

Universidad Central de Venezuela
Facultad de Ingeniería
Escuela de Geología, Minas y Geofísica
Departamento de Minas
Minería de Campo

**EVALUACIÓN Y PROPUESTA PARA EL CONTROL Y DESEMPEÑO DEL
ÁREA DE TRITURACIÓN DE MINERAL.**

INFORME PRESENTADO ANTE LA ESCUELA
DE GEOLOGÍA, MINAS Y GEOFÍSICA DE LA
UNIVERSIDAD CENTRAL DE VENEZUELA
POR EL BR. **CARLOS RODRÍGUEZ**
PARA OPTAR A LA ASIGNATURA:
MINERÍA DE CAMPO (3230).

Caracas, 2012

Universidad Central de Venezuela
Facultad de Ingeniería
Escuela de Geología, Minas y Geofísica
Departamento de Minas
Minería de Campo

**EVALUACIÓN Y PROPUESTA PARA EL CONTROL Y DESEMPEÑO DEL
ÁREA DE TRITURACIÓN DE MINERAL.**

TUTOR ACADÉMICO: Prof. KATHERINE SILVA.

TUTOR INDUSTRIAL: Ing. LUIS GARRIDO.

Caracas, 2012

RESUMEN

El presente trabajo describe la evaluación de los equipos de trituración en la empresa Minera Loma de Níquel, dedicada a la producción y mercadeo de una ferroaleaciones de níquel, con el objetivo de evitar retrasos en la producción de mineral, garantizando así la continuidad operacional de los equipos pertenecientes al área de trituración y preparación de mineral. La evaluación permitió generar una propuesta y para lograr la optimización en el desempeño de los equipos del área de trituración mineral, mediante el estudio de la disponibilidad física y utilización de los mismos. A través de un estudio basado en el histórico de paradas en el área de trituración durante el periodo enero-agosto 2011, se realizó un levantamiento de datos estadísticos de dichas paradas, para identificar cuellos de botella en la operación que afecten la capacidad operativa de la planta; también se evalúan mecanismos de control que miden el desempeño de los equipos. El estudio realizado permitió plantear una propuesta para lograr mejoras en las operaciones de mantenimiento y establecer métodos de trabajo para disminuir paradas operativas.

ÍNDICE

RESUMEN.

ÍNDICE.

INTRODUCCIÓN..... 1

1.- RESEÑA HISTÓRICA DE LA EMPRESA

2.1.- Minera Lomas de Níquel.....	2
2.2.- Ubicación Geográfica.....	3
2.3.- Política SGI (Sistema de Gestión Integrado).....	4
2.4.-Operaciones.....	4
2.5.-Preparación Mineral.....	5

2.- MARCO TEÓRICO

2.1.-Geología del Yacimiento de Lomas de Níquel.....	8
2.2.- Ferro-Níquel.....	10
2.3.- Operaciones Míneras.....	12
2.4.- Preparación Mecánica.....	13
2.5.- Equipos de Reducción de Tamaño.....	15
2.4.- Equipos de Transporte de Mineral.....	37

3.- MARCO METODOLÓGICO

3.1.- Tipo de Investigación.....	41
3.2.- Población y Muestreo.....	41
3.2.- Técnicas y Procedimiento.....	42

3.3.- Materiales y Equipos Utilizados.....	46
4.- RESULTADOS	
4.1.- Registro Histórico Demoras de Producción.....	48
4.2.- Registro Histórico Paradas por Mantenimiento.....	52
4.3.- Cálculo de Disponibilidad Física, Utilización y Efectividad.....	56
4.4.- Cálculo de Relación de Reducción.....	57
4.5.- Cálculo del Ángulo de Pellizco.....	58
5.- ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	
59	
6.-CONCLUSIONES.....	
62	
7.-RECOMENDACIONES.....	
.63	
8.- REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	
64	
APÉNDICES.....	
.66	

Índice de Figuras

Figura 1.1	Ubicación geográfica de MLdN.....	3
Figura 1.2	Esquema de Trituración Primaria y Secundaria en la empresa MLdN.....	6
Figura 1.3	Esquema de los diferentes tipos de almacenamiento de mineral.....	7
Figura 2.1	Gráfico porcentuales del uso del ferro-níquel.....	12
Figura 2.2	Campo de Aplicación del Equipo para Reducción de Tamaño.....	16
Figura 2.3	Campo de Aplicación del Equipo para Reducción de Tamaño.....	17
Figura 2.4	Definiciones de la Abertura de la Trituradora de Mandíbulas.....	19
Figura 2.5	Valores del coeficiente “f”.....	20
Figura 2.6	Valores del factor “n” (revoluciones por minutos).....	20
Figura 2.7	Valores del factor “u” (revoluciones del volante).....	21
Figura 2.8	Esquema de funcionamiento de un triturador giratorio.....	22
Figura 2.9	Interior de un Triturador Giratorio.....	23
Figura 2.10	Campos Respectivos de Utilización de las Trituradoras de Mandíbulas y los Giratorios Primarios.....	24
Figura 2.11	Ubicación Esquema de Alimentación y Evacuación de un Triturador Giratorio de Cono.....	25
Figura 2.12	Tamaños Máximos orientativos de Alimentación Para Trituradores de Conos.....	26
Figura 2.13	Distintos Tipos de Dientes Para Trituradores de Cilindros Dentados de la Firma MMD.....	29
Figura 2.14	Fuerza sobre una partícula en los rodillos de trituración.....	32
Figura 2.15	Diagrama de un Triturador de Impactos de Cámara Regulable.....	35
Figura 2.16	Cinta transportadora en funcionamiento, cantera El Melero.....	37
Figura 2.17	Diagrama de una cinta transportadora.....	38
Figura 2.18	Alimentador de Tablero Metálico.....	39
Figura 2.19	Flota de Camiones en la Mina Venetia a cielo abierto de diamantes en Sudáfrica.....	40
Figura 3.1	Organigrama del Trabajo Experimental.....	42
Figura 3.2	Códigos de identificación de las Paradas Mantenimiento.....	46

Figura 4.1	Gráfico Horas Paradas Operativas-Demoras de Producción (ene-ago/2011).....	49
Figura 4.2	Gráfico Horas Paradas Mantenimiento Conjunto Secundario.....	50
Figura 4.3	Gráfico Horas Paradas Mantenimiento.....	55
Figura 4.4	Gráfico Horas Paradas Mantenimiento Conjunto Secundario.....	57
Figura 4.5	Comparación de tamaño de los dientes antes y después de ser usados.....	60

Índice de Tablas

Tabla 4.1	Demoras Producción (enero-agosto/2011).....	49
Tabla 4.2	Demoras Producción Falta Mineral.....	51
Tabla 4.3	Horas Total Paradas Operativas general del área, enero-agosto/2011.....	53
Tabla 4.4	Horas Paradas general Mantenimiento Correctivo y Preventivo por Mes....	54
Tabla 4.5	Horas Paradas Mantenimiento por Conjuntos (ene-ago/2011).....	55
Tabla 4.6	Horas Paradas Mantenimiento (ene-ago/2011).....	56
Tabla 4.7	Componentes Presentes en la Aleación de los Dientes del Triturador Secundario.....	57
Tabla 4.8	Horas Paradas (ene-ago/2011).....	58
Tabla 4.9	Cálculo de Disponibilidad, Utilización y Efectividad (ene-ago/2011).....	58
Tabla 4.10	Producción Mineral por Mes (ene-ago/2011).....	59

INTRODUCCIÓN

La empresa Minera Lomas de Níquel es la primera planta procesadora de níquel en el país, abarcando el proceso minero-metalúrgico de manera completa, desde la extracción del mineral hasta el despacho del metal ferroníquel, pasando por los procesos metalúrgicos (calcinación, reducción-fusión y refinación) existentes; la importancia del proceso de reducción de tamaño se basa en la susceptibilidad de las etapas metalúrgicas, garantizando la optimización en la sucesión del procedimiento aguas abajo.

La propuesta de elaborar y evaluar mejoras para lograr la optimización en el desempeño de los equipos del área de trituración mineral mediante el estudio de la disponibilidad física y utilización de los mismos en la empresa Minera Lomas de Níquel nace bajo los siguientes parámetros.

Planteamiento del Problema, el cual se formula en función a las necesidades y sucesos reales naturales y humanos presentes para lograr mejoras del proceso productivo en la trituración de mineral. Siguiendo los criterios de la planta y limitaciones del área aguas arriba, se realiza una evaluación para evitar resultar ser el sector que se identifique “cuello de botella” de la operación en la empresa, a su vez alcanzar la capacidad máxima y aumentar la disponibilidad y utilización de los equipos para garantizar la continuidad productiva. Se realiza una compilación de histórico de las paradas de los equipos existentes en el área para ejecutar levantamientos estadísticos de utilización y disponibilidad física, se identifican los principales entes y eventos que causan interrupciones para ofrecer propuestas y mecanismos de control al medir el desempeño de los distintos conjuntos.

Conociendo las generalidades sobre el proceso productivo de la planta se recolecta información en la fase de campo donde se toman ciertos datos necesarios para realizar algunos cálculos y cumplir con los objetivos, posteriormente se pasa a la fase de gráficas, discusión y análisis de resultados que traerá consigo unas conclusiones y recomendaciones en base a lo antes expuesto.

Capítulo I

RESEÑA HISTÓRICA DE LA EMPRESA

1.1.- MINERA LOMA DE NIQUEL C.A.

El yacimiento niquelífero tradicionalmente llamado Loma de Hierro, fue descubierto en 1941. En el año 1970, el Ministerio de Minas e Hidrocarburos asumió los derechos sobre el yacimiento y mediante decreto declaró especialmente afectado para el desarrollo del yacimiento niquelífero Loma de Níquel, un polígono de aproximadamente 7000 has.

Desde los años 40 y durante tres décadas, empresas mineras internacionales realizaron estudios exhaustivos para determinar el potencial minero de Venezuela, pero entre 1975 y 1990, la actividad privada se redujo notablemente debido a la instauración de un régimen impositivo con gravámenes demasiado onerosos para las explotaciones mineras.

Los cambios históricos que han sacudido al mundo a finales de la década pasada, y que llegaron a una apertura de las barreras, tanto políticas como económicas, están transfigurando a Latino América, cuya expectativa de crecimiento es de 5% a un 8% en los años noventa, con más de 250 billones de dólares de capital extranjero en inversiones durante el decenio. La mayor parte de esta inversión se realizara dentro del sector energético y el sector minero.

Dentro de este contexto, Venezuela toma un nuevo rumbo a partir de 1990, y busca reducir su tradicional dependencia de las exportaciones petroleras, reactivando el sector minero, el cual posee inmensas perspectivas de desarrollo. Al mismo tiempo se liberaliza la economía y un nuevo reglamento que grava con un máximo de 30% las actividades económicas, promueve las inversiones privadas en minería y otros sectores productivos y de servicios.

1.1.1.- Ubicación Geográfica

Minera Loma de Níquel C.A (figura 1.1) está situada a 20 Km. de la Autopista Regional del Centro, que une Caracas con Valencia en el cual está proyectado ferrocarril de los Valles del Tuy. Por autopista, queda a 150 Km. de Puerto Cabello, una de los puertos más importantes del país, así como a 100 Km. del Puerto de la Guaira, el principal de Venezuela, lo cual facilita enormemente el transporte del producto hacia los mercados internacionales.

El yacimiento niquelífero está ubicado a unos 1000 m.s.n.m., en la Serranía del Interior de la Cordillera de la Costa, a unos 80 Km al sudoeste de Caracas, concretamente en la zona limítrofe de los municipios Guaicaipuro y Santos Michelena, de los estados Miranda y Aragua respectivamente.

El acceso actual parte a través del Km. 54 de la Autopista Regional del Centro. Esta vía de acceso no perturba el bosque húmedo situado al oeste de la mina ya que los criterios ambientales aplicados garantizan que la explotación minera protegerá cualquier hoya hidrológica o sector donde crezca vegetación tipo bosque.



Figura 1.1. Ubicación geográfica de MLdN. Fuente: Presentación de inducción en MLDN.

1.1.2.- Política SGI (Sistema de Gestión Integrado)

La empresa Minera Loma de Níquel C.A. tiene como Misión: “Somos una empresa dedicada a la producción y mercadeo de níquel, a costos competitivos mediante la inversión en mejoras tecnológicas, el respeto por nuestra gente, el medio ambiente y la comunidad, el compromiso con la mejora continua.”

La Visión de la empresa Minera Loma de Níquel C.A. es: “Ser reconocida globalmente como una gran empresa, por sus niveles internacionales de productividad y rentabilidad en la producción de níquel”.

Los Valores Organizacionales de la empresa se expresan de la siguiente manera: “Orientamos todas nuestras acciones dentro de un marco ético, a través de un sistema de valores organizacionales que son: conservación del medio ambiente y respeto por la comunidad, desarrollo continuo, excelencia, honestidad, respeto al individuo y al trabajo en equipo”. Por tal motivo MLDN realiza grandes esfuerzos en el mantenimiento de la calidad en todas las etapas del proceso minero-metalúrgico debido a ese compromiso con la mejora continua garantizando un tenor adecuado en la fabricación de ferroníquel.

1.1.3.- Operaciones

El yacimiento consiste de una mina a cielo abierto, ubicado aguas arriba de la planta procesadora a 10 Km. aproximadamente, el cual es explotada usando el método de excavaciones por terrazas de cinco (5) metros de altura, pendientes de hasta 34°. A través de palas excavadoras, la mena es extraída y cargada en camiones para su transporte a la primera parte del proceso, o preparación del mineral.

El programa para extraer, apilar y transportar el níquel está diseñado para una tasa de producción de 1.3 millones de toneladas secas por año durante un periodo de treinta (30) años, con un contenido de níquel de 1,5%. Se ha previsto un completo plan de reforestación para la recuperación de las zonas explotadas.

El proceso comienza cuando la mena es llevada en camiones roqueros de 55 toneladas de capacidad desde la mina hasta la planta de procesamiento, a una primera fase de reducción de tamaño. Estos camiones descargan el material de tamaño máximo de 1100 mm sobre la criba fija con apertura a 820mm. En condiciones ideales se estima que un camión descargue cada 5 min. Las rocas mayores de 820mm se desviarán por gravedad a la

trituradora de mandíbulas (SVEDALA), que se ajusta en su apertura mínima a 125mm. Las rocas menores, se almacenan en la tolva inferior de la criba, 321-4240-01 y son descargadas a través del alimentador de zapatas (apron-feeder, 321-1324-01) con velocidad ajustable variable, hacia la trituradora primaria MMD 850, 321-1613-02 junto con la descarga de la trituradora de mandíbulas. La velocidad del alimentador de zapatas 321-1324-01, determina la alimentación al circuito de trituración. Este equipo posee una unidad de control variable de velocidad hidráulica (Hagglunds Hydraulic drive MB800). Su control es ajustado de manera Manual-Automático desde el panel de DCS, el operador de sala ajusta su velocidad, según requerimiento de operaciones.

El material producto de la trituradora primaria, con una especificación de P75 (producto pasante 75%) < 150mm, se transporta por las cintas 321-1311-08/09 y 02 hasta la trituradora secundaria MMD 625, 321-1613-01. El producto de la trituradora secundaria P75 < 60mm, es transportado por las cintas 321-1311-03 y luego a la 322-1311-01 hacia el apilador de mineral STACKER, 322-1225-01, para el proceso de apilamiento normal. Debido a que el proceso aguas abajo de calcinación y reducción en horno eléctrico es sensitivo a las variaciones en el nivel de hierro (Fe) y relación Sílice / Magnesio ($\text{SiO}_2 / \text{MgO}$), se toman las previsiones para la homogeneización del material que entra al proceso. Figura 1.2.

1.1.4.- Preparación de Mineral

Para la explotación selectiva del yacimiento, se utiliza un apilador automático, el cual tiene una capacidad de 355,00 Ton/h, para la preparación de dos pilas bajo el método combinado Windrow-Chevron de 90.540,00 Tm. secas cada una. Dichas pilas tienen una medida promedio de 44 m. de ancho y 265 m. de largo, una altura de 15,40 m. con 35° de ángulo de reposo (ver figura 1.3), un volumen aproximado de 72.000,00 m³ y 5 pilas como base. Las operaciones se muestran en el esquema de la figura 1.2. El patio de almacenamiento para la preparación de mineral está compuesto por dos sectores (A y B) descubiertos de 265 m. de largo donde se almacena el material triturado y se homogeneiza con otros minerales, como el carbón, para llevarlos al proceso metalúrgico con condiciones óptimas. Debido a que la mena en la temporada de lluvia podría tener hasta un 30% de humedad, se construyó un techo de 65 m. de largo para la llamada Pila Techada de 60 m.

(sector C). Esta última alimentada al secador con cargador frontal y el sistema de tolva de alimentación de emergencia. Figura 1.3.

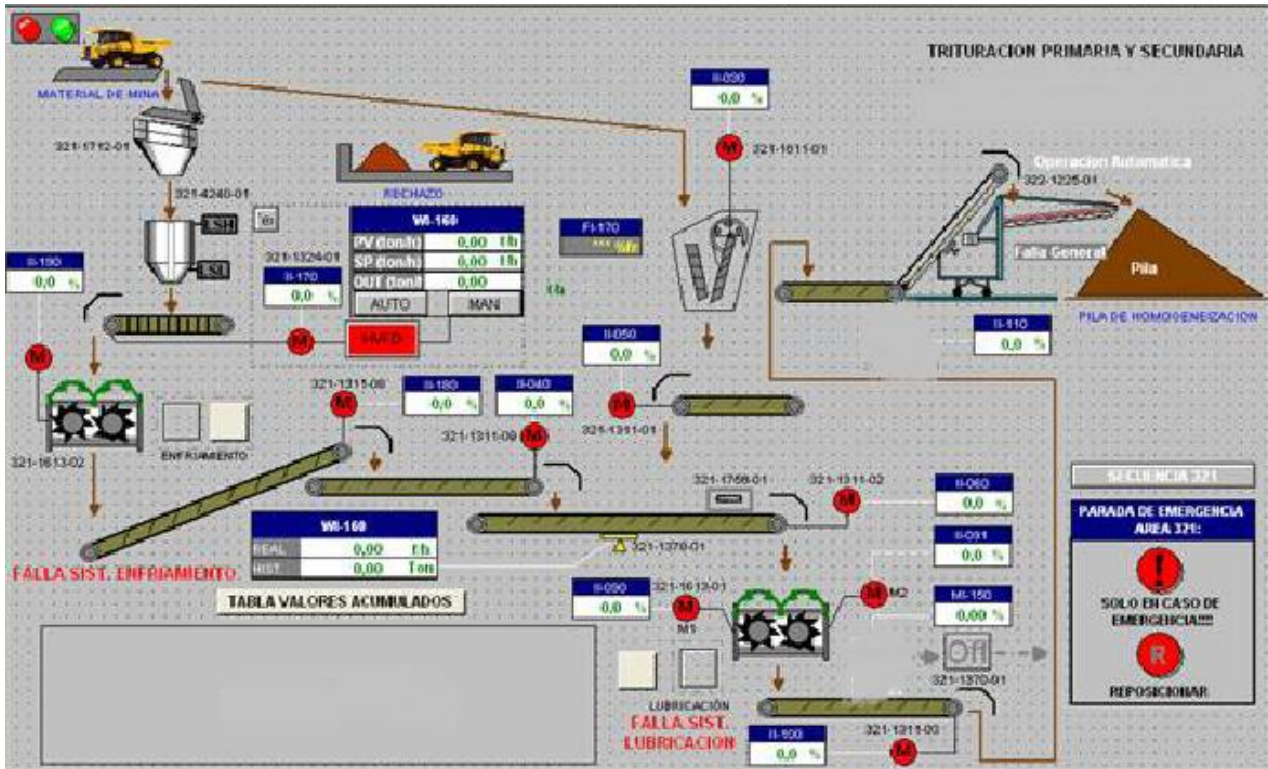


Figura 1.2.- Esquema de Trituración Primaria y Secundaria en la empresa MLdN. Fuente: Manual de Planta, No.: MP-P147. 2006.

