



UNIVERSIDADE FEDERAL DO CEARÁ
CAMPUS DE CRATEÚS
CURSO DE ENGENHARIA DE MINAS

ALBERTO JAQUES ARAGÃO JUCÁ FILHO

**MÉTODOS DE CONTROLE APLICADOS NA MITIGAÇÃO DOS EFEITOS
DANOSOS PROVOCADOS PELAS VIBRAÇÕES RESULTANTES DO DESMONTE
DE ROCHAS COM USO DE EXPLOSIVOS: UMA REVISÃO**

CRATEÚS
2022

ALBERTO JAQUES ARAGÃO JUCÁ FILHO

MÉTODOS DE CONTROLE APLICADOS NA MITIGAÇÃO DOS EFEITOS DANOSOS
PROVOCADOS PELAS VIBRAÇÕES RESULTANTES DO DESMONTE DE ROCHAS
COM USO DE EXPLOSIVOS: UMA REVISÃO

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado ao
Curso de Engenharia de Minas da Universidade
Federal do Ceará, como requisito parcial à
obtenção do título de bacharel em Engenharia
de Minas.

Orientador: Prof. Me. Rafael Chagas Silva.

CRATEÚS

2022

Dados Internacionais de Catalogação na Publicação
Universidade Federal do Ceará
Biblioteca Universitária
Gerada automaticamente pelo módulo Catalog, mediante os dados fornecidos pelo(a) autor(a)

- J84m Jucá Filho, Alberto Jaques Aragão.
Métodos de controle aplicados na mitigação dos efeitos danosos provocados pelas vibrações resultantes do desmonte de rochas com uso de explosivos : Uma revisão / Alberto Jaques Aragão Jucá Filho. – 2022.
63 f. : il. color.
- Trabalho de Conclusão de Curso (graduação) – Universidade Federal do Ceará, Campus de Crateús, Curso de Engenharia de Minas, Crateús, 2022.
Orientação: Prof. Me. Rafael Chagas Silva.
1. Controle de Vibração. 2. Desmonte de Rocha com Explosivos. 3. Plano de Fogo. 4. Monitoramento Sismográfico. I. Título.

CDD 622

ALBERTO JAQUES ARAGÃO JUCÁ FILHO

MÉTODOS DE CONTROLE APLICADOS NA MITIGAÇÃO DOS EFEITOS DANOSOS
PROVOCADOS PELAS VIBRAÇÕES RESULTANTES DO DESMONTE DE ROCHAS
COM USO DE EXPLOSIVOS: UMA REVISÃO

Trabalho de Conclusão de Curso apresentado ao
Curso de Engenharia de Minas da Universidade
Federal do Ceará, como requisito parcial à
obtenção do título de bacharel em Engenharia
de Minas.

Aprovada em: ___/___/_____.

BANCA EXAMINADORA

Prof. Me. Rafael Chagas Silva Orientador
Universidade Federal do Ceará (UFC)

Prof. Me. Emanuel Itaque de Negreiros Moreira
Universidade Federal do Ceará (UFC)

Prof. Me. Tiago da Costa Silva
Instituto Federal da Paraíba (IFPB)

A Deus.

Aos meus pais e meu irmão.

AGRADECIMENTOS

À Jeová Deus.

Aos meus pais, Alberto Jaques Aragão Jucá e Maria Jony Bezerra Jucá, e ao meu Irmão, Humberto Jaques Bezerra Jucá, pela paciência e carinho demonstrado durante esse período.

Ao Prof. Me. Rafael Chagas Silva, pela excelente orientação.

Aos professores participantes da banca examinadora Me. Emanuel Itaque de Negreiros Moreira e Me. Tiago da Costa Silva pelo tempo, pelas valiosas colaborações e sugestões.

Aos colegas da turma, pelas reflexões, críticas e sugestões recebidas.

“Para tudo há um tempo determinado; Há um tempo para toda atividade debaixo dos céus” -
Eclesiaste 3:1

RESUMO

O desmonte com uso de explosivos é o método mais utilizado atualmente na mineração para fragmentação de rochas. No entanto, apenas uma parte pequena da energia liberada pela detonação é convertida em energia útil para fragmentação, sendo o restante da energia dissipada ao ambiente de diversas formas, dentre elas a vibração. A vibração transferida por meio do maciço rochoso pode propagar-se por grandes distâncias, o que pode causar danos ao maciço rochoso remanescente, às estruturas e incômodos a moradores que residem no entorno dos empreendimentos mineiros, sendo uma das principais causas de reclamação por parte da população. Diante disso, o presente trabalho tem por objetivo desenvolver uma revisão na literatura acadêmica sobre os três principais métodos de monitoramento e mitigação dos efeitos da vibração causada pelo desmonte de rocha com uso de explosivo, à saber: Barreiras de amortecimento, Limitação de carga máxima por espera e Sobreposição de frentes. A técnica de Barreiras de amortecimento consiste na criação de barreiras artificiais, que por contraste de impedância, retêm as ondas de baixa frequência, causadoras dos maiores danos às edificações. Mesmo apresentando um aumento significativo no preço do desmonte, a elevada redução nos níveis de vibração torna a técnica bastante útil no controle dos níveis de vibração. A técnica de Limitação da carga máxima por espera é o principal método de controle de vibrações, uma vez que permite o controle dos níveis de vibração apenas por modificar alguns parâmetros do plano de fogo por meio da lei de atenuação que descreve o comportamento das ondas na área do desmonte para adequá-las a norma reguladora. A técnica de sobreposição de frentes consiste na determinação de tempos de retardos adequados de forma que as ondas sísmicas geradas no desmonte cheguem em oposição de fase nas estruturas que se deseja proteger. Essa técnica tem grande valia, quando associada a métodos de simulação, na determinação de tempos de retardos adequados para controle de sobreposição e predição de possíveis danos gerados por superposição de ondas.

Palavras-chave: Controle de vibração. Desmonte de rocha com explosivos. Plano de fogo. Monitoramento sismográfico.

ABSTRACT

The blasting using explosives is the most used method currently in mining for rock fragmentation. However, only a small part of the energy released by the detonation is converted into useful energy for fragmentation, with the rest of the energy being dissipated to the environment in various ways, including vibration. The vibration transferred through the rocky massif can propagate over great distances, which can cause damage to the remaining rocky massif, the structures and inconvenience to residents who live in the vicinity of the mining projects, being one of the main causes of complaint by the population. Therefore, the present work aims to develop a review in the academic literature on the three main methods of monitoring and mitigating the effects of vibration caused by rock blasting using explosives, namely: Damping barriers, Limitation of maximum load by waiting and Overlapping fronts. The technique of damping barriers consists of creating artificial barriers, which by impedance contrast, retain the low frequency waves, which cause the greatest damage to buildings. Even with a significant increase in the price of blasting, the high reduction in vibration levels makes the technique very useful in controlling vibration levels. The technique of Limitation of the maximum load by waiting is the main method of vibration control, since it allows the control of the vibration levels just by modifying some parameters of the fire plane through the attenuation law that describes the behavior of the waves in the blasting area to adapt them to the regulatory standard. The technique of overlapping fronts consists in the determination of adequate delay times so that the seismic waves generated in the blast arrive in phase opposition in the structures to be protected. This technique has great value, when associated with simulation methods, in the determination of adequate delay times for superposition control and prediction of possible damage generated by superposition of waves.

Keywords: Vibration control. Rock blasting with explosives. Fire plan. Seismographic monitoring.

LISTA DE FÍGURAS

Figura 1 – Elementos de um plano de fogo.....	9
Figura 2 – ANFO granular da Nitrovale	10
Figura 3 – Emulsão encartuchada.....	12
Figura 4 – <i>layout</i> de uma espoleta simples	14
Figura 5 – Estopim com espoleta amalgamada	14
Figura 6 – Retardos Bidirecionais para cordel detonante	16
Figura 7 – Componentes do acessório de iniciação Tubo de choque	16
Figura 8 – Sistemas de retardo usados em tubos de choque	17
Figura 9 – <i>Layout</i> de detonadores eletrônicos.....	18
Figura 10 – Propagação e efeitos das ondas longitudinais.....	19
Figura 11 – Propagação e efeitos das ondas Transversais	19
Figura 12 – Propagação e efeitos das ondas Rayleigh.....	20
Figura 13 – Propagação e efeitos das ondas Love.....	20
Figura 14 – Deformação angular em virtude de tensões cisalhantes	22
Figura 15 – Comportamento das ondas de vibração mediante presença de falhas nos maciços rochosos.....	29
Figura 16 – Efeito da distância nos níveis de vibrações	30
Figura 17 – Limites de velocidade de partícula de pico e deslocamento em função da frequência	33
Figura 18 – Limites de velocidade de partícula de pico em função da frequência.....	35
Figura 19 – Sismógrafo de engenharia	37
Figura 20 – Metodologia de desenvolvimento do trabalho.....	39
Figura 21 – Efeito exagerado da barreira de amortecimento em ondas de baixa frequência... 42	
Figura 22 – Valores do coeficiente de redução para diferentes razões λ_w/d_w (1 – Valor teórico; 2 – Dado experimental).....	42
Figura 23 – Fator de amortecimento em função da distância, altura da barreira e comprimento de onda	43
Figura 24 – Estrutura típica de <i>air deck</i>	44
Figura 25 – Croqui do segundo desmonte com a localização dos dois sismógrafos	45
Figura 26 – Gráfico DS vs. V e as relações utilizadas para ajuste dos fatores do terreno	49
Figura 27 – Localiza da área de estudo.....	51
Figura 28 - Posicionamento dos sismógrafos para medição da velocidade de partícula de pico	51

Figura 29 – Gráfico da velocidade de partícula de pico em função da distância escalonada utilizada para construção do modelo de lei de atenuação	53
Figura 30 – (a) Nível de vibração para furos iniciados com tempo de retardo suficiente; (b) Nível de para furos iniciados com tempo de retardo insuficiente	55
Figura 31 – Esquema geral do plano de fogo.....	57
Figura 32 – Representação Plano de Fogo 1	57
Figura 33 – Representação Plano de Fogo 2	58
Figura 34 – Representação Plano de Fogo 3	58

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Variáveis que afetam no nível de vibração por grau de significância	26
Tabela 2 – Comparação da densidade com o nível de vibração	29
Tabela 3 – Níveis de segurança para vibrações em estruturas civis	33
Tabela 4 – Limite para velocidade de partículas de pico NP2074-2015	34
Tabela 5 – Limite para velocidade de partículas de pico NBR 9653	34
Tabela 6 – Resumo das normas apresentadas.....	35
Tabela 7 – Dados do plano de fogo	45
Tabela 8 – Registro do sismógrafo.	46
Tabela 9 – Custo com e sem o uso de smooth.....	47
Tabela 10 – Dados utilizados para a construção do modelo de lei de atenuação	52
Tabela 11 – Análise de variância para o ajuste do modelo de lei de atenuação.....	53
Tabela 12 – Valores de referência para carga máxima por espera, limite de velocidade de vibração de partícula de pico = 50 mm/s	54
Tabela 13 – Valores de referência para carga máxima por espera, limite de velocidade de vibração de partícula de pico = 15 mm/s	55
Tabela 14 – Resultados da simulação	58

LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

ABNT	Associação Brasileira de Normas Técnicas
CETESB	Companhia Ambiental do Estado de São Paulo
cm	Centímetro
g	Gramma
Kg	Quilograma
m	Metro
NBR	Norma Brasileira Regulamentar
NP	Norma Portuguesa
RI	Report of Investigation
t	Tonelada
USBM	United States Bureau of Mines

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	6
1.1	Objetivos	6
1.2	Objetivos específicos.....	6
2	REFERENCIAL TEÓRICO	8
2.1	Perfuração e desmonte de rochas.....	8
2.1.1	<i>Elementos de perfuração do plano de fogo.....</i>	8
2.1.2	<i>Tipos de explosivos industriais.....</i>	9
2.1.2.1	ANFO e ALANFO	10
2.1.2.2	Hidrogéis ou slurries.....	12
2.1.2.3	Emulsão	12
2.1.2.4	Explosivos gelatinosos ou gelatinas	13
2.1.3	<i>Tipos de acessórios de iniciação e retardo</i>	13
2.1.3.1	Espoleta simples e estopim de segurança	13
2.1.3.2	Cordel detonante	15
2.1.3.3	Retardos de cordel detonante	15
2.1.3.4	Tubo de choque	16
2.1.3.5	Detonadores eletrônicos.....	18
2.2	Tipos de ondas	18
2.3	Teoria da elasticidade e propagação de ondas elásticas	20
2.4	Variáveis que afetam os níveis das vibrações.....	26
2.4.1	<i>Carga máxima por espera.....</i>	27
2.4.2	<i>Tempo de retardo</i>	27
2.4.3	<i>Geologia.....</i>	28
2.4.4	<i>Tipos de explosivos</i>	29
2.4.5	<i>Distância ao ponto de detonação e distância escalonada</i>	29
2.4.6	<i>Água no furo</i>	31
2.4.7	<i>Variáveis geométricas da perfuração</i>	31
2.5	Normas técnicas.....	32
2.5.1	<i>Normas USBM RI 8507 e OSMRE– Estados Unidos.....</i>	32
2.5.2	<i>Norma NP 2074-2015 – Portugal</i>	34
2.5.3	<i>Norma NBR 9653 – Brasil.....</i>	34
2.5.4	<i>Norma CETESB D7.013 – Brasil.....</i>	35
2.6	Equipamentos de aferição de nível de vibração	36

3	MÉTODO DE PESQUISA.....	38
4	TÉCNICAS DE CONTROLE DE VIBRAÇÕES.....	40
4.1	Barreiras de amortecimento.....	40
4.1.1	<i>Estudo de Caso – A aplicação da técnica de smooth para controle de vibração próximo a áreas urbanas</i>	<i>44</i>
4.2	Limitação da carga máxima por espera.....	47
4.2.1	<i>Estudo de Caso – Avaliação da carga máxima por espera através de lei de atenuação visando a minimização de danos decorrentes das operações de desmonte de rochas nas escavações da Arena Pernambuco</i>	<i>50</i>
4.3	Sobreposição de frentes	55
4.3.1	<i>Estudo de Caso – Análise da relação entre a dispersão dos elementos de retardo e a superposição de ondas em desmonte de rocha, através da simulação.....</i>	<i>56</i>
5	CONCLUSÃO	61
	REFERÊNCIAS	62

1 INTRODUÇÃO

O uso de explosivos com finalidade de realizar o desmonte de rocha é uma das técnicas mais utilizadas na atualidade, tanto em empreendimentos mineiros como em obras civis, uma vez que apresenta o melhor custo benefício para fragmentação da rocha quando comparado com outras técnicas, apresenta maior eficiência na obtenção de faixas granulométricas para etapas de transporte e processamento e permite a fragmentação de rochas com resistência moderada a elevada (DALLORA NETO, 2003; DORNELES, 2013).

Contudo, cerca de apenas 5 a 15% da energia liberada pelo explosivo é convertida efetivamente em fragmentação do maciço rochoso, sendo o restante da energia convertida em efeitos deletérios como ultralancamento, gases e poeiras, ruídos, sobreruptura do maciço e as vibrações, que se destacam por apresentar 40% da energia liberada pelo explosivo (DORNELES, 2013; COSTA, 2020).

Mesmo os ultralancamentos sendo os principais causadores de acidentes fatais, são as vibrações os principais alvos de reclamação por parte da população que reside no entorno de mineradoras, uma vez que são mais facilmente percebidas e por causar danos às estruturas, dificultando a coexistência pacífica entre os empreendimentos mineiros e os núcleos populacionais (DALLORA NETO, 2003; DORNELES, 2013).

No presente trabalho serão apresentadas, com base em uma revisão bibliográfica, as principais técnicas para o controle e monitoramento dos níveis de vibração, enfocando a análise e o dimensionamento de parâmetros do plano de fogo que possibilitam a redução desses níveis.

1.1 Objetivos

Descrever as principais técnicas empregadas para mitigação e monitoramento dos efeitos deletérios das vibrações geradas pelo desmonte de rochas com uso de explosivos.

1.2 Objetivos específicos

Descrever o efeito da aplicação de diferentes técnicas de dimensionamento dos planos de fogo que busquem minimizar os efeitos prejudiciais das vibrações.

Listar estudos de caso que realizaram o monitoramento dos efeitos deletérios das vibrações.

Apresentar a importância do monitoramento das vibrações para a compreensão da influência dos parâmetros controláveis e não controláveis sobre o plano de fogo.

2 REFERENCIAL TEÓRICO

Nessa seção serão abordados conceitos fundamentais para o entendimento do efeito da vibração causada por desmonte de rocha com o uso de explosivos e principais normas que regem o controle de vibração no desmonte.

2.1 Perfuração e desmonte de rochas

De acordo com Jimeno *et al.* (1990) a perfuração é a primeira operação dentro da área do desmonte de rocha, tendo por objetivo abrir furos, dispostos em uma malha com parâmetros geométricos pré-determinados, nos quais serão alocadas as cargas explosivas e os acessórios de iniciação para a realização do desmonte.

O controle e minimização dos efeitos da vibração gerada no desmonte de rochas dependem do gerenciamento e do dimensionamento adequado de determinados parâmetros do plano de fogo, tais como: carga máxima por espera, sentido da iniciação, tempo de retardo e outros.

2.1.1 Elementos de perfuração do plano de fogo

Os principais elementos que constituem um plano de fogo são: diâmetro do furo, afastamento, espaçamento, altura da bancada, subfuração, inclinação do furo e tampão. Esses elementos estão representados na Figura 1.

O diâmetro do furo, representado pela letra **D**, é influenciado pelo tipo de equipamento disponível na mina e do objetivo do desmonte, sendo um parâmetro que influencia diretamente a produção da mina (SILVA, 2015).

