# UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA

ESCUELA DE MINAS

# OPTIMIZACIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS - MINA SHOUGANG HIERRO PERÚ S.A.A.

**INFORME DE INGENIERÍA**

**Para Optar el Título Profesional De:**

**INGENIERO DE MINAS**


**PRESENTADO POR:**

**JAIME OSORIO LAURA**

**(Promoción 97-I)**


**LIMA – PERÚ**
**2001**

INDICE

INTRODUCCIÓN

1. CAPITULO I: GENERALIDADES
   1.1. Introducción
   1.2. Ubicación
   1.3. Vías de acceso
   1.4. Clima y vegetación
   1.5. Historia del distrito minero de Marcona
   1.6. Historia sobre la administración de los yacimientos
2. CAPITULO II: GEOLOGIA
   2.1. Geología general
      2.1.1. Fisiografía y Geomorfología
      2.1.2. Geología Regional
      2.1.3. Geología Histórica
      2.1.4. Geología del Yacimiento
   2.2. Geología económica
      2.2.1. Ocurrencia de mineral
      2.2.2. Carácter físico y mineralogía
      2.2.3. Paragénesis y origen del mineral
      2.2.4. Tipos de depósitos
      2.2.5. Cuerpos de mineral
      2.2.6. Zonas y tipos de mineral
      2.2.7. Mineral Primario
      2.2.8. Cálculos de reservas
3. CAPITULO III: PERFORACIÓN
   3.1. Introducción
   3.2. Diseño de malla de perforación
      3.2.1. Parámetros de Diseño
      3.2.2. Metología de trabajo
      3.2.3. Optimización de la malla de perforación (Cálculos)
   3.3. Perforación primaria
      3.3.1. Objetivo.
      3.3.2. Equipos de perforación.
      3.3.3. Accesorios de perforación.

3.3.4. Variables de perforación.
3.3.5. Rendimiento de los equipos de perforación.
3.3.6. Evolución en el diámetro de perforación.
3.3.7. Performance de los accesorios de Perforación.
3.4. Perforación secundaria.
3.5. Conclusiones y Recomendaciones.
4. CAPITULO IV: VOLADURA
4.1. Introducción
4.2. Historia
4.3. Concepto de una voladura óptima
4.4. Parámetros de voladura
4.5. Explosivos accesorios empleados en la voladura.
4.6. Diseño de pre-corte
4.6.1. Objetivos del pre-corte
4.6.2. Propiedades de la roca
4.6.3. Diámetro del barreno
4.6.4. Espaciamiento de perforación
4.6.5. Carguío de explosivos de barreno
4.7. Diseños y esquemas de carguío
4.8. Conclusiones y recomendaciones
5. CAPITULO V: CARGUÍO
5.1. Conceptos importantes
5.2. Equipos de carguío
5.3. Parámetros de Operación
5.4. Factores que influyen en la eficiencia de carguío
5.4.1. Piso de trabajo
5.4.2. Ubicación y ataque del frente de trabajo
5.4.3. Ángulo de giro del cucharón
5.4.4. Efectos del arco de giro
5.4.5. Ancho Operativo
5.5. Conclusiones y recomendaciones
6. CAPITULO VI: ACARREO
6.1. Introducción
6.2. Ojetivos

6.3. Equipos de acarreo
6.4. Parámetros de operación
6.5. Análisis de consumo de combustible por rutas
6.6. Instalación de un grifo portátil como alternativa de optimización
6.7. Conclusiones y recomendaciones
7. CAPITULO VII: CHANCADO Y TRANSPORTE
7.1. Introducción
7.2. Descripción del proceso de producción (Chancado)
7.2.1. Planta chancadora n° 1
7.2.2. Planta chancadora n° 2
7.3. Sistema Dry Cobbing
7.3.1. Antecedentes
7.3.2. Fundamentos del Dry Cobbing
7.3.3. Proceso de producción
7.3.4. Control de Calidad: muestreo
7.4. Evaluación del Dry Cobbing
7.4.1. Objetivos
7.4.2. Evaluación metalúrgica
7.4.3. Correlaciones (gráficos)
7.5. Transporte
7.5.1. Definiciones
7.5.2. Transporte por faja o conveyor
7.5.3. Parámetros
7.5.4. Operación del jalado
7.6. Conclusiones y recomendaciones

# INTRODUCCIÓN

Uno de los objetivos de la empresa es la permanente búsqueda de métodos para mejorar la eficiencia y la productividad de sus operaciones. En este marco he asumido el reto de analizar las operaciones unitarias de la mina con el fin de iniciar un proceso de Optimización en cada operación (perforación, voladura, carguío, acarreo, chancado y transporte).

En el campo de perforación se muestra la metodología de trabajo y como se ha ido optimizando la malla de perforación en base al aumento del diámetro de perforación y como consecuencia la ampliación de la malla y el menor uso de explosivos, el uso adecuado de los accesorios de perforación, teniendo en cuenta las características y parámetros con las que se trabajan.

En el campo de voladura, los cuerpos mineralizados de nuestros yacimiento están diaclazados, con diaclazas de gran potencia e intensamente fracturados, generando como consecuencia del fracturamiento pedrones los que en un gran porcentaje están ubicados dentro de la cuadratura de la malla y que son afectados por los mecanismos de rotura del explosivo y que son desplazados por efectos de la expansión de los gases sin sufrir ninguna deformación. Otra cantidad significativa de pedrones se generan por la reducción de tamaño de los disparos.

En el campo de carguío mostramos el método de trabajo y concluimos que hay una relación directa para su optimización con la granulometría del disparo y el ancho de operación.

En acarreo, tenemos en cuenta que es una de las actividades más importantes ya que su costo es uno de los de mayor incidencia en la mina. Se ha atacado éste problema analizando el costo variable como lo es el consumo de combustible por tonelada movida y la distribución por rutas de las diferentes flotas de acarreo.

En el chancado y transporte se ha dado bastante énfasis al análisis del sistema de dry cobbing (separación en seco) ya que contamos con stock de baja ley (canchas de baja ley) y baja ley en la mina producto de la dilución. Cuando la operación de minado origina una dilución, cuya ley de fierro baja a niveles entre 30 – 48 ésta no puede ser beneficiada directamente ( sería antieconómico). Para recuperar éste mineral se le procesa por el dry cobbing.

# 1. Generalidades

## *1.1 Introducción*

Como mayor productor de minerales de fierro Peruano desde 1953, Marcona gradualmente ha desarrollado sus minas desde un embarque inicial de 947,529 toneladas largas en 1953 a 7'039,318 toneladas largas en 1966. Las proyecciones para el presente año fiscal nos indican una producción récord de 7'600,000 toneladas largas. Esta dinámica operación usa un equipo de minería y transporte dentro de los más modernos del mundo, y tiene orgullo de su gran complejo de beneficio de minerales de fierro, el primero de su tipo en Sud América.

## *1.2 Ubicación:*

El Centro de Operaciones Minero – Metalúrgicas de Shougang Hierro Perú se encuentran en el Distrito de San Juan de Marcona, Provincia de Nasca, Departamento de Ica. Está ubicado en la Costa peruana a 530 Km. Al sur de Lima y comprende las bahías de San Nicolás, de San Juan y el área de Marcona, ocupada por la Mina a 14 Km al Este del Litoral. El área aproximada del distrito minero es de 150 $Km^2$. Las minas de Marcona se encuentran a 800 msnm.

## *1.3 Vías de acceso:*

A las minas de Marcona, se llega por tierra tomando un desvío a la altura del Km 483 de la carretera Panamericana Sur y siguiendo hacia el Oeste por un tramo de 40 kilómetros , hasta llegar al Puerto de San Juan. Para las comunicaciones aéreas existen también en San Juan un aeropuerto que tiene una pista asfaltada de 2.100 m. de longitud. dos puertos, uno en San Juan y otro en San Nicolás, completan la red de comunicación.

## *1.4 Clima y Vegetación :*

El clima corresponde al litoral sur-peruano que es suave y sin gran variación, con temperaturas de 10º a 25º C en invierno y de 15º a 30º C en verano. La carencia de lluvias hace de la zona un desierto, con excepcionales chubascos y neblina prevaleciente en invierno durante las tardes, mañanas y noches, que producen un 100 % de humedad; esta neblina permite la vegetación raquítica de musgos, líquenes y

COLOMBIA
ECUADOR
Iquitos
Amazon
Talara
Paita
Piura
Yurimaguas
PERU
Chiclayo
BRAZIL
Trujillo
Salaverry
Chimbote
Pucallpa
Huánuco
South
Pacific
Ocean
LIMA
Callao
Huancayo
Cusco
Ica
Marcona
BOLIVIA
Lago
Titicaca
Arequipa
Matarani
Ilo
Tacna
CHILE
Shougang Hierro Perú S.A.
Mapa de Localización
del Distrito Minero
de Marcona

aerofitas, llamadas "Vegetación de lomas", pues la carencia de agua superficial o freática es completa.

Los vientos son persistentes, alcanzando velocidades de 60 Km. por hora, que provienen del sureste. Estos vientos, nubosidad y temperatura suave se relacionan con la Corriente Peruana que corre a escasa distancia de la costa. La mas cercana fuente de agua de pozo de Poroma, distante 60 Km. por carretera.

### *1.5 Historia*

El Distrito Minero de Marcona, está localizado a unos 503 Km. al Sur de Lima, en el Departamento de Ica, Provincia de Nazca. Unido al Puerto de San Juan por una moderna carretera de 27 Km. y a 13 Km. en línea recta del Puerto de San Nicolás.

La presencia de fierro cerca de Marcona fue probablemente conocida desde hace siglos. La alfarería de la civilización Nazca 1500-1700 A.D. es distinta y única dentro de los artefactos Peruanos debido a su color rojo de pigmentos de ocre los cuales provienen probablemente del Distrito de Marcona.

1906 - El Ingeniero Federico Fuchs notó desviaciones en su compás mientras examinaba un prospecto de cobre cercano.

1914 - Federico Fuchs retornó con Roberto Letts para mayor investigación y junto con un natural del lugar don Justo Pastor, quien les describió sobre unas "duras piedras negras" sobre la pampa de Marcona y les guió a los depósitos presumiblemente cerca de las Minas.

1915 - Anuncio del descubrimiento y Fuchs eventualmente publicó una descripción de las ocurrencias en un boletín de la Sociedad de Ingenieros del Perú.

1924 - El Gobierno Peruano creó la "Comisión-Siderúrgica Nacional", para estudiar los recursos del carbón y el hierro del Perú y según sus recomendaciones el Distrito de Marcona fue declarado una Reserva Nacional.

1926 - Publicación sobre el área por Fuchs, Letts y Zevallos. El Ing. José Balta es comisionado por el Gobierno Peruano, para explorar y evaluar el Distrito y con este trabajo resultó el descubrimiento de unas 50 manchas.

1929 - El Ing. Balta, publicó el resultado de sus estudios en el boletín del Ministerio de Fomento, Comisión Carbonera y Siderúrgica Nacional, Carbón y Fierro, Nº 8.

1940 - El Gobierno Peruano contrató los servicios de H.A. Brassert Company of New York, para continuar a exploración y presentar un programa de desarrollo del área. Las investigaciones fueron dirigidas por Lucien Eaton y se concentraron en Mancha A (presente Mina 5), incluyendo 2,000 mts. de perforación diamantina.

1942 - Construcción de una carretera al Puerto de San Juan.

1943 - Franklin Pardee reportó sobre el Distrito como Geólogo Consultor de C.C. Morfit & Associates y recomendó el desarrollo de Mancha A.

También, la Corporación Peruana del Santa fue creado por el Gobierno Peruano este mismo año, con el propósito de establecer una industria nacional del acero con hornos y molinos en Chimbote. Como parte de su capital se les otorgó la Concesión de Marcona.

1945 - Denuncio CPS-1 es por Resolución Suprema N0. 449, del 16 de Julio de 1945; La Justa 18 Has desde 1915.

1951 - Este grupo continuó la exploración hasta este año, consistente en mapeos geológicos, trincheras y algunos cientos de metros de perforación diamantina. El Geólogo Consultor de la Corporación del Santa, Jaime Fernández Concha, dirigió el primer levantamiento geológico regional a escala 1:50,000 y detalles de áreas locales a escala 1:20,000. Fernández Concha hizo un excelente trabajo en condiciones difíciles y reconoció el potencial del Distrito como uno de los mayores recursos de minerales de fierro en Sub América.

1952 - Un acuerdo entre la Corporación del Santa y la Utah Construction Company, fue concluido en Febrero para que ésta continuara la exploración de la concesión y evaluara los problemas del desarrollo del Distrito para producción local y de exportación. entre Marzo y Octubre, la Compañía Utah comenzó las operaciones de perforación y completó 278 sondajes más algunos cientos de pozos y trincheras.

1952 - Al mismo tiempo fue completado un levantamiento aéreo magnético juntamente con aerofotografías a escala 1:32,000. Los trabajos se concentraron principalmente sobre los depósitos E-Grid (Mina 1, 2, 3 y 4), los cuales parecían ser los más promisores como resultado del trabajo de Fernández Concha.

La perforación se hizo sobre una malla de 50 metros. La recuperación de muestras se hizo con "core-barrels standard" y fue de baja recuperación particularmente en la zona oxidada y numerosos piques fueron necesarios para información y chequear los resultados de la perforación.

1953 - La Marcona Mining Company, se organizó y preparó el área E-Grid para minería, desarrollo del Puerto de San Juan y facilidades del embarque y construyó la planta de chancado, campamento y carreteras. La Cypress Minas Corp se asoció a la Utah en este esfuerzo.
Los trabajos de construcción en la Mina y Puerto comenzaron en Enero y fue completado en el tiempo récord de 4 meses. Esto constituye una extraordinaria proeza en la Industria Minera.

El desencapado preliminar fue comenzado en Marzo y avanzó tan rápidamente que el primer embarque de mineral destinado para las "Fairless Works and Tennessee Coal and Iron" fue cargado a principios de Mayo.

1954 - Los trabajos de exploración fueron reanudados y un permanente departamento geológico se organizó. El Sr. Herbert Kursell, Ingeniero Consultor de Marcona, fue el que guió en mucho de este trabajo y recomendó la perforación sistemática por mallas como una base para prospecciones y mareos geológicos.

En el mismo año, Frank Atchley hizo tesis de doctorado para la Stanford University a base de estudios geológicos detallados del área de Marcona. Siendo uno de los aportes importantes para establecer guías de mapeos, mineralogía y paragénesis.

1955 - El Dr. J.J. Hayes, fue nombrado Jefe de Geólogos y el esfuerzo geológico gradualmente se incrementó. El personal de geólogos fue aumentando y el remapeo del Distrito se inició a escala de 1:10,000. Los programas de perforación de exploración fueron acrecentados gradualmente.

1956 - Se intensificaron los estudios geofísicos bajo la dirección del Sr. S.P. Gay.

1959 - Llegó el Sr. O.G. Seymour, posteriormente Jefe de Geólogos, y los geólogos J.W. Hoyt y R.Z. Legault. El remapeo regional basado en la información preliminar de mapeos geológicos anteriores así como de los estudios en láminas delgadas petrográficas se inició con fotografías aéreas de un área de 10 km. por 15 Km. a escala de 1:10,000. Los estudios se completaron en Junio de 1961 obteniéndose así la información final para el "Geological Map of the Marcona Mining District"

1961 - A la fecha - La geofísica como herramienta principal de exploración en los primeros días ha decrecido gradualmente ahora que todos los depósitos son considerados descubiertos.

1961 - El mapeo geológico regional está finalizado.

Los programas de perforación de percusión y diamantino continuaron intensamente, aunque el primer método decreció limitado por el factor profundidad; continuándose con los sondajes diamantinos para probar las estructuras profundas de los yacimientos.

El mapeo de las minas siguió complementando al mapeo regional de superficie. Con la mayoría de los yacimientos principales abiertos, el mapeo sistemático por bancos bajo la dirección del Ing. R. Patiño Patroni es efectuado y comienza a usarse eficazmente en los mapas de pronósticos de mineral.

1966 - El año 1966 se firmó el último contrato entre la Corporación Peruana del Santa y la Compañía.

1975 - El 25 de Julio de 1975, se constituyó la Empresa Minera del Hierro del Perú S.A. "Hierro Perú", por mandato del Decreto Ley No. 21228, que nacionalizó el Complejo Minero-Metalúrgico de Marcona y ordenó la expropiación de los bienes en el Perú de la Sucursal de Marcona Mining Company.

1976 - Se reinicia la actividad exploratoria mediante perforaciones a percusión seca en Minas con poca información por profundización y depósitos sin información a fin de evaluar el potencial del yacimiento.

1993 - Inicia sus actividades en el Perú la Empresa China "Shougang Hierro Perú S.A.A." como resultado del proceso de Privatización.

1996 - Se intensifica la exploración profunda mediante operaciones diamantinas en Minas 4 y 5.

### *1.6 Historia sobre la administración de los yacimientos de hierro de Marcona*

**Estado Peruano**

- Desde 1906 á 1929, diferentes comisiones técnicas se encargaron de efectuar estudios y evaluaciones de los yacimientos de Hierro de Marcona.

- En 1924, el Gobierno Peruano creó la "Comisión Carbonera-Siderúrgica Nacional" para estudiar los recursos del carbón y del hierro del Perú y según sus recomendaciones el Distrito Minero de Marcona, fue declarado una Reserva Nacional.

- En 1940, el Gobierno Peruano contrató los servicios de H.A. Brassert Company of New York, para continuar la exploración y presentar un programa de desarrollo del área. Las investigaciones fueron dirigidos por Lucien Eaton y se concentraron en la Mancha "A" (Mina 5), incluyendo 2,000 mts. de perforación diamantina.

**Corporación Peruana del Santa**

- En 1943, fue creada por el Gobierno Peruano la Corporación Peruana del Santa, con el propósito de establecer una Industria Nacional del acero con hornos y molinos en Chimbote, mediante un financiamiento Peruano - Argentino, como parte de su capital se les otorgó la concesión de los yacimientos de Hierro de Marcona.

- Que por Resolución Suprema No. 449 del 16 de Julio de 1945, se asignó a la Corporación Peruana del Santa, los yacimientos de hierro de Marcona como Reserva de Explotación Estatal.

- La Corporación, desde su creación, ha realizado hasta 1951, a gran costo trabajos intensivos de exploración de dichos yacimientos al mando del Ingº Jaime Fernández Concha, geólogo consultor de la Corporación Peruana del Santa, reconociendo el potencial del Distrito como uno de los mayores recursos de minerales de fierro en Sud-América. Inclusive contrató los servicios de expertos, tales como la Mission Morfit & Associates, con el objeto de confirmar las conclusiones a que llegó la firma H.A. Brassert en su informe.

- Como la extracción y movilización de los minerales de hierro de Marcona sería imposible, sin la construcción previa de una vía y un puerto para su embarque, la Corporación Peruana del Santa construyó, una carretera de 40 Km. a un costo para la época de 1'500,000 Soles, que une a la panamericana con los yacimientos de Marcona y el Puerto de San Juan. Así mismo, con fecha 24 de Junio de 1947, se celebró con la firma Cristian & Nielsen, la construcción del puerto de San Juan cuyo costo fue de 10'000,000 Soles.

**Marcona Mining Company (01 de enero de 1953 - 25 de julio de 1975)**

- Los yacimientos de hierro de Marcona, están inscritos en el Registro Público de Minería como Derecho Especial del Estado C.P.S. 1, dentro de una extensión superficial de 30,000 pertenencias (60,000 Has.), y empadronadas con el No. 48 en el Padrón General de Minería, fue objeto de contratos relativos a su explotación calculados por la Corporación Peruana del Santa, con autorización del Supremo Gobierno, con las Empresas Norteamericanas The Utah Construction Company y Marcona Mining Company, con fechas 07 de Febrero y 07 de Noviembre de 1952, continuaron las exploraciones entre Marzo y Octubre de 1952, contratos cuyos derechos y obligaciones fueron asumidos por Minero Perú por disposiciones del Decreto Ley No. 19937, dentro de los cuales fueron comprendidos también otros derechos especiales.

- Las actividades mineras de Marcona Mining Company, se iniciaron el 01.01.1953 y tuvieron su vigencia hasta el 25 de Julio de 1975, que mediante Decreto Ley No. 21228 de fecha 22 de Julio de 1975, lo declararon de necesidad y utilidad públicas la Nacionalización del Complejo Minero-Metalúrgico que operaba en el País, la Empresa Marcona Mining Company, sucursal del Perú.

Las causas que motivaron esta Nacionalización fueron las siguientes

- Que, en Empresa Marcona Mining Company -Sucursal en el Perú - incurrió en graves incumplimientos de sus obligaciones contractuales, por cuanto la Comisión Técnica nombrada por Resolución Ministerial No. 555-74-EM/DGM, comprobó que no cumplió con establecer ni la reserva temporal, ni la reserva intangible de mineral; obligación fundamental que se estipulaba en los contratos en resguardo del desarrollo de la Industria Siderúrgica Nacional.

- Que, en Comisión Técnica, constató que Marcona Mining Company, tampoco cumplió con realizar la exploración y explotación de los yacimientos de acuerdo con prácticas mineras universalmente aceptadas; pues incurrió en malas prácticas en la explotación, no renovó sistemáticamente sus equipos, ni efectuó un buen mantenimiento, hechos éstos que fueron comprobados por Minero-Perú y la

Consultora Internacional Bureau de Recherche Geologique at Miniere, los mismos que comprobaron grave detrimento para la economía de la Nación.

- Que, Marcona Mining Company, organizó con las compañías San Juan S.A. y Marcona International S.A. de Panamá; San Juan Carriers S.A. y Marcona Carriers S.A. de Liberia integrantes de la Empresa Transnacional Marcona Corporation, un sistema de convenio y transporte marítimo de los productos minerales provenientes de los yacimientos nacionales con el que disminuyeron el ingreso al País, de las divisas correspondientes, eludiendo que sus utilidades reales sean controladas por el Estado, evadiendo impuestos, regalías y la participación de la Comunidad Minera, todo ello con grave lesión a los intereses del País y violación de normas de orden público.

- Que, las mencionadas actividades se han realizado también incumpliendo estipulaciones expresas de los contratos al haber Marcona Mining Company cedido sus derechos de vender y transportar los productos minerales, sin obtener la previa y escrita autorización de la Corporación Peruana del Santa ni del Gobierno Peruano.

- Que, los incumplimientos mencionados de las estipulaciones contractuales constituyeron causal de rescisión imputable a Marcona Mining Company, por lo que resultó de aplicación lo previsto en el parágrafo 10.4 de la Cláusula Décima del Contrato celebrado por la Corporación Peruana del Santa con Marcona Mining Company, con fecha 09 de Diciembre de 1966 (último contrato celebrado) y consiguientemente la adquisición libre de todo pago de las instalaciones de Beneficio de San Nicolás, conforme al inciso b) de dicho parágrafo.

- Que, la Comisión Especial nombrada por Resolución Suprema No. 320-EM/SD, del 08 de Noviembre de 1974, encargada de negociar, analizar y evaluar el contenido de la propuesta de Marcona Mining Company-Sucursal en el Perú, del 25 de Setiembre de 1974, para transferir sus activos en el Perú, determinó que era inaceptable la propuesta presentada y que, en cautela del interés nacional, la explotación del hierro no debe quedar en manos de una empresa privada por ser ésta, una actividad estrechamente vinculada al desarrollo de la Industria

Siderúrgica que es estratégica por cuanto compromete los planes de desarrollo y seguridad nacional.

- Se declaró rescindidas y sin efecto jurídico, por los incumplimientos anotados, los contratos de exploración, desarrollo y explotación celebrada por la Corporación Peruana del Santa con The Utah Construction Company con fechas 07 de Febrero de 1952 y 07 de Noviembre de 1952 y los subsiguientes contratos que los modifican, celebrados con Marcona Mining Company, adjudicándose a HIERRO-PERU, en representación del Estado, libre de todo pago, las instalaciones de Beneficio de San Nicolás.

Empresa minera del Hierro del Perú - Hierro-Perú (26 de julio de 1975 - 31 de Dic. 1992)

- Que, por Decreto Ley No. 21228 de fecha 22 de Julio de 1975, se declaró de necesidad nacional y de interés público la Nacionalización del Complejo Minero-Metalúrgico que operó en el País la Empresa Marcona Mining Company, sucursal en el Perú, creando en su lugar la Empresa Minera del Hierro del Perú S.A. (HIERRO-PERU S.A.).

- Hierro-Perú, fue una empresa estatal de derecho privado según la definición contenida en el Art. 7º de la Ley No. 24948 (Ley de la Actividad Empresarial del Estado). De acuerdo con lo establecido en su Estatuto, Hierro Perú tiene por objeto social producir mineral de hierro y realizar actividades minero-metalúrgicas conexas con la producción de dicho mineral y de otros productos y subproductos existentes en las áreas que el Estado le asignó, adjudicó, autorizó ó concedió con la finalidad de crear riqueza y contribuir al desarrollo socioeconómico del País.

- Las Actividades mineras de Hierro-Perú S.A., se iniciaron el 26 de Julio de 1975 y finalizaron el 31 de Diciembre de 1992, al ser privatizado dicha Empresa Estatal.

- El aporte social total de Hierro-Perú, fue de S/.4'944,483.

- Minero-Perú, fue la propietaria de la totalidad de las acciones emitidas y pagadas con que estuvo dividido el capital social de Hierro-Perú.

- Hierro-Perú, fue incluida en el proceso de promoción de la inversión privada a que se refiere el Decreto Legislativo No. 674. En tal virtud, mediante Resolución Suprema No. 246-92-PCM de fecha 20 de Abril de 1992, se definió como modalidad para llevar adelante el proceso de su privatización, transfiriendo al sector privado el total de sus acciones.

- En cumplimiento de lo señalado en el punto anterior. El Comité Especial de Privatización de Hierro-Perú, nombrado por Resolución Suprema No. 075-92-PCM, convocó y llevó a término la Licitación Pública Internacional para la venta del total de las acciones representativas del Capital Social de Hierro-Perú.

- Las acciones fueron adquiridas por SHOUGANG CORPORATION, una empresa estatal de la República Popular China, por un monto de US $ 118'055,166 (98.4% del Capital Social) y por los trabajadores de Hierro-Perú S.A., por un monto de US $ 1'944,834 (1.6% del Capital Social).

Además Shougang Corporation, se comprometió a efectuar inversiones para futuros desarrollos por un monto de US $ 150 millones en un período de tres años (1995).

**Shougang Hiero-Perú S.A. (01 de enero de 1993 hasta la fecha)**

- En Enero de 1993, luego de su privatización, cambió su razón social a Shougang Hierro-Perú S.A.

- Shougang Hierro-Perú S.A., es una Compañía Peruana, subsidiaria de Shougang Corporation constituida en la República Popular China.

- La Compañía se dedica al desarrollo de actividades mineras y metalúrgicas relacionadas con la producción del hierro y de otros productos y subproductos

relacionados. La compañía desarrolla su actividad en los yacimientos ubicados en San Juan de Marcona, en el Departamento de Ica.

- Con fecha 19-11-97 y de acuerdo a la nueva Ley de Sociedad No. 26887 en su Art. 2490, por las consideraciones expuestas, Shougang Hierro-Perú S.A., cambió su situación social por ser una Sociedad Anónima Abierta y tal como lo amerita el acuerdo de Junta General de Accionistas celebrado en la fecha 30 de Enero de 1999, la misma que constituye el punto (b) del Acta No. 53-99 y además por contar con más de 750 accionistas. (Art. 263). Según el Artículo 252º, la Sociedad Anónima Abierta, debe inscribir todas sus acciones en el Registro Público del Mercado de Valores.

# *2 Geología*

## *2.1 Geología General*

### *2.1.1 Fisiografía y Geomorfología :*

Los depósitos de mineral están ubicados en una meseta a 800 m. sobre el mar y a 10 Km. de distancia de la línea de costa; limita hacia el Sur y al Oeste con una serie de terrazas marinas, hacia el Norte con el cerro Tunga y hacia el E con una escarpa de falla que separa el área de las pampas de Copara.

Geomorfológicamente, el área es el producto de una escultura marina de destrucción reciente; esta penillanura de abrasión marina fue elevada gradualmente y con intermitencias a su altura actual, dejando visibles amplias terrazas que en número de veinte bordean las bahías de San Juan y San Nicolás.

En Marcona, la erosión marina ha seguido un sistema cíclico; cuando avanzó el a se formó una superficie de erosión marina con sus respaldos y escarpas, después, con la regresión marina, esta misma superficie es suavizada y nivelada con la deposición de una delgada capa de rodados, arena y grava. La rapidez del solevantamiento se evidencia por haber encontrado fósiles idénticos tanto en la terraza superior a 800 m. de altura como en la playa actual.

Rodados de hematita lustros; en la antigua superficie de erosión marina, atestiguan que fueron oxidados durante este período; el nivel de la mesa de agua ha fluctuado con la elevación intermitente de éste macizo, influenciando los bruscos cambios de la textura mineral, mineralogía y calidad del mineral. Las terrazas inferiores están bien modeladas mientras que las superficies han sido modificadas por el intemperismo.

### *2.1.2 Geología Regional :*

La meseta de Marcona pertenece a la Cordillera de la Costa, hacia el Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes; externamente este sistema es angosto con terminales Paracas al Norte y Lomas al Sur, interrumpidos por el Cerro Tunga, hacia el oeste las terrazas marina descienden al mar y al Oeste hay precipicios cortados a pico que limitan el sistema.

Los afloramientos de roca son limitados por la cubierta Cuaternaria. El área mineralizada consiste de un grueso paquetato de rocas metamórficas sedimentarias y volcánicas del Paleozoico y Mesozoico, que forman un hemoclinal de orientación EN que busca 40º al norte; esta estructura básicamente simple, se complica con fallas e intrusiones menores estando limitado al Norte por espesos derrames volcánicos del terciario y al Sur por el batolito granodiorítico de San Nicolás.

El área de los depósitos de mineral forma una faja arqueada de 20 Km. de largo por 7 Km. de ancho, que se dispone hacia el noroeste, dentro de la cual los depósitos se orienten en bandas paralelas de Este a Oeste. La inestabilidad y solevantamiento de la región inmediata, se demuestra con el terremoto de Nazca en 1942 y el Ingeniero Jorge A. Broggio correlacionó una elevación de un metro de la playa de San Juan, al descubrir rocas de playa perforadas pro fauna marina, folas, que aparecen un metro encima del nivel de la marea alta.

### *2.1.3 Geología Histórica*

La conducta deposicional de1 Paleozoico ha sido de una fosa fluctuante, unas veces con aguas profundas y tranquilas en que se depositaron calizas y arcillas y otras épocas su proximidad a la línea de costa favoreció la acumulación de arenas y arkosas.

Estos estratos emergieron del mar, siendo erosionados en su parte superior y durante el Jurásico se formaron diferentes horizontes volcánicos de meta-ácidos, tufos y brechas, particularmente ricos en minerales de fierro. La actividad volcánica se continuó en el Cretácico, período en que se volvió a sumergir dentro del mar, para recibir sedimentos de arenisca calcárea, arkosa y caliza impura.

Probablemente a fines del Cretácico, sobrevino la intrusión del batolito de San Nicolás, provocando una flexión homoclinal y causando un metamorfismo regional muy extendido que formó las fallas mas profundas. Se cree que éste batolito acarreó las soluciones mineralizantes de fierro, que ingresaron a través de las fallas y reemplazaron preferentemente estratos calizo-dolomíticos del Silúrico, enriqueciendo horizonte volcánicos del Jurásico, que formaron los depósitos de fierro.

El siguiente suceso es la intrusión de una variedad de rocas nipabisales; estos derrames se hicieron a través de diques durante el Terciario. Luego sobreviene una erosión parcial, posterior sumergencia con deposición de arcillas fangosas y arkosas en el Miocena y Plioceno. el fallamiento y solevantamiento llevan este macizo fuera del mar y la erosión marina esculpe sus formas actuales.

### *2.1.4 Geología del Yacimiento :*

Las formaciones geológicas de la región van desde el Pre-Cámbrico hasta el Cuaternario, y no forman una continuidad geológica, sino que existen ausencias o lagunas determinando disconformidades y discordancias entre las diferentes secuencias de las formaciones.

Marcona se encuentra a 800 mts. sobre el nivel del mar y corresponde a la cordillera de la costa formada por el gran batolito granodiorítico de edad Cretásico Superior que intruyó principalmente a metamórficos Pre-Cámbricos, meta-sedimentos marinos Paleozoicos del período Carbonífero Inferior, Meta-Sedimentos y Meta-Volcánicos Mesozoicos de edad Jurásica, todos los cuales están muy metamorfizados. Se encuentran además, tufos con sedimentos del Cretásico y sedimentos Terciarios muy poco inclinados y finalmente tenemos numerosas rocas intrusivas ya sea como diques, capas o derrames tabulares que cruzan y cortan todas las formaciones siendo la mayoría post-mineral.