Un recuperador de cangilones automático, redime en forma continua el mineral para llenar un silo de 25 Tm. que sirve para controlar la alimentación al horno secador. Este consiste en un tambor rotativo, de 4 m. de diámetro y 27 m. de largo, que usa como combustible gas natural, el cual tiene una capacidad máxima de 234 Tm/h (base húmeda). Una vez secado, pasara a una criba vibratoria donde el mineral mayor a 30 mm (+30 mm) irá a una trituradora de cono perteneciente a la operación de trituración terciaria, el cual le dará una granulometría al mineral de +10 mm.

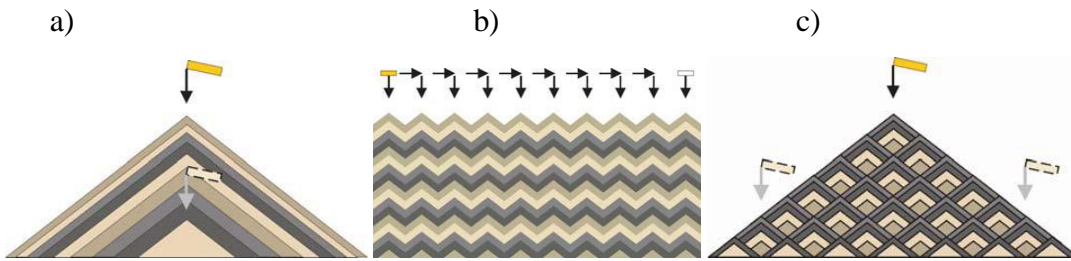


Figura 1.3.- Esquema de los diferentes tipos de almacenamiento de mineral. a) tipo Chevron; b) tipo Windrow; c) tipo Windrow - Chevron . Fuente: Departamento de Procesos MLDN.

Todo el material volverá a la cinta principal y transportada directamente a Pila Seca. En este punto la estación de muestreo secundario (MMS) recolecta la muestra de esta parte del proceso.

Capítulo II

MARCO TEÓRICO

2.1.- GELOGÍA LOCAL DEL YACIMIENTO DE LOMAS DE NÍQUEL

La litología del yacimiento de Loma de Níquel es producto de dos alteraciones mineralógicas, la primera representada por la serpentinización deutérica de intrusiones ultramáficas y la segunda por la alteración supergénica de las serpentinas. Las intrusiones aparecen como una larga fila de 7,5 Km. con un ancho de 0,7 a 1,3 Km. con un rumbo N70E y buzamiento a 75° hacia el sudeste. Aun cuando las ultramáficas están profundamente serpentinizadas, su textura magmática y su composición mineralógica son reconocibles. Ellos fueron constituidos por piroxenos y olivinos, siendo la magnetita el mineral accesorio más común. Los grupos con más de 90% de olivino originaron los mejores minerales y en los trabajos de campo fueron denominadas dunitas serpentinizadas, mientras que aquellas con un contenido de olivino menor de 40% rara vez dieron origen a tenores económicos y fueron identificadas en el trabajo de campo como piroxenitas serpentinizadas. Las rocas de composición intermedia se delinearon como peridotitas. Las peridotitas también están bastante serpentinizadas, originando minerales de tenor inferior y menor espesor que las dunitas serpentinizadas.

Algunos sectores de ultramáficas fueron metamorfosados durante movimientos tectónicos. En estos casos son originadas rocas con fuerte silicificación. La saprolita de estas rocas tiene tenores de níquel por lo general alto pero son sumamente ácidas con más de 40% de SiO₂.

Las cataclásticas talcificadas se formaron a lo largo de zonas de cizallamiento caracterizados por fuertes desplazamientos laterales. A lo largo de estos cizallamientos todos los piroxenos y olivinos fueron talcificados y la saprolita generalmente presenta leyes de níquel inferiores a 0,9%. Algunas zonas de fracturas y fallas albergan pegmatitas gabroicas y diques de gabro, la mayoría con rumbo norte – sur, N70-80E ; N70-80W y N45W. Algunos de ellos proporcionan la formación de rocas ácidas cataclásticas talcificadas y también un espesor de recubrimiento laterítico coluvial. Las rocas ácidas por lo general ocurren a lo largo de las fallas N45W (fallas de transferencia).

Las zonas de gran espesor de lateritas ocupan los paleovalles desarrollados sobre básicas “pull-apart asociados a fallas de los sistemas N80W (fallas normales reactivadas). Las fallas N80E delimitan el cuerpo intrusivo (fallas transcurrentes de movimiento oblicuo).

Como consecuencia de los agentes de meteorización se formo un perfil de alteración, que en este yacimiento presenta cinco zonas que se describen a continuación en orden descendente.

Zona 1 o Zona Laterítica: Está conformada por una capa arcillosa de color rojo oscuro a ocre, porosa y permeable, con una humedad entre 15% y 20%. Desde el punto de vista mineralógico predominan los óxidos e hidróxidos de hierro en forma de concreciones y costra, así como los arcillo minerales.

Zona 2 o Zona de Transición Laterítica / Saprolítica: Se diferencia de la anterior por su coloración ocre amarillenta y su mayor contenido arcilloso, lo que la hace más impermeable. Los valores de humedad están entre 30% y 55% y desde el punto de vista mineralógico predominan los óxidos e hidróxidos de hierro así como hidróxidos de manganeso. La unión de las zonas 1 y 2 conforman el material estéril superior, desde el punto de vista minero (debido a su alto contenido de Fe). Todavía, durante el proceso de explotación de la mina, los materiales de las zonas 1 y 2 deberán ser distinguidos una vez sean depositados en botaderos distintos, debido a la posibilidad en futuro de poder utilizar el material de la zona 2 (tiene ley de níquel superior a 1,2) en un proceso metalúrgico distinto utilizado por MLDN en la actualidad.

Zona 3 o Zona Saprolítica: La zona de serpentinas descompuestas y lixiviadas (saprolita) presenta una coloración que va desde amarillo pardo al verde claro. Presenta un alto grado de porosidad y facturación y la humedad oscila entre los 15% y 18% por lo general. Es la zona de mayor importancia económica, por la ocurrencia de los mayores tenores de Ni, asociados a la presencia de silicatos hidratados de este mineral (garnierita). Como minerales accesorios se encuentran la cromita y magnetita. El proceso de cloritización puede ser identificado. Durante el proceso de explotación, el material de esta zona constituye la materia prima de la planta metalúrgica.

Zona 4 o Zona de Transición Saprolítica / Roca Fresca: peridotitas poco serpentinizadas, que ocurren en forma de bloques de variadas dimensiones llegando a 3m de diámetro. Debido a la disminución en el proceso de meteorización, hay el predominio de

las rocas compactadas, densas, de color verde amarillento a gris azulado, con vetillas finas de pirolusita y aspecto porfírico dado por los cristales de ortopiroxeno. En determinadas partes del yacimiento, los bloques de roca fresca se encuentran fracturados, con prehinchamiento por garnierita y silicia amorfa. La cromita y magnetita persisten como minerales accesorios. El contenido de Ni es variable, por lo que en ocasiones esta zona puede ser tomada como mineral. Por lo general, es considerada como estéril inferior o piso del yacimiento, no siendo removido por lo tanto, su humedad es baja, entre 10% y 15%.

Zona 5 o Zona de Roca Fresca: Dunitas, peridotitas o piroxenitas no serpentinizadas. Su coloración varía entre verde azulado oscuro y gris azulado. Por sus características se asemeja mucha a la zona anterior pero con un aumento sensible de la densidad. La humedad es inferior a 10%.

2.2.- FERRO-NÍQUEL

(FeNi) Es un metal ferromagnético, de alta dureza, y de color blanco brillante, que fácilmente es transformado en una variedad de productos. Su uso más frecuente es como un componente de varias aleaciones, de las cuales aceros inoxidable son los más comunes.

En el acero inoxidable, el ferro-níquel es aleado con el hierro, cromo y en algunos casos, el molibdeno, según el nivel deseado a la resistencia a la corrosión.

El ferro-níquel posee propiedades de revestimiento excelentes y por consiguiente es extensamente usado para agregar capas tanto de usos decorativos como de ingeniería.

Por todo esto el ferro-níquel es un componente clave de diversos materiales usados por la sociedad en diferentes industrias para fabricar una amplia gama de productos de uso final. Figura 2.1.

A continuación algunos conceptos relacionados:

2.2.1.- Níquel

De símbolo Ni, es un elemento metálico magnético, de aspecto blanco plateado, utilizado principalmente en aleaciones. Es uno de los elementos de transición del sistema

periódico y su número atómico es 28. El níquel es un metal duro, maleable y dúctil, que puede presentar un intenso brillo. Tiene propiedades magnéticas por debajo de 345 °C. Tiene un punto de fusión de 1.455 °C, y un punto de ebullición de 2.730 °C, su densidad es de 8,9 gr/cm³ y su masa atómica 58,69 gr/mol.

En su estado natural, el níquel aparece en forma de metal en los meteoros. También se encuentra en combinación con otros elementos, en minerales como garnierita (mineral explotado en MLDN), milerita, niquelita, pentlandita y pirrotina, siendo estos dos últimos las principales menas del níquel. Ocupa el lugar 22 en abundancia entre los elementos de la corteza terrestre, se emplea como protector y como revestimiento ornamental de los metales; en especial de los que son susceptibles a la corrosión como el hierro y el acero. La placa de níquel se deposita por electrólisis de una solución de níquel. El níquel se usa principalmente en aleaciones, y aporta dureza y resistencia a la corrosión del acero. El acero del níquel, que contiene entre un 2% y un 4% de níquel, se utiliza en piezas de automóviles, como ejes, cigüeñales, engranajes, llaves y varillas, en repuestos de maquinaria y en placas para blindajes. Algunas de las más importantes aleaciones de níquel son la plata alemana, el invar, el monel, el nicromo y el permalloy. Las monedas de níquel en uso son una aleación de 25% de níquel y 75% de cobre. El níquel es también un componente clave de las baterías de níquelcadmio.

2.2.2.- Hierro

De símbolo atómico Fe, el hierro, es después del aluminio el mineral metálico más abundante en la naturaleza, aunque es raro en su forma nativa, su forma metálica no se encuentra en la naturaleza, dada la facilidad con que se oxida, este elemento sólo se encuentra en granos en los basaltos.

La hematita es un mineral accesorio de numerosas rocas eruptivas, en especial en lavas, ya que, respecto a la magnetita, requiere un ambiente oxidante. Es raro en las plutónicas, y en cambio se hace común en las pegmatitas y en los filones hidrotermales. Muchas se forman en ambientes sedimentarios por diagénesis de la limonita, manteniéndose la forma concrecional y oolítica. Permanece estable en ambiente metamórfico de bajo grado, donde incluso llega a sustituir pseudomórficamente a la

magnetita. Se encuentra también en los productos de sublimación de las exhalaciones volcánicas.

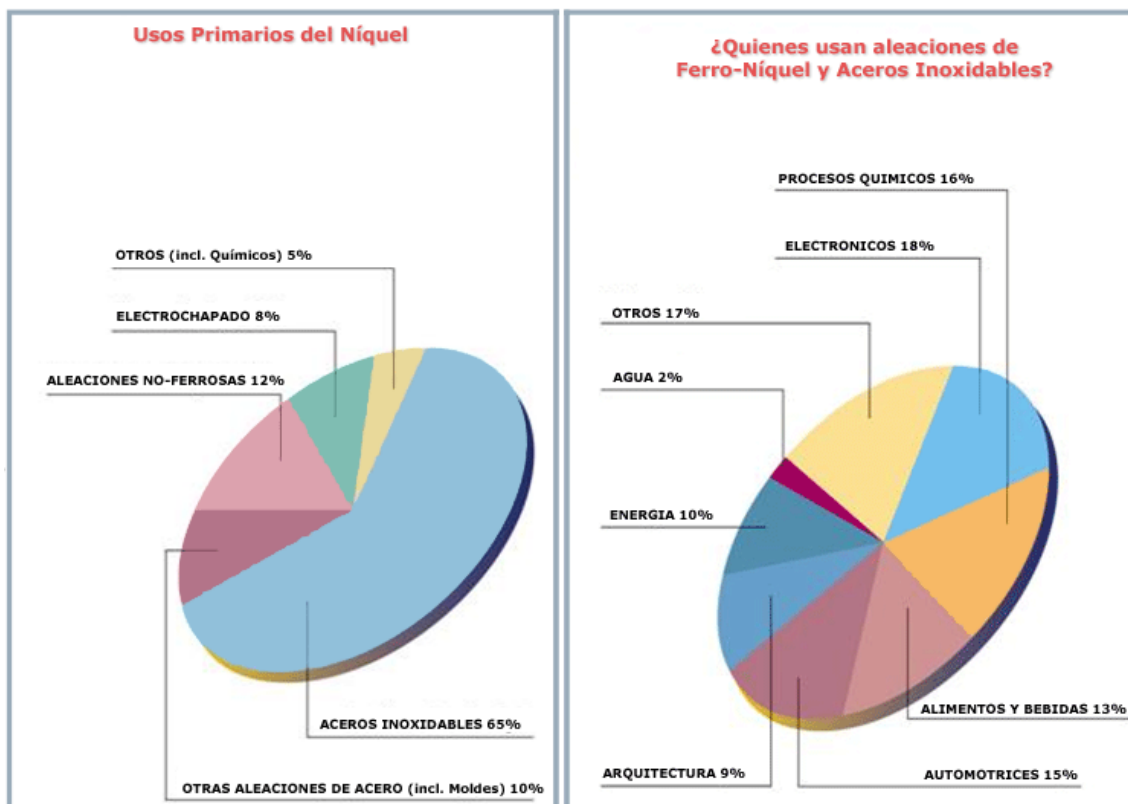


FIGURA 2.1.- Gráfico porcentuales del uso del ferro-níquel.

Fuente: http://www.mineralomadeniquel.com.ve/mineria-niquel/ventana_niquel.html

2.3. OPERACIONES MINERAS

2.3.1. Disponibilidad Física

Es el tiempo en que el equipo está disponible para operar o realizar la función para la que está diseñado, en relación al tiempo total, medido como un porcentaje (% disponibilidad).

(Operaciones Mineras, Villanueva. 2002).

2.3.2.- Disponibilidad Mecánica

Corresponde al porcentaje de tiempo en que el equipo está disponible para operar y realizar la función para la que está diseñado, en relación con el tiempo total. Esta disponibilidad se expresa como un porcentaje de disponibilidad (% disponibilidad).

(Operaciones Mineras, Villanueva. 2002).

2.3.3.- Utilización Efectiva

Definida como el tiempo en que el equipo realiza su función básica de diseño, se mide como la razón entre las horas efectivamente trabajadas y las horas nominales (totales).

(Operaciones Mineras, Villanueva. 2002).

2.4.- PREPARACIÓN MECÁNICA

En la construcción de obras de ingeniería civil y en las plantas donde se apliquen procesos metalúrgicos, se emplean minerales que con una granulometría adecuada intervienen para la fabricación de productos resistentes así como para someterlos luego a cambios físicos como la fundición. Sin embargo, estos minerales se extraen con tamaños muy diferentes a los deseados para cada situación, lo que hace necesario su reducción de tamaño.

Para solventar este tipo de problemas se utilizan los procesos de trituración y molienda. En ellos se dan los fenómenos de reducción de tamaño y en algunos casos también se le da una cierta forma a las rocas. En las plantas de reducción de tamaño generalmente se tienen varios puestos de trituración y molienda y entre ellos se encuentran procesos de clasificación.

La trituración no es únicamente un proceso mecánico; es también un proceso cinético en el cual los efectos moleculares ordinarios y químicos influyen de forma importante, es así como se manifiesta la variedad de procesos que intervienen en la fragmentación. (Equipos de Trituración, Fuego, 1999).

2.4.1.- Métodos de Reducción de Tamaño

Estos pueden agruparse de varias maneras, pero como la reducción ocurre en etapas, el tamaño de la partícula aporta el método primario de agrupamiento. Si el cuerpo mineral es de carácter masivo, la extracción es en realidad la primera etapa de reducción de tamaño, y generalmente se realiza con explosivos, aunque se usan medios mecánicos en los minerales más blandos. El término *Trituración* se aplica a las reducciones subsecuentes de tamaño hasta alrededor de 25 mm, considerándose las reducciones a tamaños más finos como *Molienda*. Tanto la trituración como la molienda pueden subdividirse aún más en etapas primarias, secundarias, terciarias y a veces hasta cuaternarias. Como estas etapas se relacionan con la maquinaria que se emplea, los límites de la división no son rígidos, y en cualquier operación dada pueden no requerirse todos.

2.4.2- Trituración

Llamada también Reducción de Tamaño o Conminución, es una etapa importante en el procesamiento de la mayoría de los minerales, en cuanto que puede usarse:

- Para producir partículas del tamaño y la forma requerida.
- Para liberar minerales valiosos de la ganga para que puedan concentrarse.
- Para incrementar el área de superficie disponible para exhibirse a la reacción química.

Existe una variedad de equipo disponible, pero individualmente cada uno está restringido en cuanto a su aplicación. En la industria minera, la mayor parte de la reducción de tamaño (trituración) se realiza con trituradoras de compresión, empleando molinos de tambor giratorio para la subsecuente reducción de tamaños más finos (molienda).

Los métodos de reducción de tamaño pueden agruparse de varias maneras, pero como la reducción ocurre en etapas, el tamaño de las partículas aporta el método primario de agrupamiento. Si el cuerpo de mineral es de carácter masivo, la extracción es en realidad la primera etapa de reducción de tamaño, y generalmente se realiza con explosivos, aunque se usan medios mecánicos en los minerales más blandos. La trituración puede subdividirse aún más en etapas primaria, secundaria, terciaria y a veces hasta cuaternaria. Como estas etapas se relacionan con la maquinaria que se emplea, los límites de división no son rígidos y en cualquier operación dada puede no requerirse todos. (Pelaez E., 1981).