O afastamento, representado pela letra **A**, é a distância entre o furo e face livre da bancada ou a menor distância entre linhas de furos, sendo medida em metros. Esse parâmetro tem influência direta na eficiência na fragmentação da rocha (SILVA, 2015). Por sua vez, o espaçamento, representado pela letra **E**, é basicamente a distância entre dois furos na mesma linha. (SILVA, 2015).

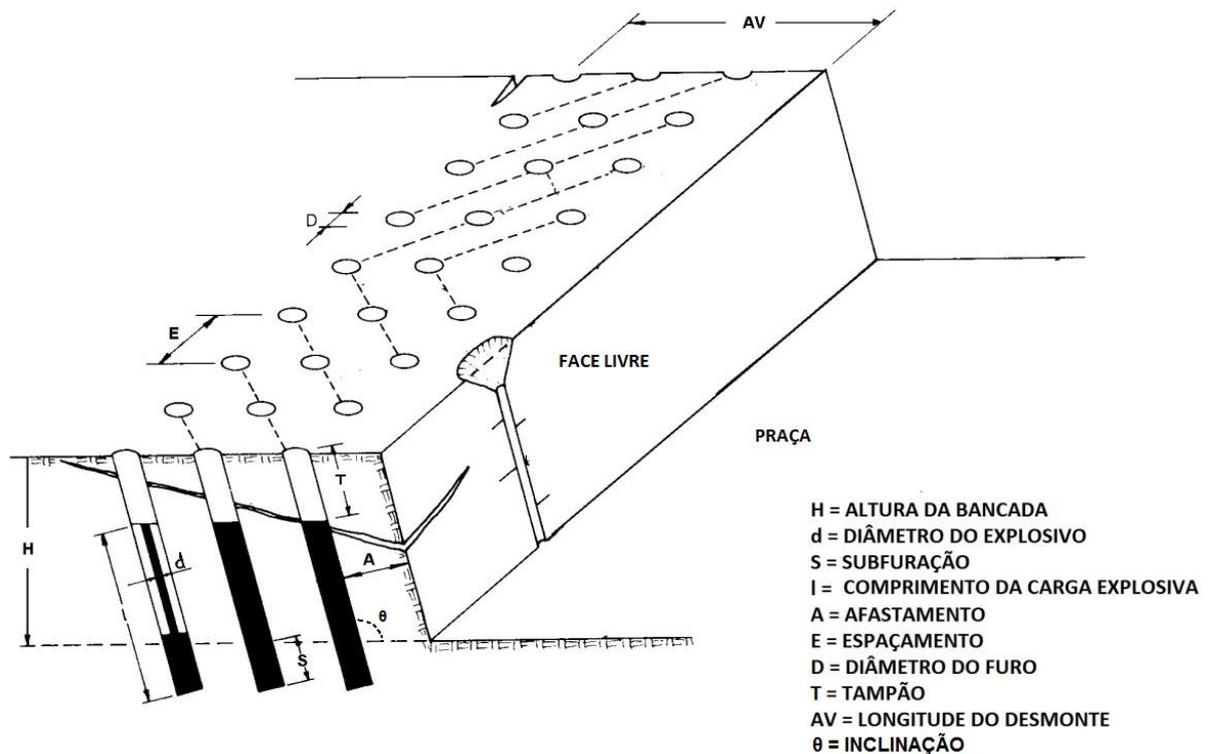
A altura da bancada, representada pela letra **H**, é função dos tipos de equipamentos utilizados nas operações de carregamentos, das condições geológicas e de estabilidade do maciço rochoso e do acesso da frente de lavra (SILVA, 2015).

A subfuração, representada pela letra **S**, é um incremento adicional feito na perfuração que tem por objetivo evitar a formação de repé ou de blocos de rocha ocasionados por detonação insuficiente do pé da bancada (SILVA, 2015).

O ângulo de inclinação do furo, representado pela letra grega θ , é função das condições geológicas do maciço. Este ângulo de inclinação tem como objetivo: reduzir a subfuração no pé da bancada, diminuir a razão de carregamento de explosivos nos furos, redução do back break e melhorar a fragmentação da rocha (DALLORA, 2004; SILVA, 2015).

O tampão, representado pela letra **T**, tem por finalidade: impedir que os gases gerados na detonação escapem, reduzir air blast e minimizar ultralanchamento de fragmento de rochas desmontados (SILVA, 2015).

Figura 1 – Elementos de um plano de fogo



Fonte: Silva (2015)

2.1.2 Tipos de explosivos industriais

De acordo com Jimeno *et al.* (1990) os explosivos industriais para uso civil dividem-se em dois grupos: os agentes explosivos e os explosivos convencionais. Os agentes explosivos ou agentes detonantes são misturas que não levam necessariamente o uso de ingredientes explosivos em sua composição, como por exemplo o ANFO, ALANFO e as emulsões. Por outro lado, os explosivos convencionais necessitam para sua fabricação de

substâncias detonantes, ou seja, explosivos propriamente ditos. São exemplos de explosivos convencionais os explosivos gelatinosos e os pulverulentos que possuem um percentual de nitroglicerina em sua composição.

2.1.2.1 ANFO e ALANFO

O ANFO, Figura 2, é um agente detonante usado com grande profusão em desmontes de rochas, principalmente em empresas de pequeno e médio porte, devido a seu baixo custo por m³ de rocha desmontada, fácil fabricação e segurança (MENDES,2015 *apud* SILVA, 2015).

Figura 2 – ANFO granular da Nitrovale



Fonte: Silva (2015).

O ANFO é uma mistura de nitrato de amônio, 95,3%, que apresenta função de oxidante na reação de formação do explosivo, e um óleo combustível, 5,7%, que possui caráter redutor no processo de oxidação (SILVA, 2015; JIMENO, 1990). De acordo com Jimeno *et al.* (1990) diversos tipos de combustíveis sólidos (carvão, serragem, algodão, entre outros) e líquidos (querosene, gasolina, óleo diesel, óleos vegetais, entre outros) podem ser utilizados para formar o ANFO. Todavia, em virtude da miscibilidade para promover a reação de redução do nitrato de amônio de forma eficiente, os combustíveis líquidos são mais indicados. Dentre estes, normalmente, faz-se o uso do óleo diesel, devido sua baixa volatilidade, que reduz o risco

de formação de vapores explosivos de metano, o que contribui para a formação de um explosivo mais seguro.

A equação (1) mostra a fórmula ideal para formar o ANFO. Verifica-se que o balanço ótimo de oxigênio no explosivo, ocorre quando 3 moléculas de nitrato de amônio (NH_4NO_3) promovem a oxidação de uma única molécula de combustível (CH_2). Quando esta condição é satisfeita, formam-se os gases ideais no processo de detonação: gás nitrogênio (N_2), água (H_2O), gás carbônico (CO_2) e energia.



O ANFO é indicado para desmontes de todos os tipos de rochas, sobretudo maciços muito fraturados, visto que libera um grande volume de gases, 970 litros/kg, quando iniciado corretamente. Os gases confinados abaixo do tampão, contribuem para intensificar as aberturas das fraturas radiais formadas pela onda de choque compressiva liberada pela detonação do explosivo e, impulsionam os fragmentos gerados no desmonte em direção à face livre, formando assim uma pilha de material desmontado (JIMENO, 1990).

Jimeno *et al.* (1990) recomenda o uso do ANFO em planos de fogo que utilizam furos acima de 50 mm, abaixo desse valor a velocidade de detonação diminui drasticamente, podendo causar deflagração do explosivo. Contudo, para diâmetros excessivamente grandes a sensibilidade do ANFO diminui muito, sendo usados furos com 150 mm de diâmetro. Para desmontar rochas não fraturadas o ANFO apresenta algumas desvantagens, como por exemplo baixa potência desprendida na reação de detonação quando comparado com outros explosivos. Além disso, o ANFO apresenta baixa densidade e é um agente detonante com pouca resistência a água (JIMENO, 1990).

Visando aumentar a energia desprendida na reação foi criado o ALANFO, que é uma mistura de nitrato de amônia, óleo combustível e pequenas quantidades de alumínio, da ordem de 13 a 15% da concentração na mistura. A energia desprendida na reação é da ordem de 1650 cal/g, aumentando a partir do acréscimo de alumínio na reação, sendo a concentração máxima de alumínio na mistura de 25% na granulometria entre #20 e #150 (JIMENO, 1990). A difícil fabricação, custo mais elevado, e a instabilidade do alumínio quando presente em pequenas quantidades na mistura são fatores que tornam difícil a ampla aplicação do ALANFO (JIMENO, 1990).

2.1.2.2 Hidrogéis ou slurries

Os hidrogéis são agentes explosivos constituídos por soluções aquosas contendo nitrato de amônia, nitrato de sódio e/ou nitrato de cálcio, como materiais oxidantes, nitrato de monometilamina (NMMA), 10–15%, dispersos em óleos combustíveis, 6%, além de apresentar em sua composição agentes espessantes e gelatinoso, 1%, visando evitar segregação do material sólido dentro da solução (JIMENO, 1990).

Esse explosivo é mais enérgico que o ANFO, apresentando energia liberada muito semelhante aos explosivos gelatinosos, da ordem de 1500 cal/g. Os hidrogéis possuem densidade controlável de 0,8 a 1,6 g/cm³ e são resistentes à água. Os gases que são gerados na detonação são, geralmente, menos tóxicos que o do ANFO, tornando esse explosivo mais seguro (MARTINHO, 2012; JIMENO, 1990).

2.1.2.3 Emulsão

Tipos de explosivos recentes muito parecidos com os hidrogéis, sendo composto basicamente de nitrato de amônia e/ou nitrato de sódio, como agentes oxidantes, 75%, óleo combustível, 6%, água, 18%, e agentes emulsificante e sensibilizantes, 1%, geralmente embalados em cartuchos de filme plástico, Figura 3 (SILVA, 2015; JIMENO, 1990).

Segundo Martinho (2012) as emulsões têm ganho cada vez mais espaço devido a seu baixo custo, excelente resistência à água, possibilidade de ajuste de densidade, apresentam maior tempo de vida útil quando armazenadas, os gases produzidos no desmonte são pouco tóxicos e são explosivos seguros.

Figura 3 – Emulsão encartuchada



Fonte: Silva (2015).

2.1.2.4 Explosivos gelatinosos ou gelatinas

Inicialmente composto apenas por nitroglicerina (~92%) e nitrocelulose (~8%), foi por muito tempo um dos explosivos mais utilizados devido à elevada energia liberada. Por questões de segurança, custo de fabricação e redução da energia liberada, a composição desse explosivo foi modificada para compor teores de nitroglicerina/nitrocelulose em torno de 30 e 35%. Neste sentido, a composição mássica para formação das gelatinas atuais se deu pela adição de nitrato de amônia, óleos combustíveis e outras substâncias especiais que corrigem a higroscopicidade da amônia (MARTINHO, 2012; JIMENO, 1990). Mesmo adicionando o nitrato de amônia e o óleo combustível, este composto explosivo pode atingir até 80% da energia liberada pela gelatina pura.

Segundo Jimeno *et al.* (1990) as principais vantagens do uso dos explosivos gelatinosos são: potência elevada, densidade alta, elevada velocidade de detonação, resistência à água e estabilidade química. Ainda segundo o autor, as principais desvantagens desse tipo de explosivos são: os riscos de acidentes na fabricação e transporte, sensibilidade alta, manuseio difícil e elevado custo de fabricação.

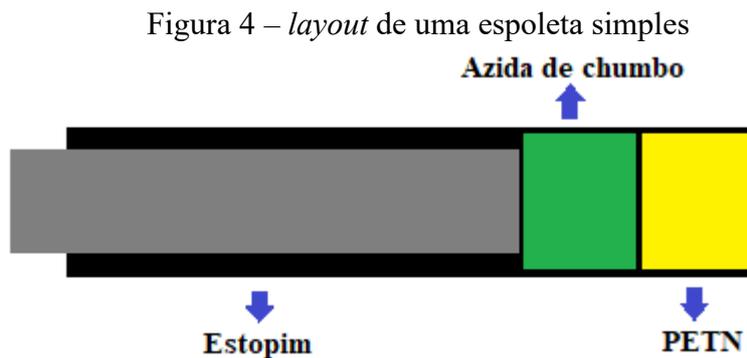
2.1.3 Tipos de acessórios de iniciação e retardo

Para que possam ser manuseados com segurança, os explosivos apresentam certo grau de estabilidade, evitando que ocorra sua iniciação durante o transporte ou manuseio. Dessa forma, para que o explosivo estável detone, faz-se necessário um estímulo energético em um curto intervalo de tempo, que pode ser por atrito, calor ou impacto. Este estímulo pode ser realizado por meio de acessórios de iniciação que são equipados com a quantidade adequada de cargas explosivas mais sensíveis e com energia suficiente para iniciar o processo de detonação dos explosivos comerciais. Além disso, os acessórios podem ser utilizados para controlar o sequenciamento da detonação e/ou intensificar a energia liberada pelo explosivo no interior de um furo (SILVA, 2015). Os principais tipos de acessórios de detonação utilizados no desmante de rochas estão apresentados nas subseções abaixo.

2.1.3.1 Espoleta simples e estopim de segurança

A espoleta simples é um acessório de iniciação, que contém em seu interior uma câmara vazia, uma carga detonante primária, ou de ignição, geralmente composta de azida de

chumbo $Pb(N_3)_2$ e uma carga de PETN, tetranitrato de penta-eritritol ($C_2H_4N_2O_6$). A parte externa é formada por um tubo de alumínio ou cobre (SILVA, 2015). As espoletas simples são classificadas em números, porém a de nº 8 é a mais comum no mercado de explosivos. O número da espoleta é diretamente proporcional às quantidades das cargas explosivas contidas no tubo metálico, desse modo quanto maior o número, maior será a capacidade energética imposta pela espoleta para iniciar os explosivos. A Figura 4 mostra o *layout* de uma espoleta simples.



Fonte: Autor.

O estopim de segurança é um acessório que tem por finalidade conduzir chama para a ignição direta de uma carga de pólvora ou a detonação de uma espoleta simples. Esse acessório é constituído por um núcleo de pólvora negra envolvida em um material têxtil que por sua vez é envolvida em um material plástico impermeável (SILVA, 2015). Quando o estopim de segurança preenche o espaço vazio de uma espoleta simples por meio do amolgamento, forma-se o mantopim ou espoletim, Figura 5.

Figura 5 – Estopim com espoleta amalgamada



Fonte: Silva (2015).

2.1.3.2 *Cordel detonante*

Segundo Klen (2010) o cordel é classificado como um sistema de iniciação constituído por um explosivo de alta velocidade, geralmente PETN, em seu núcleo, envolto em fios de algodão, que por fim é envolvido por uma camada plástica, que confere ao cordel detonante maior flexibilidade, resistência a ações mecânicas e impermeabilidade. O cordel detonante é amplamente utilizado para iniciação de cargas explosivas em desmontes a céu aberto. A velocidade de detonação do cordel detonante é muito elevada, aproximadamente 7000 m/s, além de ser um acessório extremamente seguro para o manuseio (SILVA, 2015).

De acordo com Klen (2010), dentre as principais desvantagens do uso do cordel detonante destacam-se a excessiva geração de ruído, a possibilidade de rompimento da linha de tronco, o risco de iniciação prematura de explosivos sensíveis durante a passagem da onda de detonação pelas ramificações e a expulsão prematura de parte do material que compõe o tampão. Ainda segundo o autor, destacam-se como principais vantagens para o uso do cordel detonante a alta resistência à água, possibilidade de iniciar grandes quantidades de furos ao mesmo tempo e possibilidade de ficar armazenados por longos períodos de tempo sem que ocorra deterioração, quando armazenado corretamente.

2.1.3.3 *Retardos de cordel detonante*

O uso de retardos é uma importante forma de minimizar os efeitos da vibração pela redução da carga máxima de explosivos detonados por espera, como será melhor descrito nas próximas seções.

Ao realizar desmonte de rochas com cordel detonante o uso de retardo bidirecional não elétrico é indispensável, tendo em vista a necessidade de se obter um desmonte mais eficiente e que reduza os níveis de vibrações. O retardo bidirecional é um acessório formado por duas espoletas de retardo, separadas por um tubo de choque. A amarração dos retardos é realizada entre furos ou linhas de furos amarrados por cordel detonante. Os intervalos de tempo dos retardos comerciais são de 5, 10, 20, 30, 50, 100 e 200 milissegundos. A Figura 6 mostra o layout de um retardo bidirecional para cordel detonante (KLEN, 2010; SILVA, 2015).

Figura 6 – Retardos Bidirecionais para cordel detonante



Fonte: Silva (2015).

2.1.3.4 Tubo de choque

Devido aos aspectos negativos do cordel detonante, citados anteriormente, o tubo de choque, também chamado de sistema não elétrico de linha silenciosa, foi desenvolvido pela empresa Nitro Nobel no final da década de 60 com o intuito de contornar os problemas gerados com uso de cordel detonante e promover um desmonte de rochas mais eficiente (KLEN, 2010).

Os tubos de choque são acessórios constituídos por um tubo plástico de alta resistência, conhecido como tubo de transmissão, com diâmetro externo de 3 mm e interno de 1,5 mm, que em seu interior apresenta uma fina película de 20 mg/m de carga explosiva de PETN pulverizado ou de uma substância reativa conhecida como HMX-AL, que tem por finalidade propagar uma onda de choque de baixa velocidade de detonação, aproximadamente 2000 m/s, que é transmitida à uma espoleta simples (KLEN, 2010; SILVA, 2015). A Figura 7 mostra o *layout* do tubo de choque.

