-300mm e +32mm) alimentará os britadores secundários/terciários. O segundo “oversize” (-32mm e +12mm) alimentará os britadores quaternários. O “undersize” do peneiramento (-12mm) alimentará a moagem. Os produtos das britagens secundária/terciária e quaternária alimentarão o peneiramento, fechando o circuito.

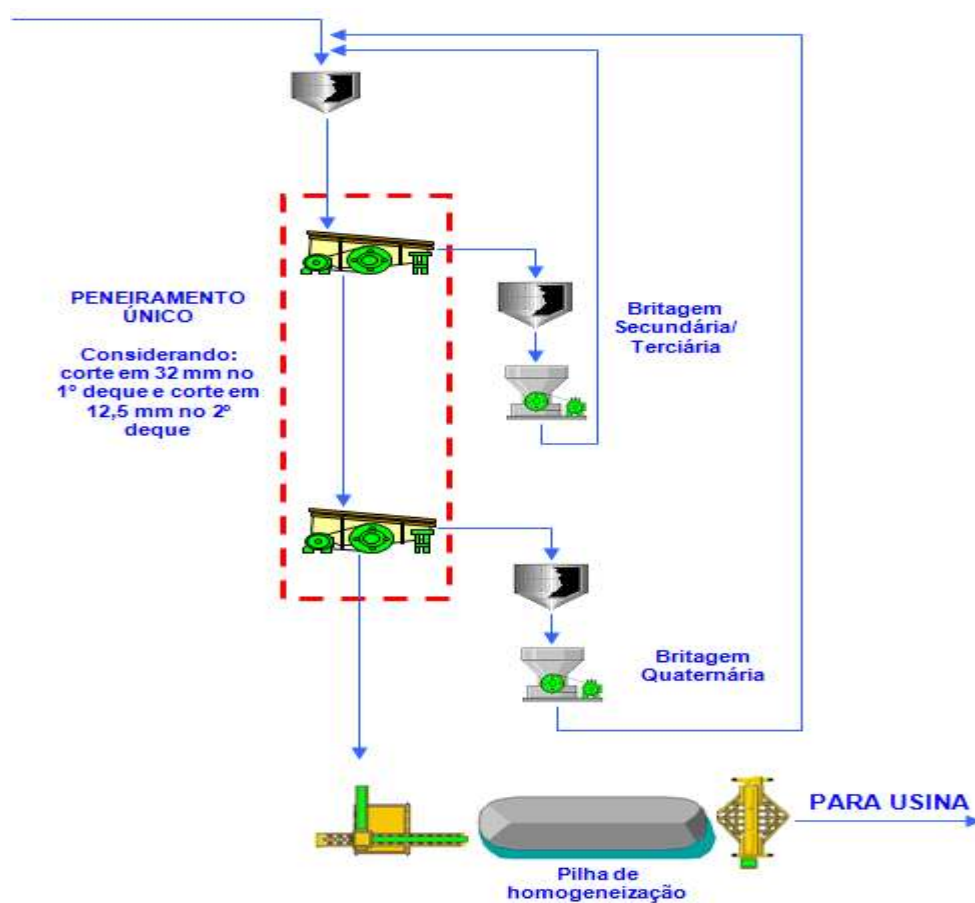


Figura 1.2 – “Layout” Peneiramento, Britagens Secundária, Terciária e Quaternária e Pilha de Homogeneização

1.7. Estocagem em Pilhas

O “undersize” do peneiramento será direcionado, através de correias transportadoras, para a moagem ou para o pátio de estocagem, de onde será posteriormente retomado para a moagem.

1.8. Moagem e Classificação

A moagem será constituída por quatro moinhos de bolas 18’ x 28’ CITIC. Poderão trabalhar com duas configurações diferentes: a) duas linhas de moinhos primários (circuito aberto) e duas linhas de moinhos secundários (circuito fechado); b) quatro linhas de moagem única em circuito aberto. As configurações são mostradas na figura1.3.

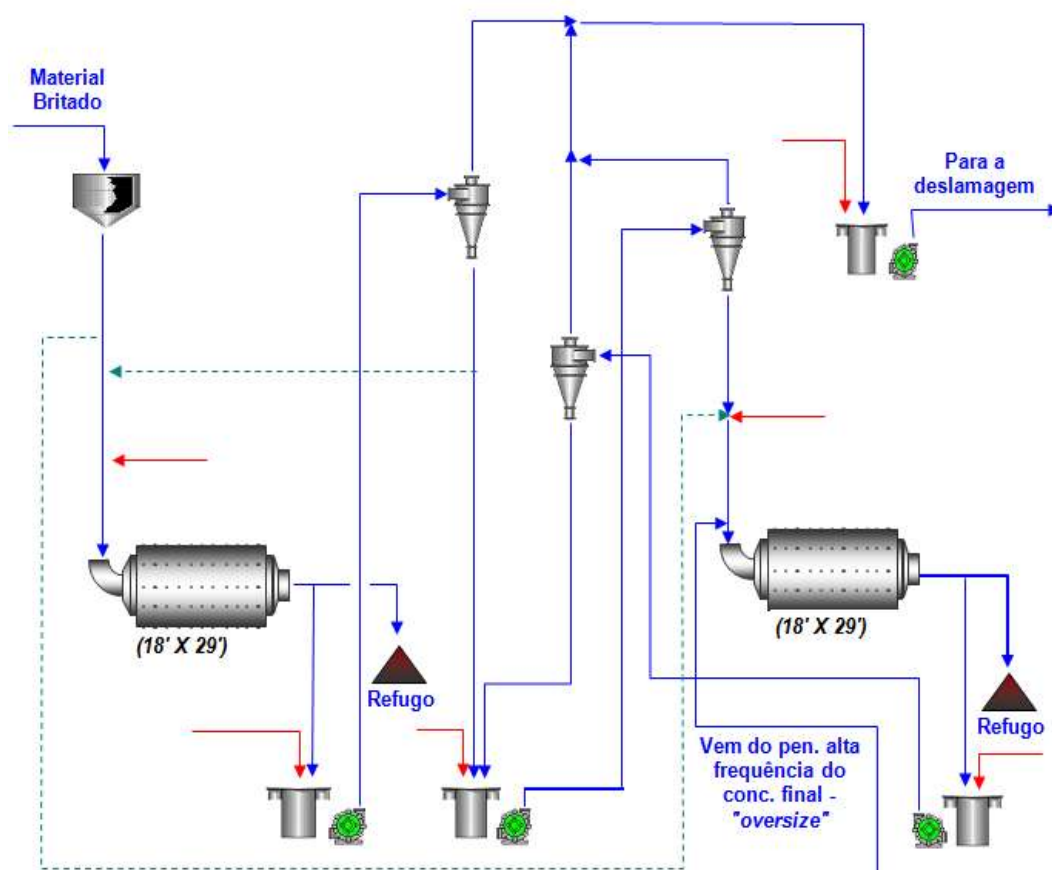


Figura1.3 – “Layout” Moagem e Classificação

O fluxo contínuo representa a operação com duas linhas de moagem primária e secundária, sendo os moinhos 01 e 03 na moagem primária com circuito aberto e os

moinhos 02 e 04 na moagem secundária com circuito fechado. O fluxo intermitente representa a operação com quatro linhas de moagem em etapa única e circuito fechado. A operação unitária de moagem deverá processar 2.867 t/h de sólidos.

1.9. Deslamagem

A deslamagem acontecerá em três estágios de hidrociclones operando em série, conforme figura 1.4. Eventualmente, o terceiro estágio de hidrociclone poderá ser retirado de operação, conforme fluxo tracejado. O “*underflow*” dos hidrociclones seguirá para os tanques de condicionamento. O “*overflow*” do último estágio de hidrociclones alimentará o espessador de lamas. O percentual de sólidos no “*overflow*” dos três estágios de deslamagem variará de 12,7% no primeiro, passando para 8,9% no segundo e chegando a 6,1% ao final da terceira deslamagem. O percentual de sólidos no “*underflow*” apresentará 75%, 75% e 51% respectivamente. A massa de sólidos que deverá alimentar o espessamento de lamas deverá ser de 534 t/h, representando 18% da massa de sólidos alimentada na deslamagem que será de 2.964 t/h. A massa de sólidos que deverá seguir para o condicionamento será de 2.430 t/h.

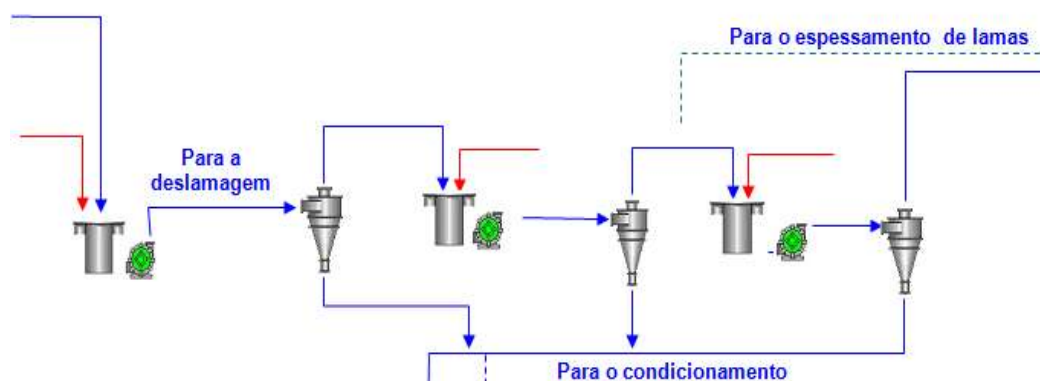


Figura 1.4 – “Layout” da Deslamagem

1.10. Espessamento de lamas

O espessador de lamas será alimentado pelo “*overflow*” do último estágio de deslamagem, conforme figura 1.5. A polpa receberá adição de dióxido de carbono para o controle do pH e de floculante para acelerar a sedimentação da lama. O “*overflow*” do espessador de lamas alimentará o sistema de recirculação de água da usina, cuja vazão será de 7.349 m³/h, e o “*underflow*” será direcionado para a barragem de rejeitos a uma

vazão mássica de polpa de 1.443 t/h, sendo 534 t/h de sólidos e o restante de água, perfazendo um percentual de sólidos de 37%.

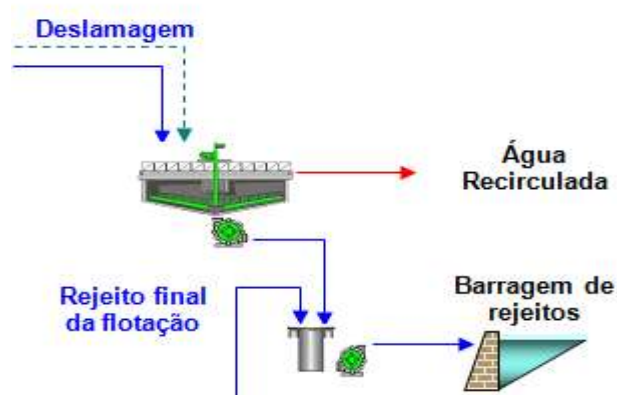


Figura 1.5 – “Layout” do Espessamento de lamas

1.11. Condicionamento

O condicionamento da polpa para alimentação da flotação poderá ser feito em um ou dois tanques. A polpa será diluída (passando de 71,1% sólidos para 60,1% de sólidos em peso) e receberá adição de amido gelatinizado. Na calha de transbordo do tanque será feita a adição de hidróxido de sódio para controle de pH para a flotação. A existência de dois tanques para o condicionamento aumenta a flexibilidade desse processo.

