



**UNIVERSIDAD DE CANTABRIA
ESCUELA POLITÉCNICA DE
INGENIERÍA DE MINAS Y ENERGÍA**



Trabajo Fin de Grado

DESARROLLO DE LOS PROCESOS MINEROS EN CIELO ABIERTO PARA SU OPTIMIZACIÓN

**Development of open-sky mining processes for
optimization**

Para acceder al título de:

Grado en Ingeniería de los Recursos Mineros

Autor: Darío Pérez Jiménez

Director: Noemí Barral Ramón

Convocatoria: Julio 2020

ÍNDICE

ÍNDICE DE TABLAS.....	4
INDICE DE ILUSTRACIONES	6
RESUMEN	8
ABSTRACT.....	9
1. INTRODUCCIÓN.....	10
2. ALCANCE Y OBJETIVOS.....	11
3. ESTUDIO DEL TERRENO A EXPLOTAR	12
3.1. CALIDAD DEL MINERAL	13
3.2. CARACTERÍSTICAS GEOTÉCNICAS	13
3.2.1. <i>Orientación</i>	14
3.2.2. <i>Espaciado.....</i>	14
3.2.3. <i>Continuidad</i>	15
3.2.4. <i>Abertura.....</i>	15
3.2.5. <i>Relleno</i>	16
3.2.6. <i>Filtraciones</i>	16
3.2.7. <i>Rugosidad</i>	16
3.2.8. <i>Resistencia de las paredes de la discontinuidad</i>	17
3.2.9. <i>La resistencia de la matriz rocosa.....</i>	18
3.3. FORMA DEL YACIMIENTO Y CONTENIDO DE MINERAL.....	19
3.3.1. <i>Indirecta.....</i>	19
3.3.2. <i>Directa</i>	19
4. EXPLOSIVOS EN LA VOLADURA	20
4.1. PROPIEDADES	20
4.1.1. <i>Potencia explosiva</i>	20
4.1.2. <i>Poder rompedor.....</i>	23
4.1.3. <i>Velocidad de detonación</i>	24
4.1.4. <i>Densidad de encartuchado</i>	25
4.1.5. <i>Resistencia al agua</i>	25
4.1.6. <i>Humos.....</i>	25
4.1.7. <i>Sensibilidad</i>	26
4.1.8. <i>Estabilidad química.....</i>	28
4.2. ENERGÍA DISPONIBLE	28
4.3. PROCESO DE DETONACION	28
4.4. ROTURA DE ROCA.....	29



5.	EXPLOSIVOS UTILIZADOS EN LA VOLADURA EN BANCO	32
5.1.	GOMAS	32
5.2.	ANFO	32
5.3.	HIDROGELES	33
5.4.	EMULSIONES.....	33
6.	VOLADURA EN BANCO.....	34
6.1.	FACTORES EN LA VOLADURA	34
6.1.1.	<i>Diámetro</i>	<i>34</i>
6.1.2.	<i>Altura de banco</i>	<i>34</i>
6.1.3.	<i>Inclinación del barreno</i>	<i>35</i>
6.1.4.	<i>Retacado.....</i>	<i>35</i>
6.1.5.	<i>Sobreperforación</i>	<i>36</i>
6.1.6.	<i>Piedra y espaciamento.....</i>	<i>37</i>
6.1.7.	<i>Esquema de perforación</i>	<i>37</i>
6.1.8.	<i>Formulación</i>	<i>38</i>
6.2.	VOLADURA DE DIAMETRO MEDIO	38
6.2.1.	<i>Teoría de la carga selectiva</i>	<i>38</i>
6.2.2.	<i>Determinación de la piedra</i>	<i>39</i>
6.2.3.	<i>Esquema de perforación</i>	<i>39</i>
6.2.4.	<i>Carga explosiva.....</i>	<i>40</i>
6.2.5.	<i>Metodología alternativa.....</i>	<i>40</i>
6.3.	VOLADURA DE GRAN DIAMETRO	41
6.3.1.	<i>Cálculo de la piedra (V) y resto de parámetros.....</i>	<i>41</i>
6.3.2.	<i>Carga explosiva.....</i>	<i>42</i>
6.3.3.	<i>Metodología alternativa.....</i>	<i>42</i>
7.	CARGA Y TRANSPORTE	44
7.1.	CARGADORA FRONTAL	44
7.1.1.	<i>Pala cargadora sobre ruedas.....</i>	<i>44</i>
7.1.2.	<i>Pala cargadora sobre cadenas</i>	<i>48</i>
7.1.3.	<i>Cálculo de la producción horaria en palas cargadoras.....</i>	<i>49</i>
7.2.	EXCAVADORA-RETROEXCAVADORA.....	52
7.2.1.	<i>Cálculo de la producción horaria con excavadora-retroexcavadora</i>	<i>54</i>
8.	TRITURACION Y MOLIENDA.....	56
8.1.	LEYES DE FRAGMENTACIÓN	57
8.1.1.	<i>Ley de Rettinger</i>	<i>58</i>
8.1.2.	<i>Ley de Kick:</i>	<i>59</i>
8.1.3.	<i>Ley de Bond.....</i>	<i>59</i>



8.2. INDICE DE BOND	59
8.2.1. <i>Determinación directa</i>	61
8.2.2. <i>Determinación indirecta</i>	61
8.3. TRITURADORAS PRIMARIAS	62
8.3.1. <i>Trituradora de mandíbulas de doble efecto</i>	62
8.3.2. <i>Trituradora de mandíbulas de simple efecto</i>	63
8.3.3. <i>Comparación entre trituradora de doble y simple efecto</i>	66
8.3.4. <i>Trituradoras giratorias</i>	67
8.3.5. <i>Comparación entre trituradora de mandíbulas y giratoria</i>	70
8.3.6. <i>Cálculo general capacidad trituradoras</i>	70
8.4. TRITURADORAS SECUNDARIAS	73
8.4.1. <i>Trituradora de conos</i>	73
8.4.2. <i>Trituradora de rodillos</i>	79
8.4.3. <i>Trituradora de martillos</i>	84
8.4.4. <i>Tambores Bradford</i>	85
8.4.5. <i>Equipos móviles</i>	86
8.5. MOLINOS	86
8.5.1. <i>Molinos cilíndricos</i>	87
8.5.2. <i>Molinos de rodillos de alta presión</i>	92
8.5.3. <i>Molinos de bolas agitadas</i>	93
8.5.4. <i>Molinos vibratorios</i>	94
8.5.5. <i>Molinos de eje vertical</i>	95
9. CONCLUSIÓN	98
10. BIBLIOGRAFÍA	102

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 3.1 Espaciado de las discontinuidades.....	14
Tabla 3.2 Continuidad o persistencia	15
Tabla 3.3 Abertura de las discontinuidades	15
Tabla 3.4 Descripción de las filtraciones en discontinuidades	16
Tabla 3.5 Resistencia de la roca a la compresión simple.....	18
Tabla 6.1 Condiciones del terreno.....	36
Tabla 6.2 Formulación aplicable	38
Tabla 6.3 Parámetros LANGEFORS Y KHILSTROM	39
Tabla 6.4 Producción horaria por tamaño de diámetro	40
Tabla 6.5 Equipos dependiendo de altura de banco y diámetro de barreno	40
Tabla 6.6 Geometría voladura dependiendo de la resistencia a compresión simple.....	41
Tabla 6.7 Espaciamiento parámetros	42
Tabla 6.8 Espaciamiento parámetros Ash-Konya	42
Tabla 6.9 Producción horaria dependiendo tamaño de barreno	42
Tabla 6.10 Variable del diseño dependiendo de la resistencia a compresión simple	43
Tabla 6.11 . Variable del diseño dependiendo del diámetro del barreno	43
Tabla 7.1 Condiciones de carga respecto K	50
Tabla 7.2 incrementos de volumen admisibles	50
Tabla 7.3 Distancia y velocidad de transporte.....	51
Tabla 7.4 Tiempos fijos	51
Tabla 7.5 Rendimiento medio en distintas condiciones	52
Tabla 7.6 Factor de llenado	54
Tabla 7.7 Rendimientos habituales	54
Tabla 7.8 Tiempos orientativos de ciclo	55
Tabla 8.1 Escalones de la fragmentación. Fuente	56
Tabla 8.2 Establecimiento de leyes.	57
Tabla 8.3 Consumos específicos en kilovatios/horas/tonelada	60
Tabla 8.4 Valores Índice de Bond	60
Tabla 8.5 Valores coeficiente de seguridad.....	63
Tabla 8.6 Especificaciones trituradora de mandíbulas (catalogo).....	65
Tabla 8.7 Producción estimada trituradora de mandíbulas simple efecto	65
Tabla 8.8 Dimensiones trituradora de mandíbulas simple efecto.....	66
Tabla 8.9 Características aproximadas trituradoras giratorias primarias y secundarias.....	69
Tabla 8.10 Porcentaje de paso por malla cuadrada igual al reglaje de los productos de machaqueo.....	71



Tabla 8.11 Valores coeficiente de utilización.	72
Tabla 8.12 Especificaciones generales trituradora de cono.	75
Tabla 8.13 Dimensiones cono estándar.....	76
Tabla 8.14 Dimensiones cono cabeza corta	76
Tabla 8.15 Características hidroconos	78
Tabla 8.16 Características trituradoras de rodillos.....	81
Tabla 8.17 Características trituradoras cilíndricas dentadas.....	82
Tabla 8.18 Características molino liso y acanalado	83
Tabla 8.19 Características trituradora de martillos	85
Tabla 8.20 Características molino de barras	89
Tabla 9.1 Estimación costes en procesos mineros	99

INDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 3.1 Perfiles típicos de rugosidad.....	17
Ilustración 4.1 Diagrama del ensayo de Traulz.....	21
Ilustración 4.2 Mortero balístico	22
Ilustración 6.1 Esquema perforación.....	37
Ilustración 7.1 Pala cargadora	44
Ilustración 7.2 Carga en V.....	45
Ilustración 7.3 Carga en T.....	46
Ilustración 7.4 Carga en cadena	46
Ilustración 7.5 Carga con dos camiones	47
Ilustración 7.6 Carga alterna	47
Ilustración 7.7 Carga alterna	48
Ilustración 7.8 Carga en cruz	48
Ilustración 7.9 Carga en T.....	49
Ilustración 7.10 Carga en V.....	49
Ilustración 7.11 Excavadora-retroexcavadora.....	52
Ilustración 7.12 Cazos Excavadora-Retroexcavadora.....	53
Ilustración 8.1 Generalización leyes de fragmentación.....	58
Ilustración 8.2 Funcionamiento trituradora de mandíbulas de doble efecto	62
Ilustración 8.3 Trituradora de mandíbulas de doble efecto	63
Ilustración 8.4 Trituradora de mandíbulas de simple efecto	64
Ilustración 8.5 Trituradora giratoria	67
Ilustración 8.6 Partes trituradora giratoria.....	67
Ilustración 8.7 Comparación de tamaño y capacidad entre trituradoras giratorias y de mandíbulas	70
Ilustración 8.8 Curva granulométrica de trituradoras de mandíbulas	71
Ilustración 8.9 Curva relación de revoluciones y tamaño de boca.....	72
Ilustración 8.10 Valores coeficiente de alimentación	73
Ilustración 8.11 Trituradora de cono.....	74
Ilustración 8.12 Esquema cono Symons	77
Ilustración 8.13 Triturador hidrocono	77
Ilustración 8.14 Funcionamiento trituradora de rodillos	79
Ilustración 8.15 Funcionamiento trituradora de rodillo y placa.....	80
Ilustración 8.16 Funcionamiento trituradora de martillos	84
Ilustración 8.17 Tambor Bradford	85
Ilustración 8.18 Trituradora móvil.....	86



Ilustración 8.19 Caída en cascada y catarata.....	87
Ilustración 8.20 Molino de barras.	88
Ilustración 8.21 Molino Alsing.....	90
Ilustración 8.22 Molino Hardinge.....	90
Ilustración 8.23 Molino autógeno.....	92
Ilustración 8.24 Molino de rodillos de alta presión.....	92
Ilustración 8.25 Molino Vertimill.....	93
Ilustración 8.26 Molino Isamill.....	94
Ilustración 8.27 Molino vibratorio.....	95
Ilustración 8.28 Molino de je vertical de rodillos.....	96
Ilustración 8.29 Molino de je vertical de rodillo pendular.....	97
Ilustración 8.30 Molino de je vertical anular de bolas.....	97
Ilustración 9.1 Estimación del coste normal del proceso minero.....	99
Ilustración 9.2 Comparación entre distintos procesos mineros.....	100
Ilustración 9.3 Relación de costes distintos procesos mineros.....	101



RESUMEN

Las empresas mineras se enfrentan a grandes desafíos en los proyectos a largo plazo ya que se busca maximizar la producción, aumentar la productividad, optimizar los procesos y mejorar la rentabilidad para obtener mayores beneficios en las operaciones desarrolladas.

Una de las condiciones más importantes al optimizar los procesos de minería es la capacidad de prever o conformar los fenómenos involucrados.

Además de la identificación y la posterior parametrización de las dependencias entre las distintas operaciones unitarias del proceso de minería, esta tarea requiere un alto grado de conocimiento de los procesos que conforman las fases individuales de explotación.

El desarrollo de una estrategia de voladura de alta energía, la calidad y el grado de fragmentación, así como su influencia en los posteriores procesos, son decisivos para la optimización del requerimiento de energía en las siguientes fases del proyecto minero.

La fragmentación y la configuración del cumulo de residuos de material generados por la voladura están diseñados para maximizar el rendimiento de la trituradora, además de preservarla evitando sobreesfuerzos y conservar ciclos de carga y transporte óptimos, obteniendo así un mínimo esfuerzo requerido por las palas en el proceso de reducción del material no fragmentado al tamaño deseado.

ABSTRACT

Mining companies face great challenges in long-term projects as they seek to maximize production, increase productivity, optimize processes and improve profitability to obtain greater benefits in the developed operations.

One of the most important conditions when optimizing mining processes is the ability to predict or shape the phenomena involved.

In addition to the identification and subsequent parameterization of the dependencies between the different unit operations of the mining process, this task requires a high degree of knowledge of the processes that make up the individual phases of exploitation.

The development of a high energy blasting strategy, the quality and degree of fragmentation, as well as its influence on subsequent processes, are decisive for the optimization of the energy requirement in the following phases of the mining project.

The fragmentation and configuration of the accumulation of material residues generated by the blasting are designed to maximize the performance of the crusher, in addition to preserving it avoiding overstrain and conserving optimal loading and transport cycles, thus obtaining a minimum effort required by the blades in the process of reduction of the non-fragmented material to the desired size.

1. INTRODUCCIÓN

Hoy en día la minería tiene que luchar contra unas leyes bajas de mineral, así como a grandes regulaciones tanto en el ámbito ambiental como en el ámbito social, esto nos lleva a que haya una constante optimización en la planificación de las operaciones que se realizan en la industria minera.

Es necesario aunar esfuerzos ya que el objetivo es tener un resultado más optimizado, los resultados son la consecuencia de la mejora continua de los procedimientos debido a que todas las partes implicadas trabajan unidas y se aprovechan unas de otras, de su formación profesional retroalimentándose. Es imprescindible llevar a cabo simulaciones o modelos con distintas herramientas durante la etapa de diseño que permite comprobar el potencial impacto de una explosión en las operaciones unitarias subsiguientes, de esta manera se obtendrá una configuración del consumo de energía óptimo, una vez se hayan analizado y comprobado los resultados reales de cada ciclo.

Con el paso de los años los procesos mineros se enfocan en rentabilizar todas las operaciones llevadas a cabo y obtener el máximo beneficio. Para obtener este beneficio se deben realizar una serie de estudios que nos permiten incrementar el rendimiento de las operaciones.

Lo primero que se necesita saber son las características del terreno que vamos a explotar, así como la calidad del mineral para decantarnos por un tipo de explosivo idóneo que cumpla unas funciones específicas para nuestros intereses. Se hablará también tanto de la energía disponible como el proceso de detonación. Se tiene en cuenta para que el material salga con una granulometría concreta que permita efectuar la carga y transporte de una manera más rápida y sencilla, hay dos formas de cargarlo, con cargadora frontal o excavadora – retroexcavadora, para decantarse por una de las dos opciones se tiene que hacer el cálculo de la producción horaria y ver cuál es más efectiva. Pero principalmente lo que se busca es que la molienda y trituración conlleve el mínimo esfuerzo de las máquinas para reducir el desgaste y consumo de energía.

2. ALCANCE Y OBJETIVOS

- Alcance

Con el fin de optimizar los procesos mineros para lograr beneficios se realizará un estudio del terreno a explotar como una caracterización de los explosivos que se pueden utilizar y el efecto que tendrán en el banco.

Se expondrán las distintas opciones de carga y transporte de las que disponemos para el material, ya que de esta manera se reducirán gastos de combustible, desgaste de la maquinaria y lo más importante reducción de los tiempos muertos.

También se mostrarán los métodos más fiables con los que obtener el consumo energético necesario para la molienda de materiales porque un molino mal dimensionado puede ocasionar una gran pérdida económica para la planta y se analizarán los distintos tipos que hay.

- Objetivo general

Realizar una voladura de alta energía para reducir el tamaño del material y de esta manera optimizar el circuito de trituración y molienda, y no menos importante elegir la forma de carga y transporte optima.

- Objetivos específicos

Estudiar el terreno a explotar utilizando la geología y documentos existentes de la zona para agilizar el trabajo, así como las diferentes pruebas que se realizarán al macizo para saber exactamente todo lo relacionado con el terreno como el dimensionamiento y la cantidad de mineral y de esta manera tomar la mejor decisión.

Seleccionar el tipo de explosivo más adecuado para realizar una voladura en banco teniendo en cuenta las variables existentes y el resultado que se desea obtener.

Elegir el método de carga y transporte óptimo que reduzca las pérdidas y aumente el beneficio.

Indicar las leyes de fragmentación siendo el índice de bond la más conocida y dar a conocer los tipos de trituradoras y molinos que se utilizan para reducir el mineral al tamaño indicado.

3. ESTUDIO DEL TERRENO A EXPLOTAR

Esta acción es la primera que se debe desarrollar para definir las características del terreno en el que vamos a trabajar, principalmente para su ubicación espacial y calidad del mineral.

Para realizar el estudio del terreno se deben de seguir unos pasos que son los siguientes:
[1]

- 1.** Recopilación de la información: es muy importante hacerse con toda la documentación pasada del terreno, por ejemplo las prospecciones realizadas y las características geológicas de la zona, ya que esto ahorrará trabajo y tiempo, además, de que se estará más seguro sobre lo que se está trabajando teniendo en cuenta los antecedentes. Es importante la información obtenida de las explotaciones mineras de la zona.
- 2.** Teledetección: son las metodologías basadas en la reflexión de ondas electromagnéticas que permiten obtener imágenes procesarlas e interpretarlas, así como detallarnos el comportamiento del terreno ante energía electromagnética.
- 3.** Geología: con su estudio se puede intuir la zona en la que se encuentra el mineral económicamente explotable. Este estudio incluye la cartografía geológica o la elaboración de un mapa geológico de la misma, el levantamiento estratigráfico, el estudio tectónico, el estudio petrológico, hidrogeológico, etc. En cada caso unos tendrán más importancia que otros, en función de la mineralización investigada.
- 4.** Geofísica y geoquímica: se encargan de medir las propiedades objetivas que tienen los minerales que permiten obtener una gran cantidad de datos digitales referenciados geográficamente.
- 5.** Calicatas: Si los datos obtenidos generan alguna duda se puede obtener la información litológica realizando aperturas de calicatas en una determinada zona. Las calicatas son zanjas que se excavan a una profundidad máxima de cuatro metros, hasta alcanzar la roca determinada obteniendo así la estructura y calidad del material que cubre el macizo rocoso, se debe de tener en cuenta que la presencia de agua limita su utilidad, que se realiza mediante medios mecánicos y que se deben cumplir las normas de seguridad establecidas frente al derrumbe de paredes.
- 6.** Sondeos de exploración: localizan y definen el valor económico de una mineralización, esta exploración es imprescindible ya que sobre los datos obtenidos se basarán las investigaciones siguientes que implicarán inversiones mayores
- 7.** Interpretación de los resultados: se realiza una recopilación de todos los datos obtenidos, con estos datos obtenidos se logra una simulación lo más cercana a realidad posible construyendo un modelo geológico tridimensional que indicará donde está el mineral y su distribución.

3.1. CALIDAD DEL MINERAL

Dependiendo de la calidad del mineral se determinará si es interesante explotar el terreno o no, ya que la calidad del mineral son los elementos aprovechables dentro de la matriz rocosa, así que si los beneficios son mayores que la inversión se decidirá explotar.

3.2. CARACTERÍSTICAS GEOTÉCNICAS

Estas características tienen bastante peso en consecuencia del método de explotación a seleccionar. Dichas características detallan la morfología del terreno, reconociéndolos y clasificándolos, esta clasificación se lleva a cabo realizando una serie de estudios en gabinete y campo. En gabinete se realiza un trabajo cartográfico geológico-geotécnico de la zona que mostrará una imagen general de la zona sirviendo de base para las siguientes fases a desarrollar. En campo se realizan sondeos y calicatas que han sido descrito en el apartado anterior.

Las rocas son capaces de resistir acciones externas e internas que implican ciertas fuerzas sobre ellas mismas, esta resistencia es debida a las propiedades mecánicas de la roca. Al tomar varias muestras, se examinan y comparan sus características para ver si mantienen algún tipo de paralelismo entre ellas.

Los macizos rocosos son un medio discontinuo, anisótropo y heterogéneo conformado en conjunto tanto por bloques de matriz rocosa y distintos tipos de discontinuidades que afectan al medio rocoso. [2]

La roca individual corresponde al material rocoso sin discontinuidades y se caracteriza mecánicamente por su densidad, resistencia y deformabilidad, transmitidos por los parámetros de roca intacta: tracción, módulo de Young, resistencia a la compresión simple, coeficiente de Poisson, etc. La separación aparecida en el continuo de la roca corresponde a las discontinuidades que condicionan el comportamiento geomecánico e hidráulico del macizo rocoso.

Los datos obtenidos de las probetas mayormente son de rocas “vírgenes” y en menor proporción de discontinuidades. Con los resultados obtenidos, se puede examinar la pauta de los parámetros para diferentes litologías comunes y de esta manera normalizar los resultados obtenidos entre los límites esperados, además de reconocer vínculos entre los distintos factores

La descripción de las discontinuidades de macizo rocoso incluye: [2] [5]



3.2.1. Orientación

La orientación relativa y el espaciado de las distintas familias de un macizo rocoso determinan la apariencia de los bloques que constituyen el macizo, se obtiene por el rumbo y buzamiento de las discontinuidades.

3.2.2. Espaciado

El espaciado atañe a la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes, condiciona el tamaño de los bloques de matriz rocosa y, por tanto, determina el papel que ésta tendrá en el comportamiento mecánico del macizo rocoso, y su importancia con respecto a la influencia de las discontinuidades.

Descripción	Espaciado
Extremadamente junto	<2cm
Muy junto	2-6 cm
Junto	6-20 cm
Moderadamente junto	20-60 cm
Separado	60-200 cm
Muy separado	2-6 m
Extremadamente separado	>6 m

Tabla 3.1 Espaciado de las discontinuidades. Fuente: [2]

3.2.3. Continuidad

Conciérne a la prolongación en área o tamaño de una discontinuidad en el macizo rocoso, es difícil de cuantificar partiendo de la observación de afloramientos, en los cuales normalmente se ven las trazas de los planos de discontinuidad según un buzamiento aparente.

Continuidad	Longitud
Muy baja continuidad	<1 m
Baja continuidad	1 – 3 m
Continuidad media	3 -10 m
Alta continuidad	10 -20 m
Muy alta continuidad	> 20 m

Tabla 3.2 Continuidad o persistencia. Fuente: [2]

3.2.4. Abertura

Separación existente entre las paredes o superficies rocosas de una discontinuidad.

Abertura	Descripción
<0,1 mm	Muy cerrada
0,1-0,25 mm	Cerrada
0,25-0,5 mm	Parcialmente abierta
0,5-2,5 mm	Abierta
2,5-10 mm	Moderadamente ancha
> 10mm	Ancha
1-10 cm	Muy ancha
10-100 cm	Extremadamente ancha
> 1m	Cavernosa

Tabla 3.3 Abertura de las discontinuidades. Fuente: [2]



3.2.5. Relleno

Son los materiales de naturaleza distinta que se alojan en los espacios de las discontinuidades. Las características que se deben resaltar principalmente del relleno y que deben describirse en el afloramiento son: su naturaleza, espesor o anchura, resistencia al corte y permeabilidad.

3.2.6. Filtraciones

El agua que se encuentra en el interior del macizo rocoso tiene origen normalmente del flujo que corre por las discontinuidades. Si se trata de una roca permeable las filtraciones por el macizo rocoso son considerables.

Cla se	Discontinuidades sin relleno	Discontinuidades con relleno
I	Junta muy plana y cerrada. Aparece seca y no parece posible que circule agua	Relleno muy consolidado y seco. No es posible el flujo de agua
II	Junta seca sin evidencia de agua	Relleno húmedo, pero sin agua libre
III	Junta seca, pero con evidencia de haber circulado agua	Relleno mojado con goteo ocasional
IV	Junta húmeda, pero sin agua libre	Relleno que muestra señales de lavado, flujo de agua continuo (estimar caudal en l/min)
V	Junta con rezume, ocasionalmente goteo, pero sin flujo continuo	Relleno localmente lavado, flujo considerable según canales preferentes (estimar caudal y presión)
VI	Junta con flujo continuo de agua (estimar el caudal en l/min y la presión)	Rellenos completamente lavados, presiones de agua elevadas

Tabla 3.4 Descripción de las filtraciones en discontinuidades. Fuente: [13]

3.2.7. Rugosidad

Aspereza o irregularidad que aparece en la superficie de las discontinuidades, su principal finalidad es la evaluación de la resistencia al corte de los planos. Los métodos más precisos para medir la rugosidad son el método de discos y la realización de perfiles lineales.