Figura 7 – Componentes do acessório de iniciação Tubo de choque

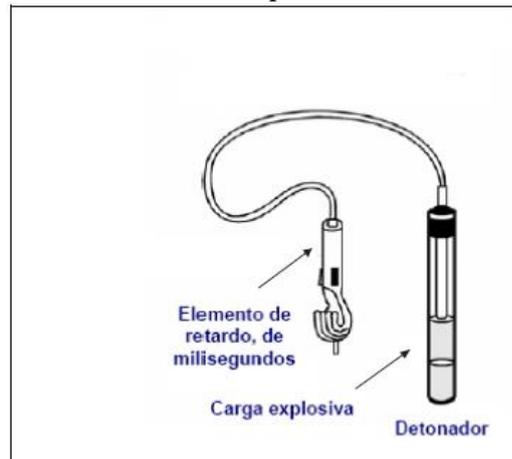


Fonte: Explog (2021).

O sistema de retardo do tubo de choque pode ser realizado na linha de descida dos furos ou na linha tronco. À vista disso, os intervalos de tempo praticados para as linhas de

descida podem ser de 9, 17, 25, 35, 42 até 300 ms, e por retardos na junção do tubo de choque com espoleta na linha tronco, com os seguintes intervalos 25, 50, 100, 200, 300, 400, 500, 600 e 700 ms. O tempo de retardo total é a soma dos tempos desses dois componentes, que propicia ao sistema de tubo de choque uma ampla variedade de combinações de tempos de retardo (KLEN, 2010). A Figura 8 ilustra os sistemas de retardo usados em tubos de choque.

Figura 8 – Sistemas de retardo usados em tubos de choque



Fonte: Klen (2010).

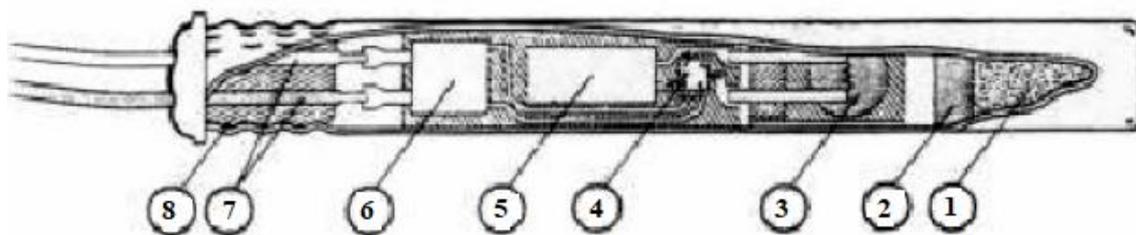
Devido à baixa quantidade de carga explosiva, não ocorre o rompimento do tubo de transmissão, permitindo que a carga explosiva seja iniciada no fundo do furo. Outro benefício advindo dessa característica diz respeito à reação dentro do tubo de transmissão ser consideravelmente silenciosa, reduzindo os impactos ambientais relacionados aos níveis de ruídos gerados no desmonte de rocha, característica essa que tem resultado em uma gradativa substituição do uso de cordéis detonantes por tubos de choque ao longo dos últimos anos (KLEN, 2010).

Gomes *et al* (1998 *apud* Klen, 2010), ainda cita como benefícios do uso de tubos de choque a: redução do nível de vibração, melhor fragmentação no desmonte, redução de *overbreak* e não iniciação por fogo, choque mecânico e eletricidade, evitando acidentes. Rezende (2002 *apud* Klen, 2010) cita que as principais desvantagens para o uso do tubo de choque são: possibilidade de corte do tubo de choque durante o tamponamento e, quando utilizado cordel detonante como linha tronco, o tubo de choque necessita fazer ângulo de noventa graus com a linha tronco para evitar corte do tubo de choque pelo cordel.

2.1.3.5 Detonadores eletrônicos

Acessório de iniciação moderno, que possuem circuitos integrados ou chips eletrônicos responsáveis pelo controle dos tempos de retardo e iniciação da carga explosiva. Diferente dos acessórios convencionais, descritos anteriormente, os detonadores eletrônicos apresentam dispersão nos tempos de retardo muito baixas, da ordem de um milissegundo, representando um grande avanço nas operações de desmonte de rocha e no controle das vibrações (KLEN, 2010). A Figura 9 mostra o *layout* dos detonadores eletrônicos.

Figura 9 – *Layout* de detonadores eletrônicos



- | | |
|------------------------------------------------|----------------------------------------|
| 1 - Carga base (PETN) | 5- Capacitor para estocagem de energia |
| 2 - Carga primária (azida de chumbo) | 6 -Circuito de segurança |
| 3 - Fuzível em combinação com uma ponte de fio | 7 - Fios de chumbo |
| 4 - Circuito integrado | 8 - Plugue isolante |

Fonte: Adaptado de Klen (2010).

De acordo com Klen (2010) a elevada precisão dos detonadores eletrônicos advém do fato desses sistemas não apresentarem carga pirotécnica de queima lenta, diferente dos iniciadores convencionais. Os tempos de retardos são programados com auxílio de *Blasting machine*, admitindo intervalos que vão de 1 a 15.000 ms, com incremento de 1 ms.

2.2 Tipos de ondas

Entender os tipos de ondas e a forma como elas se comportam no meio rochoso é fundamental para identificar os efeitos das vibrações no maciço remanescente e em estruturas nas proximidades dos desmontes. De acordo com Dorneles (2013), as vibrações são classificadas em quatro tipos: vibrações transientes, vibrações contínuas, vibrações aleatórias e vibrações naturais.

As ondas de choque resultantes de um desmonte por explosivo são perturbações irregulares no corpo rochoso, sendo classificadas como vibrações do tipo transiente. As vibrações transientes se dividem em dois tipos de ondas: as ondas internas ou volumétricas, que

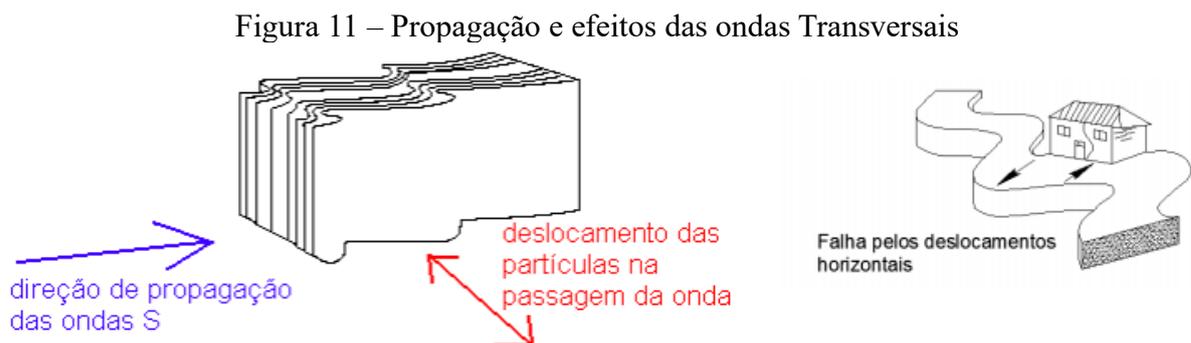
se dividem em ondas longitudinais ou de compressão (**P**) e ondas transversais ou de cisalhamento (**S**), e as ondas que se propagam na interface ar-solo ou superficiais, que podem ser de dois tipos, Rayleigh (**R**) e Love (**L**). (JIMENO, 1990; BARROS, 2008)

As ondas primárias, longitudinais ou simplesmente ondas **P**, são os tipos de onda que apresentam mais rápida resposta à vibração e a que se propagam mais rápido no solo. Quando esses tipos de ondas se difundem no solo, causam efeitos alternados de compressão e tração no sentido de propagação da onda, como mostrado na Figura 10 (BARROS, 2008; JIMENO, 1990). Devido a esse fator esse tipo de onda pode alterar momentaneamente o volume, mas não da forma, do material em que a onda se propaga (DORNELES, 2013; JIMENO, 1990).



Fonte: Adaptado de BARROS (2008) e DORNELES (2013).

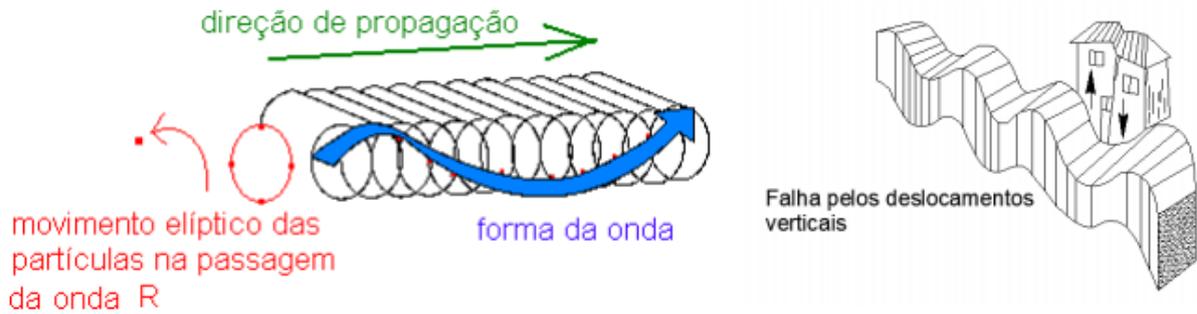
As ondas transversais, de cisalhamento ou simplesmente ondas **S**, são ondas mais lentas que as ondas **P**, que geram movimento das partículas em sentido normal ao sentido de propagação das ondas, como mostrado na Figura 11. Diferente das ondas **P**, as ondas **S** não causam alteração do volume nem da densidade, mas geram alteração da forma dos solos ou maciço rochoso (BARROS, 2008; JIMENO, 1990). Dourado (2001 *apud* Barros, 2008), ainda afirma que, as ondas **P** apresentam uma amplitude menor e frequência maior que as ondas **S**, sendo esses parâmetros importantes para diferenciar os dois tipos de ondas.



Fonte: Adaptado de Barros (2008) e Dorneles (2013).

As ondas superficiais do tipo Rayleigh ou ondas **R**, imprimem às partículas um movimento elíptico e retrogrado, no sentido contrário ao de propagação da onda, sempre em um plano vertical, como observado na Figura 12 (BARROS, 2008; JIMENO, 1990). Ainda segundo Jimeno (1990) esse tipo de onda carrega entre 70 – 80% da energia total de vibração, apresentando o maior potencial de risco às estruturas e ao maciço rochoso remanescente.

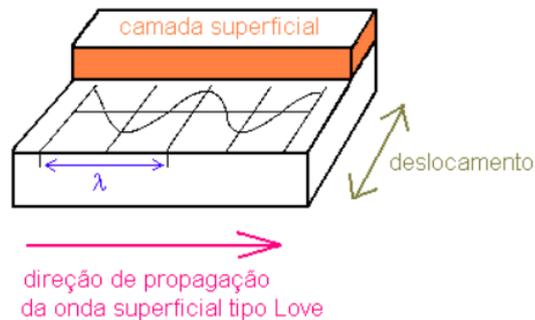
Figura 12 – Propagação e efeitos das ondas Rayleigh



Fonte: Adaptado de Barros (2008) e Dorneles (2013).

As ondas superficiais do tipo Love ou ondas **L**, são ondas mais rápidas que as ondas **R** nas quais o movimento das partículas é transversal ao sentido de propagação, como mostrado na Figura 13.

Figura 13 – Propagação e efeitos das ondas Love



Fonte: Barros (2008)

2.3 Teoria da elasticidade e propagação de ondas elásticas

Um corpo homogêneo e isotrópico sofre deformação quando submetido à ação de forças externas. No entanto, se a intensidade dos esforços não promoverem a transição do regime elástico para o plástico, à medida que estas forças deixarem de atuar sobre o corpo a deformação desaparecerá. Essa propriedade é denominada como elasticidade particular, sendo expressa por meio da constante de elasticidade (TIMOSHENKO e GOODIER, 1980).

A constante de elasticidade pode ser obtida através da Lei de Hooke, que estabelece uma relação linear entre as componentes de tensão que atuam sobre o corpo analisado e as componentes de deformação do mesmo (DALLORA NETO, 2004). Considerando a situação hipotética no qual um corpo no formato de um paralelepípedo retangular é submetido à ação de uma tensão normal distribuída uniformemente sobre duas faces opostas do corpo de prova no eixo x, representado por σ_x , sendo tensionado até o limite de elasticidade, a relação entre a deformação, ϵ_x , e a tensão no eixo x é obtida pela Equação 2.

$$\epsilon_x = \sigma_x/E \quad (\text{Equação 2})$$

Onde E é o módulo de elasticidade longitudinal na tração ou módulo de Young.

A deformação por tração no eixo x é acompanhada por deformações de encurtamentos laterais nos eixos y e z. A deformação nos eixos y e z é obtida pelas Equações 3 e 4.

$$\epsilon_y = -\nu * \sigma_x/E \quad (\text{Equação 3})$$

$$\epsilon_z = -\nu * \sigma_x/E \quad (\text{Equação 4})$$

Em que ν é uma constante denominada coeficiente de Poisson.

Quando as tensões são aplicadas nos eixos y ou z, sob as mesmas condições citadas, as Equações 2, 3 e 4 são adaptadas para calcular as deformações correspondentes nos eixos perpendiculares a tensão principal. Se as tensões são aplicadas simultaneamente nas três direções do corpo de prova as deformações nos eixos serão obtidas por meio das Equações 5, 6 e 7.

$$\epsilon_x = [\sigma_x - \nu * (\sigma_y + \sigma_z)]/E \quad (\text{Equação 5})$$

$$\epsilon_y = [\sigma_y - \nu * (\sigma_x + \sigma_z)]/E \quad (\text{Equação 6})$$

$$\epsilon_z = [\sigma_z - \nu * (\sigma_x + \sigma_y)]/E \quad (\text{Equação 7})$$

Em situações em que o corpo sofre tensões de compressão, os valores para o módulo de elasticidade e coeficiente de Poisson são os mesmos que ocorrem na tração. O somatório das Equações 5, 6 e 7 é denominado expansão volumétrica ou dilatação volumétrica unitária, representada pela letra e , que pode ser obtida conforme as Equações 8 e 9.

$$e = \varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z \quad (\text{Equação 8})$$

$$e = (1 - 2 * \nu) * \theta / E \quad (\text{Equação 9})$$

Sendo θ obtido através da Equação 10.

$$\theta = \sigma_x + \sigma_y + \sigma_z \quad (\text{Equação 10})$$

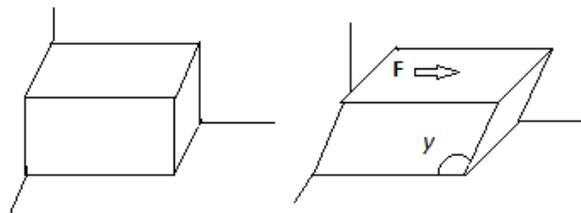
Quando o corpo está sob ação da pressão hidrostática uniforme (p) a relação entre a expansão volumétrica e a pressão hidrostática é calculada pela Equação 11.

$$e = -p * [3 * (1 - 2 * \nu) / E] \quad (\text{Equação 11})$$

A relação $E/3*(1-2*\nu)$ corresponde ao módulo de expansão volumétrica ou módulo de elasticidade volumétrico ou ainda modulo de compressibilidade, representado por K .

Considerando agora um corpo prova cubico no qual as faces desse corpo sofrem ação de tensões paralelas aos eixos coordenados, também conhecido como tensões cisalhantes, a distorção do ângulo entre duas faces quaisquer depende das componentes e da intensidade dessa tensão, como representado na Figura 14 (DALLORA NETO, 2004).

Figura 14 – Deformação angular em virtude de tensões cisalhantes



Fonte: Autor

A deformação angular (γ) resultante da aplicação de uma tensão cisalhante (τ) sobre um corpo é definida segundo mostrado nas Equações 12, 13 e 14.

$$\gamma_{xy} = \tau_{xy}/G \quad (\text{Equação 12})$$

$$\gamma_{yz} = \tau_{yz}/G \quad (\text{Equação 13})$$

$$\gamma_{zx} = \tau_{zx}/G \quad (\text{Equação 14})$$

Onde a constante G representa o módulo de elasticidade transversal ou módulo de elasticidade ao cisalhamento, obtido a partir da Equação 15.

$$G = E/2 * (1 + \nu) \quad (\text{Equação 15})$$

Usando-se as Equações 6, 7, 8, 10 e 12, tornou-se possível determinar as Equações 16, 17 e 18, as quais relacionam a deformação em cada eixo de um corpo somente com a tensão que atua no mesmo, não sendo necessário o conhecimento das demais componentes de tensão que atuam nos outros eixos.

$$\sigma_x = \{[e * \nu * E/(1 + \nu)(1 - 2\nu)] + \varepsilon_x * E\}/(1 + \nu) \quad (\text{Equação 16})$$

$$\sigma_y = \{[e * \nu * E/(1 + \nu)(1 - 2\nu)] + \varepsilon_y * E\}/(1 + \nu) \quad (\text{Equação 17})$$

$$\sigma_z = \{[e * \nu * E/(1 + \nu)(1 - 2\nu)] + \varepsilon_z * E\}/(1 + \nu) \quad (\text{Equação 18})$$

Considerando $\lambda = \nu * E / (1 + \nu)(1 - 2 * \nu)$, obtém-se as Equações 19, 20 e 21. A letra grega λ representa a constante de Lamé.

$$\sigma_x = \lambda * e + 2 * G * \varepsilon_x \quad (\text{Equação 19})$$

$$\sigma_y = \lambda * e + 2 * G * \varepsilon_y \quad (\text{Equação 20})$$

$$\sigma_z = \lambda * e + 2 * G * \varepsilon_z \quad (\text{Equação 21})$$

Segundo Dallora Neto (2004), a ação de uma força em um corpo não é transmitida instantaneamente a todas as partes do mesmo, sendo a perturbação irradiada através do corpo em forma de onda com velocidade finita de propagação e em todas as direções, tendo como ponto de partida o local de carregamento. Em caso de sólidos elásticos, como os solos e rochas, existe mais de uma onda e mais de uma velocidade característica de onda quando o meio é perturbado.