1.12. Flotação

A flotação será realizada nos estágios “*rougher*”, “*scavenger*”, “*cleaner*” e “*re-cleaner*”. O flotado no primeiro banco “*rougher*”, dependendo do teor, será direcionado diretamente para o rejeito final, conforme figura 1.6, fluxo tracejado. Não sendo possível, será direcionado para o primeiro banco “*scavenger*”, fluxo contínuo. O flotado no segundo banco “*rougher*”, juntamente com o flotado nos bancos “*cleaner*”, serão direcionados para os bancos “*scavenger*”. O afundado nos bancos “*rougher*” serão direcionados para os bancos “*cleaner*”. O afundado nos bancos “*cleaner*” alimentarão os bancos “*re-cleaner*”. O flotado nos bancos “*re-cleaner*” retornarão para os bancos “*rougher*” como fluxo de carga circulante. O afundado dos bancos “*re-cleaner*” constituirá o concentrado final da flotação. No primeiro banco da primeira etapa “*scavenger*” haverá a possibilidade de se dosar amido. O flotado da primeira etapa “*scavenger*” alimentará a segunda etapa “*scavenger*”, já o afundado voltará para

os bancos “*rougher*” como carga circulante, juntamente com o fluxo flotado na etapa “*re-cleaner*”. O flotado na segunda etapa “*scavenger*” será direcionado para o rejeito final e o afundado será direcionado como carga circulante para a etapa “*rougher*”, fechando completamente o circuito de flotação.

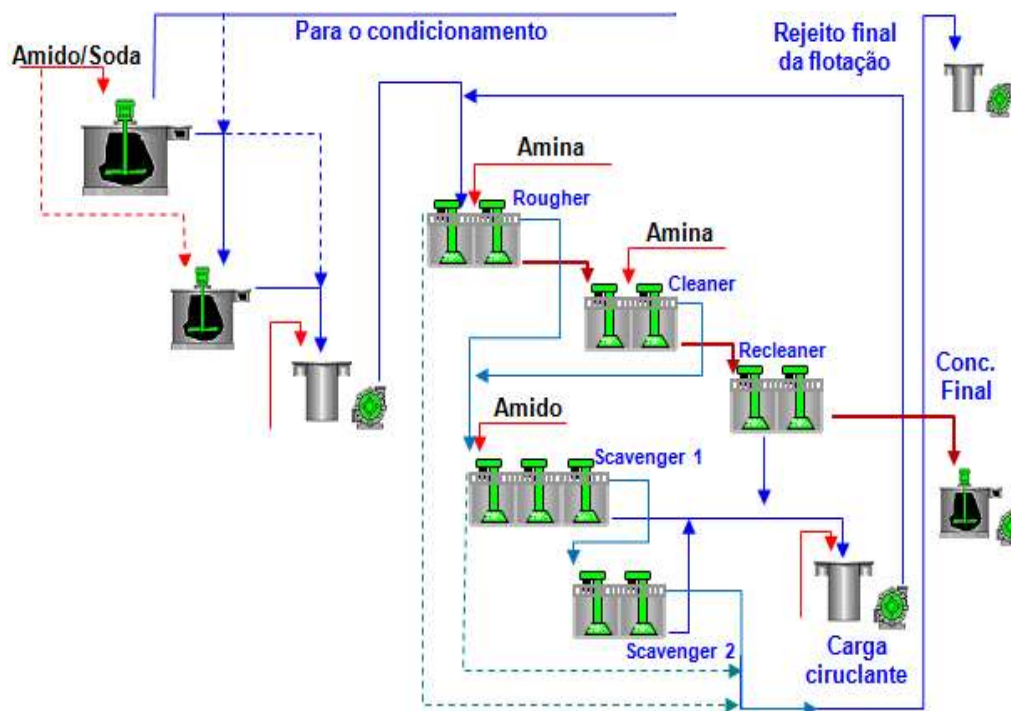


Figura 1.6 – “*Layout*” da Flotação.

1.13. Peneiramento do Concentrado

O concentrado da flotação será alimentado em 20 peneiras de alta frequência ou de forma alternativa alimentará diretamente o espessamento de “*pellet feed*”, conforme figura 1.7. O material retido nas peneiras de alta frequência, constituído por sílica grosseira retornará para a moagem. O passante nas peneiras de alta frequência seguirá para o espessamento de “*pellet feed*”.

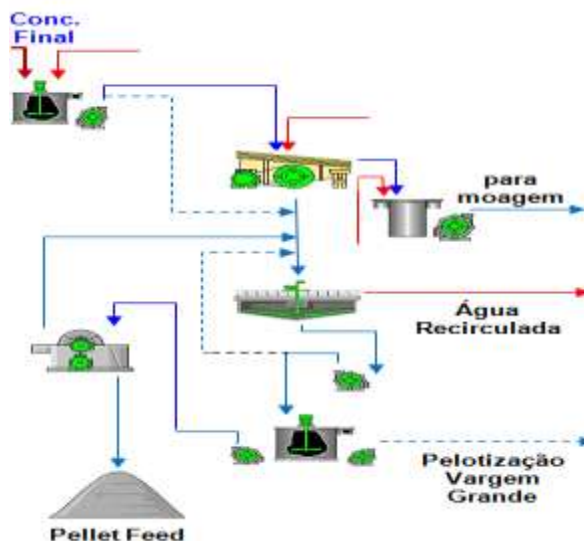


Figura 1.7 – “Layout” Peneiramento, espessamento e filtragem de PFF

1.14. Espessamento de “*pellet feed*”

O espessador de concentrado será alimentado com o material passante nas peneiras de alta frequência ou, alternativamente, com o material de alimentação das mesmas. Também serão alimentados no espessador o retorno da filtragem e a polpa proveniente das pernas barométricas. O “*underflow*” do espessador alimentará a filtragem de “*pellet feed*”. Haverá uma opção para recirculação da polpa no espessador, conforme figura 1.7.

1.15. Filtragem de “*pellet feed*”

A polpa do “*underflow*” do espessador alimentará os dez filtros de disco a vácuo. O transbordo dos filtros retornará por gravidade para o espessador de concentrado. O filtrado seguirá por gravidade passando pelos vasos separadores de filtrado e pelos tanques das pernas barométricas e retornando ao espessador de concentrado através de bombeamento. O sistema de vácuo será composto por bombas de vácuo, vasos separadores de filtrado e pelos tanques de recebimento de filtrados. A torta da filtragem (“*pellet feed*”) será descarregada nos transportadores de correia que direcionarão o fluxo para o pátio de produtos.

1.16. Sistema de Bombeamento da Pelotização

A polpa proveniente do “*underflow*” do espessador de concentrado poderá ser bombeada para a usina de pelletização localizada em Vargem Grande.

1.17. Estocagem de produto

O “*pellet feed*” obtido da filtragem será transportado por correias transportadoras para o pátio de estocagem. A deposição do minério no pátio será feita com a utilização de empilhadeira de lança basculável para formar a pilha alongada de produto pelo método “*Chevron*”. Uma recuperadora do tipo lança com duas rodas de caçamba retomará o produto estocado para transferi-lo para os transportadores de correia que o direcionarão para o pátio de embarque de produtos.

1.18. Embarque de produto

O produto proveniente da área de estocagem será estocado no pátio de embarque de produtos. O empilhamento e a retomada seguirão o mesmo processo descrito anteriormente. Haverá outra empilhadeira de lança basculável e a retomadora já está em operação. Dois sistemas de carregamento de vagões já existentes continuarão a ser alimentados pela retomadora atual. Um terceiro sistema de carregamento de vagões será instalado para aumentar a capacidade do sistema.

1.19. Sistema de descarga da Usina

O Sistema de descarga da Usina será composto por caixas e bacias de sedimentação para recuperação dos sólidos contidos na polpa de minério, instalados na área industrial, bem como bacias de decantação que irão receber, juntamente com o produto da drenagem pluvial, parte da polpa porventura proveniente da drenagem industrial. Estas baias de decantação serão instaladas próximas da barragem de rejeitos existente.

Na britagem, devido ao processamento a seco, a remoção de sólidos de transbordo será feita por pás-carregadeiras. Nas áreas de processamento a úmido, os transbordos de polpa de minério serão direcionados para canaletas e caixas de retenção estrategicamente posicionadas e com sistema de bombeamento para retomada da polpa para o processo produtivo.

1.20. Sistema de Drenagem

O sistema de drenagem consiste nas estruturas civis que suportarão das possíveis drenagens dos espessadores de concentrado e rejeito. Será constituído por caixas de concreto que receberão a polpa proveniente das drenagens das tubulações de sucção, parte do trecho do recalque das bombas e a vazão completa de drenagem desses equipamentos em caso de intervenção mecânica e/ou operacional.

1 DIMENSIONAMENTO DA BRITAGEM PRIMÁRIA

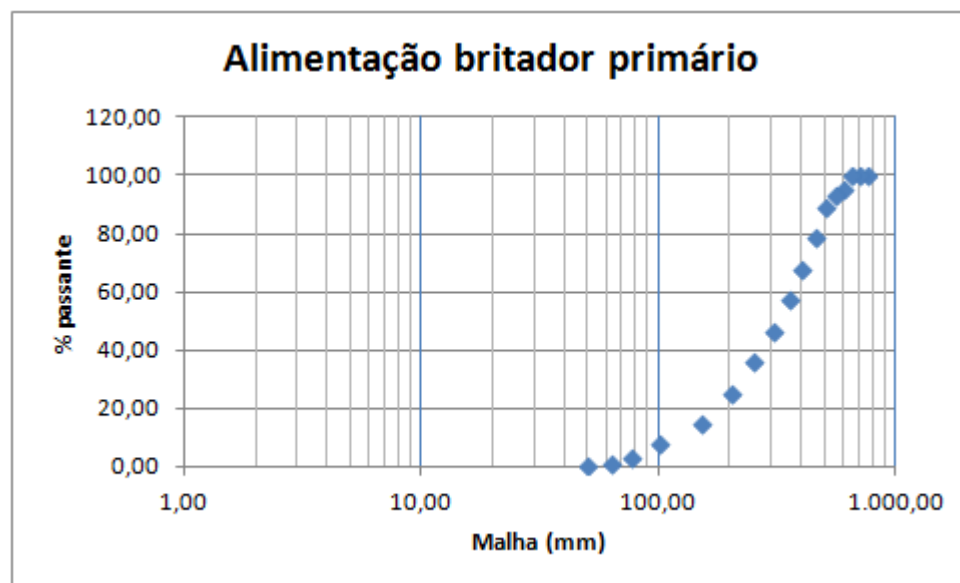
2.1 Premissas de Projeto:

- Fator de Projeto: 1,35
- Horas programadas no ano: 8.760h
- Rendimento Operacional: 68,5%
- Hora efetivas no ano: 6.000h
- Densidade aparente para dimensionamentos de carga: 2,2 t/m³
- Umidade: 9,8%
- Argila > 5%
- Work Index – 6,22 kWh/t métrica (já incluindo perda de 5% na transmissão)
- Produção anual de ROM: 22,36 Mtpa
- Produção horária do ROM: 3.726,67 t/h base seca
- Abertura da grelha: 200mm
- Percentual retido em 200mm: 9,4%
- Taxa de alimentação do britador primário:

$$3.726,67 \text{ t/h} \times 0,094 = 350,3 \text{ t/h}$$

Valor projetado (com o fator de projeto de 1,35) → 472,9 t/h

- Curva granulométrica da alimentação esperada para o britador primário (figura 2.1)



Malha (mm)	750	700	650	600	550	500	450	400	350	300	250	200	150	100	76	63	50
% passante	100,00	100,00	100,00	95,75	93,62	89,37	78,74	68,11	57,47	46,84	36,21	25,58	15,25	7,97	3,66	1,38	0,94