El perfil estratigráfico de la región comienza con el Complejo Lomas de edad Pre-Cámbrico; luego más arriba la Formación Marcona, Formación Cerritos, Formación Copara, Formación Pisco y Aluviones.

Las rocas intrusivas son variadas y presentan diferentes grados de metamorfismo. Son típicos los intrusivos del dacitas, granodioritas, diques básicos y andesitas.

El metamorfismo que se presenta en la región es de varios tipos : Dinámico, Térmico, Metasomático, y Plutónico o migmatización.

Estructuralmente, el conjunto estratificado es un homoclinal de rumbo Sur-Oeste y Nor-Este con buzamientos que oscilan entre 35º á 65º al Nor-Oeste.

el mayor fallamiento corresponde a 3 sistemas principales de fallas con rumbos diferentes pero de buzamientos similares normalmente sobre los 60º, estos sistemas son : Pista, Repetición y Huaca.

### *2.2 Geología Económica*

#### *2.2.1 Ocurrencia de Mineral :*

Los depósitos de fierro ocurren el bandas definidas, que se orientan en conjunto hacia el Oeste y Noroeste, estando cada depósito alargado de Este a Oeste. Hay 20 depósitos de buen tamaño, aparte de afloramientos menores. Las formaciones mineralizadas son el Silúrico y el Jurásico, los depósitos son tabulares y conformables con la estratificación de las cajas, teniendo contactos definidos.

La mineralización varía con la naturaleza de los estratos primitivos, los que han sido reemplazados o enriquecidos. Favorables a estos procesos han sido estratos caliza-dolomíticos y volcánicos, como los depósitos de la Parrilla E y la Mancha N-13, que llegan a tener mas de 2 Km. de largo por 200 m. de ancho. Las fallas y caballos de roca estéril dificultan la explotación que es a cielo abierto.

#### *2.2.2 Carácter Físico y Mineralogía*

El carácter y calidad del mineral están relacionados con el origen del mineral y su mineralogía primaria, cuyas variaciones lateral y en profundidad se den a cambios por oxidación y lixiviación posteriores. La mineralogía primaria es simple y consiste de

magnetita oriptocristalina homogénea, masiva y semigranular; los minerales accesorios son la pirita que aparece en cristales anhedrales, la calcita con caras brillantes de rombohedro y el cuarzo hialino.

La oxidación y lixiviación han producido tres zonas verticales, la superior es la zona lixiviada que se continua en la zona de sulfatos y termina en la zona primaria o de sulfuros.

El mineral lixiviado tiene 70 a 80 % de hematita proveniente de la magnetita primaria; la concentración de pirita ha influido en el grado de lixiviación efectuado, así, donde existió pirita abundante, la oxidación fue intensa formando hematita terroza y magnetita residual; en las áreas con mediana proporción de pirita, la oxidación ha sido menor y se presenta hematita dura de color negro, por último donde la pirita fue escasa, la oxidación ha sido casi nula. Las ecuaciones siguientes explican estos fenómenos :

- Acción del agua meteórica sobre la pirita :

$$FeS_2 + 2\,H_2O + 7\,0 = FeO + 2\,H_2SO_4$$

Pirita Limonita Acido

- Los ácidos formados atacan la magnetita :

$$Fe_3O_4 + H_2SO_4 = FeSO_4 + Fe_2O_3 + H_2O$$

Magnetita Sulfato Hematita

- Los sulfatos son acarreados a mayor profundidad :

$$FeSO_4 + 2\,H_2SO + O = 2\,H_2SO_4 + Fe_2O_3$$

Sulfato Acido Hematita

La zona lixiviada tiene profundidades variables de 25 a 40 mts. hasta el contacto con la zona de cementación de sulfatos que es de 20 ó 30 m. y debajo de esta zona está el mineral primario. El paso de una zona a otra es gradacional.

### *2.2.3 Paragénesis y origen del mineral :*

La paragénesis mineral según se observa al microscopio es como sigue :

Actinolita
Magnetita
Pirita
Calcita
Cuarzo

La magnetita cristalizó después que la actinolita, a la que reemplazó en gran parte; seguidamente la pirita se diseminó profusa y desordenadamente y por último el cuarzo y la calcita cristalizaron rellenando los espacios vacíos.

El medio ácido de la lixiviación convirtió la pirita en limonita, la actinolita a serpentina y talco y la magnetita fue parcialmente oxidada a hematita. durante esta alteración se formaron sulfatos de fierro, los que al ser disueltos se combinaron con el cuarzo de la actinolita para formar yeso y anhidrita. La parte superior del mineral se contaminó con yeso, selenita y alumbres eólicos, formando una costra de "caliche".

Desde que el Ingeniero Federico Fuchs, anunció el descubrimiento de Marcona en 1915, numerosas teorías se han sugerido acerca del origen del yacimiento; en orden cronológico son

| | |
|---|---|
| 1926, F. Fuchs. | Diferenciación magmática en derrames de lavas básicas. |
| 1941, L. Eaton. | Enriquecimiento de formaciones de fierro. |
| 1941, C.H.Holmberg. | Segregación magmática. |
| 1943, F.Pardes. | Alteración y enriquecimiento por soluciones magmáticas. |

| | |
|---|---|
| 1944, J.Balta H. | Segregación de lavas básicas |
| 1950, J.Fernández C. | Metamorfismo de contacto aditivo. |
| 1954, f.W.Alchley. | Reemplazamiento y reconstitución. |

Se cree actualmente, que los depósitos de fierro de Marcona son de reemplazamiento por soluciones hidrotermales de fierro, que pasaron por medio de estructuras permeables como fallas, sustituyendo selectivamente y enriqueciendo horizontes del Paleozoico. El origen común de los depósitos, está indicado por tener caracteres análogos : orientación de E a W, buzamiento al norte, la mineralogía primaria que es la misma.

Los criterios para la apreciación anterior son : el reemplazamiento selectivo, pues el mineral se encuentra entre bandas de hornfels y de estos con cuarcita; la presencia de actinolita y calcita que parecen ser residuos de emplazamiento; la formación de pirita y cuarzo que son minerales hidrotermales; la diseminación de magnetita en estratificaciones y fracturas, indicios de estructura sedimentaria en el mineral; la deposición de magnetita criptocristalina hidrotermal y la ausencia de cristales de alta temperatura de formación.

TABLA DE PARAGENESIS MINERAL

| PRIMARIO | PRINCIPIO | INTERMEDIO | FINAL |
|---|---|---|---|
| | XX | | |
| | XXXXXX | | |
| Actinolita | XXXXXXXX | | |
| | XXXXXXX | | |
| | XXXXXXXXXX | | |
| Magnetita | XXXXXXXXXXXXX | | |
| Pirita | XXX | | |
| Calcita | XXX | | |
| Cuarzo | XXX | | |

SECUNDARIO

Representación diagramática de la paragénesis mineral, mostrando el tiempo, orden, duración e intensidad de la mineralización

### *2.2.4 Tipos de Depósitos :*

Soluciones residuales derivadas desde magmas intrusivos, invadieron las rocas calcáreas adyacentes a lo largo ó a través de las fisuras y por procesos metasomáticos se produjeron cambios en las rocas huéspedes o sea substitución metasomática con producción de minerales nuevos y emplazamiento de la magnetita. El batolito intrusivo de granodiorita a través de períodos de emanaciones ha producido diques de diferentes composiciones que han cortado las formaciones de sedimentos metamorfizados y en el caso de los diques de dacita pre-mineral han sido portadores de las soluciones mineralizantes que reemplazaron horizontes dolomíticos en la formación Marcona y la porción calcárea de las areniscas feldespáticas en la formación Cerritos.

### *2.2.5 Cuerpos de Mineral :*

Los depósitos minerales son tabulares y yacen en formaciones sedimentarias Paleozoicas y Jurásicas concordantes con los estratos. El yacimiento está compuesto de 117 cuerpos de mineral entre Manchas, Minas y Anomalías esparcidos en un área aproximada de 10 Km. x 15 m. con anchos y longitudes variables (50 m. á 300 m. y 200 m. a 2,700 m. aproximadamente).

### *2.2.6 Zonas y Tipos de Mineral :*

Los cuerpos mineralizados tiene zoneamiento vertical. Durante levantamientos regionales tectónicos, el mineral originalmente compuesto de magnetita con diseminaciones de sulfuros ha estado sometido a abundante oxidación y lixiviación por el clima y aguas subterráneas.

Se inició una reacción química cuando la pirita se combinó con el oxígeno y agua para formar sulfato ferroso y ácido sulfúrico. Estos dos componentes reaccionaron de nuevo con oxígeno para producir sulfato férrico y agua. El sulfato férrico se regeneró formando

un nuevo sulfato ferroso en presencia del oxígeno y con la adición de agua dio como resultado hidróxido férrico que se transformó en limonita y hematita.

Estos agentes del intemperismo han formado en cada cuerpo de mineral tres zonas verticales por cambios de las características físicas y químicas de la magnetita.

a) Zona de Oxidación y Lixiviación :

Corresponde a la superficie o cerca de ella y está formada por una capa de hematita como mineral dominante, contiene además limonita y variables cantidades de martita, óxidos de cobre y venillas de yeso, halita y actinolita. El espesor de esta zona es de 30 mts. y se caracteriza por su bajo contenido de azufre ( 1%) y aproximadamente 60 % Fe. Las impurezas como cobre, fósforo, y sílice son mínimas constituyendo el mineral BFO de embarque directo.

b) Zona de Transición o de Sulfatos :

Es la capa intermedia formada por los elementos lixiviados de la zona superior y la lixiviación incompleta de los materiales de la zona primaria. Se caracteriza por un incremento al límite superior de la zona, los óxidos de fierro decrece y se incrementa los sulfatos de fierro. A mayor profundidad se incrementa la magnetita, decrecen los sulfatos y aparece la pirita. El mineral de la zona de transición se caracteriza por su baja recuperación en peso (< 65%) y bajo FeO (< 15%), cuando el contenido de Fe es de por lo menos 50%. Una baja ley de Fe da una pobre recuperación aún en la zona primaria.

El espesor de la zona de transición es de aproximadamente 35 mts. y sus minerales principales son hematita-martita de grano fino, densa, masiva y porosa con Jarosita y Botriógeno. En menor cantidad amarantita, pirita, yeso, anhidrita, halita, brochantita, crisocola, atacamita, actinolita y clorita alteradas.

La Ley promedio es de 54.1% Fe, 1.87% S y 0.12% Cu., en la Formación Marcona y 43.9% Fe, 2.38% S y 0.09% Cu., en la Formación Cerritos.

El mineral de transición se beneficiaba en la Planta de Concentración Gravimétrica que producía concentrado SNG, ahora se usa en el circuito de molienda gruesa para mezcla con mineral primario para SNK y Pellets.

c) Zona de Primaria o de Sulfuros :

Es la zona más profunda y extensa, donde se encuentra la magnetita masiva, densa y cristalina con abundante pirita diseminada, algo de chalcopirita y pirrotita. La actinolita es la ganga mineral más común pero también existe epídota, serpentina, calcita, biotita-muscovita, clorita, sericita, talco, cuarzo y yeso.

El mineral de esta zona tiene una recuperación en peso de + 65% y un FeO + 15%, con ley promedio de 57.9% Fe, 3.06% S y 0.11% Cu., para los cuerpo de la Formación Marcona. Los minerales con leyes de 46.9% Fe, 2.47% S y 0.12% Cu., corresponden a la Formación Cerritos. En general el contenido de azufre aumenta con la profundidad.

### *2.2.7 Mineral Primario*

La zona primaria proporciona crudos diversos clasificados según su comportamiento metalúrgico para conseguir una mejor calidad de los productos requeridos aplicándoles el método de beneficio más adecuado, para lo cual tenemos los siguientes tipos

a) Mineral de Molienda Gruesa

Elimina fácilmente las impurezas de azufre como sulfuros en las pruebas del Tubo Davis a malla -10 debiendo tener el producto $\leq$ 0.8% de azufre total.

Por las perforaciones de exploración e información de campo de las áreas en extracción se puede deducir que el 57 % de las reservas probadas de mineral primario en la Formación Marcona es mineral de molienda gruesa.

b) Mineral de Molienda Fina Normal :

Elimina los sulfuros en los concentrados normales de tratamiento previa molienda fina. Este tipo de mineral molido a malla -10 y tratado en el Tubo Davis debe producir un concentrado con azufre total > 0.8%.

Aproximadamente el 37% de las reservas probadas en la Formación Marcona son de tipo de molienda fina.

c) Mineral Refractario :

Es el mineral que además de pirita contiene pirrotita, la que no se elimina con el tratamiento normal de concentración de molienda fina por ser un sulfuro "Refractario" al tratamiento. Para identificarlo hay que determinar el azufre al estado de pirrotita y para ésto el mineral clasificado previamente como "Fine grind" es sometido a prueba de Tubo Davis a malla -100 y si éste nuevo concentrado en su análisis químico da ≥ 0.2% de azufre se clasificará como mineral refractario que requiere tratamiento especial de separación magnética y flotación para eliminar el sulfuro magnético. Hasta la fecha se han determinado tonelajes de mineral refractario en las Minas 5 y 14.

### *2.2.8 Cálculo de reservas*

Las reservas de mineral han sido clasificadas en dos grandes divisiones Reservas Geológicas y Reservas Minables.

a) Reservas Geológicas :

Se denominan así aquellas reservas que se basan en los resultados obtenidos de las perforaciones de exploración y en la posterior interpretación geológica de las mismas. Se clasifican en dos tipos :

a.1 Mineral Probado :

Es todo mineral reconocido por perforaciones diamantina y a percusión en mallas de 80 x 80 y 40 x 20 m., donde los factores geológicos que limitan el yacimiento son definitivamente conocidos.

El mineral probado es el acumulado por los sondajes exploratorios, más una profundidad segura adicional bajo los límites de estos taladros según evidencias geológicas.

a.2 Mineral Probable :

Es aquel mineral comprendido en las proyecciones cercanas y en donde las condiciones sobre distancias razonables son respaldadas geológicamente basados en el conocimiento general y carácter del depósito.

Las reservas de mineral probado en el Derecho Especial del Estado CPS-1, al 1º de Enero de 1984 son de 627'444,200 TLS. con leyes promedio de 54.3% Fe, 2.40% S y 0.10% Cu., y las reservas probables son 854'670,800 TLS. La zona primaria que contiene magnetita representa el mayor tonelaje.

Las reservas se ha calculado tomando como base los planos geológicos por niveles y las secciones verticales transversales que muestran los registros de perforación trazados a escala 1:1000 que se actualizan cada 3 meses.

El cálculo de reservas de un cuerpo mineral en el que se ha efectuado exploración, sigue los siguientes pasos :

a) Evaluación geológica del área y de la anomalía magnética.

b) Preparación de secciones geológicas a escala 1:1000 desde los perfiles perforados y ploteo de los ensayes de los registros de perforación.

c) Interpretación y correlación de las estructuras para completar la sección geológica y delimitación de los bloques de mineral.

Las leyes se calculan por bancos tomándose un valor promedio pesado de los diferentes tramos.

Las áreas se obtienen con planímetro sobre la sección geológica.

El espesor del bloque está determinado por la malla y por las estructuras geológicas que influencian la amplitud lateral.

El peso de un bloque de mineral se estima calculando el volumen y multiplicando por el factor de conversión respectivo. Luego se suman los tonelajes de los bloques y su Ley media se determina multiplicando la ley de cada bloque por tonelaje.

b) Reservas Minables :

Son los tonelajes de mineral que pueden realmente extraerse. Estas reservas se encuentran cubicadas dentro de los límites finales económicos de la Mina. El mineral es totalmente probado en una malla de exploración no mayor de 80 x 80 m.
Las reservas minables no son reservas probables, aunque en varias minas está parcialmente confirmada la existencia de mineral a mayor profundidad.

Esta reservas se revisan constantemente y en el caso de desarrollo de nuevas técnicas, equipos o alza de precios, parte o la totalidad del mineral no considerado podrá convertirse en reservas minables, dada que su explotación se tornaría económica.

# 3. PERFORACIÓN

## *3.1 INTRODUCCIÓN*

Dentro del campo de voladura la primera operación que se realiza es la perforación y tiene como finalidad abrir huecos con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos donde serán alojados las cargas explosivas. El trabajo de perforación es realizado por la perforadora, que es la fuente de energía mecánica quien por medio de sus accesorios realiza la trituración y evacuación de los detritus producidos.
El presente capitulo se da a conocer lo que he apreciado acerca de las perforadoras y sus accesorios de perforación como son; las líneas de perforación y las brocas que se usan en la empresa SHOUGANG HIERRO PERÚ, teniendo en cuenta las características y parámetros con las que éstas trabajan. En base a éste análisis se ha hecho un seguimiento para optimizar el proceso de perforación.

## 3.2 *Diseño de malla de perforación.-*

El diseño de la malla de perforación y voladura se basa ampliamente en las pruebas de campo, debido a la complejidad de la geología, las diferentes durezas de los tipos de materiales, la presencia de fallas, la presencia de diaclasas, etc.

### *3.2.1 Parámetros de diseño*

- Ancho de rampa = 25 m
- Razante = 8%
- Altura de banco = 12 m
- Angulo de talud = sur 48° y norte 52°
- Berma de seguridad = 15 m ( cada 3 bancos )

### 3.2.2 *Metodología de trabajo:*

***Preparación de los Proyectos de Perforación.-***
De acuerdo a la secuencia de minado se preparan los proyectos de perforación y voladura para lo cual se requiere de las siguientes informaciones:

MALLAS PARA NITRATO DE AMONIO DE BAJA DENSIDAD

Promedio: 0,68

| | | Diámetro 9" | | Diámetro 9 7/8" | | Diámetro 10 5/8" | | Diámetro 11" | | Diámetro 12 1/4" | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Malla | Taco | Malla | Taco | Malla | Taco | Malla | Taco | Malla | Taco |
| Hfs | Banco | 22*22 | 19 | 24*24 | 21 | 26*26 | 23 | 27*27 | 24 | 30*30 | 26 |
| | Banco | 18*27 | 19 | 19*30 | 21 | 21*32 | 23 | 22*33 | 24 | 24*37 | 26 |
| | Rampa | 20*20 | 19 | 22*22 | 21 | 24*24 | 23 | 25*25 | 24 | 28*28 | 26 |
| | Rampa | 16*25 | 19 | 18*27 | 21 | 19*30 | 23 | 20*31 | 24 | 23*34 | 26 |
| Dacita | Banco | 21*21 | 19 | 23*23 | 21 | 24*24 | 23 | 25*25 | 24 | 28*28 | 26 |
| y | Banco | 17*26 | 19 | 19*28 | 21 | 19*30 | 23 | 20*31 | 24 | 23*34 | 26 |
| Andecita | Rampa | 20*20 | 19 | 21*21 | 21 | 22*22 | 23 | 23*23 | 24 | 26*26 | 26 |
| | Rampa | 16*25 | 19 | 17*26 | 21 | 18*27 | 23 | 19*28 | 24 | 21*32 | 26 |
| Oxido | Banco | 16*16 | 16 | 18*18 | 18 | 19*19 | 19 | 20*20 | 20 | 22*22 | 22 |
| y | Banco | 12*21 | 16 | 14*23 | 18 | 14*26 | 19 | 15*27 | 20 | 17*28 | 22 |
| To | Rampa | 15*15 | 16 | 17*17 | 18 | 18*18 | 19 | 19*19 | 20 | 20*20 | 22 |
| | Rampa | 11*20 | 16 | 13*22 | 18 | 14*23 | 19 | 14*26 | 20 | 15*27 | 22 |
| Po | Banco | 13*13 | 14 | 15*15 | 15 | 16*16 | 16 | 16*16 | 17 | 18*18 | 19 |
| y | Banco | 10*17 | 14 | 11*20 | 15 | 12*21 | 16 | 12*21 | 17 | 13*25 | 19 |
| Qz | Rampa | 12*12 | 14 | 14*14 | 15 | 15*15 | 16 | 15*15 | 17 | 17*17 | 19 |
| | Rampa | 9*16 | 14 | 11*18 | 15 | 11*20 | 16 | 11*20 | 17 | 13*22 | 19 |

Nota: Para el Hfs filítico usar la malla de dacita y andecita

MALLAS PARA NITRATO DE AMONIO DE MEDIA DENSIDAD

Promedio: 0,74 gr/cc

| | | Diámetro 9" | | Diámetro 9 7/8" | | Diámetro 10 5/8" | | Diámetro 11" | | Diámetro 12 1/4" | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Malla | Taco | Malla | Taco | Malla | Taco | Malla | Taco | Malla | Taco |
| Hfs | Banco | 23*23 | 19 | 25*25 | 21 | 26*26 | 23 | 28*28 | 23 | 31*31 | 26 |
| | Banco | 19*28 | 19 | 20*31 | 21 | 21*32 | 23 | 23*34 | 23 | 25*38 | 26 |
| | Rampa | 21*21 | 19 | 23*23 | 21 | 24*24 | 23 | 26*26 | 23 | 29*29 | 26 |
| | Rampa | 17*26 | 19 | 19*28 | 21 | 19*30 | 23 | 21*32 | 23 | 23*37 | 26 |
| Dacita y Andecita | Banco | 21*21 | 19 | 23*23 | 21 | 25*25 | 23 | 26*26 | 23 | 29*29 | 26 |
| | Banco | 17*26 | 19 | 19*28 | 21 | 20*31 | 23 | 21*32 | 23 | 23*37 | 26 |
| | Rampa | 19*19 | 19 | 21*21 | 21 | 23*23 | 23 | 24*24 | 23 | 27*27 | 26 |
| | Rampa | 15*24 | 19 | 17*26 | 21 | 19*28 | 23 | 19*30 | 23 | 22*33 | 26 |
| Oxido y To | Banco | 17*17 | 16 | 19*19 | 18 | 20*20 | 19 | 21*21 | 20 | 23*23 | 22 |
| | Banco | 13*22 | 16 | 14*26 | 18 | 15*27 | 19 | 16*28 | 20 | 17*31 | 22 |
| | Rampa | 16*16 | 16 | 17*17 | 18 | 19*19 | 19 | 20*20 | 20 | 21*21 | 22 |
| | Rampa | 12*21 | 16 | 13*22 | 18 | 14*26 | 19 | 15*27 | 20 | 16*28 | 22 |
| Po y Qz | Banco | 14*14 | 14 | 15*15 | 15 | 16*16 | 16 | 17*17 | 17 | 19*19 | 19 |
| | Banco | 11*18 | 14 | 11*20 | 15 | 12*21 | 16 | 13*22 | 17 | 14*26 | 19 |
| | Rampa | 13*13 | 14 | 14*14 | 15 | 15*15 | 16 | 16*16 | 17 | 18*18 | 19 |
| | Rampa | 10*17 | 14 | 11*18 | 15 | 11*20 | 16 | 12*21 | 17 | 14*23 | 19 |

Nota: Para el Hfs filítico usar las mallas de dacita y andecita

MALLAS PARA NITRATO DE AMONIO DE ALTA DENSIDAD

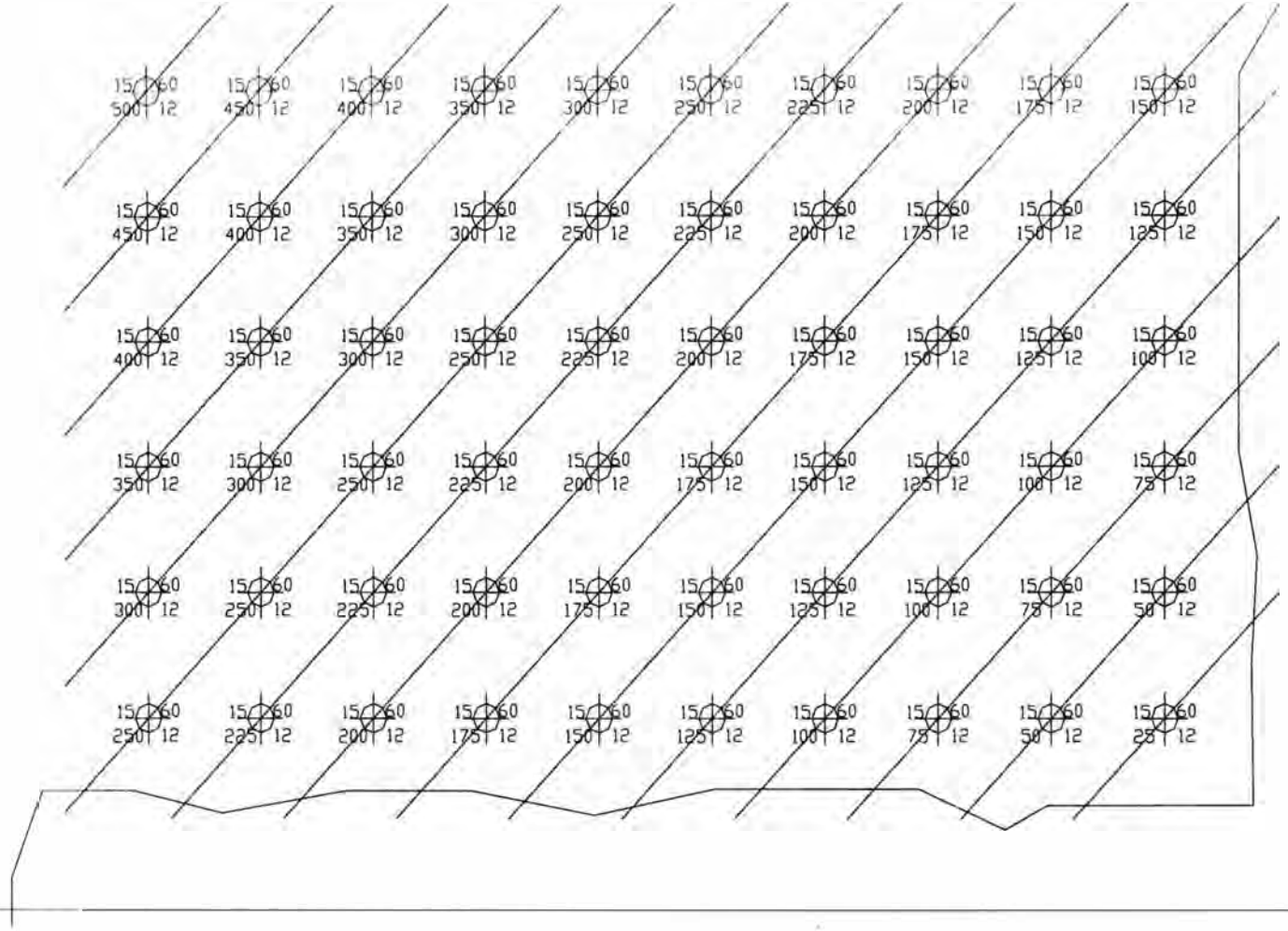
Promedio: 0,82 gr/cc

| | | Diámetro 9" | | Diámetro 9 7/8" | | Diámetro 10 5/8" | | Diámetro 11" | | Diámetro 12 1/4" | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Malla | Taco | Malla | Taco | Malla | Taco | Malla | Taco | Malla | Taco |
| Hfs | Banco | 24*24 | 19 | 26*26 | 21 | 28*28 | 23 | 29*29 | 23 | 32*32 | 26 |
| | Banco | 19*30 | 19 | 21*32 | 21 | 23*34 | 23 | 23*36 | 23 | 26*39 | 26 |
| | Rampa | 22*22 | 19 | 24*24 | 21 | 26*26 | 23 | 27*27 | 23 | 30*30 | 26 |
| | Rampa | 18*27 | 19 | 19*30 | 21 | 21*32 | 23 | 22*33 | 23 | 24*37 | 26 |
| Dacita y Andecita | Banco | 22*22 | 19 | 24*24 | 21 | 26*26 | 23 | 27*27 | 23 | 30*30 | 26 |
| | Banco | 18*27 | 19 | 19*30 | 21 | 21*32 | 23 | 22*33 | 23 | 24*37 | 26 |
| | Rampa | 20*20 | 19 | 22*22 | 21 | 24*24 | 23 | 25*25 | 23 | 28*28 | 26 |
| | Rampa | 16*25 | 19 | 18*27 | 21 | 19*30 | 23 | 20*31 | 23 | 23*34 | 26 |
| Oxido y To | Banco | 18*18 | 16 | 19*19 | 18 | 21*21 | 19 | 22*22 | 20 | 24*24 | 22 |
| | Banco | 14*23 | 16 | 14*26 | 18 | 16*29 | 19 | 17*28 | 20 | 18*32 | 22 |
| | Rampa | 17*17 | 16 | 18*18 | 18 | 20*20 | 19 | 20*20 | 20 | 22*22 | 22 |
| | Rampa | 13*22 | 16 | 14*23 | 18 | 15*27 | 19 | 15*27 | 20 | 17*28 | 22 |
| Po y Qz | Banco | 15*15 | 14 | 16*16 | 15 | 17*17 | 16 | 18*18 | 17 | 20*20 | 19 |
| | Banco | 11*20 | 14 | 12*21 | 15 | 13*22 | 16 | 14*23 | 17 | 15*27 | 19 |
| | Rampa | 14*14 | 14 | 15*15 | 15 | 16*16 | 16 | 17*17 | 17 | 19*19 | 19 |
| | Rampa | 11*18 | 14 | 11*20 | 15 | 12*21 | 16 | 13*22 | 17 | 14*26 | 19 |

Nota: Para el Hfs filítico usar las mallas de dacita y andecita

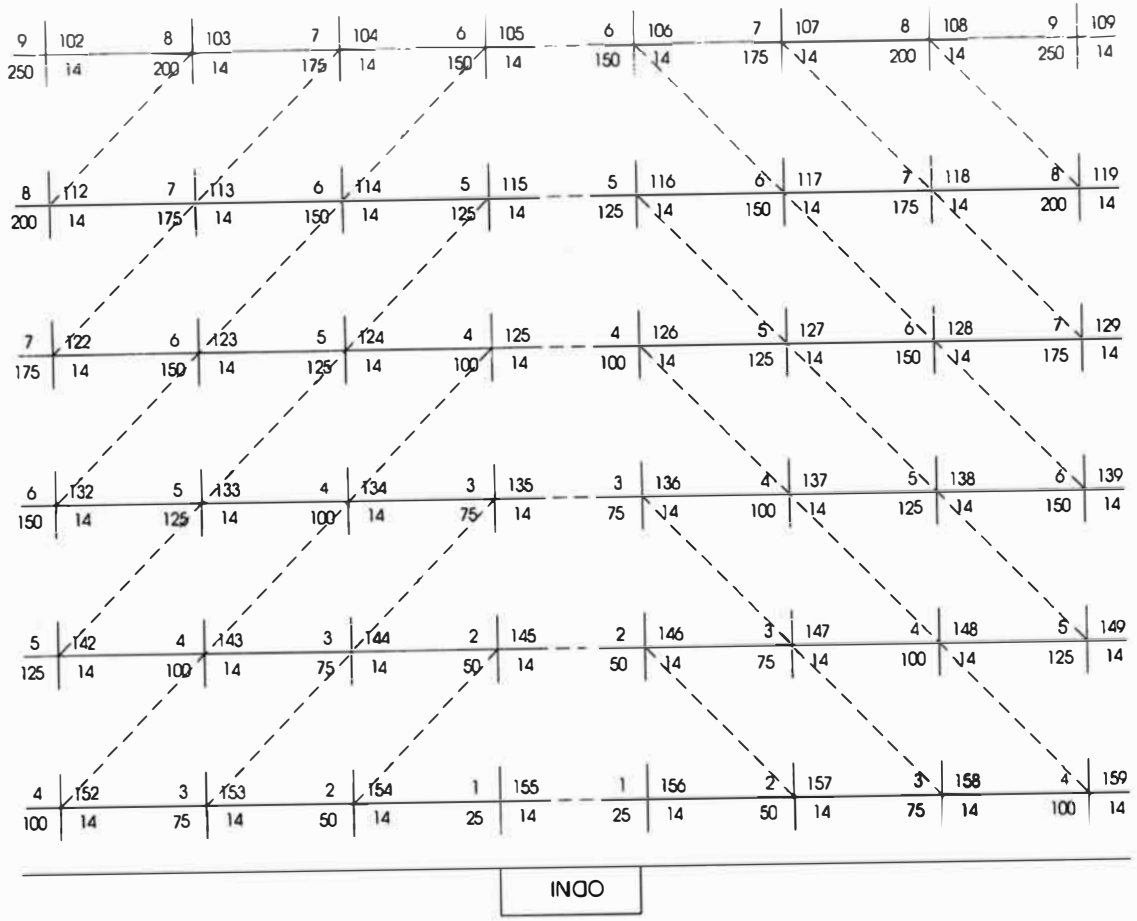
# PROYECTO DE VOLADURA

## Mina3 N° 200




## LEYENDA

# PROYECTO DE VOLADURA - SISTEMA DE INICIACION
## DISPARO N° 201
## MINA 3L - 653




## LEYENDA

Línea de cordón detonante

| N° del detonador | N° de taladro |
|---|---|
| Tiempo de Salida MS | Altura de Taladro |

a.- Planos Geológicos (tipos de material, fallas, contactos, etc).

b.- Planos de Planeamiento (limite de minado, etc).

c.- Levantamiento Topográfico de Mina (crestas, toes, taladros, etc).

