

***UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE
HUAMANGA***

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL.**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS**



TRABAJO PROFESIONAL

**“APLICACIÓN DE LA EMULSIÓN GASIFICABLE COMO
NUEVO EXPLOSIVO EN LA MINA A TAJO ABIERTO SANTA
ROSA”.**

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO:

Bachiller ANCHAYHUA SERNA, Nelson Juan.

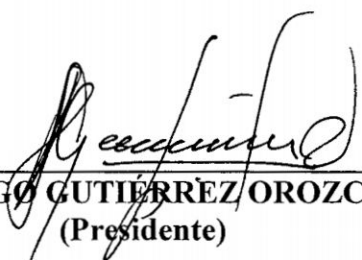
Ayacucho _ Perú

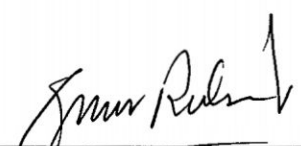
2009

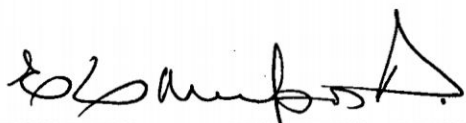
“APLICACIÓN DE LA EMULSIÓN GASIFICADA COMO AGENTE DE VOLADURA EN LA MINA A TAJO ABIERTO SANTA ROSA”

RECOMENDADO : 31 DE AGOSTO DEL 2009

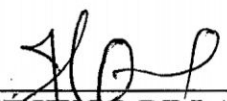
APROBADO : 10 DE DICIEMBRE DEL 2009


Ing. HUGO GUTIÉRREZ OROZCO
(Presidente)

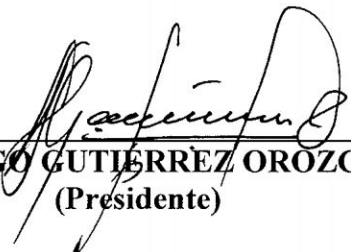

Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
(Miembro)


Ing. EDMUNDO CAMPOS ARZAPALO
(Miembro)

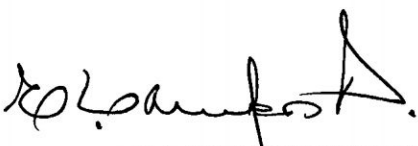

Ing. CIRO BAEZA GUTIÉRREZ
(Miembro)


Ing. JOSÉ HUGO DE LA CRUZ FLORES
(Secretario Docente)

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 10 de diciembre del 2009, en la Sustentación del Trabajo Profesional presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Nelson Juan ANCHAYHUA SERNA, con el Trabajo Titulado "APLICACIÓN DE LA EMULSIÓN GASIFICADA COMO AGENTE DE VOLADURA EN LA MINA A TAJO ABIERTO SANTA ROSA", fue calificado con la nota de CATORCE (14) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.


Ing. HUGO GUTIERREZ OROZCO
(Presidente)


Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
(Miembro)


Ing. EDMUNDO CAMPOS ARZAPALO
(Miembro)


Ing. CIRO BACA GUTIÉRREZ
(Miembro)


Ing. JOSÉ HUGO DE LA CRUZ FLORES
(Secretario Docente)

DEDICATORIA

CON TODO EL CARIÑO, AGRADECIMIENTO
ETERNO Y ADMIRACIÓN. A MIS
QUERIDOS PADRES JUAN DE DIOS Y
MARIA ANCELMA, POR EL ABNEGADO
SACRIFICIO PARA CUMPLIR CON SU
DEBER SUBLIME DE EDUCAR A SUS HIJOS.

A MI QUERIDA ESPOSA KATY
Y A MI HIJITA MARÍA KAMILA
FUENTE ETERNA DE MI ALEGRÍA
Y PREOCUPACIONES.

A MIS HERMANOS: LUÍS, CÉSAR,
ADEMIR, MARNO Y MARÍA CON CARIÑO
POR HABER COMPARTIDO JUNTOS LA
INMENSA AVENTURA DE LA VIDA.

AGRADECIMIENTO

El agradecimiento al Decano de la Facultad INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL; al Director de la E.F.P. INGENIERIA DE MINAS, como también a cada uno de los Docentes por sus Valiosos Aportes, Sugerencias, Orientaciones, Enseñanzas y Consejos durante mis Estudios en las Aulas Universitarias.