Figura 2.1 – Curva de alimentação esperada para a britagem primária

- F80 verificado na alimentação da britagem primária (figura 2.1.1):

Interpolando linearmente entre os dois pontos mais próximos:

450 mm → 78,74% passante

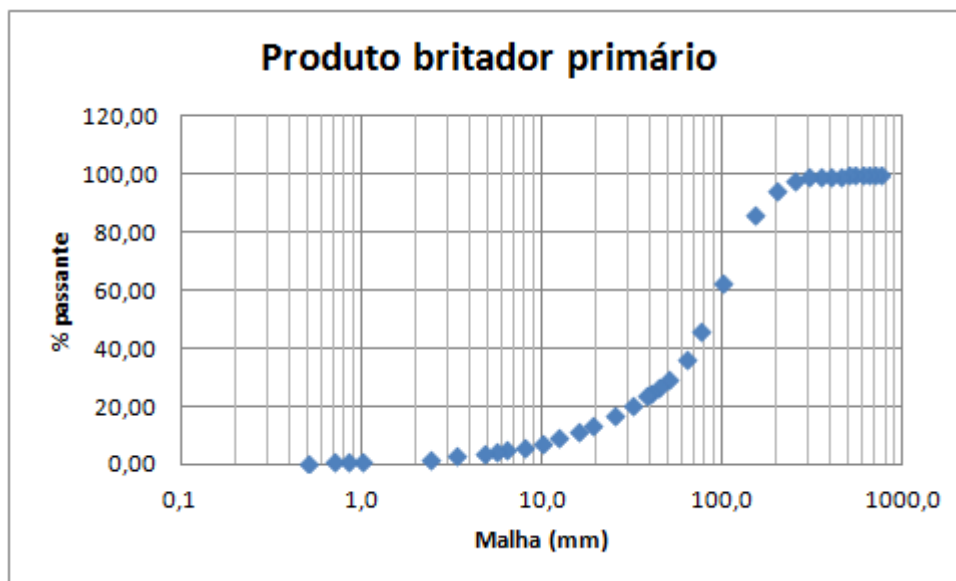
500 mm → 89,37% passante.

$$\frac{89,37 - 78,74}{500 - 450} = \frac{89,37 - x}{500 - x}$$

$$x = 456\text{mm}$$

$$F80 = 456 \text{ mm}$$

- Curva granulométrica esperada para o produto da britagem primária (Figura 2.2)



Malha (mm)	750,0	700,0	650,0	600,0	550,0	500,0	450,0	400,0	350,0	300,0	250,0	200,0	150,0	100,0	76,0	63,0	50,0	44,0
% Passante	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	99,99	99,96	99,84	99,44	98,22	94,87	86,75	62,67	46,30	36,46	30,03	27,21

Malha (mm)	40,0	38,0	31,5	25,0	19,0	16,0	12,5	10,0	8,0	6,4	5,6	4,8	3,4	2,4	1,0	0,8	0,7	0,5
% Passante	25,24	24,22	20,81	17,20	13,66	11,79	9,55	7,89	6,51	5,36	4,81	4,23	3,20	2,45	1,37	1,23	1,12	0,95

Figura 2.2 – Curva de produto esperada para a britagem primária

- P80 calculado a partir da curva esperada para o produto da britagem primária (figura 2.2):

Interpolando linearmente, temos:

100 mm → 62,67%

150 mm → 86,75%

$$\frac{86,75 - 62,67}{150 - 100} = \frac{86,75 - x}{150 - x}$$

$$x = 136\text{mm}$$

$$P80 = 136\text{mm}$$

- Relação de redução: $456/136 = 3,3:1$

2.2 Cálculo do Gap:

$$Gape = \frac{\text{Tamanho da maior partícula da alimentação}}{0,8 \text{ a } 0,85}$$

Interpolando os dois pontos mais próximos na curva de alimentação esperada para a britagem primária definiremos o tamanho da maior partícula na alimentação:

650mm → 100% passante

600mm → 95,75% passante

$$\frac{100 - 95,75}{650 - 600} = \frac{100 - 99}{650 - x}$$

$$x = 638mm$$

$$Gape = \frac{638}{0,85} = 751mm$$

O tamanho máximo de material na alimentação do britador primário é de 751 mm, correspondente ao seu Gape.

2.3 Cálculo do fator de capacidade:

$$FC = \frac{\text{Vazão (t/h)} \times \text{Fator de projeto}}{\text{Gap (pol.)}}$$

$$FC = \frac{350,3 \times 1,35}{29,57} = 15,99$$

$FC > 0,115$ → Britador Giratório.

Adquirido → Britador de Mandíbulas

2.4 Cálculo da capacidade de britagem:

$Q = QT \times A \times B \times C \times D$, onde:

Q = Capacidade de britagem;

QT = Capacidade de tabela;

Fator A = Fator para correção da densidade aparente dos materiais britados;

Fator B = Fator de Work Index;

Fator C = Fator do tamanho de alimentação;

Fator D = Fator de umidade.

Tabela 2.1 – Britador de mandíbulas J3858 TELSMITH

Capacidades dos britadores de mandíbula - modelo J3858 abertura dos britadores						
APF	4" (100 mm)	5" (125 mm)	6" (150 mm)	7" (175 mm)	8" (200 mm)	9" (229 mm)
ton curta por hora	390-600	432-680	500-735	530-800	575-890	620-950
ton métrica por hora	355-545	393-618	455-668	482-727	523-809	564-864

Granulometria típica do produto do britador de mandíbula modelo J3858 Percentual passante na abertura da peneira								
Peneira		APF	4" (100 mm)	5" (125 mm)	6" (150 mm)	7" (175 mm)	8" (200 mm)	9" (229 mm)
14"	356 mm							100
13"	330 mm						100	95
12"	305 mm						95	90
11"	279 mm					100	90	85
10"	254 mm				100	97	85	78
9"	229 mm			100	98	91	78	70
8"	200 mm			98	91	85	70	63
7"	175 mm	100	91	81	76	60	60	55
6"	150 mm	92	81	71	65	50	50	45
5"	127 mm	80	69	60	51	40	40	35
4"	100 mm	66	55	46	39	30	30	25
3"	75 mm	49	39	32	27	20	20	18
2"	50 mm	28	23	20	17	14	14	13
1"	25 mm	14	11	10	7	7	7	6

Considerando o gap de alimentação de 751 mm, o P80 de 136 mm e a taxa de 472,9 t/h, nossa escolha recai sobre o equipamento que possui APF de 5", cuja taxa média de tabela é de 505,5 t/h.

QT – 505,5 t/h;

Fator A – $2,2/1,6 = 1,38$;

Fator B – 1,15 (valor mínimo mostrado abaixo)

Wi	10	12	14	16	18
Fator B	1,15	1,10	1,00	0,90	0,80

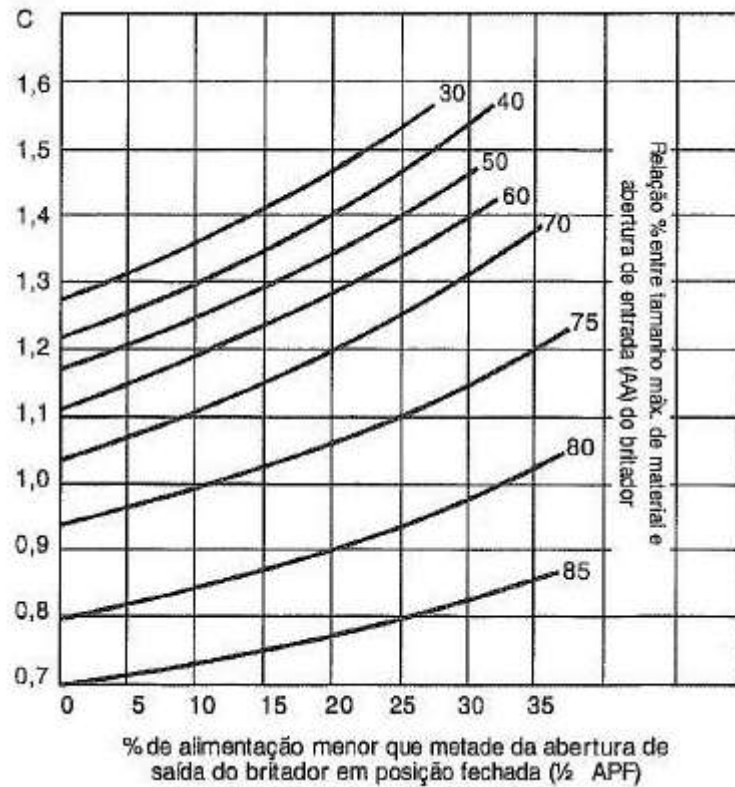
Fator C:

Observando a figura 2.1 temos o percentual da alimentação menor do que a metade da abertura mais fechada (63,5 mm) é de 1,38%.

O tamanho máximo de material na alimentação conforme item 2.2 é de 751 mm. A menor abertura de entrada do britador escolhido é 965 mm. A relação percentual entre o tamanho máximo do material e a abertura do britador é 78%

Para a utilização da tabela 2.2, o percentual da alimentação menor do que a metade da abertura mais fechada será considerado 2%. Nessas condições, o fator C encontrado foi de 0,88.

Tabela 2.2 Fator C para dimensionamento de Britadores

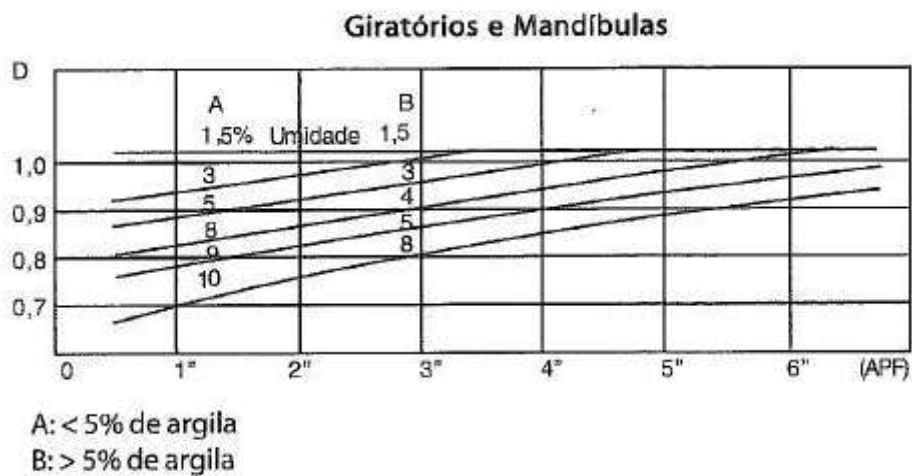


Fator D (correção de umidade):

Os dados de projeto são: umidade 9,8% e argila > 5%.

Para a utilização da tabela 2.3, utilizou-se a curva de umidade máxima de 8% obtendo-se o fator D de correção de umidade de 0,88 (APF 5”).