Con los cuales se diseñan los proyectos de perforación para los diferentes tipos de material de acuerdo a los parámetros de voladuras. En estos proyectos se indican mina , nivel, número de disparo, parámetros de voladuras y bases topográficas requeridas.

***Replanteo de los Proyectos de Perforación en el Campo.-***

a.- Se entrega los planos de diseño de perforación a la sección de topográfica, para que calculen las bases topográficas del proyecto y sean replanteadas éstas en el campo.

b.- Una vez replanteadas las bases topográficas en el campo, el personal de diseño replantea los puntos donde se va a perforar los taladros, en forma diaria hasta terminar de perforar todos los taladros del proyecto.

***Control de Campo***

a.- Avance de perforación y clasificación diaria de los tipos de material de los taladros de acuerdo al detritus de perforación (mineral, material esteril, baja ley, etc).

b.- De acuerdo a una o más caras libres, limpieza de estás, clasificación de los tipos de material de los taladros perforados se diseña los planos de amarre, los que pueden ser en forma diagonal y/o trapezoidal, con uno o más "ceros"

### *3.2.3 Optimización de la malla de perforación*

- Cálculo de costos por ampliación de malla
  **Tipo mineral: Primario**

A. Parámetros actuales.

| | | |
|---|---|---|
| Malla | = | 18 * 18 pies |
| Altura de taladro | = | 46 pies |
| Sobre-perforación | = | 6 pies |
| Densidad de roca | = | 4.2 tls/$m^3$ |
| Altura de banco | = | 12.0 m |
| Tonelaje perforado | = | 1524.6 tls |
| Factor de perforabilidad | = | 33.1 tls/pie |

B. Parámetros propuesto

| | | |
|---|---|---|
| Malla | = | 19 * 19 pies |
| Altura de taladro | = | 46 pies |
| Sobre-perforación | = | 6 pies |
| Densidad de roca | = | 4.2 tls/$m^3$ |
| Altura de banco | = | 12.0 m |
| Tonelaje perforado | = | 1690.3 tls |
| Factor de perforabilidad | = | 36.7 tls/pie |

C. Cálculo de reducción de perforación.

| | | |
|---|---|---|
| Variación del factor de perforabilidad | = | 3.6 tls/pies |

Cálculo de pies perforados considerando la malla actual de 18 * 18 pies

| | | |
|---|---|---|
| Presupuesto mineral primario | = | 650000.0 tls/mes |
| Tonelaje por taladro | = | 1524.6 tls/taladro |
| Números de taladros | = | 426.3 taladros/mes |
| Pies perforados | = | 19611.7 pies/mes |

Cálculo de pies perforados considerando la malla de 19 * 19 pies

| | | |
|---|---|---|
| Presupuesto mineral primario | = | 650000.0 tls/mes |
| Tonelaje por taladro | = | 1690.3 tls/taladro |
| Números de taladros | = | 384.5 taladros/mes |

| | | |
|---|---|---|
| Pies perforados | = | 17689.0 pies/mes |
| Pies dejados de perforar | = | 1922.7 pies/mes |
| Tonelaje equivalente | = | 70651.2 tls/mes |
| Ahorro obtenido | = | 8944.4 $/mes |

Cálculo de costos por ampliación de malla

Tipo mineral: Primario

A. Parámetros actuales.

| | | |
|---|---|---|
| Malla | = | 18 * 18 pies |
| Altura de taladro | = | 46 pies |
| Sobre-perforación | = | 6 pies |
| Densidad de roca | = | 4.2 tls/$m^3$ |
| Altura de banco | = | 12.0 m |
| Tonelaje perforado | = | 1524.6 tls |
| Factor de perforabilidad | = | 33.1 tls/pie |

B. Parámetros propuesto

| | | |
|---|---|---|
| Malla | = | 20 * 20 pies |
| Altura de taladro | = | 46 pies |
| Sobre-perforación | = | 6 pies |
| Densidad de roca | = | 4.2 tls/$m^3$ |
| Altura de banco | = | 12.0 m |
| Tonelaje perforado | = | 1872.9 tls |
| Factor de perforabilidad | = | 40.7 tls/pie |

C. Cálculo de reducción de perforación.

| | | |
|---|---|---|
| Variación del factor de perforalidad | = | 7.6 tls/pies |

Cálculo de pies perforados considerando la malla actual de 18 * 18 pies

| | | |
|---|---|---|
| Presupuesto mineral primario | = | 650000.0 tls/mes |

| | | |
|---|---|---|
| Tonelaje por taladro | = | 1524.6 tls/taladro |
| Números de taladros | = | 426.3 taladros/mes |
| Pies perforados | = | 19611.7 pies/mes |

Cálculo de pies perforados considerando la malla de 20 * 20 pies

| | | |
|---|---|---|
| Presupuesto mineral primario | = | 650000.0 tls/mes |
| Tonelaje por taladro | = | 1872.9 tls/taladro |
| Números de taladros | = | 347.1 taladros/mes |
| Pies perforados | = | 15964.3 pies/mes |
| Pies dejados de perforar | = | 3647.4 pies/mes |
| Tonelaje equivalente | = | 148505.5 tls/mes |
| Ahorro obtenido | = | 18800.8 $/mes |

CALCULO DE COSTOS POR AMPLIACIÓN DE MALLA

Tipo material: Encapado de roca

A. Parámetros actuales.

| | | |
|---|---|---|
| Malla | = | 28 * 28 pies |
| Altura de taladro | = | 46 pies |
| Sobre-perforación | = | 6 pies |
| Densidad de roca | = | 2.7 tls/$m^3$ |
| Altura de banco | = | 12.0 m |
| Tonelaje perforado | = | 2359.9 tls |
| Factor de perforabilidad | = | 51.3 tls/pie |

B. Parámetros propuesto

| | | |
|---|---|---|
| Malla | = | 29 * 29 pies |
| Altura de taladro | = | 46 pies |
| Sobre-perforación | = | 6 pies |
| Densidad de roca | = | 2.7 tls/$m^3$ |
| Altura de banco | = | 12.0 m |
| Tonelaje perforado | = | 2531.5 tls |
| Factor de perforabilidad | = | 55.0 tls/pie |

C. Cálculo de reducción de perforación.

| | | |
|---|---|---|
| Variación del factor de perforalidad | = | 3.7 tls/pies |

Cálculo de pies perforados considerando la malla actual de 28 * 28 pies

| | | |
|---|---|---|
| Presupuesto material | = | 764100.0 tls/mes |
| Tonelaje por taladro | = | 2359.9 tls/taladro |
| Números de taladros | = | 323.8 taladros/mes |
| Pies perforados | = | 14894.2 pies/mes |

Cálculo de pies perforados considerando la malla de 29 * 29 pies

| | | |
|---|---|---|
| Presupuesto mineral primario | = | 764100.0 tls/mes |
| Tonelaje por taladro | = | 2531.5 tls/taladro |
| Números de taladros | = | 301.8 taladros/mes |
| Pies perforados | = | 13884.7 pies/mes |
| Pies dejados de perforar | = | 1009.5 pies/mes |
| Tonelaje equivalente | = | 55553.2 tls/mes |
| Ahorro mensual obtenido | = | 7033.0 $/mes |
| Ahorro anual obtenido | = | 84396.4 $/año |

## 3.3 *PERFORACIÓN PRIMARIA*:

La perforación primaria, tiene como meta fundamental, buscar el mejor aprovechamiento del equipo de perforación, ya que el objetivo de toda empresa, es el de bajar los costos de producción para que los productos terminados alcancen precios competitivos en el mercado internacional.

La naturaleza de los tipos de roca y mineral, que van desde suave a duro, influyen directamente en la perforación, trayendo como consecuencia en muchos casos, un final prematuro a los dispositivos de perforación, si no se realiza un trabajo adecuado, siendo afectadas las brocas, barrenos (barras) y estabilizadores.

### 3.3.1 OBJETIVOS :

- Reducción sustanciales en los costos operativos.
- Incrementos de productividad.

Reducción en los costos operativos e incrementos de productividad es el objetivo de cualquier empresa si desea seguir competitivo en un mercado donde los precios de los metales han bajado.

La forma más sencilla para la estimación del costo/metro es utilizar la siguiente relación:

$$C = \frac{B}{M}$$

Donde:

| | | |
|---|---|---|
| C | = | Costo/metro (US$/M) |
| B | = | Costo de la broca (US$) |
| M | = | Vida de la broca (M) |

Con este sistema sólo determinamos en forma parcial el costo/metro. Para la perforación se ha empleado equipo perforador que por supuesto usado una hora tiene un costo para las empresas.
No es lo mismo para una empresa hacer un metraje promedio por ejemplo de 2,800 metros/broca en 100 horas, que hacer esos mismos 2,800 metros/broca en 200 horas.

**Formulación = costo/metro = costo total de perforación**

$$CTP = \frac{\text{Costo Broca(US\$)}}{\text{Vida Promedio (M)}} + \frac{\text{Costo Maquina (US\$/Hora)}}{\text{Velocidad de Penetración (M/Hra)}}$$

Dependiendo de la marca, tipo, tamaño, si es diesel o eléctrica estos equipos perforadores tendrán un costo/hora para operarlo, y mientras más grande sea éste, mayor será el costo/hora del equipo.

Este costo horario está formado por los **costos directos** (mano de obra, costos de barras, estabilizadores, etc., costo energía, costo mantención y reparación, otros); y los **costos indirectos** (costos de Supervisión, impuestos, bodegaje, depreciación, etc).

$$CTP = \frac{A}{B} + \frac{C}{D}$$

$$CTP = \frac{\text{costo broca}}{\text{vida broca}} + \frac{\text{costo máquina}}{\text{velocidad penetración}}$$

Como los valores A (precio de la broca) y C (costo horario del equipo) son aproximadamente fijos, el costo/metro depende en forma inversa de los metros perforados y de la penetración (Metros/Hora).

Es decir :

Mayor metraje = Menos costo/metro

Mayor Penetración = Menos costo/metro

***ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD:***

| ***Ejemplo*** | ***Variando la velocidad de penetración*** |
|---|---|
| **Costo horario equipo = 180 $/hora** | 180 $/hora. |
| **Costo broca = 3500 $** | 3500 $. |
| **Vida promedio broca = 3000 m** | 3000 m. |
| **Velocidad penetración = 38 m/hora** | 47 m/hora |
| **CTP = 3500/3000 + 180/38** | CTP = 3500/3000 + 180/47 |
| **CTP = 5,91 $/m** | CTP = 4,99 $/m |
| **5,91 $/m – 4,99 $/m = 0,92 $/m de ahorro** | |

En un programa de 180,000 metros de perforación por año significa un ahorro de :

180,000 x 0.92 = 165,600 US$/Año

Actualmente las empresas proveedoras de brocas de diámetros mayores están efectuando con las empresas mineras contratos de Ejecución de Garantía que demostraremos en el siguiente ejemplo:

La firma proveedora garantiza un costo total de perforación igual al costo total promedio por metro perforado de los seis (06) meses de evaluación de la marca que obtenga el menor costo total promedio en la empresa.

### 3.3.2 *Equipos de perforacion*:

La empresa cuenta con la siguiente flota de perforadoras.
04 Perforadoras BUSYRUS ERIE 50R
04 Perforadoras BUSYRUS ERIE 61R
02 Perforadoras GARDEN DENVER 100

Las características principales de éstas máquinas son:

| Cracterísticas | PERFORADORAS | | |
|---|---|---|---|
| | GD100 | BE 50R | BE 61R |
| Potencia de motor de rotación (HP) | 105 | 50 | 72+72 |
| Potencia de motor de izar (HP) | 88 | 35 | 105 |
| Tipo de Compresor | Tornillo | Tornillo | Tornillo |
| Presión de aire (PSI) | 55 | 55 | 60 |

Estas perforadoras están montadas sobre orugas que le sirven para su traslado y a la vez cuentan con cuatro gatas hidráulicas para nivelarse al momento de operar. La fuente de energía para ejercer el movimiento del equipo, es eléctrica y trabaja con 4160 voltios.
El sistema de rotación se encuentra montado sobre el bastidor, que se desliza a lo largo del mástil que es la estructura que soporta las barras y la cabeza de rotación.

### *3.3.3 Accesorios de la perforación primaria*

La línea de perforación está formada por:

- ✓ Cabezote
- ✓ Copling
- ✓ Barrenos
- ✓ Estabilizador
- ✓ Broca
- ✓ Guiador

- **CABEZOTE:**

Es el accesorio que se encuentra pegado a la caja de engranajes del motor de rotación, mediante unos pernos, ésta tiene una rosca box donde se introduce el Copling.

- **COPLING:**

Es aquel que transmite la rotación hacia los barrenos, tiene una longitud de 17 pulgadas y cuenta con una rosca pin y otra rosca box que pueden ser seis u ocho beco donde ingresan los barrenos; el copling debe de ser del mismo diámetro de los barrenos.

- **BARRENOS:**

Los barrenos son los que transmiten el empuje sobre la broca.
Trabajamos con barrenos de diámetros de 9 ¼ ; 8 5/8 ; y 10 ¾ , estos diámetros se toman en cuenta al momento de elegir la broca que se va a usar. Debido que si el barreno es muy delgado debería tenerse mayor volumen de aire, para poder expulsar los detritus de la perforación.
Los barrenos también nos sirven para canalizar por el interior el aire comprimido y el aceite necesario para el enfriamiento y limpieza de los cojinetes, el espesor aproximado de los barrenos es de 1 a 1 ½ pulgadas de espesor, los barrenos tienen un tiempo de vida útil ya que sufre desgaste producto de la abrasividad de las rocas, y si el espesor del barreno disminuye podría debilitarse conduciendo a que se pueda doblar.

- **ESTABILIZADOR:**

Este va colocado encima de la broca con la finalidad de impedir una oscilación y pandeo de los barrenos, los estabilizadores pueden ser de rodillos o de paletas, en la empresa actualmente se usan estabilizadores de rodillos que tienen una longitud de 36 pulgadas. Cuenta con una rosca pin de 6 u 8 beco y la rosca box de 6 5/8 api donde ingresa la broca. La principal ventaja del estabilizador es proporcionar una mayor estabilidad en las paredes del barreno, mayor duración y velocidad de penetración.

- **BROCAS:**

Es la parte más importante de la perforación, pues mucho depende del precio, la vida útil de la broca y la velocidad de penetración para tener en cuenta los costos de la operación unitaria de perforación.

- ✓ Las partes principales de una broca son:
- ✓ La espiga o conexión macho que tiene una rosca 6 5/8 API
- ✓ Hombro de la espiga
- ✓ Pata del cono que incluye el faldón
- ✓ Los conos
- ✓ Insertos exteriores, intermedios e interiores o de nariz
- ✓ Boquilla o jet

- **GUIADOR:**

Es el accesorio que va a la base del perforador y es como su nombre lo indica, guía al barreno y a la vez permite llevar las paredes de los huecos más estables.

### *3.3.4 Variables de perforación*

Entre las principales variables que influyen en las perforadoras tenemos:

1- Pull down : ( presión hidraúlica )

Es la fuerza que transmite la perforadora mediante la columna de perforación sobre el terreno.

Para poder penetrar la roca, la carga impuesta por el diente de un cono de la broca, debe exceder la resistencia a la comprensión de la roca. Al aumentar la presión sobre la broca, casi siempre aumenta el promedio de penetración

| | | | |
|---|---|---|---|
| Roca suave | 400 lbs/pulg.$^2$ | = | 70,000 Libras |
| Roca dureza media | 600 lbs/pulg.$^2$ | = | 80,000 Libras |
| Roca dura | 700-800 lbs/pulg.$^2$ | = | 100,000 Libras |

Es muy importante tener en consideración el peso de la máquina.

2- Velocidad de rotación :

Son las R.P.M. (revoluciones por minuto) del barreno, ésta es una variable muy importante en la perforación para conseguir una mayor penetración.

La velocidad de rotación, deberá ser aplicada según el tipo de roca en la que se esta trabajando. Para lograr mejores resultados, tanto en el avance como en el promedio de la vida de la broca no se deberá de abusar del R.P.M., por que esto provoca un desgaste prematuro de los insertos.
Es recomendable

| | | |
|---|---|---|
| > R.P.M. y < Pull Down | = | Rocas blandas |
| < R.P.M. y > Pull Down | = | Rocas duras |

Varía entre 50 - 70 R.P.M.

3- Caudal y presión de aire :

Presión de aire de barrido de detritus se expresa en libras/pulgada$^2$ y fluctúa de 55 a 110 lbs/pulg$^2$ (PSI).

Para poder expulsar los distritus del taladro que se perfora se requiere de un compresor que normalmente se especifica a 1,450 pies$^3$ de capacidad que genera un volumen de aire capaz de barrer el material fragmentado a una velocidad de 6,941 pies/minuto.

$$Q = \frac{V\,(D^2 - d^2)}{183.35}$$

Q = Volumen efectivo del compresor

V = Velocidad de barrido en pies/minuto

D = Diámetro exterior de la broca

d = Diámetro exterior del barreno de perforación.

La velocidad de barrido :

$$V = \frac{Q \times 183.35}{(D^2 - d^2)}$$

El valor efectivo de Q es la capacidad especificada de 1,450 pies$^3$ (CFM) por el factor de corrección de altura para 800 m.s.n.m. que es 0.91 % y por el factor de conección del compresor por temperatura que es 0.99 % .

Es decir 1,450 x (0.91)(0.99), esto nos da un volumen efectivo del compresor de 1,306 CFM (pies$^3$).

El diámetro de la broca es de 12 1/4" y del barreno de 10 3/4" para el caso de BE-61R y GD-100.

Reemplazado en la fórmula anterior obtenemos la velocidad anular de :

$$V = \frac{1306 \times 183.35}{(12.25^2 - 10.75^2} = \frac{239,455.1}{150.06 - 115.56} = \frac{239,455.1}{34.5}$$

V = 6,941 pies/min (Velocidad de barrido del detritus)

Igualmente para el caso de la BE50R con diámetro de broca de 11" y 9 1/4":

$$V = \frac{1306 * 183{,}35}{(11^2 - 9.25^2)} = \frac{239\,455{,}1}{(121 - 85.56)} = \frac{239\,455{,}1}{35.44}$$

V = 6,756 pies/minuto (Velocidad de barrido del detritus)

Las velocidades mínimas requeridas para perforación en zonas no cupriferas son:

Para Desmonte = 6,000 pies/minuto
Para Mineral = 7,000 pies/minuto

La perforación se realiza con perforadoras eléctricas rotativas de tríconos, con las siguientes características y parámetros de perforación.

| | *Producción* | *Pre-Corte* |
|---|---|---|
| **Diámetro de broca** | 12 ¼" | 9 7/8" |
| **Diámetro de barreno** | 10 ¾" | 8 5/8" |
| **Longitud de barreno** | 22 – 33 pies | 27' 9" |
| **Tipo de Perforación** | Single Pass | Multi Pass |
| **Pull down** | 60000 – 65000 lbs | 60000 lbs |
| **CFM** | 1200 – 1350 | 1200 – 1300 |
| **RPM** | 40 - 70 | 40 - 70 |
| **Velocidad de barrido** | 6500 – 7000 | 6500 - 7000 |

### *3.3.5 Rendimiento de los equipos de perforación*

La disponibilidad mecánica es uno de los factores que se encuentra en el nivel mas bajo (84 % promedio), lo que incide en la baja utilización de tiempo total.

Se observa que en los turnos de noche se incrementa las horas efectivas, debido que en el turno de día mayormente se realiza el desplazamiento de una zona a otra y las mayores reparaciones, inspecciones, mantenimiento, lubricación.

Así mismo, se ha registrado que el rendimiento por hora efectiva es mayor en turnos de noche, este aspecto debe ser tomado en cuenta para mejorar el rendimiento en turnos de día.

En el tipo de perforación multi pass, la distribución porcentual del tiempo efectivo promedio es:

- En tiempo neto de perforación. 67 %
- En traslado de un taladro a otro. 15 %
- En desacople de barra. 6%
- En acople de barra. 5 %
- En extracción de barra. 4 %
- En barrido de taladro. 3 %

En el tipo de perforación single pass, la distribución porcentual del tiempo efectivo promedio es:

- En tiempo neto de perforación. 75 %
- En traslado de un taladro a otro. 15 %
- En extracción de barra. 5 %
- En barrido de taladro. 5 %

Factor de perforabilidad en tls/pie perforado

| MATERIAL | TLS/PIE |
|---|---|
| Encapado de roca | 51.0 |
| Desmonte | 51.0 |
| Baja ley | 33.6 |
| Mineral primario | 33.6 |
| Mineral oxidado | 41.7 |
| Mineral transicional | 41.7 |
| Cuarcita | 13.2 |

### *3.3.6 Evolución del Diámetro de perforación*

SHOUGANG HIERRO PERU S.A.A.
Evolución del diámetro de perforación
Densidad de nitrato: 0.68 gr/cc

| Parámetros | Unidades | Material | 9 pulgadas | 9 7/8" | 10 5/8" | 11 pulgadas | 12 1/4" |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | pies | E.R./Des. | 21 * 21 | 23 * 23 | 24 * 24 | 25 * 25 | 28 * 28 |
| Malla | pies | Mo/To | 16 * 16 | 18 * 18 | 19 * 19 | 20 * 20 | 22 *22 |
| | pies | Po | 13 * 13 | 15 * 15 | 16 * 16 | 16 * 16 | 18 * 18 |
| Factor | Lbs/t | E.R./Des. | 0.39 | 0.37 | 0.36 | 0.34 | 0.31 |
| de | Lbs/t | Mo/To | 0.61 | 0.54 | 0.54 | 0.54 | 0.48 |
| Potencia | Lbs/t | Po | 0.85 | 0.75 | 0.74 | 0.77 | 0.7 |
| Factor | t/pie | E.R./Des. | 29 | 35 | 38 | 41 | 51 |
| de | t/pie | Mo/To | 22 | 28 | 31 | 34 | 41 |
| Perforabilidad | t/pie | Po | 17 | 22 | 25 | 25 | 32 |
| Tonelaje | t/taladro | E.R./Des. | 1327 | 1588 | 1727 | 1871 | 2341 |
| por | t/taladro | Mo/To | 1008 | 1271 | 1413 | 1563 | 1885 |
| Taladro | t/taladro | Po | 768 | 1016 | 1152 | 1152 | 1452 |

### *3.3.7 Performance de los accesorios de perforación*

**Análisis de desgastes**

Esta modalidad de análisis es muy importante ya que nos ofrece una buena información de lo que realmente está pasando en la perforación, el estudio de los desgastes ocasionados en una broca que ha terminado su vida útil, nos puede indicar si durante la perforación se están utilizando parámetros correctos, brocas adecuadas, si el equipo está perforando bien, con suficiente aire, si se está operando adecuadamente, etc.

Normalmente cuando los desgastes principales afectan a la estructura de corte o conos de la broca, como por ejemplo:

- Desgaste plano de los dientes o insertos.
- Dientes o insertos astillados.
- Dientes o insertos machucados.
- Dientes o insertos rotos.

- Dientes y/o insertos de calibre redondeados.

Se debe principalmente a una deficiente utilización de los parámetros de perforación (velocidad de rotación y presión hidráulicas) versus los tipos de rocas que se están perforando. O la utilización de una broca que no es adecuada para el tipo de terreno que se está trabajando.

Normalmente cuando los desgastes principales afectan cojinete, faldones y/o en forma irregular a ciertas partes de la estructura de corte, como por ejemplo:

- Desgaste del cojinete.
- Obstrucción del conducto de aire.
- Desgaste del faldón de la pata.
- Desgaste central.
- Desgaste del cuerpo.
- Desgaste excéntricos.

Se debe principalmente a problemas en los equipos perforadores, los cuales pueden catalogarse como problemas inherentes al equipo (baja capacidad de aire y problemas mecánicos que son ocasionados por un mantenimiento insuficiente y/o deficiente).

El aire cumple en la perforación dos funciones principales, para los cuales se debe tener caudal y presión suficientes. La primera es refrigerar y lubricar el cojinete de la broca; la segunda función es la de limpiar el hueco de perforación, es decir, extraer hacia la superficie los detritus producidos al penetrar las brocas, para evitar que estos lo desgasten o atoren.
Para esta misión se necesita principalmente una cantidad de aire que sea capaz de producir una velocidad anular mínima de 6,500 a 7,000 pies por minuto, para minería no cuprífera.
Vida promedio:

- Barreno 77000 pies
- Estabilizadores 48000 pies
- Guiador 60000 pies

| | Vida Promedio (pies) | | |
|---|---|---|---|
| *Tipo terreno* | *Broca A* | *Broca B* | *Broca C* |
| **MO/TO** | 6200 | 4500 | 4500 |
| **Encapado roca** | 9800 | 5200 | 6000 |
| **Desmonte / baja ley** | 8000 | 4000 | 4500 |
| **Primario Normal** | 7500 | 3500 | 4500 |
| **Primario Refractario** | 4300 | 3000 | 3000 |
| **Cuarcita** | 1000 | - | - |

Para mejorar la eficiencia de nuestra flota de perforación y reducir los costos de operación en esta función, se realizó un estudio técnico, considerando la situación actual de la flota y la reciente adquisición de una flota de 4 perforadoras BE-61R, a partir de lo cual se ha tomado las siguientes acciones

- Uniformizar las líneas de perforación de producción a 12 1/4 "
- Uniformizar líneas de perforación del Multi Pass a Single Pass.
  Para lo cual se ha modificando el seguro de portabarreno y se ha adquirido barrenos de 22 y 33 pies.
- Reparación del sistema hidráulico (banco hidráulico y motor hidráulico), evaluación del compresor principal de las perforadoras, etc.

### *3.4 Perforación secundaria:*

La perforación secundaria se realiza con perforadoras rotopercutivas con martillos en cabeza, contando actualmente con los siguientes equipos

- 1 perforadora Rock Drill de 2 ½" de diámetro.
- 1 perforadora Tamrock de 2" de diámetro.
- 1 camión Jumbo de 2 ½ de diámetro.
- 5 perforadoras manuales de 1" de diámetro.

### 3.5 *Conclusiones*

- La eficiencia dentro de la función de perforación esta basado en :

- Zoneamiento de la minas
- Selección del equipo adecuado
- Control de parámetros de perforación como : pull down, presión de aire y R.P.M.
- Control en las líneas de perforación con un CFM adecuado
- Buen performance de los accesorios de perforación y la evaluación por costos $/pie
- Operadores calificados.

- Para optimizar se necesita mejorar la eficiencia de la flota de perforación y reducir los costos de operación, debido a :

- Uniformizar las líneas de perforación de producción a 12 $^{1/4"}$.
- Uniformizar líneas de perforación del Multi-Pass a Single-Pass.
- Se ha analizado que el rendimiento por hora efectiva es mayor en turnos de noche, este aspecto debe ser tomado en cuenta para mejorar el rendimiento en turnos de día.

# 4. VOLADURA

## *4.1 INTRODUCCION*

En el ámbito de los explosivos a granel tenemos como punto de partida al ANFO, que fue desarrollado para la voladura de taladros secos y de roca medianamente dura.
Esto fue seguido por el desarrollo de productos para taladros con agua, basados en la tecnología de los acuageles, inicialmente, y luego en las características de las Emulsiones y ANFO PESADO.
La flexibilidad de fabricar in situ distintas mezclas explosivas, junto a la obtención de mayores eficiencias en el carguío, permiten buenos resultados, reduciendo tanto tiempos ociosos como costos, la utilización de las emulsiones para la preparación de Anfos Pesados.
Pensamos que por ser un explosivo de mayor potencia, podríamos obtener mayor calidad de pisos de trabajo, reducción de voladuras secundarias optimizando la función de carguío, acarreo y chancado primario.
Los cuerpos mineralizados de nuestro yacimiento están diaclazados, con diaclazas de gran potencia e intensamente fracturados, generando como consecuencia del fracturamiento pedrones los que en un gran porcentaje están ubicados dentro de la cuadratura de la malla y que no son afectados por los mecanismos de rotura del explosivo y que son desplazados por efectos de la expansión de los gases sin sufrir ninguna deformación.
Otra cantidad significativa de pedrones son generados por las caras libres, de tal forma que en la medida que se reduzca el tamaño de los disparos se incrementará la cantidad de pedrones.
La reducción del tamaño de los disparos incrementa las caras libres y puntas en los extremos de los disparos que no es posible perforar, generando como consecuencia toes y pisos altos que dificultan el trabajo de las Palas.
Este fenómeno de disparos pequeños va a continuar, mientras persistan las exigencias de mineral para abastecer las Plantas en San Nicolás y nuestros equipos no estén en condiciones óptimas de operación.
Con el objeto de mejorar la calidad de los disparos primarios y por las características del mineral se hacía necesario emplear un explosivo de mayor potencia.

En Febrero del 1,996 se hicieron modificaciones en la columna explosiva, dividiendo ésta en tres secciones y usando 40% de explosivo aluminizado al 10% y el restante 60% aluminizado al 5%, obteniendo resultados aceptables.
Debido a la reducción del tamaño de los disparos por necesidad de producción y en otros casos por encajonamiento de las Minas, no es posible realizar disparos de frentes amplios y es así que casi el 30% del disparo lo esta cubriendo la base del trapecio de salida del disparo, que es la zona de mayor dificultad del disparo y donde en su mayor porcentaje se generan pisos altos.
A partir de Enero de 1,997 se han hecho cambios, se mantiene la columna explosiva dividida en tres partes con aluminio total al 10%, con este cambio se ha conseguido desplazar un poco mas el material disparado en algunos casos, sacando mas del 50% fuera de la cuadratura del proyecto perforado, facilitando la remoción de los pedrones y una mejora en los pisos.

### *4.2 Historia:*

La historia de los explosivos, se remonta al siglo XIII con el descubrimiento de la pólvora negra. La que se mantuvo por varios siglos como el único explosivo conocido, representando la primera época en el desarrollo de los explosivos.
En 1,860, el físico danés Alfred Nobel descubre la dinamita, iniciando así la segunda época de los explosivos.
Esta época, se caracteriza por un gran desarrollo, culminando con los explosivos acuosos, slurries o iregeles. Junto con las mezclas acuosas, se desarrolló el explosivo seco (ANFO).
La tercera época de los explosivos está representada por el ANFO PESADO, el que en sus inicios se empleaban para los trabajos con presencia de agua y en la actualidad se ha generalizado su uso por su facilidad de conseguir mezclas de porcentajes variados de ANFO EMULSIÓN.

### *4.3 Concepto de una voladura optima*

Al seleccionar un explosivo, es necesario considerar el concepto de voladura óptima, que abarca la voladura, carguío, transporte y chancado del mineral.

Al optimizar una voladura, debe considerarse el efecto de ella sobre las siguientes etapas de procesamiento del mineral.

Por ejemplo, un menor costo en explosivos (menor fragmentación), puede producir un mayor costo en el carguío, transporte, y chancado, a través de una menor eficiencia y un mayor desgaste en las palas, vehículos de transporte y chancadoras. El menor costo que se puede obtener en explosivos, puede producir en las etapas posteriores un mayor costo varias veces el ahorro producido inicialmente.

### *4.4 Parámetros de voladura*

Los parámetros de la voladura se clasifican en variables controlables y variables no controlables.