2.4.3.- Relación de Reducción

Es el grado de reducción de tamaño que se logra por medio de cualquier máquina, la cual puede definirse en sentido amplio como el tamaño de la alimentación (entrada) dividido entre el tamaño del producto (salida). Ver ecuación 2.1.

Ecuación 2.1.

$$RR = \frac{TA}{TP}$$

Donde;

T.A: tamaño de la alimentación.

T.P: tamaño del producto.

Fuente: Pelaez E., 1981.

2.5.- EQUIPOS DE REDUCCIÓN DE TAMAÑO

Los requisitos de diseño de las máquinas para reducción de tamaño cambian notablemente al cambiar el tamaño de las partículas. En prácticamente todas las máquinas, las fuerzas para lograr la fractura se aplican ya sea por compresión, tracción y por impacto. En cada caso los productos son similares y las diferencias entre las máquinas están asociadas principalmente con los aspectos mecánicos de aplicación de la fuerza a los diversos tamaños de partículas. La cantidad de energía necesaria para fracturar cada partícula es directamente proporcional al tamaño de dicha partícula. (Introducción al Procesamiento de Minerales, Kelly, 1990).

2.5.1.- Clasificación de los Equipos de Trituración.

La gran diversidad de equipos de trituración que hay disponibles actualmente en el mercado, permiten hacer clasificaciones muy diversas de las mismas. En primer lugar se puede hacer una clasificación en función de la gama de reducciones volumétricas, pudiendo ser trituradoras primarias, secundarias, terciarias, etc. En función del tipo de material a triturar se pueden clasificar en trituradoras para materiales duros, abrasivos, húmedos, heterogéneos, friables, etc. Sin embargo una de las clasificaciones más utilizadas es la utilizada en los tipos de fuerzas que emplean los equipos. Estas fuerzas son la compresión, la abrasión o atrición, el impacto y el cizallamiento, lo que permite clasificar los aparatos en aquellos que actúan por compresión, por impacto y por abrasión. Figura 2.2. (Equipos de Trituración, Fueyo, 1999).

2.5.1.1.- Trituradora de Mandíbula

Equipo de trituración conformado por dos mandíbulas dispuestas una enfrente de la otra en forma de “V”, una de las cuales es fija y la otra está animada por un movimiento de oscilación alrededor de un eje horizontal generado por medio de un sistema de biela excéntrica y de placa de articulación. El material, introducido por la parte superior, es fragmentado debido al acercamiento de la mandíbula móvil y desciende en la cámara de trituración con el alejamiento de dicha mandíbula. Este retroceso permite a los fragmentos generados descender hacia la parte más estrecha, donde se someterán a una nueva compresión al avanzar la mandíbula. Finalmente el material triturado sale del equipo por la abertura inferior.

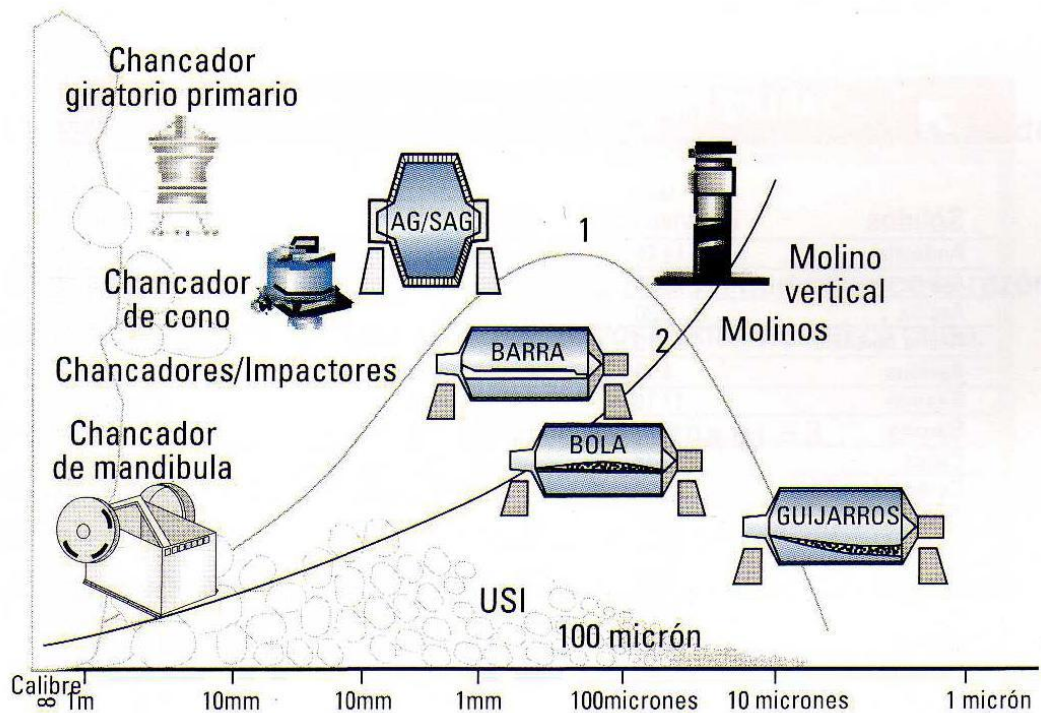


FIGURA 2.2.- Campo de Aplicación del Equipo para Reducción de Tamaño. Fuente: Manual General de Minería y Metalurgia, 2004.

Los movimientos de acercamiento-alejamiento de la mandíbula móvil son los responsables de la trituración por compresión y del avance de los materiales por la cámara de trituración. Figura. 2.3.

Las trituradoras de mandíbulas están formadas por una serie de elementos que se describen a continuación:

Carcasa o Bastidor: Es el conjunto principal que soporta a los elementos de trituración. Se basan en construcción monobloque de chapa laminada de gran espesor, electrosoldada y normalizada con nervios de refuerzo para eliminar todo tipo de deformaciones. Lateralmente van protegidas con unos forros de acero al manganeso intercambiables.

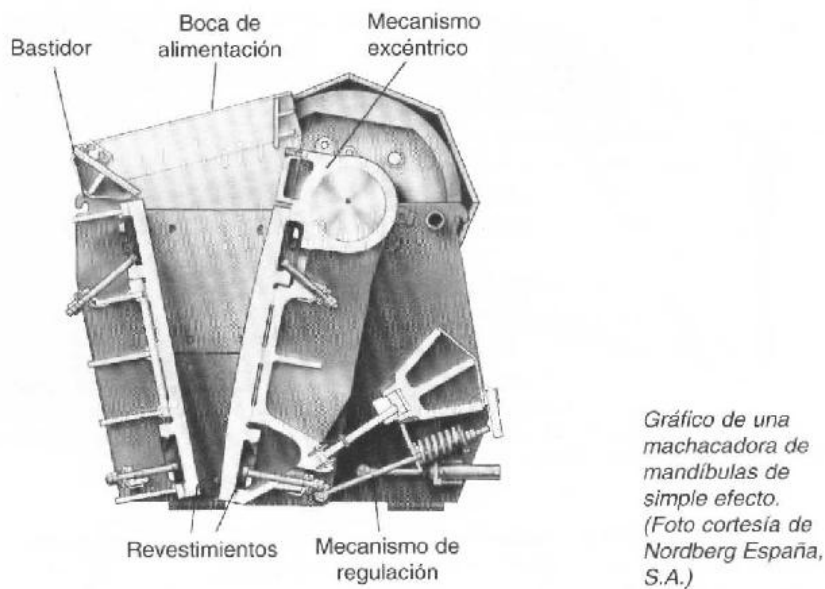


Figura 2.3.- Trituradora de Mandíbula. Fuente: Luis Fueyo, 1999.

Cámara de trituración: Se define como el área confinada por los dientes o estrías de las mandíbulas fijas y oscilantes y las placas antidesgastes de los laterales, en la que tienen lugar los procesos de trituración. En ella se diferencian la boca en la parte superior, las estrías de mandíbula que son las superficies renovables de trituración con diferentes tipos de configuraciones sobre la superficie, y la abertura de descarga que es el área entre las estrías de la mandíbula y las placas laterales en la parte inferior de la cámara de trituración. En función del tipo de trituradora de mandíbulas la cámara de trituración variará la disposición de las mandíbulas con respecto a la vertical.

Revestimientos: Superficies renovables de trituración con diferentes tipos de configuración sobre la cara o superficie fabricadas de acero al manganeso. Estas placas están dentadas en el sentido de su altura para facilitar la caída por la cámara de trituración y son planas al dorso con objeto de asentar bien sobre las mandíbulas y favorecer su fijación.

Sistemas de Accionamiento: Las trituradoras actúan a través de un sistema excéntrico, el cual mueve hacia adelante y hacia atrás una biela que se impulsa hacia arriba y hacia abajo con cada revolución produciendo una acción de trituración en la cámara diseñada para ello.

La fuerza inercial para realizar los procesos de compresión se comunica por medio de unos volantes de acero fundido e intercambiables, tanto el volante como el propio conjunto del accionamiento, para poder realizar el accionamiento desde el lado más conveniente. Estos volantes, que conservan la fuerza uniforme para mantener la producción continua y reducir las puntas de fuerza en la transmisión y el motor, van montados a un eje excéntrico fabricado de acero forjado que mueve una biela que a su vez va articulada mediante una o dos placas o tejas, entre la mandíbula móvil y un punto fijo. La placa o placas de articulación en la mandíbula móvil, van a condicionar la trayectoria que describen los diferentes puntos de esta mandíbula.

El eje excéntrico se encuentra sobre los rodamientos esféricos de doble hilera de rodillos a rótula, autoalineables y protegidos con un sistema de laberintos para evitar la entrada de polvo. El accionamiento se realiza por transmisión por correas trapezoidales a partir de un motor eléctrico directamente sobre la llanta de uno de los volantes. La potencia necesaria para el arranque corresponde a la energía cinética a acumular en los volantes, más las resistencias pasivas debidas a la trituradora misma, al motor y a la transmisión.

Para facilitar el arranque, las trituradoras siempre paran en la misma posición, denominada posición de reposo, y que corresponde aproximadamente a 15° hacia a delante del punto muerto superior.

Ángulo de Admisión: Ángulo agudo formado por la mandíbula fija y la oscilante que suele ser habitualmente de 27° aproximadamente.

Estimación de la Capacidad de Producción y Costes Operativos: Cuando se ha de pensar en la elección de una trituradora, además de su capacidad, la relación entre el tamaño máximo a triturar y las dimensiones de la boca del equipo es fundamental. El tamaño máximo debe ser como mucho el 80% de la dimensión menor de la boca. Figura 2.4.

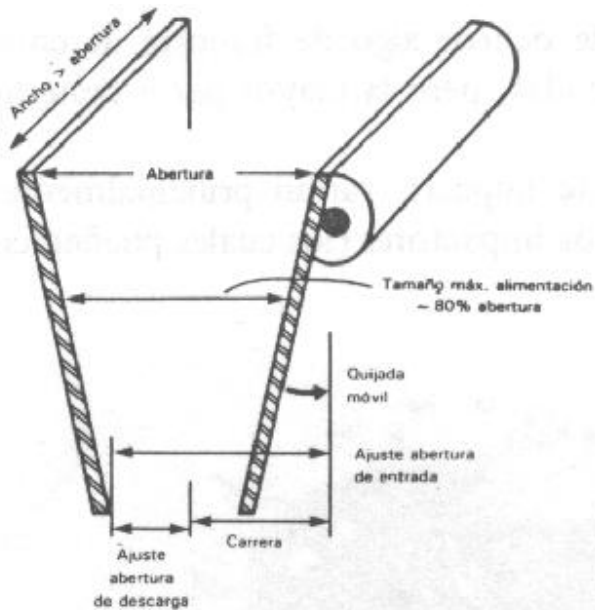


Figura 2.4.- Definiciones de la Abertura de la Trituradora de Mandíbulas. Fuente: Errol Kelly, 1990.

La capacidad de las trituradoras es suministrada por los propios fabricantes; sin embargo, se puede calcular a partir de la fórmula de Gieseking que se expresa de la forma siguiente:

Ecuación 2.2.

$$C = f \cdot \rho_a \cdot w \cdot r \cdot t \cdot n \cdot a \cdot u$$

Fuente: Errol Kelly, 1990.

Donde:

C- capacidad expresada en t/h.

f- coeficiente en función de la naturaleza de las mandíbulas y del tratamiento previo de la alimentación para eliminar los finos. Ver Figura 2.5.

Contenido en Finos	Mandíbulas Lisas	Mandíbulas Onduladas
Con finos naturales	0,000144	0,000106
Finos eliminados sobre rejilla fija	0,000126	0,000088
Finos eliminados cuidadosamente	0,000108	0,000072

Fig. 2.5.- Valores del coeficiente f. Fuente: Errol Kelly, 1990.

ρ_a - densidad aparente de la alimentación que se estima como el 60% de la real.

w- longitud en cm de la ranura de salida igual a la longitud de la boca.

r- reglaje en posición abierta que tiene como valores extremos entre 1/3 y 1/8 de la anchura de la boca de admisión, se expresa en cm.

t- recorrido o amplitud del movimiento en cm, suele variar entre el 25% y el 40% del reglaje en posición abierta. Si no se conoce, se toma el valor medio 0,33r.

n- número de oscilaciones por minuto, igual a las rpm del volante. Si se desconoce se puede obtener de la figura 2.6 en función del ancho de la boca.

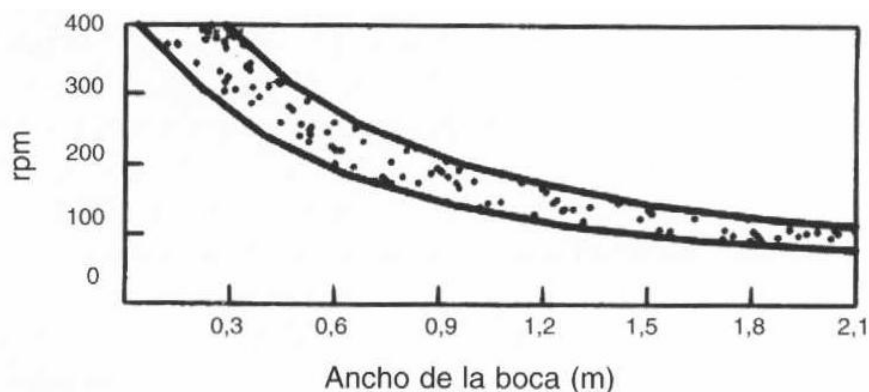


Figura 2.6.- Valores del factor “n” (revoluciones por minutos). Fuente: Errol Kelly, 1990.

a- coeficiente que depende del ángulo de las mandíbulas y que vale $1+0,03$.

u- coeficiente dependiente de la forma de alimentación a la machacadora y de la relación del tamaño máximo de grano de dicha alimentación al ancho de la boca o dimensión menor de la boca. Se puede obtener de la figura 2.7. (Equipos de Trituración, Fueyo, 1999).

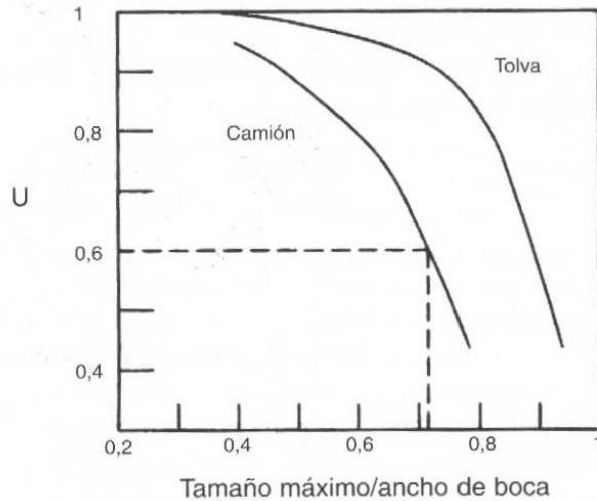


Figura 2.7.- Valores del factor “u” (revoluciones del volante). Fuente: Errol Kelly, 1990.

2.5.1.2.- Trituradora Giratoria

En este tipo de equipos los materiales a triturar se reducen por compresión, al igual que en una trituradora de mandíbulas, con la diferencia de que aquí se realiza entre una pieza troncocónica que tiene un movimiento excéntrico en el interior de un espacio limitado por una pared también troncocónica pero invertida.

De esta manera, la superficie con forma de tronco de cono se acerca sucesivamente a cada una de las generatrices de la pared cóncava fija para alejarse posteriormente (figura 2.8). Así, a la vez que se realiza el acercamiento a un punto en el lado diametralmente opuesto, se produce el máximo alejamiento entre el tronco de cono y la pared circular. Esto permite la caída de los materiales hacia zonas inferiores donde se producirá una nueva fragmentación para posteriormente tener lugar la evacuación por gravedad de los materiales fragmentados.

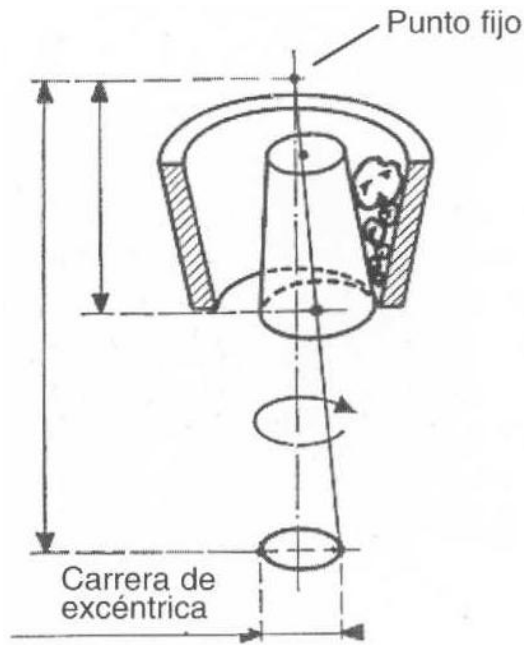


Figura 2.8.- Esquema de funcionamiento de un triturador giratorio. Fuente: Fueyo Luis, 1999.

El triturador giratorio, a diferencia de una trituradora de mandíbulas, tiene un modo de acción en continuo mediante una sucesión ininterrumpida de acciones alternadas de presión y expansión. Por eso se dice que los giratorios trabajan en continuo en una mitad de su volumen mientras que las de mandíbulas trabajan la mitad de tiempo en la totalidad de su volumen.

En los trituradores giratorios la parte fija o medio estructural estacionario llamado bastidor o carcasa está constituido por dos o más secciones denominadas bastidor inferior o zona que engloba los equipos de accionamiento, bastidor intermedio o sección central no muy bien definida en todos los giratorios, y bastidor superior o cuba que es la zona donde se producen los procesos de trituración. Ver figura 2.9.