Agradezco a todos los Directivos de la EMPRESA MINERA AURIFERA SANTA ROSA S.A., AL ING. PELAYO MIRANDA “GERENTE DE OPERACIONES”, al ING. PAÚL URRUCHI HUAMAN JEFE DE PERFORACION Y VOLADURA”, A LOS JEFES DE DIFERENTES AREAS, Y A TODOS MIS COMPAÑEROS DE TRABAJO. Por brindarme todas las facilidades para realizar este Trabajo Profesional.

Con inmensa Gratitud mis Agradecimientos a mis Queridos Padres: JUAN DE DIOS ANCHAYHUA AÑANCA, MARÍA ANCELMA SERNA CRUZ, a todos mis Hermanos LUIS, CÉSAR, ADEMIR, MARNO, DIOSA MARÍA y a los Señores PAULINO VILCATOMA, CATALINA DELGADO que me Apoyaron Incondicionalmente durante mis Estudios Universitarios.

INTRODUCCIÓN

La voladura tiene como propósito fundamental optimizar la energía liberada por el explosivo para fragmentar lo mejor posible una parte del macizo rocoso, mientras que por el lado contrario, el deseo es a su vez minimizar la energía del mismo hacia la otra parte del macizo rocoso para así producir el menor daño posible.

Además, la voladura precondiciona la roca, sea mineral o desmonte, para su posterior tratamiento, de la forma más económica para el costo global de minado. La voladura es la primera etapa del proceso de conminución, compitiendo con las otras etapas de este proceso: chancado y molienda.

Al referirnos al producto final (Fragmentación), no solo consideramos los procesos físicos, como extracción, transporte, chancado y molienda. Ya se ha demostrado la importancia de la creación de microfracturas en el mineral para el tratamiento por parte de planta metalúrgica por la facilidad de molienda, por disminución de su “work index”, por el aumento de la eficiencia de la lixiviación y por el aumento de superficie específica.

Debemos tener claro cuáles son las variables más relevantes tanto técnica (Burden y Diámetro), de gestión (Stocks de Materias Primas y Costos de Servicios de Voladuras) y de recursos humanos (Organización y Compensaciones) que abarca la voladura.

Las operaciones unitarias de mayor importancia en minería y construcción en general son la perforación y voladura; en promedio estas operaciones alcanzan el 25% de los costos totales de operación, por esta razón es necesario planear con cuidado y minimizar costos.

Un diseño inapropiado en la perforación y voladura conduce a problemas con el incremento de los costos en las operaciones subsecuentes, dando como resultado una mala fragmentación, una costosa voladura secundaria y que adicionalmente influye en los costos de acarreo, transporte y chancado o tratamiento en nuestro caso el Pad.

Sin duda el resultado de una buena voladura en general es la Fragmentación del tamaño deseado para la planta metalúrgica y de acuerdo a los equipos de carguío que se nos exige; el mejoramiento de dichos resultados nos llevará a la optimización del Costo Global en Mina, generando mejoras en todas las operaciones de minado.

Una de las complicaciones en voladura es la energía utilizada para fragmentar la roca puesto que genera ondas sísmicas, que en algunas circunstancias pueden causar un daño significativo a la pared del talud, afectando su estabilidad, lo que produce un enorme impacto en el valor del proyecto minero.

En este informe de experiencia profesional: “APLICACIÓN DE LA EMULSIÓN GASIFICABLE COMO NUEVO EXPLOSIVO EN LA MINA A TAJO ABIERTO SANTA ROSA”, describe todo lo aplicado para lograr una reducción de costos e incremento de la capacidad productiva de la minera con las técnicas y diseños conocidos los cuales nos permitirá obtener una disminución en el consumo de explosivos, bajar los niveles de vibración, bajar el factor de potencia, bajar el costo unitario de perforación y voladura, bajar los costos a nivel macro en el minado y adicionar un valor agregado a nuestro producto final (Roca Fragmentada) utilizando tecnología de punta en base a lo que disponemos en campo y a lo que nuestros proveedores nos pueden ofrecer.

Para ello se buscará incrementar los beneficios que la voladura puede aportar a la cadena productiva agregando “Valor” a su producto. Cada etapa de proceso en el

minado en general, no debe ser optimizada para si misma, sino para maximizar su aporte de valor al Proceso Global: el óptimo del todo no es necesariamente el óptimo de cada una de las partes.

A la fecha se viene volando y moviendo 5.5 millones de toneladas mensuales siendo 2.2 millones de toneladas de mineral y 3.3 millones de toneladas de desmonte, trabajando con 6 perforadoras DM45E. Un promedio de dos disparos por día.