#### *I. Variables controlables*

En el grupo de variables controlables tenemos:

a) Variables geométricas

| *Variables* | *Unid.* | *M.O.* | *M.T.* | *M.P.* | *Qz* | *Desmonte* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| ***Diámetro de barreno*** | Pulg. | 12 ¼ | 12 ¼ | 12 ¼ | 9 7/8 | 12 ¼ |
| ***Altura de banco*** | m. | 12 | 12 | 12 | 6 | 12 |
| ***Inclinación barreno*** | Grados | 90° | 90° | 90° | 90° | 90° |
| ***Taco o retaco*** | Pie | 22 | 22 | 19 | 7 | 26 |
| ***Sobreperforación*** | Pie | 6 | 6 | 6 | 6 | 7 |
| ***Malla Cuadrada (B*S)*** | Pie | 22*22 | 22*22 | 18*18 | 15*15 | 30*30 |
| ***Malla alterna (B*S)*** | Pie | 17*28 | 17*28 | 13*25 | ------- | 23*34 |

B = Burden ( pies)

S = Espaciamiento (pies)

**Tipo de material:**

M.O. = Mineral Oxidado (Hematita $Fe_2O_3$)

M.P. = Mineral Primario (Magnetita $Fe_3O_4$)

M.T. = Mineral Transicional (Hematica $Fe_2O_3$)

Qz. = Cuarcita.

***b) Variable químico-físico del explosivo***

1. Mezclas explosivas:

   ANFO = Anfo sin aluminio para encapado de roca y desmonte
   ANFO-AL = Anfo aluminizado al 10% para mineral

2. Factor de potencia presupuestado (libras de explosivo/toneladas rotas)

   - Encapado de roca = 0.40
   - Desmonte = 0.40
   - Baja ley = 0.69
   - Mineral Oxidado = 0.50
   - Mineral Transicional = 0.50
   - Mineral Primario = 0.70
   - Cuarcita = 1.00

3. Iniciación y cebado : En los taladros de producción se realiza con booster de 1 libra y en taladros de pre-corte con tunex.

4. Carguío de taladros: se realiza de la siguiente manera:
   - Los taladros correspondientes a la cresta y al toe se cargan solamente con el taco final, sin tacos intermedios.
   - Los taladros que corresponden a producción (intermedios) se cargan de acuerdo a las dificultades y/o problemas estructurales que presenta la zona.

5. Tiempos de retardo y secuencia de encendido: se utilizan tiempos de retardo dentro del taladro (Fulminante antiestático no eléctrico) del número 1 al número 16, con retardos de 25 milisegundos entre números, y también de

retardos de superficie en algunos casos con tiempo de retardo de 25 a 50 milisegundos.

***II. Variables no controlables:***

Son las propiedades de los macizos rocosos y las que más influyen en el diseño de voladura, y son los siguientes:

- Resistencias dinámicas de las rocas.
- Espaciamiento y orientación de las discontinuidades.
- Litologías y potencia de los estratos.
- Velocidades de propagación de las ondas
- Propiedades elásticas de las rocas.
- Tipos de relleno y apertura de las discontinuidades.
- Indices de anisotropía y heterogenuidad de los macizos rocosos, etc.

### *4.5 Explosivos y accesorios empleados en la voladura*

*Explosivos usados en Shougang Hierro Perú*: Actualmente en Marcona se utiliza el ANFO para el material estéril y ANFO ALUMINIZADO para el mineral de Hierro.

**AN/FO**: Nitrato de Amonio (AN = Ammonium Nitrate), como se es altamente soluble en el agua y muy oxidante durante la detonación; al mezclarse AN proporcionalmente con el petróleo Diesel #2 (FO = Fuel Oil), forman el tradicional AN/FO de preferencia para taladros secos, como es el caso de Marcona.

- $2NH_4NO_3 + CH_2 \longrightarrow 2N_2 + CO + 5H_2O + 761$ Kcal / Kg
  ( 92 % ) (8 %)
- $3NH_4NO_3 + CH_2 \longrightarrow 3N_2 + CO_2 + 7H_2O + 900$ Kcal / Kg
  (94.4 %) (5.6 %)
- $5NH_4NO_3 + CH_2 \longrightarrow 4N_2 + NO + CO_2 + 11H_2O + 550$ Kcal / Kg
  (96.6 %) (3.4 %)

De éstas ecuaciones, se puede afirmar que el mayor rendimiento del AN/FO es con 5.6 % de FO ( en la práctica es 6 % de FO ) y también se deduce que los más perjudicial es el defecto que el exceso de FO. Por otro lado; hay más de 25 variables que intervienen en el rendimiento del AN/FO.

**AL/AN/FO:** Se obtiene adicionando Aluminio ( AL ) al AN/FO. Es decir:

- $6NH_4NO_3 + CH_2 + 2AL \longrightarrow 6N_3 + CO_2 + AL_2O_3 + 13H_2O + 1320$ Kcal / Kg
  ( 87 % ) (3 %) (10%)

En la ecuación se ve que al añadir AL al AN/FO, la energía liberada, se incrementa en proporción al porcentaje de AL. El porcentaje máximo de aluminio que se puede incrementar es cercano a 25 % de AL; pues a mayor porcentaje a la cifra indicada, la energía liberada empezará a descender.

***Accesorios de voladura***: Para la voladura en Marcona usamos los siguientes accesorios:

Booster
Conectores de retardo MS – 25
Conectores de retardo MS – 35
Conectores de retardo MS – 50
Fulminante eléctrico N° 8
Dinamita
Mecha lenta
Cordón detonante 3G, 5G, 5GR
Cordón tunex 80G
Alambre trenzado N° 20

| | |
|---|---|
| Fulminante antiestático N°1 | 25 ms |
| Fulminante antiestático N°2 | 50 ms |
| Fulminante antiestático N°3 | 75 ms |
| Fulminante antiestático N°4 | 100 ms |
| Fulminante antiestático N°5 | 125ms |
| Fulminante antiestático N°6 | 150 ms |

| | |
|---|---|
| Fulminante antiestático N°7 | 175 ms |
| Fulminante antiestático N°8 | 200 ms |
| Fulminante antiestático N°9 | 250 ms |
| Fulminante antiestático N°10 | 300 ms |
| Fulminante antiestático N°11 | 350 ms |
| Fulminante antiestático N°12 | 400 ms |
| Fulminante antiestático N°13 | 450 ms |
| Fulminante antiestático N°14 | 500 ms |
| Fulminante antiestático N°15 | 575 ms |
| Fulminante antiestático N°16 | 650 ms |

### *4.5.1 Problemas que se generan en nuestra voladura*

1. Pedrones preformados.
2. Pisos altos o irregulares (toes).
3. Estabilidad de talud (en zonas de fracturamiento).

Las causas que generan estos problemas son:

- Cambio litológico brusco, como es de mineral y estéril (rocas encajonantes y dique de diversa composición), donde los barrenos atraviesan estas formaciones, en la cual se produce una gran pérdida de energía, asociados con la caída de presión y escape de los gases al producirse deformaciones rápidas de los materiales blandos.
- Bolas dentro de una matriz menos dura, conocido también como pedrones preformados por causas texturales y estructurales.
- Los sobre rompimientos se producen cuando un diseño da resultados satisfactorios en un macizo rocoso homogéneo y competente, que no son de igual resultado en una roca fuertemente fracturada.

  De igual manera cuando la resistencia del material sea menor a la resistencia a la tracción, por lo cual se producen cráteres en la cresta y los sobrerompimientos en el frente.

  También la orientación de las estructuras geológicas respecto del contorno final influyen en la producción de sobrerompimientos y/o fragmentos sueltos en el frente de talud. A

ello también agregamos la frecuencia de fallas estructurales, que influyen en los sobrerompimientos, fragmentos inestables en el frente y fracturamiento de la cresta.

***Características de la Mineralización y Dificultades que éstas Ocasionan en la Voladura.-***

El mineral primario (sulfuro) está compuesto principalmente de magnetita, actinolita y pirita y en menor proporción cuarcita y calcita, por secuencia paragenética.
El mineral presenta variada textura, desde cristalizada a cristalina, micro cristalina y masiva, resultado de las condiciones existente durante su deposición.

Tanto la zona del mineral, como las rocas encajonantes, diversos diques y sill (caballos), que intruyen el cuerpo del mineral se encuentran afectados por desplazamientos (fallas) y fracturamientos, consecuencias de 3 sistemas principales de fallamiento (pre y post mineral), aspecto estructural complicado aún más por los fenómenos tectónicos actuales.

Todo este panorama estructural determina que, tanto las rocas encajonantes como el cuerpo de mineral presenta variadas características de consistencia, homogeneidad y resistencia a la voladura, porque se tiene rocas homogéneas, fracturas y en menor proporción trituradas, además de las zonas de contacto de roca encajonante y diques con el cuerpo de mineral.

En la voladura, estás características estructurales, ocasionan pérdidas de energía y gases por las fisuras y fracturas, o por las zonas blandas cuando los taladros atraviesan una zona de contacto de mineral y desmonte.

También se presentan algunos casos, la formación de pedrones pre-existentes, por fracturamiento, al circunscribirse éstas dentro de la malla de perforación.

### *4.6 Diseño de precorte*

La inestabilidad en la roca competente puede ser dividida en dos tipos: natural e inducida. La primera resulta de un desequilibrio geométrico entre las discontinuidades en el macizo rocoso y la superficie de la tierra. La segunda es introducida dentro de la roca, superpuesta

sobre las discontinuidades existentes, debido al proceso de excavación. Las excavaciones en roca competente deben ser diseñadas para minimizar ambos tipos de inestabilidad al optimizar todos los aspectos del diseño de talud, y los métodos y prácticas de excavación.

La realización de voladuras en proximidad al perímetro de las minas a tajo abierto puede exacerbar los problemas de estabilidad en la pared final. En un esfuerzo para mejorar la estabilidad del talud y la integridad de la pared final, la aplicación de voladura de precorte es frecuentemente llevado a cabo como una forma de minimizar el daño que pueda ocurrir detrás de la zona volada. Este estudio investiga las técnicas de pre-corte actualmente aplicadas en minas a cielo abierto de gran tamaño, y métodos para el diseño de voladura de pre-corte. Esto también examina la información disponible sobre el efecto de la estructura geológica insitu sobre el rendimiento de voladuras de pre-corte.
Sin embargo, según Matheson (1986), la inestabilidad inducida puede ser causada ya sea por el proceso de excavación, o por los cambios en los esfuerzos principales que resultan como consecuencia de la remoción de la roca. Ambos procesos deben ser reconocidos como causas potenciales importantes de la inestabilidad en las minas a cielo abierto a gran tamaño.
Además, el pre-corte no es considerado como el único método, ni necesariamente él del costo más optimizado, para lograr un buen control sobre las paredes en grandes minas a cielo abierto. Las técnicas de voladura amortiguada, utilizando perforaciones de diámetro reducido, sin la necesidad de voladuras separadas, son frecuentemente preferidas, y aún dejan media cañas, las cuales aumentan la percepción del control de daño.

### *4.6.1 Objetivos de precorte*

El resultado deseado en una voladura de pre-corte es él de desarrollar un plano de debilidad entre una serie de barrenos estrechamente espaciados, mientras controlando el nivel y extensión del daño producido por los barrenos en la roca circundante. Usualmente otro objetivo importante es él de producir una superficie plana mostrando las "medias cañas" de todos los barrenos del pre-corte, a lo largo completo de su longitud. Existen diferentes puntos de vistas con respecto a los beneficios obtenidos de la superficie plana del pre-corte, incluyendo:

- Formación de la cara del banco final más estable.
- Creación de un límite final de excavación para los excavadores.

- Lograr cumplir con el diseño de la berma de seguridad.
- Aumento en la percepción de la seguridad de operadores y maquinarias.

Los beneficios del pre-corte en términos de la estabilidad de la cara final de los bancos, pueden ser difícil de evaluar. La creación de un plano liso no significa necesariamente que la roca en la pared final haya sido aislada del daño provocado por voladura. Además, no se debería asumir que la falta de medias cañas indique una voladura de baja calidad, y la falta de presencia de media cañas no indica que la voladura haya sido sin beneficio.

La capacidad de discontinuidad, inducida por el pre-corte, para atenuar la vibración de voladura, o ventilar los gases explosivos producidos, depende mucho de la naturaleza de la misma discontinuidad. Las vibraciones de la explosión se atenuarán más rápidamente cuando pasan a través de grietas abiertas y limpias.

Langerfors & Kihlstrom (1978) informan que un beneficio del pre-corte es la formación de una fisura la cual protege hasta cierto grado, el macizo rocoso detrás de ella, de las vibraciones en las voladuras de producción. Agregan que éste efecto es más notorio en los tipos de roca blanda, donde se pueden formar fisuras más abiertas como consecuencia del pre-corte.

### *4.6.2 Propiedades de la roca*

Como es le caso en todas las aplicaciones de voladuras en roca, la geología local ejerce una fuerte influencia sobre la calidad de la voladura de pre-corte, y sobre la uniformidad de la superficie de la cara del banco resultante. Particularmente importante es la frecuencia del fracturamiento natural y diaclasas junto con la orientación de éstas discontinuidades con respecto al alineamiento de la superficie final planificada. También es de importancia la implementación del diseño de pre-corte apropiado, tomando en cuenta la resistencia de la roca y la energía disponible en el explosivo, y el diseño de la voladura de desquinche destinada a fracturar la roca hasta, exponer la superficie del pre-corte.

Es poco probable que sea eficiente en términos de costo, intentar realizar un pre-corte en macizos rocosos débiles o fuertemente estructuradas. Tales macizos requieren una alta densidad de perforación de barrenos muy ligeramente cargados. Aún bajo estas circunstancias, los equipos de excavación probablemente podrán excavar más allá de la línea de pre-corte creando una percepción marcada de que el pre-corte no haya logrado un propósito útil.

### *1. Parámetros de resistencia*

El propósito principal de la voladura de pre-corte es él de formar un plano de fallamiento por tracción entre barrenos adyacentes. Para minimizar el daño detrás y alrededor de los barrenos del pre-corte, la carga explosiva puesta en los barrenos del pre-corte no debe exceder la resistencia a la tracción más de lo necesario para producir un plano de fracturamiento bien definido. En la práctica, presiones de barreno muy bajas, aproximadamente equivalente a la resistencia a la tracción de la roca, pueden ser utilizadas en conjunto con muy bajo espaciamiento entre los barrenos para producir una superficie excepcionalmente limpia y lisa en roca competente. Tales prácticas son extremadamente costosas debido a la intensidad de perforación que se requiere, y la mayoría de las operaciones mineras de cielo abierto prefieren operar con presiones de barrenos más altas y con mayor espaciamiento entre barrenos.

La resistencia a la compresión en roca siempre es mucho más alta que la resistencia a la tracción, y una superficie de pre-corte exitosa puede lograrse con una presión de barreno equivalente a mas o menos 1 ½ o 2 veces la resistencia a la compresión de la roca. Estas presiones aún son más bajas que la presión producida por un explosivo de baja densidad, completamente acoplada, y el daño alrededor de la roca es aún mínimo. La resistencia a la compresión y la tracción para la mayoría de las rocas, varía entre 8:1 a 15:1, y la teoría extendida de Griffith sugiere que la relación es de 12:1.

### *2. Controles estructurales*

La naturaleza y orientación de discontinuidades dentro del macizo rocoso son parámetros críticos para el éxito del pre-corte. Si la pared final es intrínsicamente inestable, debido a una tendencia de formar cuñas o fallas aplanadas, el pre-corte no tendrá ninguna influencia beneficial. Mientras aumenta la frecuencia de discontinuidades entre los barrenos del precorte, la probabilidad de formar exitosamente un plano continuo entre los barrenos está reducido. Con el perfil de la pared final controlada, hasta cierto punto, por estructura insitu, la calidad, en términos de apariencia y estabilidad de bloques, del resultado de pre-corte será afectada.

Las discontinuidades en el macizo rocoso podrán ocurrir en la forma de diaclasas, estratos, clivaje, planos de foliación, fallas, y zonas de cizallaje. La naturaleza de las discontinuidades es también importante, con fracturas inducidas por voladura capaces de propagarse a

través de las que están limpias y abiertas. Los tres principales aspectos de estructuras que afectan la calidad del pre-corte son las siguientes:

- La frecuencia de las estructuras a través de la línea de pre-corte;
- El ángulo formado entre la línea de pre-corte y las estructuras;
- El grado de apertura o relleno de las estructuras.

Worsey (1987) concluyó que las estructuras con relleno tenían un efecto perjudicial en el resultado del pre-corte, al reducir la separación óptima entre barrenos, junto con una pérdida de calidad y uniformidad del perfil de excavación.
Teóricamente (Kutter & Kulozik, 1990 ), la calidad de las superficies del pre-corte se ven afectadas por la frecuencia de estructuras, la coeficiente de fricción de las interfaces de las estructuras, y el ángulo relativo entre estructuras y pre-corte de la siguiente manera:

- Aumento en la frecuencia de las discontinuidades reducirá la calidad del pre-corte;
- Las discontinuidades no paralelas, o perpendiculares, a la línea de pre-corte reducirá la calidad del mismo; y
- La coeficiente de fricción menor de la discontinuidad reducirá la calidad del pre-corte.

### *4.6.3 Diámetro del barreno*

Es ampliamente reconocido que para prácticas óptimas de pre-corte, son preferibles los barrenos de diámetro más pequeños. Es muy poco frecuente ver voladuras de pre-corte efectivas perforadas con barrenos de gran diámetro, siendo la excepción principal en minas de carbón a tajo abierto en roca masiva y sedimentaria, y con bancos de altura de 15 m, generalmente utilizan perforaciones de diámetro reducido (entre un rango de 102 mm y 200 mm) para lograr un pre-corte efectivo. El uso de equipo de perforación dedicado para la producción, desquinche, y voladuras de pre-corte, es común hoy en día, y se le considera como la mejor práctica posible.
No siempre es deseable perforar una voladura de pre-corte con barrenos de diámetro pequeño ya que muchas veces cuesta lograr el nivel alto de precisión en la perforación necesario para lograr un buen pre-corte. Esto es especialmente el caso en macizos rocosos con un alto grado de estructura, cuando se requiere perforar barrenos fuera del vertcal. La desviación al fondo del barreno es mayor cuando se perfora con diámetros pequeños.

El beneficio principal del uso de un barreno de gran diámetro es la posibilidad otorgada de aumentar el espaciamiento entre barrenos del pre-corte, lo cual generalmente se logra.

### *4.6.4 Espaciamiento de perforación*

La literatura revela una tendencia fundamental en la implementación de la tecnología moderna de pre-corte, formas de hacer el pre-corte más efectivo en cuanto a sus costos, ya sea reduciendo las cargas explosivas o aumentando el espaciamiento entre barrenos.
En la minería se busca lograr, caras de banco estables, en forma efectivo en términos de costos, ya que las superficies de las áreas de exposición (caras de los bancos) pueden ser extremadamente extensas. Se puede aumentar el espaciamiento entre barrenos del pre-corte ya sea por la vía de aumentar la presión del barreno en los barrenos del pre-corte, o intensificando el mecanismo de crecimiento preferencia de la grieta que forma el pre-corte. Lo primero es logrado utilizando barrenos de pre-corte de gran diámetros, mientras el segundo se logra por considerar la aplicación de diferentes técnicas de perforación de barrenos, tales como barrenos con ranura vertical, con el propósito de estimular el crecimiento de grietas en la dirección preferencial de la línea de barrenos del pre-corte.
Todas las ecuaciones para calcular espaciamiento entre barrenos de pre-corte sugieren que el valor máximo logrado depende del diámetro del barreno. Con el aumento en el diámetro del barreno, se puede usar cargas explosivas mayores y lograr espaciamientos mayores entre barrenos, mientras aún se mantiene cierto control sobre la presión máxima del barreno y por consecuencia, el daño ocacionado alrededor de la carga en el macizo rocoso. Estos factores sugieren un beneficio marcado en términos de costo para el uso de barrenos de gran diámetro en el pre-corte.

### *4.6.5 Carguío de explosivo de barreno*

Voladura de pre-corte es mejor realizada previa a la perforación de los barrenos de producción. Por lo tanto, el término factor de carga, expresado en términos de $kg/m^3$, no es apropiado, debido a que la carga del pre-corte no está diseñada para fragmentar el volumen de la roca. Debido a que la carga del pre-corte está diseñada para producir una fractura o plano en el macizo rocoso, en términos de $kg/m^2$, es utilizada con frecuencia.
Según los principios básicos de diseño de pre-corte, la presión de barreno requerida para producir una fractura o plano en el macizo rocoso debería exceder la resistencia a la

tracción de la roca pero no la resistencia a la compresión. Avey (1990), por ejemplo informa sobre excelentes resultados obtenidos en cal con una presión de barreno estimada en 20 Mpa. Persson (1994), observa que la presión de barreno frecuentemente usada tanto en voladura de pre-corte como en desquinche se encuentra en un rango de 70 a 150 Mpa, a pesar de que ellos no hacen preferencia ni al tipo, ni a las propiedades de la roca.

### *4.7 Diseño y esquemas de carguío*

#### I. Encapado de roca y desmonte

| | |
|---|---|
| Diámetro de perforación | 12 1/4 " |
| Burden | 8.5 m |
| Espaciamiento | 8.5 m |
| Altura de banco | 12.0 m |
| Sobre-perforación | 2.1 m |
| Profundidad de taladro | 14.1 m |
| Factor de potencia | 181.4 gr/t |
| Tonelaje por taladro | 2340.9 t. |
| Explosivo por taladro | 326.5 kg |
| Altura de carga | 6.1 m |
| Taco | 8.0 m |
| Número de iniciadores | 1.0 |
| Tipo de iniciador | Booster |

#### *II. Encapado de roca de alta dureza: Filita*

| | |
|---|---|
| Diámetro de perforación | 12 1/4 " |
| Burden | 8.5 m |
| Espaciamiento | 8.5 m |
| Altura de banco | 12.0 m |
| Sobre-perforación | 2.1 m |
| Profundidad de taladro | 14.1 m |
| Factor de potencia | 226.8 gr/t |
| Tonelaje por taladro | 2359.9 t. |

| | |
|---|---|
| Explosivo por taladro | 409.8 kg |
| Carga de fondo | 346.0 kg FPO – 0 |
| Carga intermedia | 63.9 kg FPO – 0 |
| Altura de carga de fondo | 6.5 m |
| Altura de carga de intermedia | 1.2 m |
| Taco final | 4.0 m |
| Taco intermedio | 2.4 m |
| Número de iniciadores | 2.0 |
| Tipo de iniciador | Booster |

### *III. Mineral Oxidado y transicional: Taladros de cresta*

| | |
|---|---|
| Diámetro de perforación | 12 1/4 " |
| Burden | 6.7 m |
| Espaciamiento | 6.7 m |
| Altura de banco | 12.0 m |
| Sobre-perforación | 1.8 m |
| Profundidad de taladro | 13.8 m |
| Factor de potencia | 226.8 gr/t |
| Tonelaje por taladro | 1888.5 t. |
| Explosivo por taladro | 433.5 kg FPO – 10G |
| Altura de carga | 7.7 m |
| Taco | 6.1m |
| Número de iniciadores | 1.0 |
| Tipo de iniciador | Booster |

### *IV. Mineral oxidado y transicional: Taladros intermedios*

| | |
|---|---|
| Diámetro de perforación | 12 1/4 " |
| Burden | 6.7 m |
| Espaciamiento | 6.7 m |
| Altura de banco | 12.0 m |
| Sobre-perforación | 1.8 m |
| Profundidad de taladro | 13.8 m |

| | |
|---|---|
| Factor de potencia | 226.8 gr/t |
| Tonelaje por taladro | 1888.5 t. |
| Explosivo por taladro | 433.5 kg |
| Carga de fondo | 382.0 kg FPO – 0 |
| Carga intermedia | 51.5 kg FPO – 0 |
| Altura de carga de fondo | 6.8 m |
| Altura de carga de intermedia | 0.9 m |
| Taco final | 3.7 m |
| Taco intermedio | 2.4 m |
| Número de iniciadores | 2.0 |
| Tipo de iniciador | Booster |

### *V. Mineral primario Blando: Taladro de cresta*

| | |
|---|---|
| Diámetro de perforación | 12 1/4 " |
| Burden | 5.5 m |
| Espaciamiento | 5.5 m |
| Altura de banco | 12.0 m |
| Sobre-perforación | 1.8 m |
| Profundidad de taladro | 13.8 m |
| Factor de potencia | 322.0 gr/t |
| Tonelaje por taladro | 1444.8 t. |
| Explosivo por taladro | 450.6 kg |
| Altura de carga | 8.0 m |
| Taco | 5.8 m |
| Número de iniciadores | 1.0 |
| Tipo de iniciador | Booster |

### *VI. Mineral Primario Blando: Taladros intermedios*

| | |
|---|---|
| Diámetro de perforación | 12 1/4 " |
| Burden | 5.5 m |
| Espaciamiento | 5.5 m |
| Altura de banco | 12.0 m |

| | |
|---|---|
| Sobre-perforación | 1.8 m |
| Profundidad de taladro | 13.8 m |
| Factor de potencia | 322.0 gr/t |
| Tonelaje por taladro | 1444.8 t. |
| Explosivo por taladro | 447.2 kg |
| Carga de fondo | 395.7 kg FPO – 0 |
| Carga intermedia | 51.5 kg FPO – 0 |
| Altura de carga de fondo | 7.0 m |
| Altura de carga de intermedia | 0.9 m |
| Taco final | 3.4 m |
| Taco intermedio | 2.5 m |
| Número de iniciadores | 2.0 |
| Tipo de iniciador | Booster |

### *VII. Mineral Primario Duro: Taladro de cresta*

| | |
|---|---|
| Diámetro de perforación | 12 1/4 " |
| Burden | 5.5 m |
| Espaciamiento | 5.5 m |
| Altura de banco | 12.0 m |
| Sobre-perforación | 1.8 m |
| Profundidad de taladro | 13.8 m |
| Factor de potencia | 322.0 gr/t |
| Tonelaje por taladro | 1444.8 t. |
| Explosivo por taladro | 483.9 kg |
| Altura de carga | 8.6 m |
| Taco | 5.2 m |
| Número de iniciadores | 1.0 |
| Tipo de iniciador | Booster |

### *VIII. Mineral Primario Duro: Taladro Intermedios*

| | |
|---|---|
| Diámetro de perforación | 12 1/4 " |
| Burden | 5.5 m |

| | |
|---|---|
| Espaciamiento | 5.5 m |
| Altura de banco | 12.0 m |
| Sobre-perforación | 1.8 m |
| Profundidad de taladro | 13.8 m |
| Factor de potencia | 322.0 gr/t |
| Tonelaje por taladro | 1444.8 t. |
| Explosivo por taladro | 409.7 kg |
| Carga de fondo | 298.2 kg FPO –10G |
| Carga intermedia (a) | 101.3 kg FPO – 10G |
| Carga intermedia (b) | 10.2 kg FPO – 10G |
| Altura de carga de fondo | 5.3 m |
| Altura de carga intermedia (a) | 1.8 m |
| Altura de carga de intermedia (b) | 0.9 m |
| Taco final | 3.1 m |
| Taco intermedio (b) | 1.2 m |
| Taco intermedio (a) | 1.5 m |
| Número de iniciadores | 3.0 |
| Tipo de iniciador | Booster |

### *IX. Pre – Corte en material estéril*

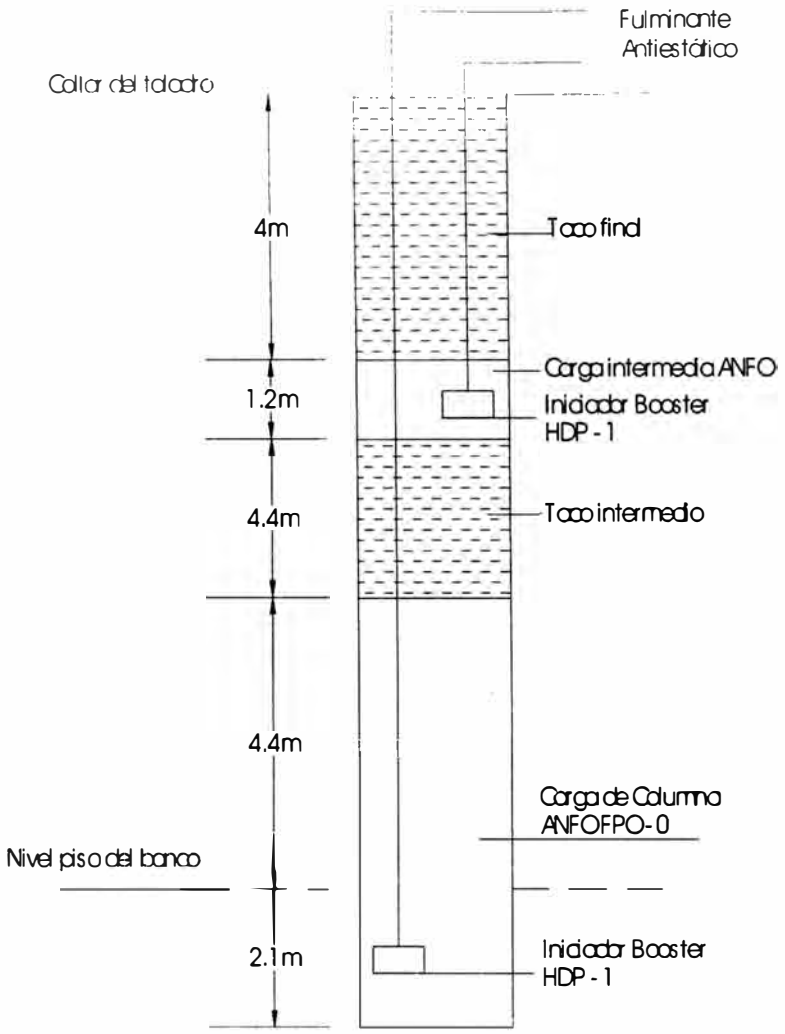
| | |
|---|---|
| Diámetro de perforación | 9 7/8" |
| Espaciamiento cada | 4.3 m |
| Altura de banco | 12.0 m |
| Sobre-perforación | 1.8 m |
| Profundidad de taladro | 13.8 m |
| Explosivo por taladro | 72.6 kg |
| Carga de fondo | 20.8 kg FPO – 0 |
| Cargas intermedias | 10.4 kg FPO – 0 |
| Altura de carga de fondo | 0.6 m |
| Altura de cargas intermedias | 0.3 m |
| Taco final | 2.1 m |
| Taco intermedio (a) | 2.1 m |
| Taco intermedio (b) | 2.1 m |

| | |
|---|---|
| Taco intermedio (c) | 1.8 m |
| Taco intermedio (d) | 1.8 m |
| Taco intermedio (e) | 1.8 m |
| Tipo de iniciador | Tunex |

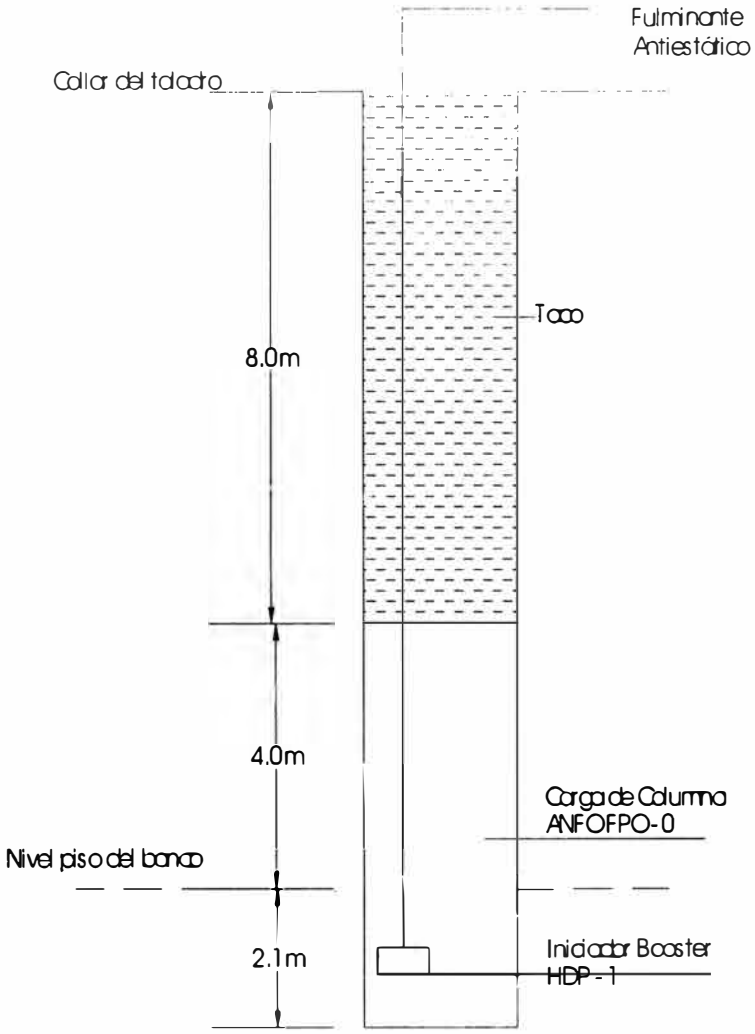
### *X. Pre – Corte en Mineral*

| | |
|---|---|
| Diámetro de perforación | 9 7/8 “ |
| Espaciamiento cada | 4.0 m |
| Altura de banco | 12.0 m |
| Sobre-perforación | 1.5 m |
| Profundidad de taladro | 13.5 m |
| Explosivo por taladro | 72.6 kg |
| Carga de fondo | 20.8 kg FPO – 0 |
| Cargas intermedias | 10.4 kg FPO – 0 |
| Altura de carga de fondo | 0.6 m |
| Altura de cargas intermedias | 0.3 m |
| Taco final | 2.1 m |
| Taco intermedio (a) | 2.1 m |
| Taco intermedio (b) | 1.8 m |
| Taco intermedio (c) | 1.8 m |
| Taco intermedio (d) | 1.8 m |
| Taco intermedio (e) | 1.8 m |
| Tipo de iniciador | Tunex |