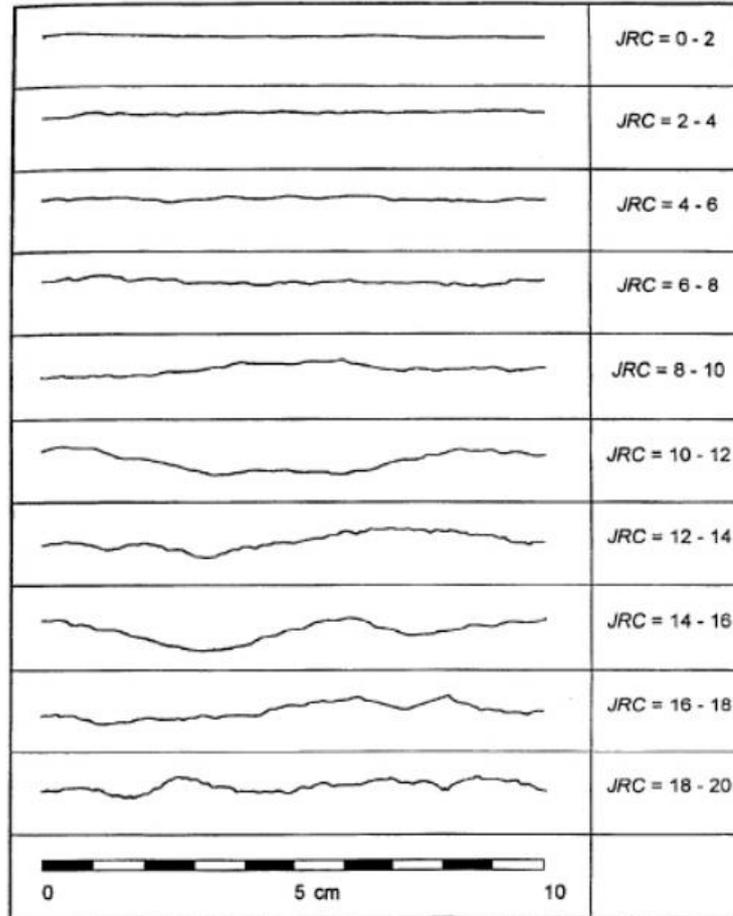


Ilustración 3.1 Perfiles típicos de rugosidad. Fuente: [4]

3.2.8. Resistencia de las paredes de la discontinuidad

La resistencia al corte de discontinuidades sin cohesión puede estimarse a partir de datos de campo mediante el criterio de Barton y Choubey (1977): [5]

$$\tau_p = \sigma'_n * tg(JRC * \log_{10} * JCS / (\sigma') + \Phi_r)$$

donde:

$(JRC * \log_{10} * JCS / (\sigma') + \Phi_r)$ representa el ángulo de fricción de pico de la discontinuidad, Φ_p

τ_p = resistencia al corte de pico en discontinuidades rugosas sin cohesión.

σ'_n = esfuerzo normal efectivo sobre el plan de discontinuidad.

JRC = coeficiente de rugosidad de la discontinuidad

JCS = resistencia a compresión simple de la pared de la discontinuidad.



ϕ_r = ángulo de rozamiento residual de la discontinuidad, que puede ser estimado a partir de la expresión:

$$\phi_r = (\phi_b - 20^\circ) + 20^\circ(r/R)$$

siendo r el valor del rebote del martillo Schmidt sobre la pared de la discontinuidad, R el valor del rebote del martillo Schmidt sobre la matriz rocosa y ϕ_b el ángulo de fricción básico del material. Los valores de R, r y JCS se estiman en campo; el valor de ϕ_b se calcula en función de la carga litostática sobre la discontinuidad, conociendo la densidad del material rocoso γ , en su caso, la presión de agua. El valor de ϕ_b puede estimarse a partir de tablas bibliográficas. El valor del coeficiente de rugosidad JRC se estima por comparación

3.2.9. La resistencia de la matriz rocosa

Se puede hallar mediante ensayos de campo in situ como el ensayo de carga puntual o el martillo Schmidt, los cuales pueden relacionarse con la resistencia a la compresión simple y esta a su vez nos indica si el macizo rocoso se encuentra entre muy blando a extremadamente duro

Resistencia a compresión simple (MPa)	Descripción
1-5	Muy blanda
5-25	Blanda
25-50	Moderadamente dura
50-100	Dura
100-250	Muy dura
>250	Extremadamente dura

Tabla 3.5 Resistencia de la roca a la compresión simple. Fuente: [2]

3.3. FORMA DEL YACIMIENTO Y CONTENIDO DE MINERAL

Se puede conocer el contenido de mineral y la forma del yacimiento del macizo rocoso de dos maneras distintas:

3.3.1. Indirecta

Se obtiene por medio del estudio de parámetros inferidos empleando las propiedades de los minerales, tanto del macizo rocoso como de la roca encajante. Las técnicas más utilizadas son de prospección geoquímica, geofísica, etc. Todo lo realizado anteriormente tiene el fin de entender el comportamiento del terreno frente a estímulos de tipo, eléctricos, electromagnéticos, sísmicos, etc.

3.3.2. Directa

Con el estudio de las propiedades de muestras de las rocas y los minerales, ya sea por el estudio de las muestras tomadas o aprovechando el estudio de los afloramientos. Para realizar estas acciones es imprescindible que se conozca tanto la geología de los posibles yacimientos a estudiar, como las técnicas de perforación y sondeos

4. EXPLOSIVOS EN LA VOLADURA

La finalidad de una voladura es reducir el macizo rocoso a un tamaño adecuado, que permita tanto una carga como transporte óptimo además de un fácil tratamiento. Para reducir el tamaño del macizo rocoso se fractura y arranca, en este caso usando explosivos.

Los explosivos están formados por una mezcla de sustancias químicas, unas combustibles y otras oxidantes que iniciadas adecuadamente dan lugar a una reacción química exotérmica que genera una serie de gases a altas temperaturas y presiones.

El arranque del material del macizo rocoso mediante explosivos consiste básicamente en liberar una cantidad suficiente de energía de un modo controlado para que se pueda lograr la fragmentación de este.

4.1. PROPIEDADES

4.1.1. *Potencia explosiva*

Es la rapidez con la que el explosivo alcanza la máxima presión, el poder que tiene el explosivo a la hora de quebrantar y proyectar una roca, este poder se debe al cúmulo de la presión de los gases más la onda de detonación.

La potencia explosiva varía en cada explosivo ya que esta depende directamente de la composición del mismo. La composición del explosivo se puede variar buscando una optimización que cumpla con los requisitos buscados.

Se puede calcular mediante varios métodos, como pueden ser:

- Método de Traulz: es un ensayo que consiste en determinar la fuerza de los materiales explosivos. La metodología del ensayo es la siguiente:
Se tiene una muestra de 10 gramos de explosivo recubierta de papel de aluminio (2) que es introducida en un bloque de plomo (3) de unas dimensiones determinadas a través de un agujero perforado. Después de haber introducido la carga explosiva en el agujero se rellena la cavidad con arena (1). Una vez realizado esto se procede a la detonación eléctrica, tras la detonación se mide cuanto ha aumentado el volumen de la cavidad. La diferencia entre el volumen aumentado y el volumen inicial es el valor real de Traulz

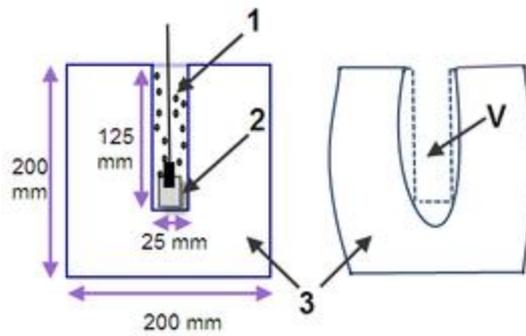


Ilustración 4.1 Diagrama del ensayo de Traulz . Fuente: [7]

Para obtener el índice de Traulz tenemos que conocer los siguientes parámetros:
[1]

- Volumen de Traulz: es el volumen medio después de la explosión (en centímetros cúbicos)
- Ensanchamiento de Traulz o volumen real: es el volumen de Traulz menos la suma del volumen inicial y el incremento del volumen debido al detonador
- Índice de Traulz: es el cociente entre el ensanchamiento de Traulz y el ácido pícrico, explosivo utilizado de patrón.

- Mortero balístico:

Este ensayo consiste en comparar la propulsión de un mortero de acero que se encuentra armado sobre un péndulo balístico debido al efecto de los gases que se provocan al detonar una carga de 10 g de explosivo.

El péndulo balístico consiste en tener en suspensión un objeto de ciertas dimensiones colgando de un hilo o dos. El objeto que tenemos en suspensión debe de ser elegido en consecuencia a la masa y velocidad del proyectil que va impactar sobre él. El proyectil es lanzado horizontalmente. Lo que se pretende hallar es la velocidad del proyectil

$$v = (1 + M/m) \sqrt{2gh}$$

v= velocidad del proyectil

M= masa objeto

m= masa proyectil

h= altura que asciende el centro de masas

Para hallar el índice T.M.B. se utiliza la siguiente ecuación:

$$T.M.B. = 100X (1 - \cos\alpha)/(1 - \cos\beta)$$

Donde α y β son los ángulos que han sido registrados en el retroceso del péndulo, que corresponden al explosivo a ensayar y al explosivo utilizado como patrón (goma pura)

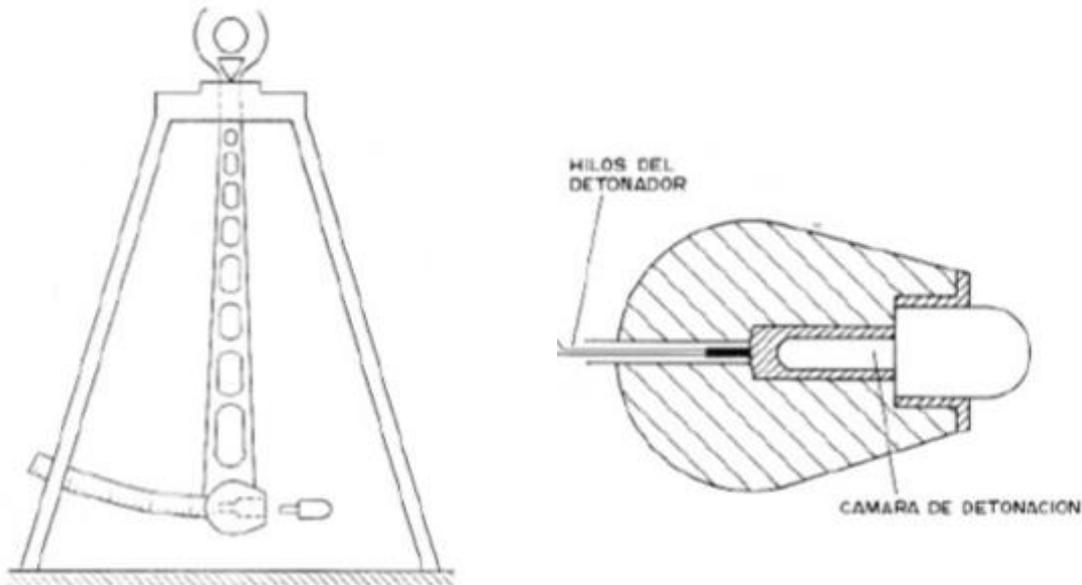


Ilustración 4.2 Mortero balístico. Fuente: [8]

Para hallar la energía relativa por unidad de volumen y de peso se realiza un procedimiento teórico. Este procedimiento es indicado para los explosivos que no son sensibles al detonador y está basado en el valor energético químico del explosivo.

- AWS: Energía absoluta por unidad de peso (cal/g)
- ABS: Energía absoluta por unidad de volumen (cal/cm³)
- RWS: Energía relativa por unidad de peso (respecto a anfo, valor 100)
- RBS: Energía relativa por unidad de volumen (respecto a anfo, valor 100)

$$RWS = AWS / (AWS[ANFO]) \cdot 100$$

$$RBS = ABS / (ABS[ANFO]) \cdot 100$$

Si las relaciones anteriores se establecen respecto al trabajo útil (parte útil aprovechable hasta llegar a presión de menos de 200 atm, donde ya no hay trabajo conta la roca)

- AEWS: trabajo útil absoluto por unidad de peso del explosivo caracterizado
- AEBS: trabajo útil absoluto por unidad de peso del explosivo caracterizado

$$REWS = AEWS / (AEWS[ANFO]) \cdot 100$$

$$REBS = AEBS / (AEBS[ANFO]) \cdot 100$$

Estos valores indican el poder energético del explosivo en el barreno.

4.1.2. Poder rompedor

Cuando el explosivo rompe la roca se debe a la onda de detonación y la presión de los gases, lo que hace el poder rompedor es aislar estas dos características indicando solo la capacidad de quebrantar la roca de la onda de detonación, sin contar con la presión de los gases.

Para los explosivos de no confinado, el poder rompedor es un parámetro relevante ya que los gases no ejercen la suficiente presión, esto ocurre tanto en las cargas huecas como en las de taqueo.

Una de las maneras de hallar el poder rompedor es a través del método de Hess que consiste en una carga explosiva colocada en un cilindro de plomo, al detonar la carga se observa el aplastamiento provocado en el cilindro, ese es el valor del poder rompedor. Estos son los elementos a utilizar:

- Cilindro de plomo: con las siguientes dimensiones 40mm de diámetro y 65mm de altura, el material tiene que ser plomo y está definido por la norma UNE 37-201 (Pb-5 con riqueza mínima de 99'5%). Los cilindros podrán volverse a utilizar después de fundirlos, siempre que el Pb-5 sea un tercio del peso total.
- Disco de acero: con las siguientes dimensiones, 40mm de diámetro y 5mm de espesor.
- Recipientes: con las siguientes dimensiones, 40mm de diámetro interior, 70mm de altura y 0,5 mm de espesor ($\pm 0,15$ mm), el material a utilizar debe de ser de zinc u hojalata.
- Detonadores.
- Pie de rey: mínima precisión de 0,1mm.
- Balanza: mínima precisión de 0,5g.

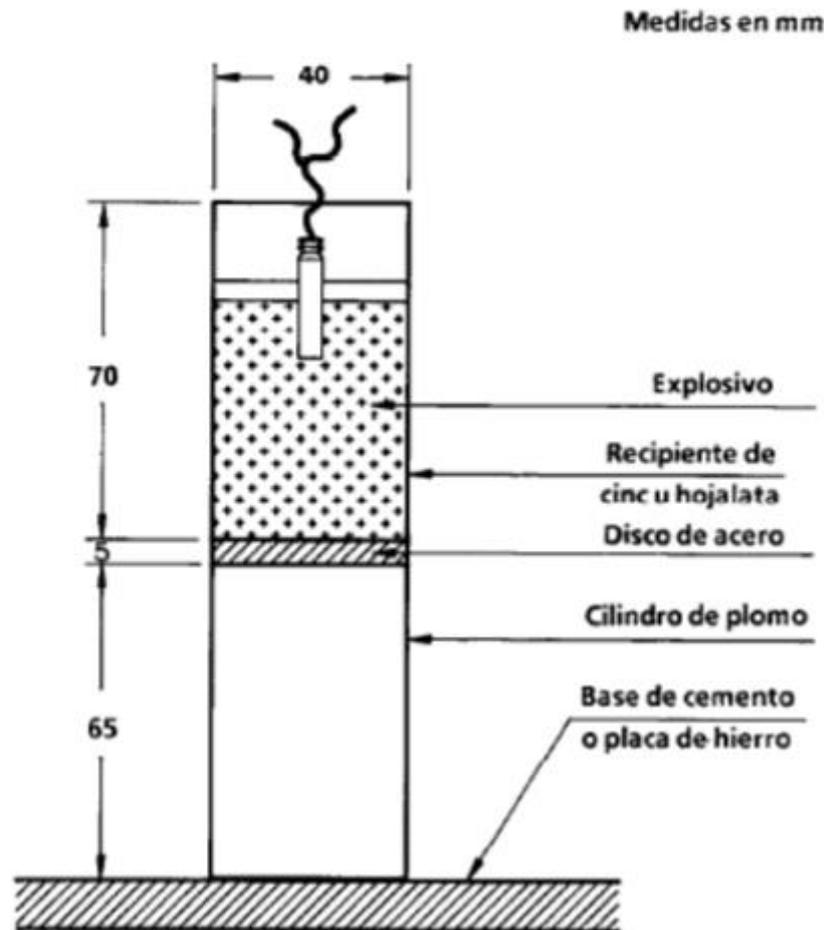


Ilustración 4.3 Ensayo de Hess . Fuente: [10]

Como se puede ver en la imagen, lo que ocurre en este ensayo es que al producirse la explosión el cilindro de plomo es aplastado, el poder rompedor es la diferencia entre el cilindro en el estado inicial y el cilindro después de la explosión (aplastado). Este ensayo se ha de realizar tres veces. El poder rompedor es expresado con una cifra decimal y en milímetros.

4.1.3. Velocidad de detonación

A la velocidad que tarda el explosivo en convertirse en una gran cantidad de gases a una elevada presión y temperatura se le denomina velocidad de detonación, se mide en m/s.

Tiene gran importancia la elección del explosivo ya que todos no actúan igual y dependiendo de las características de cada uno en esto caso la velocidad de detonación se elegirán unos u otros. Dependiendo de la velocidad de detonación, si lo que se quiere es extraer material blando se optará por una velocidad de detonación lenta de manera que la energía se desarrolle progresivamente, en cambio si se quiere extraer material duro se necesitará una velocidad de detonación más breve.



Se realizan ensayos tanto en el laboratorio como en campo

- Ensayos de laboratorio: se introduce una muestra de explosivo cilíndrico dentro de un cilindro de acero haciéndose pasar por un barreno relleno, sobre este cilindro de acero se colocan dos sensores de fibra óptica que van conectados al receptor. Cuando se detona la muestra se puede conocer la velocidad de detonación debido a la separación y el tiempo que tarda en recorrer la detonación entre los dos sensores. Este ensayo se puede encontrar más detalladamente en la norma UNE-EN 13631-14.2003
- Ensayos de campo: para determinar la velocidad de detonación lo que se realiza es introducir en los barrenos unas sondas que informarán de como varia la velocidad de detonación.

4.1.4. Densidad de encartuchado

En los explosivos industriales la densidad es una de las características más importantes, dependiendo del tipo de materiales con los que se han fabricado se obtiene mayor o menor densidad, a mayor densidad de explosivo más concentración de carga hasta rellenar el barreno de dimensiones específicas.

Normalmente la densidad de los explosivos varia ente $0,8 \text{ g/cm}^3$ y $1,5 \text{ g/cm}^3$.

También se debe de tener en cuenta la densidad en los barrenos que contienen agua, debido a que los cartuchos pueden flotar y es complicado rellenar todo el barreno en cargas inferiores a $1,1 \text{ g/cm}^3$.

4.1.5. Resistencia al agua

La resistencia al agua es la capacidad que tiene un explosivo a mantener sus propiedades mientras está en contacto con el agua durante un determinado periodo de tiempo. Los explosivos idóneos para su manejo en el agua son las emulsiones, hidrogeles y las dinamitas gelatinosas ya que no necesitan ningún recubrimiento especia ni nada por el estilo y sus propiedades no varían al estar en contacto con el agua además de que su tiempo de iniciación y propagación no varían.

En barrenos donde hay humedad se puede utilizar cualquier tipo de explosivo, no hace falta que sean resistentes al agua, pero se debe controlar el tiempo que están en el barreno antes de la voladura, ya que si se dejan demasiado tiempo las propiedades de los explosivos menguan y no realizan su función.

4.1.6. Humos

Los humos son el resultado de la detonación del explosivo, los humos que produce esta detonación son los siguientes: monóxido de carbono, anhídrido carbónico, vapores nitrosos y vapor de agua. La mayoría de estos gases son tóxicos, por la tanto no se debe acercar nadie al frente volado hasta que se haya producido la ventilación de los gases.

4.1.7. Sensibilidad

La sensibilidad es la cantidad de energía que se necesita para iniciar y posteriormente detonar un explosivo. Hay distintas sensibilidades que son las siguientes:

- Sensibilidad al detonador: los explosivos industriales son iniciados habitualmente a través de una carga pequeña de explosivo de elevada potencia que se encuentra ubicada o en el cordón detonante o en un multiplicador (usado en los explosivos que no son sensibles al detonador) o en el detonador.
- Sensibilidad a la onda explosiva: es la transmisión que se produce entre los cartuchos ya se colocados en línea o separados entre sí a una cierta distancia a la hora de detonar. Los ensayos para hallar la sensibilidad a la onda explosiva se realizan con cartuchos situados sobre una placa de hierro o al aire. Los resultados de estos ensayos son positivos para las voladuras ya que la sensibilidad que se obtiene es menor que cuando se detona en un barreno. Se utiliza cordón detonante u otro sistema adecuando de iniciación a la hora de iniciar detonaciones de cargas discontinuas.

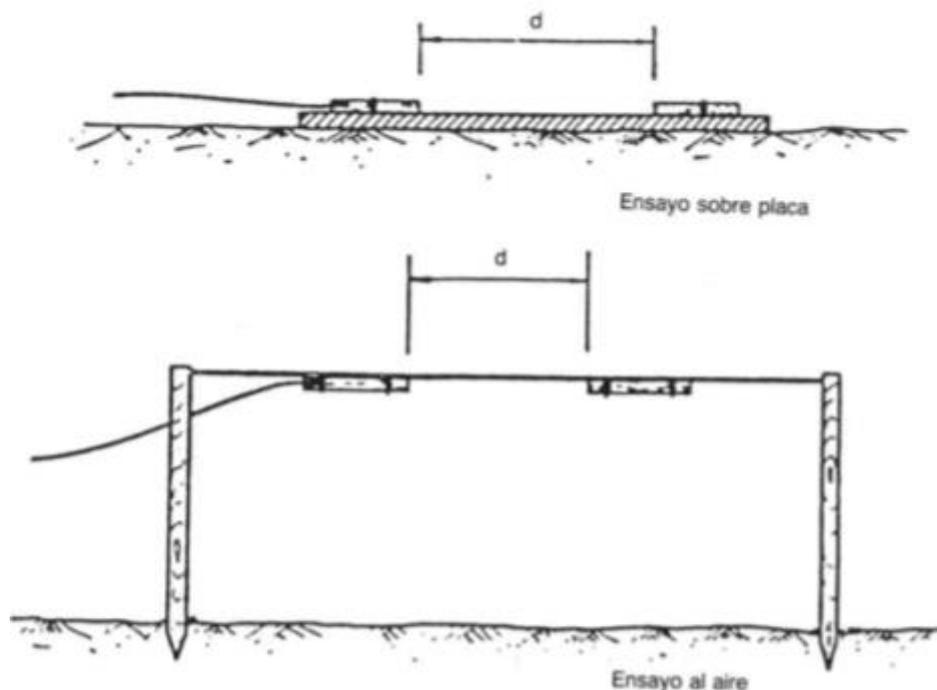


Ilustración 4.4 Ensayo de sensibilidad a la onda explosiva. Fuente: [9]

- Sensibilidad al choque y al rozamiento: varios explosivos industriales tienen una sensibilidad mínima esto quiere decir que se iniciarán cuando el impacto o la fricción sobre ellos supere esa sensibilidad mínima. Para instaurar la sensibilidad al choque se realiza un ensayo que consiste en lanzar desde cierta altura un martillo sobre una muestra de explosivo, de esta manera se obtendrá la altura mínima a la que se inicia la detonación del explosivo.

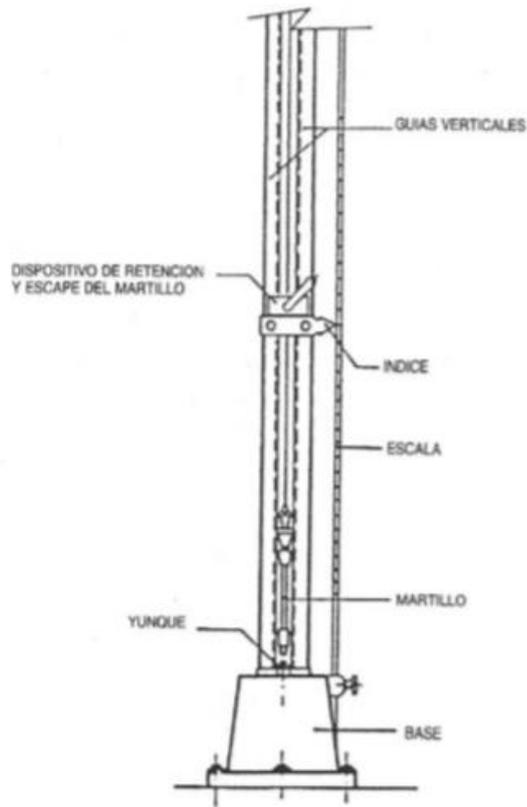


Ilustración 4.5 Ensayo al martillo. Fuente: [1]

Para hallar la sensibilidad mínima de rozamiento se realiza un ensayo que consiste en rozar el explosivo con cierta fuerza hasta que detone, así se obtendrá la fuerza mínima de rozamiento con la que el explosivo va a detonar.

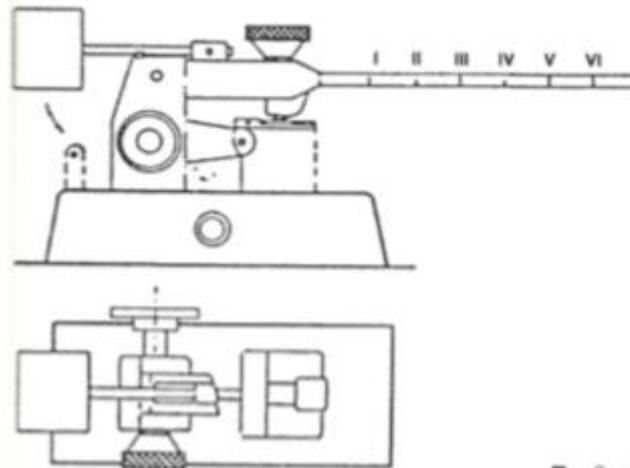


Ilustración 4.6 Ensayo de sensibilidad al roce. Fuente: [1]



- Sensibilidad al fuego: es importante saber estas características, hay explosivos que soportan muy bien el calor como puede ser la pólvora, pero no el fuego porque son altamente inflamables.

4.1.8. Estabilidad química

Es la capacidad que tiene el explosivo para no alterarse químicamente mientras espera para ser utilizado. Esta estabilidad química depende del tiempo y condiciones en las que el explosivo este guardado.

4.2. ENERGÍA DISPONIBLE

A la hora de que un explosivo detone y fragmente la roca se provocan dos energías, la energía de tensión y de gas.

- Energía de tensión (ET): esta energía es la culpable de fracturar y triturar las rocas, es la que crea microfracturas y es producida por el impacto de la onda de choque. Está relacionada con la velocidad de detonación y la densidad de los explosivos.
- Energía de gas (EB): está producida por la alta temperatura y presión de los gases, provoca que quebrantamiento de las rocas por la expansión de los gases. Esta energía es la que mayor rotura produce en la rotura de la roca.

4.3. PROCESO DE DETONACION

El proceso de detonación es iniciado por una onda de choque supersónica que transporta la energía necesaria para propagar la reacción química que se desplaza por el explosivo a una velocidad superior a la del sonido en el interior del material transformándolo en nuevos compuestos químicos.

La transformación química comienza en la zona de reacción que finaliza en el plano Chapmant-Jouguet (C-J), en este plano se produce y chequea el equilibrio entre productos y reactivos. En la parte posterior del plano C-J se localizan los productos de la reacción y en ocasiones partículas inertes. Estos productos de la reacción son gases comprendidos entre temperaturas de 1500º a 4000º y presiones comprendidas entre 2Gpa y 10Gpa. Estos gases que están sometidos a tales presiones y temperaturas se expanden velozmente produciendo un choque u onda de tensión.