El bastidor superior o cuba se encuentra revertido interiormente por unas placas de desgaste denominadas cóncavos, fabricadas de acero al manganeso, productos cerámicos, etc., y en él se encuentra el anillo de entrada con la brida de 2, 3 o 4 brazos o patas de araña que forman lo que se llama el crucero, cuyo alojamiento central sirve de punto de apoyo fijo del eje pendular, se fabrica de fundición con el anillo superior o crucero formando lo que se llama la tolva de entrada. (Equipos de Trituración, Fueyo, 1999).

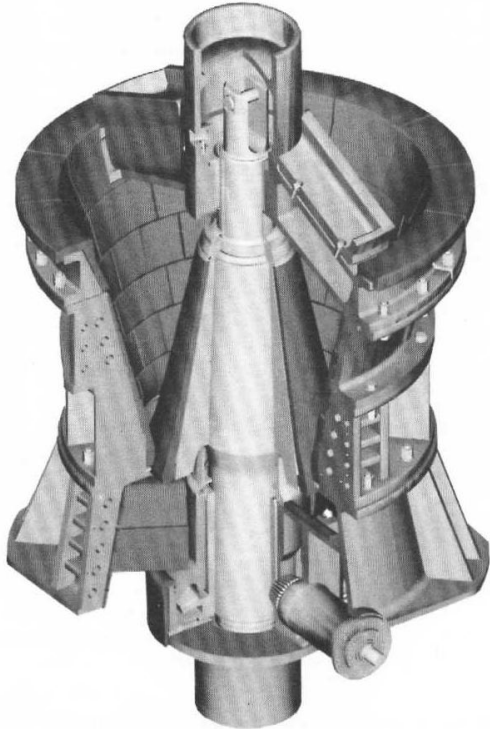


Figura 2.9.- Interior de un Triturador Giratorio. Fuente: Fueyo Luis, 1999.

2.5.1.3.- Comparación de los Trituradores Giratorios con los de Mandíbulas.

Entre las trituradoras de mandíbulas y las giratorias primarias se puede decir que su modo operativo es el mismo, y por lo tanto, sus rendimientos mecánicos sensiblemente equivalentes. Pero si se habla de diferencias, estas radican en las dimensiones máximas de admisión y en la capacidad de producción. Ver figura 2.10.

Los factores más importantes sobre los que se realiza la comparación son el precio de la compra, la fuerza motriz y el mantenimiento, relacionados con la tonelada tratada.

La mano de obra es la misma salvo en los casos en los que haya que asegurar una gran producción, que serían necesaria dos trituradoras de mandíbulas, mientras que con un solo giratorio sería suficiente. Sin embargo, refiriéndose al mantenimiento, es más caro el giratorio tanto en mano de obra como en razón de sus componentes. En relación con el desgaste por tonelada tratada sería más bien inferior en el caso del giratorio, aunque el consumo total efectivo de acero es más elevado. Por lo tanto, la mano de obra necesaria

para el cambio de las piezas del giratorio será varias veces superior al caso de las trituradoras de mandíbulas.

Con abertura nominal de entrada equivalente, el triturador giratorio pesa alrededor de dos veces más y cuesta tres veces más que la de mandíbulas. La diferencia de precio se debe, entre otras cosas, a que la instalación está montada a mayor altura, tanto por debajo como por encima del equipo para la carga y evacuación. Los montajes y desmontajes y la mayor potencia de elevación necesaria para ello, también incrementan la diferencia en el precio. La marcha en régimen reducido es más económica en el caso de los giratorios, cuya potencia en vacío no excede del 30% de la potencia a plena carga, mientras que en la trituradoras de mandíbulas alcanza entre el 45% y el 50%. Las piezas de desgaste del triturador giratorio no se pueden fraccionar igual que las del de mandíbulas, ni hacerse reversible con lo cual se encarece, sin embargo, el desgaste en los giratorios es prácticamente regular con lo cual el reglaje puede mantenerse hasta el consumo total de las piezas.

Para una misma potencia instalada y alimentados ambos a plena carga, la producción aproximada del giratorio es 3,5 veces superior a la trituradora de mandíbulas.

Las trituradoras de mandíbulas cuentan con una pieza de ruptura y seguridad muy fácilmente reemplazable (placa de articulación). En el caso de los giratorios no existe nada equivalente. Por lo tanto si entrara una pieza metálica, como un diente de excavadora en la máquina de trituración, ocasionaría un accidente grave. (Equipos de Trituración, Fueyo, 1999).

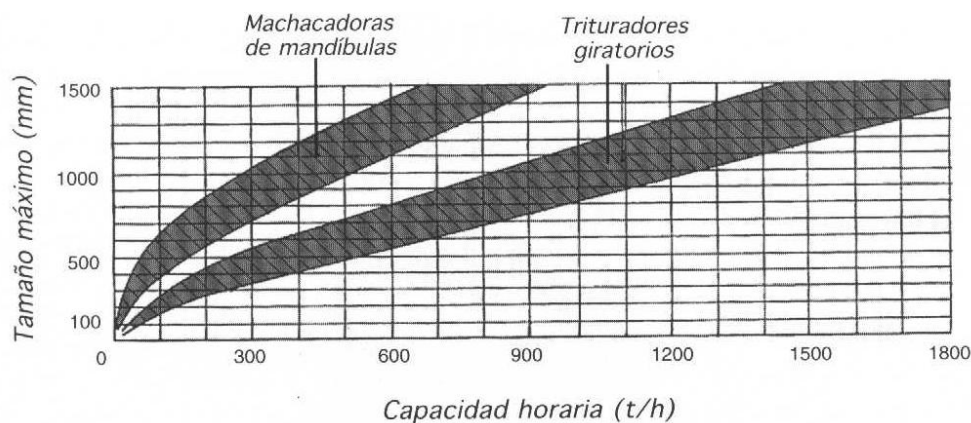


FIGURA 2.10.- Campos Respectivos de Utilización de las Trituradoras de Mandíbulas y los Giratorios Primarios. Fuente: Fueyo Luis, 1999.

2.5.1.4.- Trituradores Giratorio de Cono

Los trituradores giratorios, anteriormente descritos, tienen un crucero superior que sirve de punto de suspensión del árbol, pendular, y que corta en dos el orificio de introducción de los materiales a triturar.

En el caso de los trituradores giratorio de cono se caracterizan porque no todos tienen crucero superior y, estos trituradores giratorios secundarios, funcionan a mayores velocidades, tienen el recorrido nuez-cóncavo mucho mayor y se ajustan a reglajes más cerrados. Normalmente se utilizan como secundarios, terciarios y gravilladores y el cono o nuez en su vértice pasa de tener 75° de los giratorios secundarios a los 90° - 125° según sea la función que realice. Depende de cómo se encuentre el eje con el cono, éstos pueden ser suspendidos, apoyados con la cabeza guiada.

Los trituradores giratorios de cono presentan un crucero sobre la parte superior del bastidor, donde se sujeta el eje y, como en los giratorios, el crucero recibe el material y lo reparte por toda la cámara de trituración (figura 2.11). Los esfuerzos de trituración de la cámara son prácticamente horizontales ya que se centran entre la cabeza y el pie del equipo. Esto hace que la cámara de trituración pueda tener una pendiente importante que disminuye la fricción entre las piezas de trituración y favorece el paso de los materiales.

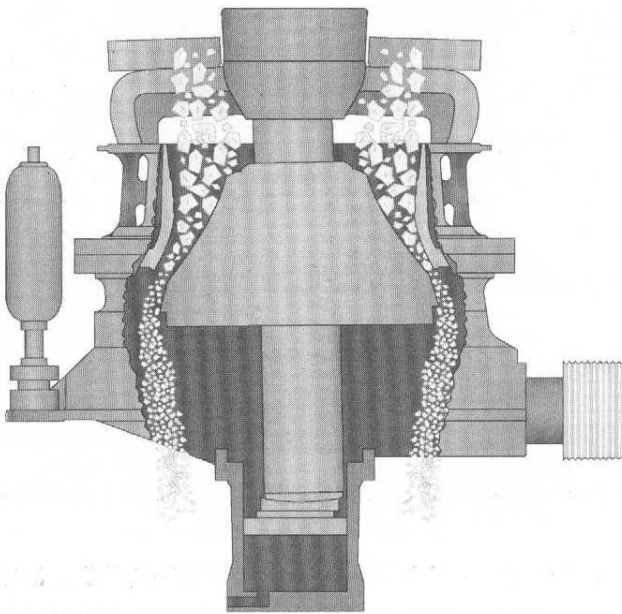


Figura 2.11.- Esquema de Alimentación y Evacuación de un Triturador Giratorio de Cono.

Fuente: Fueyo Luis, 1999.

Como ocurre con todos los giratorios, para conseguir la máxima producción y calidad del material es necesaria una alimentación constante que mantenga la cámara de trituración llena en todo momento. Para conseguir esto lo más apropiado es la utilización de un alimentador que asegure la dosificación adecuada. Con ello se consigue que gracias a la fricción entre el propio material el coeficiente de forma sea mucho más elevado que si se consiguiese sólo por compresión del material.

Teniendo en cuenta los dos tipos de trituradores de cono que hay, también el reglaje de las piezas de trituración es de dos tipos. El primero es aquel en el que se regula en altura la posición del eje, bien desde la cabeza o desde el pie con posibilidad de hacerlo en carga mediante un sistema hidráulico si el mecanismo va sobre rodamientos, y el segundo tipo en los cuales se regula en altura la posición del bastidor porta-anillos de trituración. Este segundo tipo puede ser por rosca mediante unos empujadores hidráulicos que no permiten el reglaje con carga, y por empuje vertical gracias a unos cilindros hidráulicos que regulan la separación entre piezas de trituración.

La transmisión puede ser de dos tipos: mediante ataque directo, en el cual la polea del motor transmite el movimiento al eje del triturador mediante correas trapezoidales, o mediante ataque indirecto donde la polea del motor transmite el movimiento a una polea solidaria con un contraeje que en el extremo opuesto incorpora un piñón que engrana con una corona solidaria con el eje excéntrico del triturador.

El ataque directo, al ser un sistema más simple, tiene un mantenimiento más sencillo y hay menos pérdida de energía mientras, que con el ataque indirecto, tiene un fácil acceso a la polea, pero al ser un sistema más complejo hay más riesgo de reparaciones así como una mayor pérdida energía por trabajo de los engranajes.

Los conos secundarios suelen dar granulometrías comprendidas entre los 150 mm y los 40 mm y se utilizan muchas veces como primarios en graveras y como secundarios en canteras. Figura 2.12. (Equipos de Trituración, Fueyo, 1999).

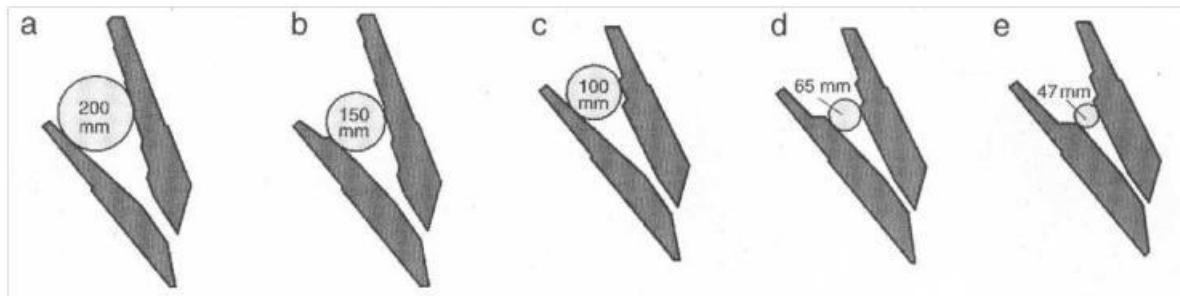


Figura 2.12.- a y b- Tamaños Máximos orientativos de Alimentación Para Trituradores de Conos usadas en trituración secundaria. c, d y e- Tamaños Máximos orientativos de Alimentación Para Trituradores de Conos usadas en trituración terciaria.

Fuente: Fueyo Luis, 1999.

2.5.1.5.- Trituradora de Rodillos

Equipos de trituración que realiza la fragmentación de los materiales entre dos cilindros que giran uno hacia el otro alrededor de unos ejes dispuestos horizontalmente en paralelo. Los cilindros van provistos de unas camisas (parte de desgaste) que se montan ajustadas por encajamiento sobre dos núcleos cónicos o bien están formados por sectores fijados al cilindro mediante tornillos. Estas camisas pueden ser lisas, acanaladas o dentadas para permitir una mejor trituración de los materiales.

Existe una variante de estos molinos que son los denominados de triple rodillo, que utiliza tres rodillos, permitiendo dos cámaras de trituración e incrementando con ello la relación de reducción de la máquina.

El molino de cilindros lisos, en los cuales éstos se mueven a la misma velocidad, las fuerzas actúan por compresión pura. En el caso de haber una variación en las velocidades de los cilindros, a las fuerzas de compresión se sumarán las de fricción-frotamiento para los cilindros lisos y las de fricción-corte para los cilindros con finas estrías.

En los trituradores de rodillos dentados las acciones principales derivan del cizallamiento, de la percusión de manera mucho más destacada de la compresión.

Una variante de este tipo de trituradores es el de cilindro y mandíbula, que consiste en un cilindro revolver dentado y una placa estacionaria de trituración cóncava soportada dentro de una fuerte y pesada estructura de acero. La trituración es llevada a cabo por cizallamiento y compresión del mineral entre la superficie del rodillo y las placas de rotura.

Hoy en día los molinos de cilindros se utilizan casi únicamente para materiales friables donde se necesita una producción regular y una mínima producción de finos. Es el caso de los combustibles minerales sólidos como la hulla, coke, lignito, etc. Son también muy utilizados tanto en la trituración primaria de rocas o minerales como en la molienda de cereales o refinado de pigmentos. Sin embargo, la importancia relativa de estos equipos va disminuyendo conservando un campo de utilización indiscutible en el tratamiento de minerales viscosos, plásticos, húmedos y pegajosos. (Equipos de Trituración, Fuego, 1999).

2.5.1.5.1.- Trituradora de Rodillos Dentados: Son aquellos en los cuales los cilindros tienen dientes con numerosas formas que van desde los resaltes y huecos alternados, hasta las láminas de cuchillas pasando por puntas, pirámides, dientes de tiburón, ondulaciones y estrías rectas o cruzadas, etc. Estas distintas formas se emplean dependiendo del tipo de material a triturar, del tamaño de la alimentación y de la granulometría final requerida. El uso de los dientes tiene como finalidad la búsqueda de una fragmentación regular con una mínima producción de supertriturados.

Las fuerzas que aquí actúan son la cizallamiento y choque primeramente al producirse la fragmentación por la acción de los dientes y posteriormente la compresión generada por los cilindros al tener que pasar los fragmentos entre ellos previamente atacados por los dientes. Este tipo de trituradores también actúa como criba permitiendo que todos los fragmentos inferiores al tamaño máximo deseado pasen previamente a través de los rodillos facilitando así la trituración de los fragmentos mayores.

Como características más importantes habría que destacar su robustez, así como su construcción modular, su mínima producción de finos y su bajo coste de mantenimiento, Sus ventajas en los procesos, sobre de trituración primaria, son muy apreciables cuando los dientes y picas están en perfecto estado. Una vez que empiezan a desgastarse estas ventajas van mermando; por lo tanto es necesario no apurar demasiado estos elementos e irlos sustituyendo cuando sea necesario.

Los cilindros dentados pueden estar fabricados de diferentes maneras:

- Camisas cilíndricas en acero sobre las cuales se colocan los dientes; pueden estar fundidos con la propia camisa o bien estar colocados con diversos sistemas de fijación.
- Camisas cilíndricas de fundición que sirven de soporte a los anillos.
- Un conjunto de segmentos en forma de placas dentadas fijadas alrededor de un alma cilíndrica y poligonal.
- Un conjunto de discos dentados colocados directamente alrededor del eje del cilindro.

Esta variedad tanto en la fabricación de los cilindros dentados como de los dientes permite el paso de la trituración primaria a las secundaria y terciaria en un mismo triturador mediante la selección correcta de los cilindros y sus dientes. Figura 2.13.

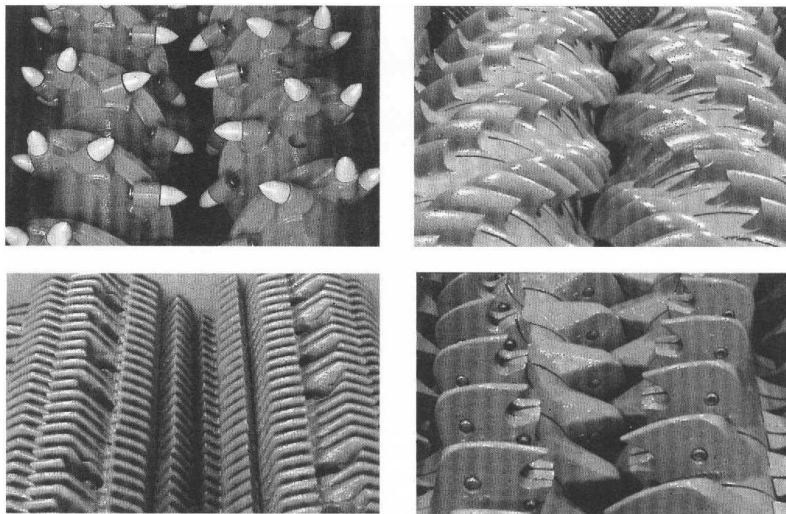


Figura 2.13.- Distintos Tipos de Dientes Para Trituradores de Cilindros Dentados de la Firma MMD. Fuente: Fueyo Luis, 1999.

La potencia se calcula a partir de la fórmula de Bond; sin embargo se sabe que el caudal es en cierta medida proporcional a la velocidad de los cilindros, porque es necesario conducir los bloques sobre las generatrices de los cilindros a una velocidad cercana a la velocidad tangencial de los mismos. Por lo tanto, el consumo de energía se encuentra comprendido entre 1,17 kW/h/t y 0,735 kW/h/t dependiendo del tamaño del equipo.

En estos molinos la alimentación de los bloques a fragmentar está condicionada por el diámetro de los cilindros, por la forma y altura de los dientes así como por el efecto de percusión que se ha de tener en cuenta por las velocidades periféricas de entre 5 m/seg y 15 m/seg. (Equipos de Trituración, Fueyo, 1999).

2.5.1.5.2.- Trituradora de cilindros lisos: Estos tienen la misma morfología que los de cilindros dentados con la salvedad de montar unos cilindros completamente lisos siendo, inclusive, la distancia entre los propios cilindros más próxima. En muchos casos esa separación puede llegar a ser casi cero.

Los cilindros se mueven en sentidos opuestos a la misma velocidad, generalmente accionados por motores independientes. Este movimiento de cilindros a la misma velocidad y en sentido contrario genera unos fenómenos de compresión sobre los materiales que producen su reducción al pasar entre ellos debido a la presión de trabajo. Esta presión puede ser del orden de 1 t a 2 t por cm de ancho de las camisas y se obtiene por vía hidráulica y un servomecanismo que asegura la regulación de la presión en función de las condiciones de trabajo del molino o bien mediante muelles.