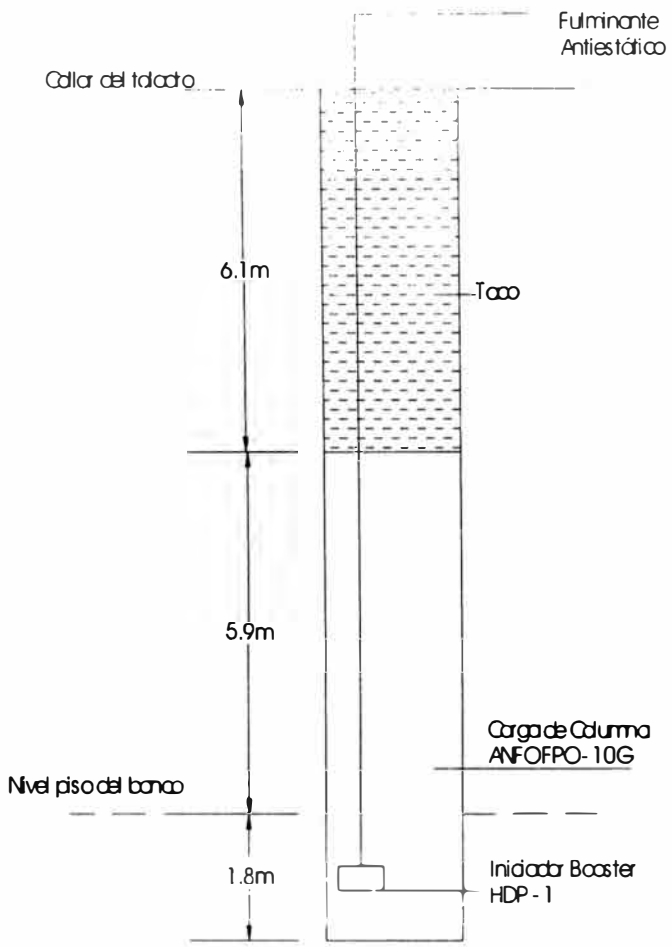
## ESQUEMA DE CARGUIO
## ENCAPADO DE ROCA: FILITA



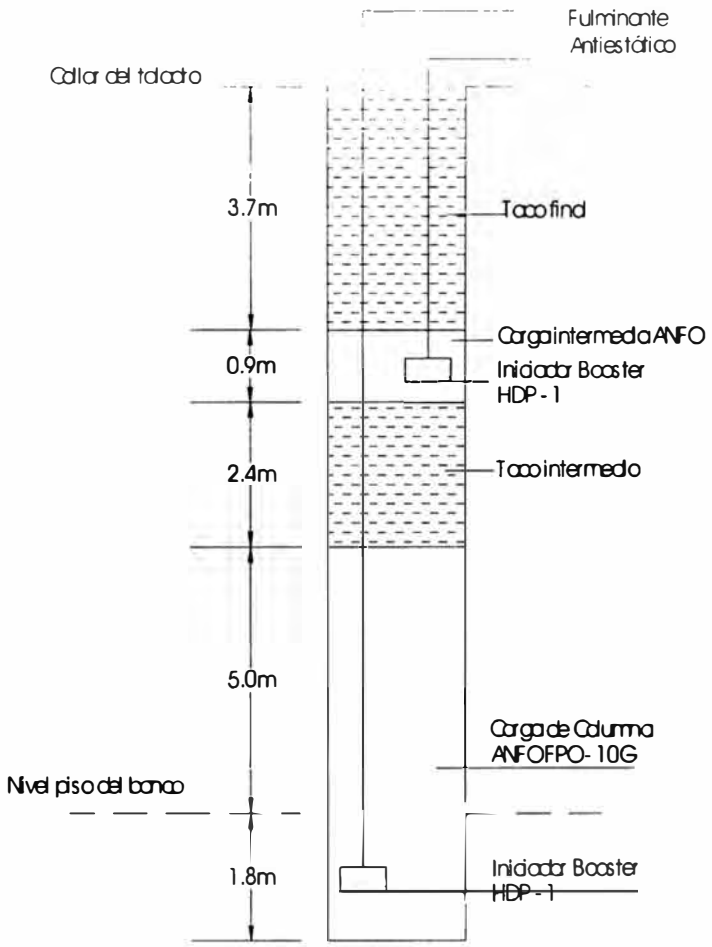

## ESQUEMA DE CARGUIO
## ENCAPADO DE ROCA



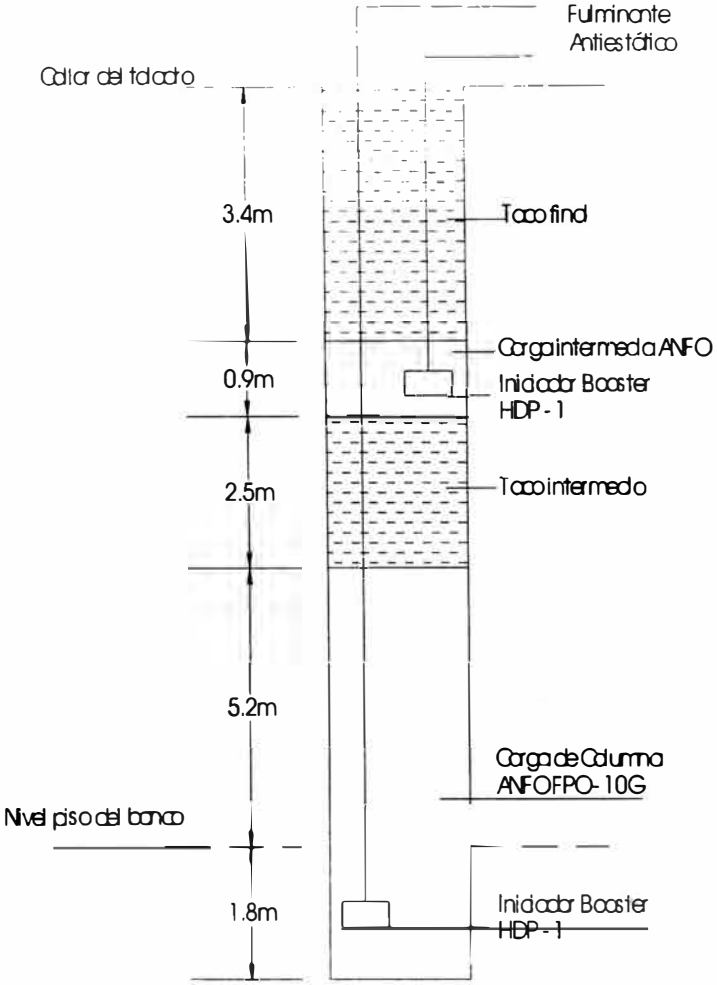
## ESQUEMA DE CARGUIO
## MINERAL OXIDADO Y TRANSICIONAL
## TALADROS DE CRESTA



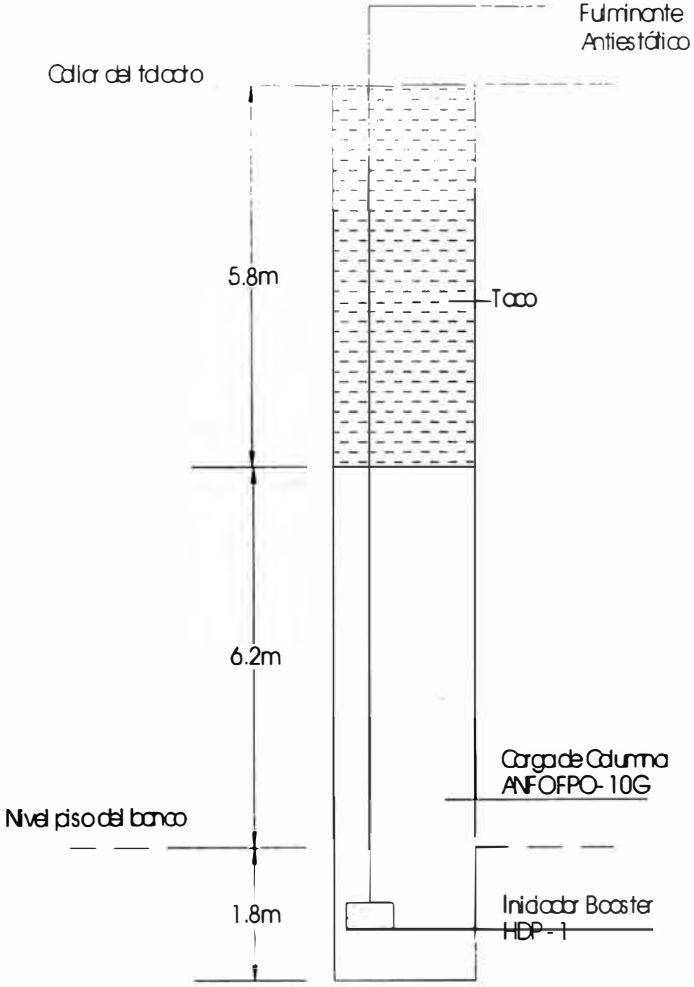

## ESQUEMA DE CARGUIO
## MINERAL OXIDADO Y TRANSICIONAL
## TALADROS INTERMEDIOS



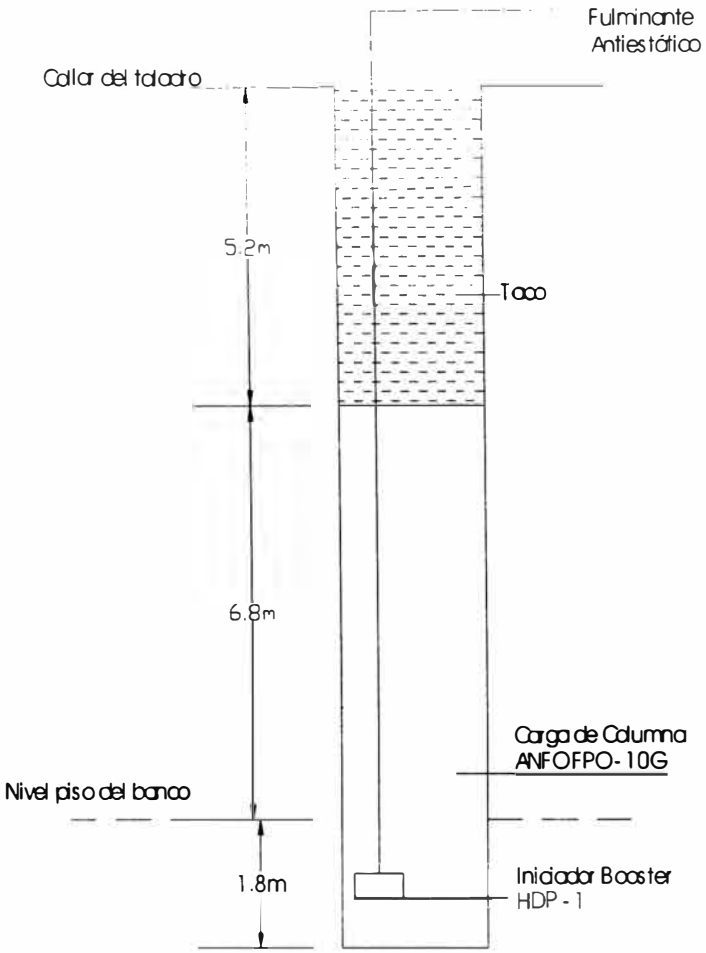
## ESQUEMA DE CARGUIO
## MINERAL PRIMARIO BLANDO
## TALADROS INTERMEDIOS



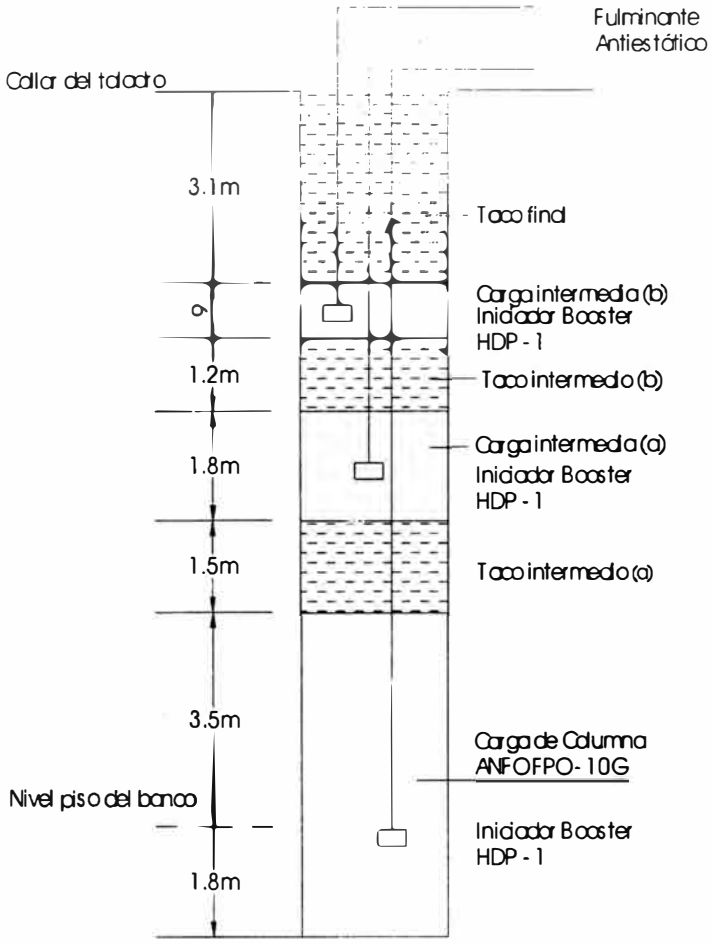

## ESQUEMA DE CARGUIO
## MINERAL PRIMARIO BLANDO
## TALADROS DE CRESTA



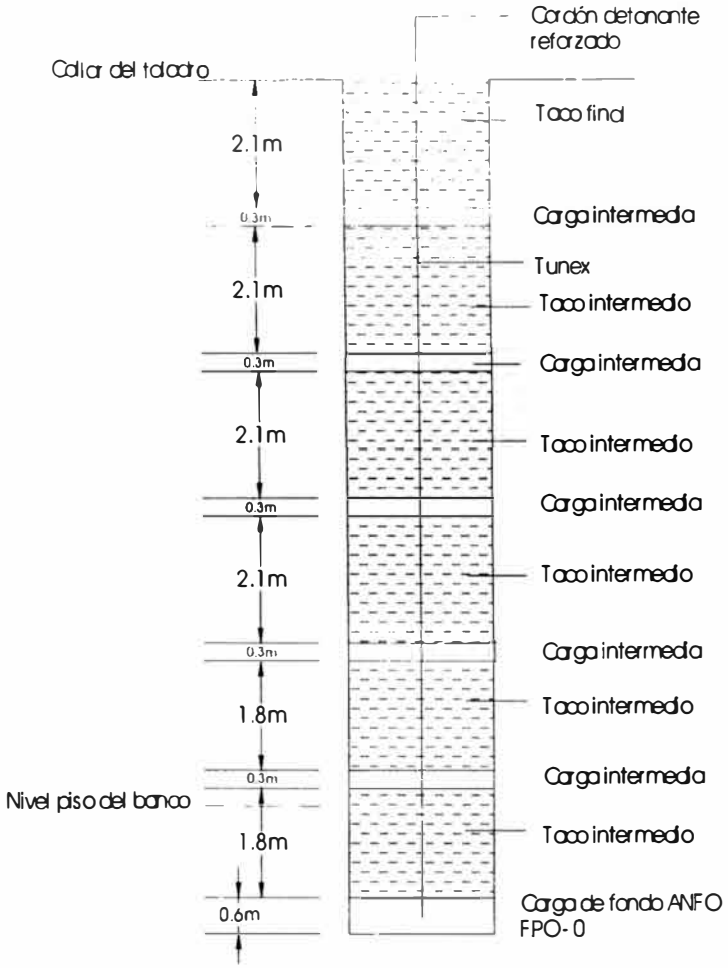
# ESQUEMA DE CARGUIO
# MINERAL PRIMARIO DURO
# TALADROS DE CRESTA



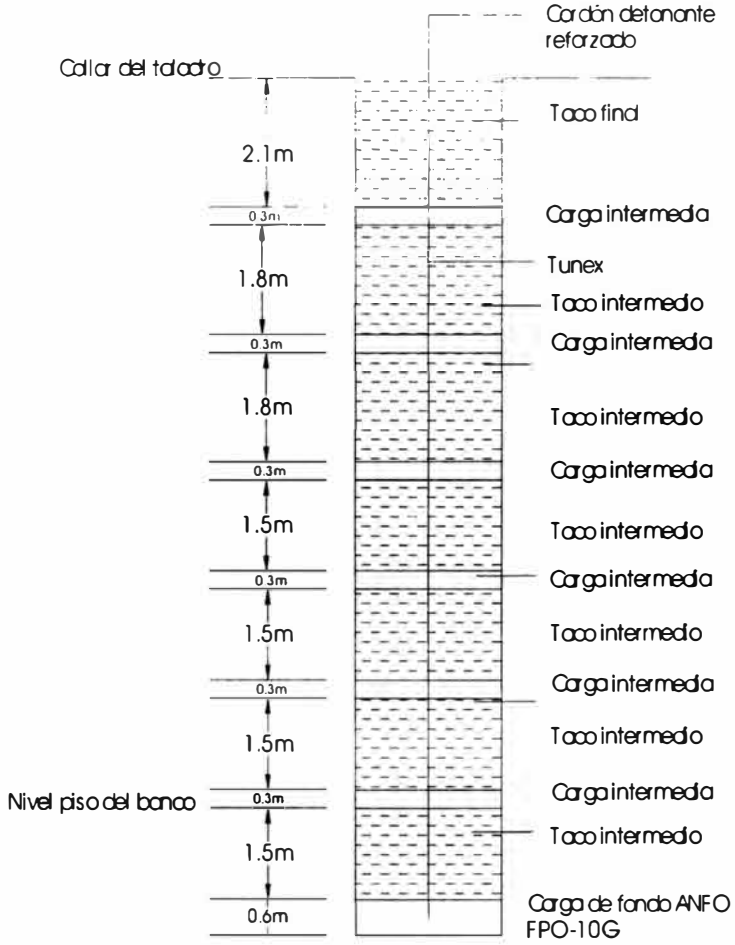

# ESQUEMA DE CARGUIO
# MINERAL PRIMARIO DURO
# TALADROS INTERMEDIOS



## ESQUEMA DE CARGUIO
## PRE - CORTE EN MATERIAL ESTERIL




## ESQUEMA DE CARGUIO
## PRE - CORTE EN MINERAL



### *4.8 Conclusiones y recomendaciones*

En los últimos 4 años se ha realizado los siguientes cambios en los parámetros:

1.- Variación de Diámetro de 11" a 12 1/4" -

Con ésta variación se ha logrado:

- Mantener la misma fragmentación y proyección de los disparos.
- Incremento de tonelaje por pie perforado, debido al incrementado de las mallas de perforación, por lo tanto se ha disminuido el factor de potencia (lb/ton) y el costo de voladura ($/ton).
- Se ha modificado la forma de Carguío de Taladros con Tacos Intermedios (1 ó 2 tacos), para una mejor distribución de carga y obtener una fragmentación regular.
- Se ha implementado el uso de Fulminantes Antiestáticos en reemplazo de los cordones detonantes descendentes, con lo cual se ha eliminado los taladros cortados, además de tener un mejor control de las secuencias de salidas.

# 5. CARGUIO

Es la fase de la operación en la cual el material del proyecto disparado (roto) es recogido por los equipos de carguío como son; palas eléctricas, cargadores frontales; a los equipos de acarreo como son camiones de gran tonelaje.
Tenemos que tener en cuenta que se trabaja con material muy pesado y duro por consiguiente en el frente de trabajo.

## *5.1 Conceptos importantes*

- **Línea de piso :** Línea horizontal que determina el nivel de piso del banco.
- **Eje vertical de rotación de la tornamesa:** Línea de eje perpendicular imaginaria que llega a la línea del piso y que determina el punto de rotación de la tornamesa - 360° completos - de la tornamesa de la Pala.
- **Eje vertical de la montura del lápiz:** Línea de eje vertical y paralela a la del eje de rotación de la Pala y que imaginariamente llega al piso y que determina el punto inicial de ataque del cucharón con el material de carguío; la correcta operación nos permitirá un perfecto nivel en el piso.
- **Eje vertical y horizontal de la polea de la pluma:** Intersección de ambos ejes que determinan la altura máxima de trabajo efectivo de la Pala.
- **Cresta de banco:** Línea que determina el perfil horizontal superior que con la línea horizontal y paralela del piso, establece al altura del banco.
- **Perfil del material en reposo:** Línea que determina el perfil que adopta el material fracturado, después del disparo, comunmente 45° de inclinación.
- **Altura del banco:** Distancia perpendicular entre la cresta y la línea del piso. En las minas de Marcona la altura es de 12 metros.
- **Pie de banco (toe):** Intersección del perfil vertical del banco con la línea del piso o nivel del banco.
- **Eje de corte del banco:** Línea media en la altura del banco, cuando el material adopta el perfil de reposo.
- **Angulo de llenado en la excavación:** Angulo de 45° que recorre el cucharón en forma vertical - ascendente para quedar totalmente lleno.
- **Pie del talud del material disparado:** Borde final, sobre el piso para limitar hasta donde llega en forma natural el material.

- **Eje circular del máximo alcance horizontal para el vaciado:** Determina el giro del cucharón por el centro de la tolva del camión y a una altura capaz de descargar el material en el centro mismo de la tolva.

Eje circular de máximo alcance horizontal para vaciar el material.

- **Eje central de ataque frontal:** Línea de eje central que delinea las operaciones de izquierda al centro - derecha hacia el centro.
- **Arco delimitador secuencial:** Arco que delinea la zona secuencial y ordenada de cada cucharón al excavar y cargar al camión.

radio de giro de máxima excavación.

- **Secuencia operacional:** Orden secuencial de llenado del cucharón para llenar la tolva del camión. Generalmente abarca un ángulo de 10° a 12° de giro en la parte posterior del camión.
- **Línea de pie del talud:** Punto de inicio del llenado del cucharón en la posición de ataque frontal.
- **Eje horizontal:** Perpendicular al eje de giro.
- **Eje central de la tolva del camión:** Línea de eje que continúa la línea (131 para dar una correcta y segura posición del camión, antes de cargarlo con mineral.

### *5.2 Equipos de carguío*

Para las operaciones de carguío del material disparado en minas o de canchas de mineral y baja ley la empresa dispone de palas eléctricas y cargadores frontales.

| Flota | Disponible | Operando | Capacidad balde |
|---|---|---|---|
| P&H 1600 | 3 | 2 | 6 $yd^3$ |
| P&H 1900 | 2 | 2 | 10 $yd^3$ |
| P&H 2100 | 8 | 6 | 15 $yd^3$ |
| Cargador Frontal | 2 | 1 | 10 $yd^3$ |

### *5.3 Parámetros de operación*

Para la operación de carguío los parámetros de operación que se tienen en cuenta son los siguientes:

- ***Tipo de material:***

El material disparado es clasificado por la sección de control de calidad mina para fines de producción antes del inicio de la operación de carguío , este material puede ser: mineral primario para el chancado en las plantas , en sus diferentes tipos : CG ( cross grinding), FG ( fine grinding) o R ( refractario) , baja ley de primario para el chancado y procesamiento por DRY COBBING , TO (transicional ore), oxidado y el carguío de desmonte y encapado de roca.

- ***Productividad:***

| Flota | Cuchara | Tls/hora |
|---|---|---|
| PH-1600 | 9 $yd^3$ | 670 |
| PH-1900 | 12 $yd^3$ | 800 |
| PH-2100 | 15 $yd^3$ | 1300 |
| PH-2100 BL | 15 $yd^3$ | 1300 |
| Cargador( 992D) | 10 $yd^3$ | 650 |

### *5.4 Factores que influyen en la eficiencia de carguío*

#### *a) Piso de trabajo*

El piso del banco se debe mantener limpio y a nivel a fin de asegurar la estabilidad de la pala, de esta forma se reduce el daño en los componentes de las zapatas de las orugas, mecanismo de propulsión, etc. Para lograr esta condición es imprescindible un tractor de oruga o de rueda a fin de igualar o nivelar el piso de trabajo de la pala.

En el caso de excavaciones para la construcción de rampas estas se inician con tractor de orugas y la pala de igual modo deberá trabajar con las orugas apoyadas completamente en el plano inclinado de la rampa.

***b) Ubicación y ataque del frente de trabajo***

Para una operación eficiente de la pala el operador experto sigue el siguiente procedimiento:

- La pala se ubica de tal forma que los dientes del cucharón queden 30 cms. más atrás del eje vertical.
- El operador determina el máximo radio de giro horizontal para ubicar correctamente los camiones.
- Coloca el cucharón en posición de ataque al mismo borde del talud y ambas orugas completamente perpendiculares con el material a excavar.
- Ataque para iniciar la excavación y llenado del cucharón.

**Fragmentación**, es otro factor muy importante, si la fragmentación es buena se asegura un buen rendimiento de la Palas. Podemos tener un frente amplio, pero si la fragmentación es mala el rendimiento no será bueno

***c) Angulo de giro del cucharón:***

Los arcos de giro del cucharón se deben mantener al mínimo para ganar la máxima eficiencia en la operación. Un arco de giro de 90ª garantiza una eficiencia normal de la pala. Cada equipo de carguío es operado por dos personas un palero y su ayudante.
Los equipos de carguío que se utilizan en la empresa Shougang Hierro Perú S.A.A. son:
Palas eléctricas P&H 1600, P&H 1900, P&H 2100 B, BL. y cargadores frontales
Caterpillar 992C y 992D.

***d) Efectos de los arcos de giro***

1) El tiempo es necesario para : acelerar desde cero hasta trabajar a velocidad; o desacelerar esta velocidad para regresar a cero o parar. El tiempo empleado en el ciclo de la excavación representa la mayor parte del tiempo que demanda el ciclo completo por cada cucharón vaciado por la Pala, desde el banco de mineral a la tolva del camión.

2) Por tal motivo , los arcos de giro del cucharón se deben mantener al mínimo para ganar la máxima eficiencia en la operación. El efecto de los arcos de giro en relación a la producción de la Pala es como sigue.

- **Máxima eficiencia 126% con arco de 45° de giro**

- **Eficiencia normal 100% con arco de 90° de giro**
- **Decrece la eficiencia 70% con arco de 180° de giro**

3) Entonces, los camiones para el acarreo, se ubicarán a 90° de la línea del eje central de la Pala y al borde del talud, con un camión a cada lado en posición de trabajo a 180°.
4) El experto operador debe determinar antes de iniciar su trabajo la posición de la Pala con relación a los camiones para una labor eficiente.
5) El peso del material tiene gran influencia en la velocidad del movimiento de giro. Un cucharón vacío permite girar a 100% la velocidad de giro; en caso contrario, el material que llena el cucharón sólo permite girar a la Pala con un 60% de su máxima velocidad. Esto indica mucho al operador, sobre la influencia en la producción de la Pala.

***e) Ancho operativo:***

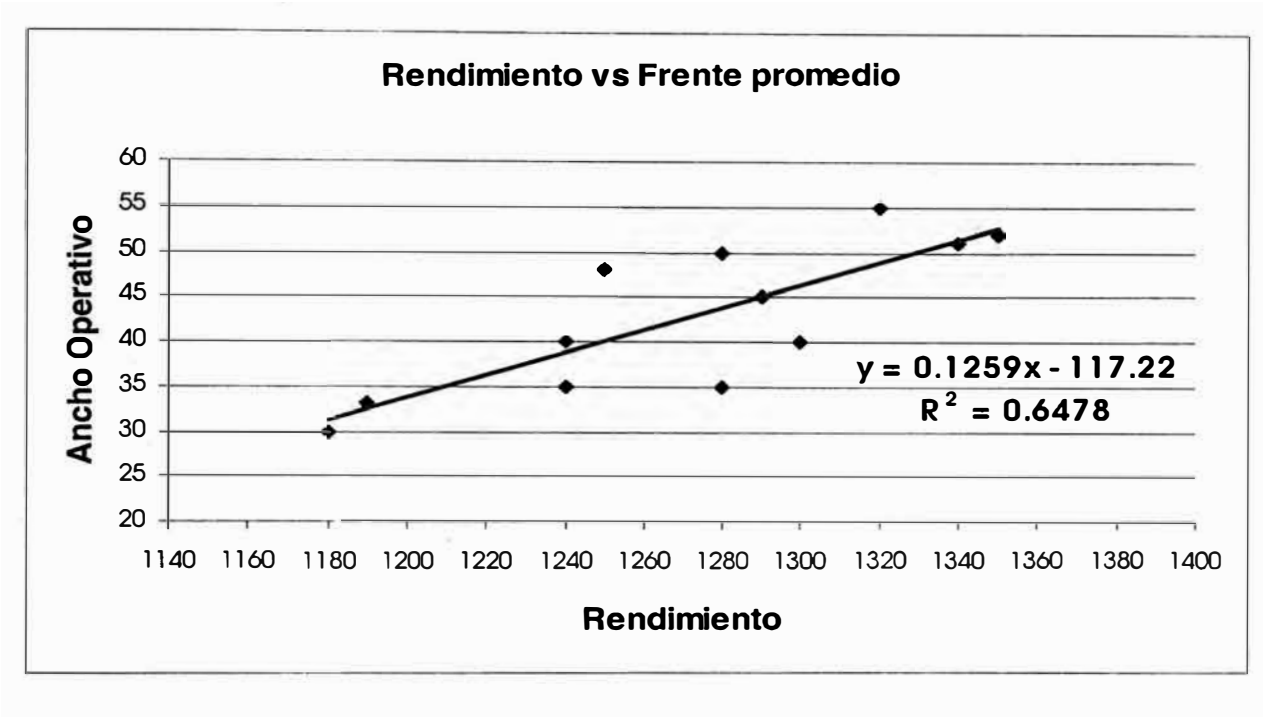
El ancho operativo de una pala juega un rol importante en la eficiencia de carguío de avance de trabajo para la pala y camión es 40m.

**Rendimientos de Palas Vs. Anchos Promedio de los Frentes de Trabajo**

| | Palas Eléctricas | | Rendimiento | Ancho | Promedio de 3 puntos móviles | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Mes (2000) | 003-026 | 003-032 | Promedio | Prom. (m.) | Rendimiento | Ancho |
| Enero | 1100 | 1250 | 1175 | 30 | 1190 | 33 |
| Febrero | 1248 | 1400 | 1324 | 40 | 1300 | 40 |
| Marzo | 1261 | 1390 | 1325.5 | 56 | 1350 | 52 |
| Abril | 1295 | 1270 | 1282.5 | 43 | 1290 | 45 |
| Mayo | 1220 | 1395 | 1307.5 | 50 | 1340 | 51 |
| Junio | 1390 | 1020 | 1205 | 55 | 1280 | 50 |
| Julio | 1025 | 1300 | 1162.5 | 45 | 1250 | 48 |
| Agosto | 1230 | 1292 | 1261 | 40 | 1280 | 35 |
| Setiembre | 1160 | 1180 | 1170 | 35 | 1180 | 30 |
| Octubre | 1350 | 1130 | 1240 | 46 | 1240 | 40 |
| Noviembre | 1340 | 1330 | 1335 | 50 | 1320 | 55 |
| Diciembre | 1185 | 1260 | 1222.5 | 48 | 1240 | 35 |
| **Promedio** | **1234** | **1268** | **1251** | **45** | **1272** | **43** |

Cuadro Rendimiento de Palas y Anchos Promedios

**GRAFICO Correlación Rendimientos de Palas y Ancho Promedio**




### *5.5 Conclusiones y recomendaciones*

- Los equipos de carguío son influenciados por los anchos de trabajo siendo las Palas las más afectadas, esto debido a su poca versatilidad.