A continuación, se muestra la relación que existe entre la presión de detonación y la velocidad de detonación

$$PD = (\rho_e * VD'' * VD'')/4$$

PD: Presión de detonación (KPa)

ρ_e : Densidad del explosivo (g/cm³)

VD: velocidad de detonación (m/S)

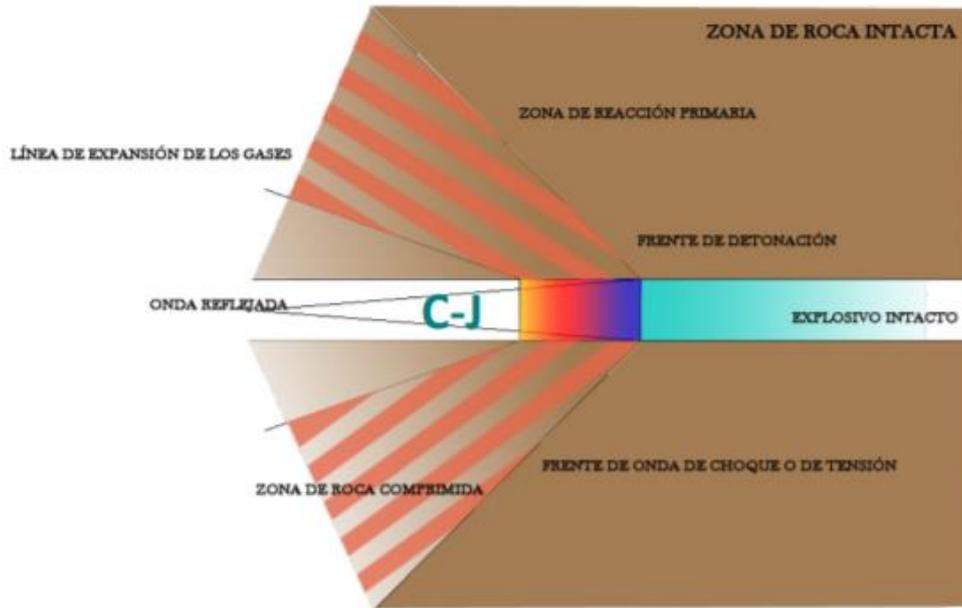


Ilustración 4.7 Detonación en roca. Fuente: [1]

La presión máxima disponible que se necesita para realizar un trabajo (PE), por lo general tiene un valor que es la mitad de la presión de detonación. En la siguiente figura se muestra cómo trabaja la presión a lo largo del barreno.

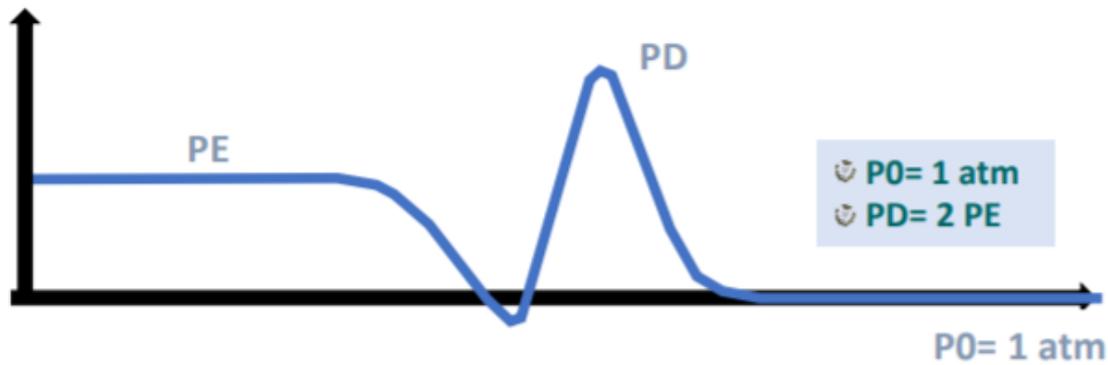


Ilustración 4.8 Presión en barreno. Fuente: [1]

4.4. ROTURA DE ROCA

Cuando en barreno confinado se detona se produce una onda de detonación que se transmite a las rocas y viaja a una velocidad entre 3000 y 5000 m/s. Esta onda al llegar a la roca produce un esfuerzo de compresión, pero cuando lo sobrepasa este esfuerzo se convierte en tracción.

Se produce un cambio de compresión a tracción. La resistencia a compresión de la roca es de 10 a 100 veces mayor que la resistencia a tracción. Por lo tanto, con la fuerza a tracción es más fácil producir la rotura.



Con estos datos aportados se puede llegar a la conclusión de que la fragmentación de la roca se produce básicamente por dos efectos, la reflexión de las ondas de compresión y la expansión de los gases

El procedimiento de rotura es el siguiente:

- Primero debido a la onda de choque se produce un fuerte impacto ligado a la energía de tensión, durante un periodo corto de tiempo.
- En la segunda fase se produce la liberación de gases producidos por las altas presiones y temperaturas portadores de la energía termodinámica a la que también se le llama de burbuja.

Y la rotura se produce de la siguiente manera:

- Trituración de la roca: en los inicios de la detonación la onda de choque se propaga de un modo cilíndrico superando holgadamente los valores de resistencia dinámica a la compresión de la roca ocasionando la rotura de la estructura cristalina y granular de la misma.
- Agrietamiento radial: mientras se transmite la onda de choque, la roca adyacente al barreno es subyugada a una potente compresión radial que incita elementos de tracción en los planos tangenciales del frente de la onda de choque. Una vez las tensiones hayan superado la resistencia dinámica a tracción de la roca se comenzará a formar un agrietamiento radial en los alrededores de la zona triturada que acordona al barreno.
- Reflexión de onda de choque: en el momento en el que la onda de choque logra llegar a una superficie libre se derivan dos ondas, una es de cizallamiento y otra de tracción. Estas ondas se generan si las grietas radiales no se propagan más de una distancia equivalente a un tercio de la que existe desde la carga a la superficie libre.
- Extensión y apertura de las grietas radiales: tras el recorrido de la onda de choque, la presión producida por los gases origina tensiones en las cercanías del barreno. Una vez generadas las grietas radiales, los gases comenzaran a introducirse por ellas.
- Fracturación por liberación de carga: anteriormente a que la onda de choque impacte en el frente libre, la energía que se transfiere a la roca por compresión permuta entre el 60% y 70% de la energía de la voladura. Una vez la onda de compresión atraviesa la roca se crea una condición de equilibrio seguida inmediatamente de una caída súbita de presión en el barreno, que es producida por la fuga de gases a través del retacado, las fracturas radiales y el desplazamiento de la roca. La energía que ha sido almacenada de tensión, es liberada velozmente provocando sollicitaciones de cizalladura y tracción que originan la rotura del macizo.



- Rotura por flexión: la presión realizada por los gases sobre la roca que es situada frente a la columna del explosivo, incentiva a que la roca funcione como una viga empotrada doblemente en el fondo del barreno y retacado, derivando en el agrietamiento y deformación por la flexión. Esto se produce durante y posteriormente del agrietamiento radial y descostramiento.
- Rotura por colisión: Todos los fragmentos que se han formado por las acciones anteriormente descritas son proyectados hacia la superficie, chocando entre ellos y provocando nuevas fracturas.



5. EXPLOSIVOS UTILIZADOS EN LA VOLADURA EN BANCO

Los explosivos se utilizan en la minería cuando la extracción del material no se puede extraer excavando mecánicamente debido a las características del terreno, como pueden ser, las dimensiones, dureza, compactación. Otro de los motivos por los que se utilizan los explosivos en vez de maquinaria de excavación es el precio y la rentabilidad. La extracción de materiales con explosivos es más rápida y eficaz si tenemos un terreno con cierto tamaño: Tipos de explosivos:

5.1. GOMAS

Tienen este nombre por su constitución gelatinosa, están formadas por una mezcla de nitroglicerina y nitrocelulosa. En su mezcla el nitrato amónico es el elemento predominante.

- Este tipo de explosivo es resistente al agua.
- Tiene una alta densidad, potencia y velocidad de detonación.
- Son idóneas para realizar voladuras en rocas con dureza media alta.
- Como este explosivo es resistente al agua se utiliza en voladuras submarinas.
- Al tener este explosivo estas características de densidad, potencia y velocidad de detonación las hace ideales para usarlas de carga de fondo de barreno
- Este explosivo es muy polivalente se puede utilizar tanto en voladuras a cielo abierto, subterráneas, bajo agua o de contorno.

Dentro de las gommas tenemos distintas marcas y tipos como pueden ser Riodin, eurdyn, para seleccionar la marca más conveniente se tendrán que comparar precios y características, que se pueden en sus respectivas páginas web, como por ejemplo puede ser Maxam.

5.2. ANFO

Son explosivos pulverulentos que están formados por una mezcla de combustible químico y nitrato amónico. Este explosivo no resiste al agua, se comercializan en sacos. Este explosivo rellena el barreno ya que se encuentra en estado polvoriento. Las características de anfo son las siguientes

- Una baja velocidad de detonación, baja potencia y baja densidad
- Se utiliza en la voladura de rocas blandas y es remendable en cielo abierto para carga en columna.
- Es altamente sensible a los golpes y produce unos gases muy tóxicos, por lo tanto, hay que tener precaución al manipularlos.
- Requieren una iniciación de alta energía como el riocord, cartucho cebo o multiplicador.

Las marcas comerciales de este explosivo son nagolita, anfo, analfo etc.



5.3. HIDROGELES

Es una dispersión que contiene dos fases, la fase dispersa y la fase continua. La fase sólida está constituida de combustible sólida y el resto son los oxidantes requeridos, y la fase continua es una solución acuosa (8-20 % agua) de nitrato amónico saturado. Estos explosivos no están constituidos de sustancias explosivas, cuando el hidrogel es iniciado con un multiplicador, detonador o cordón detonante reacciona de forma explosiva. Los hidrogeles tienen una alta densidad, alto poder rompedor y una gran resistencia al agua y variación de temperatura.

- Estos explosivos son de los más seguros a la hora de manipularlos
- Soportan una alta resistencia al roce y los humos producidos son menos tóxicos.
- El hidrogel es utilizado en rocas duras y semiduras, en voladuras de precorte y recorte, en barrenos con agua
- Otra de sus aplicaciones es de iniciador de explosivos como el anfo.

Podemos encontrar este explosivo por nombres comerciales como riogel, gradior, etc.

5.4. EMULSIONES

Este tipo de explosivo está compuesto de dos fases, una fase oxidante (solución de nitratos) y otra fase oleosa (combustibles). Para relajar tensión superficial se debe de añadir un agente emulsionante y aditivos sensibilizadores. Este tipo de explosivo se puede encontrar de varias formas, desde encartuchados pequeños sensibles a un detonador óctuple, hasta bombeado por camiones que necesita un iniciador multiplicador. Se puede decir que la emulsión es un explosivo versátil. Algunas de la característica de las emulsiones son las siguientes:

- La emulsión al no tener en su composición goma ni elementos caros es más barata que otros explosivos.
- Resiste excelentemente al agua.
- Es muy seguro, tanto como para fabricar como para manipular.
- Se pueden conseguir densidades poco comunes de 1 a 1,45 g/cm.
- Tiene una elevada velocidad de detonación.
- Se puede mezclar con el anfo para conseguir cargas mecanizadas.

Uno de sus nombres comerciales es Emunex, Riomex, Nitram, etc.

6. VOLADURA EN BANCO

La voladura en banco se presenta cuando el macizo rocoso ofrece dos caras libres sobre las que el explosivo puede realizar su función. El banqueo es la opción más realizada en minería de exterior. Los explosivos utilizados en este tipo de voladuras son explosivos industriales.

6.1. FACTORES EN LA VOLADURA

Estos factores se deben de estudiar a la hora de realizar la voladura para que todo salga correctamente.

6.1.1. Diámetro

- Diámetro pequeño (65-165mm): al ser un diámetro pequeño es fácil de rellenar y confinar, se puede realizar una distribución más proporcionada del explosivo. En cambio, realizar un diámetro pequeño económicamente es más caro y requiere un importante gasto de tiempo en la carga, retacado y conexión.
- Diámetro grande (180-450mm): al ser un diámetro más grande el consumo y el retacado van a ser mayor además de que la granulometría puede llegar a ser inapropiada. En cambio, la velocidad de detonación va a ser mayor, el precio de la voladura y perforación van a ser inferiores, se pueden utilizar máquinas para cargar el explosivo, al ser el diámetro más grande se va a abarcar más terreno a la hora de volar y el rendimiento de las excavadoras será óptimo.

6.1.2. Altura de banco

Para este apartado se necesitan saber lo siguiente:

H = altura del banco.

B = piedra: es el recorrido mínimo que hay del fondo del barreno a la cara libre del banco.

- $1 \leq H/B < 2$ Si la altura entre la piedra está comprendida entre esos valores, se deduce que se obtendrá una fragmentación gruesa, además de sobreexcavación y repies.
- $H/B \geq 3$ Si la altura entra la piedra es mayor o igual de 3 todo lo nombrado en el apartado anterior se anula.
- Si la H es pequeña, la voladura es vulnerable a la variación de espaciamiento y de la piedra.
- Si la H es grande, es más difícil que los barrenos sigan la dirección adecuada, por lo tanto, puede afectar a la fragmentación y lo que ello conlleva.



6.1.3. *Inclinación del barreno*

- Ventajas de la perforación inclinada
 - El valor de la piedra se conserva uniforme en todo el barreno por lo tanto se produce una mejor fragmentación, desplazamiento y esponjamiento del cúmulo del material. Además, al estar inclinado aumenta la trayectoria de proyección.
 - Se reduce el inconveniente del descabezamiento de los barrenos, reduciendo fallos y cortes en las voladuras.
 - Al perforar de forma inclinada se obtienen en los bancos realizados unos taludes más seguros y sanos.
 - Al haber una menor altura y un mayor esponjamiento el rendimiento de las palas cargadoras aumenta.
 - Se produce un mayor beneficio de la energía del explosivo reduciendo vibraciones y disminuyendo sobreperforaciones.
 - En el pie del banco se produce la onda de choque de una manera más eficaz reduciendo el consumo específico de explosivo e incrementando el tamaño de piedra.
 - Mayor rendimiento de la perforación.

- Inconvenientes de la perforación inclinada
 - Si el barreno es largo es fácil que sufra alguna desviación.
 - Al estar inclinado hay que perforar a mayor longitud.
 - Mayor dificultad a la hora de perforar.
 - Necesita una supervisión más meticulosa produciendo tiempos muertos.
 - La velocidad de perforación disminuye según vaya aumentando el ángulo de perforación.
 - Mayor desgaste de los utensilios utilizados para perforar.
 - Mayor desgaste de la perforadora y menos disponibilidad mecánica.
 - Si se utiliza excavadora de cables la disminución de la altura de pila influye negativamente sobre su rendimiento a la hora de cargar.
 - Complicaciones a la hora de barrer el detritus.
 - Dificultad de carga del explosivo, especialmente en agua.

6.1.4. *Retacado*

Es la parte superior del barreno, que se rellena de material inerte, confinándolo para no perder los gases que se producen en la explosión y de esta manera llevar a cabo correctamente la fragmentación de la roca.

Si el retacado no es óptimo y no es suficiente se producirán pérdida de gases produciendo problemas de onda aérea que derivará en proyecciones erróneas.

Si el retacado se excede, en la parte superior se obtendrán la mayoría de bloques que deriva en poco esponjamiento de la pila y elevadas vibraciones.



Para determinar el retacado se debe de tener en cuenta la longitud del retacado y el tipo de material a utilizar. Se suele utilizar el detrito de la propia perforación para confinar el barreno, pero no es el más adecuado, es más adecuado el material granuloso angular procedente del machaqueo.

- El diámetro óptimo de retacado se encuentra entre $1/17D$ y $1/25D$.
- Con un diámetro de $1/25$ procedente del machaqueo se puede reducir la longitud de retacado en un 41%.
- Las longitudes más comunes en el retacado varían entre $20D$ y $60D$, pero las más óptimas son las superiores a $25D$.
- En voladuras de varias filas, el retacado es muy importante en la primera fila del frente sobre todo si se encuentran irregularidades.
- Cuando se ceba en cabeza hay que tener cuidado con el cordón detonante ya que produce una vía de escape de gases al exterior.
- Para reducir el consumo específico se puede recurrir a retacados intermedios.

6.1.5. Sobreperforación

A la sobreperforación se le denomina “J” y es la longitud del barreno por debajo del nivel del suelo que es necesaria para producir la fragmentación de la roca a la altura del banco y permitir a los equipos de carga realizar su cometido correctamente.

- Si la sobreperforación es insuficiente
 - se producirá un repies que encarecerá la carga.
- Si la sobreperforación es excesiva
 - Ampliación de costes a la hora de perforar y volar.
 - Aumento de vibraciones.
 - En la parte inferior del banco se producirá una mayor fragmentación dando lugar a problemas de estabilidad en los taludes.
 - Mayor probabilidad de sobreexcavación y descabezamiento.

La fragmentación en el fondo del barreno se produce con forma de cono invertido con ángulos que varían entre 10° y 30° .

Relación J/B	Terreno
0.5-0.4	Roca dura, repies complicado
0.3	Rocas medias, repies normal
0.2-0.1	Rocas blandas, poco probable repies
0-0	Estratificación horizontal, planos discontinuos en pie de banco

Tabla 6.1 Condiciones del terreno

6.1.6. Piedra y espaciamento

Piedra (B): distancia mínima real que hay del eje del barreno al frente libre.

- Piedra escasa: proyecciones y onda aérea debida al abundante escape de los gases.
- Piedra excesiva: demasía de vibraciones.

Espaciamento (S): distancia comprendida entre los barrenos de una misma fila. Se suele calcular dependiendo de la piedra.

- Espaciamento escaso: propensa a la rotura de los barrenos por la parte superior y una fragmentación inadecuada.

6.1.7. Esquema de perforación

Los esquemas más efectivos son los esquemas a tresbolillo, pero los que se utilizan más frecuentemente son los cuadrados o rectangulares debido a que facilitan el replanteo.

Las ventajas que ofrece el esquema de perforación a tresbolillo son su optimización de energía y su amoldamiento a la secuencia de encendido y salida.

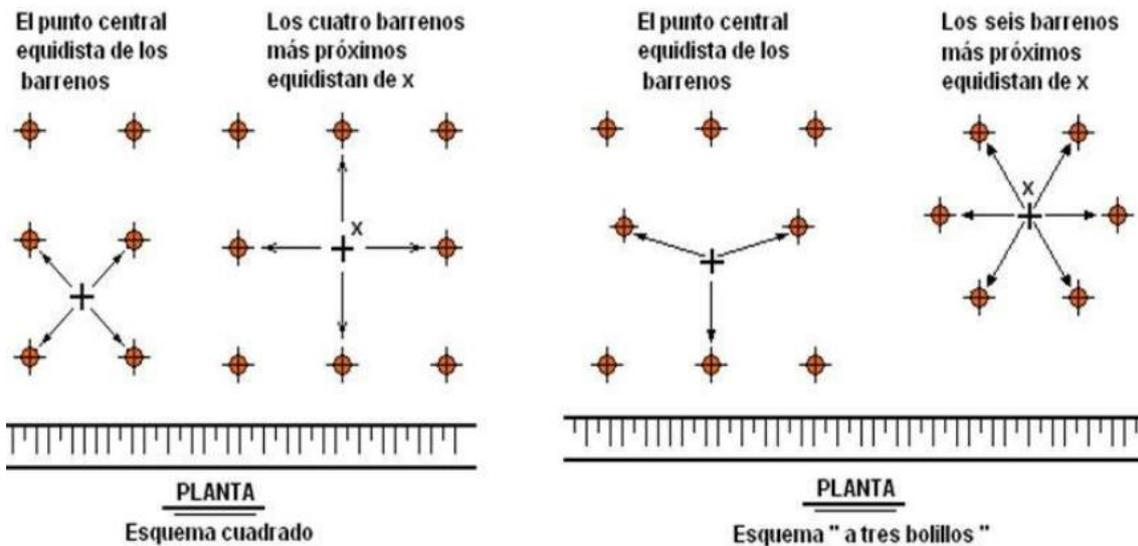


Ilustración 6.1 Esquema perforación. Fuente: [12]



6.1.8. Formulación

Parámetro	Cálculo
Longitud barreno (m)	$L = H / \cos \beta + (1 - \beta / 100) \cdot Sp$
Volumen arrancado (m_{banco}^3)	$V_R = V \cdot E \cdot H / \cos \beta$
Rendimiento perforación (m/m_{banco}^3)	$R_P = V_R / L$
Concentración lineal carga encartuchada de fondo (Kg/m)	$q_f = \pi \cdot (D_f \cdot 1.1)^2 \cdot \rho_f \cdot 2.5 \cdot 10^{-4}$
Carga fonda (Kg)	$Q_f = q_f \cdot L_f$
Longitud carga columna (m)	$L_c = L - L_f - \text{Taco}$
Concentración lineal carga granel/bombeable de columna (Kg/m)	$q_c = \pi \cdot (D_c)^2 \cdot \rho_c \cdot 2.5 \cdot 10^{-4}$
Carga columna (Kg)	$Q_c = q_c \cdot L_c$
Carga barreno (Kg)	$Q_b = Q_f + Q_c$
Consumo específico (Kg/m_{banco}^3)	$CE = Q_b / V_R$
Diámetro carga explosiva (mm)	Fondo: D_f (encartuchado) Columna: D_c (Barreno)
Densidades (g/cm^3)	Fondo: ρ_f (encartuchado) Columna: ρ_c (granel)

Tabla 6.2 Formulación aplicable. Fuente: [1]

6.2. VOLADURA DE DIAMETRO MEDIO

6.2.1. Teoría de la carga selectiva

En un banco con un tipo de roca homogéneo la energía que vamos a necesitar para el arranque de la voladura va a ser mayor en la parte inferior. La rotura se va a producir por cizalladura en la parte inferior y tracción en la cara del barreno.

La energía específica necesaria para la rotura de fondo comparada con la rotura en columna es 2,5 veces mayor.

El explosivo utilizado en la parte inferior es decir en la carga en fondo debe de tener una gran potencia y densidad además de estar correctamente compactado, mientras que el explosivo para la carga en columna es de media potencia y baja densidad.

En las voladuras en banco con diámetro medio (50mm -165mm) la carga debe de ser selectiva, es decir combinada de dos explosivos diferentes.

6.2.2. Determinación de la piedra

Una vez se tenga definida la carga en fondo que está limitada por la piedra y la separación de barrenos se podrá obtener la carga en columna por metro de barreno:

$$(\rho_c * S_c) / (\rho_f * S_f) = 1/4$$

V	Piedra máxima (m)
d	Diámetro de perforación (mm)
Sf	Potencia relativa explosivo carga de fondo
pf	Densidad del explosivo de fondo
C	Factor de la roca
f	Grado de fijación
	Relación entre separación de los barrenos y piedra.
E/V	Debe determinarse experimentalmente, pero se suele tomar E=1,25V

Tabla 6.3 Parámetros LANGEFORS Y KHILSTROM. Fuente: [1]

Para determinar la piedra se utiliza al formula de Langefors y Khilstrom

$$V = d/33 \sqrt{((\rho_f * S_f) / (C * f * E/V))}$$

El valor debe de reducirse en un 10% para contrarrestar los problemas de emboquillado y desviaciones de perforación.

El consumo de explosivo para desarraigar un metro cúbico de determinada roca oscila entre 0,2 y 0,6.

Para pendientes 3:1 y 2:1 mejor arranque y rendimiento.

6.2.3. Esquema de perforación

- Sobreperforación:
 Por lo general los barrenos se perforan en la parte inferior del banco a una longitud de 0,3V.
 Se utiliza para igualar el efecto que produce la carga cilíndrica.
 Si se compara el efecto de una carga cilíndrica con una puntual, se puede observar que, si la carga cilíndrica no es demasiado larga, el efecto práctico es similar al de la carga puntual (hasta 0,3V).
 Si con la teoría de la carga puntual calculamos una carga repartida de L=V obtenemos un resultado práctico de L=0,7V. Por esto la carga de fondo es de longitud V=V+0,3V y se sobreperfora 0,3V en este tipo de voladuras.



- Longitud del barreno:

Se calcula de la siguiente manera

- Barreno vertical

$$L = H_{\text{banco}} + Sp = H_{\text{banco}} + 0,3V$$

- Barreno inclinado 3:1

$$L = H_{\text{banco}} / (\cos(\text{atg } 1/3)) + Sp = H_{\text{banco}} / 0,95 + Sp = 1,053 * H_{\text{banco}} + 0,3V$$

- Barreno inclinado 2:1

$$L = H_{\text{banco}} / (\cos(\text{atg } 1/2)) + Sp = H_{\text{banco}} / 0,894 + Sp = 1,12 * H_{\text{banco}} + 0,3V$$

- Con la siguiente formula se corrige la sobreperforacion en base a la inclinación. (β : ángulo inclinación medido dese la vertical)

$$L = H_{\text{banco}} / (\cos(\beta)) + (1 - \beta/100) * Sp$$

6.2.4. Carga explosiva

El barreno se divide en tres partes:

- Fondo: es la parte inferior del barreno donde se encuentra la carga explosiva de fondo. $LF=1,3V$.
- Columna: parte intermedia del barreno donde se encuentra la carga explosiva en columna. $Lc=L-1,3V-V=L-2,3C$.
- Taco: es la parte superior del barreno esta retacada y no contiene carga explosiva. $L=V$.

6.2.5. Metodología alternativa

Diámetro barreno (mm)	Producción horaria media m^3_b/h Rocas blandas/medias	Producción horaria media m^3_b/h Rocas duras/muy duras
65	190	60
89	250	110
150	550	270

Tabla 6.4 Producción horaria por tamaño de diámetro. Fuente: [1]

Altura de banco (m)	Diámetro barreno (mm)	Equipo de carga adecuado
8 a 10	65 a 90	Pala cargadora frontal
10 a 15	100 a 150	Excavadora hidráulica o de cables

Tabla 6.5 Equipos dependiendo de altura de banco y diámetro de barreno. Fuente: [1]

Geometría voladura (m)	Resistencia compresión simple Blanda < 70 Mpa	Resistencia compresión simple Media 70-120	Resistencia compresión simple Dura 120-180	Resistencia compresión simple Muy dura > 180
Piedra	39D	37D	35D	33D
Espaciamiento	51D	47D	43D	38D
Retacado	35D	34D	32D	30D
Sobreperforación	10D	11D	12D	12D
Longitud carga de fondo	30D	35D	40D	46D

Tabla 6.6 Geometría voladura dependiendo de la resistencia a compresión simple. Fuente: [1]

6.3. VOLADURA DE GRAN DIAMETRO

Estas voladuras se usan frecuentemente pero el método de la carga selectiva no es adecuado por lo que se utiliza la teoría del cráter.