Tabela 2.3 – Fator D de correção de umidade



$$Q = QT \times \text{Fator A} \times \text{Fator B} \times \text{Fator C} \times \text{Fator D}$$

$$Q = 505,5 \times 1,38 \times 1,15 \times 0,88 \times 0,88$$

$$Q = 621 \text{ t/h}$$

2.5 Análise do resultado:

O equipamento escolhido (Telsmith modelo 3858) cujas características são mostradas abaixo:

- Tamanho: 965mm x 1473mm;
- Capacidade nominal: 551 a 617 t/h;
- Comparação das curvas granulométricas do produto projetado e do britador escolhido com 125 mm de APF:

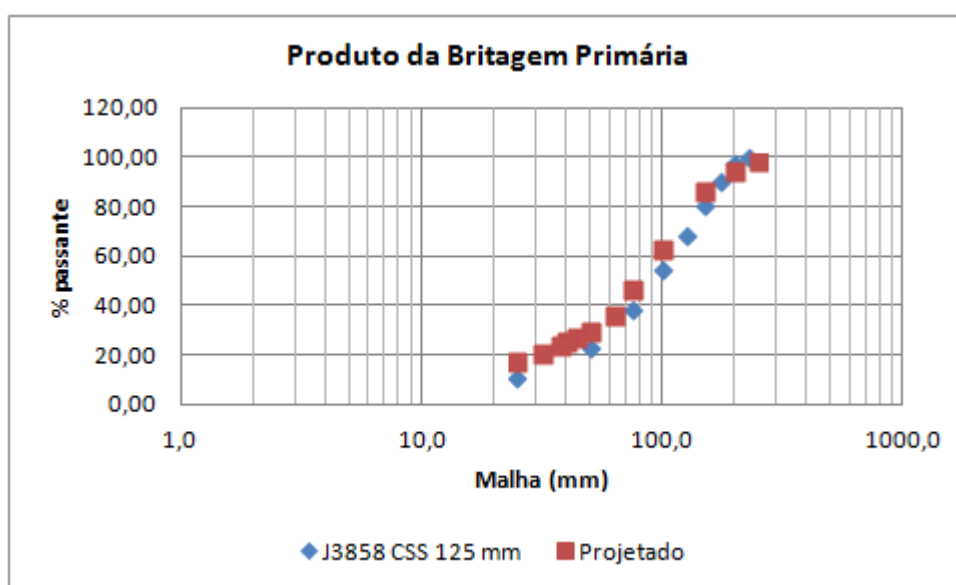


Figura 2.3 – Produto da britagem primária: projetada x adquirido APF 5”

Quando ajustado para a APF de 5” possui a capacidade de produzir 621 t/h base seca superando em 31% a taxa necessária para o projeto.

Observa-se na figura 2.3 que o produto do britador J3858 TELSMITH está um pouco mais grosseiro do que a curva projetada, nesse caso, podemos ajustar o equipamento para a APF de 4”. Veremos a seguir, se nessa nova regulagem o equipamento possui capacidade produtiva que atenda ao projeto.

A taxa média de produção observada na tabela 2.1 para a APF de 4” é de 450t/h. Os fatores A e B não são alterados. O fator C será novamente calculado.

Para a APF de 4”, observando a figura 2.1, temos que o percentual da alimentação menor do que a metade da abertura mais fechada (50,8mm) é de 0,94%. A relação percentual entre o tamanho máximo do material e a abertura do britador permanece em 78%.

Para a utilização da tabela 2.2, o percentual da alimentação menor do que a metade da abertura mais fechada será considerado 1%. Nessas condições, o fator C encontrado foi de 0,86.

O fator D, utilizando-se a tabela 2.3 para APF de 4" e as mesmas condições de umidade e argila, resultou em 0,85, logo:

$$Q = QT \times \text{Fator A} \times \text{Fator B} \times \text{Fator C} \times \text{Fator D}$$

$$Q = 450 \times 1,38 \times 1,15 \times 0,86 \times 0,85$$

$$Q = 522 \text{ t/h}$$

Vemos que a regulação da APF em 4" proporcionará uma taxa ainda 10% superior à necessária para o projeto com a garantia de uma distribuição granulométrica no produto que atenda à especificação, conforme figura abaixo:

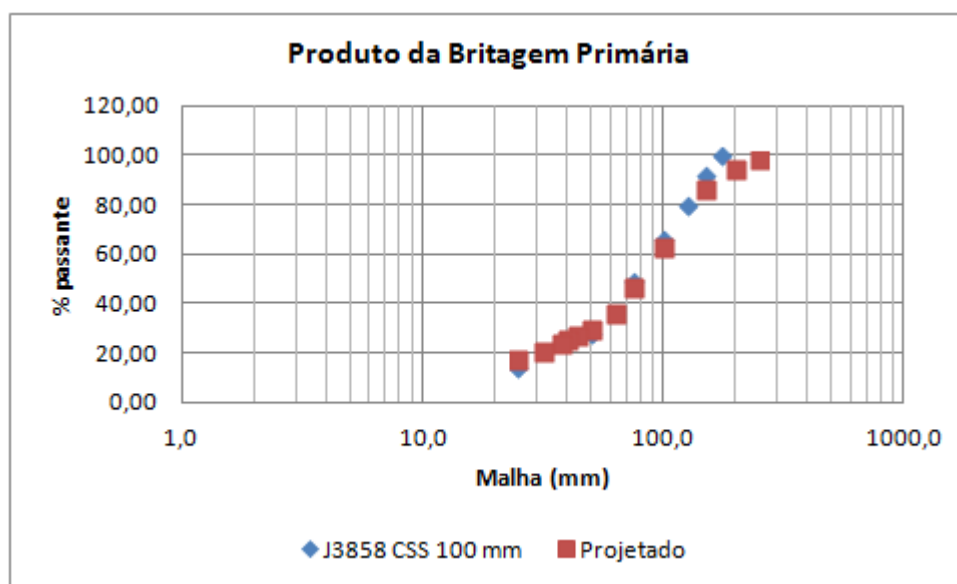


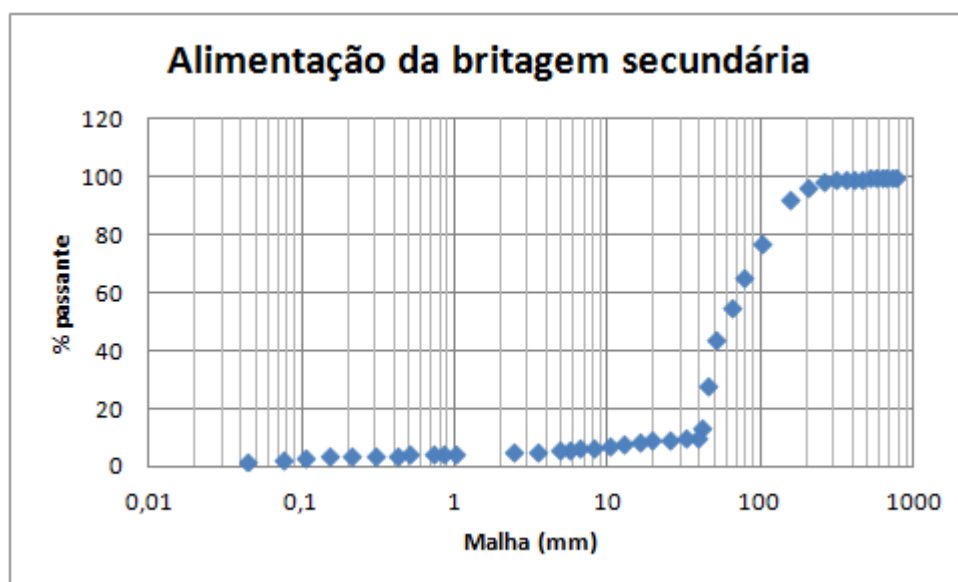
Figura 2.4 – Produto da britagem primária: projetado x adquirido APF 4"

Concluimos que o dimensionamento da britagem primária está correto.

2 DIMENSIONAMENTO DA BRITAGEM SECUNDÁRIA/TERCIÁRIA

3.1 Premissas de Projeto:

- Fator de projeto: 1,35
- Horas programadas no ano: 8.760h
- Rendimento Operacional: 72%
- Hora efetivas no ano: 6.307h
- Densidade aparente para dimensionamentos de carga: 2,2 t/m³
- Umidade: 9,8%
- Argila > 5%
- Work Index: 6,22 kWh/t métrica (incluído a perda de 5% na transmissão)
- Taxa de alimentação: 591,3 t/h
- Curva granulométrica da alimentação esperada para o britador secundário (figura 3.1)



Malha (mm)	750	700	650	600	550	500	450	400	350	300	250	200	150	100	76	63	50	44	40	38	31,5
Passante (%)	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	99,99	99,99	99,91	99,70	99,04	97,22	92,66	77,81	65,53	55,68	44,32	28,13	13,88	10,57	10,27	
Malha (mm)	25	19	16	12,5	10	8	6,35	5,6	4,8	3,4	2,4	1	0,84	0,71	0,5	0,42	0,3	0,21	0,15	0,11	0,08
Passante (%)	9,98	9,52	8,85	8,27	7,79	7,26	6,87	6,59	6,37	5,91	5,64	5,03	4,89	4,78	4,60	4,54	4,37	4,20	4,00	3,62	2,95

Figura 3.1 – Curva esperada alimentação britagem secundária/terciária

- F80 verificado na alimentação da britagem secundária/terciária (figura 3.1)

Interpolando linearmente entre os dois pontos mais próximos:

100 mm → 77,81%

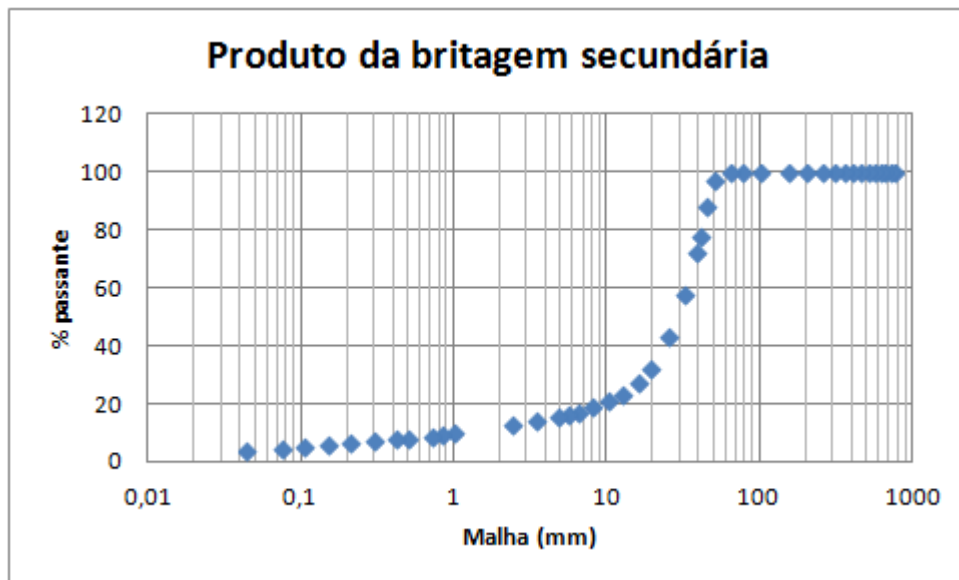
150 mm → 92,66%

$$\frac{92,66 - 77,81}{150 - 100} = \frac{92,66 - 80}{150 - x}$$

$x = 107\text{mm}$

F80 = 107 mm

- Curva granulométrica esperada para o produto da britagem secundária/terciária (figura 3.1.2)



Malha (mm)	750	700	650	600	550	500	450	400	350	300	250	200	150	100	76	63	50	44	40	38	31,5
Passante (%)	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	97,64	86,73	78,17	72,97	57,94
Malha (mm)	25	19	16	12,5	10	8	6,35	5,6	4,8	3,4	2,4	1	0,84	0,71	0,5	0,42	0,3	0,21	0,15	0,105	0,075
Passante (%)	43,32	32,31	27,78	23,64	21,14	19,19	17,63	16,81	15,97	14,29	12,95	10,27	9,79	9,38	8,63	8,31	7,68	7,10	6,55	5,85	4,90

Figura 3.2 – Curva esperada produto britagem secundária/terciária

- P80 calculado a partir da curva esperada para o produto da britagem secundária/terciária (figura 3.2):

Interpolando linearmente, temos:

40 mm → 78,17%

50 mm → 97,64%

$$\frac{97,64 - 78,17}{50 - 40} = \frac{97,64 - 80}{50 - x}$$

$$x = 41\text{mm}$$

$$P80 = 41 \text{ mm}$$

- Relação de redução: $107/41 = 2,6:1$

3.2 Cálculo do Gape:

A curva granulométrica da alimentação da britagem secundária/terciária apresenta o maior tamanho de alimentação em 450 mm, logo o gap é 529 mm ($450/0,85$).