- Otro factor que influye en el rendimiento de estos equipos son el grado de fragmentación producto del disparo; se concluye que la fragmentación del disparo es directamente proporcional a la eficiencia del carguío.

- Si bien es cierto que en cierta medida la habilidad del operador es importante en el mejor rendimiento de los equipos; pero no se puede concluir como un factor determinante.

- Hay muy buena relación entre el rendimiento de los palas y el ancho promedio, con un coeficiente de correlación 0.64.

# 6. ACARREO

## *6.1 Introducción.*

Uno de los objetivos de la empresa es la permanente búsqueda de métodos para mejorar la eficiencia y la productividad de sus operaciones. En este marco hemos asumido el reto de analizar la operación de acarreo de mina, teniendo en consideración que es una de las actividades unitarias mas importantes, ya que el costo unitario es uno de los de mayor incidencia en la mina y el requerimiento de camiones excede a la capacidad productiva de la flota de camiones actuales.

Entre los problemas que se han presentado en los equipos es el desgaste prematuro de los componentes de la transmisión, dirección, suspensión, y desgaste de llantas, debido que los camiones están cargando mas de su capacidad nominal, esto debido a que cuando llegaron los camiones caterpillar se programó el vims a su máxima capacidad de carga 150 tc buscando comprobar su rendimiento del camión.

Entre otros problemas que tenemos en la mina diferentes marcas y tipos de camiones con rendimientos diferentes y en algunos casos tenemos camiones que ya cumplieron con su siglo de vida. Para éste caso se le ha realizado reparaciones para prolongar su vida debido a que en stock teníamos estos tipos de repuestos y así solucionar en parte la falta de camiones.

Otro problema es las horas motor de la flota de camiones que se genera debido a que los camiones tienen que circular distancias considerables para su abastecimiento de combustible y su chequeo general.

## 6.2 *Objetivo.*

- Analizar y optimizar el consumo de combustible en las diferentes rutas de acarreo aprovechando el sistema de información vital VIMS que está instalado en los camiones caterpillar.

- Buscar alternativas para mejorar el rendimiento y reducir los costos de los equipos de acarreo.

- Analizar la alternativa de un grifo portátil en la mina 9 para abastecer de combustible a los camiones que trabajan en la mina 6 y en la mina 7

- Evaluar la alternativa de "bajar la carga" a los camiones Caterpillar de manera que podamos alargar la vida de algunos componentes y superando el problema de desgaste prematuro de los componentes por el sobrepeso.

## *6.3 Equipos de acarreo*

Para las operaciones de acarreo de materiales la empresa dispone de la siguiente flota

| Flota | Cap. Máxima (tc) | Disponibles | Operando |
|---|---|---|---|
| Lectra 1000 | 100 | 6 | 5 |
| Wabco 120 | 120 | 2 | 1 |
| Euclid R130 | 130 | 15 | 9 |
| Caterpillar 785B | 150 | 10 | 6 |

## *6.4 Parámetros de Operación*

- condiciones de la ruta de acarreo en buen estado
- Correcta asignación de los camiones a los equipos de carguío, teniendo encuenta la capacidad de carga, rendimiento del equipo mecánica e eléctricamente ( velocidad que genera cuando se traslada con carga ).
- Gradiente de la ruta de acarreo
- Velocidad de acarreo
- El área de carga del camión en buen estado

***a. Perfil de acarreo***

El perfil de acarreo para la flota es variable con el punto de carga y descarga del camión.
La gradiente máxima permitida en el interior de las minas es de 8% para todos los camiones.
La operación normal, es el acarreo en rampa ascendente del frente de trabajo de la pala al punto de descarga que puede ser según el plan de producción, la planta chancadora o la cancha de estéril.
En algunos casos solo con camiones de transmisión mecánica como los EUCLID Y CAT se permite el descenso en rampa cargado cuando se acarrea finos para arreglos de pisos de trabajo o por circunstancias propias de la operación.
El ancho de diseño de las vías es de 25 mts a fin de asegurar el tráfico seguro de la flota.

***b. Productividad standard en tls/hora***

La productividad de los camiones está en función de las distancias y gradientes el perfil de acarreo, del tipo de flota, de la carga o material que se acarrea, del tamaño del equipo de carguío, del tipo de descarga si es en cancha o en la planta y de las condiciones climáticas durante la operación como la presencia de garúa o neblina . Como promedio se aceptan los siguientes valores:

| **Flota** | **tls/hra** |
|---|---|
| Camiones Lectra 1000 | 240 tls/hora |
| Camiones Wabco 120 | 240 tls/hora |
| Camiones Euclid R130 | 250 tls/hora |
| Camiones Cat 785B | 300 tls/hora |

***Velocidad de acarreo, condiciones de la zona de carga y de las rutas de acarreo***
En tramos largos y horizontales el camión no debe sobrepasar las 30 MPH y cuando el acarreo se realice bajando pendientes en vacío o cargado no debe sobrepasar las 22 MPH.

La zona de carga se debe mantener con el piso limpio y nivelado a fin de reducir los costos de reparaciones de suspensión y de llantas.
El regadío de las rutas de acarreo debe ser constante a fin de reducir el calentamiento de las llantas y la mitigación del polvo generado que perjudican tanto a los camiones como al personal que se encuentra cercano a la operación.

### *6.5 Análisis de consumo de combustible por rutas*

Se realizó la toma de datos del 21 al 26 de Mayo del presente año, tomando como muestras el estudio de 3 rutas de trabajo:

Ruta 1, Cancha 229, Pala 30 a Planta 2.
Ruta 2, Mina 3 – 641, Pala 32 a Planta 2.
Ruta 3, Mina 3 – 629, Pala 26 a Planta 2.

Por razones operativas y disponibilidad de palas, no se pudo realizar el control de otras rutas de trabajo.

Las distancias y gradientes fueron proporcionadas por el área de planeamiento mina.

DISTANCIA, GRADIENTE DE LAS RUTAS ELEGIDAS EN EL ESTUDIO

| Mina 3 - 641 Planta 2 | | Mina 3 - 629 Planta 2 | |
|---|---|---|---|
| **Distancia** | **Gradiente** | **Distancia** | **Gradiente** |
| **m** | **%** | **m** | **%** |
| 133 | 0 | 220 | 0 |
| 300 | 8 | 150 | 8 |
| 93 | 5.33 | 110 | 0 |
| 80 | 9.12 | 300 | 8 |
| 147 | 6.6 | 93 | 5.33 |
| 78 | 9.49 | 80 | 9.12 |
| 81 | 5.8 | 147 | 6.6 |
| 82 | 8.65 | 78 | 9.49 |
| 76 | 6.31 | 81 | 5.8 |
| 98 | 6.83 | 82 | 8.65 |
| 104 | 7.88 | 76 | 6.31 |
| 124 | 7.34 | 98 | 6.83 |
| 300 | 8 | 104 | 7.88 |

| | | | |
|---|---|---|---|
| 60 | 0 | 124 | 7.34 |
| 90 | 8.67 | 300 | 8 |
| 35 | 8.57 | 60 | 0 |
| 57 | 7.72 | 90 | 8.67 |
| 48 | 6.15 | 35 | 8.57 |
| 271 | 1.61 | 57 | 7.72 |
| 80 | 3.73 | 48 | 6.15 |
| 54 | 1.28 | 271 | 1.61 |
| | | 80 | 3.73 |
| | | 54 | 1.28 |

***Resultados***

Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

**RUTA: CANCHA 229, PALA 30 – PLANTA 2**

| | Cancha 229, Pala 30- Planta 2 Camion 004 - 301 | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Tiempo | | Distancia | Consumo Combustible | |
| | segundos | minutos | metros | Galones | Gal / hora |
| Planta 2 - Pala 30 | 93 | 1.55 | 874.98 | 0.80 | 30.89 |
| Espera Pala 30 | 1 | 0.02 | 0.00 | 0.00 | 2.63 |
| Estacionarse Pala 30 | 43 | 0.72 | 67.36 | 0.15 | 12.52 |
| Cargando Pala 30 | 311 | 5.18 | 0.00 | 0.274 | 3.17 |
| Pala 30 - Planta 2 | 85 | 1.42 | 628.87 | 0.996 | 42.17 |
| Espera Planta 2 | 120 | 2.00 | 0.00 | 0.1017 | 3.05 |
| Estacionarse Planta 2 | 36 | 0.60 | 49.86 | 0.136 | 13.64 |
| Descargando | 221 | 3.68 | 0.00 | 1.68 | 27.36 |

| | |
|---|---|
| Ciclo de Acarreo (minutos) | 15.17 |
| Consumo petroleo por ciclo (gls/ciclo) | 4.14 |
| Distancia recorrida por ciclo (metros) | 1621.08 |
| Carga en el ciclo evaluado (tonelada) | 128.09 |
| Produccion ( t/hr ) | 506.72 |

## RUTA: MINA 3 – 641, PALA 32 – PLANTA 2

| | Mina 3 - 641 Planta 2 Camion 004 - 302 - Pala 32 | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Tiempo | | Distancia | Consumo Combustible | |
| | segundos | minutos | metros | Galones | Gal / hora |
| **Planta 2 - Pala** | | | | | |
| Planta 2 - Inicio Pendiente Descendente | 55 | 0.92 | 413.74 | 0.35 | 22.90 |
| Inicio Pendiente - Final Pendiente Descendente | 220 | 3.67 | 1856.34 | 0.09 | 1.50 |
| Final Pendiente Descendente - Pala | 18 | 0.30 | 45.14 | 0.07 | 13.33 |
| Cola en Pala y Avance por tramos | 577 | 9.62 | 41.94 | 0.52 | 3.24 |
| Estacionarse Pala | 47 | 0.78 | 74.17 | 0.19 | 14.74 |
| Cargando Pala | 148 | 2.47 | 0.00 | 0.112 | 2.73 |
| **Pala - Planta 2** | | | | | |
| Pala - Inicio Pendiente Ascendente | 28 | 0.47 | 133.33 | 0.292 | 37.55 |
| Inicio Pendiente - Final Pendiente Ascendente | 424 | 7.07 | 1860.12 | 7.5939 | 64.48 |
| Final Pendiente Ascendente - Planta 2 | 80 | 1.33 | 453.32 | 0.7969 | 35.86 |
| Cola en Planta 2 | 201 | 3.35 | 0.00 | 0.1704 | 3.05 |
| Estacionarse Planta 2 | 21 | 0.35 | 24.44 | 0.052 | 8.85 |
| Descargando | 142 | 2.37 | 0.00 | 0.22 | 5.51 |

| | |
|---|---|
| Ciclo de Acarreo (minutos) | 32.68 |
| Consumo petroleo por ciclo (gls/ciclo) | 10.45 |
| Distancia recorrida por ciclo (metros) | 4902.54 |
| Carga en el ciclo evaluado (tonelada) | 128.20 |
| Produccion ( t/hr ) | 235.34 |

| | Mina 3 - 641 Planta 2 Camion 004 - 309 - Pala 32 | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Tiempo | | Distancia | Consumo Combustible | |
| | segundos | minutos | metros | Galones | Gal / hora |
| **Planta 2 - Pala** | | | | | |
| Planta 2 - Inicio Pendiente Descendente | 54 | 0.90 | 413.60 | 0.35 | 23.19 |
| Inicio Pendiente - Final Pendiente Descendente | 219 | 3.65 | 1849.95 | 0.09 | 1.50 |
| Final Pendiente Descendente - Pala | 21 | 0.35 | 51.53 | 0.02 | 3.11 |
| Cola en Pala y Avance por tramos | 577 | 9.62 | 41.94 | 0.52 | 3.24 |
| Estacionarse Pala | 47 | 0.78 | 74.17 | 0.19 | 14.74 |
| Cargando Pala | 148 | 2.47 | 0.00 | 0.112 | 2.73 |
| **Pala - Planta 2** | | | | | |
| Pala - Inicio Pendiente Ascendente | 28 | 0.47 | 133.33 | 0.292 | 37.55 |
| Inicio Pendiente - Final Pendiente Ascendente | 425 | 7.08 | 1864.56 | 7.6120 | 64.48 |

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| Final Pendiente Ascendente - Planta 2 | 79 | 1.32 | 448.88 | 0.7789 | 35.49 |
| Cola en Planta 2 | 99 | 1.65 | 0.00 | 0.0838 | 3.05 |
| Estacionarse Planta 2 | 21 | 0.35 | 24.44 | 0.052 | 8.85 |
| Descargando | 142 | 2.37 | 0.00 | 0.22 | 5.51 |

| | |
|---|---|
| Ciclo de Acarreo (minutos) | 31.00 |
| Consumo petroleo por ciclo (gls/ciclo) | 10.32 |
| Distancia recorrida por ciclo (metros) | 4902.40 |
| Carga en el ciclo evaluado (tonelada) | 134.26 |
| Produccion ( t/hr ) | 259.86 |

## RUTA: MINA 3 – 629, PALA 26 – PLANTA 2

| | Mina 3 - 629 Planta 2 Camion 004 - 309 - Pala 26 | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Tiempo | | Distancia | Consumo Combustible | |
| | segundos | minutos | metros | Galones | Gal / hora |
| **Planta 2 - Pala** | | | | | |
| Planta 2 - Inicio Pendiente Descendente | 44 | 0.73 | 415.31 | 0.39 | 31.91 |
| Inicio Pendiente - Final Pendiente Descendente | 192 | 3.20 | 2110.93 | 0.08 | 1.50 |
| Final Pendiente Descendente - Pala | 56 | 0.93 | 214.16 | 0.17 | 10.93 |
| Espera Pala | 0 | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0.00 |
| Estacionarse Pala | 19 | 0.32 | 22.78 | 0.07 | 13.04 |
| Cargando Pala | 307 | 5.12 | 0.00 | 0.272 | 3.18 |
| **Pala - Planta 1** | | | | | |
| Pala - Inicio Pendiente Ascendente | 34 | 0.57 | 219.58 | 0.426 | 45.13 |
| Inicio Pendiente - Final Pendiente Ascendente | 504 | 8.40 | 2115.93 | 8.6870 | 62.05 |
| Final Pendiente Ascendente - Planta 2 | 70 | 1.17 | 396.80 | 0.5697 | 29.30 |
| Espera Planta 2 | 82 | 1.37 | 17.08 | 0.1326 | 5.82 |
| Estacionarse Planta 2 | 26 | 0.43 | 27.50 | 0.060 | 8.38 |
| Descargando | 179 | 2.98 | 0.00 | 0.27 | 5.33 |

| | |
|---|---|
| Ciclo de Acarreo (minutos) | 25.22 |
| Consumo petroleo por ciclo (gls/ciclo) | 11.12 |
| Distancia recorrida por ciclo (metros) | 5540.06 |
| Carga en el ciclo evaluado (tonelada) | 141.98 |
| Produccion ( t/hr ) | 337.80 |

| | Mina 3 - 629 Planta 2 Camion 004 - 301 - Pala 26 | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | Tiempo | | Distancia | Consumo Combustible | |
| | segundos | minutos | metros | Galones | Gal / hora |
| **Planta 2 - Pala** | | | | | |
| Planta 2 - Inicio Pendiente Descendente | 50 | 0.83 | 410.13 | 0.37 | 26.36 |
| Inicio Pendiente - Final Pendiente Descendente | 207 | 3.45 | 2117.03 | 0.09 | 1.50 |
| Final Pendiente Descendente - Pala | 232 | 3.87 | 219.58 | 0.42 | 6.57 |
| Cola en Pala y Avance por tramos | 99 | 1.65 | 124.16 | 0.43 | 15.49 |
| Estacionarse Pala | 144 | 2.40 | 21.53 | 0.18 | 4.51 |
| Cargando Pala | 303 | 5.05 | 0.00 | 0.277 | 3.29 |
| **Pala - Planta 2** | | | | | |
| Pala - Inicio Pendiente Ascendente | 28 | 0.47 | 180.41 | 0.452 | 58.16 |
| Inicio Pendiente - Final Pendiente Ascendente | 466 | 7.77 | 2115.25 | 8.2157 | 63.47 |
| Final Pendiente Ascendente - Planta 2 | 112 | 1.87 | 486.37 | 0.8922 | 28.68 |
| Cola en Planta 2 | 130 | 2.17 | 0.00 | 0.1173 | 3.25 |
| Estacionarse Planta 2 | 25 | 0.42 | 27.50 | 0.055 | 7.98 |
| Descargando | 174 | 2.90 | 0.00 | 0.26 | 5.39 |

| | |
|---|---|
| Ciclo de Acarreo (minutos) | 32.83 |
| Consumo petroleo por ciclo (gls/ciclo) | 11.75 |
| Distancia recorrida por ciclo (metros) | 5701.97 |
| Carga en el ciclo evaluado (tonelada) | 138.30 |
| Produccion ( t/hr ) | 252.80 |

### *6.6 Instalación de un grifo portátil como alternativa de optimización*

Lugar elegido mina 9 lado norte.

***I. Información General:***

1. Distribución de camiones en mina 6 y mina 7

   Mina 7 = 6 camiones

   Mina6 = 9 camiones

2. Distancia de acarreo

   Circo a mina 3 = 2380 m (promedio).

   Circo a mina 7 = 3710 m (promedio).

   Circo a mina 6 = 4670 m.

   Circo a talleres = 2500 m.

   Grifo M-9 a M-7 = 930 m.

   Grifo M-9 a M-6 = 1150 m (promedio).

3. Producción horaria real a noviembre de 2000

   Mina 6 = 221.7 tls / hra ( Camiones Lectra Haul )

Mina 7 = 234.8 tls / hra ( Camiones Cat 785B y Euclid R130 )

4. Costos de Acarreo $/hora

| | | | |
|---|---|---|---|
| W120 | = | 136.1 | $/hra |
| L1000A | = | 61.34 | $/hra |
| L1000U | = | 81.91 | $/hra |
| Promedio | = | 73.51 | $/hra |

| | | | |
|---|---|---|---|
| Cat 785B | = | 41.24 | $/hra |
| Euclid R130 | = | 85.71 | $/hra |
| Promedio | = | 73.31 | $/hra |

## *II. Cálculos:*

Considerando la instalación de un grifo al norte de mina 9

1 Cálculos de distancias ahorradas al instalar el grifo en Mina 9.
Conociendo que en el primer turno el abastecimiento de combustible es en el circo y en los turnos de noche y amanecida es en la zanja ( talleres ).

| | *1er Turno(m)* | *2do Turno(m)* | *3er Turno(m)* |
|---|---|---|---|
| Mina 6 | 3,520 | 6,020 | 6,020 |
| Mina 7 | 2,780 | 5,280 | 5,280 |

2 Cálculo de tiempo ahorrado en acarreo: Hrs/día

| | *1er Turno(hrs)* | *2do Turno(hrs)* | *3er Turno(hrs)* | *Total día(hrs)* |
|---|---|---|---|---|
| Mina 6 | 1.58 | 1.50 | 1.20 | 4.28 |
| Mina 7 | 0.83 | 0.80 | 0.80 | 2.43 |
| Total | 2.41 | 2.30 | 2.00 | 6.71 |

3 Cálculo de ahorro en dólares por distancia ganada con instalación de grifo en mina 9.

| | Ahorros | | |
|---|---|---|---|
| | $ / día | $ / mes | $ / año |
| Mina 6 | 314.62 | 8,180.12 | 98,161.44 |
| Mina 7 | 178.14 | 4,631.64 | 55,579.68 |
| Total | 492.76 | 12,811.76 | 153,741.12 |

4 Cálculos de producción ganado por instalación de un grifo semiestacionario en mina 9

| | Toneladas ganadas (tls) | | |
|---|---|---|---|
| | tls/día | tls/mes | tls/año |
| Produc. Ganada M-6 | 949 | 24,674 | 296,088 |
| Produc. Ganada M-7 | 571 | 14,846 | 178,152 |
| Total | 1520 | 39,520 | 474,240 |

5 Costo estimado de instalación de un grifo:

| | | |
|---|---|---|
| Costo de 2 tanques de 1000 galones | = | 6,000 $ |
| Costo de 2 tanques de 5,000 galones | = | 20,000 $ |
| Costo de 5 surtidores | = | 10,000 $ |
| Costo de tuberías | = | 5,000 $ |
| Costo de instalación ( Mano de obra y otros ) | = | 2,000 $ |
| Total | = | 43,000 $ |

**Conclusiones.**

- La instalación de un grifo al lado norte de mina 9 es ventajoso por la siguientes razones: El ahorro de distancias de acarreo, menor consumo de llantas, horas motor, etc.

  - El ahorro de horas de equipos de acarreo, por distancia ganada, que totalizan 153,741 $/año.
  - Se conseguirá ganar una producción adicional de 474,420 toneladas por año.
  - La inversión es mínima comparada con las ventajas económicas que se obtendrá con la instalación de un grifo semiestacionario en mina 9.
  - La inversión se recuperaría en menos de 4 meses.
  - Recomendamos su inmediata preparación e instalación.

- Para optimizar la eficiencia de los camiones Lectras en producción, ya que su rendimiento es limitada a comparación de los camiones Euclid y Caterpillar se optó por trabajar estos camiones (Lectras) en rutas cortas o planas como son las de canchas de desmonte y mineral y en rutas aisladas para no perjudicar el tonelaje promedio de la flota.

**Fuente de información**

- La información de distancias y pendientes fue dada por Planeamiento Mina.
- La producción horaria fue obtenida del informe de minería y promedio por flotas que trabajan en mina 6 y mina 7.
- Se ha considerado como velocidad mínima de 22 millas por hora y velocidad máxima de 25 millas por hora de los camiones de acarreo.

# 7. CHANCADO

## *7.1 Introducción*

La operación del chancado de mineral procedente de mina, de canchas de mineral o de baja ley se realizan en dos plantas : la Planta 1 y Planta 2 .

El método de minado aplicado en la empresa, utiliza una ley de corte de 50%Fe. Al mismo tiempo, dada la naturaleza de los yacimientos de Marcona, juntamente con el mineral primario son removidos una gran cantidad de material estéril provenientes de las rocas de encapado, diques desmonte, etc.

Cuando la operación de minado origina una dilución, cuya ley de fierro baja a niveles entre 30 – 48, ésta no puede ser benificiada directamente (sería antieconómico) por lo que es denominado "Mineral Primario de Baja Ley" y ha venido siendo acumulado en canchas especiales de la Mina.

Es con la finalidad de recuperar todo este mineral primario de las canchas de "baja ley", como primer objetivo que se ha instalado una planta de separación magnética en seco en la mina: "Dry Cobbing", la cual ha venido operando parcialmente desde febrero de 1990, con una capacidad instalada de 2000 tls/hora.

Con este proceso, al mismo tiempo que eliminamos una gran parte de material estéril, incrementamos las unidades de hierro en el mineral que será transportado a las Plantas de Beneficio de San Nicolas, consiguiendo con ello una mayor eficiencia del transporte, menores costos en el proceso de beneficio, aumento en la recuperación metalúrgica.

Por otro lado, al aprovechar el mineral primario de baja ley a partir de las canchas, conseguimos ahorros en los gastos de operación en la extracción de mineral primario de minas al sustituir con ello tonelajes equivalentes de las reservas de las minas y al mismo tiempo logramos extender el periodo de vida útil de los yacimientos de Marcona.

### *7.2 Descripción del proceso de producción*

#### *7.2.1 Planta Chancadora Nª 1*

Esta planta tiene una capacidad nominal de 1000 tls /hr. El chancado primario se realiza en una chancadora de quijada Birsboro Buchaman de 66"*84" Los minerales que se chancan aquí son : el mineral transicional, el mineral primario y la cuarcita sin embargo puede también utilizarse para el chancado de otros minerales de ser necesario.
La chancadora primaria es del tipo de quijada cuyo tamaño de producto es menor de 9".
El chancado secundario se realiza en una chancadora giratoria del tipo trompo Simons Nordbrg que tritura a menos de 4".
La alimentación es por descarga del camión a la tolva del alimentador el cual es del tipo mecánico.

- ***Parámetros de Operación***

Tamaño máximo de la alimentación: 30 ".

Productividad en tls/hr:

- Mineral primario: 1,000
- Mineral transicional: 1,000
- Cuarcita: 900

Especificaciones de granulometría del producto:

| chancadora secundaria | +2" | -4" | +4 | %TOTAL +2 |
|---|---|---|---|---|
| planta 1 | | 0 | <5% | <5% |

#### *7.2.2 Planta Chancadora Nº 2*

En esta planta se tritura mineral de hierro primario y baja ley de mineral primario procedente de las minas, canchas de mineral o de baja ley, el chancado se efectúa en dos etapas, un chancado primario, zarandeo o paso del mineral por los gryzlys a fin de

separar la fracción menor de 2" y el chancado de la fracción mayor de 2" pasarlos por las dos chancadoras secundarias.

- ***Chancado primario***

El chancado primario se efectúa en una chancadora giratoria cónica ALLIS CHALMER de 48" * 74" de capacidad nominal 2,000 TLS/HR accionada por un motor de 700 HP . La alimentación es de 4,160 voltios .
La alimentación es por descarga directa del camión a la tolva de la chancadora primaria, el máximo tamaño de alimentación es de 40 ".
Dispone de una grúa puente con un gancho en forma de L el cual permite hacer los desatoros cuando la alimentación sobrepasa las 40 ".
El sistema de lubricación y de enfriamiento es automático
El mineral triturado se acumula en un cuarto de compensación de capacidad de 150 TL, el cual está revestido de un blindaje de planchas de acero al manganeso. El mineral pasa por gravedad a los alimentadores o gryzlys y de estos a las chancadoras secundarias.

- ***Alimentación por gryzly***

La planta dispone de dos gryzlys uno por cada chancadora secundaria, estos alimentadores son dos mesas de vibración accionadas por motores de 75 HP poseen tres velocidades a fin de graduar la alimentación a la chancadora secundaria.

La alimentación a la chancadora secundaria es por descarga centrada sobre el plato de alimentación.

Estos gryzlys separan la fracción menor de 2" a través de las aberturas a fin de optimizar el chancado en la secundaria de la fracción mayor a 2", evitándose el desgaste prematuro de los forros por abrasión.

- ***Chancado Secundario***

EL chancado secundario se efectúa con dos chancadoras vibratorias cónicas de 1,200 tls/hora de capacidad nominal cada una , las cuales son accionadas por motores de 700 HP con fuente de poder de 4,160 voltios.

La alimentación es por descarga de los gruesos, fracción mayor a 2" del gryzly sobre el plato de alimentación o distribución.

El mineral triturado pasa la faja Nª 8 , todo el sistema de lubricación y/o engrase es automático.

- ***Parámetros de operación***

-Tamaño máximo de la alimentación : 40 pulgadas Máx.

-Productividad de la planta en TLS/HORA :
Mineral primario (CG-FG) : 2,000

Especificaciones de granulometría del producto:

| Chancadora secundaria | +2" | -4" | +4" | %total +2% |
|---|---|---|---|---|
| norte o sur | < 25% | 0 | < 25% | |

**7.3 Sistema Dry Cobbing**

***7.3.1 Antecedentes:***

En 1974, la entonces Empresa Marcona Mining Company, desarrolló un proyecto llamado "Dry Cobbing at Mine Plant one", cuyo objetivo era recuperar aproximadamente 700000 tls/año de mineral primario "baja ley". a fin de reemplazar cantidades equivalentes de mineral PO de las minas para permitir así un respiro al desarrollo de las minas.
Estando el referido proyecto en el proceso inicial de implementación, fue paralizado a raíz de la nacionalización de Marcona Mining Co. La baja ostensible en la venta de nuestro

mineral en los primeros años de operación de Hierro Perú, motivó que dicho proyecto fuera postergado para otra mejor oportunidad. Siendo entonces reactivado a comienzos de 1990, luego de una serie de experimentaciones con la responsabilidad del desarrollo y planificación por parte de nuestro departamento de investigación y Desarrollo de proyectos;
y la ejecución definitiva estuvo a cargo del Departamento de Operaciones.

### *7.3.2 Fundamentos del proceso del Dry Cobbing*

Este proceso de separación se fundamenta en la susceptibilidad magnética de la magnetita ($Fe_3O_4$) que es para nosotros la especie más importante entre las constituyentes de los yacimientos de Marcona, ésta es fuertemente magnética.
Este material tiene un valor de fuerza de atracción relativa igual a 40.18, en una escala en la que el elemento Hierro que se toma como punto de comparación, tiene un valor máximo de 100; mientras que los demás constituyentes posee valores bajos de atracción relativa. Así la Hematita ( $F_2O_3$), Limonita, Pirrotita y otros son débilmente magnéticos, mientras que las especies constituyentes de la ganga se consideran no magnéticas, como son las rocas del encapado, dioritas , etc.

### *7.3.3 Proceso de producción*

El proceso productivo consiste en lo siguiente : El material que es triturado en la planta N°2 de chancado a –4", es derivado por una faja transportadora hasta la planta de separación magnética en seco (Dry Cobbing) en donde se deposita en una tolva de compensación, la que dispone de 2 compuertas de descarga, por cada una de ellas, el material es descargado sobre dos fajas planas, las mismas que alimentan a las poleas electromagnéticas.
El material que se concentra y recupera en cada polea, es descargado sobre una faja colectora la cual deposita dicho material concentrado sobre el stock de crudos de la Planta, para su posterior transferencia a las Plantas de Beneficio de San Nicolas.
El material de rechazo (colas) separado en cada polea se transporta por otra faja colectora, la que a su vez descarga el material en una tolva, de donde mediante camiones de alto tonelaje son acarreados y depositados en la cancha de desmonte.

Este material triturado (desmonte) también es aprovechado para reparar y corregir las rutas de acarreo, razantes de las rampas, pisos de las palas y construir bermas centrales.
es un sistema de separación magnética en seco, este sistema permite recuperar mineral primario del material de baja ley de mina o de cancha. La separación se consigue por el uso de poleas magnéticas los cuales atrapan el mineral y el desmonte no mangnético pasa a una tolva de descarga.
El arranque de todo el sistema se realiza desde el computador de la cabina de operación llevándose desde allí el registro de los viajes, del tonelaje que pasa por la balanza y de todos los eventos que se producen en la operación.

Parámetros de recuperación dry cobbing

| CG | FG |
|---|---|
| 63.4% | 65.0 |

### *7.3.4 Control de Calidad: Muestreo*

El objetivo principal de control de calidad, es conseguir, mediante normas y técnicas adecuadas que la calidad de los productos de mineral de fierro satisfagan las condiciones y especificaciones del comprador, permitiendole un 100% confiablilidad en la adquisición de dicho producto repercutiendo lógicamente en la vida de la empresa.
Esto se consigue aplicando un control de calidad en conjunto, estricto y en detalle, desde la perforación de un proyecto en mineral, su extracción y transporte de dicho mineral hasta San Nicolás, en donde la Planta de Beneficio complementa el acabado del producto; es decir, en un circuito de control desde la Mina hasta San Nicolás.
Los minerales de Shougang Hierro Perú, por su complejidad en su contenido de azufre y concentración de Cu y la naturaleza proveniente de 3 zonas definidas por intemperismo; ofrecen una diversidad de casos que hacen que se observe un Control de Calidad bastante rígido.
En la Mina, personal de control de calidad muestrea el material chancado en la planta un promedio de 3 veces por guardia

## 7.4 Evaluación del Dry Cobbing

### *7.4.1 Objetivo:*

- Incrementar la Recuperación Metalúrgica de nuestro mineral primario de Baja Ley de Magnetita ($Fe_3O_4$ ), tipo CG, FG-N, FG-R optimizando sus parámetros.
- Darle una mayor aplicación con los minerales de Baja Ley provenientes directamente de las minas como de las canchas de Baja Ley respectivas, por tipo de mineral.
- Reducir los costos operativos de la empresa en forma global Mina - San Nicolás, transfiriendo las toneladas efectivas de los elementos Fe y FeO. Esto es por ejemplo notorio en molienda, se molería menos ganga.
- Minimizar la transferencia de Ganga Silicosa desde el área de Mina hacia el área San Nicolás por los costos y las dificultades operativas que ello representa de enlamado de las sacas y los sectores en planta Filtros y de otros equipos durante el proceso de concentración.
- Reducir costos operativos de minado, minimizando las transferencias de mineral de Baja Ley de las diferentes minas en explotación hacia las canchas respectivas.
- Tratar de mejorar la operación de la Planta de Dry Cobbing haciéndola mucho más eficiente. Para ello es conveniente evaluar los parámetros que consideramos tienen una gran incidencia como son la granulometría y el tonelaje de alimentación hacia las poleas.
- Reprocesar las canchas de gangas Dry Cobbing ( Salida ), obtenidos antes de la instalación de los nuevos circuitos de Chancadoras secundarias - grizzlies. Ejemplo, la cancha 42.
- Cuantificar la recuperación metalúrgica en peso y la distribución de material magnético, en base a los análisis químicos respectivos de las muestras.