El explosivo en la teoría del cráter afecta a la cara libre y a la superficie del banco.

6.3.1. Cálculo de la piedra (V) y resto de parámetros

- V = Piedra en pie
 - De = Diámetro explosivo pulgadas
 - SGe = Densidad explosivo empleado
 - SGr = Densidad roca

$$V = 3,5 * De(SGe/SGr)^{1/3}$$

- Sobreperforación: $Sp = 0,3 * V$
- Longitud barreno: $L = HB + Sp$ Barrenos verticales
- Barreno inclinado (β es el ángulo con la vertical): $L = HB / \cos\beta + Sp$
- Longitud taco: $T = 0,7 * V$

Para calcular el espaciamiento entre barrenos en una voladura de gran diámetro hay dos opciones:

- Espaciamiento $E = K_e * V$



K_e	Secuenciación
1	1
1,2-1,8	Barrenos secuenciados con pequeños retardos
2	Barrenos iniciados a la vez

Tabla 6.7 Espaciamento parámetros. Fuente: [1]

- Espaciamento basado en Ash-Konya: se utiliza para resolver supuestos

Tipo de banco	Secuenciación Voladura instantánea	Secuenciación Voladura secuenciada
Altos (H/V>4)	E=2V	E=1,4V
Bajos (H/V≤4)	E=(H+2V)/3	E=(H+5V)/6

Tabla 6.8 Espaciamento parámetros Ash-Konya. Fuente: [1]

6.3.2. Carga explosiva

Es recomendable utilizar el mismo tipo de explosivo para toda la voladura, normalmente se ha utilizado Anfo en estas grandes voladuras.

- Longitud carga explosiva: $L_E = L - T$
- Distribución lineal carga explosiva: $q_E = \pi D^2 / (4 * 1000) * \rho_E$
- Carga explosiva: $Q_E = q_E * L_E$

Se ha posibilitado el uso de la carga selectiva en voladuras de gran diámetro debido a la posibilidad de mezclar en camión emulsión y ANFO, cargando el fondo del barreno con explosivo de mayor densidad y el resto con ANFO

6.3.3. Metodología alternativa

Díámetro barreno (mm)	producción horaria media m ³ _b /h rocas blandas	producción horaria media m ³ _b /h rocas medias/duras	producción horaria media m ³ _b /h rocas muy duras
200	600	150	50
250	1200	300	125
311	2050	625	270

Tabla 6.9 Producción horaria dependiendo tamaño de barreno. Fuente: [1]



Variable del diseño (m)	Blanda Rc<70 Mpa	Media/Dura Rc 70-180 Mpa	Muy dura Rc 120-180 Mpa
Altura de banco	52D	44D	37D
Piedra Carga columna ANFO	28D	23D	21D
Piedra Carga columna HIDROGEL	38D	32D	30D
Espaciamiento Carga columna ANFO	33D	27D	24D
Espaciamiento Carga columna HIDROGEL	45D	37D	34D
Retacado	40D	32D	25D
Longitud de la carga de fondo Lf	8D	12D	16D

Tabla 6.10 Variable del diseño dependiendo de la resistencia a compresión simple. Fuente: [1]

Variable	Diámetro barreno (mm)	
	180/250	250/450
Sobreperforación	8D a 7D	6D a 5D

Tabla 6.11 . Variable del diseño dependiendo del diámetro del barreno. Fuente: [1]

7. CARGA Y TRANSPORTE

La maquinaria utilizada en la minería de exterior para las voladuras en banco es versátil, ya que las propias palas cargadoras se pueden utilizar para funciones de arranque o saneamiento. Los equipos de trabajo o maquinaria tienen distintas funcionalidades y se dividen en tres: arranque, carga y transporte.

7.1. CARGADORA FRONTAL

La cargadora frontal es una máquina autopropulsada por un motor, que puede ir montada sobre ruedas y cadenas. En su parte delantera está provista de un cazo cuya función principal es efectuar acciones de carga y descarga, pudiendo realizar también pequeñas funciones de arranque y limpieza. Para poder utilizar este tipo de máquinas se necesita un permiso de conducción específico y ciertos cursillos.

7.1.1. Pala cargadora sobre ruedas

Con el avance del tiempo y sobre todo la tecnología este tipo de máquinas han sufrido modificaciones que las han hecho evolucionar y ser más eficientes. Antiguamente este tipo de palas tenían una potencia y volumen de cazo bastante inferior, hoy en día alcanzan potencias de 1.000HP y unos volúmenes de cazo de 36 m³.

Lo normal es que las palas cargadoras llenen el volquete del camión entre tres u ocho cazadas.

En relación con el desgaste de los neumáticos, cuando el terreno sea más abrasivo irregular y duro el desgaste será mayor, por eso será necesario el uso de cadenas, mientras que si es muy blando será menor, pero es posible que la pala embache



Ilustración 7.1 Pala cargadora. Fuente: [16]

La finalidad de la pala cargadora es llenar el volquete del camión en el menor número de cazadas y tiempo posible optimizando sus movimientos. A estos movimientos de carga del material frontal al banco, retroceso con el cazo cargado, acercamiento al camión y descarga con el posterior retroceso para volver a realizar el mismo recorrido se le denomina ciclo. El buen rendimiento del ciclo dependerá de la compenetración de los operadores y del método de carga escogido.

Hay variedad de ciclos de carga:

- Método tradicional de carga en V: el camión se posiciona normal al banco con el volquete mirando al frente, mientras que la pala estará a su lado mirando al frente cargado dando marcha atrás y después girando hacia adelante con la dirección al volquete. Este planteamiento se utiliza en espacios reducidos y es muy conocido por los operarios de las máquinas. Este método concede tiempos muertos ya que entre que la pala carga, descarga y vuelve a realizar el ciclo el camión tiene que esperar. Es más efectivo para flotas mayores.

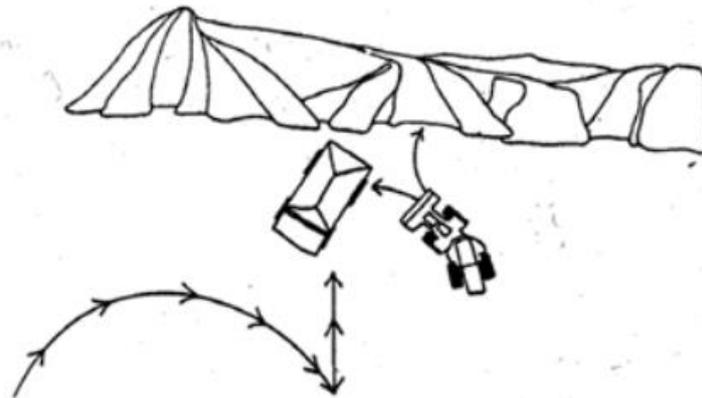


Ilustración 7.2 Carga en V. Fuente: [17]

- Método de carga en T: este método requiere el posicionamiento del camión paralelo al frente y la pala perpendicular al mismo. La pala carga, da marcha atrás, se pone el camión delante, descarga y el camión se mueve hacia adelante volviendo la pala a su posición original. Lo bueno es que no se necesita que la maquinaria gire, son todo movimientos rectos, lo único que requiere es sincronización entre los dos operarios de las máquinas. Este procedimiento será bueno si se consigue rellenar el volquete con dos cazadas, recomendándose para palas de grandes dimensiones.

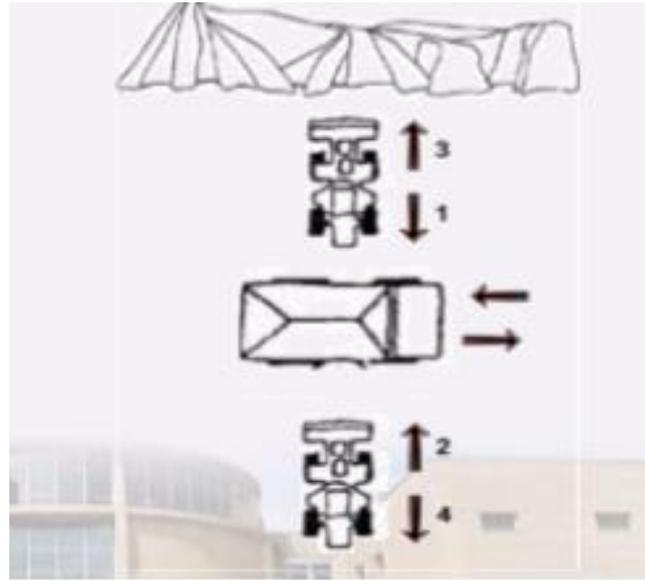


Ilustración 7.3 Carga en T. Fuente: [18]

- Método de carga en cadena: la colocación de la maquinaria es simple, un camión en paralelo al frente de trabajo que se moverá en línea recta siendo cargado por las palas que estarán separadas entre ellas entre 8-10 m encontrándose perpendicular a ellas, este método requerirá el mismo número de palas que cazadas se requieran para rellenar el volquete. Las ventajas de este método es que la disposición es simple, no es caro en grandes tajos y es posible cargar un volquete sin haber cargado entero el anterior. Las desventajas son el desgaste de neumáticos y la colocación del volquete.

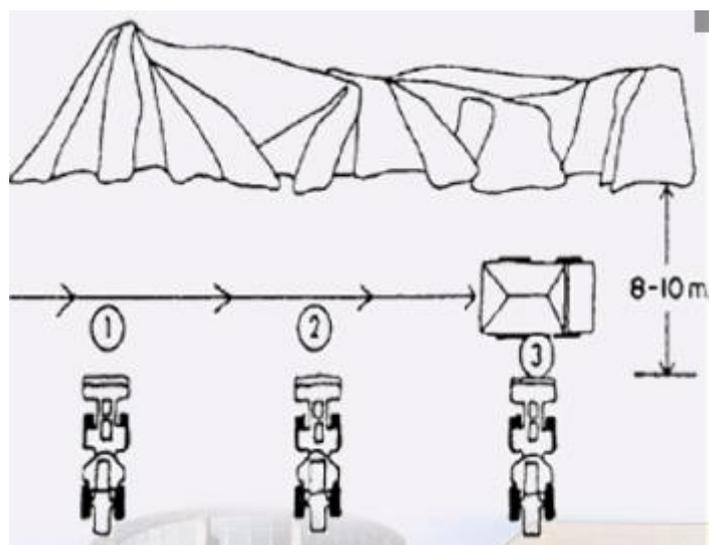


Ilustración 7.4 Carga en cadena. Fuente: [18]

- Método tradicional de carga con dos camiones: este método consta de dos palas y un camión, las palas se situarán a los costados del camión realizando el movimiento de carga, marcha atrás y descarga hacia adelante. Si el lugar de trabajo es amplio este método es fácil de usar.

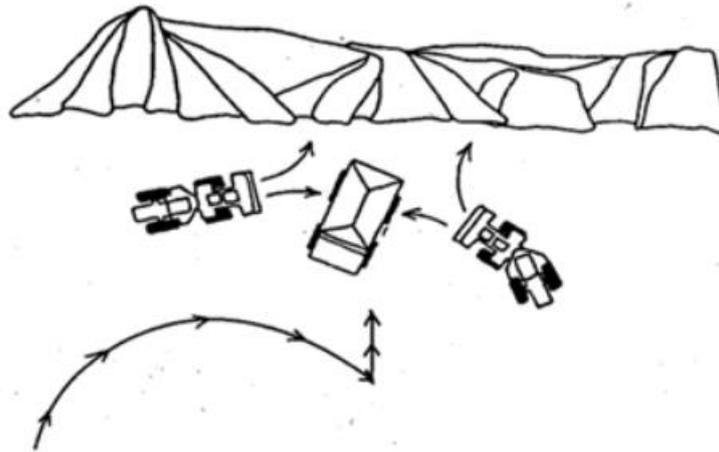


Ilustración 7.5 Carga con dos camiones. Fuente: [17]

- Método de carga alterna: en este método es el camión el que tiene que maniobrar más, se necesitan mínimo dos palas. Hay una primera pala que se encuentra ya con el cazo cargado y espera al que camión pasa por delante para descargar en el volquete, posteriormente el camión tiene que ponerse de culo al frente para que la segunda pala descargue en el volquete y acaben de rellenarle palas alternas. Este procedimiento no tiene tiempos muertos, pero se necesita más sincronización de los maquinistas, por otra parte, es interesante que el volquete sea cargado por un número de cazos par ya que si no sería un inconveniente.

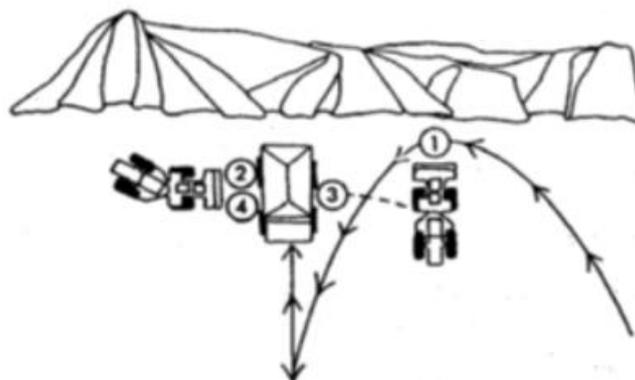


Ilustración 7.6 Carga alterna. Fuente: [17]

7.1.2. Pala cargadora sobre cadenas

La pala cargadora se usa en terrenos donde la pala sobre ruedas no es eficaz como los terrenos embarrados y con una velocidad sísmica inferior a 6000m/s. La velocidad máxima es de 8 km/h. La altura máxima del banco está acotada por la altura de la cabina de la pala. Estas palas pueden realizar el cometido del bulldozer de extendido, aunque no es lo ideal



Ilustración 7.7 Carga alterna. Fuente: [19]

- Método de carga en cruz: es el método más utilizado con este tipo de palas, este método se llama así porque la pala dibuja una cruz con sus movimientos a la hora de cargar el volquete, el camión puede posicionarse en cualquiera de los lados de la pala.

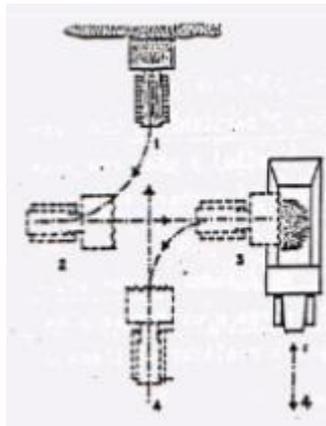


Ilustración 7.8 Carga en cruz. Fuente: [18]

- Método de carga en T: este método requiere un mayor movimiento del volquete, pero mínimo de las palas. La pala solo tiene que hacer movimientos rectos para cargar y descargar mientras que el camión tiene que moverse para posicionarse.

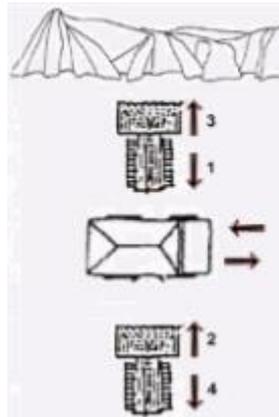


Ilustración 7.9 Carga en T. Fuente: [18]

- Método de carga en V: este método es más lento que el aplicado en palas de ruedas, pero tienen menor recorrido. La pala describe un movimiento en V.

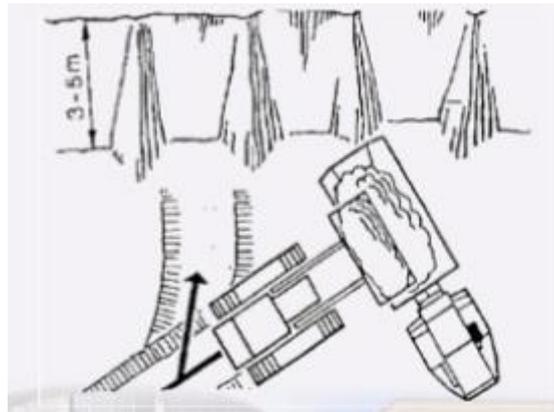


Ilustración 7.10 Carga en V. Fuente: [18]

7.1.3. Cálculo de la producción horaria en palas cargadoras

Para saber qué tipo de maquinaria se debe de seleccionar o es más conveniente se realiza el cálculo de la producción horaria.

- Parámetros para hallar la producción horaria y por ciclo

Cmc: Duración del ciclo (minutos)

E: Rendimiento

q1: Capacidad de llenado

K: factor de la cuchara, coeficiente de llenado



- Producción horaria: $Q((m^3_s) / h) = q \cdot \frac{60.Ec}{Cmc}$
- Producción por ciclo: $q = q_1 \cdot K$

Condiciones de carga	K
Fácil	1,0-0,8
Media	0,8-0,6
Regular	0,6-0,5
Difícil	0,5-0,4

Tabla 7.1 Condiciones de carga respecto K. Fuente: [18]

- Parámetros para hallar el volumen que el cazo puede cargar:

A: Área interior de la placa lateral, hasta el plano se enrase

W: Distancia interior entre las placas laterales del cazo

d: Distancia (desde el centro del cazo) entre los bordes de ataque y de la placa de fondo

- Volumen al RAS $Vs = A \cdot W$

Este volumen Vs se define como el llenado completo del casi sin sobresalirse ni quedarse corto, ajustando el material a la rasante del cazo.

- Volumen de COLMO (nominal) $Vt = \frac{d^2 \cdot W}{8} - \frac{d^3}{24}$

Este volumen Vt se define como el material que se puede cargar en el cazo sobresaliendo de la rasante.

Capacidad nominal m ³ (UNE)	Incrementos factibles m ³
0-0,2	0,01
0,2-0,5	0,02
0,5-3	0,1
3,0-5,0	0,2

Tabla 7.2 incrementos de volumen admisibles. Fuente: [18]

Para hallar lo que se tardan en realizar las maniobras de carga y transporte se utilizarán las siguientes formulas.



Hay que tener en cuenta que para los ciclos de carga en V y en cruz la velocidad dada se debe de multiplicar por 0,8 y se utilizara este nuevo valor.

D: Distancia a recorrer de transporte (m)

F: velocidad de avance (m/min)

R: Velocidad de retroceso (m/min)

Z: Tiempos fijos (min)

- Carga en cruz: $Cmc = D/F + D/R + Z$
- Carga en V: $Cmc = 2 D/F + 2 D/R + Z$
- Carga y transporte: $Cmc = D/F + D/R + Z$

Distancia de transporte (m)	40	60	80	100	>100
Velocidad de avance (Km/h)	11 a 13	13 a 15	15 a 16	16 a 17	17 a 18
Velocidad de retroceso (Km/h)	14 a 15	15 a 17	17 a 18	18 a 19	18 a 20

Tabla 7.3 Distancia y velocidad de transporte. Fuente [18]

La siguiente tabla muestra los tiempos fijos de la pala cargadora frontal que son independientes de la distancia

Z (min)	Carga V	Carga cruz	Carga y transporte
Transmisión directa	0,25	0,35	
Transmisión hidráulica	0,2	0,3	0,35

Tabla 7.4 Tiempos fijos. Fuente [18]

Esta tabla indica el rendimiento (E) que se debe aplicar dependiendo de las condiciones de trabajo y mantenimiento de la máquina.

Condiciones de trabajo	Mantenimiento maquinaria Excelente	Mantenimiento maquinaria Buena	Mantenimiento maquinaria Normal	Mantenimiento maquinaria Regular	Mantenimiento maquinaria Mala
Excelente	0,83	0,81	0,76	0,7	0,63
Buena	0,78	0,75	0,71	0,65	0,6
Normal	0,72	0,69	0,65	0,6	0,54
Regular	0,63	0,61	0,57	0,52	0,45
Mala	0,52	0,5	0,47	0,42	0,32

Tabla 7.5 Rendimiento medio en distintas condiciones. Fuente [18]

7.2. EXCAVADORA-RETROEXCAVADORA

Al igual que la pala excavadora frontal esta máquina es autopropulsada montada sobre ruedas o cadenas, la diferencia es que la excavadora-retroexcavadora es capaz de girar 360º sobre ella misma dotándola de más maniobralidad y versatilidad además de tener una pluma y brazo que la permite llegar a lugares más alejados. Las funciones de esta máquina son la carga, descarga y arrastre además de poder realizar pequeños arranques.



Ilustración 7.11 Excavadora-retroexcavadora. Fuente: [20]

La excavadora-retroexcavadora al poder girar 360 grados está dotada de un sistema de seguridad en las que están montadas sobre ruedas, consiste en dos brazos extensibles que se clavan en el suelo y estabilizan la maquina evitando posibles vuelcos. En las excavadoras-retroexcavadoras que están montadas sobre cadenas el sistema de seguridad consiste en que las cadenas se abran respecto su posición y halla una mayor estabilidad.

Estas máquinas tienen un consumo menor que la cargadora frontal, y solo puede levantar el 30% de su peso. Donde más se utiliza esta excavadora es en labores de pequeño tamaño. Las montadas sobre ruedas tienen un peso límite de 25Tm y 150 HP, mientras que las que están montadas sobre cadenas pesan más de 200Tm y 1000 HP.

Debido a que estas máquinas son muy pesadas y de dificultoso transporte se utilizarán en trabajos de una duración mínima de 2 años, si el peso de la excavadora-retroexcavadora es superiores a 80 Tm.

Tienen una velocidad de 3 Km/h por lo tanto es conveniente que no hagan largas distancias.

Utilizar esta maquinaria tiene una serie de ventajas:

- Por sus características tiene una gran maniobralidad y movilidad por la tanto puede orientar el cazo a la perfección y llegar a cualquier recoveco.
- Es útil para terrenos desnivelados ya que el chasis es elevado a un metro o medio del suelo.
- Puede subir hasta pendientes del 80%.
- La velocidad de giro alta de 2,5 a 5 rpm.
- La vida útil de estas máquinas gira en torno a 25000-35000 horas.
- No necesitan mucho espacio para desarrollar sus funciones.
- Tienen un coste medio.

El uso de la excavadora-retroexcavadora se está normalizando y cada vez es más común ya que hace la función de pala y bulldozer ahorrando espacio y combustible además del alquiler de otras máquinas complementarias.

A la hora de la carga hay que tener en cuenta que la altura del brazo de la excavadora debe de ser igual a la altura del banco y superior a la caja del camión obviamente. El giro de brazo de la excavadora-retroexcavadora debe de estar comprendido entre 30º y 60º.

Se puede elegir entre dos tipos de cazos:

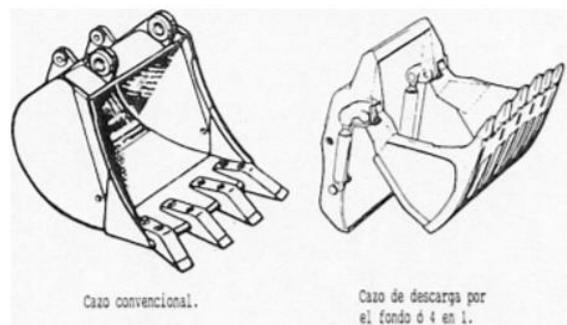


Ilustración 7.12 Cazos Excavadora-Retroexcavadora. Fuente [21]



- Con apertura de fondo: permite realizar la descarga desde una altura más elevada, el propio cazo sirve como pinza, permite ciclos de trabajos más cortos y es más versátil pero el cazo puede atascarse con algún bloque de mayor tamaño
- De vuelco frontal: tiene una capacidad más elevada, menor peso y además conlleva un mantenimiento más sencillo y menos costoso. Por otro lado, la descarga es más descontrolada pudiendo producir daños en el volquete del camión y el ciclo de carga va a conllevar un mayor tiempo.

7.2.1. Cálculo de la producción horaria con excavadora-retroexcavadora

Parámetros a utilizar:

C: Capacidad del cazo

f_A : Factor de llenado o acarreo

f_V : Factor de conversión volumétrica

μ_r : Factor de rendimiento general

t: Tiempo del ciclo (s)

- Producción horaria: $R((m^3 \text{ banco})/hora) = (3600 \cdot C \cdot f_A \cdot f_V \cdot \mu_r) / t$
- Producción horaria: $R((m^3 \text{ suelto})/hora) = (3600 \cdot C \cdot f_A \cdot \mu_r) / t$

El factor de llenado se obtiene de la siguiente tabla:

Fácil	1,0-0,8	Material apilado
Media	0,8-0,6	Amontonado con dificultad
Regular	0,6-0,5	Machaqueo, arcillas duras
Difícil	0,5-0,4	Rocas y material volado

Tabla 7.6 Factor de llenado. Fuente: [18]

Condiciones de trabajo	Mantenimiento maquinaria Excelente	Mantenimiento maquinaria Buena	Mantenimiento maquinaria Normal	Mantenimiento maquinaria Regular	Mantenimiento maquinaria Mala
Excelente	0,83	0,81	0,76	0,7	0,63
Buena	0,78	0,75	0,71	0,65	0,6
Normal	0,72	0,69	0,65	0,6	0,54
Regular	0,63	0,61	0,57	0,52	0,45
Mala	0,52	0,5	0,47	0,42	0,32

Tabla 7.7 Rendimientos habituales. Fuente: [18]



Para hallar el tiempo que tarda la excavadora en realizar el ciclo de carga, transporte y descarga se utiliza la siguiente formula:

$$t_{ciclo} = t_{exc} + 2 \cdot t_{giro} + t_{desc}$$

- t_{ciclo} : tiempo de ciclo
- t_{giro} : tiempo de giro
- t_{exc} : tiempo de excavación
- t_{desc} : tiempo de descarga

Profundidad excavación	Tiempo(s) condición excavación fácil	Tiempo(s) condición excavación media	Tiempo(s) condición excavación regular	Tiempo(s) condición excavación difícil
0-2 m	6	9	15	26
0-4 m	7	11	17	28
>4 m	8	13	19	30
t_{giro}	4 a 7	4 a 7	5 a 8	5 a 8

Lugar de descarga	Fijo	No fijo
t_{desc}	3 a 6	5 a 8

Material	Tiempo orientativo de ciclo (s)
Tierra blanda	25-35
Tierra dura/roca volada	35-45

Tabla 7.8 Tiempos orientativos de ciclo. Fuente: [18]



8. TRITURACION Y MOLIENDA

La trituración y la molienda no es más que la reducción de tamaño y separación del material con distintas máquinas cuyo objetivo es el descrito.

Proceso	Etapa	Escalón	Humedad	Tipo de equipo
Fragmentación	Trituración (Tamaños gruesos)	Primaria	Seco	Trituradoras
		Secundaria	O	
		Terciaria	Húmedo	
	Molienda (Tamaños finos)	Gruesa	Seco	Molinos
		Media	O	
		Fina	Húmedo	
		Ultrafina		

Tabla 8.1 Escalones de la fragmentación. Fuente [22]

Primero se realiza la trituración y posteriormente la molienda.