À medida que a onda é irradiada através do meio e atinge grandes distâncias da origem da perturbação estas são consideradas ondas planas, podendo mover-se tanto paralelamente, ondas **P**, quanto perpendicularmente, ondas **S**, ao sentido de propagação das ondas (DALLORA NETO, 2004).

Segundo Timoshenko e Goodier (1980), para as ondas **P** a velocidade de propagação longitudinal da onda (V_l) é o obtido através das relações representadas nas Equações 22, 23 e 24.

$$V_l = [(\lambda + 2G)/\rho]^{1/2} \quad (\text{Equação 22})$$

$$V_l = \{[E * (1 - \nu)]/[(1 + \nu) * (1 - 2\nu) * \rho]\}^{1/2} \quad (\text{Equação 23})$$

$$V_l = [(K + \frac{4}{3} * G)/\rho]^{1/2} \quad (\text{Equação 24})$$

Onde ρ é a densidade do meio.

Considerando que o eixo x coincide com a direção de propagação da onda **P**, a relação entre a tensão no eixo e a velocidade de propagação longitudinal é obtida por meio da Equação 25. O produto entre a velocidade de propagação e a densidade do meio é denominado impedância acústica (DALLORA NETO, 2004).

$$\sigma_x = -\rho * V_l * v \quad (\text{Equação 25})$$

Onde v é a velocidade que as partículas adquirem na zona submetida a perturbação.

Para as ondas **S** a velocidade de propagação transversal (V_T) é obtida por meio das Equações 26 e 27.

$$V_T = (G/\rho)^{1/2} \quad (\text{Equação 26})$$

$$V_T = \{E/[2 * \rho * (1 + \nu)]\}^{1/2} \quad (\text{Equação 27})$$

A Equação 28 estabelece uma relação entre as velocidades das ondas transversais e longitudinais.

$$V_T = V_l * [(1 - 2\nu)/2(1 - \nu)]^{1/2} \quad (\text{Equação 28})$$

Contudo, conforme apresentado na seção anterior, as ondas superficiais do tipo Rayleigh (**R**) apresentam maior potencial de risco para estruturas, uma vez que são detentoras da maior parcela da energia liberada como forma de vibração, principalmente em grandes distancias, sendo de fundamental importância definir a velocidade de propagação desse tipo de onda. A Equação 29 mostra a velocidade de propagação da onda Rayleigh (V_R), quando $\nu = 0,25$ (DALLORA NETO, 2004).

$$V_R = 0,9194 * (G/\rho)^{1/2} \quad (\text{Equação 29})$$

Em muitas situações é comum a obtenção dos parâmetros de elasticidade dos materiais de uma determinada região através das velocidades de propagação das ondas, uma vez que a medição em campo com uso de sismógrafos permite obter valores precisos para a velocidade de propagação no meio como um todo, não sendo necessária a coleta de uma amostra representativa para ensaios de laboratório. Para identificar as variáveis obtidas através desse método adiciona-se a terminologia **dinâmico** ao nome do parâmetro de elasticidade (DALLORA NETO, 2004). O coeficiente de Poisson dinâmico, representado por ν , é obtido através da Equação 30.

$$\nu = [(V_l/V_T)^2 - 2]/[2 * (V_l/V_T)^2 - 2] \quad (\text{Equação 30})$$

O módulo de Young dinâmico, representado pela letra **E**, é obtido através da Equação 31.

$$E = [V_l^2 * \rho * (1 - 2\nu) * (1 - \nu)]/(1 - \nu) \quad (\text{Equação 31})$$

O módulo de cisalhamento dinâmico, representado pela letra **G**, é obtido através da Equação 32.

$$G = \rho * V_T^2 \quad (\text{Equação 32})$$

O módulo de compressibilidade dinâmico, representado pela letra **K**, é obtido através da Equação 33.

$$K = (\rho * V_l^2) - [(4 * \rho * V_T^2)/3] \quad (\text{Equação 33})$$

2.4 Variáveis que afetam os níveis das vibrações

São diversas as variáveis que influenciam na intensidade das vibrações resultantes de um desmonte de rochas por explosivos. Estas variáveis são praticamente as mesmas que interferem na qualidade do desmonte, podendo ser de dois tipos: controláveis e não controláveis. As variáveis não controláveis são aquelas que não podem ser modificadas durante o dimensionamento do plano de fogo. Exemplos de variáveis não controláveis são as propriedades geomecânicas das rochas, os tipos de solos e a existência de água no maciço rochoso. Em contrapartida as variáveis controláveis são aquelas que podem ser manipuladas durante o dimensionamento do plano de fogo. São exemplos de variáveis controláveis: tempo de retardo, tipo de explosivo e carga máxima por espera (KLEN, 2010).

Os principais parâmetros que influenciam nos níveis de vibração, com relação a sua significância, e que serão abordados nessa seção, estão listados na Tabela 1.

Tabela 1 – Variáveis que afetam no nível de vibração por grau de significância

Variável	Significante	Moderadamente Significante	Insignificante
Carga máxima por espera	X		
Tempo de retardo	X		
Geologia	X		
Tipo de explosivo		X	

Distância ao ponto de detonação	X	
Água no furo		X
Variáveis geométricas da perfuração	X	

Fonte: Adaptado de Klen (2010) e Jimeno (1990).

2.4.1 Carga máxima por espera

A carga máxima por espera ou peso de carga operante é considerada por muitos autores o fator individual mais importante para a geração e intensidade da vibração resultante de um desmonte de rocha com explosivos. Em intervalos suficientemente grandes de retardo, de modo que não ocorra sobreposição de ondas, a carga máxima por espera será o fator que determina diretamente a intensidade da vibração, e não a carga total a ser detonada no desmonte (JIMENO, 1990).

Ainda de acordo com Jimeno *et al.* (1990) a relação entre a intensidade de vibração e a carga máxima por espera é do tipo exponencial, como mostrado na Equação 34. Observa-se na equação que quanto maior a carga máxima por espera, maior será a velocidade de partícula, ou seja, maior será a intensidade da vibração.

$$v \cong Q^a \quad (\text{Equação 34})$$

Em que:

v : Velocidade de partícula;

Q : Carga máxima por espera; e

a : Constante da ordem = 0,8.

2.4.2 Tempo de retardo

O tempo de retardo e a carga máxima por espera são variáveis intrinsecamente relacionadas. O correto dimensionamento dos tempos de retardo diminui a quantidade de explosivos a serem detonados simultaneamente ou em períodos curtos de tempo, reduzindo os níveis de vibração gerados pela detonação dos explosivos. Contudo, a escolha equivocada dos tempos de retardo promove níveis de vibrações expressivamente elevados ou o surgimento do fenômeno de superposição de onda (KLEN, 2010).

As análises das dispersões dos tempos de retardo são fundamentais para o controle da formação de superposição de ondas, que induzem a geração de ondas com baixas ou altas frequências, responsáveis pelo fenômeno de ressonância nas estruturas (KLEN, 2010). Acessórios de iniciação com baixa dispersão nos tempos de retardo tem sido amplamente utilizados como forma de diminuir a geração de superposição de ondas, destacando-se os detonadores eletrônicos, que apresentam baixa dispersão nos tempos de retardo, na ordem de 1 ms.

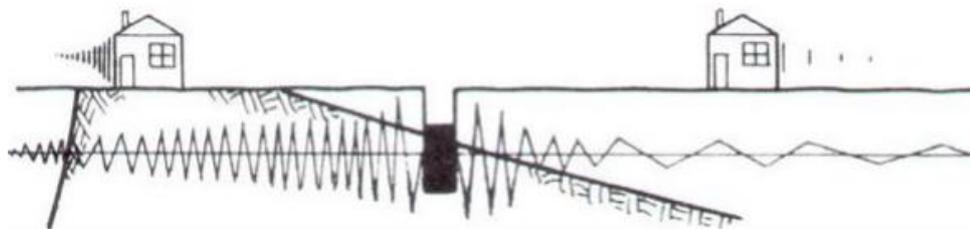
Segundo Jimeno *et al.* (1990) os primeiros estudos para determinação dos tempos mínimos de retardo foram realizados por Duvall *et al.* em 1963, que propunham tempos de retardo de 8 ou 9 ms, com base em experimentos realizados em pedreiras de calcário. Segundo Jimeno *et al.* (1990), ainda em 1963, estudos realizados por Langefors indicaram que em intervalos de tempo de retardo correspondente a 3 vezes o período da onda de vibração, não ocorreria superposição de ondas, como resultado do amortecimento das ondas sísmicas geradas na detonação. Ainda segundo Jimeno *et al.* (1990) estudos realizados pela empresa Nobel's Explosives Co. mostraram que em intervalos de tempos menores que 25 ms ocorre o fenômeno de superposição construtivas de ondas, favorecendo níveis de vibrações mais elevados.

2.4.3 Geologia

Outro aspecto que tem elevada influência no nível de vibração, conforme apresentado na Tabela 1, é a geologia no entorno da detonação. De acordo com Dorneles (2013) a litologia, composição mineralógica, presença de juntas, fratura e dobras influenciam na forma como as ondas de vibração se propagam pelo meio.

Em maciços rochosos homogêneos as ondas se propagam com maior facilidade, além de não ocorrer variações significativas em sua trajetória e mantendo a intensidade de vibração em todas as direções, resultando em uma maior velocidade de propagação (JIMENO, 1990; DORNELES, 2013). Já em maciços rochosos heterogêneos, que apresentam várias intrusões, falhas ou outros tipos de estruturas geológicas, as ondas serão propagadas com intensidades diferentes em cada sentido, além de ocorrer atenuação do nível de vibração nas interfaces de diferentes litologias ou fraturas, resultante do fenômeno de reflexão de parte das ondas, podendo servir como barreira de atenuação, conforme observado na Figura 15 (JIMENO, 1990; DORNELES, 2013; SILVEIRA, 2017).

Figura 15 – Comportamento das ondas de vibração mediante presença de falhas nos maciços rochosos



Fonte: Bernardo (2004) apud Silveira (2017)

Segundo Jimeno (1990) a presença de solos de recobrimento promove a redução da velocidade de partículas e frequência, uma vez que os solos apresentam módulos de elasticidade menores que as rochas. Contudo, ocorre a elevação da amplitude da onda com o aumento da espessura da camada de solo.

2.4.4 Tipos de explosivos

De acordo com Klen (2010), de forma contra intuitiva, o nível de vibração não cresce com o aumento da densidade do explosivo. Segundo Jimeno (1990) esse fenômeno decorre do fato de a impedância da rocha ser o fator que correlaciona a velocidade de partícula e a tensão induzida na rocha, ou seja, explosivos que geram pressão de detonação mais baixa no furo provocarão níveis de vibrações inferiores, como observado na Tabela 2.

Tabela 2 – Comparação da densidade com o nível de vibração

Tipos de explosivo	Densidade (g/cm ³)	Nível de vibração
ANFO	0,8	Médio
Emulsão	1,15	Pequeno
Blendado	1,45	Grande

Fonte: Adaptado de Klen (2010).

2.4.5 Distância ao ponto de detonação e distância escalonada

Para Jimeno *et al.* (1990) a distância entre desmonte e a estrutura analisada é fundamental para compreender a magnitude das vibrações. A intensidade das vibrações diminui

com o aumento da distância do ponto que está sendo analisado. O efeito da distância no nível de vibração é quantificado conforme apresentado na Equação 35.

$$v \propto \frac{1}{D^b} \quad (\text{Equação 35})$$

Onde:

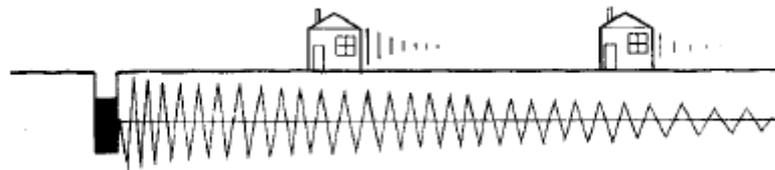
v : Velocidade de partícula;

D : Distância da detonação ao ponto analisado; e

b : constante da ordem = 1.6.

Ainda segundo Jimeno *et al.* (1990), outro efeito da distância sobre vibrações diz respeito à frequência de propagação das ondas. A longas distâncias do ponto de detonação, a maior parte da energia liberada em forma de vibração apresenta-se como ondas de baixa frequência, uma vez que o solo atua como filtro retendo a energia das ondas da alta frequência, conforme ilustrado na Figura 16.

Figura 16 – Efeito da distância nos níveis de vibrações



Fonte: Jimeno (1990)

De acordo com Barros (2008) o termo distância escalonada, **DE**, é uma ferramenta para estimar a velocidade máxima de partícula, variável que quantifica os níveis de vibrações, relacionando a carga máxima por espera, **Q**, e a distância ao ponto de detonação, **D**. As duas principais escalas utilizadas para a determinação da distância escalonada são: Distância escalonada em raiz quadrada da carga, Equação 36, e Distância escalonada em raiz cúbica da carga, Equação 37. O modelo de distância escalonada em raiz quadrada de carga é derivado de um modelo de atenuação da propagação de ondas em uma carga cilíndrica, sendo mais utilizada atualmente. Já o modelo de distância escalonada em raiz cúbica de carga, deriva de uma base para a determinação da frequência máxima de propagação da onda (BARROS, 2008).

$$DE = \frac{D}{Q^{1/2}} \quad (\text{Equação 36})$$

$$DE = \frac{D}{Q^{1/3}} \quad (\text{Equação 37})$$

2.4.6 Água no furo

Por ser um fluido incompressível e que tem a tendência de preencher a maioria dos vazios presentes nos solos e nas rochas, a água facilita a propagação das ondas de tensão geradas nos desmontes de rocha com uso de explosivos, resultando em níveis de vibração mais elevados (DORNELES, 2013).

2.4.7 Variáveis geométricas da perfuração

As variáveis geométricas da malha de perfuração, descritas na secção 2.1.1, têm grande influência na intensidade das vibrações geradas nos desmontes com explosivos (JIMENO, 1990). Os efeitos das variáveis geométricas da perfuração nos níveis de vibrações, segundo Jimeno (1990) e Klen (2010), são apresentadas nos pontos abaixo:

- **Diâmetro do furo:** Os níveis de vibrações são fortemente afetados pelo diâmetro dos furos. Desse modo, a vibração se intensifica significativamente com o aumento do diâmetro dos furos, uma vez que, a quantidade de explosivo aumenta proporcionalmente com o quadrado do diâmetro;
- **Afastamento e espaçamento:** quando o espaçamento e o afastamento entre os furos são excessivamente grandes, os gases têm dificuldade de desacoplar o material fragmentado, sendo parte dessa energia do explosivo convertida em energia sísmica, elevando os níveis de vibrações;
- **Subperfuração:** Quando a subperfuração é excessiva a quantidade de energia utilizada para desmonte de rocha na base é menor, sendo uma porcentagem cada vez maior da energia do explosivo convertida em vibração;
- **Confinamento da carga:** Quanto maior o confinamento da carga maior a quantidade de energia convertida em energia sísmica, resultando em maiores níveis de vibrações. Konia *et al.* apud Klen (2010) afirmam que o confinamento da carga aumenta em 500% os níveis de vibrações;
- **Inclinação do furo:** Por apresentar melhor aproveitamento da energia química do explosivo, em relação ao piso da bancada, resultando na redução dos níveis de vibração. Em furos com inclinação de 45° ocorre maior aproveitamento da energia química do explosivo;

- **Profundidade do Tampão:** Tampões com comprimento maior ou igual ao afastamento promovem maior confinamento dos gases, resultando em níveis mais elevados de vibração;
- **Direção de iniciação:** A sequência de detonação de um desmonte deve ser projetada de forma a se distanciar de estruturas que se deseja proteger, tendo como resultado níveis de vibrações menores.

2.5 Normas técnicas

O desmonte de rocha com explosivo, tanto em minas ao céu aberto quanto em minas subterrâneas, devem não apenas se preocupar com parâmetros técnicos e de produção do desmonte, mas também com os danos estruturais em edificações nas proximidades do empreendimento mineiro. Nessa seção serão abordadas as principais normas técnicas para o controle de vibração resultante do desmonte de rochas com explosivos.

2.5.1 Normas USBM RI 8507 e OSMRE– Estados Unidos

O *United States Bureau of Mines* (USBM) foi um dos pioneiros no estudo de vibrações. Tendo como base estudos realizados em minas a céu aberto no ano de 1980 publicados no documento RI 8507 (*Report of Investigation*), o USBM estabelece limites de segurança para as vibrações para proteção da integridade de estruturas civis (BACCI *et al.*, 2000 *apud* KLEN, 2010).

Segundo Bacci *et al.* (2000 *apud* Barros, 2008): “a maioria dos trabalhos da USBM correlacionam os parâmetros deslocamento, frequência, velocidade máxima de partículas e distância de segurança com a energia liberada na detonação”. De acordo com Barros (2008), os níveis de vibração de partículas seguros foram definidos como níveis nos quais é improvável que sejam produzidas fissuras no interior das residências ou quaisquer outros danos. Os níveis de segurança para vibrações com base na velocidade e frequência segundo o USBM são apresentados na Tabela 3.