### *7.4.2 Evaluación metalúrgica*

Recuperación en Peso del Proceso :

Entrada : $\% FeO_{(e)}$

Retorno : $\% FeO_{(r)}$

Salida $\% FeO_{(s)}$

Fórmula : $\% Wt = ( \% FeO_{(e)} - \% FeO_{(s)} ) / (\% FeO_{(r)} - \% FeO_{(s)} ) * 100$

Distribución del Ferroso :

Fórmula : % FeO = ( $\%FeO_{(r)}$ / $\% FeO_{(e)}$ ) * % Wt

Clasificación de minerales:

- Mineral Oxidado:

  Fe > 50 %

  S < 1 %

  FeO < 15 %
- Mineral Transicional:

  Fe > 50 %

  S > 1 %

  FeO < 15 %
- Mineral Primario.

  Fe > 50 %

  S > 1 %

  FeO > 1 %
- Aditivos.

  Cuarcita: $SiO_2$ > 65 %

  Bentonita

Clasificación del mineral primario:

- Mineral CG :

  Fe > 50.0 %

  S > 1.00 %

  FeO > 15.0 %

  $S_{(Conc\ DTT\ -10\ M)}$ < 0.80 %
- Mineral FG :

  $S_{(Conc\ DTT\ -10\ M)}$ > 0.80 %S / $FeS_{(Conc\ DTT\ -100\ M)}$ < 0.20 %
- Mineral FGR :

  $S/FeS_{(Conc\ DTT\ -100\ M)}$ > 0.20 %
- Mineral Primario de Baja Ley Para Planta de Dry Cobbing

  30.0 < % Fe < 50.0

***Hoja de datos del balance metalúrgico***

Shougang Hierro Perú S.A.A.

Control de Calidad Mina

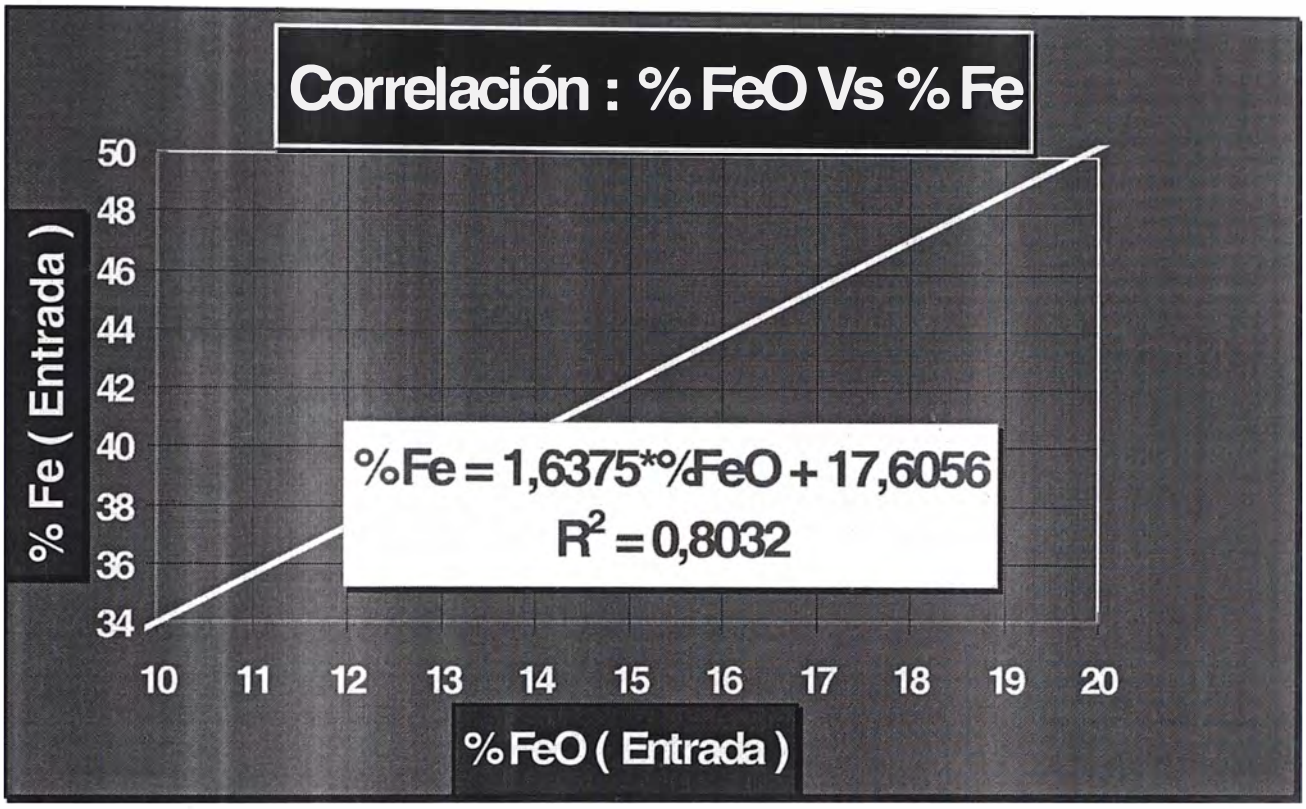
Balance Metalúrgico Dry Cobbing

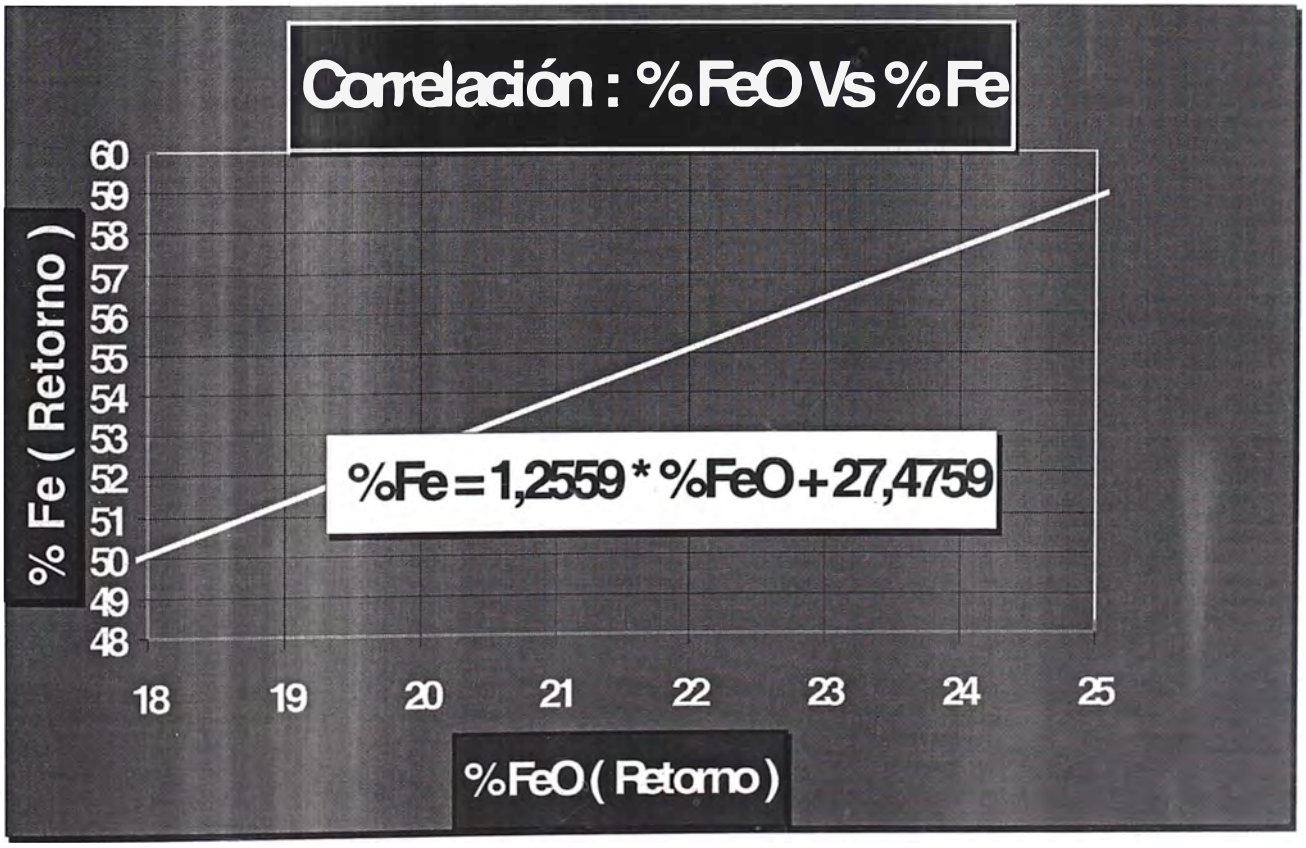
Fecha: 18/04/2001 3er Turno

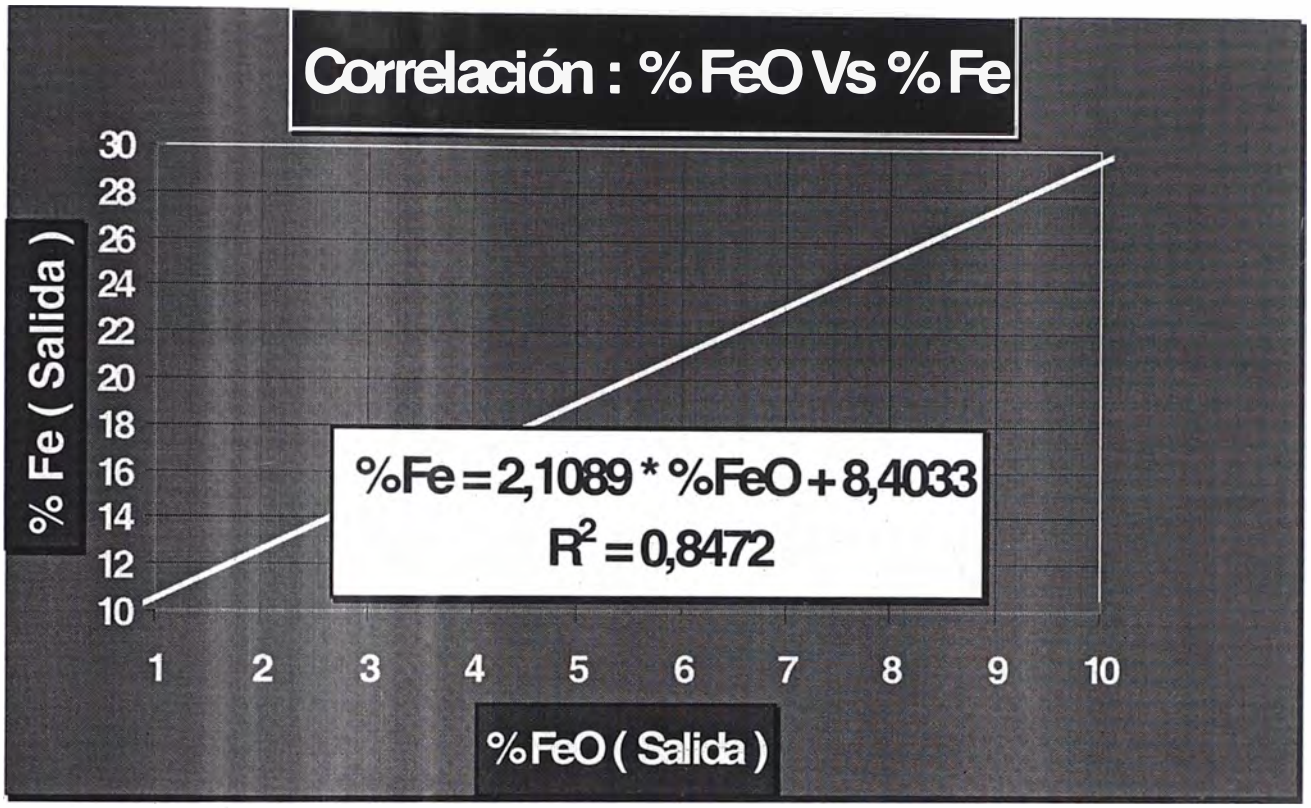
| | Entrada | Retorno | Salida | Alfas | Deltas |
|---|---|---|---|---|---|
| Fe | 46.7 | 50.9 | 14.6 | 0.8843 | 0.043 |
| S | | | | | |
| Cu | | | | | |
| FeO | 18.6 | 20.6 | 4.3 | 0.8773 | -0.095 |

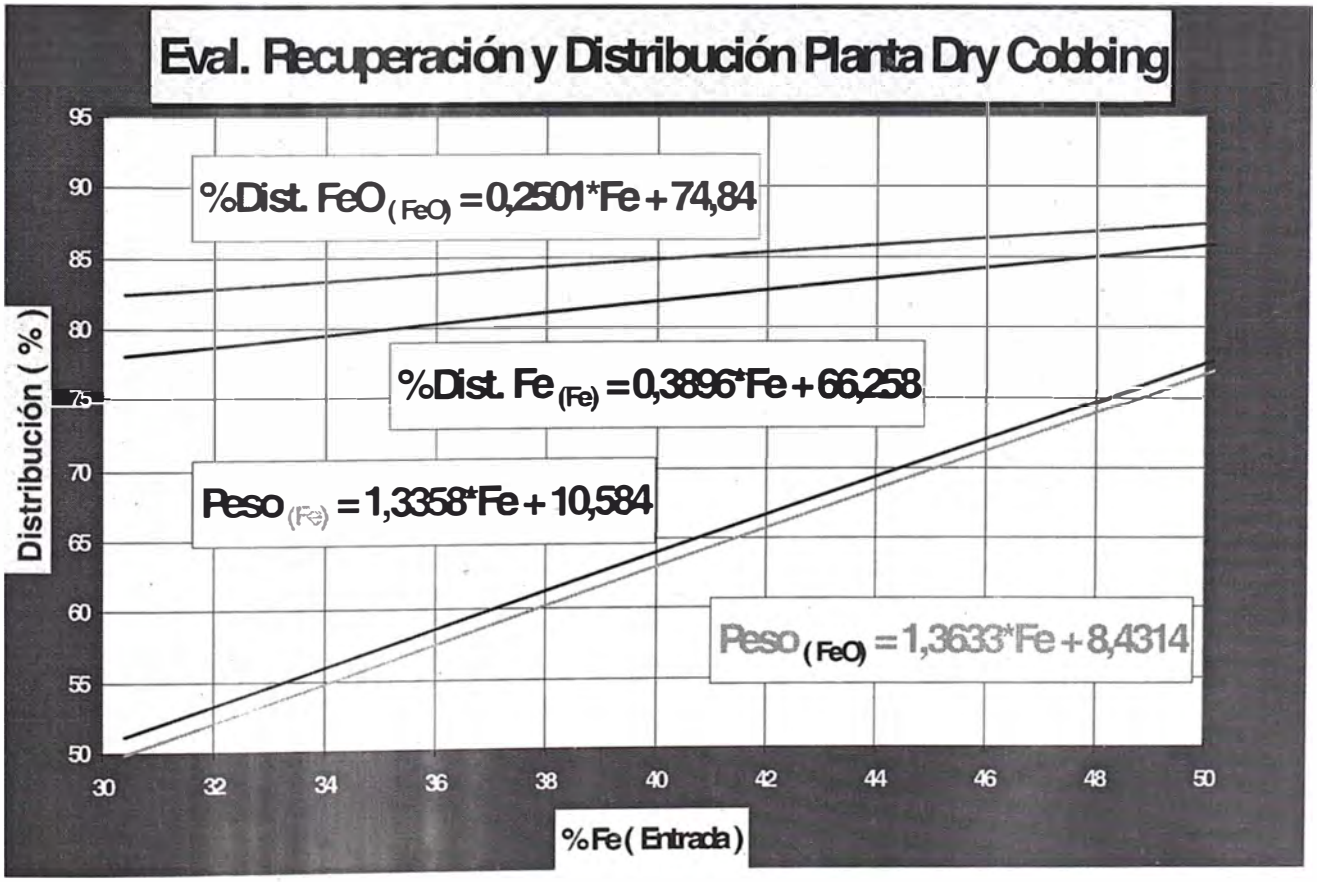
Valores Recalculados:

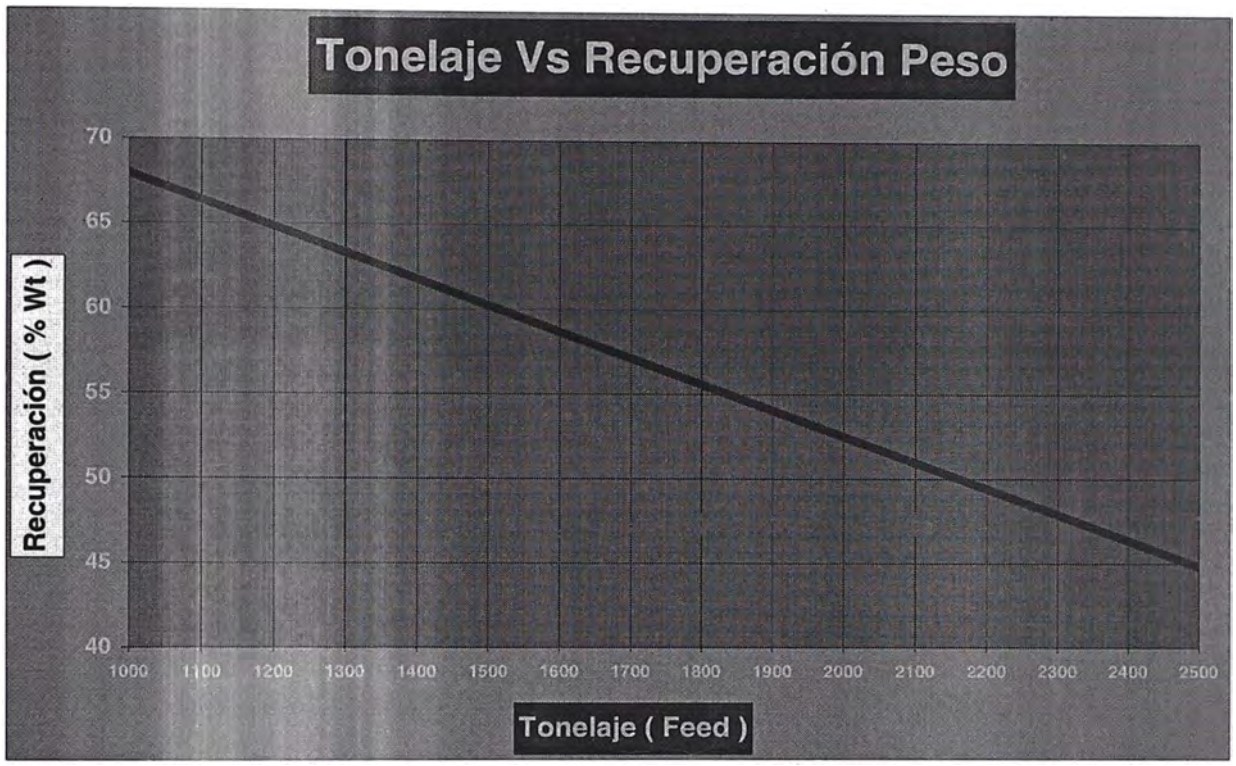
| | | | Distribución: | |
|---|---|---|---|---|
| | Fe | FeO | Recup. | Fe |
| Entrada (A) | 46.7 | 18.7 | 100 | 100 |
| Retorno (B) | 50.9 | 20.6 | 88.31 | 96.34 |
| Salida ( C ) | 14.6 | 4.3 | 11.69 | 3.66 |

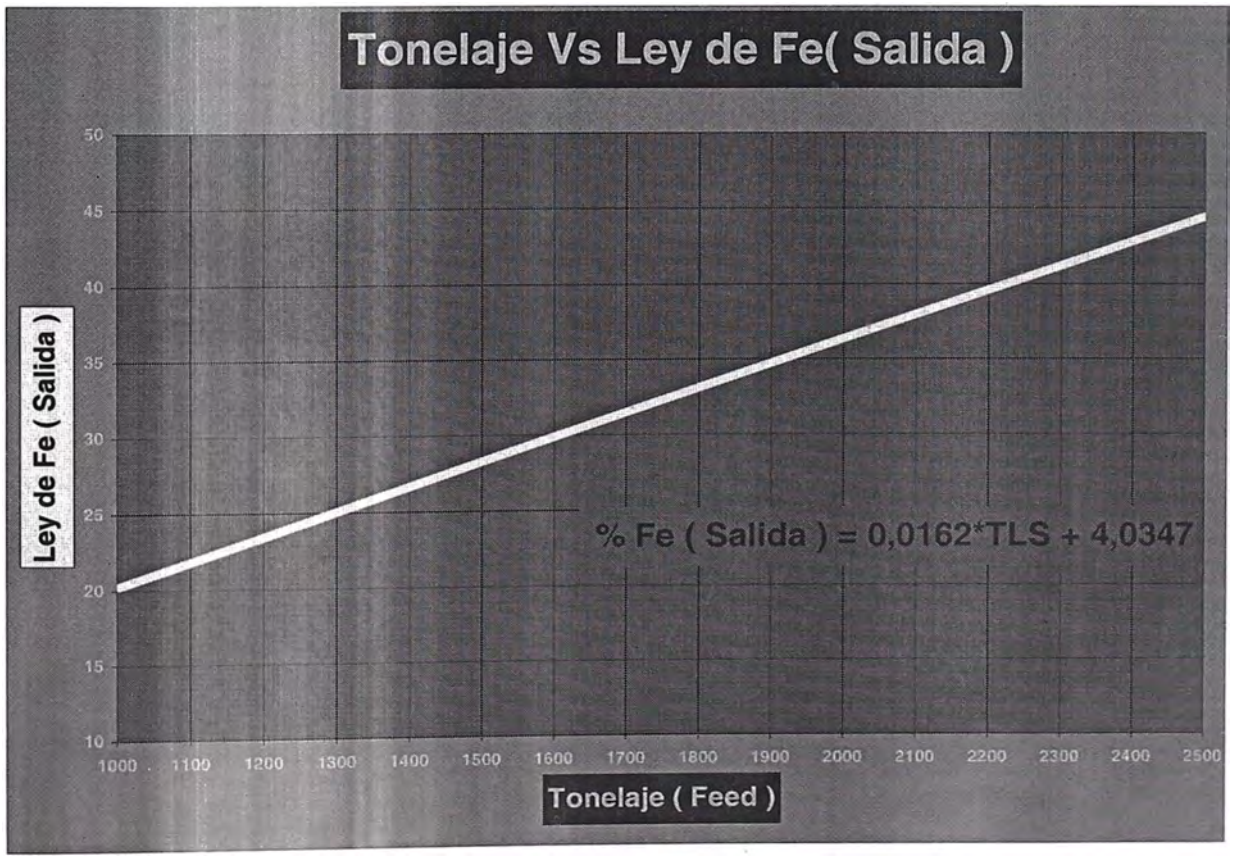

Correlación : % FeO Vs % Fe
% Fe ( Entrada )
50
48
46
44
42
40
38
36
34
%Fe = 1,6375*%FeO + 17,6056
R2 = 0,8032
10
11
12
13
14
15
16
17
18
19
20
% FeO ( Entrada )

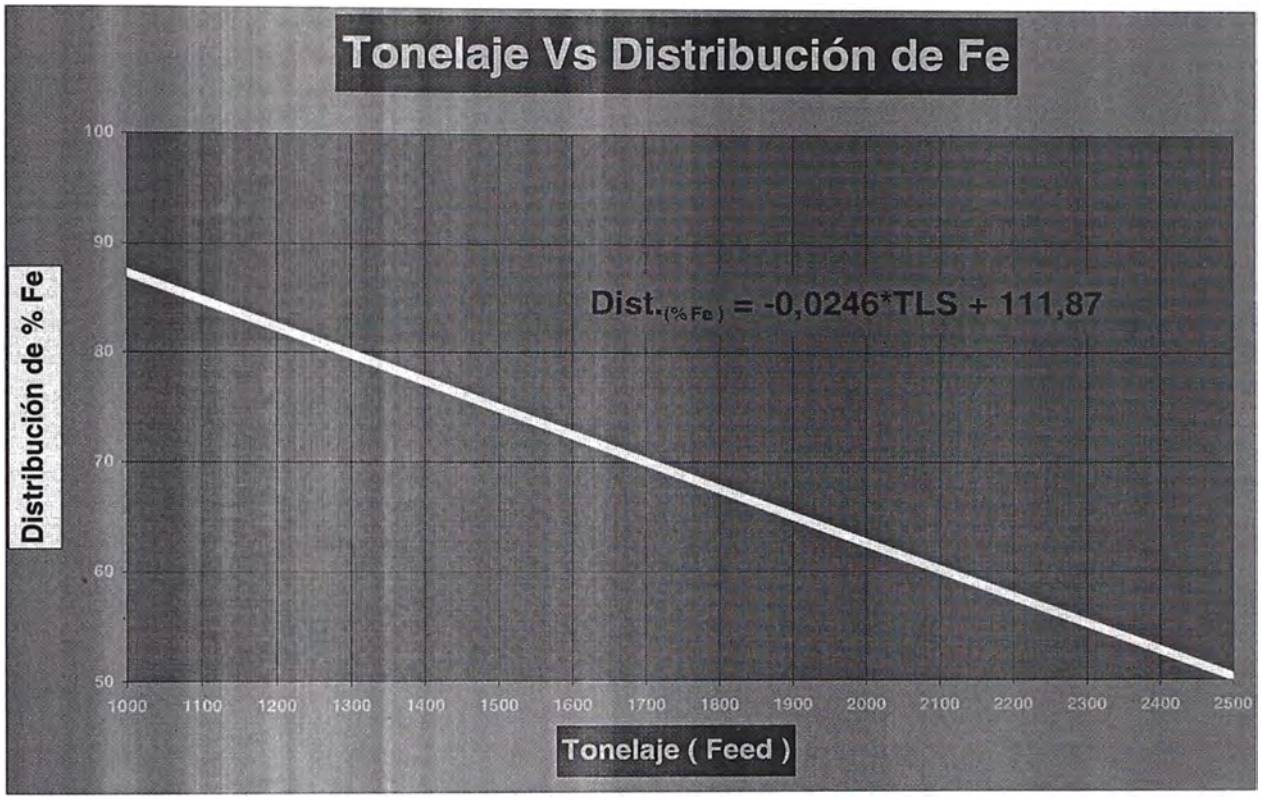

Correlación : % FeO Vs % Fe
% Fe ( Retorno )
60
59
58
57
56
55
54
53
52
51
50
49
48
%Fe = 1,2559 * %FeO + 27,4759
18
19
20
21
22
23
24
25
%FeO ( Retorno )

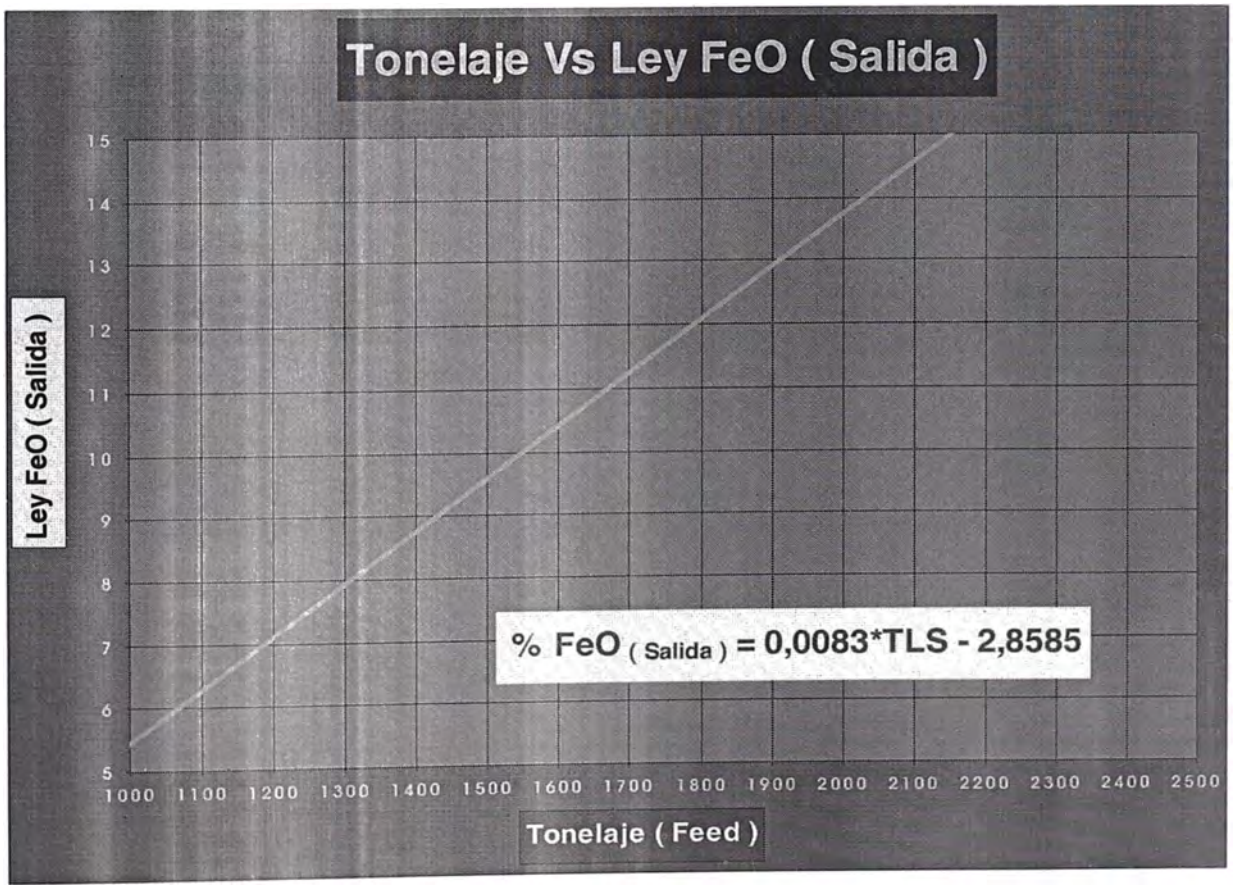

Correlación : % FeO Vs % Fe
% Fe ( Salida )
30
28
26
24
22
20
18
16
14
12
10
%Fe = 2,1089 * %FeO + 8,4033
R2 = 0,8472
1
2
3
4
5
6
7
8
9
10
% FeO ( Salida )