- En la trituración se utiliza el material obtenido directamente de la explotación o el todo uno. Aquí es donde se produce la primera reducción de tamaño de este material a través de las trituradoras que rompen el material por fuerzas de compresión e impacto.
- Trituración primaria: comprende los siguientes diámetros $D_{80} \leq 150$ mm hasta $d_{80} \sim 10-20$ cm. Se realiza en circuito abierto. Tiene un consumo inferior a 0.5 kWh/t.
- Trituración secundaria: comprende desde $D_{80} \sim 10-20$ cm hasta $d_{80} < 1$ cm. La trituración secundaria puede evolucionar en una terciaria si consta de más de una etapa. Trabaja tanto en circuito abierto como cerrado y el consumo es inferior a 1 kWh/t.
- En la molienda se utiliza el material triturado anteriormente, la finalidad de la molienda es reducir el tamaño hasta el demandado para ser comercializado directamente. El resultado de la trituración (5-250 mm) se muele hasta tener un tamaño comprendido entre (10-300 μ m).



8.1. LEYES DE FRAGMENTACIÓN

El objetivo de las leyes de fragmentación es hallar la relación existente entre la energía consumida y el tamaño de la partícula resultante.

El principal inconveniente de estos métodos es que solo una reducida cantidad de energía interviene a la hora de fragmentar el material. Por ejemplo, en un molino de bolas la energía utilizada en la fragmentación del material es menor del 1% del total, siendo la mayor parte de energía restante perdida de calor.

Hay una expresión general de las leyes de fragmentación creada por Charles y Holmes

E: energía específica consumida

x: tamaño

C: constante

n: constante

$$\frac{dE}{dx} = -C \cdot x^{-n}$$

A partir de estos parámetros y con la fórmula se obtienen las siguientes leyes

n	Integrado	Ley
2	Si	Rittinger
1	Si	Kick
1,5	Si	Bond

Tabla 8.2 Establecimiento de leyes.

Cada una de estas leyes establecidas funcionan mejor en diferentes ámbitos, es decir, por las características de cada una son mejores en diferentes moliendas o trituradoras. Esto lo estableció Hukki.

- Ley de Kick se utiliza en trituración
- Ley de Bond es utilizada en molienda de molinos de barras y bolas
- Ley de Rittinger es utilizada en molienda fina

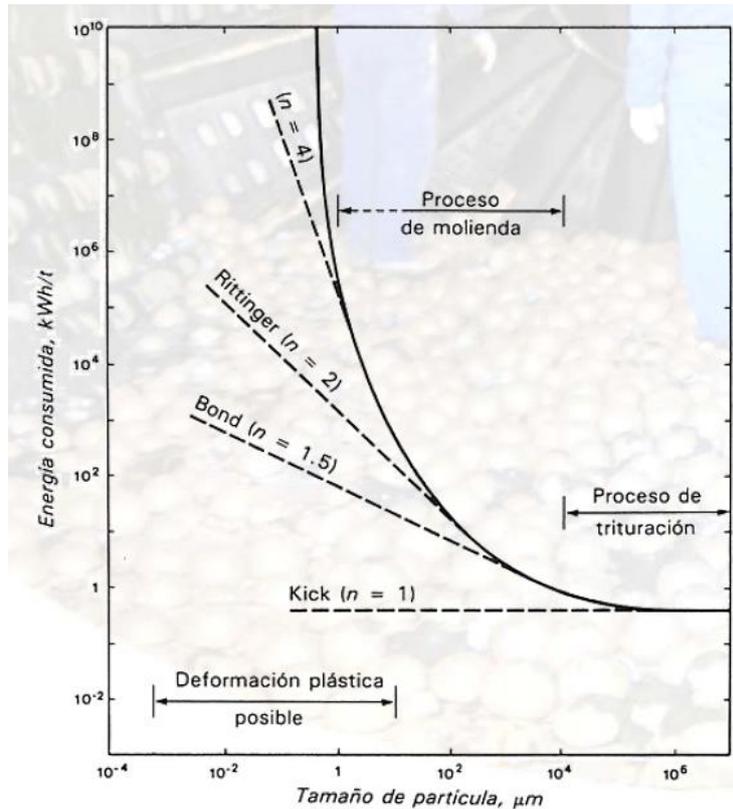


Ilustración 8.1 Generalización leyes de fragmentación. Fuente [23]

A continuación, se mostrarán las distintas leyes de fragmentación:

8.1.1. Ley de Rittinger

También llamada primera ley de la fragmentación decreta que la energía que ha sido consumida es directamente proporcional al área de la nueva superficie obtenida.

E: energía específica consumida

D: tamaño inicial de partícula

d: tamaño final de partícula

K_r: constante

$$E = K_r \cdot \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right)$$

8.1.2. Ley de Kick:

Esta ley es la segunda ley de fragmentación y decreta que la energía utilizada en la fragmentación es proporcional a la reducción de volumen del material.

E: energía específica consumida

D: tamaño inicial de partícula

d: tamaño final de partícula

R: relación de reducción

K_k : constante

$$E = K^k \cdot \log\left(\frac{D}{d}\right) = K^k \cdot \log(R)$$

8.1.3. Ley de Bond

Es la tercera ley de fragmentación y decreta que el trabajo consumido es proporcional a la longitud de la fisura que se produce en la rotura.

W: energía específica consumida

D_{80} : Malla que permite el paso 80% de la alimentación en micras

d_{80} : Malla que permite el paso del 80% del producto de salida en micras

W_i : índice de trabajo o de Bond

$$W = 10 \cdot w_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

8.2. INDICE DE BOND

El índice de Bond indica el consumo de energía que se produce en un molino de bolas para obtener el tamaño de material deseado.

El índice de Bond no es constante, varía con cada material ya que la rotura está relacionada con el tamaño del material.

El índice de Bond depende de los siguientes parámetros:

W_i : índice de trabajo o de Bond

W: energía específica consumida

D_{80} : Malla que permite el paso 80% de la alimentación en micras

d_{80} : Malla que permite el paso del 80% del producto de salida en micras

$$W = 10 \cdot w_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$



Cuando menor es el tamaño de la partícula, más cerca se está del tamaño natural de grano, por lo tanto, hay una reducción de los defectos estructurales internos lo que conlleva a una molienda más complicada.

A continuación, se muestra una tabla de consumos específicos

Etapa de fragmentación	Rocas	Consumo kWh/t
Machaqueo grueso	Friables	0,15-0,25
	Medias	0,25-0,50
	Duras	0,50-0,75
Trituración fina	Friables	0,75-1,25
	Medias	1,25-2
	Duras	2-3
Molienda gruesa	Friables	3-5
	Medias	5-7
	Duras	7-10
Molienda fina	Blandas	10-17
	Medias	17-25
	Duras	25-40

Tabla 8.3 Consumos específicos en kilovatios/horas/tonelada. Fuente [23]

El valor del índice de Bond de los materiales debe de hallarse en el laboratorio, aunque pueden variar en el mismo yacimiento a consecuencia de los condicionantes macroestructurales y microestructurales que se encuentran en la génesis del yacimiento.

Aquí se muestran valores de orientación:

Material	Índice de Bond
Barita	4,73
Bauxita	8,78
Carbón	13
Dolomita	11,27
Fluorita	8,91
Granito	15,13
Grafito	43,56
Caliza	12,74
Cuarcita	9,58
Cuarzo	13,57

Tabla 8.4 Valores Índice de Bond. Fuente [23]

8.2.1. Determinación directa

El método de Bond ofrece una primera evaluación del consumo de energía que es necesario para triturar o moler un material en una maquina específica.

El índice de Bon tiene un error promedio de $\pm 20\%$, pero debido a la facilidad de utilización de este método, es el más utilizado para dimensionar trituradoras, molinos de barras y molinos de bolas tanto para una escala industrial como más pequeña.

Hay que tener en cuenta que el ensayo de Bond no es el mismo para la trituración, que, para los molinos de bolas, y molinos de barras.

La determinación directa al fin y al cabo es meter unos valores en la formula y hallarlo.

A la hora de utilizar la formula tendremos que tener en cuenta el tamaño de corte de criba y el índice de multurabilidad en el caso del molino de bolas.

$$W_i = \frac{W}{P \cdot Gbp \cdot \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

P: tamaño de corte de la criba (μm)

Gbp: índice de multurabilidad (g/rev)

P₈₀: tamaño correspondiente al 80% del pasante acumulado en los finos del último ciclo (μm)

F₈₀: tamaño correspondiente al 80% del pasante acumulado en la alimentación fresca (μm)

8.2.2. Determinación indirecta

Para determinar de esta manera será necesario realizar el ensayo, y para esto es imprescindible disponer de un molino de bolas estándar según Bond, alrededor de 10 Kg de muestra para cada ensayo y tiempo ya que cada ensayo se tarda en realizar aproximadamente un día.

Estas circunstancias han derivado en el desarrollo de otros métodos indirectos.

- Que se determine el índice de bond por la comparación con un patrón dando igual el tipo de molino usado.
- Que se obtenga el índice de Bond por correlación a partir de índices de otros ensayos.
- Que se caracterice el comportamiento del material en molienda y se obtenga en índice de Bond a través de la simulación del ensayo.

8.3. TRITURADORAS PRIMARIAS

Son las primeras trituradoras que trabajan el material recién extraído, aminoran el tamaño del todo-uno a un tamaño más manejable para su transporte y posterior alimentación a la trituradora secundaria si fuera necesario.

Los equipos son de gran tamaño ya que el material que reciben también es de gran dimensión.

Al fin y al cabo la rotura y reducción del material se produce por impacto y fuerzas de compresión, además de que el material es abrasivo y provoca el desgaste de ciertas partes de los aparatos.

Dentro de las trituradoras primarias nos encontramos dos que son fundamentales, la trituradora de mandíbulas y la trituradora giratoria. Hay otros equipos menos utilizados como son las trituradoras de choque, de impacto y percusión.

8.3.1. Trituradora de mandíbulas de doble efecto

Está constituida por una mandíbula fija y otra móvil, el movimiento de la mandíbula móvil es producido por el movimiento vertical de la biela motriz que es puesta en marcha por el acoplamiento excéntrico al eje motor.

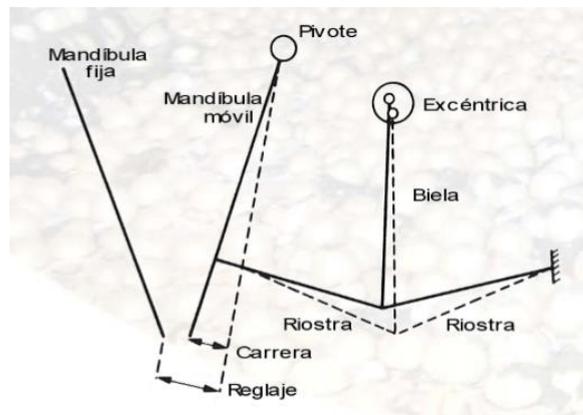


Ilustración 8.2 Funcionamiento trituradora de mandíbulas de doble efecto. Fuente [23]

Se produce un choque del material a partir del movimiento de la mandíbula móvil, que hace que el material choque contra la mandíbula fija comprimiéndolo (rotura por compresión mayoritariamente), cuando el material alcanza un tamaño óptimo este se desliza por la cámara de trituración hasta que sale por la zona de descarga. Los tamaños de salida del material son irregulares habiendo gran variedad.

Esta trituradora es óptima para materiales duros y abrasivos.

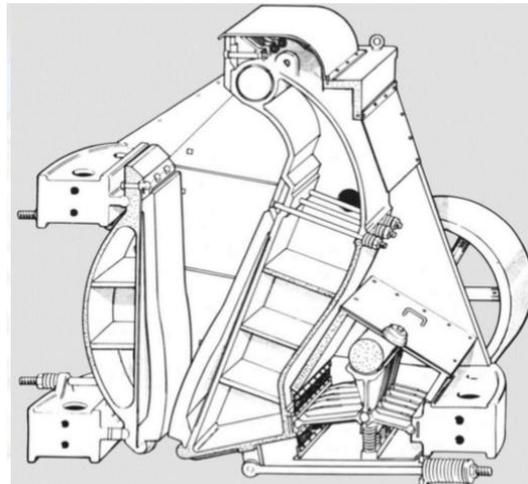


Ilustración 8.3 Trituradora de mandíbulas de doble efecto. Fuente [23]

La potencia necesaria para el accionamiento de la máquina se obtiene de la siguiente manera:

1º Fórmula de Bond

$$W = 10 \cdot w_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

2º Potencia

$$P(kW) = W \left(\frac{kWh}{t} \right) \cdot T \left(\frac{t}{h} \right) \cdot F_s$$

F_s: coeficiente de seguridad

1	Potencia base de cálculo
2	Trituradoras de mandíbulas
1,6	Trituradoras giratorias y percusión
1,3	Conos trituradores, trituradoras de cilindros
1,3	Molinos de barras y bolas

Tabla 8.5 Valores coeficiente de seguridad. Fuente [24]

8.3.2. Trituradora de mandíbulas de simple efecto

Está formada por una mandíbula móvil y otra fija, la mandíbula móvil está suspendida del eje excéntrico, lo que produce un movimiento elíptico de la mandíbula que favorece a la autoalimentación de la trituradora por el arrastre del material.

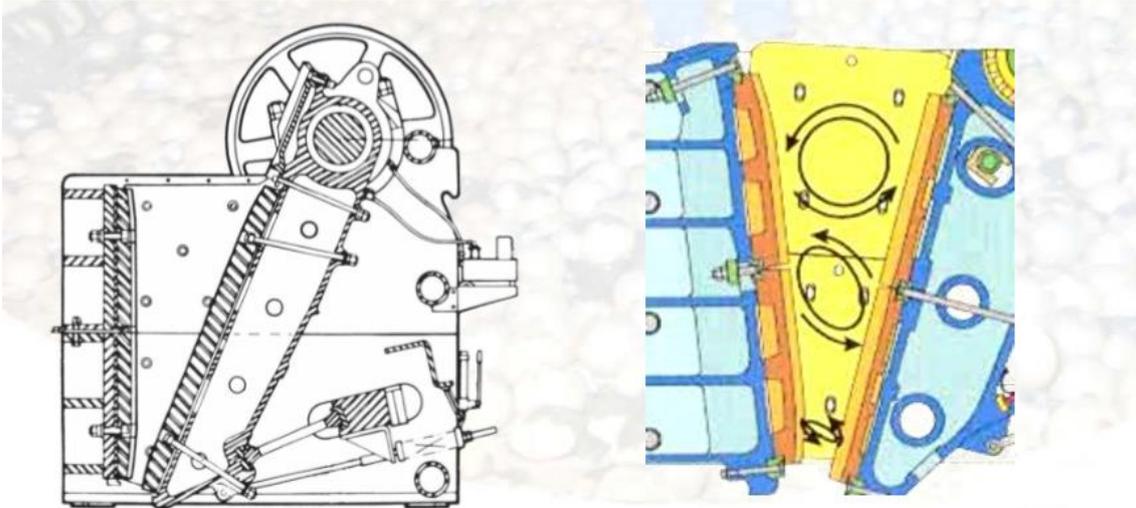


Ilustración 8.4 Trituradora de mandíbulas de simple efecto. Fuente [23]

Al realizar esta máquina un movimiento elíptico sufre un mayor desgaste por abrasión, pero se puede utilizar con casi cualquier material, como puede ser granito, cuarcita...

Para hallar la capacidad de producción hay una expresión teórica en la que dependiendo de los autores se utilizan unos u otros coeficientes.

A: Área lateral del prisma (cm²)

d: Desplazamiento, en movimiento de vaivén, de la mandíbula móvil, (cm)

s: Reglaje o regulación del equipo (cm)

L: Longitud de la boca de la trituradora (mm)

γ : Densidad real del mineral a triturar (kg/l o t/m³)

μ : Coeficiente de esponjamiento o de aflojamiento

n: Revoluciones por minuto

$$Q(t/h) = 0,00015 \cdot L \cdot s \cdot d \cdot \gamma \cdot \mu \cdot n$$

Hay fórmulas más breves para un cálculo más rápido con A y L en cm

$$Q(t/h) = 0,093 \cdot A \cdot L$$

En la siguiente tabla se muestran las especificaciones de distintas trituradoras de mandíbulas:

Modelo	Tamaño alimentación (mm)	Máx. Tamaño alimentación (mm)	Capacidad (t/h)	Potencia (Kw)	Dimensiones de Caja (mm)	Peso(T)
PE150×250	150×250	125	1 a 3	5,5	896×745×935	0,8
PE250×400	250×400	200	5 a 20	15	1.150×1.275×1.240	2,8
PE400×600	400×600	350	15 a 60	30	1.700×1.732×1.653	6,5
PE500×750	500×750	425	50 a 100	55	2.035×1.921×2.000	10,3
PE600×900	600×900	480	60 a 130	75	2.290×2.206×2.370	16,5
PE750×1.060	750×1.060	630	80 a 180	110	2.620×2.302×3.110	29
PE900×1.200	900×1.200	750	140 a 260	110	3.789×2.826×3.025	54,5
PE1.000×1.200	1.000×1.200	850	315 a 550	110	3.335×3.182×3.025	57
PE1.200×1.500	1.200×1.500	1000	400 a 800	160	4.200×3.750×3.820	100,9

Tabla 8.6 Especificaciones trituradora de mandíbulas (catalogo). Fuente [24]

Producción en m ³ /h											
Apertura (mm)	30XF	40XF	50G - 64	60G - 77	60G - 96	120G - 100	75G - 120	90G - 130	90G - 160	120G - 160	150G - 230
15	1 a 2	1,5 a 3									
20	2 a 3	2,5 a 4	5 a 6	6 a 8							
30	3 a 4	4 a 5	8 a 11	10 a 13	10 a 13	20 a 25					
50		6 a 9	12 a 15	15 a 20	15 a 20	30 a 40					
70			16 a 22	20 a 26	20 a 26	40 a 50	25 a 30				
100			25 a 30	30 a 36	30 a 36		35 a 50	50 a 80	50 a 80		
150							50 a 70	70 a 105	70 a 105	85 a 150	
200								90 a 140	90 a 140	120 a 185	150 a 230
300										150 a 220	190 a 280

Tabla 8.7 Producción estimada trituradora de mandíbulas simple efecto. Fuente [24]



Dimensiones mm											
			20	25	35	35	50	75	100	150	200
	15	15	50	70	75	50	100	125	150	200	300
Apertura	35	45	100	120	120	75	150	175	300	300	400
			240	290	280	380	465	525	650	775	1100
			270	335	420	365	515	575	700	825	1200
Anchura de boca	200	240	320	585	465	420	565	625	750	925	1300
Longitud de la boca	300	700	500	600	600	1200	750	900	900	1200	1500
Altura mandíbula fija	500	615	640	770	960	1000	1200	1300	1600	1600	2300
Potencia CV			40	50	55	79	60	70	75	80	140
	25	35	50	60	65	90	80	90	100	120	160
Potencia kW	18	27	29								
Velocidad r.p.m.	300	300	300	300	300	250	250	200	200	200	160
Peso (t)	1,8	2,8	6,4	8	9	18	17	21	24	45	85

Tabla 8.8 Dimensiones trituradora de mandíbulas simple efecto. Fuente [24]

8.3.3. Comparación entre trituradora de doble y simple efecto

- La trituradora de simple efecto tiene un diseño más ligero y compacto para la misma capacidad y su coste es la mitad que la trituradora de doble efecto.
- La trituradora de simple efecto se autoalimenta, pero tiene un mayor desgaste por lo que implica un mantenimiento más caro.
- Para un reglaje igual la trituradora de simple efecto produce una granulometría más cerrada y homogénea.
- La trituradora de simple efecto es menos indicada para materiales abrasivos y duros que la trituradora de doble efecto.
- Para un uso normal es más frecuente utilizar la trituradora de simple efecto debido a que es más barata, tiene mayor capacidad y produce una granulometría más constante.
- La trituradora de simple efecto se puede utilizar en trituración secundaria.
- La trituradora de doble efecto se utiliza preferiblemente en minas grandes, mientras que las de simple efecto en minas o canteras pequeñas, ya que pueden realizar el ciclo de la trituración completo, funcionando de primarias y secundarias.
- Las trituradoras de simple efecto conllevan un coste menor.

Hay una gran variedad de diagramas, tablas y gráficos en las que se estiman las condiciones de operación de las trituradoras de mandíbulas, que están coaccionadas por el fabricante.

8.3.4. Trituradoras giratorias

Las trituradoras giratorias tiene un funcionamiento que consiste en el giro del eje (nuez) excéntricamente, que esta recubierto por una armadura cónica, y lo que hace es chocar el material contra las paredes de alrededor, que tienen una forma cónica también.

En la siguiente imagen se puede apreciar mejor el funcionamiento:

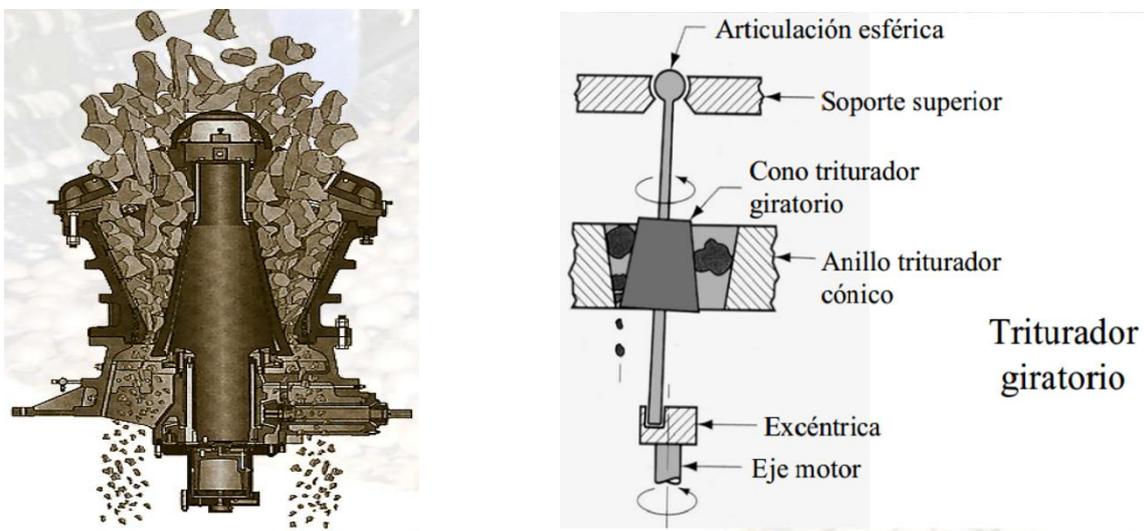


Ilustración 8.5 Trituradora giratoria. Fuente [23]

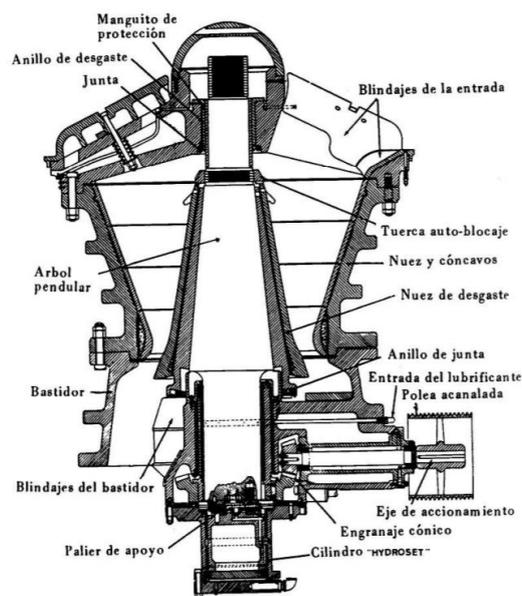


Ilustración 8.6 Partes trituradora giratoria. Fuente [24]



El cono móvil situado en el eje se mueve acercándose y alejándose de las paredes y de esta manera rompe el material por compresión. El reglaje suele estar entre 250-150 mm

Estos equipos tienen menos atascamiento que las trituradoras de mandíbulas y tiene una mayor producción.

Operan siempre en circuito abierto.

Trabajan a ciclo completo, tiene una capacidad más elevada que las trituradoras de mandíbulas y son las más comunes para capacidad superiores a 900 t/h llegando hasta las 5000 t/h.

Esta trituradora se alimenta directamente desde el camión evitando los finos utilizando una parrilla.

Tiene un tamaño de entrada de hasta 1500 mm.

Es recomendable en minas y canteras de elevado tamaño

Para el cálculo de la capacidad se utiliza la siguiente fórmula de Gieseking que se utiliza en las trituradoras de mandíbulas, pero se adapta haciendo ciertos cambios a la giratoria.

La longitud de ranura de salida corresponde al diámetro de la base del vástago giratorio más la regulación, todo esto multiplicado por π .

Es necesario conocer la excentricidad de la base de la nuez para conocer el recorrido. Se calculará a partir entre 15% – 30% del reglaje obtenido para saber si son unos valores óptimos de recorrido.

Se utilizará el coeficiente de utilización (f) de las mandíbulas lisas.

- Trituradoras giratorias secundarias:

Se utilizan después de una primaria o cuando el material llega directamente fragmentado.

Funcionan a más velocidad: 250 rpm .

Menor tamaño de admisión: 400-700 mm.

Menor tamaño de producto resultante: 150-40 mm.

No recomendable con humedad y alta presencia de finos.



Abertura nominal			Producción horaria media en toneladas					
mm	Pulgadas	Reglaje mínimo	t	Reglaje medio	t2	Reglaje máximo	t3	
600	24/48	70	150	90	220	125	300	
750	30/35	75	216	100	440	140	700	
900	36/55	100	240	125	480	140	700	
1070	42/65	115	480	150	900	175	1300	
1200	48/74	125	830	160	1400	200	2000	
1350	54/74	140	870	175	1700	200	2000	
1500	60/89	150	1000	190	1600	225	2500	
1500 (2)	60/109	215	2900	250	3600	300	4500	
350 (3)	13/36	32	70	50	90	63	180	
400 (3)	16/50	37	135	63	270	90	370	
600 (3)	24/60	37	175	75	360	100	500	
750 (3)	30/70	50	270	90	720	125	1000	

Abertura nominal				
mm	pulgadas (1)	velocidad excéntrica rpm	Motor recomendado kW	Masa en toneladas
600	24/48	200	125	50
750	30/35	175	180	65
900	36/55	175	220	72
1070	42/65	150	270	115
1200	48/74	135	320	200
1350	54/74	135	375	225
1500	60/89	110	450	385
1500 (2)	60/109	100	750	550
350 (3)	13/36	250	80	12
400 (3)	16/50	225	120	30
600 (3)	24/60	175	180	64
750 (3)	30/70	150	250	105

(1) La segunda cifra es el diámetro de la base del cono
(2) modelo reforzado para materiales muy duros
(3) Modelo para reducción secundaria

Tabla 8.9 Características aproximadas trituradoras giratorias primarias y secundarias. Fuente [24]

8.3.5. Comparación entre trituradora de mandíbulas y giratoria

Para la misma abertura de admisión la capacidad de la trituradora giratoria es de 3 a 5 veces mayor sobre la de mandíbulas. La triturada giratoria es más pesada y por lo tanto más cara proporcionalmente al peso.