3.3 Cálculo do fator de capacidade:

$$FC = \frac{\text{Vazão (t/h)}}{\text{Gap (pol.)}}$$

$$FC = \frac{591,3}{20,82} = 28,40$$

$FC > 0,115 \rightarrow$ Britador Giratório

Adquirido \rightarrow Britador Cônico Sandvik modelo CS 440

3.4 Escolha do britador secundário/terciário:

Consultando a figura 3.3, determinamos a APF para que a curva granulométrica do produto atenda o P80, sendo escolhido o valor de 35 mm.

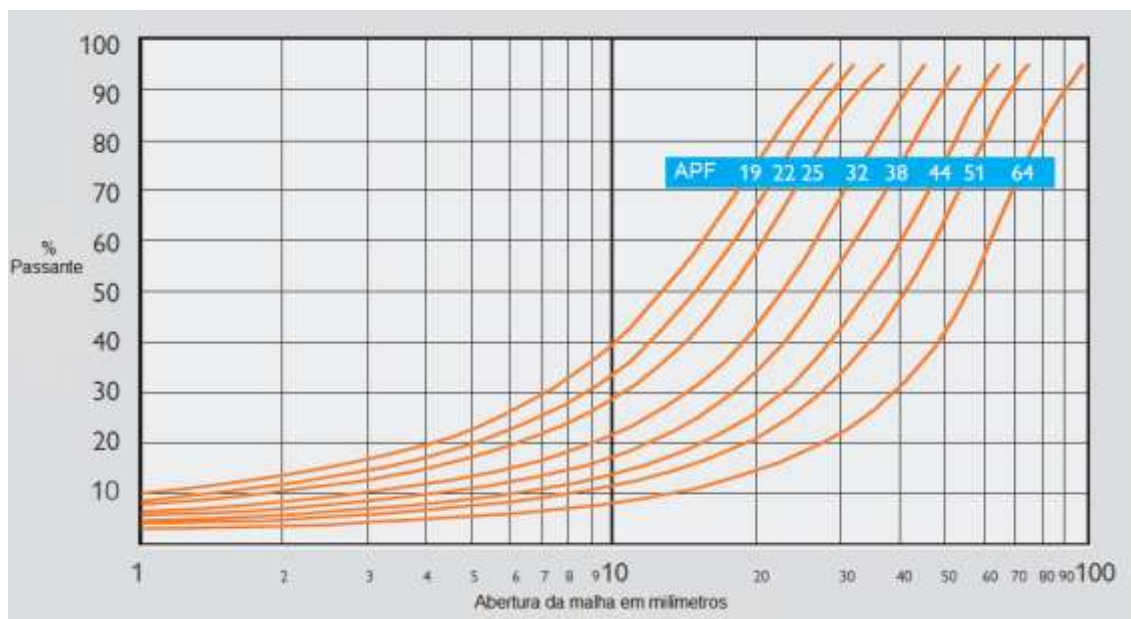


Figura 3.3 – Curva granulométrica produto britadores Sandvik mod. CS

Com as informações levantadas:

- APF de 35 mm;
- Taxa de alimentação de 591,3 t/h;
- Tamanho máximo de partícula de 450 mm;
- Gape de 529 mm.

Verificaremos o equipamento escolhido através da tabela 3.1.

Tabela 3.1 – Capacidades dos britadores Sandvik modelos CS

	Motor máximo kW		Tam. máx. alim. mm	19	22	25
CS420	90	EC	240		85	92-115
		C	200	70	76-95	82-128
CS430	132	EC	360			126
		C	300		108	116-145
		MC	235	91	98-123	106-166
CS440	220	EC	450			
		C	400			
		MC	300			195
CS660	315	EC	560			
		C	500			

Capacidade nominal (t/h) com a abertura (APF) em milímetros									
29	32	35	38	41	44	48	51	54	60
101-158	107-168	114-143	121						
90-112	96								
138-173	147-230	156-293	165-310	174-327	183-344	196-306	205-256	214	
127-199	135-254	144-270	152-285	161-301	169-264	180			
116-218	124-232	131-246	139-261	147-275	154-241	165			
		267	282-353	298-446	313-563	334-601	349-524	365-456	
225	239-299	254-381	269-484	284-511	298-448	318-398	333		
214-267	228-342	242-435	256-461	270-486	284-426	303-378	317		
				349	368-460	392-588	410-718	428-856	465-929
			318	336-420	353-618	376-753	394-788	411-823	446-892

Nossa escolha deveria recair sobre o modelo CS660 devido à limitação do gape, porém, para a APF de 35 mm, não há faixa de produção apresentada na tabela. Nossa escolha se volta para o modelo CS440, que exigirá um controle mais rígido do produto da britagem primária para não gerar “*top size*” acima de 450 mm para a britagem secundária/terciária. O modelo escolhido, que é o mesmo modelo adquirido pelo empreendimento, para a APF de 35 mm, possui capacidade nominal de 267 t/h.

3.5 Determinação da capacidade de projeto:

$$Q = 267 \text{ t/h};$$

$$\text{Fator A} = 2,2/1,6 = 1,38;$$

$$\text{Fator B} = 1,15 \text{ (conforme item 2,4)};$$

Fator C:

Percentual da alimentação menor do que a metade da abertura de saída do britador na posição mais fechada (APF de 35 mm). Verificando a curva de alimentação esperada para a britagem secundária/terciária (figura 3.1), verificamos que o percentual passante acumulado abaixo de 17,5 mm é de 9,18%.

A relação entre o tamanho máximo de material e a abertura de entrada do britador é de 1 (450/450).

Entrando com esses valores na tabela 2.2, temos que o fator C é de 0,7.

Fator D:

Os dados de umidade e argila são respectivamente, 9,8% e > 5%. Utilizando a umidade máxima de 8% e a APF de 35 mm (1,4”) na tabela 2.3, tem-se para o fator D o valor de 0,73, logo:

$$Q = QT \times A \times B \times C \times D$$

$$Q = 267 \times 1,38 \times 1,15 \times 0,70 \times 0,73$$

$$Q = 217 \text{ t/h}$$

Para a taxa de alimentação de 591,3 t/h, precisaremos de 2,7 equipamentos, ou seja, três equipamentos de britagem secundária/terciária.

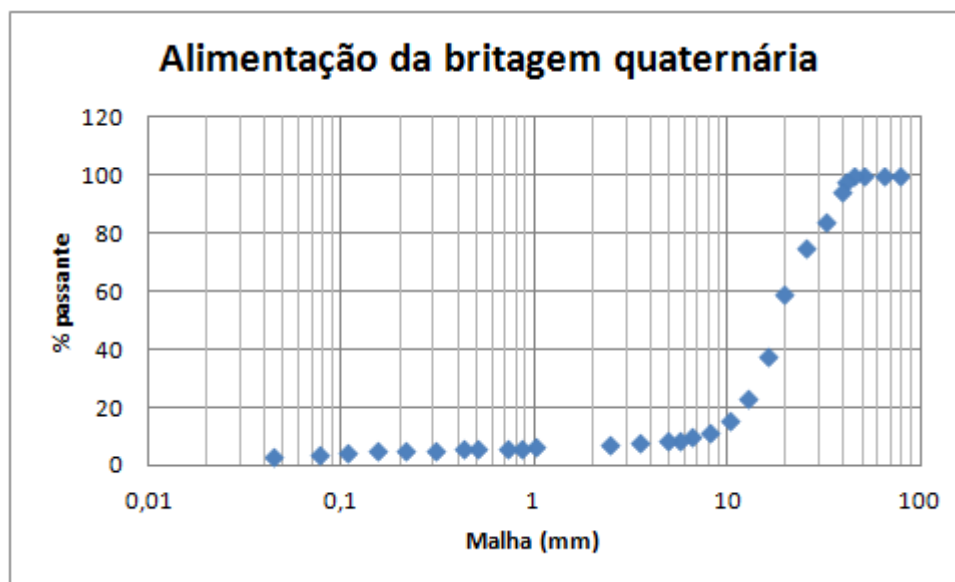
3.6 Conclusão:

Os cálculos confirmam que o dimensionamento está correto para o equipamento escolhido.

4 DIMENSIONAMENTO DA BRITAGEM QUATERNÁRIA

4.1 Premissas de Projeto:

- Fator de projeto: 1,35
- Hora programadas no ano: 8.760 h
- Rendimento Operacional: 72%
- Hora efetivas no ano: 6.307 h
- Densidade aparente para dimensionamento de carga: 2,2 t/m³
- Umidade: 9,8%
- Work Index: 6,22 kWh/t métrica (incluído 5% de perdas na transmissão)
- Taxa de alimentação: 1.298,3 t/h
- Curva granulométrica prevista para a alimentação (figura 4.1)



Malha	76	63	50	44	40	38	31,5	25	19	16	12,5	10	8	6,35
Passante	100,00	100,00	100,00	100,00	98,58	94,85	84,69	75,17	59,49	38,06	23,50	16,21	11,82	10,12

Malha (mm)	5,6	4,8	3,4	2,4	1	0,84	0,71	0,5	0,42	0,3	0,21	0,15	0,105	0,075
Passante (%)	9,32	8,83	8,03	7,63	6,80	6,61	6,46	6,22	6,14	5,90	5,68	5,41	4,90	3,98

Figura 4.1 – Curva esperada alimentação britagem quaternária

- F80 verificado na alimentação da britagem quaternária (figura 4.1)

Interpolando linearmente entre os dois pontos mais próximos:

25 mm → 75,17%

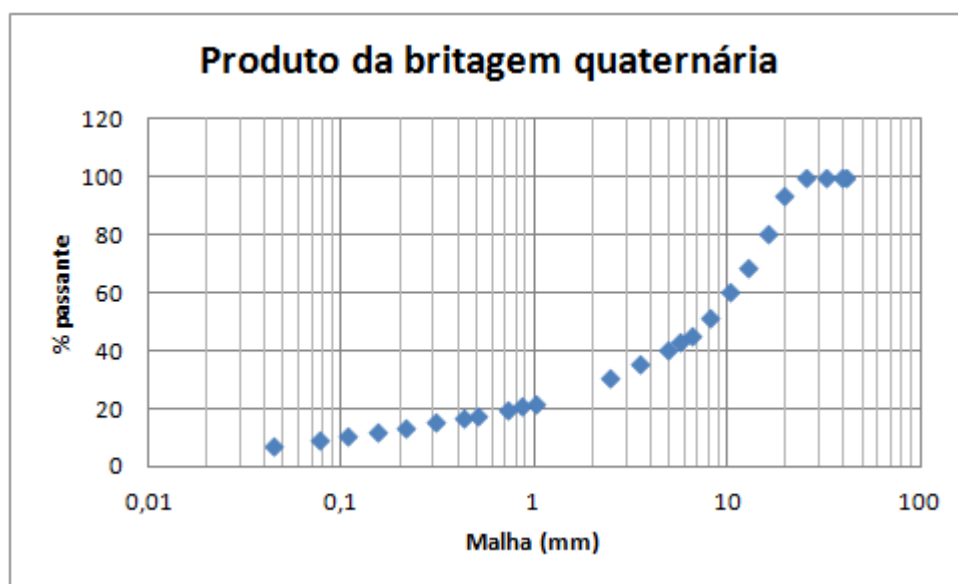
31,5 mm → 84,69%

$$\frac{84,69 - 75,17}{31,5 - 25} = \frac{84,69 - 80}{31,5 - x}$$

$$x = 28,3\text{mm}$$

F80 = 28,3 mm

- Curva granulométrica esperada para o produto da britagem quaternária (figura 4.2)