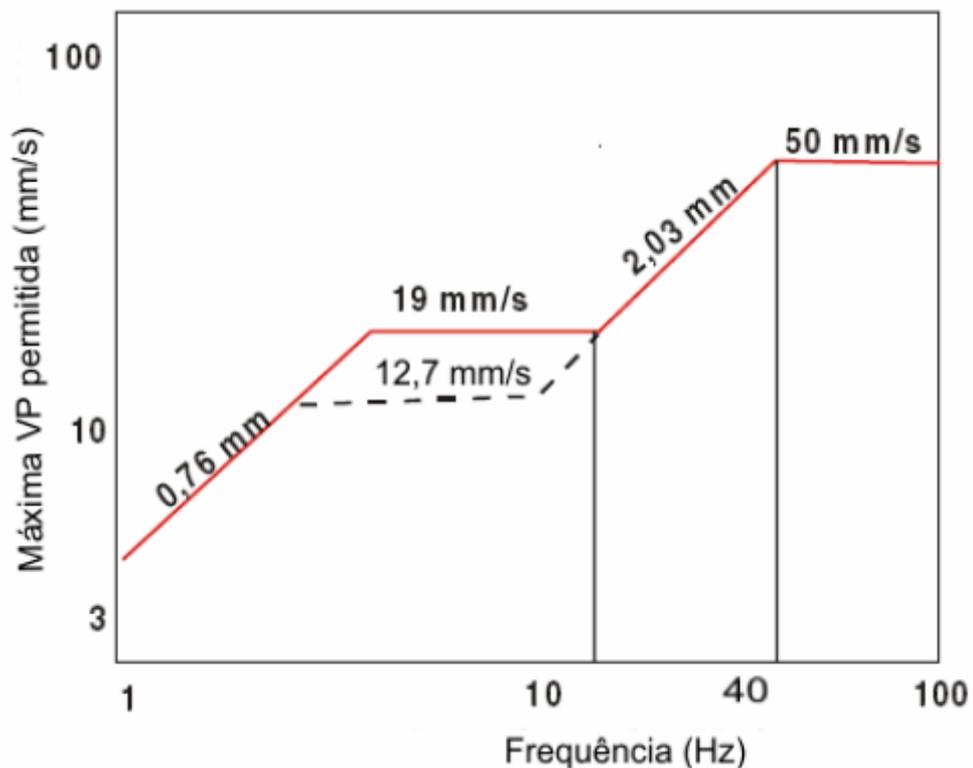
Tabela 3 – Níveis de segurança para vibrações em estruturas civis

Tipo de Estrutura	V _p (mm/s)	
	Baixas frequências f < 40 Hz	Altas frequências f > 40 Hz
Casas modernas – paredes interiores pré-moldadas em gesso sem revestimento	19	50
Casas velhas – paredes interiores com gesso ou revestimento de madeira	12,7	50

Fonte: Adaptado de Klen (2010).

Segundo Barros (2008), o USBM e a OSMRE (*Office for Surface Mining Reclamation and Enforcement*) estabeleceram dois critérios para o controle de danos gerados em estruturas civis, sendo baseados na velocidade de partícula de pico e deslocamento da partícula em função da frequência, como mostrado na Figura 17. Para altas frequências a velocidade de partículas de pico permitida é elevada, pois a frequência natural de vibração das estruturas é baixa, sendo mais vulneráveis para as ondas de baixa frequência.

Figura 17 – Limites de velocidade de partícula de pico e deslocamento em função da frequência



Fonte: Bacci *et al.* apud Klen (2010).

2.5.2 Norma NP 2074-2015 – Portugal

A norma portuguesa NP 2074, atualizada em 2015, é uma norma rigorosa, principalmente para ondas de baixa frequência ($f < 10\text{Hz}$), que leva em consideração a frequência de propagação das ondas, a velocidade máxima de vibração de partículas de pico e o tipo de estrutura. Os valores limite para a velocidade de partículas de pico segundo a NP 2074-2015 são apresentadas na Tabela 4.

Tabela 4 – Limite para velocidade de partículas de pico
NP2074-2015

Tipo de estruturas	Velocidade máxima de vibração de partículas (mm/s)		
	Frequência dominante, f		
	$f \leq 10\text{Hz}$	$10\text{Hz} < f \leq 40\text{Hz}$	$40\text{Hz} < f$
Sensíveis	1,50	3,00	6,00
Comuns	3,00	6,00	12,00
Reforçadas	6,00	12,00	40,00

Fonte: Adaptado de Silveira (2017).

2.5.3 Norma NBR 9653 – Brasil

A norma NBR 9653 de 2005 estabelece valores limites para velocidade máxima de partículas de pico, que podem provocar danos em estruturas civis, com base na frequência das ondas geradas na detonação de explosivos. A norma NBR 9653 apresenta uma limitação quando comparado com as normas anteriormente citadas, pois não leva em consideração o tipo de estrutura a ser afetada (SILVEIRA, 2017). A Tabela 5 apresenta os limites de velocidade de partículas de pico por faixa de frequência, segundo a NBR 9653, e a Figura 18 mostra a representação gráfica desses valores. Verifica-se na Figura 18 que a velocidade máxima de partícula de pico (PPV), registra valores entre 15 e 20 mm/s para frequências baixas entre 4 e 15 Hz, respectivamente. As baixas frequências são mais suscetíveis às fases de vibrações das edificações, o que pode provocar o efeito de ressonância.

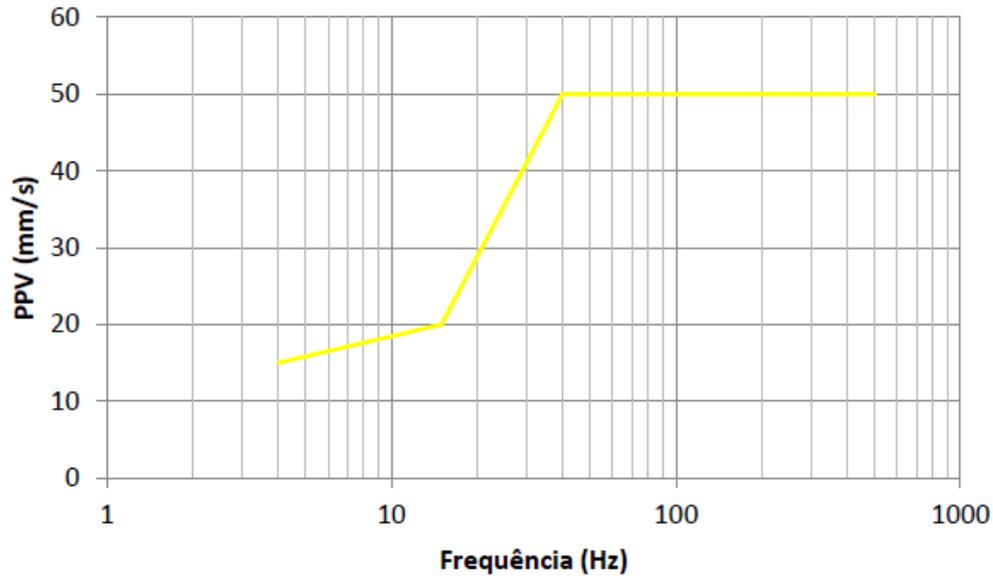
Tabela 5 – Limite para velocidade de partículas de pico
NBR 9653

Faixa de frequência	Limite de velocidade de vibração de partícula de pico
4 Hz a 15 Hz	Iniciando em 15 mm/s, aumentando linearmente até a 20 mm/s
15 Hz a 40 Hz	Acima de 20 mm/s, aumenta linearmente até 50 mm/s
Acima de 40 Hz	50 mm/s

Nota: Para valores abaixo de 4 Hz, deve ser utilizado como limite o critério de deslocamento de partículas de pico de no máximo 0,6 mm (de zero a pico).

Fonte: Adaptado da NBR 9653 (2005).

Figura 18 – Limites de velocidade de partícula de pico em função da frequência



Fonte: Silveira (2017).

2.5.4 Norma CETESB D7.013 – Brasil

A norma D7.013 da CETESB, Companhia Ambiental do Estado de São Paulo, fixa as condições exigidas para as atividades de mineração a céu aberto com uso de explosivos tendo com critério avaliativo o incômodo gerado à população, diferenciando-se das normas anteriormente citadas que avaliam os danos estruturais gerados nas edificações.

O cálculo de velocidade de partícula de pico é o mesmo estipulado pela norma NBR 9653, estabelecendo o valor máximo para a PPV de 3 mm/s quando realizado apenas a medição da componente vertical da onda e de 4,2 mm/s quando realizado a medição e integração das três componentes, estes valores são definidos de forma que não ocorra incômodo a população (SILVEIRA, 2017).

A Tabela 6 Apresenta de forma resumida os aspectos principais de cada norma citada anteriormente

Tabela 6 – Resumo das normas apresentadas

Normas	Crítérios Avaliados	Parâmetros	Limites (VPP - mm/s)	
USBM RI 8507 e OSMRE	Frequência, Velocidade de Partícula de Pico (VPP) e tipo de estrutura	Casas Modernas	Freq. < 40 Hz	19
			Freq. > 40 Hz	50
		Casa Velhas	Freq. < 40 Hz	12,7
			Freq. > 40 Hz	50

NP 2074-2015	Frequência, Velocidade de Partícula de Pico (VPP) e tipo de estrutura	Estruturas Sensíveis	Freq. \leq 10 Hz	1,5
			10 Hz < Freq. \leq 40Hz	3
			Freq. > 40	6
		Estruturas Comuns	Freq. \leq 10 Hz	3
			10 Hz < Freq. \leq 40Hz	6
			Freq. > 40	12
Estruturas Reforçadas	Freq. \leq 10 Hz	6		
	10 Hz < Freq. \leq 40Hz	12		
		Freq. > 40	40	
NBR 9653	Frequência, Velocidade de Partícula de Pico (VPP)	4 Hz < Freq. \leq 15Hz		Inicia em 15 e aumenta linearmente até 20
		15 Hz < Freq. \leq 40Hz		Acima de 20 e aumenta linearmente até 50
		40 Hz < Freq.		50
CETESB D7.013	Incomodo a Pessoas e o tipo de medição	Medição apenas da componente vertical		3
		Medição das três componentes		4,2

Fonte: Autor (2022).

2.6 Equipamentos de aferição de nível de vibração

Ao longo dos anos diversos instrumentos foram construídos para medir os níveis de vibrações em terrenos. Os primeiros equipamentos construídos tinham caráter mecânico, no qual o equipamento era fixado ao objeto que estava sujeito às vibrações. O instrumento era composto por um peso, com função de massa inerte, suspenso por um fio. Durante a vibração o equipamento move-se junto à estrutura em que está fixado e o peso mantém-se inerte, o registrado em um papel sendo utilizado para o cálculo do nível de vibração. (MELO, 2010)

Ao longo dos anos esses instrumentos mecânicos se tornaram obsoletos sendo substituídos por aparelhos eletrônicos denominados sismógrafos, Figura 19. Nesse equipamento as vibrações mecânicas são captadas e traduzidas por três tradutores elétrico dinâmico ortogonais, geofones, que medem os níveis de vibrações em três planos: longitudinal, transversal e vertical. Cada sismógrafo pode conter um ou mais geofones.

Figura 19 – Sismógrafo de engenharia



Fonte: TECHNOBLAST (2021).

Os geofones transformam a energia mecânica das vibrações, em energia elétrica com intensidade proporcional ao movimento oscilatório, sendo registrados em tempos distintos e discriminando as componentes transversais, radiais e verticais das ondas. Como resultado o aparelho apresenta as velocidades vibratórias de picos nas três direções mencionadas anteriormente, a resultante vetorial das três componentes, que representa o valor máximo de velocidade atingido naquele local de monitoramento, e a frequência de vibração das ondas.

A resultante vetorial das três componentes (PVS) em um mesmo instante de tempo é obtido com base na Equação 38, apresentada abaixo:

$$PVS = \sqrt{Vl^2(t) + Vv^2(t) + Vt^2(t)} \quad (\text{Equação 38})$$

3 MÉTODO DE PESQUISA

O presente trabalho foi desenvolvido por meio de uma revisão na literatura sobre os efeitos deletérios das vibrações causadas pela detonação de explosivos comerciais. Diante disso, a pesquisa foi desenvolvida em duas etapas:

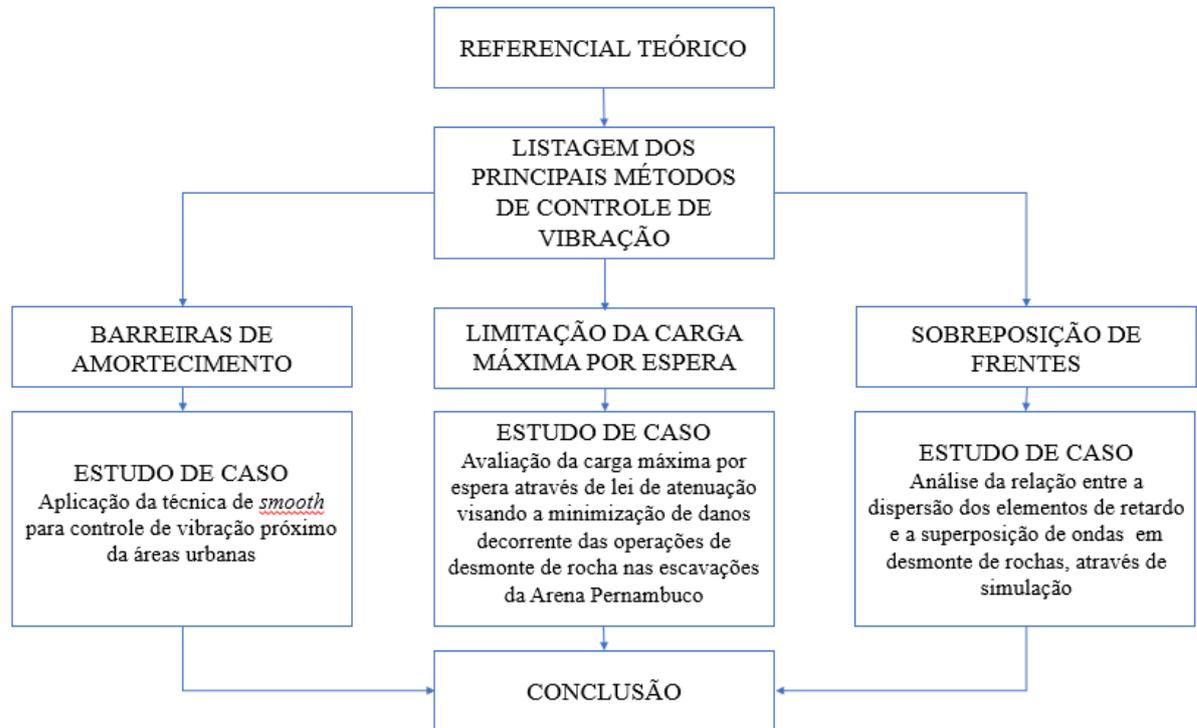
- Listar técnicas de minimização dos efeitos deletérios das vibrações causadas pela detonação de explosivos.
- Reunir estudos de caso que aplicaram essas técnicas e avaliar os resultados obtidos.

Com base no primeiro critério listado acima, serão apresentadas as três principais técnicas para controle da vibração, à saber: Barreiras de amortecimento, Limitação da carga máxima por espera e Superposição de frentes. Em cada técnica será apresentado o princípio teórico no qual se fundamenta o método bem com suas especificidade e forma de aplicação, analisando aspectos positivos e negativos de cada técnica.

No que diz respeito ao segundo critério listado, será apresentado um estudo de caso para cada técnica descrita, no qual é aplicado um dos métodos de controle de vibração em situações reais de desmonte com explosivo. Como critérios gerais para a escolha dos estudos de caso abordados foi dado preferência a estudos realizados mais recentemente e trabalhos realizados no Brasil, que aplicam a norma reguladora brasileira para controle de vibrações. Em cada estudo será avaliada a forma que a técnica foi aplicada e seu resultado no controle da intensidade das vibrações.

O fluxograma apresentado na Figura 20 representa de forma esquemática a metodologia desenvolvida para produção do trabalho, além de listar as técnicas que serão abordadas e os estudos de caso que serão apresentados.

Figura 20 – Metodologia de desenvolvimento do trabalho.



Fonte: Autor.

4 TÉCNICAS DE CONTROLE DE VIBRAÇÕES

De acordo com Silva (2005) as técnicas de controle e minimização dos efeitos e geração das vibrações empregadas na mineração têm enfoque nos mecanismos de formação e propagação das ondas. Ainda segundo o autor os métodos de controle podem ser classificados de acordo com o enfoque e a etapa de processo que irão atuar, sendo divididos em dois grupos: métodos diretos e métodos indiretos.

Os métodos diretos atuam sobre a fonte das vibrações, carga explosiva alocada nos furos organizados em uma malha previamente definidas, ou na própria estrutura que será afetada. São exemplos de métodos de controle direto a redução da carga máxima por espera, sobreposição de ondas e reforços estruturais, os dois primeiros atuando na fonte geradora das vibrações e a segunda nas estruturas. Já os métodos classificados como indiretos tem por foco o meio de propagação e não mais a fonte da vibração e as estruturas. É exemplo desse método a técnica de construção de barreiras de amortecimento (SILVA, 2005).

A seleção do método mais adequado dependerá de cada situação e das especificações do projeto. Diante disso, essa seção abordará as técnicas mais utilizadas na atualidade para controle das vibrações e suas características, bem como estudos de casos que fizeram uso dessas técnicas.

4.1 Barreiras de amortecimento

A técnica de barreiras de amortecimento consiste na criação de barreiras artificiais em uma porção do terreno com finalidade de diminuir a intensidade das vibrações resultantes do desmonte de rocha. Uma vez que atua no meio de propagação da onda sísmica, essa técnica é classificada como método de controle indireto (SILVA, 2005).