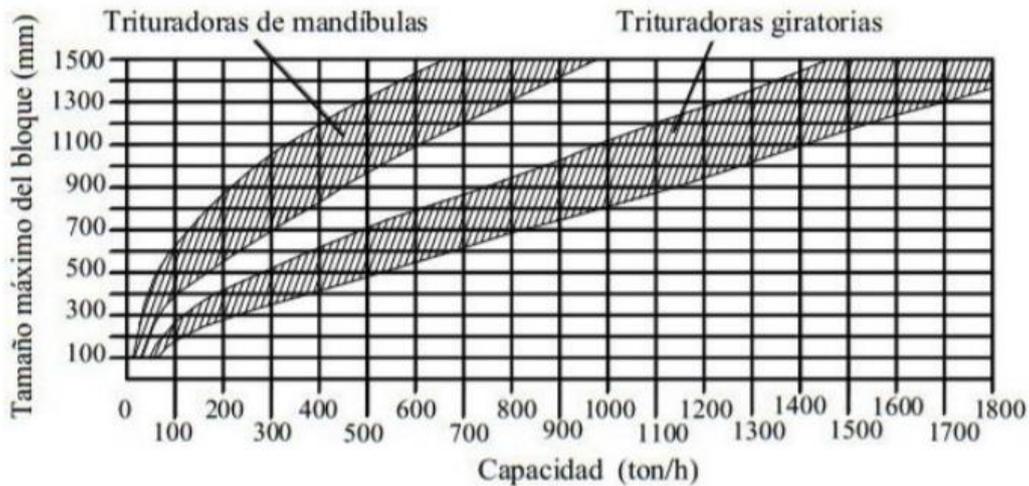


Ilustración 8.7 Comparación de tamaño y capacidad entre trituradoras giratorias y de mandíbulas. Fuente [24]

Las trituradoras giratorias ofrecen una mayor regulación del tamaño del material que las trituradoras de mandíbulas, esto es debido a la forma cónica de corona circular que limita la salida.

Tanto en las trituradoras giratorias como en las trituradoras de mandíbulas el tamaño máximo de admisión debe de ser el 80% de la abertura de boca

8.3.6. Cálculo general capacidad trituradoras

Para no atascar la machacadora se puede poner una criba o rejilla limitando la entrada de granos de tamaño máximo.

Si los granos son pequeños y no necesitan ser triturados no es necesario que pasen por la máquina ya que se generará una producción de excesivos finos y consumo de energía innecesario. Para evitar este suceso se puede instalar una malla igual al tamaño de grano de regulación, de esta manera el rechazo pasará a la máquina y el paso se añadirá ya al producto final.

Trituradora	Alimentación	Granito	Caliza	Cuarcita
Doble efecto	Todo-uno de cantera	70 - 75	85 - 90	65 - 70
Doble efecto	Con rejilla fija previa	65 - 70	80 - 85	60 - 65
Doble efecto	Cribado con cuidado	60 - 70	75 - 80	55 - 60
Simple efecto	Cribado con cuidado	70 - 75	80 - 85	60 - 65
Giratoria primaria	Todo-uno de cantera	75 - 80	85 - 90	65 - 70
Giratoria primaria	Con rejilla fija previa	70 - 75	80 - 85	60 - 65
Giratoria secundaria	Cribado con cuidado	80 - 85	85 - 90	75 - 80
Giratoria secundaria alta velocidad	Cribado con cuidado	65 - 70	70 - 75	65 - 70

Tabla 8.10 Porcentaje de paso por malla cuadrada igual al reglaje de los productos de machaqueo. Fuente [24]

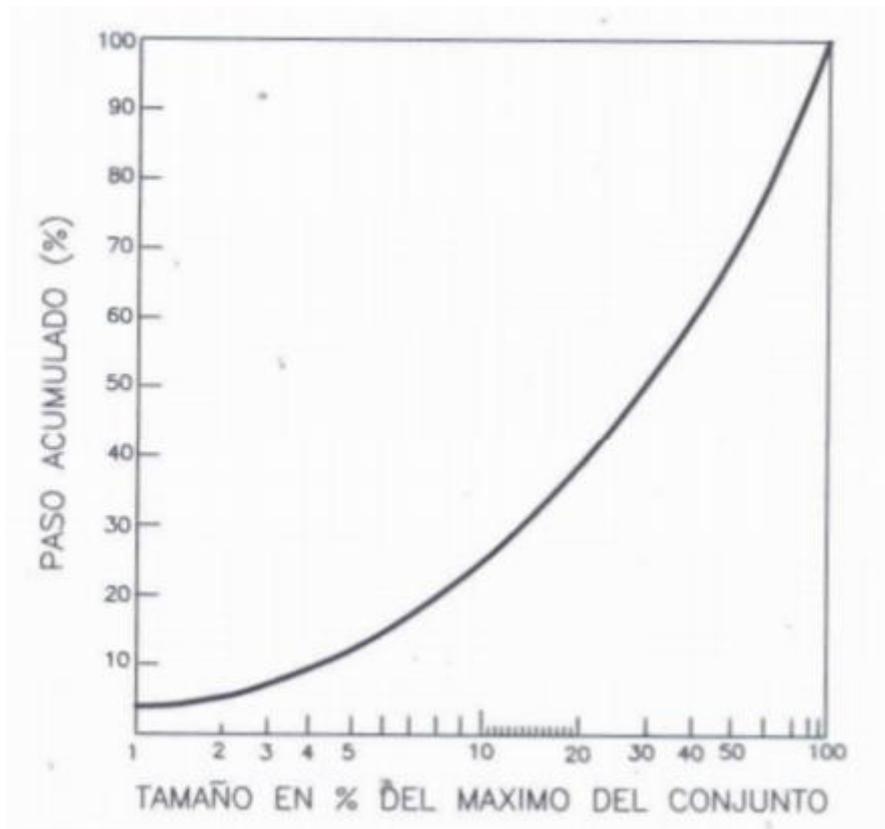


Ilustración 8.8 Curva granulométrica de trituradoras de mandíbulas. Fuente [24]

La curva y los valores presentados en la gráfica son concordantes con los indicados anteriormente para distintos tipos de triturados. Con la gráfica y la tabla se estima la curva granulométrica producida en una operación sabiendo el tipo de material y la regulación de la trituradora. En la gráfica se entra con el porcentaje pasante por malla en ordenadas, de esta manera tendremos en el eje de abscisas el tamaño máximo que le corresponde.

Para hallar la capacidad además de usar los datos cedidos por los fabricantes, podemos acudir a la fórmula de Gieseking.

$$\text{Capacidad (t / h)} = f \cdot \rho_a \cdot W \cdot r \cdot t \cdot n \cdot a \cdot u$$

f: coeficiente que depende de la naturaleza de las mandíbulas y del tratamiento de alimentación, se obtiene de la siguiente tabla:

Naturaleza alimentación	Mandíbulas lisas	Mandíbulas acanaladas
finos normales (tamaño menor que reglaje de la maquina)	0,000144	0,000106
finos eliminados (con precribador)	0,000126	0,000088
cribados	0,000108	0,000072

Tabla 8.11 Valores coeficiente de utilización. Fuente [24]

ρ_a : densidad aparente, se puede estimar como el 60% de la real

W: longitud ranura de salida (longitud de boca) cm

r: reglaje (cm), de 1/3 a 1/8 de la anchura de boca de admisión

t: amplitud del movimiento (cm), suele ser el 25% de r, si no es conocido se utiliza 0,33r

n: número de oscilaciones por minuto, rpm

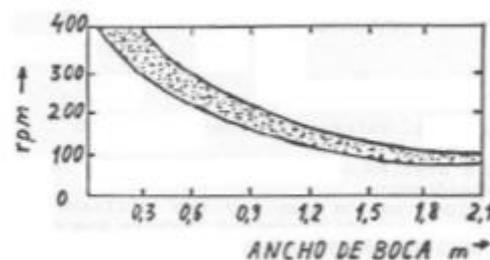


Ilustración 8.9 Curva relación de revoluciones y tamaño de boca. Fuente [24]

a: coeficiente que depende del ángulo de las mandíbulas, se obtiene así:

$$1 + 0,003 \times (26 - \text{ángulo de las mandíbulas})$$

u: coeficiente que depende de la forma de alimentación de la trituradora y la relación de tamaño máximo de grano

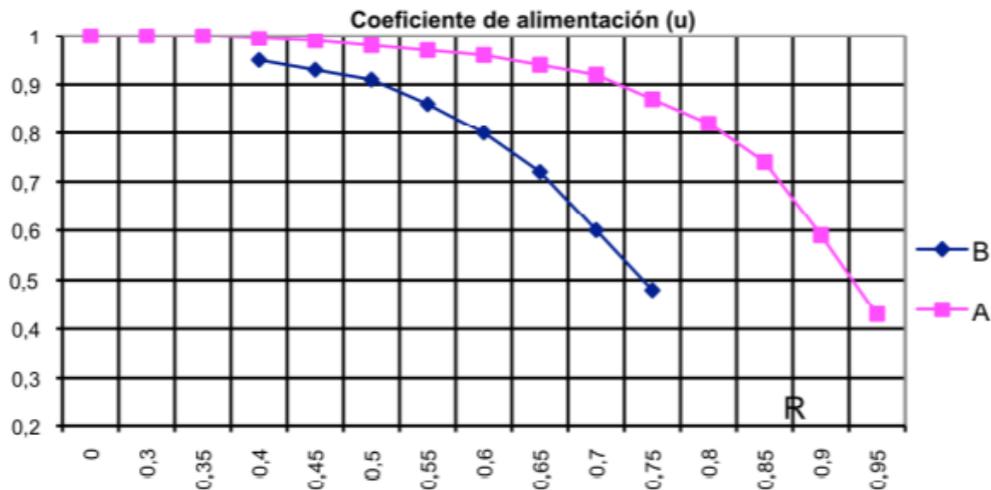


Ilustración 8.10 Valores coeficiente de alimentación. Fuente [24]

A: Alimentación mediante tolva

B: Alimentación mediante camión

R: D_{max}/H

H: profundidad cámara de quebrantado

8.4. TRITURADORAS SECUNDARIAS

Las trituradoras secundarias tienen las siguientes características:

- Comprende de un tamaño de alimentación de 10-20 cm hasta un tamaño de salida < 1 cm
- Si la trituración contiene más de una etapa pasaría a ser trituración terciaria
- Puede ser tanto un circuito abierto como cerrado
- Consumo inferior o igual a 1 kWh/t
- Reducen el tamaño del mineral para que este óptimo para la molienda
- Son máquinas de menor dimensión que las primarias

8.4.1. Trituradora de conos

La mandíbula móvil de estos equipos tiene forma de cono, de ahí el nombre. Esta trituradora tiene cierto parecido con la giratoria, la parte fija de la cámara de rotura converge al revés, el área transversal aumenta hacia la descarga. La trituradora de conos tiene mayor excentricidad (distancia entre el centro geométrico de la mandíbula y su centro de giro), ángulo de cabeza y velocidad de giro (400-600 rpm).

Tiene una relación de reducción de 6 a 8.

La producción máxima y calidad del producto se conseguirá siempre y cuando la cámara de rotura está llena.

La descarga se realiza a través de una tolva, cayendo el material encima de un platillo giratorio que diversifica el material través del equipo.

El reglaje de esta máquina es regulable subiendo y bajando la parte fija de la cámara.

El producto de los conos oscila entre 150 y 40 mm.

El funcionamiento es simple tal y como se muestra en la siguiente imagen

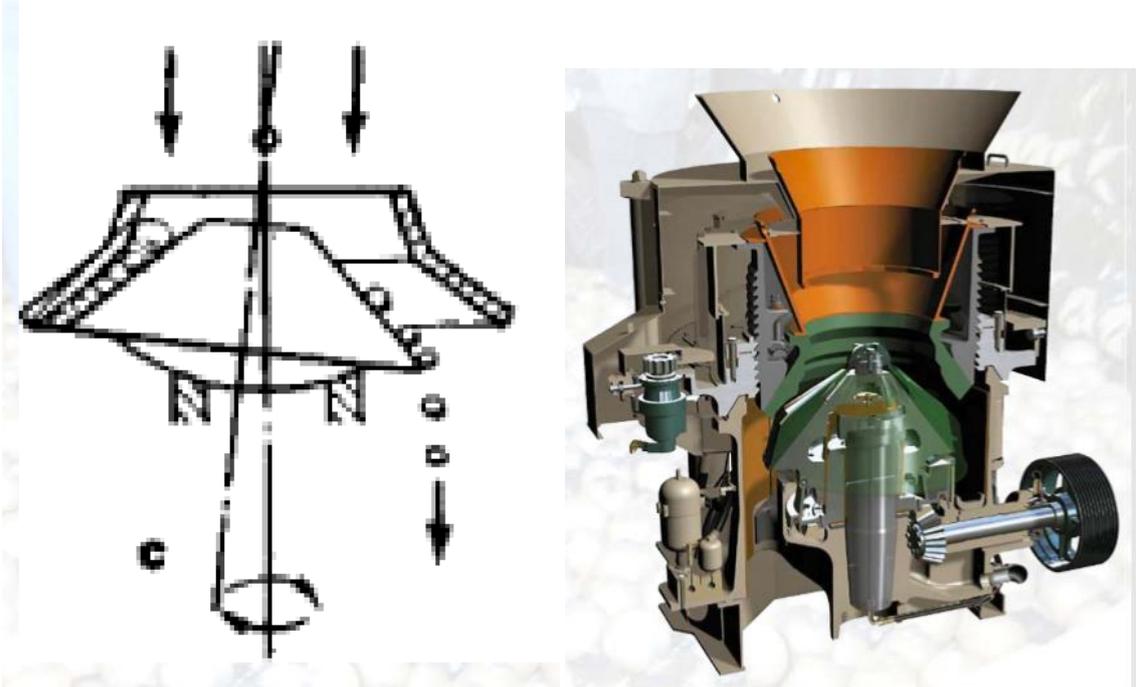


Ilustración 8.11 Trituradora de cono. Fuente [23]

Al tener una mayor excentricidad y velocidad de giro se asegura que material tenga una fácil trituración debido a la agitación y choque entre partículas. No es adecuada para materiales húmedos.

Los cálculos de dimensiones, producción, potencia... son similares a los de las trituradoras primarias.



Modelo	Máximo grano de entrada (mm)	Campo de descarga (mm)	capacidad (t/h)	potencia (kW)	Peso (t)	Velocidad eje (rpm)
PYB 600	65	12 a 25	15 a 25	30	5	356
PYD 600	35	3 a 15	5 a 23	30	5,5	356
PYB 900	115	15 a 50	50 a 90	55	10,2	333
PYZ 900	60	5 a 20	20 a 65	55	10,2	333
PYD 900	40	3 a 13	15 a 50	55	10,3	333
PYB 1200	145	20 a 50	110 a 200	110	24,7	300
PYZ 1200	100	8 a 26	50 a 150	110	25	300
PYD 1200	50	3 a 15	18 a 105	110	25,6	300
PYB 1750	215	25 a 60	280 a 480	160	50,3	245
PYZ 1750	185	10 a 30	115 a 320	160	50,3	245
PYD 1750	85	5 a 15	75 a 230	160	50,4	245
PYB 2200	300	30 a 60	590 a 1000	260 a 280	80	220
PYZ 2200	230	10 a 30	200 a 580	260 a 280	80	220
PYD 2200	100	5 a 15	120 a 340	260 a 280	81,4	220

Tabla 8.12 Especificaciones generales trituradora de cono. Fuente [24]

Hay distintos tipos de conos, pero los más elementales son el cono de Symons y los hidroconos.

- Tipo Symons: es el más empleado.
 -Estándar:
 tiene un revestimiento con perfil escalonado que permite que el mineral de alimentación sea de mayor dimensión.
 Relación de reducción 10-12



Dimensión trituradora (*) cono estándar	Abertura de admisión (mm)	Capacidad para rocas de densidad aparente 1,6 en t/h para los reglajes siguientes en posición cerrada (mm)							Velocidad de rotación rpm	potencia CV	peso t
		6,3	12,7	19	25	38	50	65			
2	57-82	13	22	32	41	54			575	25-30	4,5
3	98-130		36	63	72	81	86		580	50-60	9,5
4	127-187		72	108	135	160	176		485	75-100	15,9
5,5	181-251			180	250	310	340	410	485	150-200	37,6
7	254-343			300	410	540	720	810	435	250-300	63,5
(*) diámetro del cono a la salida En pies de 305 mm 1 metro = 3,2808 pies											

Tabla 8.13 Dimensiones cono estándar. Fuente [24]

-Cabeza corta:

tiene menor ángulo que evita atasco por finos y boca de alimentación más estrecha con sección de descarga de mayor longitud

Relación de reducción 5-6

Dimensión trituradora (*) cabeza corta	Abertura de admisión (mm)	Reglajes en posición cerrada (mm)							Velocidad de rotación rpm	potencia CV	peso t
		3,1	4,7	6,3	9,5	12,7	15,8	19			
2	35-50	5	7	9	13	18			575	25-30	4,7
3	41-76	13	18	27	36	45	55		580	60-75	9,7
4	63-101	18	32	45	70	90	115		485	100-150	20
5,5	70-133		60	90	120	160	190	220	485	150-200	39
7	95-178		110	135	215	270	325	380	435	250-300	68
(*) diámetro del cono a la salida en pies de 305 mm. 1 metro = 3,2808 pies											

Tabla 8.14 Dimensiones cono cabeza corta. Fuente [24]

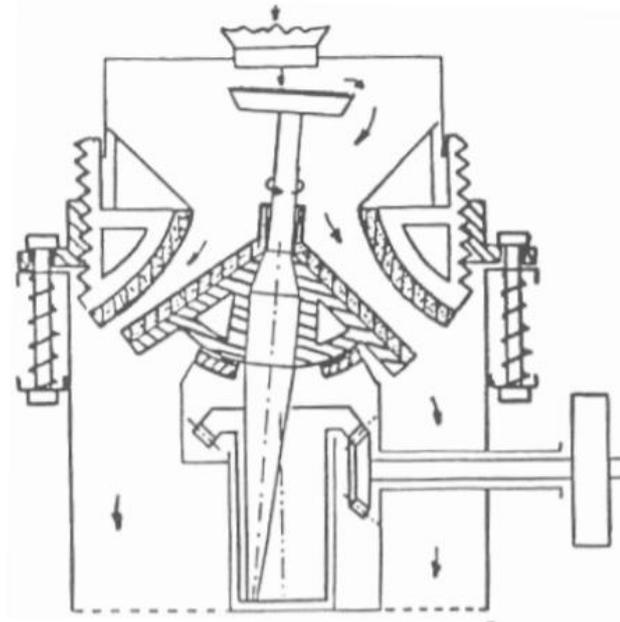


Ilustración 8.12 Esquema como Symons. Fuente [24]

- Hidrocono: ángulo de cono más abierto, dotando un mayor volumen de mineral en la cámara, relación de reducción llega a 8. Se dividen en:
 - cámara gruesa
 - cámara media
 - cámara fina

Se elige la cámara dependiendo del grosor del mineral y tamaño del producto

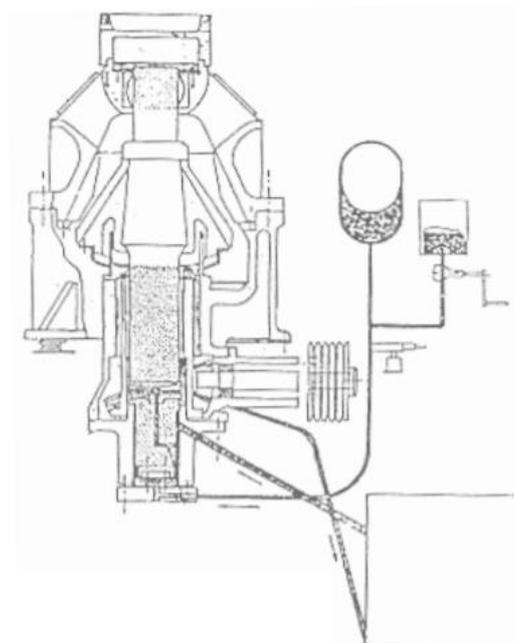


Ilustración 8.13 Triturador hidrocono. Fuente [24]



Dimensión del triturador (*)	Abertura de admisión (mm)	Excentricidad	Capacidad, para rocas de densidad aparente 1,6 t/m ³ en t/h para los reglajes siguientes en posición cerrada (mm)							Velocidad de rotación	Potencia	Peso
			mm	3	6	10	16	25	44			
22 F	25	13	9	11	15					425	35	2,7
		6		7							25	
		10		12							30	
22 M	50	13	6	17	20					425	35	2,7
		6				16	19				25	
		10				14	26	32			30	
22 G	75	13		13	20	34	40			425	35	2,7
		13		27							70	
		19		32	41						125	
36 F	50	22	18	36	45	63				350	125	9,3
		10									60	
		13		24	36						70	
36 M	100	19		34	56					350	125	9,3
		8					40	4				
		10				37	50	53			50	
		13		34	45	63	67				60	
36 G	150	19		40	60	106	129			350	70	9,3
		13		50							90	
		19		36	63						140	
		25		50	82	111					200	
51 F	90	32		68	95	129				290	220	22
		13				72	83				90	
		19				113	132				140	
		25		66	139	158					200	
51 M	150	32		63	99	167	212			290	220	22
		13									90	
		19					92				140	
		25					151	245			200	
51 G	250	32				82	212	302	342	290	20	22
		19									250	
		25									300	
		38		110	140						400	
84 F	125	51		135	225	360				200	500	67
		19					189				250	
		25					279				300	
		38				180	414				400	
84 M	250	51			167	257	590	662		200	500	67
		25									300	
		38						430	693		400	
84 G	430	51					396	639	945	200	500	67

(*) Diámetro cono de salida en pulgadas de 25,4 mm

Tabla 8.15 Características hidroconos. Fuente [24]

- Elección del cono:

Se elige normalmente entre un cono u otro teniendo en cuenta el tamaño máximo admisible en la alimentación. Para el cono de symons el tamaño máximo admisible tiene que ser inferior al 80% de la abertura de alimentación. Para el hidrocono es admisible un tamaño de mineral igual al de la abertura de alimentación o un poco menor para cámara gruesa, para cámara mediana de un 80% y fina de 60 a 70 %.

8.4.2. Trituradora de rodillos

Esta trituradora puede constar de uno o dos rodillos, las trituradoras que constan de dos rodillos están dispuestos en paralelo separados entre sí por una cierta distancia y giran en sentido opuesto uno de cada otro respectivamente. La fragmentación se produce por compresión.

La trituradora que consta de un solo rodillo está formada de un rodillo y una mandíbula fija, el rodillo empuja el material hacia la mandíbula y se produce la rotura por compresión.

El accionamiento de los rodillos habitualmente es por correas, aunque puede ser de engranajes

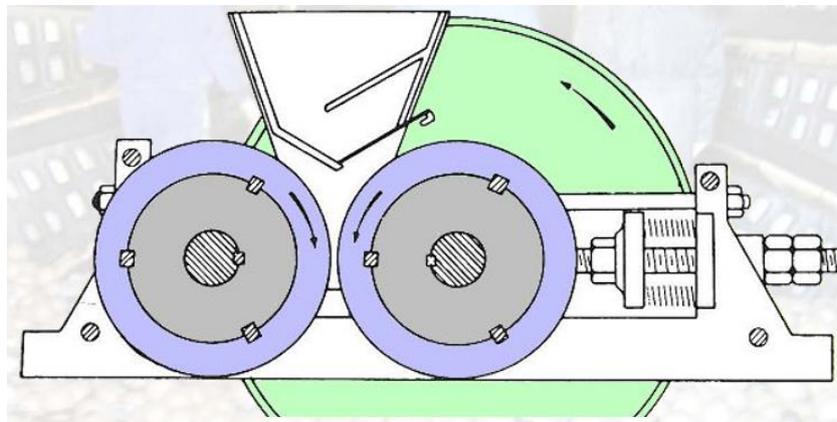


Ilustración 8.14 Funcionamiento trituradora de rodillos. Fuente: [24]

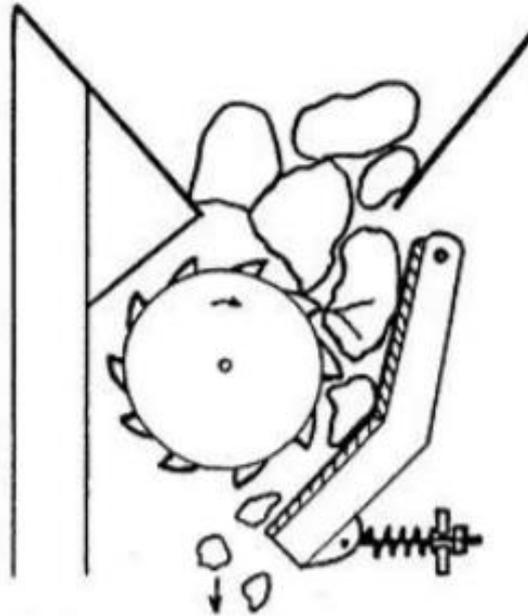


Ilustración 8.15 Funcionamiento trituradora de rodillo y placa. Fuente [23]

Los cilindros que funcionan como rodillos pueden ser lisos, escalonados o dentados.

Cuando el rodillo es dentado el material se fragmenta por compresión y esfuerzo cortante.

Estas trituradoras ofrecen menos finos, pero más desgaste, sobre todo ante materiales abrasivos.

Las trituradoras de rodillos han sido muy reemplazadas por las de cono, pero se utilizan todavía para caliza, carbón, hierro...

Se pueden sobrealimentar 3-5 veces su capacidad de alimentado.

Tienen bajo coste de mantenimiento.