Malha (mm)	40	38	31,5	25	19	16	12,5	10	8	6,35	5,6	4,8
Passante (%)	100	100	100	100	94,15	80,83	69,10	61,00	52,00	45,50	43,50	40,60

Malha (mm)	3,4	2,4	1	0,84	0,71	0,5	0,42	0,3	0,21	0,15	0,105	0,075
Passante (%)	36,00	31,50	22,50	21,26	20,15	18,13	17,25	15,64	14,14	12,81	11,30	9,48

Figura 4.2 – Curva esperada produto britagem quaternária

- P80 calculado a partir da curva esperada para o produto da britagem quaternária (figura 4.2):

Interpolando linearmente, temos:

12,5 mm → 69,10%

16,0 mm → 80,83%

$$\frac{80,83 - 69,10}{16 - 12,5} = \frac{80,83 - 80}{16 - x}$$

$$x = 15,8mm$$

$$P80 = 15,8 \text{ mm}$$

- Relação de redução: $41/15,8 = 2,6:1$

4.2 Cálculo do Gape:

Interpolando linearmente para calcular o tamanho da maior partícula, temos:

$$40 \text{ mm} \rightarrow 98,58\%$$

$$44 \text{ mm} \rightarrow 100\%$$

$$\frac{100 - 98,59}{44 - 40} = \frac{100 - 99,99}{44 - x}$$

$$x = 43,97mm$$

Maior partícula tem 43,97mm

$$Gape = \frac{\text{Tamanho da maior partícula da alimentação}}{0,8 \text{ a } 0,85}$$

$$Gape = \frac{43,97}{0,85} = 51,7mm$$

4.3 Cálculo do fator de capacidade

$$FC = \frac{\text{Vazão (t/h)} \times \text{Fator de projeto}}{\text{Gap (pol.)}}$$

$$FC = \frac{1.298,3}{2,04} = 636,42$$

$FC > 0,115 \rightarrow$ Britador Giratório

Adquirido \rightarrow Britador Cônico Metso modelo HP400

4.4 Escolha do britador quaternário:

Consultando a tabela 4.1, determinamos a APF para que a curva granulométrica do produto atenda o P80, sendo escolhido o valor de 16 mm.

Tabela 4.1 – Britadores Metso HP – Passante em função da malha e APF

Tabela de granulometria do produto % passante em uma malha quadrada, dependendo do ajuste da abertura (mm)													
	6	8	10	13	16	19	22	25	28	32	38	45	51
100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
75	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	98
63	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	99	95	90
51	100	100	100	100	100	100	100	100	99	98	92	82	68
38	100	100	100	100	100	100	100	98	95	90	76	62	50
32	100	100	100	100	100	100	95	90	79	69	52	42	36
25	100	100	100	100	98	94	85	74	60	49	40	33	28
22	100	100	100	100	95	88	76	63	51	42	34	28	25
19	100	100	100	98	92	82	68	57	46	37	30	26	22
16	100	100	99	92	80	69	55	46	36	29	24	20	18
13	100	99	92	78	66	55	43	36	28	22	18	16	14
10	100	93	81	66	55	45	34	30	23	18	15	13	11
8	94	82	69	55	45	37	28	24	19	15	13	11	10

Com as informações levantadas:

- APF de 16 mm;
- Taxa de alimentação de 1.298,3 t/h;
- Abertura de alimentação para APF de 16 mm: 140 mm

Verificaremos o equipamento escolhido através da tabela 4.2.

Tabela 4.2 – Britadores Metso linha HP - Capacidades

Capacidades ¹												
Ajuste posição												
Modelo	6 mm	8 mm	10 mm	13 mm	16 mm	19 mm	22 mm	25 mm	32 mm	38 mm	45 mm	51 mm
HP100	45-55	50-60	55-70	60-80	70-90	75-95	80-100	85-110	100-140			
HP200			90-120	120-150	140-180	150-190	160-200	170-220	190-235	210-250		
HP300			115-140	150-185	180-220	200-240	220-260	230-280	250-320	300-380	350-440	
HP400			140-175	185-230	225-280	255-320	275-345	295-370	325-430	360-490	410-560	465-630
HP500			175-220	230-290	280-350	320-400	345-430	365-455	405-535	445-605	510-700	580-790
HP800			260-335	325-425	385-500	435-545	470-600	495-730	545-800	600-950	690-1050	785-1200

¹ Representa a capacidade instantânea do britador (t/hora)

Conferindo o modelo adquirido para o empreendimento, que é o HP400, para a APF de 16 mm, vemos que sua capacidade média é de 252,5 t/h.

4.5 Determinação da capacidade de projeto:

$$Q = 252,5 \text{ t/h};$$

$$\text{Fator A} = 2,2/1,6 = 1,38;$$

$$\text{Fator B} = 1,15 \text{ (conforme item 2.4);}$$

Fator C:

Percentual da alimentação menor do que a metade da abertura de saída do britador na posição mais fechada (APF de 16 mm). Verificando a curva de alimentação esperada para a britagem quaternária (figura 4.1), verificamos que o percentual passante acumulado abaixo de 8 mm é de 11,82%.

A relação entre o tamanho máximo de material (gape) e a abertura de entrada do britador é de 37% (51,7/140).

Entrando com esses valores na tabela 2.2, temos que o fator C é de 1,32.

Fator D:

Os dados de umidade e argila são respectivamente, 9,8% e > 5%. Utilizando a umidade máxima de 8% e a APF de 16 mm (0,6”) na tabela 2.3, tem-se para o fator D o valor de 0,67. Logo:

$$Q = QT \times A \times B \times C \times D$$

$$Q = 252,5 \times 1,38 \times 1,15 \times 1,32 \times 0,67$$

$$Q = 354 \text{ t/h}$$

Para a taxa de alimentação de 1.298,3 t/h, precisaremos de 3,7 equipamentos, ou seja, quatro equipamentos de britagem quaternária.

4.6 Conclusão:

Apesar dos cálculos apontarem a necessidade de quatro equipamentos, o empreendimento optou pela aquisição de sete equipamentos, sendo um reserva. Tal configuração permite que se trabalhe com APFs menores, proporcionando melhor controle da granulometria à jusante do processo.

Para efeitos didáticos desse trabalho de monografia, convém verificar qual o modelo da Metso linha HP que melhor se adequaria às necessidades do empreendimento.

4.7 Verificação do Modelo HP 200:

Consultando a tabela 4.2, temos:

- Taxa média de alimentação: 160 t/h
- Abertura de alimentação para APF de 16 mm: 125 mm
- Determinação da capacidade de projeto:

$$Q = 160 \text{ t/h}$$

$$\text{Fator A} = 1,38;$$

$$\text{Fator B} = 1,15 \text{ (conforme item 2,4);}$$

Fator C:

Percentual da alimentação menor do que a metade da abertura de saída do britador na posição mais fechada é o mesmo valor, ou seja, 11,82%.

A relação entre o tamanho máximo de material (gape) e a abertura de entrada do britador é de 41% (51,7/125).

Entrando com esses valores na tabela 2.2, temos que o fator C é de 1,30.

Fator D: 0,67 (não sofre alteração, pois não foi alterado a APF).

$$Q = 160 \times 1,38 \times 1,15 \times 1,30 \times 0,67$$

$$Q = 221 \text{ t/h}$$

Para a taxa de alimentação de 1.298,3 t/h, precisaremos de 5,9 equipamentos. Considerando a estratégia de se manter um equipamento de reserva, teríamos os sete equipamentos demandados pelo empreendimento.

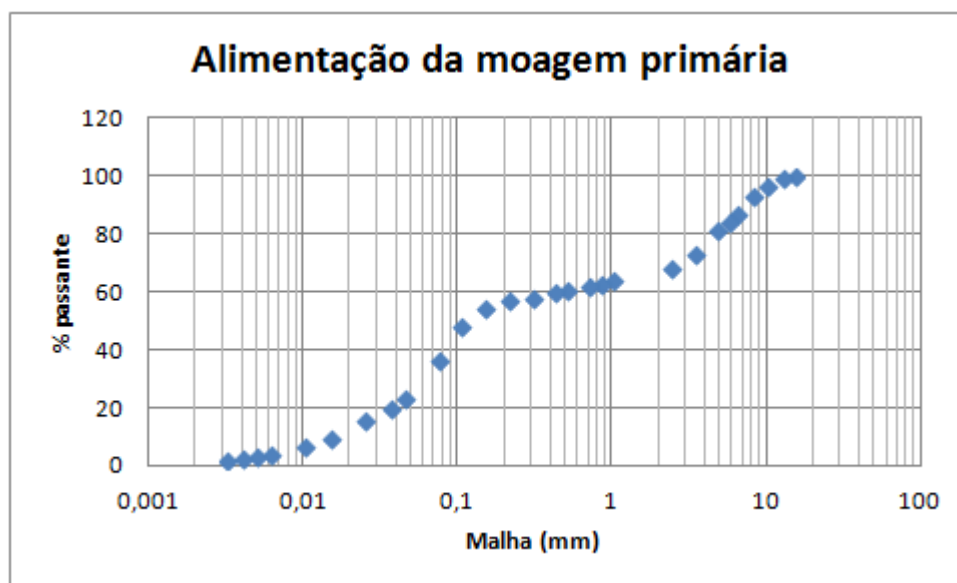
- Conclusões sobre a verificação do equipamento HP 200.

Pelos cálculos, o britador HP 200 se mostrou mais adequado, pela análise técnica, do que o britador HP 400. Considerando que os equipamentos serão instalados no mesmo prédio das britagens secundária e terciária, não verificamos nessa análise, possíveis interferências dimensionais que poderiam influenciar na escolha do equipamento. Também não se levou em consideração o estudo de custo/benefício de se adquirir o modelo HP 400 em detrimento ao modelo HP 200, podendo ser objeto de estudos futuros.