La alimentación, al igual que en los molinos anteriormente descritos, se realiza por la zona superior del triturador y siempre se intenta que caiga lo más exacto que se pueda entre los dos cilindros. Con objeto de mejorar la capacidad de la alimentación existe una combinación que consiste en efectuar sobre la periferia de uno de los cilindros algunas ranuras transversales. Este sistema pese a mejorar la capacidad de alimentación, va en detrimento de la regularidad del producto y de la duración de los revestimientos de los rodillos.

Para los cilindros lisos se puede emplear una relación entre el diámetro D de los cilindros y la dimensión de las partículas (d). Dicha relación se utiliza para materiales secos con un buen coeficiente de fricción y velocidades periféricas comprendidas entre 4 m/s y 6m/s y es la siguiente:

Ecuación. 2.3

$$D= 22(d-r)$$

Fuente: Fueyo Luis, 1999.

Siendo r la distancia entre los rodillos.

Y para materiales húmedos que presentan un coeficiente de fricción bajo y velocidades por encima de 6 m/s la relación es la siguiente:

Ecuación. 2.4
$$D= 50(d-r)$$
 Fuente: Fueyo Luis, 1999.

Para materiales duros es necesario observar las siguientes condiciones:

- $D \geq 22d$ para una relación de reducción $\frac{1}{2}$ y $\frac{3}{1}$.
- $D \geq 26d$ para una relación de reducción $\frac{4}{1}$.

El bajo coeficiente de reducción de los molinos de cilindros lisos ha generado múltiples diseños y numerosas construcciones de equipos de pares de cilindros superpuestos, todo en un conjunto común y con un accionamiento único mediante varios trenes de engranajes. Sin embargo se ha llegado a la conclusión de su ineficacia debido a su peso, alto ruido generado, difícil acceso y complicados y caros mantenimientos. La principal dificultad radicaba en la sincronización de las producciones instantáneas y los riesgos de atascamiento entre los cilindros primarios, secundarios y terciarios.

En los molinos de cilindros lisos cuando se pretende obtener una proporción elevada de elementos finos se regulan los cilindros lisos prácticamente en contacto uno con el otro, y se alimenta de 3 a 5 veces su alimentación normal. La alimentación forzada entre los dos cilindros provoca una separación de estos debido a una sobrecarga de los resortes tanto más grande cuanto más importante es el exceso de alimentación. Se produce, por lo tanto, un compactado y una automolienda en el seno de la capa de los materiales dando lugar a un porcentaje elevado de elementos más finos que los productos obtenidos con la abertura real del molino.

Esta técnica es aplicable para aquellos casos en los cuales los materiales estén perfectamente secos. (Equipos de Trituración, Fueyo, 1999).

2.5.1.5.3.- Cálculo del Ángulo de Pellizco del Triturador de Rodillos

Cabe destacar que aún no se encuentra registrada una fórmula empírica que determine el cálculo del ángulo de pellizco del triturador de rodillos dentados, por lo que se emplea la misma ecuación tanto para triturador de rodillos de superficie lisas como para los demás.

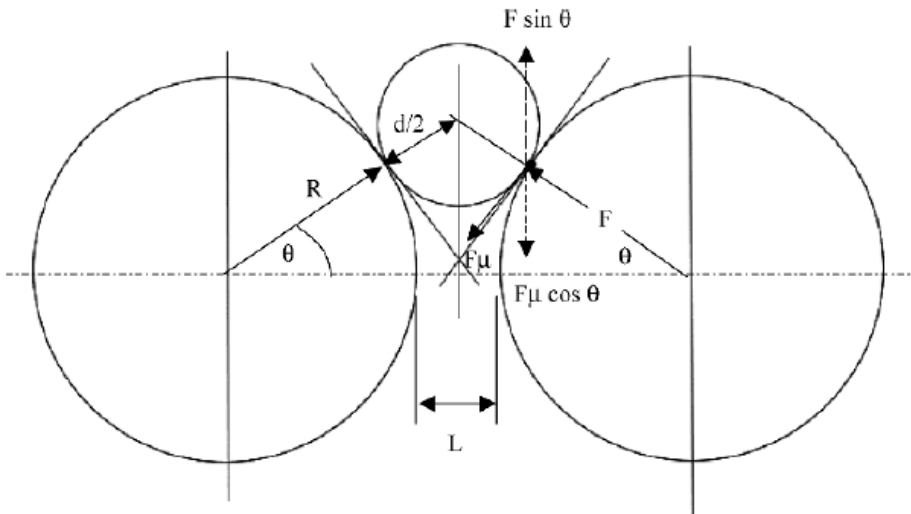


Figura 2.14.- Fuerza sobre una partícula en los rodillos de trituración. Fuente: Wills B.A, 1988.

Figura MEJORADA

Considere una partícula esférica de radio r , que es triturada por un par de rodillos, de radio R , la abertura entre los rodillos es de $2a$ (figura 2.14). Si μ es el coeficiente de fricción entre los rodillos y la partícula, θ es el ángulo formado por las tangentes a las superficies del rodillo en sus puntos de contacto con la partícula (ángulo de pellizco) y C es la fuerza de compresión ejercida por los rodillos, que actúa desde los centros de los rodillos a través del centro de la partícula, entonces para apenas comprimir una partícula con los rodillos, igualando verticalmente,

$$\text{Ecuación. 2.5} \quad C \sin \theta/2 = \mu C \cos \theta/2 \quad \text{Fuente: Wills B.A, 1988.}$$

por lo tanto

$$\text{Ecuación. 2.6} \quad \mu = \tan \theta/2 \quad \text{Fuente: Wills B.A, 1988.}$$

Con respecto a los diámetros

$$\text{Ecuación. 2.7} \quad \cos \theta = \left[\frac{R+a}{R+r} \right] \quad \text{Fuente: Wills B.A, 1988.}$$

El valor del coeficiente de fricción entre una partícula y los rodillos en movimiento se puede calcular por la ecuación:

Ecuación. 2.8
$$\mu_k = \left[\frac{1+1,12v}{1+6v} \right] v \quad \text{Fuente: Wills B.A, 1988.}$$

donde μ_k es el coeficiente cinético de fricción entre una partícula y los rodillos en movimiento y v la velocidad periférica de los rodillos (m/s).

De la figura 2.14

Ecuación. 2.9
$$\cos \theta/2 = \frac{R+a}{R+r} \quad \text{Fuente: Wills B.A, 1988.}$$

La ecuación 2.8 se aplica para determinar el tamaño de la roca comprimida en relación al diámetro del rodillo y a la relación de reducción requerida. (Tecnología de procesamiento de minerales, Wills, 1988.)

2.5.1.6.- Trituradoras de Impacto

También llamados impactores, se definen como equipos compuestos por un rotor provisto de 2 a 6 barras o batidores cuya misión es la de proyectar contra un blindaje los productos que alimentan el aparato. La rotura se produce por un impacto brusco o choque generado entre la roca a triturar y un elemento triturador, o lo que es lo mismo, utilizan el hecho de que la energía cinética de un cuerpo en movimiento es totalmente transformada, a partir de un choque, en energía de deformación afectando a los minerales y a las piezas de blindaje. Figura 2.15.

La fragmentación puede ser directa mediante los elementos trituradores que se mueven a altas velocidades (15 m/s a 150 m/s) sobre los materiales a tratar que se desplazan a baja velocidad, o indirecta, en cuyo caso los materiales son proyectados a gran velocidad contra los yunques o placas de impacto. Habitualmente en los aparatos de fragmentación por impacto la fragmentación directa e indirecta se dan a la vez.

El campo de aplicación de dichos equipos va desde la trituración primaria de grandes bloques de todo-uno hasta la pulverización de distintos productos estando formados, en todos los casos, por rotores que contienen útiles de choque fijos o móviles girando a gran

velocidad alrededor de un eje vertical u horizontal, en el interior de una cámara blindada cuya parte inferior puede o no estar cerrada por una parrilla.

Los elementos de choque pueden fijarse de forma rígida sobre el rotor (fijos), en cuyo caso actúa como una masa total, o bien pueden estar unidos al rotor alrededor de un eje de giro (móviles) y por lo tanto tener cada uno de ellos un movimiento independiente y actuar aisladamente.

Los equipos más simples están formados por un rotor de acero fundido o electrosoldado de forma más o menos cilíndrica, que gira en el interior del molino y sobre el cual se montan las barras de impacto encargadas de golpear y proyectar los materiales. Estas barras pueden ser de acero al manganeso cuando el material es abrasivo y de acero al manganeso-cromo cuando el material es poco abrasivo. Son intercambiables, se fijan al rotor con o sin la utilización de tornillos o cuñas y, dependiendo del tamaño y naturaleza del producto a tratar, pueden variar de dos a seis.

Normalmente el eje va montado sobre rodamientos de rodillos a rótula que se fija el rotor, mediante manguitos cónicos.

Los materiales alimentados por la parte superior de la carcasa son cogidos por los percutores del rotor y proyectados contra la primera placa de choque, cuyo ángulo de incidencia está calculado de forma que dichos materiales tras una primera fragmentación sean enviados de nuevo sobre el rotor. El rotor vuelve a proyectarlos sobre la segunda placa de choque cuya posición está regulada de forma que solo puedan evacuarse los fragmentos suficientemente reducidos. Esta dinámica produce una reacción en cadena que da lugar a un número suficiente de impactos al material hasta obtener una curva granulométrica determinada. Cuando los materiales tienen el tamaño deseado son evacuados por la parte inferior del bastidor.

La velocidad a la que el rotor debe moverse en la cámara de trituración va en función de tres parámetros: la abrasividad del material, el desgaste crece proporcionalmente a la velocidad, por lo tanto mientras más abrasivo sea el material, menor velocidad; el tiempo de alimentación, con una alimentación suave y constante la velocidad puede ser menor y, sin embargo, con una entrada forzada de material como puede ser con una cinta transportadora, la velocidad se debe aumentar. El último parámetro es el tamaño y

producción a triturar; cuanto menor sea el tamaño de entrada mayor deberá ser la velocidad que asegure un impacto correcto de la barra batidora.

Los trituradores de impacto trabajan siempre con velocidades de rotación relativamente elevadas comprendidas entre las 300 rev/min y las 2.000 rev/min.

El accionamiento se realiza en muchos de ellos mediante un motor eléctrico que transmite el movimiento al rotor mediante una transmisión por correas trapezoidales. Para algunas aplicaciones hay accionamientos efectuados por motores de explosión interna que mediante un embrague mecánico o hidráulico, transmite el movimiento a una polea que mediante correas acciona el rotor. Este tipo de motor se utiliza en los equipos autopulsados sobre orugas o autónomos sobre ruedas.

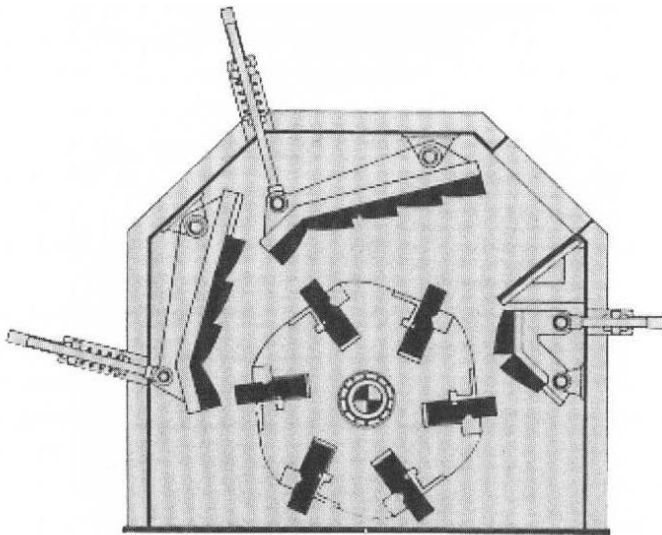


Figura 2.15.- Diagrama de un Triturador de Impactos de Cámara Regulable. Fuente: Fueyo Luis, 1999.

El mantenimiento de este tipo de equipos se reduce a conservar en buen estado los órganos de percusión fijos o móviles así como las parrillas de control en caso de tenerlas. La capacidad de producción en los impactores desciende de manera brusca a medida que las aristas de los percutores se gastan y que su peso disminuye. Bajo el efecto del desgaste las distancias entre las piezas móviles y las placas o barras de choque fijas aumentan, produciendo por tanto un descenso en la producción. La manera de evitar al máximo este problema es mediante reglajes periódicos basados en la reparación de las aristas de los

percutores por afilado automático, si el triturador es reversible, o por adición de metal al arco eléctrico y con sustituciones parciales o completas de las piezas demasiado gastadas.

La sustitución de las piezas de choque debe efectuarse con el fin de conservar el mejor equilibrio posible. Por ello, las piezas nuevas deben pesarse separadamente y elegir las por parejas destinadas a ser montadas en un mismo diámetro, y cuyos pesos serán lo más exactamente posible equivalentes. En el caso de haber una diferencia notable habría que retocar una u otra de éstas con el fin de conseguir el equilibrio. (Equipos de Trituración, Fueyo, 1999).

2.6.- EQUIPOS DE TRANSPORTE DE MINERAL

El transporte es la operación por la que se traslada el mineral arrancado hasta el exterior de la mina.

El transporte dentro de una mina puede ser:

- Continuo: Utiliza medios de transporte que están continuamente en funcionamiento. Dentro de este tipo de transporte se utilizan cintas transportadoras, transportadores blindados y el transporte por gravedad, en pozos y chimeneas.
- Discontinuo: los medios de transporte realizan un movimiento alternativo entre el punto de carga y el de descarga. En este grupo se utiliza el ferrocarril y los camiones.
- Mixtos: Donde ocurre la combinación de los transportes continuos y discontinuos.

Dentro de las minas subterráneas se distingue, además, entre el arrastre y la extracción. Por arrastre se entiende el transporte por las labores situadas, aproximadamente, a la misma cota. Y por extracción el transporte vertical que tiene por objeto situar el mineral en la superficie. (Equipos de Trituración, Fueyo, 1999).



Figura 2.16.- Cinta transportadora en funcionamiento, cantera El Melero. Fuente: *Presentación de Operaciones Mineras, Piña Aurora, 2011.*

2.6.1.- Bandas Transportadoras o Cintas Transportadoras

Las cintas transportadoras o transportadores de banda, son correas sin fin que mueven alrededor de unos tambores y su misión es la de transportar el material entre los equipos primario y secundario o entre el secundario y los silos y, en general, son las que tienen la misión de transportar el material entre los distintos equipos de la planta hasta que el material queda almacenado en los silos o stocks. Por lo tanto, tiene que haber un dispositivo de alimentación y otro de descarga. Figura 2.15.

Para determinar qué tipo de cinta transportadora es la idónea para una planta se han de tener en cuenta parámetros tales como el cálculo de tensiones para que no se produzca el deslizamiento de la banda sobre el tambor, la capacidad de absorción de los impactos de la banda, la resistencia a la fatiga por flexión y la calidad y el espesor de los recubrimientos de goma. Todo ello determinará las características para la banda transportadora que más se ajuste a las necesidades de la explotación. (*Equipos de Trituración, Fueyo, 1999*).

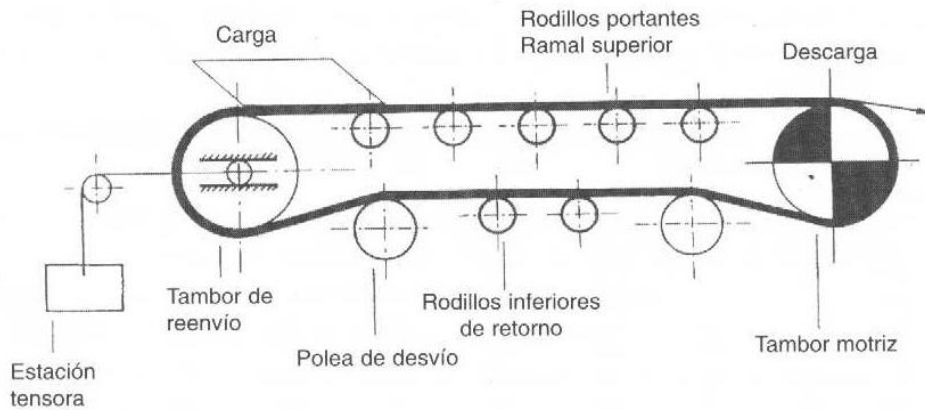


Figura 2.17.- Diagrama de una cinta transportadora. Fuente: Fueyo Luis, 1999.

2.6.2.- Alimentadores de Tableros Metálico:

También conocidos como alimentadores de placas o alimentadores de cadenas (Apron), se caracterizan por ser los más robustos medios de transportes de mineral y se consideran la solución más segura para materiales todo-uno procedentes de yacimientos muy heterogéneos susceptibles de variar frecuentemente su granulometría, densidad, humedad, etc. Encuentran aplicación en todos los casos en que se plantea un problema de regulación de la alimentación. Figura 2.17.

Se instalan en el fondo de una tolva abierta utilizándose como alimentadores propiamente dichos, en cuyo caso se pueden inclinar consiguiendo así ganar la altura. O bien en el fondo de una tolva cerrada, realizando entonces la extracción de los materiales de carga.

Los alimentadores de tablero metálico constan fundamentalmente de una serie de placas enlazadas entre sí por medio de bulones unidos a las dos cadenas sinfín laterales de tracción del conjunto. La cadena está fabricada con eslabones de acero fundido y casquillos de acero sintetizado, con rodadura apoyada sobre rodamientos de rodillos de rótula totalmente estancos. El conjunto formado por placas y cadena es autorresistente y solamente se apoya en las ruedas de la cadena, evitando así que parte de la energía del motor sea absorbida por los patines de deslizamiento.

Se fabrican desde 0,75 m hasta los 2,5 m. aunque excepcionalmente se ha fabricado algunos de hasta 3 m. La elección de ancho va en función del caudal, de las dimensiones de los elementos más gruesos a manipular y, por supuesto, de las dimensiones de entrada de la boca del triturador a alimentar. Sus longitudes varían desde los 2,5 hasta los 11 m. y sus pesos de los 600 kg para los modelos inferiores a las 55 t. para los modelos más grandes. Sus producciones varían de las 100 t/h a las 1800 t/h.

Esta robustez y más a de los Apron se justifican por la necesidad de resistir a los impactos y a la abrasión resultante de la caída de los bloques de mineral que pueden llegar a pesar varias toneladas. Un alimentador Apron puede ser instalado bien en horizontal o bien con una pendiente elevada que conviene limitar a 20° como máximo. (Equipos de Trituración, Fueyo, 1999).