Ao atingir as barreiras de amortecimento parte da energia dissipada em forma de vibração é refletida no maciço, resultado do contraste de impedância acústica entre a zona fragmentada e o maciço rochoso. Segundo Silva (2005) a quantidade de energia dissipada depende diretamente da razão entre a rigidez acústica do maciço rochoso e o ar ou água, e pode ser obtida através da fórmula de Rayleigh, mostrada na Equação 39.

$$\frac{E_r}{E_i} = \frac{\left(\frac{Z_1}{Z_2} - \frac{Z_2}{Z_1}\right)^2}{\sqrt{4 \cot^2\left(\frac{2\pi t}{\lambda}\right) + \left(\frac{Z_1}{Z_2} - \frac{Z_2}{Z_1}\right)^2}} \quad (\text{Equação 39})$$

Onde:

E_r – Energia refletida;

E_i – Energia incidente;

Z_1 – Impedância acústica da primeira camada;

Z_2 – Impedância acústica da segunda camada;

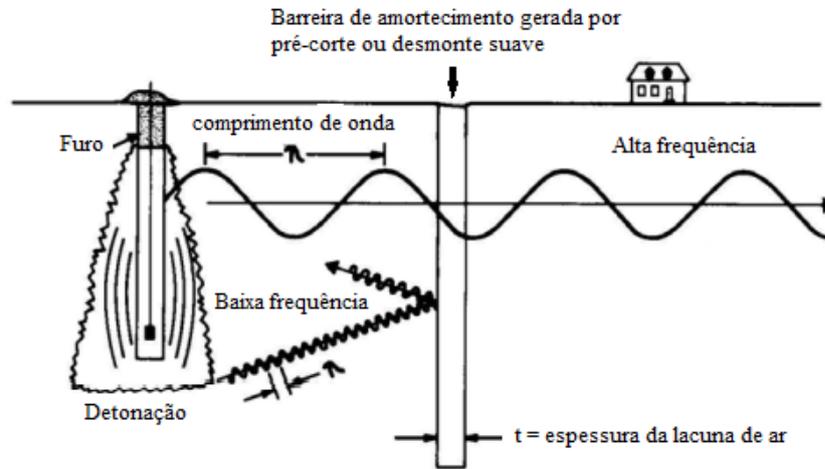
t – Espessura da segunda camada (ar ou água);

λ – Comprimento de onda viajando através do ar.

A formula de Rayleigh foi desenvolvida especialmente para indústria ultrassônica, contudo pode ser facilmente aplicada a estudos e trabalhos de sismos. A intensidade na redução das ondas emitidas no desmorte depende, dentre outros parâmetros, do diâmetro dos furos, do espaçamento entre as linhas e a distância entre a barreira e a fonte ou entre a barreira e a estrutura a ser protegida. As barreiras podem ser furos vazios ou preenchidos com água e linhas de pré-corte que atuam diretamente na interface entre a rocha e o material de preenchimento da barreira, promovendo a redução da intensidade da onda pelo contraste de impedância acústica entre os meios de propagação (SILVA, 2005).

A aplicação de técnicas de pré-corte e de desmorte suave (*Smooth blasting*), muito utilizadas como método de desmorte de contorno, podem ser consideradas como técnicas de barreira de amortecimento, uma vez que permitem a criação de uma fratura vertical plana de forma a dividir o bloco detonado do restante do maciço rochoso. O plano de fratura obtido, mesmo que apresente uma pequena espessura da ordem de milímetros, gera uma barreira de ar entre o bloco detonado e o restante do maciço rochoso, permitindo a reflexão da maior parte das ondas de baixa frequência por impedância acústica entre os meios, conforme apresentado na Figura 21 (SILVA, 2005; COSTA *et al.*,2020).

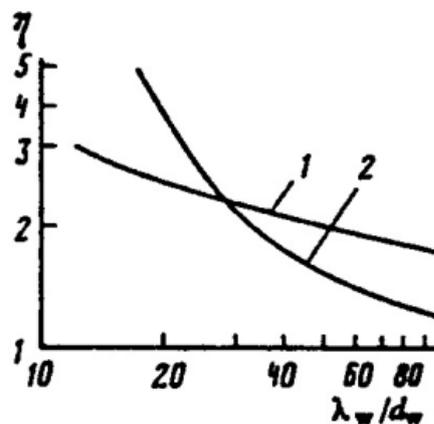
Figura 21 – Efeito exagerado da barreira de amortecimento em ondas de baixa frequência.



Fonte: Adaptado de SILVA (2005).

Em uma série de experimentos realizados para diferentes diâmetros de cavidade, Kusmenko *et al.* (1993 apud SILVA, 2005) concluíram que o coeficiente de redução de intensidade das ondas é maior à medida que o diâmetro do furo se aproxima do comprimento de onda gerado na detonação. A Figura 21 apresenta uma comparação dos resultados teóricos e práticos obtidos por Kusmenko *et al.* para relação entre diferentes diâmetros de barreira (d_w), um comprimento de onda fixo (λ_w) e o coeficiente de redução de intensidade de onda (η). Por meio da Figura 22 é possível constatar que a eficiência na redução dos níveis de vibração aumenta à medida que o diâmetro da barreira de difusão se aproxima do comprimento de onda ($\lambda_w/d_w \approx 1$).

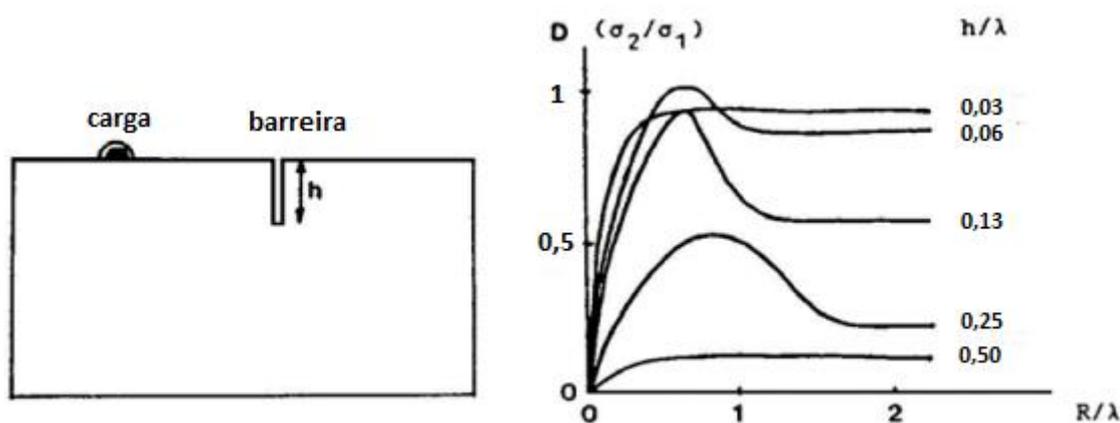
Figura 22 – Valores do coeficiente de redução para diferentes razões λ_w/d_w (1 – Valor teórico; 2 – Dado experimental)



Fonte: KUSMENKO *et al.* (1993) apud SILVA (2005).

Persson *et al.* (1993 apud SILVA, 2005) examinou os fatores de amortecimento de intensidade das ondas por barreiras de amortecimento (**D**) em função de diferentes distâncias (**R**), diferentes profundidades de cavidade (**h**) e diferentes comprimentos de ondas (λ). Os resultados das pesquisas de Persson são apresentados na Figura 23. Os resultados mostram que ocorreu maior nível de amortecimento para barreiras construídas a distâncias próximas ou inferiores às do comprimento de onda. Ainda segundo o autor, a intensidade no amortecimento das barreiras é maior para profundidade de barreira muito menor que o comprimento de onda.

Figura 23 – Fator de amortecimento em função da distância, altura da barreira e comprimento de onda.



Fonte: PERSSON *et al.* (1993) apud SILVA (2005).

Quanto ao posicionamento da barreira, para se obter um maior nível de amortecimento, a barreira deve ser posicionada dentro da zona de deformação residual provocada pela detonação da carga. A zona de deformação residual compreende a porção do terreno no limite da atuação do explosivo, além do qual o meio permanece inalterado, tendo como condicionantes as características do maciço, tipo de explosivo e razão de carga (SILVA, 2005).

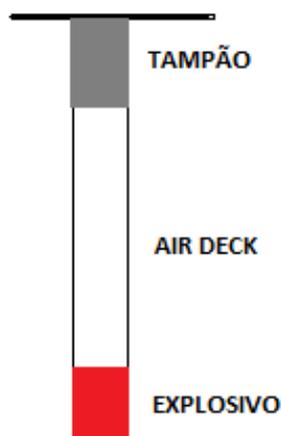
Segundo Silva (2005) o embasamento teórico do método, oferece apenas indicativos para a definição dos parâmetros de barreira, sendo necessário, para obtenção da efetividade da técnica, a incorporação de variáveis específicas de cada projeto, sejam elas naturais ou operacionais.

4.1.1 Estudo de Caso – A aplicação da técnica de *smooth* para controle de vibração próximo a áreas urbanas

Em estudo realizado em uma mina a céu aberto próximo a zonas urbanas no estado de Minas Gerais, Costa *et al.* (2020) aplicaram a técnica de *smooth blasting* associada a coleta de dados sismográficos com intuito de minimizar e monitorar os efeitos deletérios das ondas resultantes da operação de desmonte em edificações nas proximidades da mina.

A técnica de *Smooth blasting* consiste na elaboração de duas linhas paralelas de perfuração de malha mais fechada. Os furos são carregados com uma pequena carga explosiva, alocada na parte mais profunda. O explosivo é bombeado por meio da utilização de bolsas de ar (*air deck*) de forma a se provocar um plano vertical de fratura na rocha, gerando uma barreira maior para amortecer a propagação da onda (COSTA *et al.*, 2020). A bolsa de ar é utilizada para melhorar a eficiência da técnica *smooth*, sendo a sua estrutura no furo representada na Figura 24.

Figura 24 – Estrutura típica de *air deck*



Fonte: Adaptado de Costa *et al.* (2020).

Para se verificar a eficiência da técnica foram realizados dois desmontes, que têm como principais diferenças a razão de carga e carga máxima por espera, como apresentado na Tabela 7.

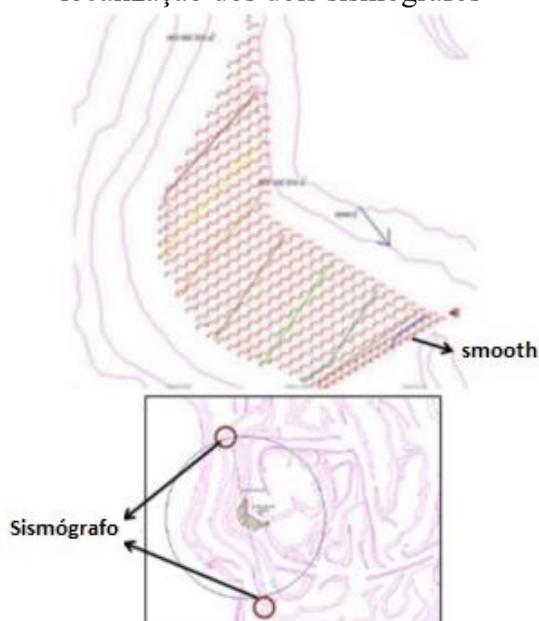
Tabela 7 – Dados do plano de fogo

Parâmetros	Primeiro Desmonte	Segundo Desmonte
Altura da bancada (m)	12,2	12,3
Malha (m)	4,6 x 5,3	4,6 x 5,3
Smooth (m)	3,2 x 3,7	3,2 x 3,7
Tampão (m)	4,4	4,4
Razão de carga (g/t)	275	305
Carga Máxima por Espera (Kg)	257	250

Fonte: Costa *et al.* (2020).

Em ambos os desmontes os furos da técnica *smooth blasting* são posicionados na porção sul da malha, em direção às edificações que se desejam proteger. Ainda com o intuito de reduzir os níveis de vibração e garantir maior eficiência da técnica, foram utilizadas espoletas eletrônicas para que os furos fossem iniciados, precisamente, em intervalos de tempo diferentes. Este arranjo, permitiu uma amarração entre os furos que direcionou as ondas do desmonte para a região não urbanizada (Norte). Para realização do monitoramento dos níveis de vibração, foram utilizados dois sismógrafos, posicionados a 300 metros a norte e a sul, respectivamente, como mostrado na Figura 25.

Figura 25 – Croqui do segundo desmonte com a localização dos dois sismógrafos



Fonte: Costa *et al.* (2020).

O posicionamento dos dois sismógrafos nas posições citadas anteriormente, permite obter a eficiência da técnica por comparar a redução do PPV obtido por meio do sismógrafo posicionado atrás da barreira de amortecimento, ao sul, com os valores obtidos na porção do terreno que utilizava a barreira de amortecimento, ao norte.

Os resultados obtidos com o monitoramento das duas detonações estão descritos na Tabela 8. Os valores apresentados na Tabela 8 permitem inferir que houve uma redução significativa nos níveis de vibração nos desmontes 1 e 2 de aproximadamente 72% e 31%, respectivamente, resultando em redução total de 51% considerando os dois eventos. Ainda é possível inferir que a intensidade das vibrações medidas nas edificações, foram de aproximadamente 3 e 2 mm/s para os desmonte 1 e 2 respectivamente. Os resultados mostraram valores muito inferiores ao limite de 15 mm/s estabelecido pela NBR 9653, considerando a pior situação possível. O valor de PPV mais elevado, medido na estrutura da primeira casa da cidade, foi registrado no desmonte 1, em virtude da maior proximidade com a estrutura.

Tabela 8 – Registro do sismógrafo.

DESMONTE	Região norte (lado oposto da cidade) – 300m	Região Sul (lado da cidade) – 300m	Ganho (%)	Primeira casa da cidade (798 m – 899 m)
Primeiro desmonte (mm/s)	9,40	5,46	72,16	2,80
Segundo desmonte (mm/s)	14,90	11,40	30,70	2,26
Redução (%)			51,43	

Fonte: Costa *et al.* (2020).

Um aspecto negativo da utilização da técnica observado pelo autor é a elevação dos custos do desmonte, que chega a ser maior que o dobro quando comparado ao desmonte convencional. A Tabela 9 mostra uma comparação entre os parâmetros e custos do desmonte convencional (malha normal) e o desmonte *smooth* (malha fechada). Dentre os principais fatores que afetam no custo do emprego da técnica são: custo do processo, perfuração, peças de desgaste de perfuração, mão de obra, desmonte, preços dos acessórios, explosivos e outros. Contudo, como salientado pelo autor, apesar do custo mais elevado, a técnica ainda se torna viável pela elevada redução nos níveis de vibração.

Tabela 9 – Custo com e sem o uso de smooth

Parâmetros	Unidades	Malha Normal (6 3/4")	Smooth malha fechada (6 3/4")
Massa perfurada dimensionada	t	13.008.635,74	7.307.685,26
Afastamento	m	4,6	3,2
Espaçamento	m	5,3	3,7
Altura do banco	m	13,5	12
Altura do furo	m	12	12
Sub-furação	m	1,5	0
Tampão	m	4	4
Bolsa de ar	m	0	3,3
Volume desmontado por furo	m ³ /furo	291,08	145,35
Densidade da rocha	t/m ³	2,7	2,7
Massa desmontada por furo	t/furo	785,91	392,44
Diâmetro por furo	“	6 3/4	6 3/4
Carga de coluna	Kg	230,3	115
Razão linear de carga	Kg/m	24,24	24,24
Densidade do explosivo	g/cm ³	1,05	1,05
Produtividade	t/h	2.561,50	1.438,94
% relativo BDG	%	100	56
Razão de carga	g/t	0,293	0,293
Custo de desmonte	R\$/t	1,32	2,643
Custo de perfuração	R\$/t	0,105	0,210
Custo de perfuração e desmonte	R\$/t	1,425	2,853

Fonte: Costa *et al.* (2020).

4.2 Limitação da carga máxima por espera

Classificado como método de controle direto, essa técnica baseia-se na relação entre os níveis de vibrações e a quantidade de energia liberada por uma carga de explosivos em intervalos de tempo predeterminados. A técnica tem como foco o parâmetro de velocidade de vibração e desconsidera os efeitos da baixa frequência (SILVA, 2005). Conforme apresentado na secção 2.5, algumas normas desconsideram os efeitos da frequência na determinação dos limites de vibrações, como é o caso da norma brasileira NBR 9653, permitindo a aplicação dessa técnica na minimização e controle dos níveis de vibrações.

Segundo Silva (2005) para a obtenção de um valor estimado da velocidade de vibração faz-se uso de equações empíricas, em que os parâmetros principais são distancia da

fonte ao ponto de medição, a carga máxima por espera e aspectos ligados a litologia do terreno. Vogt e Singh (1988 *apud* SILVA, 2005) em seus estudos analisaram oito diferentes tipos de equações para estimar os níveis de vibrações. Estas equações diferenciavam-se entre si pela relação matemática entre os parâmetros citados anteriormente, comparando a quantidade máxima de explosivo estimada para um valor fixo de velocidade de vibração e utilizando dados de ajuste dos fatores litológicos do terreno. Os autores concluíram que nenhuma das equações satisfazia em sua totalidade os parâmetros de vibração em diferentes condições geológicas, contudo a Equação 40 proposta pela USBM foi a mais assertiva nas predições, dentre as condições geológicas estudadas.

$$V = k * \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^m = k * (DS)^m \quad (mm/s) \quad (\text{Equação 40})$$

Onde:

V – Velocidade de vibração máxima (mm/s);

D – Distância entre a fonte de energia e o ponto de monitoramento (m);

Q – Carga máxima por espera (Kg);

k e m – fatores do terreno; e

DS – Distância escalonada ($m/kg^{1/2}$).