5 DIMENSIONAMENTO DA MOAGEM PRIMÁRIA

5.1 Premissas de Projeto:

- Work Index: 6,22 kWh/t métrica (já incluindo perda de 5% na transmissão)
- Curva granulométrica da alimentação esperada para a moagem primária (figura 5.1)



Malha (mm)	15	12,5	10	8	6,35	5,6	4,8	3,4	2,4	1	0,84	0,71	0,5	0,42
Passante (%)	100	99,48	96,81	93,26	87,06	84,46	81,77	73,22	68,5	64,18	63,05	62,49	60,87	59,89

Malha (mm)	0,3	0,21	0,15	0,105	0,075	0,045	0,037	0,025	0,015	0,01	0,006	0,005	0,004	0,0032
Passante (%)	58,39	57,37	54,94	48,53	36,83	23,26	20,00	15,70	9,76	6,87	4,11	3,49	2,89	2,38

Figura 5.1 – Curva esperada da alimentação da moagem primária

- F80 verificado na alimentação da moagem primária (figura 5.1)

Interpolando linearmente entre os dois pontos mais próximos:

4,8 mm → 81,77%

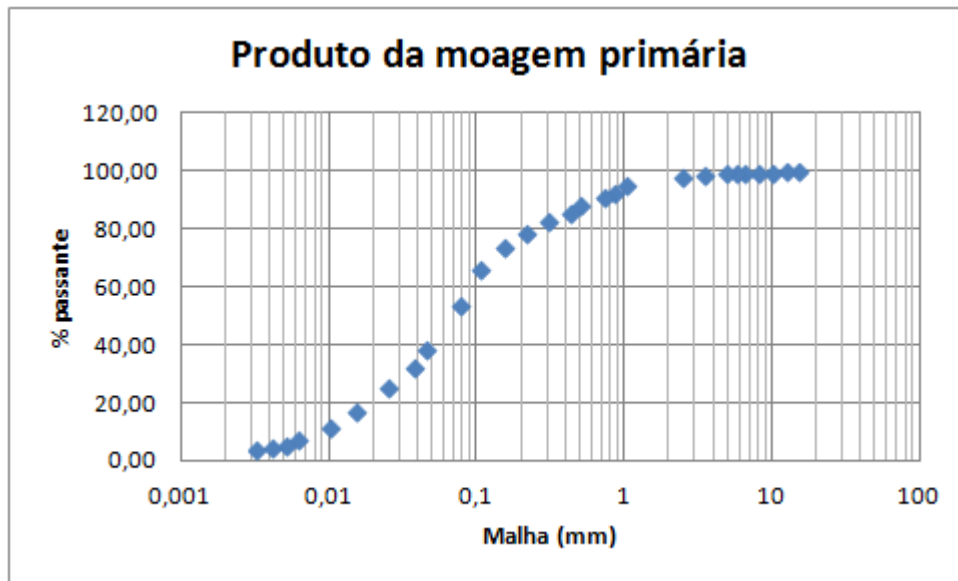
3,4 mm → 73,22%

$$\frac{81,77 - 73,22}{4,8 - 3,4} = \frac{81,77 - 80}{4,8 - x}$$

$$x = 4,51 \text{ mm}$$

$$F80 = 4,51 \text{ mm}$$

- Curva granulométrica esperada para o produto da moagem primária (figura 5.2)



Malha (mm)	15	12,5	10	8	6,35	5,6	4,8	3,4	2,4	1	0,84	0,71	0,5	0,42
Passante (%)	100,00	100,00	99,96	99,89	99,72	99,58	99,41	98,84	97,95	95,51	92,42	91,11	88,64	85,99

Malha (mm)	0,3	0,21	0,15	0,105	0,075	0,045	0,037	0,025	0,015	0,01	0,006	0,005	0,004	0,0032
Passante (%)	82,94	78,90	73,94	66,22	54,12	38,71	32,21	25,79	17,04	11,79	7,36	5,80	4,78	3,89

Figura 5.2 – Curva esperada do produto da moagem primária

- P80 calculado a partir da curva esperada para o produto da moagem primária (figura 5.2):

Interpolando linearmente, temos:

0,3 mm → 82,94%

0,21 mm → 78,90%

$$\frac{82,94 - 78,90}{0,3 - 0,21} = \frac{82,94 - x}{0,3 - x}$$

$$x = 0,235 \text{ mm}$$

$$P80 = 0,235 \text{ mm}$$

- Relação de redução: $4,510/0,235 = 19,2:1$

5.2 Cálculo do consumo específico de energia:

$$W = \left[\frac{10 \times W_i}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10 \times W_i}{\sqrt{F_{80}}} \right] \times EF_i$$

Onde:

W – energia consumida de kWh/t métrica;

W_i – Work Index, em kWh/t métrica

P₈₀ – tamanho em que passa 80% no produto em μm;

F₈₀ – tamanho em que passa 80% na alimentação em μm;

EF_i – fatores de correção, sendo:

EF₁ – fator de moagem a seco;

EF₂ – fator de circuito aberto em moinho de bolas;

EF₃ – fator de diâmetro;

EF₄ – fator de “oversize”;

EF₅ – fator de material fino;

EF₆ – fator de redução para moinho de barras;

EF₇ – fator de baixa relação de redução para moinho de bolas;

EF₈ – fator de característica da moagem em moinho de barras.

O projeto definiu dois moinhos primários em circuito aberto e dois moinhos secundários em circuito fechado, ambos operando a úmido e carga moedora de bolas. Passaremos a verificar o dimensionamento para os moinhos primários, de circuito aberto.

Nesse caso, teremos:

EF₁ = 1,000, pois a moagem é feita a úmido e esse fator é aplicado somente a moagem a seco.

EF₂ para a malha de controle de 150 μm, cujo % passante é de 73,94% deverá ser de 1,10 que é o valor mais próximo dentre os seguintes:

70% passante na malha de controle → fator de eficiência 1,100

80% passante na malha de controle → fator de eficiência 1,200

EF₂ = 1,100.

EF₃ dependerá do diâmetro escolhido, por isso, utilizaremos os diâmetros IC e IR do moinho adquirido para o projeto que são: IC = 5,5m e IR = 5,35m. Para IC > 3,96, temos que:

$$EF_3 = 0,914.$$

EF_4 dependerá do tamanho ótimo na alimentação, que será calculado pela fórmula abaixo:

$$F_0 = 4.000 \times \left(\frac{13}{W_i} \right)^{0,5}$$

$$F_0 = 4.000 \times \left(\frac{13}{6,22} \right)^{0,5}$$

$$F_0 = 5783 \mu m$$

O fator de “oversize” deverá ser calculado pela fórmula abaixo:

$$EF_4 = \frac{R_r + (W_i - 7) \times \left(\frac{F - F_0}{F_0} \right)}{R_r}$$

Onde:

R_r – relação de redução;

W_i – Work Index em kWh/t métrica;

F – F80 em μm

F_0 – tamanho ótimo da alimentação em μm

Entrando com os valores, temos:

$$EF_4 = \frac{19,6 + (6,22 - 7) \times \left(\frac{4510 - 5783}{5783} \right)}{19,6}$$

$$EF_4 = 1,009$$

$EF_5 = 1,000$, pois o P80 do produto é maior que $74 \mu m$;

$EF_6 = 1,000$, pois o moinho é de bolas e a relação de redução é maior que 6;

$EF_7 = 1,000$, pois a relação de redução é maior que 6;

$EF_8 = 1,000$, pois trata-se de um moinho de bolas.

$$EF_i = EF_1 \times EF_2 \times EF_3 \times EF_4 \times EF_5 \times EF_6 \times EF_7 \times EF_8$$

$$EF_i = 1,000 \times 1,100 \times 0,914 \times 1,009 \times 1,000 \times 1,000 \times 1,000 \times 1,000$$

$$EF_i = 1,014$$

Agora podemos calcular o consumo específico de energia:

$$W = \left[\frac{10 \times W_i}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10 \times W_i}{\sqrt{F_{80}}} \right] \times EF_i$$

$$W = \left[\frac{10 \times 6,22}{\sqrt{235}} - \frac{10 \times 6,22}{\sqrt{4.510}} \right] \times 1,014$$

$$W = 3,18 \text{ kWh/t métrica}$$

5.3. Cálculo da quantidade de moinhos necessários:

Consumo específico de energia de 3,18 kWh/t métrica. Transformando para HP temos, $3,18 \times 1,341 = 4,26$ HP/t métrica.

Massa horária a ser processada = 2.866,5 t/h.

Potência necessária para moagem = 9.115 kW ou 12.211 HP.

Potência do moinho adquirido (18' x 28') Overflow Ball Mill fabricante CITIC Heavy Industries CO., LTD = 4500 kW ou 6.035 HP.

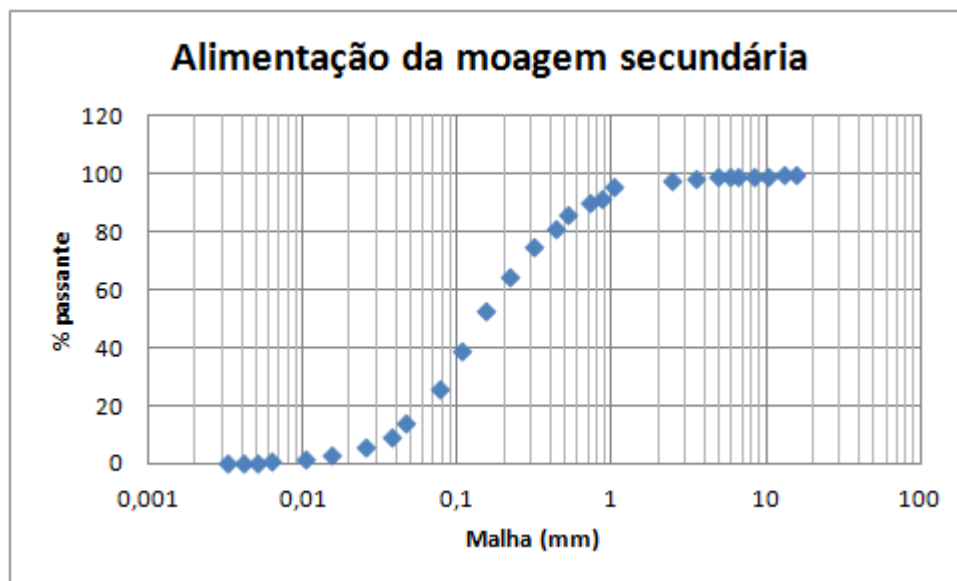
Total de moinhos necessários = 2,02 → 2 equipamentos.

A moagem primária foi corretamente dimensionada.

6. DIMENSIONAMENTO DA MOAGEM SECUNDÁRIA

6.1. Premissas de Projeto:

- Work Index: 6,22 kWh/t métrica (já incluindo perda de 5% na transmissão)
- Curva granulométrica da alimentação esperada para a moagem secundária (figura 6.1)



Malha (mm)	15	12,5	10	8	6,35	5,6	4,8	3,4	2,4	1	0,84	0,71	0,5	0,42
Passante (%)	100	100	99,98	99,94	99,84	99,74	99,62	99,16	98,42	96,09	92,33	90,47	86,63	81,71

Malha (mm)	0,3	0,21	0,15	0,105	0,075	0,045	0,037	0,025	0,015	0,01	0,006	0,005	0,004	0,0032
Passante (%)	75,26	65,11	53,03	39,56	26,05	14,41	9,75	6,53	3,43	2,00	1,12	0,81	0,64	0,50

Figura 6.1 – Curva esperada da alimentação da moagem secundária

- F80 verificado na alimentação da moagem secundária (figura 6.1)

Interpolando linearmente entre os dois pontos mais próximos:

0,42 mm → 81,71%

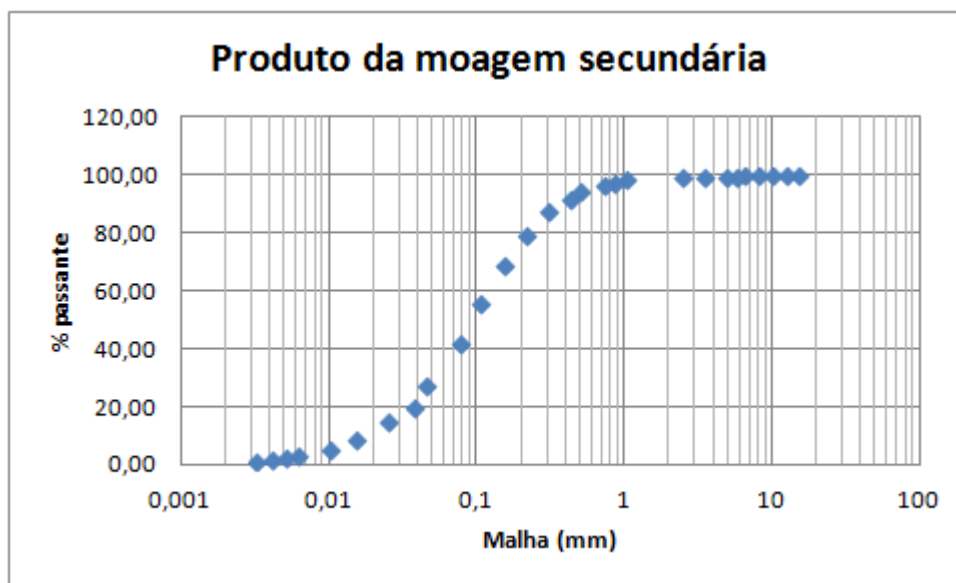
0,30 mm → 75,26%

$$\frac{81,71 - 75,26}{0,42 - 0,30} = \frac{81,71 - 80}{0,42 - x}$$

$$x = 0,388 \text{ mm}$$

$$F80 = 0,388 \text{ mm}$$

- Curva granulométrica esperada para o produto da moagem secundária (figura 6.2)