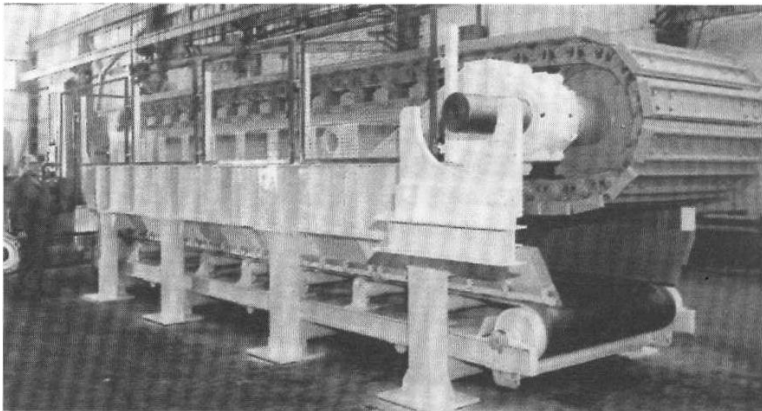


Figura 2.18.- Alimentador de Tablero Metálico. Fuente: Fueyo Luis, 1999.

2.6.3.- Volquetas

Las volquetas (camiones) es el equipo de acarreo más utilizado actualmente. El aumento de las capacidades de estos equipos se ha incrementado aceleradamente en los últimos años, figura 2.18. En el año 1.965 la volqueta de mayor capacidad era de 80 toneladas mientras en la actualidad es normal trabajar con capacidades de 170 y 240 toneladas. El avance de estas capacidades se debe a varios factores:

- a) Motores más potentes, b) Transmisiones automáticas, c) Llantas de mayor resistencia,
- d) El diseño de las tolvas, e) Nuevos sistemas de frenos, f) El avance de la hidráulica.

El inconveniente de este tipo de transporte es su distancia de acarreo. Cuando la distancia pasa de 4 Km., este tipo de acarreo se hace antieconómico y se debe pensar en otro tipo de transporte. (Operaciones Mineras, Piña A, 2011).



Figura 2.19.- Flota de Camiones en la Mina Venetia a cielo abierto de diamantes en Sudáfrica. Fuente: Presentación de Operaciones Mineras, Piña Aurora, 2011.

Capítulo III

MARCO METODOLÓGICO

3.1 Tipo de investigación

La investigación para la elaboración del presente trabajo de pasantías, está representada por una búsqueda crítica de información que aconteció en experiencias pasadas. Se dependió de fuentes primarias y secundarias que abastecieron la información y a las cuales se debió examinar cuidadosamente con el fin de determinar su confiabilidad por medio de críticas internas y externas. Se verificó la autenticidad de los vestigios y se determinó el significado y la validez de los datos contenidos en la información obtenida de manera auténtica.

También se trabajó sobre realidades de hechos y se caracterizó, fundamentalmente, en presentar una interpretación correcta, donde se acudió a los siguientes tipos de estudios: encuestas, casos, exploratorios, causales de desarrollo, de conjuntos y de correlación.

Por todo esto, se puede indicar que se trabajó con un tipo de investigación histórica y descriptiva.

3.2.- Población y Muestra

Durante las labores efectuadas del presente trabajo de pasantías, se trabajó con los minerales transportados desde la mina, los mismos son acarreados en camiones con una distancia de traslado de aproximadamente 7,5 km, recorrido que se hace a diario desde los frentes de excavación hasta La Losa, lugar en el que se encuentra la criba fija, donde comienza el proceso de trituración y preparación de mineral, y se efectúa la descarga.

La muestra estuvo limitada y definida por este material y se trabajó en base a su composición química, estructura geológica y propiedades físicas (dureza, peso específico, densidad, tamaño de las rocas, etc). Características del mineral que impactan en el rendimiento de los equipos de reducción de tamaño.

Todo esto con un rango de ocho meses, desde enero hasta agosto de 2011, tiempo suficiente y representativo tomado para el muestreo. Se obtuvo varios resultados

concluyentes y convincentes para realizar la investigación en base a ese periodo. Estos datos arrojados por el histórico arrojaron resultados uniformes.

3.3.- Técnicas y Procedimiento

El trabajo presentado se realizó bajo ciertos parámetros y secuencias que se llevaron a cabo siguiendo un orden cronológico, comenzando desde la obtención de los datos pertinentes, pasando por el estudio de cada uno de ellos, la evaluación de las posibles mejoras, planteamientos de las propuestas mediante los resultados obtenidos y por último exponer las proposiciones posibles que le den solución a las problemáticas que se hacen presentes debido a las paradas producidas en el área de trituración de mineral. Mediante el siguiente organigrama se aprecia paso a paso el trabajo efectuado (figura 3.1).

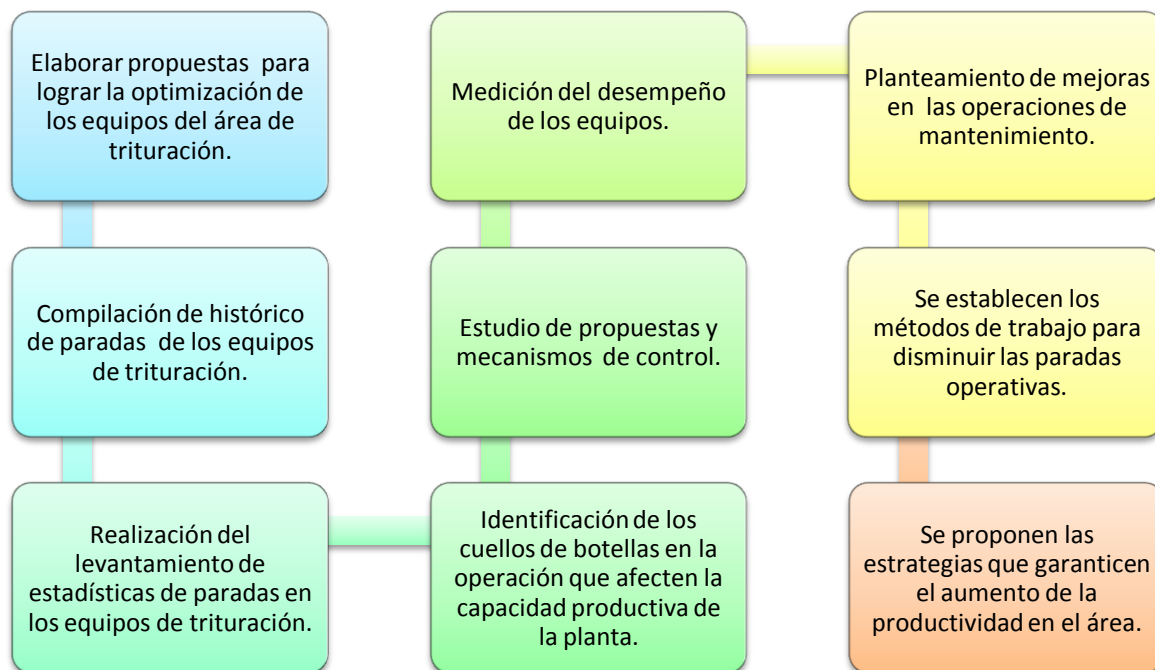


FIGURA 3.1.- Organigrama del Trabajo Experimental. Tomado de: Fuente propia 2011.

3.3.1. Obtención de datos del Histórico de la planta de trituración periodo enero-agosto/2011.

Mediante el Departamento de Estadísticas de la planta, se procedió a la recolección de datos e histórico de paradas (operativas y mantenimiento) del área de Preparación Mineral (320 y 380) y los equipos que la conforman en el lapso enero-agosto/2011. Se realizó un estudio detallado del mismo donde se identificaron los equipos con mayor tiempo de paradas y sus distintas causas que las ocasionaron durante dicho lapso.

Las paradas operativas son obtenidas del programa TECMINE 2.5, una vez sean descargados los datos del Reporte Actividades de Trituración, el cual es llenado por los operadores/supervisor con los sucesos ocurridos en el área durante los turnos de producción, así como el tiempo de llegada entre camiones, y luego se descargan al programa. Este es quien determina el cálculo de rendimiento de los equipos por dicha información suministrada.

Las paradas operativas del área de trituración están representadas y divididas por los códigos de identificación de las paradas en el reporte de la siguiente manera:

Paradas de Producción:

- AC - Accidente
- CTB002 - Parada de emergencia activado banda 321-1311-01.
- CTB0072 - Parada de emergencia activado banda 321-1311-08.
- CTB001 - Parada de emergencia activado banda 321-1311-09.
- CTB003 - Parada de emergencia activado banda 321-1311-02.
- CTB004 - Parada de emergencia activado banda 321-1311-03.
- CTB005 - Parada de emergencia activado banda 322-1311-01/cinta larga.
- CTB006 - Parada de emergencia activado banda 322-1311-08/cinta pluma.
- OTM001 - Obstrucción primario de mandíbula.
- OTM008 - Obstrucción primario de rodillos.
- OTM002 - Obstrucción del secundario.

- OCV001 - Obstrucción chute del apilador.
- OTB002 - Obstrucción chute banda 321-1311-01.
- OTB0072 - Obstrucción chute banda 321-1311-08.
- OTB001 - Obstrucción chute banda 321-1311-09.
- OTB003 - Obstrucción chute banda 321-1311-02.
- OTB004 - Obstrucción chute banda 321-1311-03.
- OTB005 - Obstrucción chute banda 322-1311-01/cinta larga.
- OTB006 - Obstrucción chute banda 322-1311-08/cinta pluma.
- STB002 - Sobrecarga operacional banda 321-1311-01.
- STB0072 - Sobrecarga operacional banda 321-1311-08.
- STB001 - Sobrecarga operacional banda 321-1311-09.
- STB003 - Sobrecarga operacional banda 321-1311-02.
- STB004 - Sobrecarga operacional banda 321-1311-03.
- STB005 - Sobrecarga operacional banda 322-1311-01/cinta larga.
- STB006 - Sobrecarga operacional banda 322-1311-08/cinta pluma.

Paradas No Controlables:

- LL – Parada por lluvia o vía húmeda.
- DER – Parada por derrumbes y/o obstrucciones de vías.
- PC – Problemas comunitarios, bloqueos de vías, manifestaciones.
- SE – Falta de energía eléctrica externa.
- SS – Sismos.

Demoras de Producción:

- CO – Comida/reposo.
- DM – Detección de metal.
- FM – Falta de mineral.

- FO – Falta operador/supervisor.
- LCF – Limpieza de criba fija.
- NP – Necesidades personales.
- PA – Pausa activa.
- PL – Problemas laborales.
- RE – Revisión de equipo.
- RS – Reunión/charla de seguridad.
- RT – Reunión de trabajo/informativa.
- RTS – Reunión de trabajo sindical.
- SC – Simulacro.

Paradas Consecuenciales:

- CP – Cambio de pila.
- ER – Equipo de reserva.

No Producción:

- TP – Traslado de personal.

Producción:

- TA – Trabajando.

Se obtuvo información en general e información detallada sobre las especificaciones y razones que ocasionaron las paradas por mantenimiento correctivo y mantenimiento preventivo en los equipos pertenecientes al área de trituración y preparación de mineral que se clasifican en 4 subconjuntos, en el rango de enero-agosto/2011. Estas paradas por mantenimiento también están representadas por códigos que la identifican, ver figura 3.5. Dicha información, cedida por parte del área de Mantenimiento para su respectivo análisis, resultaron de gran ayuda y muy prácticas ya que arrojaron información puntual sobre las paradas del área por mantenimiento de dichos equipos.

Conjunto Primario			
Mantenimiento no programado	Mantenimiento programado	Observaciones	Descripción
CE001	CE001P	321-5272-01	MCC 480V 600A ÁREA 320 TRIT. PRIM. SECUNDARIA
CR001	CR001P	321-1712-01	CRIBA FIJA TRITURACIÓN PRIMARIA
EA028	EA028P	321-1324-01	APRON FEEDER
TM001	TM001P	321-1611-01	TRITURADOR PRIMARIO TIPO MANDÍBULA
TM008	TM008P	321-1613-01	TRITURADOR PRIMARIO DE RODILLOS
TV001	TV001P	321-4240-01	TOLVA RECEPTORA TRITURACIÓN PRIMARIA
Conjunto Secundario			
Mantenimiento no programado	Mantenimiento programado	Observaciones	Descripción
DM001	DM001P	321-1756-01	DETECTOR DE METAL TRITURACIÓN PRIMARIA
EM001	EM001P	321-1370-01	ESTACIÓN DE MUESTREO PRIMARIO
TM002	TM002P	321-1613-01	TRITURADOR SECUNDARIO DE RODILLOS
Conjunto Apilador			
Mantenimiento no programado	Mantenimiento programado	Observaciones	Descripción
VV001	VV001P	322-1225-01	APILADOR STACKER
Conjunto Bandas/Cintas Transportadoras			
Mantenimiento no programado	Mantenimiento programado	Observaciones	Descripción
TB002	TB002P	321-1311-01	TRANSPORTADOR DE BANDA 01
TB0072	TB0072P	321-1311-08	TRANSPORTADOR DE BANDA 08
TB001	TB001P	321-1311-09	TRANSPORTADOR DE BANDA 09
TB003	TB003P	321-1311-02	TRANSPORTADOR DE BANDA 02
TB004	TB004P	321-1311-03	TRANSPORTADOR DE BANDA 03
TB005	TB005P	322-1311-01	TRANSPORTADOR DE BANDA CARGA APILADOR
TB006	TB006P	322-1311-08	TRANSPORTADOR DE BANDA PLUMA APILADOR
ITB005			Falla Señal de Sala de Control para el arranque de la banda 322-1311-01

FIGURA 3.2.- Códigos de identificación de las Paradas Mantenimiento. Tomado de: Fuente propia 2011.

3.3.2.- Descarga y Evaluación de los Datos.

Ya identificadas cada una de las paradas, se procedió a descargar la información obtenida para detectar el principal o principales eventos causantes de las paradas operativas en el área de trituración y preparación de mineral de la planta Mineras Lomas de Níquel. (Ver tabla. 3.2).

Al igual que las paradas operativas, para detectar las principales causas de las paradas por mantenimiento tanto preventivo como correctivo, se procedió a recopilar dicha información obtenida también por el departamento de estadísticas de la planta, con el histórico de enero-agosto/2011, sin embargo, fue mediante el departamento de Mantenimiento por el cual se obtuvo información de las paradas por mantenimiento mucho más detallada.

El estudio para obtener las horas de paradas por mantenimiento preventivo y correctivo por mes de manera general del área, se hizo tomando en cuenta que los equipos están agrupados en cuatro subconjuntos. Luego, una vez se divisó el grupo de equipos que sufrían mayor tiempo de paradas por mantenimiento, se realizó un estudio específico de la unidad que resultaba más afectada, y a su vez se ejecutó un estudio mucho más específico para dar con el o los componentes del equipo que sufren mayor daño.

Cada uno de estos resultados obtenidos mediante los estudios terminados, fueron graficados para tener una mayor comprensión de ellos, ya que de alguna manera, facilitaron la visualización de los hechos.

3.4.- Materiales y Equipos Utilizados

Cada uno de los materiales y equipos utilizados fueron indispensables para la elaboración del trabajo de pasantías, tanto para las labores de oficina como para las faenas ejecutadas en campo.

3.4.1.- Unidades o Dispositivos de Revisión y Recolección de Datos:

Programas de computación de red interna (INTRANET), ELIPSE y TECMINE 2.5.

3.4.2.- Equipos Para labores de Campo:

Los principales materiales usados fueron los EPP (Equipos de Protección Personal) conformados por: botas de seguridad, pantalón de tela resistente con líneas reflectivas, camisa manga larga resistente con líneas reflectivas, chaleco reflector, guantes de cuero, botas largas con punta de acero, lentes de seguridad, mascarilla antipolvo, protectores auditivos y casco de seguridad, los mismos son de uso obligatorio en la planta y facilitaron la manipulación de las labores realizadas; también se contó con el uso de la cinta métrica, calibrador, cámara fotográfica.

3.4.3.- Equipos de Trituración y Transporte de Mineral:

Las muestras de mineral reducido mecánicamente fue obtenido de los equipos que conforman el área de trituración y que se sometieron al estudio se dividen en 4 segmentos:

Conjunto Primario: Criba fija (321-1712-01), tolva receptora (321-4240-01), Alimentador de Zapatas Apron Feeder MMD Serie 712 (321-1324-01), triturador primario de mandíbula SVEDALA (321 1611 01) y Triturador primario de rodillos MMD Serie 850 (321-1613-02). En la figura xx de anexo I se presenta la disposición General del Alimentador de Zapatas y en la figura yy se muestra una fotografía del mismo .

Conjunto Secundario: Detector de metales, equipo de muestreo (cuando sufre paradas no afecta la producción, por lo tanto no se tomó en cuenta para la evaluación analítica) y Triturador secundario de rodillos MMD Serie 625 (321-1613-01).

Conjunto Apilador: Conformado por el apilador Stacker (322-1225-01)

Bandas / Cintas Transportadoras: En total son 7 bandas

- Transportador de banda 01 descarga del triturador primario de mandíbulas (321-1311-01).
- Transportador de banda descarga del triturador primario de rodillos 08 (321-1311-08).
- Transportador de banda 09 descarga del transportador de banda 01 (321-1311-09).
- Transportador de banda 02 alimenta al triturador secundario de rodillos (321-1311-02).
- Transportador de banda 03 alimenta a Transportador de banda 01 (321-1311-03).
- Transportador de banda carga apilador (322-1311-01).
- Transportador de banda pluma apilador (322-1311-08).

Capítulo IV

RESULTADOS

4.1. REGISTRO HISTÓRICO DEMORAS DE PRODUCCIÓN

Las paradas operativas son las causantes de las demoras de producción en el periodo enero-agosto del año 2011, se presentan en la tabla 4.1, los ítems están identificados en el capítulo III.

Tabla 4.1. Demoras Producción (enero-agosto/2011).

Demoras de Producción

CO	DM	FM	FO	LCF	LS	NP	PA	PL	RE	RS	RT	RTS	SC	Total
33,43	0,75	38,14					0,77		6,71	6,68	3,00			89,48
27,60		48,33							6,43	5,59				87,95
28,79		47,12							6,76	5,59	1,50			89,76
30,00	0,32	57,55		3,25	0,67		0,84		6,51	5,68	1,67	1,00		107,49
25,58	1,02	38,59		1,43	0,63		0,50		4,26	3,17	0,84	4,00		80,02
18,58	1,22	49,37		2,48	0,95				4,42	2,34	0,92			80,28
10,17	8,27	64,80		2,75	1,02		0,33		2,58	2,08	0,17			92,17
25,17	3,65	81,57		0,92	2,30				3,58	2,08	1,47			120,74
199,32	15,23	425,47	0,00	10,83	5,57	0,00	2,44	0,00	41,25	33,21	9,57	5,00	0,00	747,89

Tomado de: Fuente Departamento de Estadísticas Minera Lomas de Níquel, agosto 2011.