Concepto	Cilindros lisos	Cilindros dentados	Cilindro y mandíbula
Reglaje	Distancia mínima entre cilindros	Distancia de pico a valle	Distancia de pico a placa
Fuerzas	Compresión continua	“Picado” tracción y desgarró más compresión	Cizalladura y desgarró
Relación de reducción	Rr = 2 - 5 (max: 7)	Rr = 2 - 5	Rr = 2 - 5
Paso por una malla cuadrada igual al reglaje	80 - 85%	80 - 85%	80 - 85%
Adecuada para	Productos pegajosos y húmedos	Productos pegajosos y húmedos	Productos pegajosos y húmedos
Aplicaciones principales	Rocas blandas	Rocas no muy resistentes, esquistos y carbón	Rocas no muy resistentes, esquistos y carbón
Cálculo de la capacidad	$C(t/h) = 33 \cdot L \cdot e \cdot D \cdot n \cdot pa$	$C(t/h) = k \cdot d95 \cdot v \cdot L$ v en m/s ; L en m	$C(t/h) = k \cdot d95 \cdot v \cdot L$ v en m/s; L en m
Cálculo de la potencia	Fórmula de Bond f =1,3	Fórmula de Bond f =1,3	Fórmula de Bond f =1,3
Elección del modelo	Función del tamaño máximo	Función del tamaño máximo	Función del tamaño máximo
Sistema Anti-atasco	Muelles o hidráulico que desplaza uno de los cilindros	Muelles o hidráulico que desplaza uno de los cilindros	Muelles o hidráulico que desplaza la placa

Tabla 8.16 Características trituradoras de rodillos. Fuente [24]



Trituradora		cilindros						dentados		
Dimensiones		Dentado grueso			Dentado fino			Velocidad cilindros	Potencia motor	Peso
Diámetro (mm)	Ancho (mm)	Capacidad toma (mm)	Reglaje normal (mm)	Producción (t/h)	Capacidad toma (mm)	Reglaje normal (mm)	Producción (t/h)	rpm	kW	t
300	600	100	30	45	40	10	15	150	5	1,4
450	700	150	50	100	50	15	30	130	10	2,3
600	800	200	60	150	60	20	50	100	2x100	4
750	900	250	70	200	70	25	65	75	2x15	8,5
750	900-1400	250	70	300	70	25	100	75	2x250	10,8
1000	900	350	100	300	80	25	60	130	2x40	22
1000	1250	350	100	400	80	25	75	130	2x60	25
1250	1250	500	150	400	100	35	80	125	2x60	36
1250	1600	500	150	500	100	35	100	125	2x75	40
1600	1400	1000	250	600	125	45	120	120	2x75	70
1600	1800	1000	250	800	125	45	160	120	2x100	80
1800	1500	1000	300	800				110	2x150	110
2000	1800	1250	350	1200				90	2x175	130
2250	2100	1500	350	1600				80	2x250	175
450	450	200	50	15-30	150	30	10-20	75	10	1,5
450	650	200	50	20-55	150	30	15-25	75	12	3
600	800	450	60	40-70	350	35	20-60	60	32	5,2
600	1250	450	70	60-100	450	40	30-70	60	45	7
800	1000	600	80	80-120	500	50	40-80	47	60	9,5
800	1400	600	90	100-150	500	60	70-110	47	75	12
900	1500	900	200	350				39	150	66
1250	1800	250	250	500				27	200	125
1500	2140	300	300	900				23	250	200

Tabla 8.17 Características trituradoras cilíndricas dentadas. Fuente: [24]



Cilindros		lisos			y	acanalados			velocidad cilindro	Potencia motor	Peso
Dimensiones		liso			acanalado						
Diámetro (mm)	Ancho (mm)	Capacidad toma (mm)	Reglaje normal (mm)	Producción (t/h)	Capacidad toma (mm)	Reglaje normal (mm)	Producción (t/h)	rpm	kW	t	
		200	125	7	2	1	20				8
300	250	10	3	2,5	30	12	7,5	200	2,5	1,1	
400	280	15	4	4	45	15	10	180	5	1,7	
500	300	20	5	6	60	20	20	150	7,5	3	
500	500	20	5	10	60	20	30	150	2x5	3,5	
500	900	20	5	18	60	20	60	150-180	25	4,2	
600	450	22,5	5	10	70	25	60	135	25	4,5	
700	350	25	6	8	80	30	30	120	2x15	4,8	
700	550	25	6	10	80	30	35	100	2x20	5,8	
700	750	25	6	16	80	30	60	120	2x25	7,4	
700	1400	25	6	30	80	30	100	150-180	60	10,6	
1000	400	35	8	12	100	40	50	75	2x20	10	
1000	600	35	8	20	100	40	80	75	2x25	13	
1000	750	35	8	25	100	40	100	75	2x30	15	
1250	650	45	8	20	125	50	125	115	2x25	25	
1350	750	50	10	90	150	50	145	110	2x30	40	
1500	450	60	10	65	160	50	100	115	2x60	80	
1800	500	70	10	75	185	60	250	115	2x75	100	
1800	900	70	10	140	185	60	300	115	2x120	115	
2000	600	80	12,5	250	200	60	650	110	2x150	140	

Tabla 8.18 Características molino liso y acanalado. Fuente: [24]

- De alta presión:

Rodillos de 0.2-1 m de diámetro, son alimentados de alturas de hasta 5 m.

- De rodillo y mandíbula:

Funcionamiento descrito anteriormente, con el mismo volumen y peso son capaces de fragmentar bloques para los que los rodillos dentados no están capacitados.

- De flujo horizontal:

Compuesto de un transportador que alimenta la maquina y sobre el que ejerce acción el rodillo dentado, admite partículas de hasta 2 m³ dando un resultado de producto entre 125-400 mm alcanzando producciones de 1500 t/h. Son muy utilizadas en el reciclaje como puede ser el de hormigón armado.

8.4.3. Trituradora de martillos

Esta trituradora está formado por uno o dos rotores con martillos o dientes y mandíbulas, la fragmentación por impacto consiste en el choque del material contra los rotores que a su vez lo lanzan contra las mandíbulas provocando así la rotura del mismo. También la rotura se produce por el impacto directo sobre los martillos. En las siguientes imágenes se puede apreciar el funcionamiento:

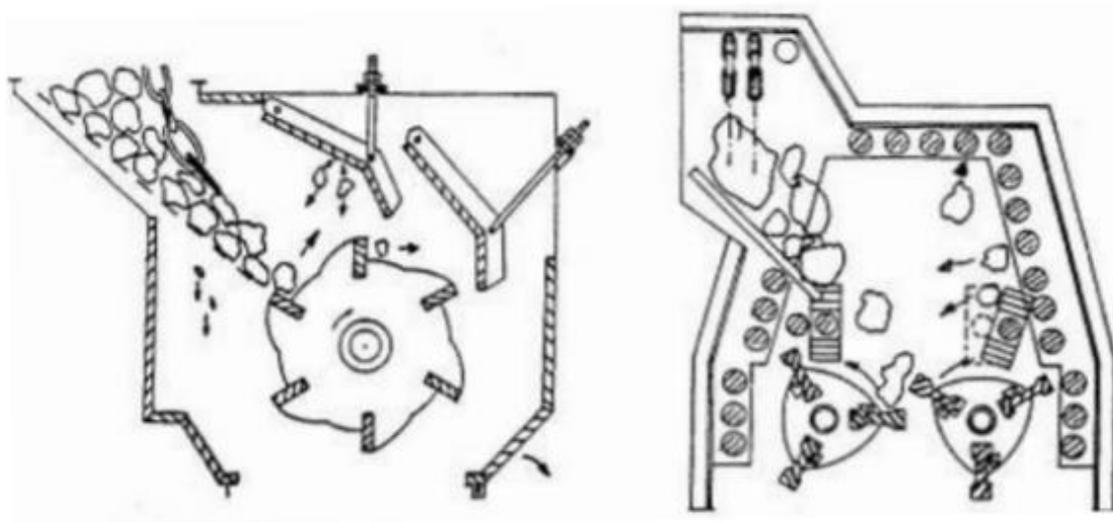


Ilustración 8.16 Funcionamiento trituradora de martillos. Fuente [24]

Estas trituradoras se pueden utilizar tanto en primario secundario o terciario ya que son muy genéricas.

Hay un alto desgaste de martillo al que hay que añadir los tiempos muertos para realizar los recambios de los mismos.

Modelo	Boca de entrada (mm)	Producción (t/h)	Rotor diámetro x longitud (mm)	Potencia (CV)	Velocidad rpm	Peso (t)
MA-60/75	333x750	20/30	600x750	80/90	1250	2,6
MA-75/75	467x750	30/40	750x750	100-110	1000	3,6
MA-90/90	600x865	40/60	900x900	120/130	850	7,5
MA-120/120	830x1200	60/90	1200x1200	150/180	650	14
MA-120/180	830x1800	90/120	1200x1800	150/180	600	20

Tabla 8.19 Características trituradora de martillos. Fuente [23]

Estas trituradoras no son adecuadas para materiales abrasivos.

Alta relaciones de reducción.

Fragmenta demasiado.

Producto con forma cubica.

No tiene sistema de seguridad.

Muy utilizadas en canteras.

8.4.4. Tambores Bradford

Este tambor es utilizado para carbón, gira a baja velocidad según su eje horizontal, las paredes del cilindro están perforadas con el tamaño del producto deseado, atravesando el carbón esas perforaciones cuando ya tiene el tamaño adecuado.

Utiliza la rotura diferencial.

Equipo caro, pero manteniendo bajo.

Diámetro 1,8 – 3,6 m y longitud 1,5 – 2,5 veces el diámetro.

Hasta 1500 t/h.



Ilustración 8.17 Tambor Bradford. Fuente [23]

8.4.5. Equipos móviles

Los mismos fabricantes de las trituradas nombradas anteriormente te ofrecen las plantas móviles, es necesario ajustar los costes de inversión y hacer la selección adecuada. Dependiendo de las distancias y el coste de transporte se decidirá o no por esta opción.



Ilustración 8.18 Trituradora móvil. Fuente [23]

8.5. MOLINOS

Última etapa, cuyo objetivo es reducir el tamaño del producto de la trituración (5 – 250 mm), hasta 10 – 300 μm .

Requiere grandes inversiones de dinero, además de que conlleva un mantenimiento y valor energético de alto coste.

Hay distintos tipos de molienda:

- Molienda simple: reduce el material por debajo de un tamaño determinado.
- Molienda forzada: cuando el producto ha de tener una cantidad de finos o superficie específica mayor a la determinada.
- Molienda selectiva: en los materiales que son homogéneos se aprovecha la distinta molturabilidad.
- Molienda formal: cuando quieres obtener un producto con una determinada forma y dimensión.
- Molienda autógena: el material se mole a si mismo por la propia acción de la molienda.
- Molienda en vía seca o húmeda:

Molienda en vía húmeda (30-300% agua), semihúmeda (2-20% agua), seca (<2% agua)

La molienda en vía húmeda tiene un menor consumo energético que la seca.

En vía húmeda emite menos polvo, por lo tanto, no hay que invertir tanto en la captación de polvo.

En vía húmeda hay temperaturas inferiores.

La vía húmeda necesita agua y tiene el inconveniente de la corrosión y ataque químico.

8.5.1. Molinos cilíndricos

Son cilindros de acero huecos que rotan sobre un eje horizontal, estos cilindros tienen en su interior barras, bolas, roca dura o el propio mineral que impactan sobre el mineral por su rotura. La rotación del molino hace que la carga se eleve y caiga en cascada o catarata.

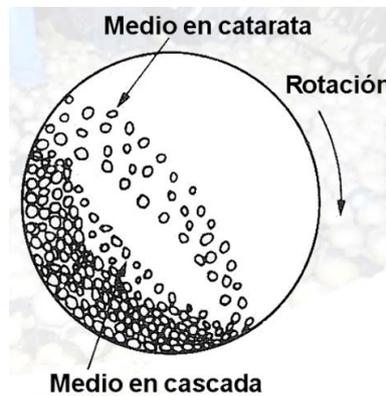


Ilustración 8.19 Caída en cascada y catarata. Fuente [23]

En la caída por cascada hay una disminución de velocidad del cilindro generando la conminución por abrasión produciendo más ultrafinos y desgaste.

En la caída por catarata hay una mayor velocidad de rotación generando la rotura del mineral por impacto disminuyendo la producción de ultra finos y el desgaste por abrasión.

Los objetos de molienda que se encuentran en el interior del cilindro ocupan alrededor del 40% de su volumen.

- Molinos de barras:

Son molinos cilíndricos en cuyo interior se encuentran barras de acero con libre movimiento.

La relación longitud / diámetro es de 1,5 – 2,5.

La longitud de las barras es menor de 6,8 m para evitar la rotura por flexión, los diámetros iniciales de barra suelen ser entre 25-150 mm. Cuando el diámetro de barra es inferior a 25mm se cambian.

Su principal uso es para el granulado fino de materiales semiduros a duros

Se utilizan tanto en molienda gruesa como en la trituración fina de minerales arcillosos y húmedos.

$D_{80} < 50\text{mm}$

$d_{80} > 300\mu\text{m}$

La coraza del cilindro está protegida por un revestimiento para el desgaste y corrosión, se cambia cuando el peso es inferior al 30-50 % del mismo.

Las barras ocupan el 35% del volumen reduciéndose al 20-30% por desgaste, en volumen aparente ocupan el 45%.

El consumo del acero es de 0.1 a 1 kg/t para la molienda húmeda siendo menor para la molienda seca.

Los molinos giran a una velocidad del 65-70% de la velocidad crítica (velocidad a la que centrifuga y el mineral no se rompe)

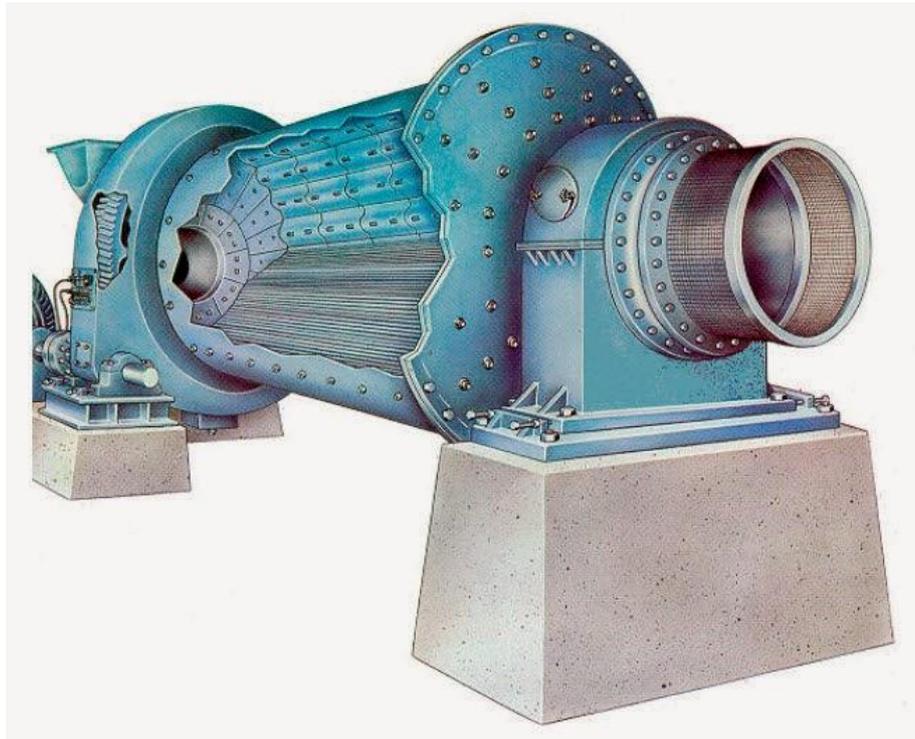


Ilustración 8.20 Molino de barras. Fuente [25]

Diámetro molino	Longitud molino	Longitud barras	Relación longitud/diámetro	Velocidad molino	Densidad carga barras	Peso carga barras	toneladas métricas	% de llenado	Potencia molino	llenado	%	Diámetro entre revestimiento nuevo
M	m	m		rpm	kg/m ³	35%	40%	45%	35%	40%	45%	m
0,91	1,22	1,07	1,4	36,1	5847	1	1,13	1,27	7	8	8	0,76
1,22	1,83	1,68	1,57	30,6	5847	2,25	2,58	2,9	23	25	26	1,07
1,52	2,44	2,29	1,67	25,7	5847	6,91	7,95	8,89	57	61	64	1,37
1,83	3,05	2,9	1,73	23,1	5847	13,1	15	16,8	114	122	128	1,68
2,13	3,35	3,2	1,62	21	5766	20	22,8	25,6	181	194	204	1,98
2,44	3,66	3,51	1,53	19,4	5766	29	33,2	37,4	275	295	310	2,29
2,59	3,66	3,51	1,44	18,7	5766	33	37,7	42,5	318	341	359	2,44
2,74	3,66	3,51	1,38	17,9	5766	36	41,1	45,5	344	369	388	2,55
2,89	3,96	3,81	1,41	17,4	5606	42,7	48,8	54,9	416	446	470	2,7
3,2	4,57	4,42	1,47	16,2	5606	61,4	70,1	78,9	609	653	687	3
3,35	4,88	4,72	1,5	15,9	5606	72,5	82,8	93,5	735	788	829	3,15
3,51	4,88	4,72	1,43	15,5	5606	79,7	90,7	103	819	878	924	3,31
3,66	4,88	4,72	1,37	15,1	5606	82,7	99,8	112	906	972	1023	3,46
3,81	5,49	5,34	1,48	14,7	5446	104	119	134	1093	1173	1234	3,61
3,96	5,79	5,64	1,5	14,3	5446	120	137	154	1264	1356	1426	3,76
4,12	5,79	5,64	1,44	14	5446	130	148	166	1385	1486	1562	3,92
4,27	6,1	5,94	1,46	13,6	5446	147	169	190	1580	1695	1783	4,07
4,42	6,1	5,94	1,41	13,3	5446	159	181	204	1715	1840	1935	4,22
4,57	6,1	5,94	1,36	13	5446	171	194	219	1853	1988	2091	4,37

Tabla 8.20 Características molino de barras. Fuente [23]

- Molinos de bolas:

Son cilindros que giran sobre un eje horizontal que contienen en su interior bolas de acero. La coraza del interior del molino tiene un revestimiento para proteger sobre el desgaste y corrosión. El revestimiento se cambia cuando se reduce al 30-50 % de su propio peso

La relación longitud / diámetro varía de 1 a 3, si es mayor de dos se los denomina molinos tubulares y pueden estar divididos en varios compartimentos.

Hay molinos de funcionamiento continuo y discontinuo:

- De funcionamiento discontinuo:
Molinos Alsing, dependiendo del tiempo de molienda se consiguen diferentes grados de finura, se puede llegar a obtener un $d_{100} < 50 \mu\text{m}$. Funcionan en vía húmeda como seca y tienen diámetros entre 600 y 3000 mm



Ilustración 8.21 Molino Alsing. Fuente [23]

- De funcionamiento continuo:
Se usan para grandes cantidades de material, la descarga es por rebose y rejilla, Tienen un diámetro de hasta 5,5 m y una longitud de 7,3 m haciéndolos funcionar motores de 4000 kW.
Molinos Hardinge finalizan con una sección cónica, la reducción de tamaño es gradual debido a que en el inicio del molino se encuentran las bolas más grandes y en el final las más pequeñas. Bastante eficientes si $D_{100} < 5 \text{ mm}$, trabajan tanto en seco como en húmedo con motores de hasta 300kW, con la misma potencia este molino es más rentable que uno de bolas convencional por el menor coste energético también hay un menor desgaste de revestimiento y por lo tanto un menor coste.

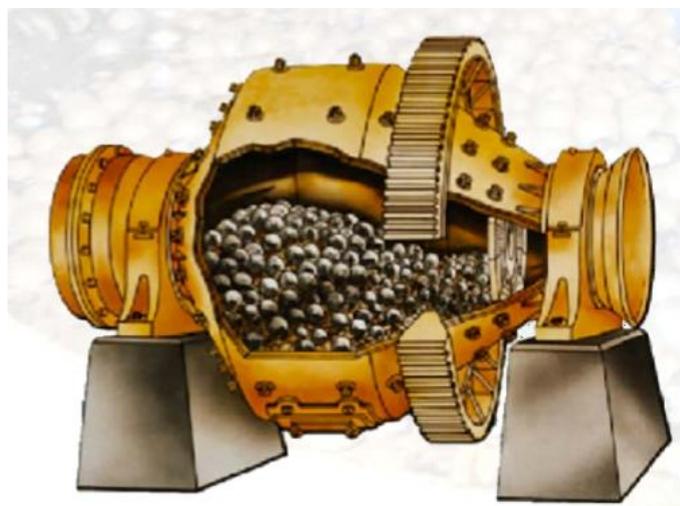


Ilustración 8.22 Molino Hardinge. Fuente [23]



Las bolas utilizadas tienen un diámetro que oscilan entre 10 – 150 mm, la bola de menor diámetro condiciona el tamaño final de fino, y el diámetro de las bolas de mayor tamaño está determinado por el tamaño de la partícula mineral. Cuando las bolas sufren desgaste son extraídas del molino con un trómel o separador magnético, el cilindro se rellena con bolas de diámetro máximo, ya que las anteriores de diámetro máximo debido al desgaste tienen un diámetro inferior, formándose así un ciclo de tamaño de bolas.

La densidad de la pulpa debe de ser la más alta posible 65 – 80 % en peso y un volumen de carga aparente del 40 – 50 %.

El consumo de acero es de 0,1 – 1 kg/t y la velocidad de trabajo es un 70 – 80 % de la crítica predominando la caída por catarata. Si se quiere un estricto control de tamaño se usará en circuito cerrado sino abierto.

- Molinos autógenos

La característica principal de este molino es que el propio mineral es el medio de molienda. Hay distintos tipos de molinos autógenos:

- Molienda autógena: el propio mineral realiza la fragmentación. Debe tener un 25 – 30 % de partículas entre 15 y 20 cm de diámetro para una producción óptima de finos. Si el mineral proviene de cielo abierto ha de pasarse por una trituradora primaria con reglaje 20 – 22 cm.
- Molienda semiautogena: al mineral se le añade una reducida carga de bolas de entre el 6-10 % del volumen.
- Molinos de guijarros: se añaden guijarros (40 – 70 mm) del propio material u otro diferente que ayuda a la fragmentación del mismo. Son usados como secundarios después de un autógeno primario. El mineral se fragmenta hasta 75 mm, formándose guijarros que se extraen.
- Molinos de bolos: la molienda se realiza con bolos del propio material (70 -250 mm) que se realizan a parte. En los primarios se cargan con material entre 25.5 – 12.7 cm para producir material de 0.95 – 0.63 mm. En los secundarios se cargan materiales entre 10 – 3 cm para obtener material de 2 – 2.4 mm y en los terciarios se alimenta de material entre 7.5 – 2.5 cm para dar material de 0.6 -0.4 mm

Las dos primeras moliendas son utilizadas en molienda primaria mientras que las dos últimas en secundaria.

Hay dos modelos para los molinos que funcionan en vía húmeda

$D/L \sim 3$

$D/L \sim 0,5-1$

El revestimiento está dispuesto de unas barras horizontales que elevan el mineral con el giro del molino para su posterior caída. El revestimiento se cambia cuando se reduce su peso al 30-50 %, hay un mayor desgaste en vía húmeda, para acceder al interior del molino se utilizan grúas específicas.

Con estos molinos se ahorra en bolas y barras, pero tienen una menor eficiencia energética.

Para hallar la potencia no es posible utilizar el índice de Bond y se utilizan tablas suministradas por los fabricantes.

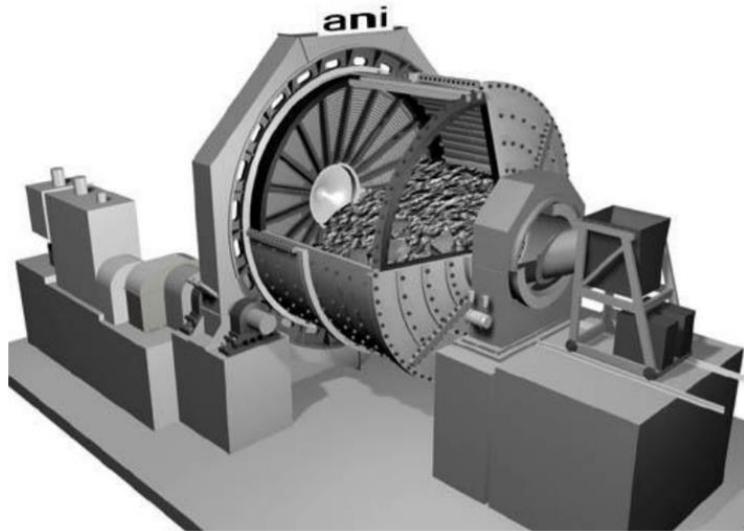


Ilustración 8.23 Molino autógeno. Fuente [26]

8.5.2. Molinos de rodillos de alta presión

Son los más utilizados para la molienda del Clinker además de caliza, carbón, escorias, menas de hierro y diamantes. El mineral entra con un tamaño comprendido entre 120 – 20 mm y sale un producto con tamaño entre 1 – 10 mm. La rotura se produce por la compresión formada por los dos rodillos que giran inversamente y están funcionando por sistema hidráulica. La presión ejercida por los rodillos oscila entre 100 – 350 MPa y tiene un bajo consumo 2,5 – 3,5 kWh/t. Los rodillos tienen un diámetro comprendido entre 0,2 – 1 m

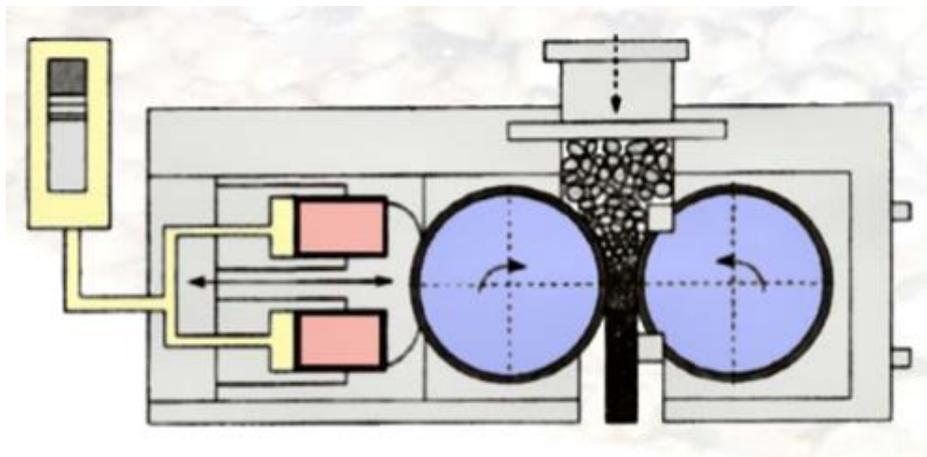


Ilustración 8.24 Molino de rodillos de alta presión. Fuente [23]

8.5.3. Molinos de bolas agitadas

La finalidad de estos molinos es el ahorro de energía y la reducción del ruido.

El elemento de molienda son bolas de acero, cerámica o guijarros de entre 2 – 4mm de diámetro que se elevan por una hélice que está situada en el interior del cilindro vertical

Hay distintos molinos:

- Vertimil

Son las más conocidos, son utilizados para molienda fina y ultrafina (polvos de minerales) en vía húmeda, aunque también pueden funcionar en vía seca.

Tienen una alimentación de minerales < 650 μm dando unos productos alrededor de < 74 – 2 μm , con unas capacidades de 50 – 100 t/h.

Velocidad entre 20 – 2000 rpm y potencia oscilante entre 15 – 1000 kW.

Rotura por atrición y compresión.

Tienen la ventaja de que son eficientes energéticamente hablando, tienen una menor sobremolienda, su coste de instalación y operación no es caro, ocupan poco espacio y son seguros.