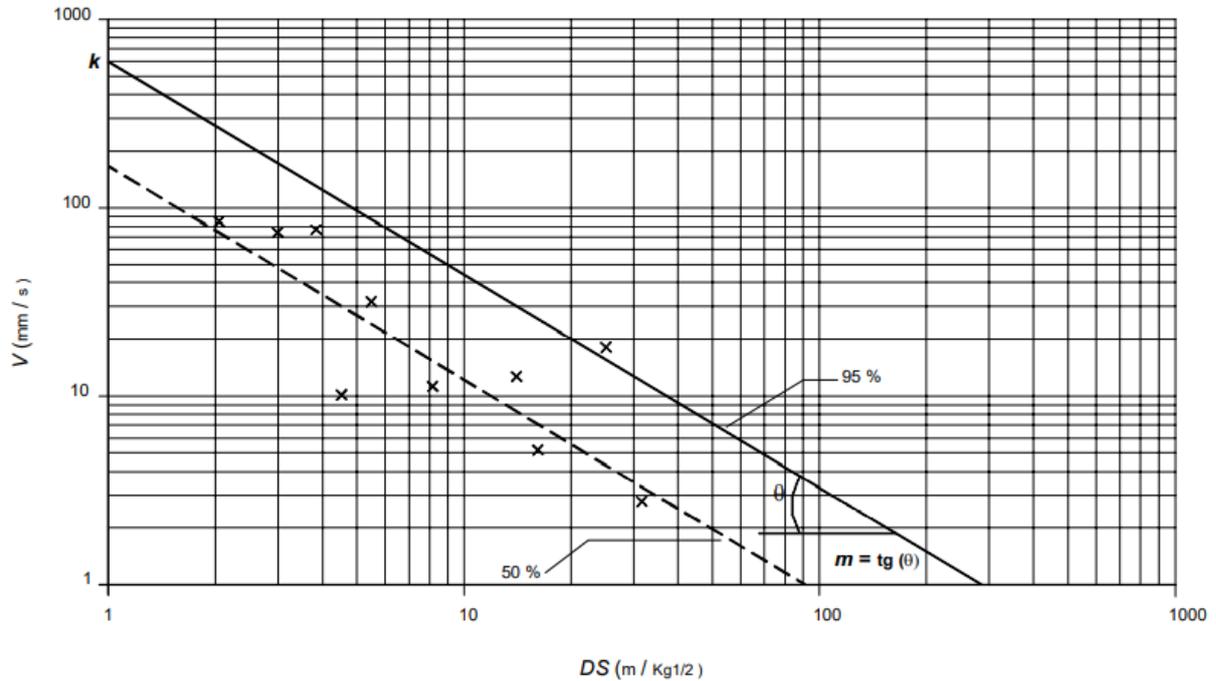
Os parâmetros k e m são determinados através da calibração por regressão linear com valores obtidos de testes executados na área onde será realizado os desmontes. Com intuito de facilitar a aplicação da técnica e a interpretação dos valores, é comum adequar a Equação 40 a uma equação linear aplicando-se logaritmo decimal nas duas partes da equação, como representado na Equação 41.

$$\log(V) = \log(k) + (-m) * \log(DS) \quad (\text{Equação 41})$$

A Equação 41 permite a obtenção de algumas informações acerca dos parâmetros k e m . O parâmetro k corresponde ao coeficiente linear da reta, obtido geometricamente pela intersecção do prolongamento da reta com o eixo Y, que nessa situação corresponde a velocidade de vibração máxima. Já o parâmetro m corresponde ao coeficiente angular da reta, obtido por meio do cálculo da tangente do ângulo formado pela linha de ajuste e o eixo das abscissas, que corresponde nesse caso à distância escalonada. Como a relação entre os parâmetros DS e V é inversamente proporcional, o coeficiente m sempre será negativo. A Figura

26 exemplifica um gráfico de velocidade máxima de partículas por distancia escalonada apresentando os aspectos citados anteriormente (SILVA, 2005).

Figura 26 – Gráfico DS vs. V e as relações utilizadas para ajuste dos fatores do terreno



Fonte: SILVA (2005).

Segundo Silva (2005) ao ser gerado um gráfico de velocidade de partícula de pico versus distancia escalonada é comum a existência de um espalhamento em torno da linha da média obtido pelo ajuste dos valores logarítmicos, esse fenômeno se deve a diversos fatores, dentre eles a geologia, tempo de retardo, confinamento, tipo de explosivo, erros de medição e outros. Ainda segundo o autor é uma pratica comum definir valores de *k* e *m* para níveis de confiança estatística elevados, geralmente maiores que 90%.

Atualmente os valores das variáveis *k* e *m* são obtidos computacionalmente, contudo esses valores também podem ser obtidos utilizando as Equações 42 e 43.

$$m = \frac{\sum_{i=1}^n \ln x_i * \ln y_i - \frac{(\sum_{i=1}^n \ln x_i) * (\sum_{i=1}^n \ln y_i)}{n}}{\sum_{i=1}^n (\ln x_i)^2 - \frac{(\sum_{i=1}^n \ln x_i)^2}{n}} \tag{Equação 42}$$

$$k = \exp \left[\frac{(\sum_{i=1}^n \ln y_i)}{n} - m * \frac{(\sum_{i=1}^n \ln x_i)}{n} \right] \tag{Equação 43}$$

Contudo, em muitas pesquisas científicas é comum utilizar uma variação da Equação 40 para descrever o comportamento de ondas sísmicas. Esta variação permite a

determinação da velocidade de partícula de pico por meio de uma regressão não linear em função da carga máxima por espera e da distância ao ponto analisado, facilitando a obtenção desses parâmetros separadamente para redimensionamento do plano de fogo, assim como apresentado na Equação 44 (DALLORA NETO, 2004; SILVEIRA, 2017).

$$V = a * Q^b * D^c \text{ (mm/s)} \quad (\text{Equação 44})$$

Onde:

V – Velocidade de vibração máxima (mm/s);

D – Distância entre a fonte de energia e o ponto de monitoramento (m);

Q – Carga máxima por espera (Kg); e

a , b e c – fatores litológicos.

Em algumas ocasiões o uso de equações empíricas induz a alternativas operacionais muitas vezes prejudiciais e onerosas a produção (SILVA, 2005). Olofsson (1990) apresenta algumas recomendações que são alternativas clássicas para o controle de vibração:

- Padrão de Iniciação: reduzir o número de furos iniciados no mesmo tempo, mantendo o valor sempre inferior à carga máxima por espera;
- Cargas divididas: a carga dentro de um furo é dividida em *decks* com auxílio de tampões de área e iniciados com retardos diferentes;
- Bancadas divididas: nessa técnica o banco é dividido em bancadas menores sendo desmontadas em tempos diferentes umas das outras; e
- Redução do padrão de perfuração: a malha de perfuração é menos espaçada e com uma quantidade menor de explosivo em cada furo.

4.2.1 Estudo de Caso – Avaliação da carga máxima por espera através de lei de atenuação visando a minimização de danos decorrentes das operações de desmonte de rochas nas escavações da Arena Pernambuco

Visando predição dos níveis de vibração e controle de prováveis danos em estruturas, como consequência de desmonte de rochas confinadas, sem faces livres, nas obras de escavação para construção da Arena Pernambuco, Figura 27, Costa Silva (2012) elaborou um modelo de lei de atenuação para descrever o comportamento das ondas e o nível de vibração gerados nesses desmontes. Este modelo foi construído tendo como base dados sismográficos reunidos nas campanhas de monitoramento, os parâmetros do plano de fogo executados e as medidas de distância para algumas estruturas de referência.

Figura 27 – Localiza da área de estudo



Fonte: COSTA SILVA (2012).

Os pontos de monitoramento foram determinados pelas empresas responsáveis pela obra, DETEX e Odebrecht, tendo como ponto de referência as estruturas a serem protegidas, fossem elas da própria arena (sapatas, rampas, pilares e outras) quanto das residências e estradas nas proximidades do estádio, Figura 28.

Figura 28 - Posicionamento dos sismógrafos para medição da velocidade de partícula de pico



Fonte: COSTA SILVA (2012).

O modelo de lei de atenuação foi gerado com base na construção de um gráfico de valores empíricos que relacionam a velocidade de partícula de pico em função da distância escalonada, obtendo-se uma função como à apresentada na Equação 40. A obtenção das variáveis de calibração do modelo, k e m , através de regressão linear se deu por meio do artifício matemático de aplicar o logaritmo nas duas partes, conforme apresentado na Equação 41.

Foram realizadas 14 leituras sismográficas, porém apenas 10 foram utilizadas para geração do modelo, uma vez que as outras leituras apresentaram resultados incongruentes ou pouco significativos, em função da insuficiência na leitura dos níveis de vibração, devido à proximidade com a detonação, ou aspecto atípicos do plano de fogo (maior número de furos, diferentes diâmetros de furos e a carga de explosivo utilizada no furo). Apesar de aparentar poucos valores de amostragem, os dados foram suficientes para determinação da lei de atenuação (COSTA SILVA, 2012). Os dados utilizados para construção do modelo de atenuação são apresentados na Tabela 10.

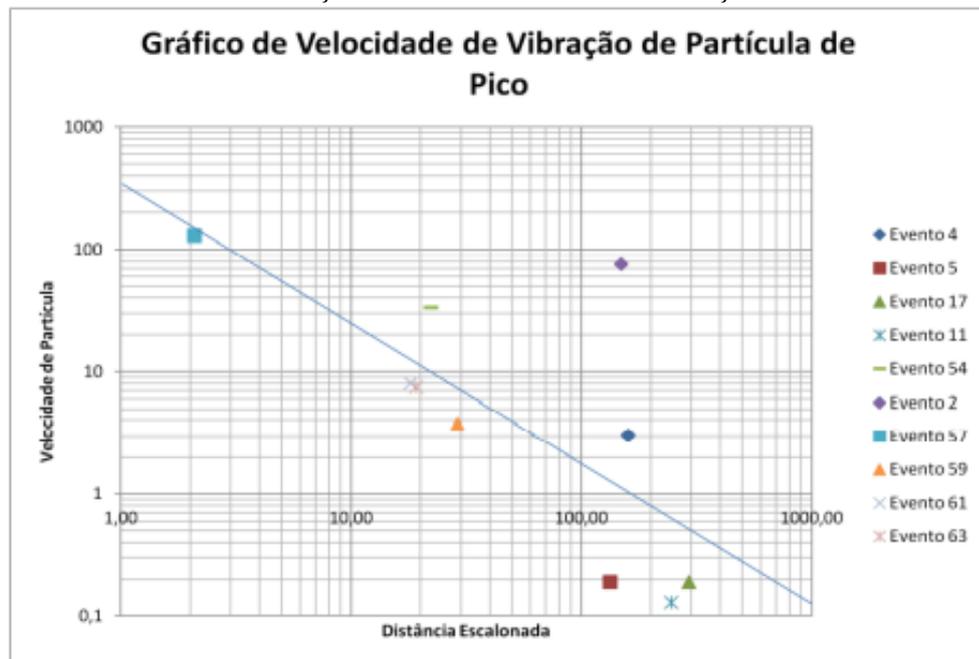
Tabela 10 – Dados utilizados para a construção do modelo de lei de atenuação

Evento de leitura sismográfica	Distância (m)	Carga máxima por espera (kg)	Distância escalonada (m/kg^{1/2})	Frequência (Hz)	Velocidade de vibração de partícula de pico (mm/s)
4	491,7	9,58	158,86	0,7	3,05
5	450	11,48	132,81	35,7	0,19
17	470	2,58	292,81	15,6	0,19
11	422	2,98	244,46	11,1	0,13
54	86	14,96	22,23	55,6	33,59
2	574,2	14,96	148,46	3	76,2
57	5	5,75	2,09	23,8	129,98
59	76	6,94	28,85	62,5	3,75
61	39	4,63	18,12	125	8,06
63	39	4,16	19,12	100	7,49

Fonte: COSTA SILVA (2012).

Em posse dos dados da Tabela 10 foi possível construir o gráfico da Figura 29 que mostra a velocidade de vibração em função da distância escalonada.

Figura 29 – Gráfico da velocidade de partícula de pico em função da distância escalonada utilizada para construção do modelo de lei de atenuação



Fonte: COSTA SILVA (2012).

A linha azul representa os valores estimados a partir do modelo de lei de atenuação. Os valores m e k foram obtidos de acordo com as Equações 42 e 43, respectivamente. O valor de k obtido para o modelo foi de 334,02 e o valor de m foi de 1,13. O modelo de lei de atenuação obtido na pesquisa é apresentado na Equação 45.

$$v = 334,02 * (DE)^{-1,13} = 334,02 * \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1,13} \quad (\text{Equação 45})$$

Para validação da lei de atenuação o autor realizou uma análise de variância dos dados em relação aos valores obtidos pelo modelo (R^2) e o cálculo do coeficiente de correlação (r), que indicam se as variáveis podem ser relacionadas. Os valores da análise da variância são apresentados na Tabela 11.

Tabela 11 – Análise de variância para o ajuste do modelo de lei de atenuação

Fonte da variação	Soma Quadrática	Nº de graus de liberdade	Média Quadrática
Regressão	18.477,08	1	18.477,08
Resíduos	6.489,87	8	811,23
Total	24.966,95	9	2.774,11

% de variação explicada pelo modelo: 74%

Fonte: COSTA SILVA (2012).

Conforme observado pelo autor a componente das somas quadráticas da variância devido à regressão é bem maior que a componente dos resíduos, demonstrando o bom ajuste do modelo de lei de atenuação. Tal fato também pode ser constatado a partir do coeficiente de determinação (R^2), que apresentou valor de 0,74 ou 74%, ou seja, o modelo prediz assertivamente o nível de vibração 74% das vezes.

Já o coeficiente de correlação (r) obtido para esse modelo apresentou valor de 0,71. Este valor demonstra que as variáveis em estudo podem ser relacionadas com segurança pelo modelo linear utilizado. A partir desses valores Costa Silva (2012) assegurou como válido o modelo de lei de atenuação, utilizado como uma boa referência para as atividades de desmonte na área da Arena Pernambuco.

A partir da lei de atenuação, foi possível prever os níveis de vibrações geradas, permitindo determinar o incremento das cargas máximas por espera sem causar impactos nocivos e respeitando a norma vigente (COSTA SILVA, 2012).

Para altas frequências, superiores a 40 Hz, a norma brasileira NBR 9653 estabelece como limite a velocidade de partícula de pico 50 mm/s, aplicando esse valor no modelo de lei de atenuação a distância escalonada que correspondente é de $5,25 \text{ m} \cdot \text{kg}^{-1/2}$, abaixo desse valor o nível de vibração excede a norma. A partir desse valor, para diferentes distâncias foi possível determinar a carga máxima por espera a ser utilizada, conforme apresentado na Tabela 12.

Tabela 12 – Valores de referência para carga máxima por espera, limite de velocidade de vibração de partícula de pico = 50 mm/s

Distância (m)	Carga máxima por espera (kg)
10	3,50
20	14,18
50	90,27
100	366,11
200	1484,89
500	9452,18

Fonte: COSTA SILVA (2012).

Para baixas frequências, entre 4 e 15 Hz, a norma brasileira NBR 9653 estabelece como limite a velocidade de partícula de pico 15 mm/s, aplicando esse valor no modelo de lei de atenuação, a distância escalonada correspondente é de $15,41 \text{ m} \cdot \text{kg}^{-1/2}$, abaixo desse valor o nível de vibração excede a norma. A Tabela 13 apresenta diferentes carga máximas por esperas para diferentes distâncias (COSTA SILVA, 2012).

Tabela 13 – Valores de referência para carga máxima por espera, limite de velocidade de vibração de partícula de pico = 15 mm/s

Distância (m)	Carga máxima por espera (kg)
10	0,41
20	1,64
50	10,46
100	42,43
200	172,08
500	1095,42

Fonte: COSTA SILVA (2012).

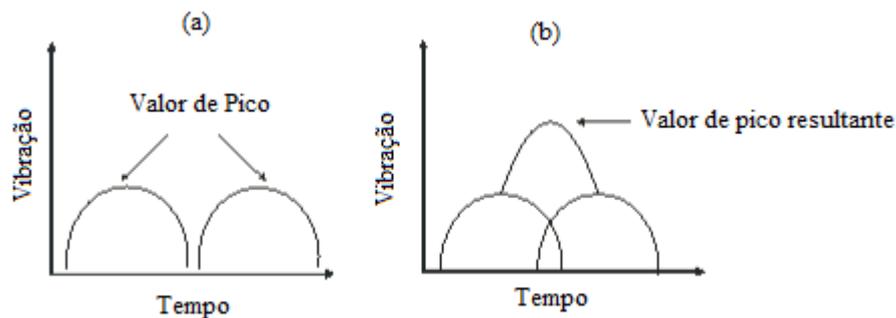
Costa Silva (2012), tomando por base modelo de lei de atenuação proposto, definiu como limites mínimos aconselháveis de distância escalonada valores entre 5 a $6 \text{ m} \cdot \text{kg}^{-1/2}$, de forma a respeitar o limite máximo estipulado pela norma brasileira.

4.3 Sobreposição de frentes

A técnica de sobreposição de frentes consiste na determinação de tempos de retardo adequado para detonação das cargas explosivas, de tal forma que, ao atingir o local a ser protegido as ondas de vibrações estejam em oposição de fase (VUILLAUME *et al.*, 1996 *apud* SILVA, 2005).

Segundo Siskind *et al.* (1980) os danos as estruturas não dependem apenas da velocidade máxima de vibração, como considerado na técnica anterior, mas também da frequência de vibração, podendo ser agravados quando esta frequência coincide com a vibração natural das estruturas, conforme exemplificado na Figura 30.

Figura 30 – (a) Nível de vibração para furos iniciados com tempo de retardo suficiente; (b) Nível de vibração para furos iniciados com tempo de retardo insuficiente



Fonte: KLEN e GUIMARÃES (2010).