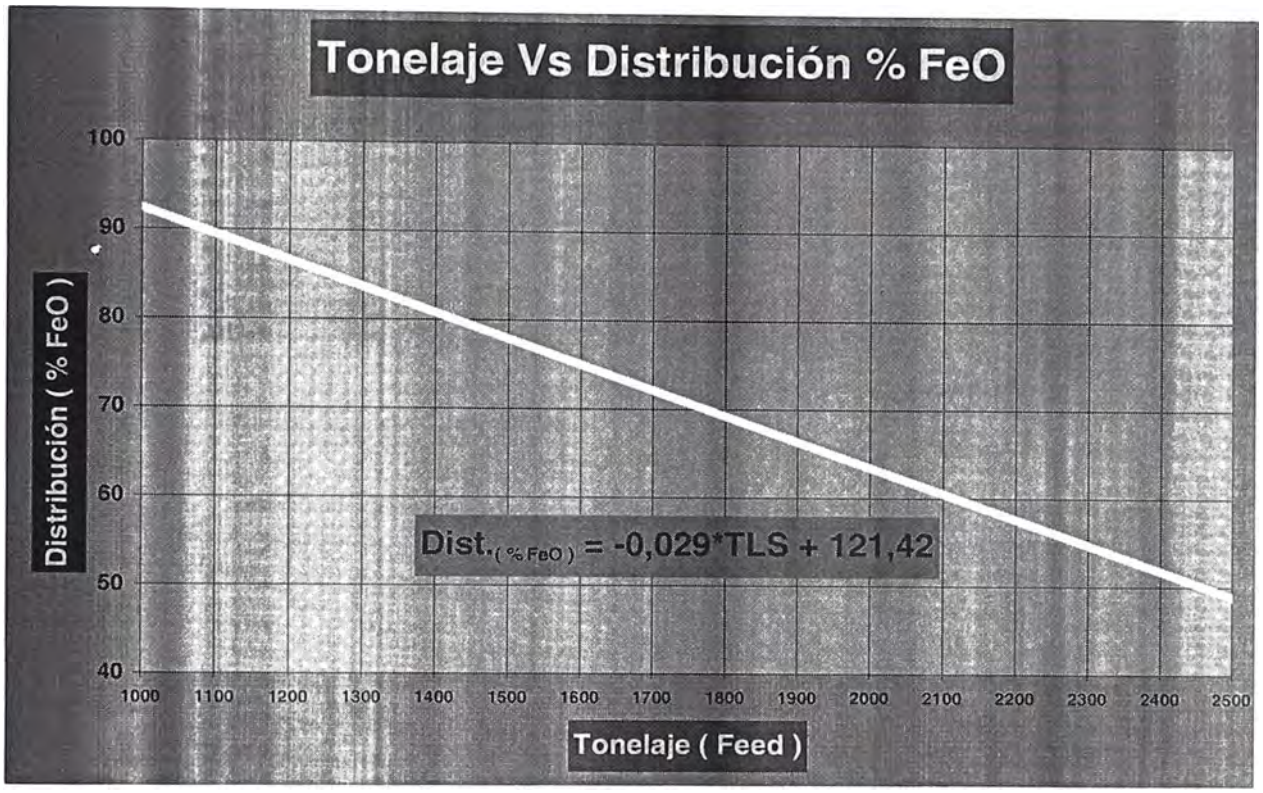

Eval. Recuperación y Distribución Planta Dry Cobbing
Distribución ( % )
95
90
85
80
75
70
65
60
55
50
%Dist. FeO (FeO) = 0,2501*Fe + 74,84
%Dist. Fe (Fe) = 0,3896*Fe + 66,258
Peso (Fe) = 1,3358*Fe + 10,584
Peso (FeO) = 1,3633*Fe + 8,4314
30
32
34
36
38
40
42
44
46
48
50
% Fe ( Entrada )

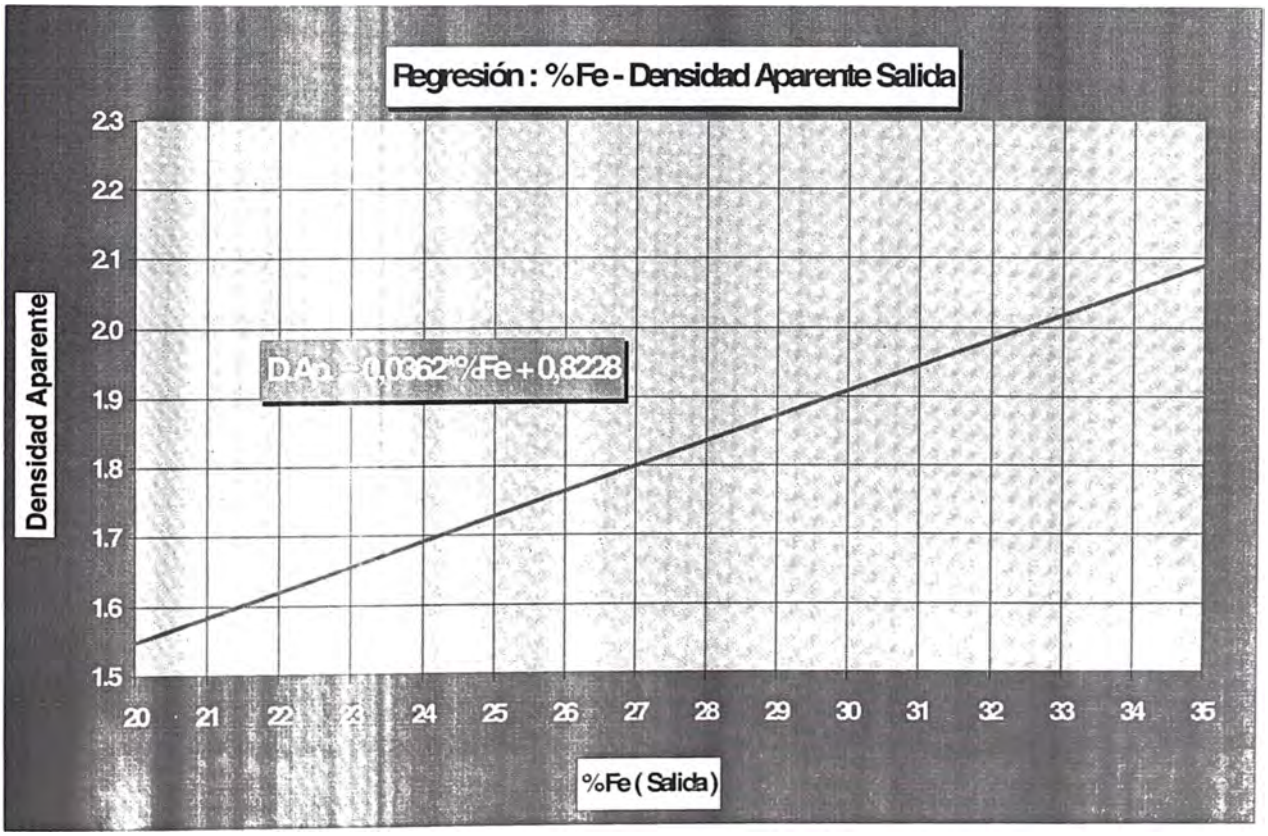

Tonelaje Vs Recuperación Peso
Recuperación ( % Wt )
70
65
60
55
50
45
40
1000
1100
1200
1300
1400
1500
1600
1700
1800
1900
2000
2100
2200
2300
2400
2500
Tonelaje ( Feed )

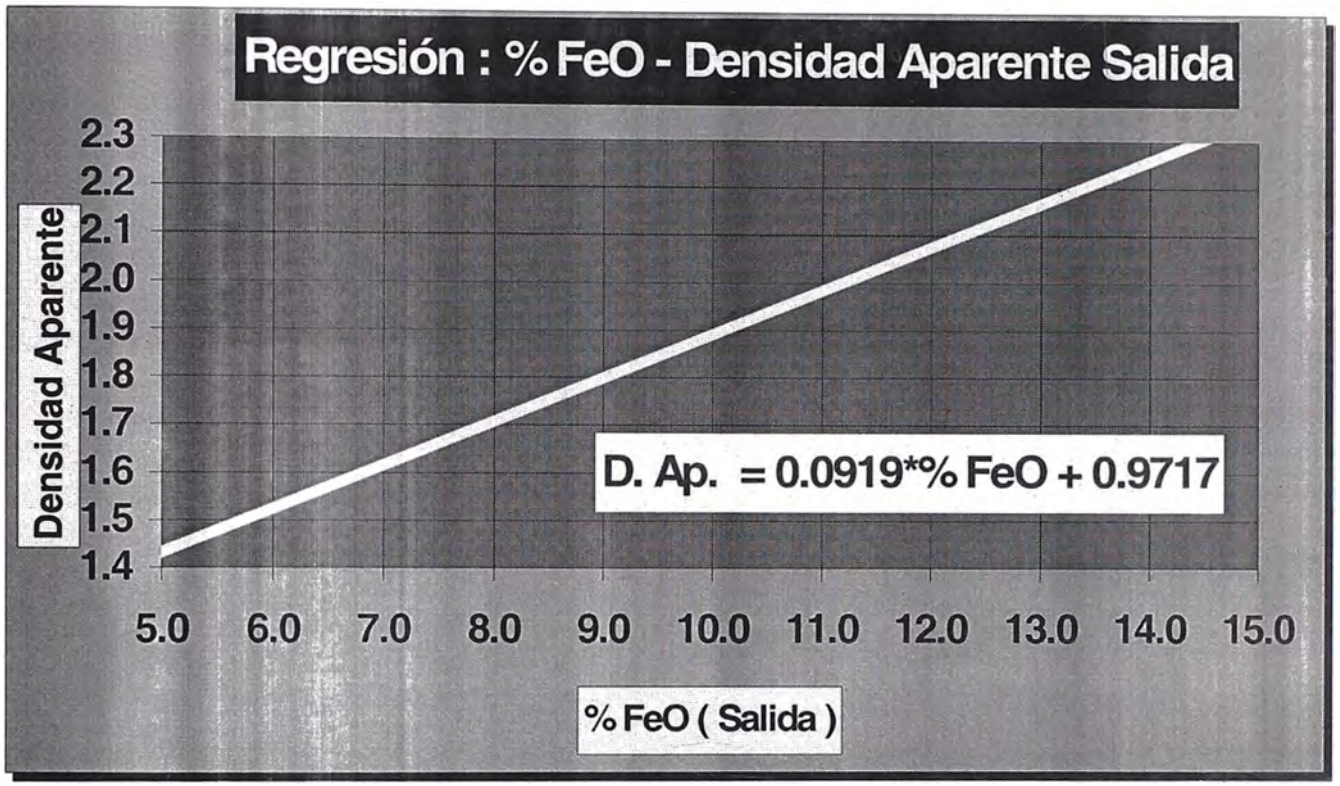

Tonelaje Vs Ley de Fe( Salida )
Ley de Fe ( Salida )
50
45
40
35
30
25
20
15
10
% Fe ( Salida ) = 0,0162*TLS + 4,0347
1000
1100
1200
1300
1400
1500
1600
1700
1800
1900
2000
2100
2200
2300
2400
2500
Tonelaje ( Feed )

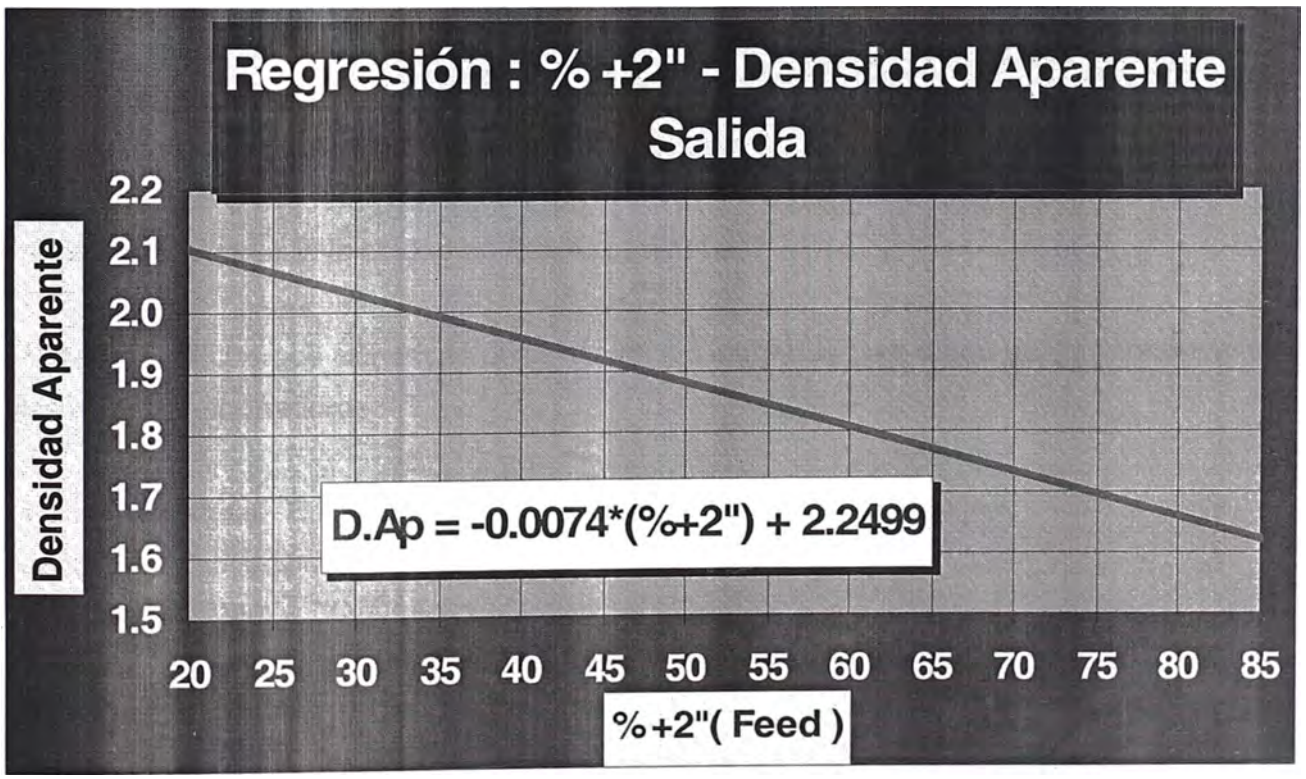

Tonelaje Vs Distribución de Fe
Dist.(% Fe) = -0,0246*TLS + 111,87
Distribución de % Fe
100
90
80
70
60
50
1000 1100 1200 1300 1400 1500 1600 1700 1800 1900 2000 2100 2200 2300 2400 2500
Tonelaje ( Feed )

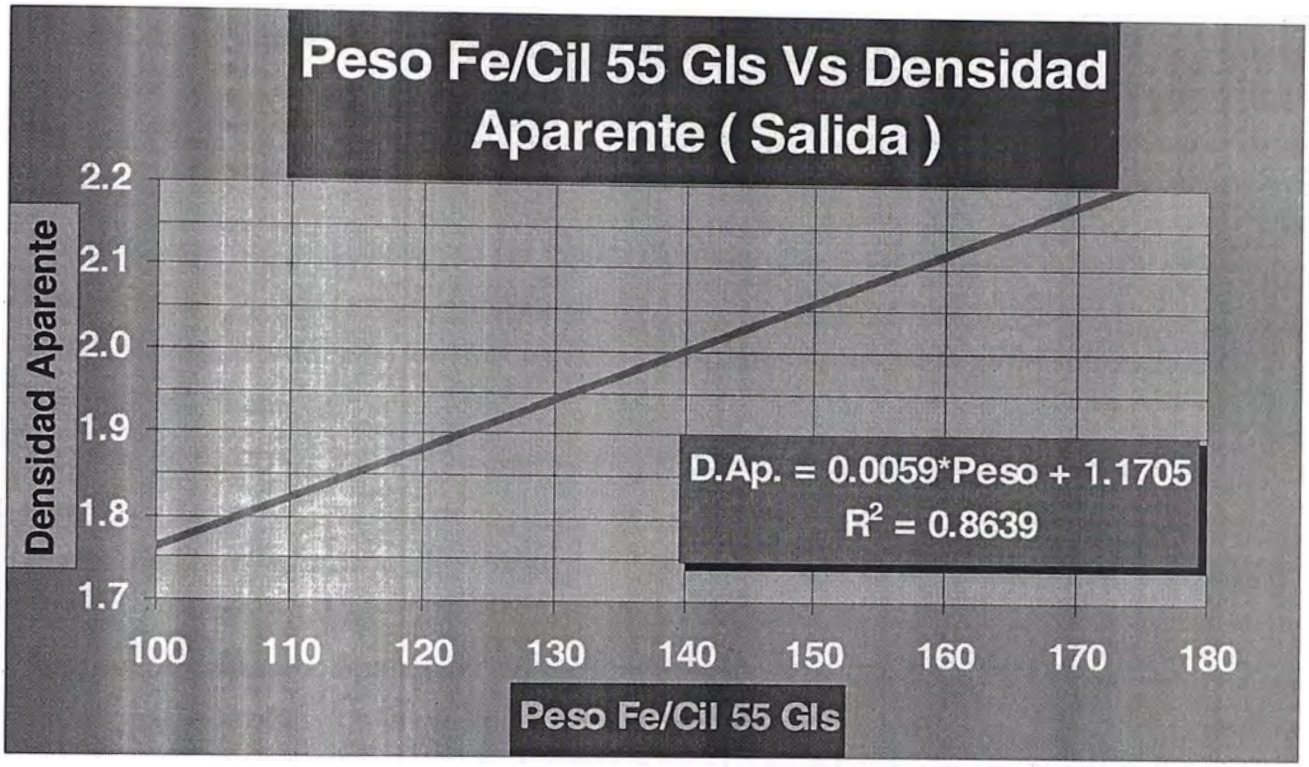

Tonelaje Vs Ley FeO ( Salida )
% FeO ( Salida ) = 0,0083*TLS - 2,8585
Ley FeO ( Salida )
15
14
13
12
11
10
9
8
7
6
5
1000 1100 1200 1300 1400 1500 1600 1700 1800 1900 2000 2100 2200 2300 2400 2500
Tonelaje ( Feed )


Tonelaje Vs Distribución % FeO
Distribución ( % FeO )
100
90
80
70
60
50
40
1000
1100
1200
1300
1400
1500
1600
1700
1800
1900
2000
2100
2200
2300
2400
2500
Dist.( % FeO ) = -0,029*TLS + 121,42
Tonelaje ( Feed )


Regresión : %Fe - Densidad Aparente Salida
Densidad Aparente
23
22
21
20
1.9
1.8
1.7
1.6
1.5
D.Ap = 0,0362*%Fe + 0,8228
20
21
22
23
24
25
26
27
28
29
30
31
32
33
34
35
%Fe ( Salida )


Regresión : % FeO - Densidad Aparente Salida
Densidad Aparente
2.3
2.2
2.1
2.0
1.9
1.8
1.7
1.6
1.5
1.4
D. Ap. = 0.0919*% FeO + 0.9717
5.0
6.0
7.0
8.0
9.0
10.0
11.0
12.0
13.0
14.0
15.0
% FeO ( Salida )


Regresión : % +2" - Densidad Aparente Salida
Densidad Aparente
2.2
2.1
2.0
1.9
1.8
1.7
1.6
1.5
D.Ap = -0.0074*(%+2") + 2.2499
20
25
30
35
40
45
50
55
60
65
70
75
80
85
%+2"( Feed )




### *7.5 Transporte*

#### *7.5.1 Definiciones*

***Fajas transportadoras:*** Son franjas de lona recubiertas con jebe, montadas entre poleas y apoyadas sobre polines en plataformas adecuadas.
Las fajas transportadoras se diferencian entre si por su longitud, ancho, espesor, resistencia al calor y velocidad de desplazamiento.

***Poleas:*** Son cuerpos cilíndricos ubicados en los extremos o en algún punto intermedio de las fajas transportadoras.

***Polea de cabeza:*** Es la polea instalada en la parte delantera de la faja, mirando en el sentido del movimiento.

***Polea de cola:*** Es la polea instalada en la parte trasera de la faja.

***Poleas dobladoras:*** Son las poleas intermedias que sirven para hacer cambiar de dirección a la parte inferior de las fajas ( lado de retorno ).

***Poleas de contrapeso:*** Es la polea que sostiene el contrapeso.

***Polea motriz:*** Es la polea que transmite el movimiento a la faja.

***Polines:*** Son cuerpos cilíndricos de menor diámetro que el de las poleas; sirven para la faja.
***Polines cargadores:*** Son los polines sobre los cuales se apoya la parte superior de la faja (lado de la carga).
***Polines de retorno:*** Son los polines sobre los cuales se apoya el lado de retorno de la faja.
***Polines encarriladores o guiadores:*** Son los polines que sirven para mantener alineada la faja.
***Polines de impacto:*** Son los polines cargadores forrados con jebe, que sirven para amortiguar el impacto de la caída del mineral a la faja.
***Plataforma o mesa:*** Es la estructura sobre la cual van montadas las bases de los polines cargadores.
***Cables de emergencia:*** Es un cable instalado generalmente al costado de la plataforma; uno de sus extremos va amarrado a un switch y sirve para detener la faja desde cualquier punto cercano a ésta.
Puntos de atrape: Son los espacios comprendidos entre la faja y los polines o poleas, mirando en el sentido de avance de la faja.

### 7.5.2 Transporte por faja o conveyor

El transporte del mineral de los stocks de las plantas de la mina se efectúa por el sistema de fajas transportadoras la longitud total de la cabeza a la cola es de 15.35 KM .

### Objetivo

- Lograr una operación eficiente del Sistema de Fajas Transportadoras cumpliendo los estándares de producción y calidad necesarios.
- Evitar la mezcla de mineral en el jalado de las Plantas, cumpliendo el programa de trabajo asignado.
- Realizar el jalado de las plantas y los chutes especificados según los programas de trabajo.

- Depositar el material en la cancha de crudos en los chutes especificados según los programas de trabajo.
- Realizar los cambios de tipo de material jalado dando el tiempo adecuado para evitar mezclar tipos de mineral.
- Hacer seguimiento a los espacios por tipo de material en la Cancha de Crudos San Nicolás, levantando un perfil de estos, lo que permitirá realizar un programa adecuado que no afecte la calidad de los distintos tipos de mineral.

### *7.5.3 Parámetros de producción*

| | |
|---|---|
| Capacidad instalada: | 2,000 tls/hr. |
| Velocidad de las fajas: | 180.0 mt /min. |
| Generación de energía: | 1kw/hr * tls |
| Tamaño de material a transportar : | - 4" |

El programa de operación del conveyor se realiza en forma diaria. Actualmente la operación es de dos turnos por producción restringida del envío de mineral.
El mineral transportado se deposita en el stock de crudos en San Nicolás clasificándose por tipo de material.

De acuerdo a los procedimientos establecidos por la compañía se programa el envío entre la Superintendencia de Operaciones y Control de Calidad a fin de asegurar la calidad del crudo depositado en San Nicolás.

El jalado se realiza tanto de planta 1 o planta 2 especificándose los chutes en los programas de producción.
el depósito del material en la cancha de crudos se realiza en los chutes especificados en el programa de trabajo.

Cuando se efectúan cambios de tipo de mineral se da el tiempo necesario al apilador para evitar el mezclado de tipos de mineral.

Se hacen seguimientos a los espacios por tipo de material en la cancha de crudos en San Nicolás levantando un perfil de estos lo que permite realizar un programa adecuado que no afecta la calidad de los distintos tipos de mineral.

### *7.5.4 Operación del jalado*

La operación del sistema se realiza desde la CASA 1 O el Master, el operador se encarga de controlar y coordinar con los operadores de las Casas 2, 3 y 4. y la Supervisión del transporte de mineral desde la Mina hasta San Nicolas. Este operador mantiene comunicación permanente y múltiple vía radio y teléfono con los operadores de las casas mencionadas de todas las incidencias o eventos que se produzcan en cada punto de transferencia o tramo de faja del sistema.

Para la operación del sistema se requiere un total de 15 personas por turno más el Supervisor.

### *Transporte de mineral de Planta N° 1*

El jalado de material de Planta n° 1 en la actualidad es más costoso debido a que se tiene que transportar el material mediante 2 camiones desde la tolva de de 1-B hasta el hechadero de la faja a conveyor. Estos camiones recorren una distancia de1130 m. en ida y vuelta estaría recorriendo el doble de distancia.

Para solucionar éste problema se recomienda instalar la prolongación de la cola 1-B hasta el chute de transferencia.

### *7.6 Conclusiones*

- Las correlaciones que se han realizado, como producto de la evaluación de las pruebas efectuadas a nivel de campo, nos permiten tener una buena apreciación del proceso Dry Cobbing en lo que se refiere a lograr una óptima Recuperación Metalúrgica.

- Existe una relación directa entre el contenido de Magnetita ($Fe_3O_4$ ), leyes de FeO, en la entrada y la recuperación metalúrgica.

- Hay una relación inversa entre el tamaño de partícula, fracción ÷2" (%Wt ), y la recuperación metalúrgica.

- Existe una relación directa entre la Intensidad del Campo Magnético de las poleas y la recuperación metalúrgica en peso del proceso.

- Es importante controlar el nivel de la carga en la tolva que alimenta a la faja de la polea magnética, por la sencilla razón, que a más altura menor intensidad magnética y viceversa. Por lo tanto, a más altura mayores pérdidas.

- La recuperación metalúrgica tiene una relación inversa con el flujo de carga. Es decir, se incrementa cuando las TLS / Hr decrecen y viceversa. La velocidad de faja ( incrementa la Energía Cinética ) también está inter-relacionada en el proceso.

- La posición de la cuchilla en la descarga cumple un rol muy importante en la Recuperación Metalúrgica, especialmente de los Middlings ( intermedios ). De ahí que es importante definir su posición óptima.

- Comprobar qué tan eficiente es procesar la Planta de Dry Cobbing con una granulometría óptima y con una Intensidad de Campo Magnético satisfactorio.

- Implementar un sistema de control con criterio metalúrgico del proceso. Es decir, cuantificar la recuperación en peso, especialmente de los contenidos de material magnético, en base al análisis químico respectivo de las muestras.

### *7.7 Recomendaciones*

- Implementar muestreadores automáticos y un sistema de control del proceso con criterio metalúrgico del proceso.

- Es recomendable mantener un buen chancado cuando se trate de procesar la planta de Dry Cobbing. Lo ideal es que las partículas de magnetita estén lo más liberada posible de la ganga en el mineral a procesar. Ello se consigue con un mayor grado de chancado, es decir, cerrando los settings de las chancadoras secundarias.

- Es recomendable mantener las bobinas magnéticas en la intensidad magnética adecuada. Es conveniente por eso, controlar la intensidad de corriente amperaje ) en cada una de las poleas de la mejor manera.

- Es conveniente instalar motor con velocidad variable, pues ello, nos permitirá optimizar el nivel de carga a procesar. Es conveniente conocer las propiedades físicas y químicas de los frentes a explotar.

- A futuro es conveniente buscar hacer un proyecto Dry Cobbing más ambicioso por la cantidad de materiales de Baja Ley por procesar. Para ello es conveniente hacer una buena inversión económica e incrementar la recuperación metalúrgica de $Fe_3O_4$ de 80 % a 95 %.

- Por ejemplo, pensar en un chancado más fino, puede ser 1/2" ó 1/4". Se requiere invertir en chancadoras terciarrias, grizzlies, tambores multipolares y diseñar un sistema con circuitos cerrados de chancado.

- Se requiere de una gran inversión económica inicial, pero ello, se verá compensada con una granulometría más fina del producto final de chancado. Esto permitirá eliminar la molienda primaria de barras ( 8 molinos ), es decir, la alimentación será directa a la molienda de bolas primaria en circuitos cerrados de molinos con ciclones. Se elimina las pérdidas de tiempo en recargas de barras.

- La instalación de una zaranda vibratoria colocada encima de la primaria para separar material de mayor que 40" de tamaño y la instalación de una rompedora hidráulica. Con éste sistema estaríamos eliminando los tiempos muertos por atoros en la planta chancadora N° 2.

## BIBLIOGRAFÍA


- Segundo Congreso Nacional de Minería: Consejo Departamental de Lima y de la Libertad

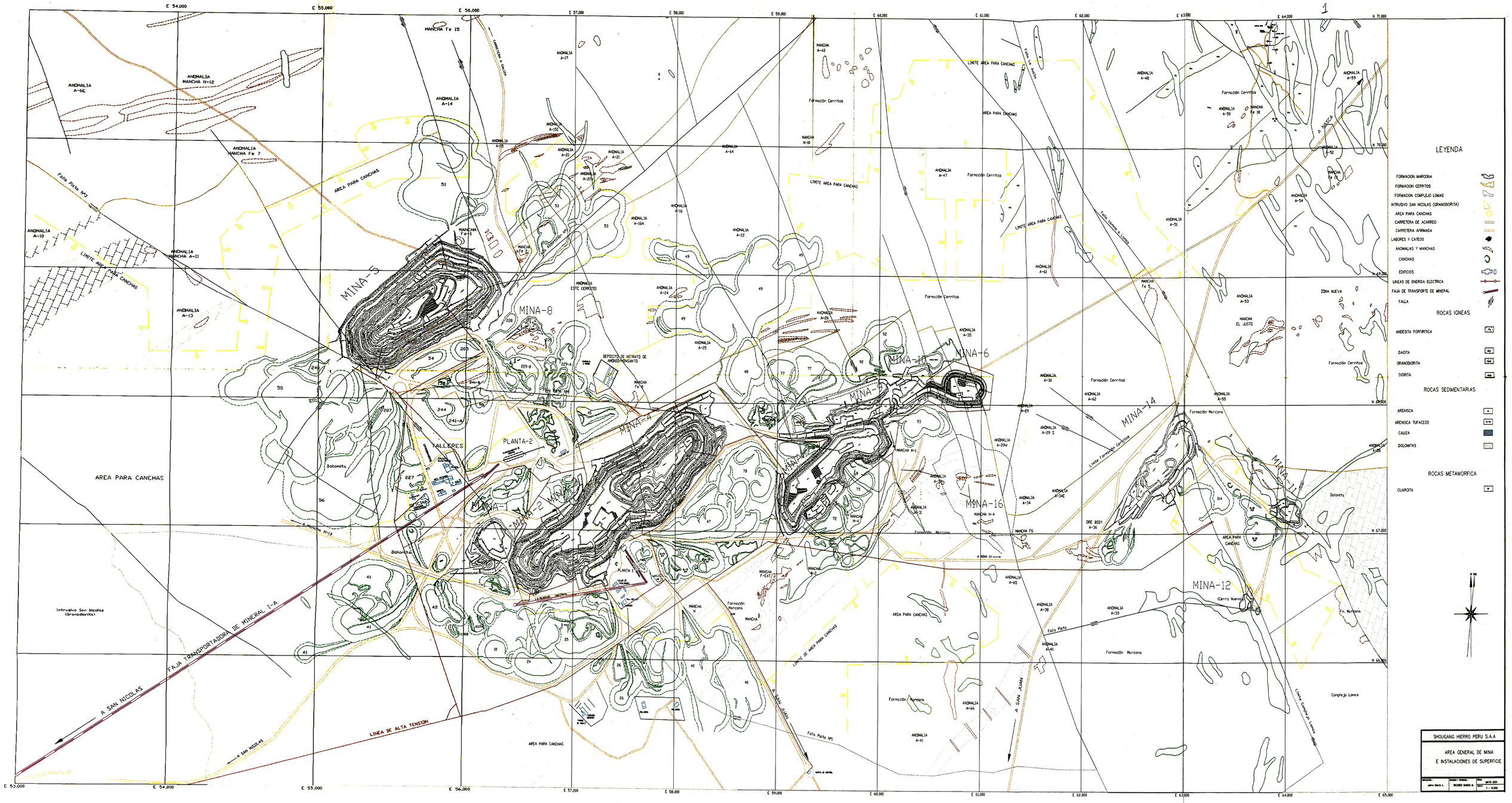
- Quinto Congreso Nacional de Ingeniería: UNSAAC

- Primer Seminario "Hierro Perú": Asociación de Técnicos Filial Marcona

- Manual de Perforación y Voladura de Rocas: Instituto Geológico y Minero de España.

- Tesis "Desarrollo de un Software para ser Aplicado a las Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura: UNI – FIGMM – Escuela de Minas.

- Informe Interno de la Empresa: Informe de Minería


MINA-5
MINA-8
MINA-4
MINA-1
MINA-2
MINA-3
MINA-10
MINA-6
MINA-7
MINA-16
MINA-14
MINA-11
MINA-12
(Cerro Nuevo)
PLANTA-2
PLANTA 1
TALLERES
AREA PARA CANCHAS
Formación Cerritos
Formación Marcona
Complejo Lomas
Intrusivo San Nicolas (Granodiorita)
FAJA TRANSPORTADORA DE MINERAL I-A
A SAN NICOLAS
LINEA DE ALTA TENSION
A SAN JUAN
A MARCONA
Falla Pisto NO
Falla Pisto NE
LIMITE AREA PARA CANCHAS
DEPOSITO DE NITRATO DE AMONIO-MONSANTO
ZONA NUEVA
LEYENDA
FORMACION MARCONA
FORMACION CERRITOS
FORMACION COMPLEJO LOMAS
INTRUSIVO SAN NICOLAS (GRANODIORITA)
AREA PARA CANCHAS
CARRETERA DE ACARREO
CARRETERA AFIRMADA
LABORES Y CATEOS
ANOMALIAS Y MANCHAS
CANCHAS
EDIFICIOS
LINEAS DE ENERGIA ELECTRICA
FAJA DE TRANSPORTE DE MINERAL
FALLA
ROCAS IGNEAS
ANDESITA PORFIRITICA
DACITA
GRANODIORITA
DIORITA
ROCAS SEDIMENTARIAS
ARENISCA
ARENISCA TUFACEOS
CALIZA
DOLOMITAS
ROCAS METAMORFICA
CUARCITA
SHOUGANG HIERRO PERU S.A.A.
AREA GENERAL DE MINA
E INSTALACIONES DE SUPERFICIE
MAYO 2001
1 : 10,000