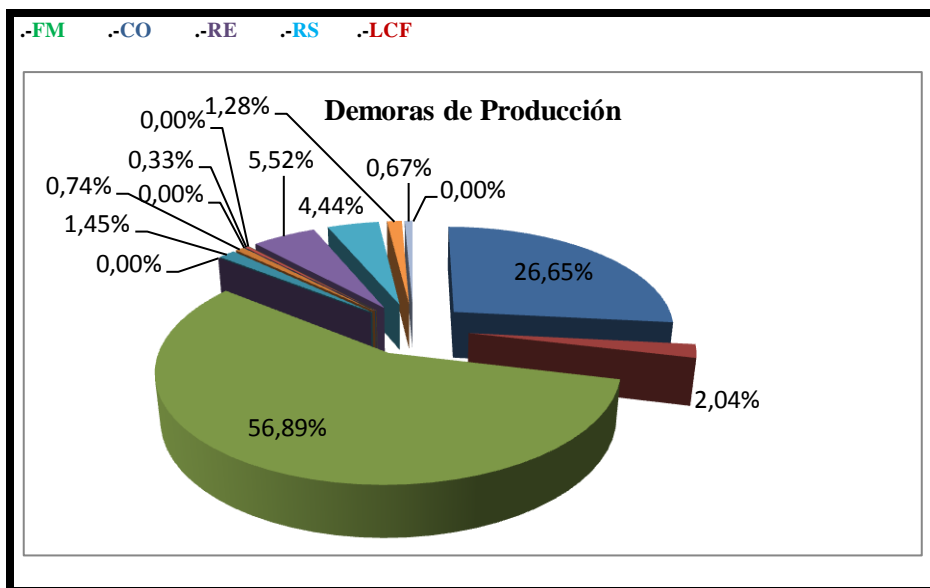


Figura 4.1.- Gráfico Horas Paradas Operativas-Demoras de Producción (ene-ago/2011)

Tomado de: Fuente propia 2011.

En la figura 4.1 se pueden ver estos resultados graficados, donde destaca con un 56,89% la falta de mineral (FM). De manera que la Falta de Mineral (FM) resalta considerablemente y es la que más afecta la continuidad de producción en el área de Trituración y Preparación de Mineral. En segundo lugar las horas de Comida/Reposo (CO) que está ligada al Traslado de Personal (TP) las siguen aunque con una diferencia apreciable entre ellos. Estas demoras afectan extensamente a los equipos en lo referente a la utilización, y genera en el área un consuno adicional de energía al mantener las máquinas en funcionamiento sin material que procesar. Por otro lado, se tomaron los tiempos de llegada y descarga de mineral de los camiones en la Losa, lugar de descarga de mineral a la tolva receptora, durante varios días y en horas distintas para determinar un promedio de tiempo representativo (Tabla. 4.2).

Se pudo determinar que dentro de las Demoras de Producción es la Falta de Mineral (FM) la que resalta considerablemente y la que más afecta la continuidad de producción en el área de Trituración y Preparación de Mineral, debido al largo recorrido de los camiones durante el acarreo de mineral para su descarga en La Losa (ver figura 4.2). Las horas de Comida/Reposo (CO) que está ligada al Traslado de Personal (TP) las siguen aunque con una diferencia apreciable entre ellos. Todo esto basándonos en los datos que se obtuvieron de la tabla 4.1, donde se aprecia la cuantiosa presencia de estas paradas operativas. Estas afectan extensamente a los equipos en lo que a la utilización se refiere, y en el área mantiene las máquinas en funcionamiento consumiendo energía sin material que procesar.



Figura. 4.2.- Descarga de mineral en La Losa. Tomado de: Fuente propia 2011

Tabla 4.2. Demoras Producción Falta Mineral.

Día	Fecha	Hora	n° Camión	Tiempo de Llegada (min)	Observación
1	24-ago	10:05	6	-	
		10:16	14	9	
		10:29	8	13	
		10:35	9	6	
		10:49	2	14	
2	25-ago	10:31	1	-	
		10:44	12	13	
		10:56	7	12	
		11:06	8	10	
		11:21	14	15	
3	30-ago	14:24		-	
		15:01	12	37	DM
		15:05	7	4	
		15:11	6	6	
4	08-sep	13:24	2	-	
		13:45	9	21	OTM002
		14:14	8	29	OTM002
		14:45	14	31	OTM002
		15:11	12	26	OTM002
		15:38	7	27	OTM002
5	15-sep	09:55	7	-	
		10:01	8	6	
		10:06	1	5	

Tomado de: Fuente propia 2011.

Las paradas ocasionadas por la falta de mineral (FM) son directamente proporcionales al tiempo de llegada de los camiones para la descarga del material, ya que la distancia entre la mina y el área de trituración acarrea un largo recorrido de aproximadamente unos 10 Km. Es importante reducir el tiempo de espera para obtener mayor provecho de los equipos y elevar la producción en el área, es decir, aumentar la utilidad.

Una de las razones formidables por la que se requiere disminuir la FM, es que mientras no exista material que procesar, los equipos siguen en funcionamiento y esto

conlleva unpreciado desgaste en dichos equipos al igual que un consumo considerable de energía. Un ejemplo claro es el funcionamiento de las cintas transportadoras, las mismas siguen en marcha mientras no tienen material que transportar y sufren el desgaste al igual que los tambores de cola, tambores motrices, motores-reductores, entre otros.

El registro histórico de las paradas operativas presenta una amplia diferencia entre los tres factores principales causantes de dichas paradas con el resto de los eventos. Ver tabla 4.3.

Tabla 4.3. Horas Total Paradas Operativas general del área, enero-agosto/2011.

Origen	Horas	% POR MES
FM	53,18	40,57
CO	24,92	19,01
TP	15,67	11,95
OTM001	6,57	5,01
RE	5,16	3,94
RS	4,15	3,17
CP	3,21	2,45
OTM002	2,92	2,23
DM	1,90	1,45
OTB004	1,67	1,27
OTM008	1,64	1,25
SE	1,51	1,15
LCF	1,35	1,03
RT	1,20	0,92
STB0072	0,98	0,75
CTB005	0,83	0,63
STB006	0,73	0,56
LS	0,70	0,53
RTS	0,63	0,48
OTB0072	0,53	0,40
PA	0,31	0,24
OCV001	0,25	0,19
LT	0,19	0,14
STB004	0,18	0,14
STB005	0,18	0,14
CTB0072	0,16	0,12
OTB004	0,14	0,11
STB002	0,10	0,08
OTB002	0,07	0,05
STB003	0,03	0,02
CTB006	0,01	0,01
CTB004	0,01	0,01
TOTAL	131,08	100

Tomado de: Fuente propia 2011.

4.2. REGISTRO HISTÓRICO PARADAS POR MANTENIMIENTO

Tabla 4.4. Horas Paradas general Mantenimiento Correctivo y Preventivo por Mes.

Paradas por Mantenimiento TT001.		
ENERO 2011.		
Conjunto	Horas	
Secundario	42,74	
Bandas	13,08	
Primario	10,37	
Apilador	5,15	
	71,34	
FEBRERO 2011.		
Conjunto	Horas	
Apilador	27,45	
Secundario	17,02	
Bandas	7,50	
Primario	3,10	
	55,07	
MARZO 2011.		
Conjunto	Horas	
Secundario	59,90	
Bandas	50,60	
Primario	2,05	
Apilador	0,90	
	113,45	
ABRIL 2011.		
Conjunto	Horas	
Secundario	64,98	
Apilador	30,28	
Bandas	12,21	
Primario	3,47	
	110,94	
MAYO 2011.		
Conjunto	Horas	
Secundario	89,39	
Bandas	24,73	
Primario	15,22	
Apilador	14,67	
	144,01	
JUNIO 2011.		
Conjunto	Horas	
Bandas	33,82	
Secundario	24,25	
Primario	6,78	
Apilador	2,52	
	67,37	
JULIO 2011.		
Conjunto	Horas	
Secundario	37,40	
Bandas	19,32	
Apilador	4,75	
Primario	0,92	
	62,39	
AGOSTO 2011.		
Conjunto	Horas	
Secundario	37,03	
Bandas	24,03	
Primario	0,00	
Apilador	3,57	
	64,63	
PROMEDIO POR MES		
Conjunto	Horas	%
Secundario	46,59	54,08
Bandas	23,16	26,88
Apilador	11,16	12,96
Primario	5,24	6,08
	86,15	100,00

Tomado de: Fuente Departamento de Estadísticas Minera Lomas de Níquel, agosto 2011.

Con este tipo de paradas se ve implicada un alto absoluto de la producción ya que se requiere de la interrupción del funcionamiento de todos los equipos del área mientras se cumple con las reparaciones necesarias de la que se encuentre afectada. Se hizo necesario

determinar el factor principal que ocasiona este tipo de paradas y atacarla para darle solución a las fallas posibles presentes y garantizar la continuidad a la producción en la planta, ya que se afectan también las áreas aguas arriba (que anteceden) y aguas abajo (contiguas).

Tabla 4.5. Horas Paradas Mantenimiento por Conjuntos (ene-ago/2011)

PRIMARIO		SECUNDARIO		APILADOR		BANDAS	
Mes		Mes		Mes		Mes	
ene-2011	10,37	ene-2011	42,74	ene-2011	5,15	ene-2011	13,08
feb-2011	3,10	feb-2011	17,02	feb-2011	27,45	feb-2011	7,5
mar-2011	2,05	mar-2011	59,90	mar-2011	0,90	mar-2011	50,6
abr-2011	3,47	abr-2011	64,98	abr-2011	30,28	abr-2011	12,21
may-2011	16,21	may-2011	89,39	may-2011	14,67	may-2011	3,08
jun-2011	6,78	jun-2011	24,25	jun-2011	2,52	jun-2011	14,66
jul-2011	0,92	jul-2011	37,40	jul-2011	4,75	jul-2011	11,63
ago-2011	0,00	ago-2011	37,03	ago-2011	3,57	ago-2011	12,98
TOTAL	42,90	TOTAL	372,71	TOTAL	89,29	TOTAL	125,74

Tomado de: Fuente Departamento de Estadísticas Minera Lomas de Níquel, agosto 2011.

Graficando los datos, se aprecia el impacto del conjunto con mayor cantidad de horas de paradas en el ciclo estudiado.

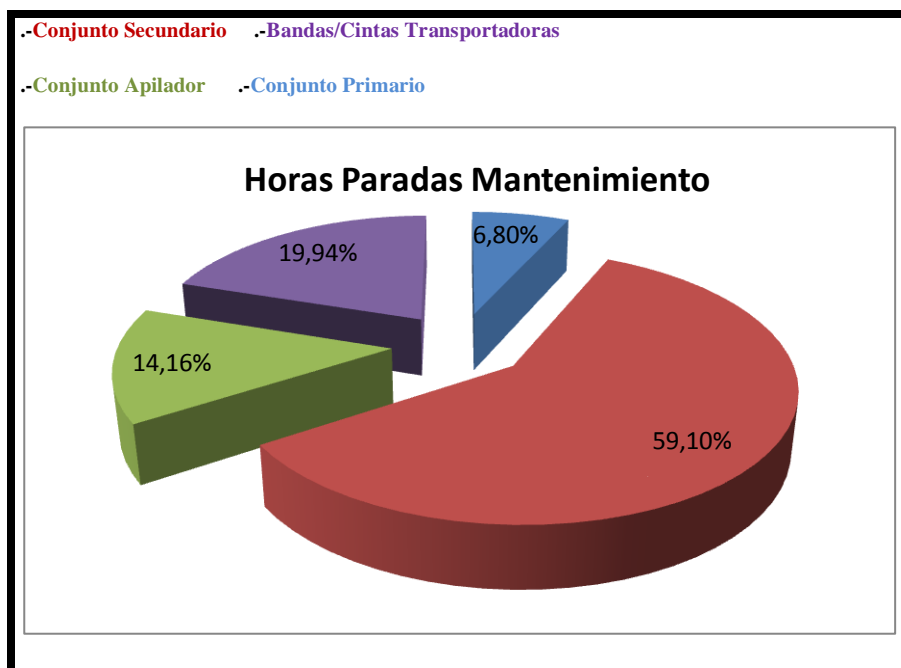


Figura 4.3.- Gráfico Horas Paradas Mantenimiento. Tomado de: Fuente propia 2011

Los datos anteriores mostrados en forma gráfica del tipo distribución porcentual presentado en la figura. 4.2, permite apreciar el impacto del conjunto con mayor cantidad de horas de paradas en el ciclo enero-agosto/2011, representado en un 59,10% por el Conjunto Secundario. Abarcando más de la mitad de la sumatoria total de horas paradas por mantenimiento.

Tabla 4.6. Horas Paradas Mantenimiento (ene-ago/2011)

SECUNDARIO		
DM001 321 1756 01 D. DE METALES	EM001 321 1370 01 MUESTREO	TM002 321 1613 01 T. RODILLOS 2º
		42,74
		17,02
		59,90
		64,98
1,82		87,57
		24,25
		37,40
		37,03
1,82	0,00	370,89

Tomado de: Fuente Departamento de Estadísticas Minera Lomas de Níquel, agosto 2011.

Se procedió a graficar los datos donde se aprecia considerablemente la inmensa diferencia entre los equipos que conforman el conjunto secundario (Figura. 4.4). El triturador secundario de rodillos resulta ser el más afectado casi en su totalidad, esto debido a que en este conjunto se incluye el equipo muestreador, el mismo tiene como función tomar una muestra de mineral procesado en trituración primaria para un previo estudio mineralógico y granulométrico, y cuando se ve afectada la actividad del mismo, éste no genera paradas en el área, ya que trabaja de manera paralela al proceso. El detector de metales, también contenido en este conjunto, a pesar que sí induce paradas en el área por alguna avería o accionamiento del mismo, no presentó mayores percances durante el estudio de estos equipos.

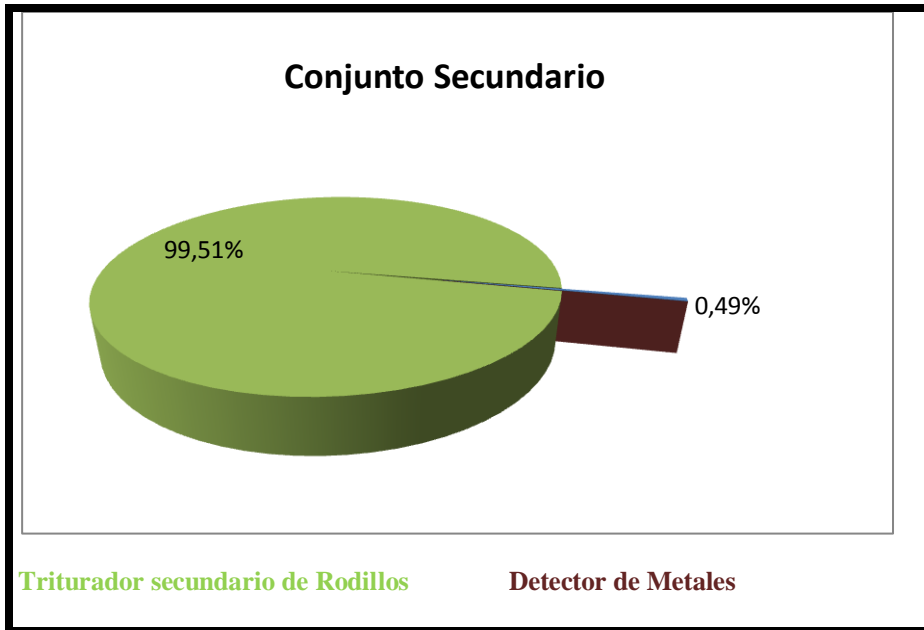


Figura 4.4.- Gráfico Horas Paradas Mantenimiento Conjunto Secundario. Tomado de: Fuente propia 2011

4.3 TRITURADORA DE RODILLO SECUNDARIO

Una vez realizado la investigación correspondiente a los equipos de trituración se obtuvieron los modelos y aleación de los dientes del Triturador Secundario, los cuales se muestran en la tabla 4.7.

Tabla 4.7. Componentes Presentes en la Aleación de los Dientes del Triturador Secundario.

Modelo	Aleación
505	Mn: 0,950% - Ni: 1,040% - Mo: 0,340% - P: 0,020% - Cr: 0,660% - Si: 0,800% C: 0,160% - S: 0,007%
101	C: 1,190% - Cr: 2,340% - P: 0,033% - Si: 0,460% - Mn: 11,960% - Ni: 0,050%

Fuente: Departamento de Mantenimiento MLdN, 2011.

Con los datos recolectados se procedió al cálculo de las horas totales de mantenimiento, horas paradas operativas, horas disponibles y horas trabajadas, tomando en cuenta las horas de planificación en el área en el ciclo enero-agosto 2011 (ver Tabla. 4.8).

Tabla 4.8. Horas Paradas (ene-ago/2011)

Mes	Hr Planif	Hr Mantto	Hr Paradas Operativas	Horas Disponibles	Horas Trabajadas
ene-2011	504,00	71,34	123,04	432,66	309,62
feb-2011	480,00	55,07	129,09	424,93	295,84
mar-2011	504,00	113,45	120,79	390,55	269,76
abr-2011	432,00	110,94	136,32	321,06	184,74
may-2011	528,00	145,00	124,63	383,00	258,37
jun-2011	504,00	67,37	119,16	436,63	317,47
jul-2011	480,00	62,38	116,81	417,62	300,81
ago-2011	552,00	64,64	178,50	487,36	308,86
TOTAL	3984,00	690,19	1048,34	3293,81	2245,47

Tomado de: Fuente propia 2011

4.4 CÁLCULO DISPONIBILIDAD FÍSICA, UTILIZACIÓN Y EFECTIVIDAD

Luego se procedió a realizar el cálculo de disponibilidad física, utilización y efectividad de los equipos desde enero hasta agosto de 2011 (ver Tabla 4.9).

Tabla 4.9. Cálculo de Disponibilidad, Utilización y Efectividad (ene-ago/2011)

Mes	Disponibilidad Física %	Utilización %	Efectividad %
ene-2011	0,86	0,72	0,61
feb-2011	0,89	0,70	0,62
mar-2011	0,77	0,69	0,54
abr-2011	0,74	0,58	0,43
may-2011	0,73	0,67	0,49
jun-2011	0,87	0,73	0,63
jul-2011	0,87	0,72	0,63
ago-2011	0,88	0,63	0,56
TOTAL	82,68	68,17	56,36

Tomado de: Fuente propia 2011

También se ejecutó el cálculo de producción de mineral durante el periodo enero-agosto/2011 en el área de Preparación de Mineral para comparar los valores de

disponibilidad física, utilización y efectividad de los equipos, pues los mismos están estrechamente vinculados (ver Tabla. 4.10), ya que si se consigue aumentar la disponibilidad física y la utilización de los equipos, aumenta también la producción y a su vez se logre evitar el congestionamiento de material aguas arriba y cumplir con la demanda de mineral en las áreas subsiguientes.