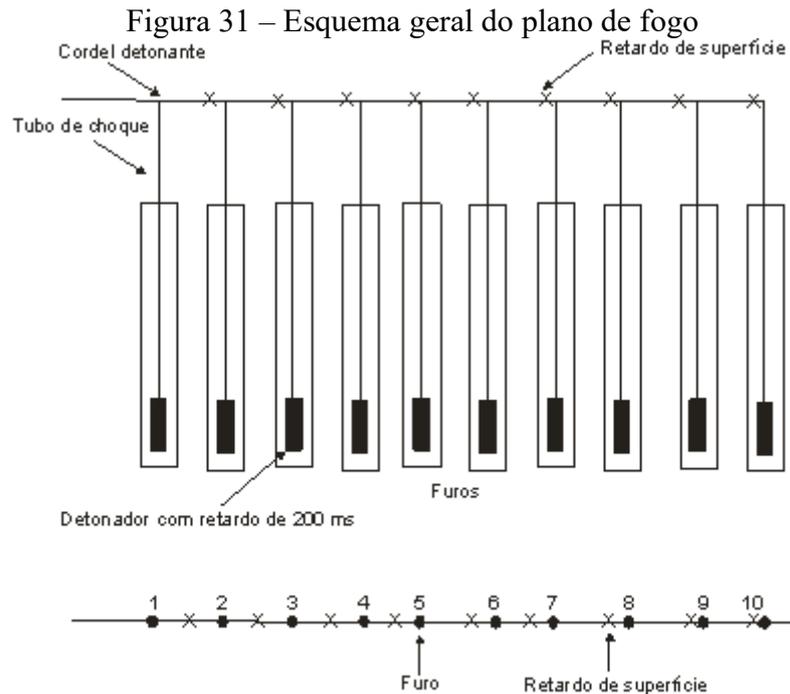
Um dos principais métodos para definição do tempo de retardo adequado para gerar interferência destrutiva nas ondas foi proposto por Anderson *et al.* (1982 *apud* SILVA, 2005), que tinha como ênfase vibrações no intervalo de 5 à 20 Hz. Esse método consiste na geração de sismogramas sintéticos para diversos locais diferentes a partir da detonação de um furo único. Diante disso, os resultados obtidos por meio dessa técnica permitem identificar o formato da onda do furo único que é adicionado aos sismogramas, até que seja alcançada a quantidade de furos predeterminados no plano de fogo, adicionando-se o tempo de retardo adequado a cada furo.

Segundo Silva (2005) a técnica de sobreposição linear de frentes é bastante consistente do ponto de vista teórico, contudo quando utilizada em escala de operação a técnica apresenta graves limitações de confiabilidade. Dentre as principais limitações da técnica destaca-se a resposta do terreno não ser linear para cargas com arranjos idênticos, ou seja, o desvio entre a relação tempo de retardo e frequência ser relativamente pequeno não é garantido. Outro fator que afeta significativamente a frequência e amplitude das ondas, ocorre quando se detona vários furos, que podem apresentar variabilidade no intervalo de iniciação em virtude da dispersão nos tempos de retardos.

4.3.1 Estudo de Caso – Análise da relação entre a dispersão dos elementos de retardo e a superposição de ondas em desmonte de rocha, através da simulação

Nesse estudo Klen e Guimarães (2010) analisaram a interferência da dispersão dos tempos de retardo na formação de superposição de ondas resultantes de desmonte de rochas, através de simulação utilizando o método de Monte Carlo. Para isso foram realizadas 1000 simulações para três diferentes planos de fogo, que se diferenciavam pelos tempos de retardo e forma de iniciação.

Todos os planos de fogo são formados por uma linha de 10 furos iniciados simultaneamente, no qual os furos são ligados por cordel detonante e retardos de superfície (50 e 100 ms), que por sua vez são ligados a detonadores não elétricos com retardo de 200 ms no fundo do furo, assim como apresentado na Figura 31. Este modelo representa apenas a sequência de iniciação, não levando em consideração fatores como tipo de explosivo, geologia e profundidade do furo.

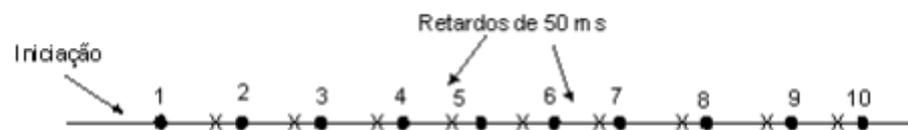


Fonte: KLEN e GUIMARÃES (2010).

Vale ressaltar que nesse trabalho o autor considera que a superposição de onda ocorre quando dois furos adjacentes são iniciados simultaneamente, ocorre ordem reversa de iniciação ou quando o tempo de iniciação entre os furos for menor que 8 ms.

O plano de fogo 1 foi desenvolvido para servir de base para o desenvolvimento e análise dos planos de fogo 2 e 3. Nesse plano de fogo a iniciação dos furos ocorreu em uma das extremidades no qual cada furo inicia um retardo de superfície de 50 ms, assim como apresentado na Figura 32.

Figura 32 – Representação Plano de Fogo 1



Fonte: KLEN e GUIMARÃES (2010).

No plano de fogo 2 a iniciação começa nas duas extremidades da linha de furos, porem a seqüência de iniciação do plano de fogo 1 foi mantida. Nesse plano de fogo foi utilizado um retardo de 50 ms que precedeu a iniciação do furo 2 e retardos de 100 ms entre os demais furos, conforme mostrado na Figura 33.

Figura 33 – Representação Plano de Fogo 2



Fonte: KLEN e GUIMARÃES (2010).

Por fim, no plano de fogo 3 a iniciação da linha de furos ocorre do centro em direção as extremidades, sendo o tempo de retardos entre os furos de 100 ms, com exceção dos furos 1 e 2 em que é utilizado um retardo de 50 ms, conforme apresentado na Figura 34.

Figura 34 – Representação Plano de Fogo 3



Fonte: KLEN e GUIMARÃES (2010).

Uma vez que, a detonação de cada um dos planos foi simulada 1000 vezes, tornou-se possível obter resultados com alto nível de confiança, 95%, e com erro máximo estimado muito baixo, 2,5 ms. Os resultados obtidos através das simulações são apresentados na Tabela 14.

Tabela 14 – Resultados da simulação

		Sequência de Iniciação (ms)			Probabilidade de Superposição (%)		
		Plano 1	Plano 2	Plano 3	Plano 1	Plano 2	Plano 3
Furo 1	200	211,58	211,58	211,58	Furos 1 e 2:	Furos 1 e 3:	Furos 1 e 3:
					5,8	0,1	0
Furo 2	250	262,75	263,01	262,45	Furos 2 e 3:	Furos 2 e 4:	Furos 2 e 4:
					8,2	0,1	0,1
Furo 3	300	314,63	309,32	311,9	Furos 3 e 4:	Furos 3 e 5:	Furos 3 e 5:
					7	0,1	0,1

Furo 4	350	364,28	362,8	363,12	Furos 4 e 5: 5,1	Furos 4 e 6: 0,1	Furos 4 e 6: 0,1
Furo 5	400	417,41	412,22	411,46	Furos 5 e 6: 5,3	Furos 5 e 7: 0,1	Furos 5 e 7: 0
Furo 6	450	468,57	463,32	463,4	Furos 6 e 7: 6	Furos 6 e 8: 0	Furos 6 e 8: 0
Furo 7	500	519,87	512	511,81	Furos 7 e 8: 6,8	Furos 7 e 9: 0,1	Furos 7 e 9: 01
Furo 8	550	570,86	563,06	566,07	Furos 8 e 9: 6,1	Furos 8 e 10: 0	Furos 8 e 10: 0,1
Furo 9	600	622,51	612,57	613,77	Furos 9 e 10: 6,3	Furos 9 e 10: 22	Furos 9 e 10: 5,9
Furo 10	650	674,79	666,20	665,18			

Fonte: KLEN e GUIMARÃES (2010).

Os resultados apresentados na Tabela 14 mostraram que à medida que as detonações do plano de fogo 1 progredem, ocorre uma maior variabilidade no tempo médio de iniciação, diferente do que ocorre nos planos de fogo 2 e 3. No plano de fogo 1, o atraso ou as antecipações dos tempos dos primeiros retardos afetam diretamente os tempos dos últimos retardos, já nos planos de fogo 2 e 3 isso não ocorre, pois o número de retardos de superfície que interferem no tempo de iniciação de cada furo é menor que no plano 1 (KLEN e GUIMARÃES, 2010).

Apesar da aleatoriedade promovida pelo método de Monte Carlo, os tempos de iniciação dos planos de fogo 2 e 3 são muito próximos, sugerindo que a mudança na forma de iniciação não afeta o tempo médio de iniciação dos furos (KLEN e GUIMARÃES, 2010).

No que diz respeito à probabilidade de superposição de ondas, foi notória a diminuição dos valores de probabilidade de superposição quando comparado o plano de fogo 1 com os outros dois. Segundo Klen e Guimarães (2010) tal redução se deve a mudança da forma de iniciação e da alteração dos retardos de superfície de 50 para 100 ms em furos adjacentes. Para os furos adjacentes nos planos de fogo 2 e 3, a probabilidade de superposição de ondas permaneceu praticamente a mesma entre os dois planos, com no máximo uma superposição a cada 1000 detonações.

Contudo, o fenômeno observado anteriormente não se repete para furos que estão no centro da linha furos 9 e 10; e 1 e 2 dos planos de fogo 2 e 3, respectivamente. No plano de

fogo 2 o aumento da probabilidade de superposição nos furos 9 e 10 pode ser resultado de dois fatores: a forma de iniciação que converge para o centro por duas linhas independentes e a antecipação ou atraso no tempo de retardo do furo 9 pode não ser repassado ao furo 10, ou vice versa, e esse furos são os únicos com intervalo de tempo de 50 ms na amarração do plano.

Os motivos para o aumento da probabilidade de superposição de ondas nos furos 1 e 2 do plano de fogo 3 são os mesmos citados anteriormente, contudo, é notória a redução na chance de superposição quando comparado aos furos 9 e 10 do plano de fogo 2. Tal redução se deve ao fato do tempo de iniciação do furo 1 ser influenciado apenas pela dispersão do retardo do fundo do furo, enquanto no furo 2 é acrescido o tempo de 50 ms, mais a dispersão do retardo de superfície, conforme apresentado na Tabela 14.

Com base nos resultados obtidos, os autores concluíram que a dispersão nos tempos de retardo, tanto de superfície quanto do fundo do furo, tem significativa influência na probabilidade de superposição das ondas. Além disso, também foi possível concluir que a forma de iniciar o plano de fogo tem grande interferência nessa probabilidade, podendo tanto aumentar como reduzir essas chances.

Ainda segundo os autores, a simulação através do método de Monte Carlo demonstrou grande aplicabilidade para planejamento e avaliação dos tempos de retardo de um plano de fogo, além de possibilitar, com elevado nível de segurança, a determinação da probabilidade de superposição de ondas, consolidando-se como importante ferramenta de apoio no planejamento de um plano de fogo.

5. CONCLUSÃO

O presente trabalho apresentou as três principais técnicas para controle de vibração: Barreira de amortecimento, Limitação da carga máxima por espera e Sobreposição de frentes.

A técnica de Barreira de amortecimento demonstrou elevada eficiência no controle dos níveis de vibração, sendo um importante artifício no auxílio de controle dos danos ocasionados pelas vibrações geradas pelo desmonte de rochas com uso de explosivos. Dentre as principais vantagens da utilização dessa técnica estão a redução das ondas de baixa frequência e a redução da intensidade das vibrações, como observado no estudo de Costa *et al.* (2020) por meio do uso do *smooth blasting*. Nesse estudo foi constatada uma redução de 51% na intensidade de vibração através da utilização da técnica de barreira de amortecimento. A principal desvantagem dessa técnica é a elevação vertiginosa dos custos do desmonte, que pode representar o dobro do custo de um desmonte convencional.

A técnica de Limitação da carga máxima por espera apresentou-se como a mais eficiente para controle dos níveis de vibração, uma vez que possibilita o ajuste da carga explosiva para atender a qualquer norma de controle de vibração. Além disso, a técnica pode ser utilizada em associação a outros métodos de controle e os dados obtidos com os monitoramentos podem ser adicionados ao modelo de lei de atenuação, permitindo a otimização do desmonte. A eficiência dessa técnica foi constatada no estudo de Costa Silva (2012), que idealizou um modelo de lei de atenuação que permitiu prever assertivamente o nível de vibração 74% das vezes, determinando a distância escalonada de tal forma que o nível de vibração não ultrapassou o limite estabelecido pela norma brasileira.

Por fim, mesmo não sendo aplicada em escala de operação, a técnica de superposição de frentes registrou grande relevância para o controle dos níveis de vibração, principalmente quando associada a métodos de simulação, como a técnica de Monte Carlo, que determina o tempo de retardo adequado para as detonações, evitando sobreposição das frentes de ondas. O estudo de Klen e Guimarães (2010) mostrou que as simulações pelo método de Monte Carlo apresentaram elevada eficiência na criação de modelos de predição e definição dos tempos de retardo adequados de forma a evitar a superposição de ondas, o que permitiu ser utilizada como uma importante ferramenta no controle dos danos gerados pelas vibrações com uso de explosivos.

REFERÊNCIAS

ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS. **NBR 9653**: Guia para avaliação dos efeitos provocados pelo uso de explosivos nas minerações em áreas urbanas. 3 ed. Rio de Janeiro: ABNT, 2018. 16 p.

BARROS, Marcio Luiz Siqueira Campos. **Modelo de aferição da velocidade de partícula através de parâmetros energéticos**. 2008. 153 f. Tese (Doutorado) - Curso de Engenharia Civil, Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2008.

COSTA, Leandro de Vilhena; MATA, Jônatas Franco Campos da. **A aplicação da técnica de smooth para o controle de vibrações próximo a áreas urbanas**. Brazilian Journal Of Development. Curitiba, p. 97157-97165. 12 dez. 2020.

COSTA SILVA, Tiago da. **Avaliação da carga máxima por espera através de lei de atenuação visando à minimização de danos decorrentes das operações de desmonte de rochas nas escavações da Arena Pernambuco**. 2012. 64 f. Dissertação (Mestrado) – Programa de Pós-graduação em Engenharia Mineral, Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2012.

DALLORA NETO, Caetano. **Análise das vibrações resultantes do desmonte de rocha em mineração de calcário e argilito posicionada junto à área urbana de Limeira (SP) e sua aplicação para a minimização de impactos ambientais**. 2004. vii, 82 f. Dissertação (mestrado) - Universidade Estadual Paulista, Instituto de Geociências e Ciências Exatas, 2004.

DORNELES, Felipe T. **Controle e Previsão de Vibrações e Ruídos gerados por Desmonte de Rochas com Explosivos**. Trabalho de conclusão de curso, Universidade Federal do Pampa, Tecnologia em Mineração, v. 96, 2013.

EXPLOG. **SISTEMA DE INICIAÇÃO NÃO ELÉTRICO**: coluna e ligação. COLUNA E LIGAÇÃO. Disponível em: <https://explog.com.br/produto.php?show=MTM=>. Acesso em: 29 ago. 2021.

JIMENO, C. L; JIMENO, E. L; GARCÍA, P. **Manual de perforacion y voladura de rocas**. Madrid: Instituto Geologico y Minero de España, 1990. 442 p.

KLEN, André Monteiro. **Aplicação da técnica de simulação para análise da superposição de ondas sísmicas geradas em desmonte de rocha pela dispersão dos tempos de retardo utilizando o método de Monte Carlo**. 2010. 133 f. Dissertação (Mestrado) - Curso de Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2010.

KLEN, André Monteiro; GUIMARÃES, Irce Fernandes Gomes. **Análise da Relação Entre a Dispersão dos Elementos de Retardo e a Superposição de Ondas em Desmonte de Rochas, Através de Simulação**. In: ENCONTRO NACIONAL DE ENGENHARIA DE PRODUÇÃO,

30., 2010, São Carlos - Sp. Trabalho apresentado em Congresso. São Carlos - Sp: Enegep, 2010. p. 1-13

MARTINHO, José Fernando de Carvalho et al. **O uso de explosivos na escavação de túneis: implementação do dimensionamento de diagramas de fogo em folhas de cálculo.** 2012.

MELO, Filipe Alexandre Ferreira da Silva Tavares de. **Proposta de metodologia usando regressões lineares no cálculo dos efeitos vibratórios do rebentamento de explosivos.** 2010. 141 f. Dissertação (Mestrado) - Curso de Engenharia de Minas, Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto, Porto, 2010.

OLOFSSON, S. O. **Applied explosives technology for construction and mining.** Ärla, Suécia: Nora Boktryckeri Ab., 1990. 304 p.

SILVA, Luis Antonio Abadi e. **Estudo da efetividade de barreiras de amortecimento no controle de vibrações geradas pelo desmonte com explosivos em mina de carvão à céu aberto.** 2005. 128 f. Dissertação (Mestrado) - Curso de Tecnologia Mineral e Metalurgia Extrativa, Departamento de Engenharia de Minas da Escola de Engenharia de Minas da UFRGS, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2005.

SILVA, Rafael Chagas. **Relatório de estágio integrado: perfuração e desmonte de rochas.** Campina Grande: Universidade Federal de Campina Grande, 2015. 48 p.

SILVEIRA, Leandro Geraldo Canaan. **Controle de vibrações e pressão acústica no desmonte de rochas com explosivos: estudo de caso em uma mina do quadrilátero ferrífero.** 2017. 137 f. Dissertação (Mestrado) - Curso de Minas da Escolaprograma de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – de Minas, Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2017.

SISKIND, D. E., STAGG, M. S. KOPP, J. W. e DOWDING, C. H.. **STRUCTURE RESPONSE AND DAMAGE PRODUCED BY GROUND VIBRATION FROM SURFACE MINE BLASTING.** USA: Report Of Investigations • Bureau Of Mines; 8507, 1980. 74 p.

TECHNOBLAST: Serviços de detonação e sismografia Ltda (São Paulo). **Sismógrafos de engenharia.** Disponível em: <https://www.technoblast.com.br/geosonics>. Acesso em: 26 out. 2021.

TIMOSHENKO, S.P.; GOODIER, J.N.. **Teoria da elasticidade Ed. 3.** Ed. Rio de Janeiro: Guanabara Dois, 1980. 545 p.