Malha (mm)	15	12,5	10	8	6,35	5,6	4,8	3,4	2,4	1	0,84	0,71	0,5	0,42
Passante (%)	100	100	100	100	100	99,99	99,98	99,94	99,83	99,27	97,82	96,94	94,93	91,94

Malha (mm)	0,3	0,21	0,15	0,105	0,075	0,045	0,037	0,025	0,015	0,01	0,006	0,005	0,004	0,0032
Passante (%)	87,60	79,69	69,10	56,13	41,97	27,78	20,34	15,07	9,34	5,91	3,64	2,59	2,09	1,65

Figura 6.2 – Curva esperada do produto da moagem secundária

- P80 calculado a partir da curva esperada para o produto da moagem secundária (figura 6.2):

Interpolando linearmente, temos:

0,3 mm → 87,60%

0,21 mm → 79,69%

$$\frac{87,60 - 79,69}{0,3 - 0,21} = \frac{87,60 - 80}{0,3 - x}$$

$$x = 0,213\text{mm}$$

$$P80 = 0,213 \text{ mm}$$

- Relação de redução: $0,388/0,213 = 1,82:1$

6.2 Cálculo do consumo específico de energia:

$$W = \left[\frac{10 \times W_i}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10 \times W_i}{\sqrt{F_{80}}} \right] \times EF_i$$

Onde:

W – energia consumida de kWh/t;

W_i – Work Index, em kWh/t;

P₈₀ – tamanho em que passa 80% no produto em μm;

F₈₀ – tamanho em que passa 80% na alimentação em μm;

EF_i – fatores de correção, sendo:

EF₁ – fator de moagem a seco;

EF₂ – fator de circuito aberto em moinho de bolas;

EF₃ – fator de diâmetro;

EF₄ – fator de “oversize”;

EF₅ – fator de material fino;

EF₆ – fator de material fino para moinho de barras;

EF₇ – fator de baixa relação de redução para moinho de bolas;

EF₈ – fator de característica da moagem em moinho de barras.

Passaremos a verificar o dimensionamento para os moinhos secundários de circuito fechado.

Nesse caso, teremos:

EF₁ = 1,000, pois a moagem é úmido;

EF₂ para a malha de controle de 150 μm, cujo % passante é de 69,10% deverá ser de 1,100 que é o valor mais próximo dentre os seguintes:

60% passante na malha de controle → fator de eficiência 1,050

70% passante na malha de controle → fator de eficiência 1,100

EF₂ = 1,100;

Os moinhos secundários possuem as mesmas dimensões dos moinhos primários, portanto teremos o mesmo EF₃.

EF₃ = 0,914;

EF₄ dependerá do tamanho ótimo da alimentação que é o mesmo da moagem primária, ou seja, F₀ = 4.348μm.

O fator de “oversize” deverá ser calculado pela fórmula abaixo:

$$EF_4 = \frac{R_r + (W_i - 7) \times \left(\frac{F - F_0}{F_0} \right)}{R_r}$$

Onde:

R_r – relação de redução;

W_i – Work Index em kWh/t;

F – F80 em μm

F_0 – tamanho ótimo da alimentação em μm

Entrando com os valores, temos:

$$EF_4 = \frac{1,82 + (6,22 - 7) \times \left(\frac{388 - 5783}{5783} \right)}{1,82}$$

$$EF_4 = 1,400$$

$$\mathbf{EF_4 = 1,400}$$

$\mathbf{EF_5 = 1,000}$, pois o P80 do produto é maior que 74 μm ;

$\mathbf{EF_6 = 1,000}$, pois o moinho é de bolas apesar da relação de redução ser menor que 6;

EF_7 deve ser calculado pela fórmula abaixo:

$$EF_7 = \frac{2(R_r - 1,35) + 0,26}{2(R_r - 1,35)}$$

$$EF_7 = \frac{2(1,82 - 1,35) + 0,26}{2(1,82 - 1,35)}$$

$$\mathbf{EF_7 = 1,277;}$$

$\mathbf{EF_8 = 1,000}$, pois trata-se de um moinho de bolas.

$$EF_i = EF_1 \times EF_2 \times EF_3 \times EF_4 \times EF_5 \times EF_6 \times EF_7 \times EF_8$$

$$EF_i = 1,000 \times 1,100 \times 0,914 \times 1,400 \times 1,000 \times 1,000 \times 1,277 \times 1,000$$

$$EF_i = 1,797$$

Agora podemos calcular o consumo específico de energia:

$$W = \left[\frac{10 \times W_i}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10 \times W_i}{\sqrt{F_{80}}} \right] \times EF_i$$

$$W = \left[\frac{10 \times 6,22}{\sqrt{213}} - \frac{10 \times 6,22}{\sqrt{388}} \right] \times 1,797$$

$$W = 1,98 \text{ kWh/t métrica}$$

6.3. Cálculo da quantidade de moinhos necessários:

Consumo específico de energia de 1,98 kWh/t métrica. Passando para HP, temos: $1,98 \times 1,341 = 2,66$ HP/t métrica.

Massa horária a ser processada (incluindo a carga circulante) = 3.831,3t/h

Potência necessária para moagem secundária = 7.586 kW ou 10.191 HP

Potência do moinho adquirido (18' x 28') Overflow Ball Mill fabricante CITIC Heavy Industries CO., LTD = 4500 kW ou 6.035 HP

Total de moinhos necessários = 1,69 → 2 equipamentos.

A moagem secundária está corretamente dimensionada.

O projeto prevê a operação com quatro moinhos em paralelo e circuito fechado, portanto, vamos dimensionar para essa condição.

7. DIMENSIONAMENTO DA MOAGEM EM CIRCUITO ÚNICO

7.1. Premissas de Projeto:

- Work Index: 6,22 kWh/t métricas (já incluindo perda de 5% na transmissão)
- Curva de alimentação esperada da moagem primária conforme figura 5.1
- Curva de produto esperada da moagem secundária conforme figura 6.2
- $F_{80} = 4,510$ mm conforme alimentação da moagem primária
- $P_{80} = 0,213$ mm conforme produto da moagem secundária
- Relação de redução: $4,51/0,213 = 21,18:1$

7.2. Cálculo do consumo específico de energia:

$$W = \left[\frac{10 \times W_i}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10 \times W_i}{\sqrt{F_{80}}} \right] \times EF_i$$

$EF_1 = 1,000$, pois a moagem é a úmido;

EF_2 para a malha de controle de 150 μm , cujo % passante é de 73,94% deverá ser de 1,10 que é o valor mais próximo dentre os seguintes:

70% passante na malha de controle \rightarrow fator de eficiência 1,100

80% passante na malha de controle \rightarrow fator de eficiência 1,200

$EF_2 = 1,100$;

$EF_3 = 0,914$. (moinhos primários e secundários com as mesmas dimensões)

Tamanho ótimo da alimentação é igual a 5.783 μm

O fator de “oversize” deverá ser calculado pela fórmula abaixo:

$$EF_4 = \frac{R_r + (W_i - 7) \times \left(\frac{F - F_0}{F_0} \right)}{R_r}$$

Entrando com os valores, temos:

$$EF_4 = \frac{21,18 + (6,22 - 7) \times \left(\frac{4510 - 5783}{5783} \right)}{21,18}$$

$EF_4 = 1,008$;

$EF_5 = 1,000$, pois o P80 é maior do que $74\mu\text{m}$;

$EF_6 = 1,000$, pois o moinho é de bolas e relação de redução é maior que 6;

$EF_7 = 1,000$, pois a relação de redução é maior do que 6;

$EF_8 = 1,000$, pois trata-se de um moinho de bolas.

$$EF_i = EF_1 \times EF_2 \times EF_3 \times EF_4 \times EF_5 \times EF_6 \times EF_7 \times EF_8$$

$$EF_i = 1,000 \times 1,100 \times 0,914 \times 1,008 \times 1,000 \times 1,000 \times 1,000 \times 1,000$$

$$EF_i = 1,013$$

Agora podemos calcular o consumo específico de energia:

$$W = \left[\frac{10 \times W_i}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10 \times W_i}{\sqrt{F_{80}}} \right] \times EF_i$$

$$W = \left[\frac{10 \times 6,22}{\sqrt{213}} - \frac{10 \times 6,22}{\sqrt{4510}} \right] \times 1,013$$

$$W = 3,38 \text{ kWh/t métrica}$$

7.3. Cálculo do consumo específico de energia:

Consumo específico de energia de 3,38 kWh/t métrica. Passando para HP, temos: $3,38 \times 1,341 = 4,53 \text{ HP/t métrica}$.

Massa horária a ser processada (incluindo a carga circulante) = 3.831,3t/h

Potência necessária para moagem = 12.950 kW ou 17.356 HP

Potência do moinho adquirido ($18' \times 28'$) Overflow Ball Mill fabricante CITIC Heavy Industries CO., LTD = 4500 kW ou 6.035 HP

Total de moinhos necessários = 2,87 → 3 equipamentos.

Nessas condições a moagem em circuito único está superdimensionada.

8. CONCLUSÕES

- Britagem Primária:

O equipamento adquirido (Britador de mandíbula Telsmith modelo 3858) está adequado para a necessidade do projeto;

- Britagem Secundária/Terciária:

Os três equipamentos adquiridos (Britadores cônicos Sandvik modelo CS 440) estão adequados para a necessidade do projeto;

- Britagem Quaternária:

Os sete equipamentos adquiridos (Britadores Cônicos Metso modelo HP400) estão superdimensionados para o projeto, que poderia utilizar os modelos HP200.

- Moagem Primária:

Os dois equipamentos adquiridos (Moinhos CITIC 18' x 28' Overflow Ball Mill) estão adequados para a necessidade do projeto.

- Moagem Secundária:

Os dois equipamentos adquiridos (Moinhos CITIC 18' x 28' Overflow Ball Mill) estão adequados para a necessidade do projeto.

- Moagem em circuito único:

Verificamos que há sobra de energia nesta configuração, considerando-se os quatro equipamentos adquiridos. Essa configuração permitirá um acréscimo de produção desde que as etapas anteriores, principalmente britagem primária e secundária/terciária, sejam otimizadas para suprir a moagem.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- MOURÃO, J. M. *Estudo Prospectivo do Setor Siderúrgico*: 2008. Brasília: Centro de Gestão e Estudos Estratégicos, 2008 50p.
- LUZ, A. B. et al *Tratamento de Minérios*: 2002. Rio de Janeiro: CETEM/MCT capítulo 4, pag. 113 – 191.
- CHAVES, A. P.; PERES, A. E. C. *Teoria e Prática do tratamento de minérios/britagem, peneiramento e moagem*: 2003. São Paulo: Signus Editora 2003 Volume 3 Capítulos 9 e 11, páginas 425 – 453 e 563 – 602.