Tabla 4.10. Producción Mineral por Mes (ene-ago/2011)

Mes	Produccion Ton Humedo	Produccion Ton Seco	Prod Ton/h Secas
ene-2011	146511,30	112701,00	364,00
feb-2011	150211,75	115547,50	390,57
mar-2011	131074,58	100826,60	373,76
abr-2011	126631,18	97408,60	527,27
may-2011	98985,77	76142,90	294,70
jun-2011	105931,80	81486,00	256,67
jul-2011	76686,35	58989,50	196,10
ago-2011	110198,79	84768,30	274,46
TOTAL	946231,52	727870,40	324,15

Tomado de: Fuente propia 2011

Una vez identificadas las paradas operativas y por mantenimiento, más frecuentes, que ocasionan la disminución de la utilización y disponibilidad física de los equipos respectivamente, y a su vez la efectividad, se procedió al estudio específico de estos eventos más resaltantes y así atacar las causas para disminuir dichas paradas.

El daño de los segmentos dentados que conforman los cilindros del triturador secundario de rodillos se produce a una velocidad exagerada provocando el reemplazo de los mismos mensualmente. El desgaste de los dientes, que va desde 5 pulgadas de largo en los segmentos nuevos hasta 1 y a veces hasta cero (0) pulgadas luego de usarse, proporciona disminución en la capacidad de producción de la planta afectando las áreas aguas arriba y aguas abajo.

A continuación se aprecia el desgaste de los dientes de los segmentos mediante una comparación, antes y después de utilizarlos, en la figura 4.5.



Figura 4.5.- Comparación de tamaño de los dientes antes y después de ser usados. Tomado de: Fuente propia 2011

4.5.- CÁLCULO DE RELACIÓN DE REDUCCIÓN DE LAS TRITURADORAS DE RODILLOS

De la ecuación 2.1:

$$RR = \frac{TA}{TP}$$

4.4.1.- Trituradora Primaria

teniendo las medidas del tamaño de admisión (TA) y tamaño del producto (TP):

$$TA = 82,00 \text{ cm.}$$

$$TP = 15,00 \text{ cm}$$

$$\text{sustituyendo los valores} \rightarrow RR = \frac{82 \text{ cm}}{15 \text{ cm}} \rightarrow RR = 5,47$$

4.4.2.- Trituradora Secundaria

teniendo las medidas del tamaño de admisión (TA) y tamaño del producto (TP):

$$TA = 15,00 \text{ cm.}$$

$$TP = 5,00 \text{ cm}$$

$$\text{sustituyendo los valores} \rightarrow RR = \frac{15 \text{ cm}}{5 \text{ cm}} \rightarrow RR = 3,00$$

4.5.- CÁLCULO DEL ÁNGULO DE PELLIZCO DE LAS TRITURADORAS DE RODILLOS

de la ecuación 2.9: $\cos \theta = \frac{R+a}{R+r}$

4.5.1.- Trituradora Primaria

Del Manual de Instalación de la trituradora primaria de rodillos MMD Serie 850, se obtuvieron las siguientes dimensiones para efectuar los cálculos de ángulo de pellizco:

Diámetro de los rodillos: $D = 75,00 \text{ cm.} \rightarrow R = 37,50 \text{ cm.}$

Separación entre rodillos: $a = 15,00 \text{ cm.}$

Diámetro de admisión de la roca*: $d = 82,00 \text{ cm.} \rightarrow r = 41,00 \text{ cm.}$

*Medida tomada en base al producto pasante de la criba fija.

despejando $\theta \rightarrow \theta = \arccos \frac{R+a}{R+r}$

sustituyendo los valores $\rightarrow \theta = \arccos \frac{37,50 \text{ cm} + 15 \text{ cm}}{37,50 \text{ cm} + 41 \text{ cm}}$

se obtiene como resultado $\rightarrow \theta = 48^\circ$

4.5.2.- Trituradora Secundaria

Del Manual de Instalación de la trituradora Secundaria de rodillos MMD Serie 625, se obtuvieron las siguientes dimensiones para efectuar los cálculos de ángulo de pellizco:

Diámetro de los rodillos: $D = 51,00 \text{ cm.} \rightarrow R = 25,50 \text{ cm.}$

Separación entre rodillos: $a = 5,00 \text{ cm.}$

Diámetro de admisión de la roca*: $d = 15,00 \text{ cm.} \rightarrow r = 7,50 \text{ cm.}$

*Medida tomada en base al producto de las trituradoras primarias de rodillos y de mandíbulas.

despejando $\theta \rightarrow \theta = \arccos \frac{R+a}{R+r}$

sustituyendo los valores $\rightarrow \theta = \arccos \frac{25,50 \text{ cm} + 5 \text{ cm}}{25,50 \text{ cm} + 7.50 \text{ cm}}$

se obtiene como resultado $\rightarrow \theta = 22,45^\circ$

Capítulo V

ANÁLISIS DE RESULTADOS

El registro histórico de las demoras de producción y paradas por mantenimiento permitió evaluar cada uno de los parámetros que afectan la continuidad de la producción de la planta y permitió establecer las posibles soluciones y así garantizar el aumento de la disponibilidad física, utilización y efectividad de los equipos en el área de Trituración y Preparación de Mineral. A continuación se presentan cada uno de los análisis de resultados.

-Con respecto a la utilización, el factor más influyente es la falta de mineral (FM) y está vinculada al tiempo de descarga de los camiones en la Losa, siendo la distancia de acarreo lo que hace que esto resalte. El factor reduce la producción de mineral en un 30% aproximadamente y esto se traduce en la reducción de unas 445 tph (secas) a 311,50 tph (secas).

-Las condiciones de las vías, el cambio de los frentes de excavación, la capacidad de los equipos de carga y acarreo, la disponibilidad de estos equipos, la eficiencia del operador y otros agentes vinculados al trabajo de acarreo de mineral, van estrechamente vinculadas y afectan de forma directa la operación en el área de Trituración y preparación de Mineral de la planta Minera Lomas de Níquel.

Cuando existe una parada en el área, por cualquier causa, se comunica a los operadores de los camiones que se mantengan a la espera para transportar y descargar material a La Losa, otra actividad que determina falta de mineral como el factor más resaltante y aunque se registre la parada en el Reporte Actividades de Trituración, al descargarse esta información al programa operativo TECMINE 2.5®, toma un porcentaje de este tiempo como FM.

Las condiciones ambientales son influyentes y determinantes, pues elevan el tiempo de espera por mineral, ya que con la presencia de lluvias, por cuestiones de seguridad, no se permite la actividad de transporte de mineral con los camiones. Si existe alta nubosidad en la vía se produce también una parada de los camiones pues esta situación reduce la

visibilidad de los operadores, el sector pertenece a una zona montañosa lluviosa y las precipitaciones son constantes durante todo el año.

-En relación a la Disponibilidad Física de los equipos, resultó ser el segmento secundario, el que implica mayor tiempo de paradas por el mantenimiento correctivo que se le efectúa de manera sostenida y continua a los equipos pertenecientes a este conjunto.

-Más detalladamente es el Triturador Secundario el que sufre la mayor cantidad de paradas por mantenimiento correctivo. Esto debido al desgaste inmediato de los segmentos dentados que lo conforman, originadas ya sea por la dureza del mineral o por el tamaño del material proveniente de la trituradora primaria de rodillos y de mandíbulas (Trituración Primaria). El cambio de estos segmentos dentados generan un retraso de hasta 4 días continuos.

-En los meses de febrero y junio el conjunto secundario fue desplazado por el apilador y las bandas, respectivamente, por ser los más afectados y representar mayor tiempo de paradas, sin embargo esto no impidió que el secundario resultara el conjunto con mayor paradas por mantenimiento en el ciclo enero-agosto/2011.

-Con respecto a la dureza del mineral son el cambio de frente de excavación, la diversidad de minerales presentes, la irregularidad del yacimiento, entre otros, los factores que influyen en los cambios de las condiciones físicas y químicas del material que se extrae de la mina. Todo esto se ve envuelto en el plan de extracción de mineral y los estudios mineralógicos y geológicos de la zona. La dureza del mineral actúa en el desgaste de los segmentos dentados ya que la aleación de estos está diseñada para soportar cierto endurecimiento que está por debajo de los llamados Bolder, el yacimiento se basa en un suelo laterítico muy blando.

-La trituradora secundaria de rodillos, al recibir tamaños mayores de rocas a la que está capacitada, realiza un trabajo forzado, esto implica el desgaste vertiginoso de sus segmentos dentados y aumenta la relación de reducción. Además, estas sobredimensiones de las rocas procesadas por los equipos de trituración primaria, también afectan las bandas transportadoras debido al impacto que generan estas al caer en las cintas y las obligan al transporte con sobrepeso.

-Con los resultados del cálculo de ángulo de pellizco y relación de reducción, se puede observar que a medida que el diámetro de los rodillos aumenta, también lo hacen la RR y el ángulo de pellizco, estos se limitan de manera recíproca y están vinculadas, aunque dependen totalmente de los tamaños de entrada y salida del mineral.

En los apéndices de este trabajo se presentan diferentes propuestas que le dan un aporte a las soluciones posibles que garanticen la disminución de paradas operativas y por mantenimiento de los equipos del departamento de Trituración y Preparación de Mineral.

Capítulo VI

CONCLUSIONES

-En las demoras de producción, la falta de mineral (FM) es el motivo que más afecta con un total de 425,47 horas de paradas en el ciclo enero-agosto/2011, representando 53,18 horas en promedio por mes y un 40,57% en total; le sigue las horas comida/reposo (CO) con un 19,01% y el traslado de personal (TP) con 11,95%.

-En cuanto a las paradas por mantenimiento, el conjunto secundario es el más afectado, ya que arroja un promedio por mes de 46,59 horas paradas, representando un 54,08%, más de la mitad del total de todo el área. El mes de mayo/2011 fue el más crítico con un total de 89,39 horas paradas, y en febrero/2011 solo tuvo 17,02 horas paradas por mantenimiento.

-Dentro del conjunto secundario, es el triturador de rodillos el que requiere de mayor tiempo de paradas por mantenimiento, siendo representado por un astronómico 99,51% de un total de 372,71; representando 370,89 horas paradas en enero-agosto/2011.

-De 3984,00 horas planificadas, solo se trabajaron 2245,47; ya que las paradas por mantenimiento arrojaron un total 690,19 horas y las paradas operativas representaron 1048,34 horas.

-Por todos los efectos anteriores, se obtuvo una disponibilidad física de 82,68%, una utilización de 68,17% y una efectividad de 56,36%.

-La producción de mineral por mes tuvo un total de 946.231,52 toneladas húmedas, 727.870,40 toneladas secas, representando 324,15 t/h secas.

-La relación de reducción del triturador primario de rodillos resultó ser de 5,47 y un ángulo de pellizco de 48°. Mientras que el triturador secundario de rodillos arrojó una relación de reducción de 3,00 y un ángulo de pellizco de 22,45°.

Capítulo VII

RECOMENDACIONES

-Se recomienda generar un estudio que implique una reestructuración en el área de trituración y preparación de mineral de la planta MLdN, involucrando la incorporación de una criba antes de la trituradora secundaria de rodillos para impedir el paso de material mayor a 15 cm, modelando un circuito abierto que devuelva el material filtrado al proceso de trituración primaria, para garantizar el trabajo óptimo del equipo y darle mayor tiempo de vida a los segmentos dentados del triturador.

-Es recomendable que la gerencia proponga un estudio a fondo, tema de TESIS o pasantías, sobre la aleación de los segmentos dentados, con la finalidad de obtener un metal con condiciones físicas que garantice una mayor durabilidad de dichos segmentos.

-Se aconseja expandir el tiempo de estudio del tema tomando con el histórico de los meses restantes en el ciclo septiembre-diciembre/2011, para darle mayor profundidad en determinar las causas de las paradas.

-Es recomendable extender el tiempo de trabajo para este tipo de investigaciones con el fin de ampliar el estudio a todos los factores causantes de paradas en el área de trituración y preparación de mineral de MLdN.

Capítulo VIII

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- **ARRAU J.**, “MANUAL GENERAL DE MINERÍA Y METALÚRGICA”, editorial Portal Minero, Santiago de Chile, 2004.

- **BARBER R. P. Y NOWELL G. R.**, “MANUAL DE INSTALACIÓN, FUNCIONAMIENTO Y MANTENIMIENTO DE LAS PARTES DE LA TRITURADORA MMD SERIE 625 DOBLE EJE DE TAMAÑO DE MINERALES 625mm”, 2001.

- **BARBER R. P. Y NOWELL G. R.**, “MANUAL DE INSTALACIÓN, FUNCIONAMIENTO Y MANTENIMIENTO DE LAS PARTES DE LA TRITURADORA MMD SERIE 850 DOBLE EJE DE TAMAÑO DE MINERALES 850mm”, 2001.

-**BARBER R. P. Y NOWELL G. R.**, “MANUAL DE INSTALACIÓN, FUNCIONAMIENTO Y MANTENIMIENTO DE LAS PARTES DEL ALIMENTADOR DE ZAPATAS APRON FEEDER MMD SERIE 712”, 2001.

-**ERROL K. Y SPOTTISWOOD D.**, “INTRODUCCIÓN AL PROCESAMIENTO DE MINERALES”, editorial Limusa, México, 1990.

-**FUEYO L.**, “EQUIPOS DE TRITURACIÓN, MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN. TECNOLOGÍA, DISEÑO Y APLICACIÓN”, Editorial Roca y Minerales, Madrid 1999.

- **GERENCIA DE INGENIERIA Y DESARROLLO COORDINACION DE INGENIERIA**, “MANUAL DE PLANTA – PROYECTO MEJORAS DE TRITURACIÓN PRIMARIA”, 2006.

- **GRANDE S.**, “MINERÍA Y PETROLOGÍA”, Guía de Estudio, FI/UCV, 2002.

- **PIÑA A.**, PRESENTACIÓN DE OPERACIONES MINERAS, 2011.

- **VILLANUEVA A.**, “OPERACIONES MINERAS”, Guía de estudio, Universidad central de Venezuela, 2002.

- **WILLS B. A.**, “TECNOLOGÍA DE PROCESAMIENTO DE MINERALES. INTRODUCCIÓN A LOS ASPECTOS PRÁCTICOS DEL TRATAMIENTO DE MINERALES Y DE RECUPERACIÓN DE MINERALES”. 4ta ed. vol. 41. Pergamon Press, Gran Bretaña, 1988.

- http://www.mineralomadeniquel.com.ve/mineria-niquel/ventana_niquel.html.

APÉNDICES

PROPUESTAS

- Estudiar la factibilidad de construir un patio de almacenamiento en un área cercana a La Losa para disminuir el tiempo de acarreo y lograr disminuir la espera de mineral en el Área de Trituración y Preparación de Mineral. El mismo recibirá material constantemente de la mina de manera ininterrumpida, aún cuando exista parada en la zona, y a su vez cumplirá con la demanda del área 320.

- Establecer y cumplir un monitoreo que evalúe las características físicas del mineral extraído en mina para evitar la descarga de material de alta dureza en las trituradoras y así garantizar la durabilidad de las balas del triturador primario de rodillos y los segmentos dentados de la trituradora secundaria.

- Efectuar el cambio de las balas del triturador primario de rodillos cuando se perciba un desgaste de las mismas y así evitar el pasante de fragmentos con tamaños considerables para garantizar la durabilidad de los segmentos dentados del triturador secundario de rodillos, ya que han resultado ser los más frágiles.

- Ajustar las mandíbulas de la trituradora primaria de mandíbulas para garantizar las dimensiones óptimas de salida del conjunto primario y avalar el buen funcionamiento del triturador secundario.

- Planificar mantenimiento preventivo en los demás equipos pertenecientes al área, mientras se efectúa el mantenimiento correctivo al triturador secundario, durante los 3 ó 4 días continuos de parada ocasionada por el cambio de los segmentos dentados.

GLOSARIO

Gabro: Roca magmática plutónica, granuda, de coloración verdinegra más o menos moteada de blanco, compuesta de plagioclasa subautomorfa ($An > 50$; laradorita, bitownita a veces anortita) y de piroxeno intersticial (clinopiroxeno; diopsida, diálaga, augita, ortopiroxeno, hiperstena), en menor proporción de hornblenda parda, olivino y biotita. (Petrología, Grande S. 2000).

Laterita: Suelo rojo de las regiones tropicales húmedas ajo cubierta forestal, pobre en silicio y rico en hidróxidos de Fe a Al. (Petrología, Grande S. 2000).

Lixiviación: Es el proceso de lavado de suelo por la filtración del agua. La lixiviación produce el desplazamiento de sustancias solubles o dispersables y es por ello característico de climas húmedos. Esto provoca que los horizontes superiores del suelo pierdan sus compuestos nutritivos, arrastrados por el agua. (Petrología, Grande S. 2000).

Metasomatismo: Transformación, sin cambio de estado, de la estructura o la composición química o mineral de una roca cuando queda sometida a condiciones de temperatura y presión distintas de las que la originaron o cuando recibe una inyección de fluidos. En este tipo de transformación no suele influir solo el calor, sino también los volátiles que se escapan de la intrusión y que afectarán a la composición elemental de la roca. (Petrología, Grande S. 2000).

Ofiolita: Sección incompleta de una suite ofiolítica, la cual se habría generado en una cuenca marginal, habiendo perdido algunos de sus intervalos posiblemente durante los procesos de emplazamiento. Actualmente, designa a un conjunto caracterizado que incluye de base a tope: 1. Peridotitas foliadas que han sufrido deformación tectónica en estado sólido; 2. Gabros y peridotitas estratificadas con estructura de cumulos (cristalización fracturada y depósitos sucesivos de los cristales en una cámara magmática; 3. Diques intrusivos de diabasa; 4. Basaltos en almohadilla o pillow lavas (efusiones submarinas); y por último se encuentran sedimentos pelágicos. (Petrología, Grande S. 2000).

Peridotita: Roca magmática granuda, amarilla oscura más a menudo verde negruzca, holomelanocrata con 90% a 100% minerales ferromagnesianos (roca ultrabásica o ultramáfica), con olivino predominante acompañado de piroxeno y espinela. La dunita es un tipo de peridotita con 90%-100% de olivino. (Petrología, Grande S. 2000).

Rocas máficas o básicas: Se aplica a las rocas magmáticas que contienen minerales ricos en Fe y Mg (de 20 a 35%) y son pobres en SiO₂ (45 a 52% en peso), con ausencia de cristales de cuarzo. (Petrología, Grande S. 2000).

Rocas ultramáficas o ultrabásicas: Se aplica a las rocas magmáticas que contienen menos del 45% en peso de SiO₂, de allí la ausencia de cristales de cuarzo y la abundancia en Mg, Fe y Ca (40% o mayor). (Petrología, Grande S. 2000).

Serpentinización: Transformación de minerales ferromagnesianos en serpentina, en particular del olivino, en las rocas magmáticas básicas o ultrabásicas; las peridotitas y algunas piroxenitas se transforman así en serpentina. (Petrología, Grande S. 2000).