Ilustración 8.25 Molino Vertimill. Fuente [23]

- Isamill

Es de eje horizontal, opera con potencia muy alta de hasta 350 kW/m^3 comparado con los de bolas que funcionan con potencia de 20 kW/m^3 . Ofrece un producto $< 10\mu\text{m}$ con una alta eficiencia energética con una relación de reducción 16:1

Está formado por ocho cámaras de molienda, la pulpa atraviesa los discos rotativos y van recirculando por ellos, la fragmentación se produce por el choque con los pequeños medios que circulan a elevadas velocidades por abrasión y atrición. Cuando la pulpa y los medios llegan al separador los medios se centrifugan fuera de la carcasa y se devuelven de nuevo al inicio de la alimentación bombeándolos con algo de pulpa mientras que el producto sale por el centro del separador.

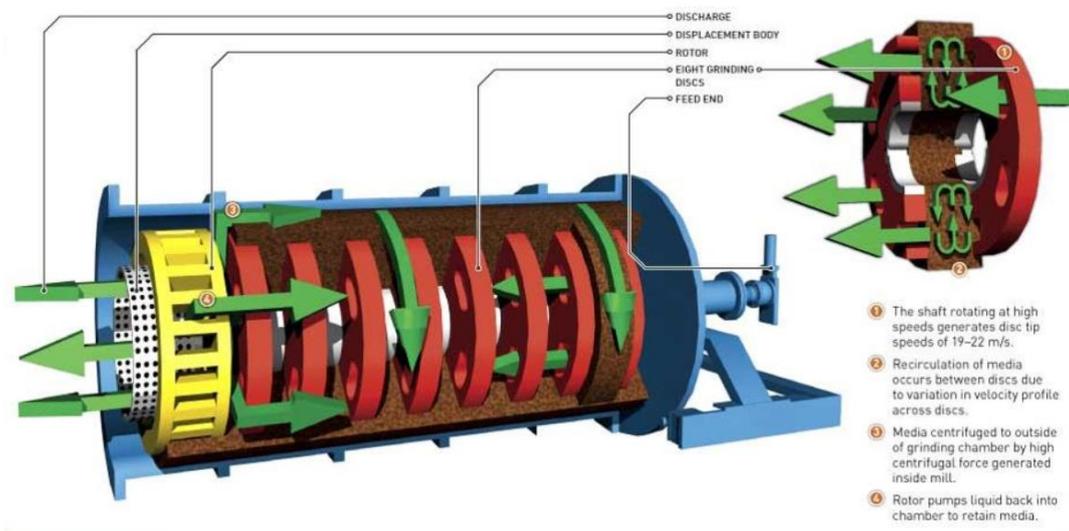


Ilustración 8.26 Molino Isamill. Fuente [27]

8.5.4. Molinos vibratorios

Son uno o varios cilindros que están apoyados sobre piezas elásticas vibrantes, los cilindros en su interior contienen, bolas, barras o guijarros.

Ocupan poco espacio, tiene un bajo coste de consumo energético además del de inversión y tienen una gran variabilidad a la hora de operar.

Trabajan tanto en húmedo como en seco como en continuo o discontinuo.

Algunas marcas fabrican estos molinos con los cilindros verticales.

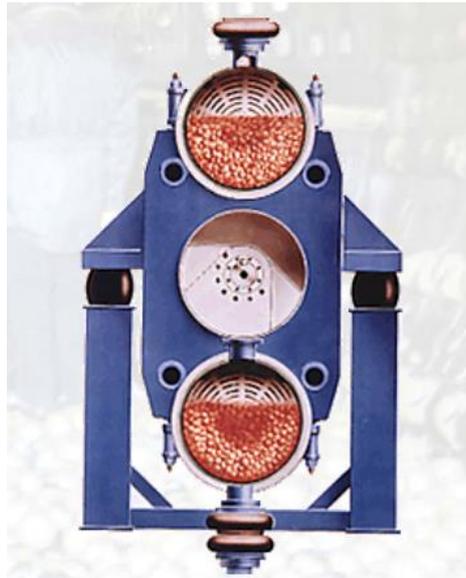


Ilustración 8.27 Molino vibratorio. Fuente [23]

8.5.5. Molinos de eje vertical

Existen diversos tipos con características en común:

Giran sobre un eje vertical.

La salida del producto se ejecuta con un clasificador neumático.

Con la introducción de gases calientes en su interior se puede realizar el secado, los gases también hacen la labor de transporte. Para realizar el secado se necesita que la alimentación tenga menos de un 20 % de humedad.

- De rodillos

Integrado por dos o más de dos rodillos estacionarios, que son accionados por un sistema hidráulica neumático para ejercer presión sobre el material. El material está situado sobre un plato rotativo que produce la molienda al comprimir el material con los rodillos.

Este molino produce caudales mayores de 1400 t/h.

Bajo coste de inversión.

Bajo consumo energético.

Es necesaria una potencia de 18000 kW para su funcionamiento.

Tiene un tamaño de alimentación del material de hasta 120 mm y un producto de 1.500 – 6.000 cm^2/g

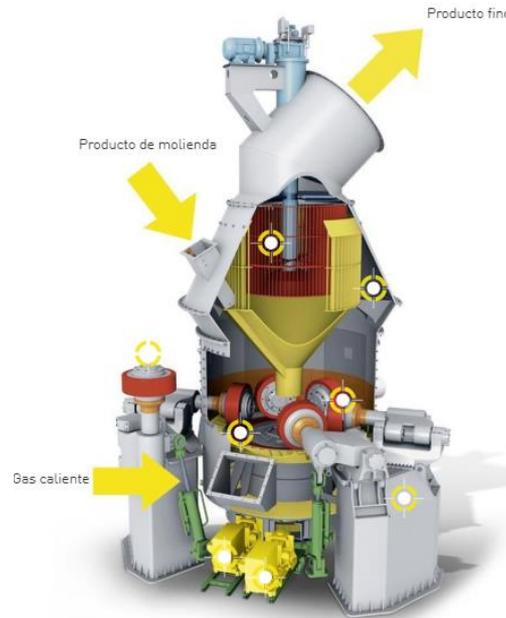


Ilustración 8.28 Molino de eje vertical de rodillos. Fuente [28]

- De rodillos pendulares

Está constituido por un eje vertical que hace rotar a un conjunto de brazos sobre los que están suspendidos los péndulos que usufructúan los rodillos. Cuando el eje rota la fuerza centrífuga acciona los rodillos contra la superficie de molienda. Se alimenta con materiales < 25 mm y su producto fluctúa entre 2 mm- 44 μ m.

Para extraer el producto se inyecta aire hacia la zona de clasificación extrayendo de esta manera los materiales de un determinado tamaño.

Gran eficiencia energética.

Uso para materiales poco abrasivos como pueden ser yeso, caolín, caliza ...

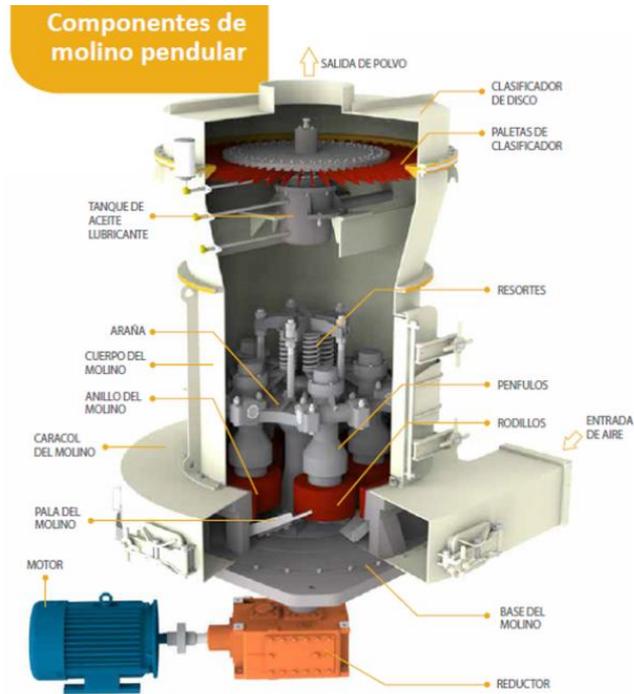


Ilustración 8.29 Molino de eje vertical de rodillo pendular. Fuente [29]

- Anulares de bolas

Está formado por bolas no estacionarias que se mueven libremente entre los anillos de molienda que se presionan mediante un sistema hidráulico y muelles.

Se utilizar para la molienda del Clinker, caliza, arcillas...Materiales poco abrasivos.

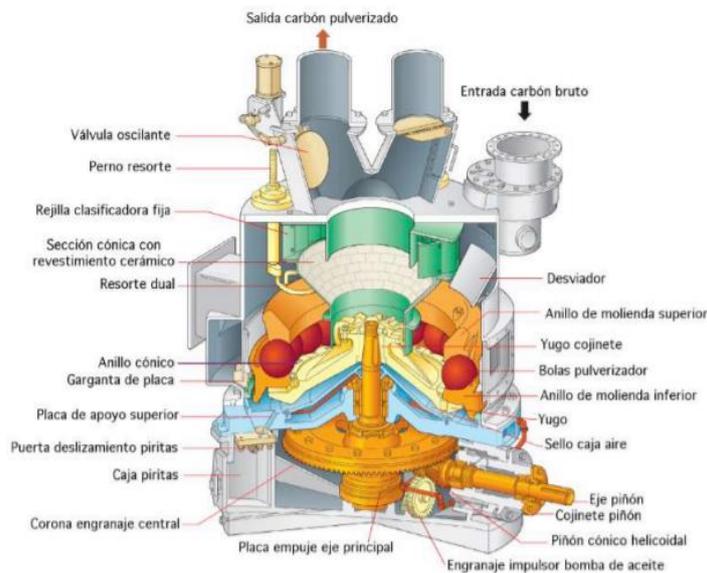


Ilustración 8.30 Molino de eje vertical anular de bolas. Fuente [30]



9. CONCLUSIÓN

Después de toda la información expuesta en este trabajo con las distintas opciones presentadas, se llega a la conclusión de que optimizar no es más que elegir correctamente entre todas las posibilidades.

Es importante tener claro en qué zona geológica se está trabajando para el material a extraer, la mejor manera para recopilar toda la información es basarse en trabajos realizados en la misma zona si fuera posible, sino como se ha explicado anteriormente existen varios métodos para realizar un estudio exhaustivo del terreno para posteriormente no llevarse ninguna sorpresa.

Dependiendo del material se usará un tipo de explosivo u otro. También hay que tener en cuenta las dimensiones del lugar donde vamos a trabajar para hacer los respectivos cálculos descritos anteriormente. Para saber qué tipo de explosivo se ha de utilizar se realizan distintos ensayos que permiten saber la fuerza del material y la energía necesaria para fragmentarlo.

Para alcanzar estas condiciones óptimas se varía la composición del explosivo ensayado. De esta manera al utilizar un explosivo acorde a lo que se necesita, se obtendrá una fragmentación y tamaño de grano idónea.

En este trabajo de fin de grado se han nombrado cuatro explosivos que son los más comunes, ANFO, hidrogeles, emulsiones y gomas. Estos explosivos tienen sus características definidas, así que sabiendo las características del terreno se puede optar por unos u otros.

Por ejemplo, si el terreno sobre el que se va a trabajar es duro o semi duro se utilizarán gomas, hidrogeles o emulsiones, además estos explosivos son resistentes al agua y a la hora de decantarse por uno u otro se tendrá en cuenta el precio y el tamaño final del producto.

Si es necesario aumentar los costos de perforación y voladura para una mejor fragmentación estos se verán reenumerados gratamente a la hora de tratar el mineral en planta.

El método de carga y transporte debe de elegirse también en consecuencia de la distancia a la que se encuentra la planta de trituración y del tamaño de la explotación. Durante mucho tiempo para la carga siempre se han usado las palas cargadoras, pero En base a los conocimientos adquiridos es mejor utilizar una excavadora retroexcavadora, ya que necesita menos movilidad, al poder girar sobre ella misma 360º reduciendo de esta manera los tiempos de carga, además de que puede llegar a más sitios y realiza función de pala y bulldozer.

Es recomendable utilizarla siempre y cuando la zona en la que vamos a trabajar cumpla ciertas características nombradas anteriormente, que son, la dimensión de la zona, ya que esta excavadora está concebida para trabajar en labores de pequeño tamaño. También hay que tener en cuenta que la altura de brazo de la excavadora a de ser igual o mayor a la altura del banco.

En la siguiente tabla se pueden observar los costos de una voladura realizada con ANFO con su correspondiente perforación, carga y transporte y finalización en planta de trituración y molienda.

Producción	Energía	Consumo energía	Precio (€/t)
Perforación	Eléctrica	0,04-0,43 kWh/t	0,0025-0,027
Voladura	Química (ANFO)	0,15-1,5 kg/t	0,06-0,60
Carga	Eléctrica	0,15-1,20 kWh/t	0,009-0,076
Transporte diésel	Térmica	0,16-0,21 l/t	0,034-0,044
Transporte eléctrico	Eléctrica	0,32-0,45 kWh/t	0,020-0,028
Trituración y molienda	Eléctrica	12,89-33,3 kWh/t	0,812-2,098

Tabla 9.1 Estimación costes en procesos mineros

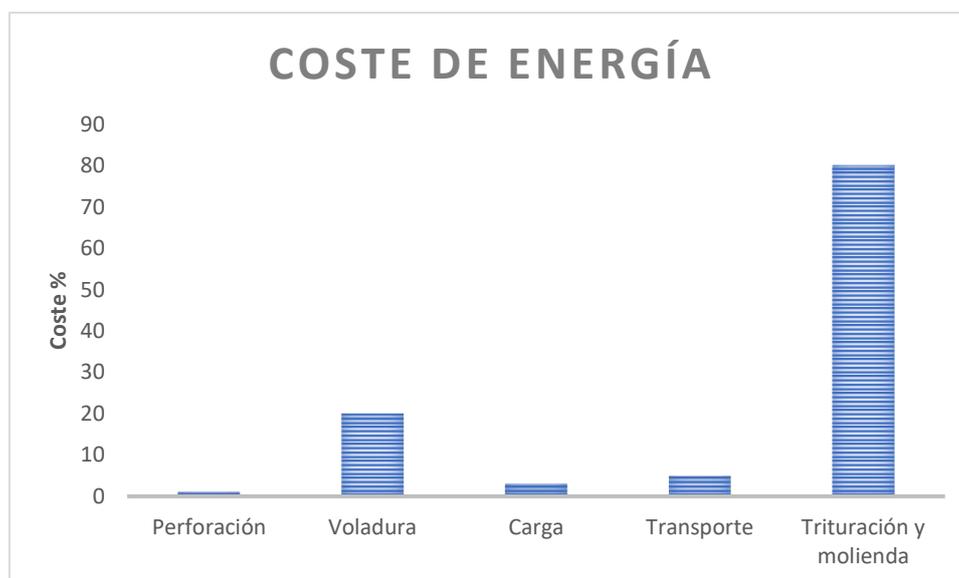


Ilustración 9.1 Estimación del coste normal del proceso minero

En esta gráfica se puede observar que el mayor coste se encuentra en la trituración y la molienda.

Se estima que en torno al 80% del gasto en las operaciones mineras está relacionado con el consumo energético, así que eligiendo adecuadamente el material energético en la voladura se pueden llegar a alcanzar ahorros del 30%.

Este ahorro del 30% conlleva la carga del material y el transporte además de la trituración y molienda.

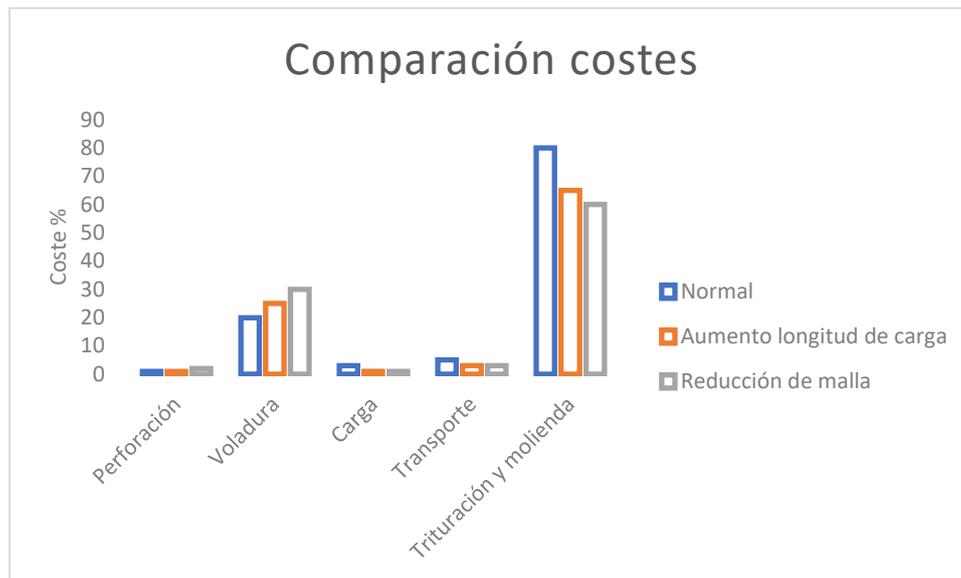


Ilustración 9.2 Comparación entre distintos procesos mineros

En la anterior gráfica se puede observar la diferencia de costes entre:

- Un proceso minero normal.
- Un proceso minero con un aumento de la longitud de carga del 25% en el cual hay un incremento de explosivo.
- Un proceso minero con una reducción del 25% del tamaño de malla, es decir, la distancia que hay entre el barreno y la cara libre, aumentando de este modo el número de barrenos y por lo tanto de explosivo.

Si se realiza un dimensionamiento de la voladura adecuado sin escatimar en explosivo y perforación se reducirán los costes finales del proceso minero.

En la siguiente tabla se puede observar la relación de costes que hay entre los tres procesos descritos, observando que el proceso minero normal es el más costoso económicamente, mientras que los otros dos, dependiendo de las condiciones en las que se encuentren, son más interesantes teniendo un valor tanto energético como económico mucho menor.

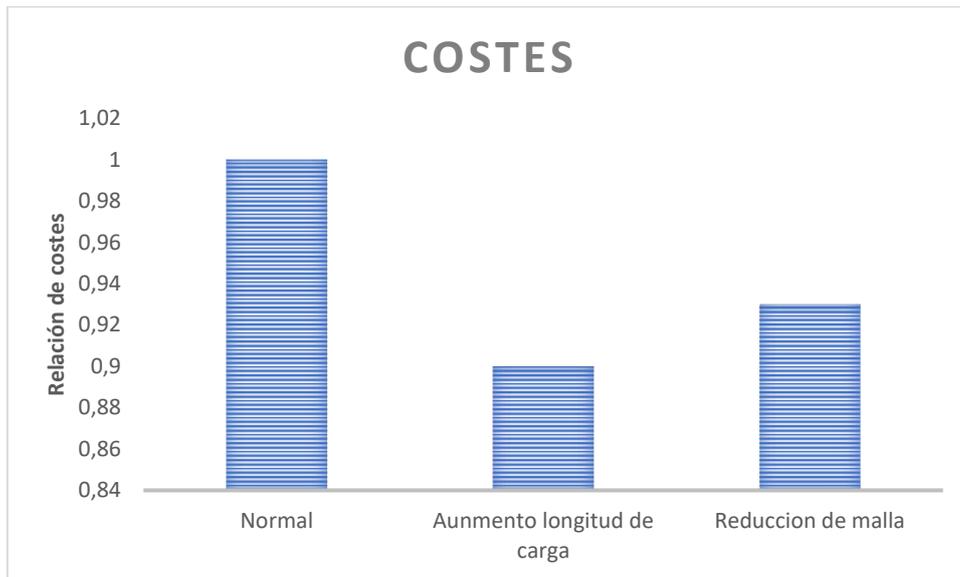


Ilustración 9.3 Relación de costes distintos procesos mineros

Como se puede observar en las distintas gráficas es mejor realizar una voladura de alta energía, es decir, aumentar el coste de la voladura ya que se verá renumerada a la hora de la trituración y la molienda, debido a que las trituradoras o molinos no tienen que sobre trabajar y consumir más energía de la necesaria, favoreciendo de esta manera la conservación de las máquinas sin provocar un gran desgaste.

Hay que tener en cuenta de igual forma que si el material esta ya fragmentado no es necesario pasarlo por distintas variedades de tamices.

La optimización del proceso minero con un modelo global de optimización se puede simular teniendo la siguiente información:

- Las características del material del terreno que se va a explotar.
- Las propiedades de los explosivos.
- Información económica y técnica de los equipos de carga y transporte.
- Información económica y técnica de trituradoras y molinos.



10. BIBLIOGRAFÍA

1. **Pérez Álvarez, Rubén y Barral Ramón, Noemí.** Bloque I. Perforación. *ocw*. [En línea] 2014. <https://ocw.unican.es/pluginfile.php/2875/course/section/2691/BLOQUE-I.pdf>.
2. **Maldonado, Yandry.** Macizo rocoso, matriz rocosa y discontinuidades. Descripción y caracterización de macizos rocosos. *Geología, ramas y aplicaciones*. [En línea] 28 de Marzo de 2018. https://geologiaweb.com/ingenieria-geologica/mecanica-de-rocas/macizo-rocoso/#Que_es_un_macizo_rocoso.
3. **Riveros, Eial Salinas.** análisis de propiedades geotécnicas de algunas rocas comunes en Chile. *repositorio universidad Chile*. [En línea] 2018. <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/169948/Análisis-de-propiedades-geotécnicas-de-algunas-rocas-comunes-en-Chile.pdf?sequence=1&isAllowed=y>.
4. **Guillen, Felix Marin.** Caraterizacion geologica del macizo rocoso. *slideshare*. [En línea] 29 de Julio de 2017. <https://www.slideshare.net/felixmaringuillen/caraterizacion-geologica-del-macizo-rocoso>.
5. **Saenz, Janna Alexandra.** DESCRIPCIÓN DE MACIZOS ROCOSOS. *academia.edu*. [En línea] https://www.academia.edu/8613544/DESCRIPC%C3%8DON_DE_MACIZOS_ROCOSOS_CONTENIDO_Cap%C3%ADtulo_4.
6. **Castilla Gomez, Jorge y Herrea Herbert, Juan.** El proceso de exploracion minera mediante sondeos. *Universidad politecnica de Madrid*. [En línea] 2012. http://oa.upm.es/10695/1/20120330_El_Proceso_de_Exploracion_Minera_mediante_Sondeos.pdf.
7. Wikipedia. *Ensayo de Trauzl*. [En línea] 4 de Septiembre de 2019. https://es.wikipedia.org/wiki/Ensayo_de_Trauzl.
8. **Retamazo, Raúl Jesús Baldeoón. vdocuments.** *Voladura de rocas 2014*. [En línea] 2 de Junio de 2018. <https://vdocuments.site/voladura-de-rocas-2014.html>.
9. **Bernaola Alonso, José, Castilla Gómez, Jorge y Herrera Herbert, Juan.** UPM. *Perforación y voladura de rocas en minería*. [En línea] 2013. http://oa.upm.es/21848/1/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf.
10. **Hernandez Rodriguez, Jose Luis.** UPCT. *Estudio normativo y diseño de un laboratorio de ensayos de materiales explosivos*. [En línea] 29 de Noviembre de 2017. <https://repositorio.upct.es/bitstream/handle/10317/6282/tfg-her-est.pdf?sequence=1>.
11. **structuralia.** *Tipos de explosivos*. [En línea] 17 de Agosto de 2016. <https://blog.structuralia.com/tipos-de-explosivos>.
12. **Linan, Camilo Autor Caride De.** *Manual de perforacion y voladura de rocas*. Madrid : s.n., 1994.
13. **Martínez, René Puig. researchgate.** *Conference Paper*. [En línea] Enero de 2013. https://www.researchgate.net/figure/Esquemas-de-perforacion-cuadrado-y-a-tres-bolillos-El-esquema-a-tres-bolillos-produce_fig33_321533502.
14. **Ferrer, Mercedes y Gozalez de Vallejo, Luis I.** *Manual de campo para la descripcion y caracterizacion de macizos rocosos en afloramientos*. Madrid : s.n., 2017.
15. **Ferrer, Mercedes y Gonzalez de Vallejo, Luis I.** *Manual De Campa Para La Descripcion Y Caracterizacion De Macizos Rocosos En Afloramientos*. Madrid : IGME, 2007.
16. **Potencia maquinaria.** *Pala Cargadora de Ruedas 6,5 Tm*. [En línea] <https://potenciamaquinaria.com/producto/pala-cargadora-de-ruedas-6-tm/>.
17. **R, Juan Carlos Miranda.** Apuntes de ingeniería mecánica. *Pala cargadora II*. [En línea] 19 de Junio de 2017. <https://apuntes-ing-mecanica.blogspot.com/2017/06/pala-cargadora-ii.html?m=0>.
18. **Rodriguez, Raul Husillos.** CARGADORAS FRONTAL. *BLOQUE II : MAQUINARIA APLICABLE EN EXTERIOR*.



19. CAT. *Palas de cadenas*. [En línea] https://www.cat.com/es_ES/products/new/equipment/track-loaders.html.
20. ELEVACIONES RAMA. *RETROEXCAVADORA CAT 320*. [En línea] <https://elevacionesrama.com/portfolio-item/retroexcavadora-cat-320/>.
21. *Tema 8: Movimineto de tierras*. [En línea] <http://www.ceres.udc.es>.
22. **Emilio Andrea Blanco**. open course ware. *Molienda*. [En línea] 2014. https://ocw.unican.es/pluginfile.php/693/course/section/703/8._molienda.pdf.
23. *Tecnología Mineralurgica*. s.l. : UC.
24. **Blanco, Emilio Andrea**. open course ware. *Trituracion*. [En línea] https://ocw.unican.es/pluginfile.php/693/course/section/703/7._trituracion.pdf.
25. blooger. *Preparacion de minerales*. [En línea] 15 de Febrero de 2014. <http://procesosmetalurgicos1.blogspot.com/2014/02/blog-post.html>.
26. OCW. *Reduccion de tamaño. Molienda (II)*. [En línea] https://ocw.bib.upct.es/pluginfile.php/5549/mod_resource/content/1/Tema_5_-_Molienda_II_.pdf.
27. IsaMill. *Molienda*. [En línea] <https://www.isamill.com/es/grinding/Paginas/default.aspx>.
28. Gebr. Pfeiffer . *Molino vertical de rodillos MVR con MultiDrive*. [En línea] <https://www.gebr-pfeiffer.com/es/productos/molino-vertical-de-rodillos-mvr-multidriver/>.
29. catamutun. *Servicios industriales*. [En línea] <https://www.catamutun.com/servicios-industriales?lightbox=dataptem-ji0bfvjt>.
30. **Díez, Pedro Fernández**. pfernandezdiez. *XIII.- PULVERIZADORES DE CARBÓN*. [En línea] <https://pfernandezdiez.es/es>.
31. **Raj K, Singhal y Anil K, Mehrotra**. *Environmental Issues and Management of Waste in Energy and Mineral Production*. Rotterdam : A.A. Balkema, 2000.