RESUMEN

El Departamento de Perforación y Voladura de Mina SANTA ROSA viene utilizando exitosamente, desde el mes de Noviembre del 2008, un nuevo tipo de Emulsión a Granel, que se sensibiliza in-situ por medio de Gasificación al momento mismo de ser bombeada a los taladros. Esta emulsión, desarrollada y fabricada en su planta de Salaverry por nuestro proveedor de productos y servicios, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., es del tipo agua en aceite, con buen balance de oxígeno y despliega una alta velocidad y presión de detonación.

La Emulsión fabricada en planta, transportada a la mina, almacenada en silos, trasvasada a los camiones fábrica y finalmente bombeada a los taladros es sólo una solución oxidante no explosiva. Esto hace que todas estas operaciones sean totalmente seguras. Se convierte recién en un agente explosivo (que, por definición, es no sensible a un detonador más sí a un booster de pentolita) cuando se ha producido la gasificación dentro del taladro, después de haberse mezclado con la solución gasificante a la salida de la bomba.

La emulsión gasificable substituye ventajosamente a las mezclas conocidas como “ANFO pesado” o “Heavy Anfo”, compuestas, en variadas proporciones, de ANFO (nitrato de amonio y petróleo diesel) y emulsión convencional. Por tanto, una operación de voladura con emulsión gasificada prescinde por completo del uso de nitrato de amonio y petróleo.

En MINERA SANTA ROSA hemos disparado a la fecha 22, 800 taladros con Emulsión Gasificable, en rocas de distinto grado de “Volabilidad” (Blasteability), mejorando el desempeño del ANFO pesado en fragmentación, control de proyecciones y generación de gases tóxicos. La Emulsión Gasificable reacciona con

una solución básica que lo sensibiliza químicamente, justo antes de su carguío a los taladros por medio del camión fábrica. La gasificación, entonces, se inicia y se completa dentro de los taladros, reduciéndose la densidad desde 1.35 – 1.38 hasta 0.90 – 0.93 g/cm³. El consumo de explosivos se reduce hasta en un 18%, respecto del ANFO PESADO. Aproximadamente treinta minutos después del carguío se obtiene la altura final deseada de la columna explosiva debido al esponjamiento obtenido, de acuerdo al Diseño de Carga y Taco Final. Además, su poder rompedor permite ampliar la Malla de Perforación, aumentar el diámetro del taladro, lo más importante es reducir los costos mediante estos dos parámetros y menor consumo de explosivo (SANG).

CONTENIDO

Dedicatoria	
Agradecimiento	
Introducción	
Resumen	

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1. Ubicación	05
1.2. Accesibilidad	05
1.3. Historia de la Mina	06
1.4. Clima y Vegetación	07
1.5. Justificación.	08
1.6. Objetivos.	08
1.7. Metodología.	08
1.8. Organización.	09

CAPÍTULO II

GEOLOGÍA

2.1. Geología Regional	10
2.2. Geología Estructural	11
2.3.- Geología Local	11
2.3.1 Tajo Tentadora	12
a. Ubicación	12
b. Litología	12
c. Alteración y Mineralización	13
d. Geología Estructural	14

2.3.2	Tajo Seductora	15
a.	Ubicación	15
b.	Litología	15
c.	Alteración y Mineralización	15
d.	Geología Estructural	17
2.3.3	Tajo Sacalla	17
a.	Ubicación	17
b.	Litología	17
c.	Alteración y Mineralización	18
d.	Geología Estructural	18
2.4.-	Geología Económica	20
2.5.-	Estratigrafía Santa Rosa	20
2.6.-	Reservas	23

CAPÍTULO III

OPERACIÓN DE MINADO EN MINA SANTA ROSA

Parámetros de Minado	24
3.2.- Operaciones Mina	24
3.2.1.- Perforación	24
3.2.2.- Voladura	27
3.2.3.- Carguío	28
3.2.4.- Acarreo	29
3.3.- Producción y Productividad	29

CAPÍTULO IV

CARACTERÍSTICA DE LAS MEZCLAS EXPLOSIVAS, ACCESORIOS Y DESCRIPCIÓN DE LA VOLADURA EN LA MINA SANTA ROSA.

4.1.-Tipos de Mezclas Explosivas	30
4.1.1.-Heavy Anfo	30
4.1.2.- Emulsión Gasificable	31
4.2.- Accesorios de Voladura	32
4.3.- Estándares de Diseño de Voladura	34
4.3.1.- Diseño de las Mallas de Perforación y Voladura	34
4.3.2.- Diseño de Carga con Emulsión Gasificable y HA	37
4.3.3.- Secuencia de Salida y Tiempos de Retardos	39
4.3.4.- Iniciación del Disparo	40
4.4.- Sistema Mecanizado de Carga	41
4.5.- Análisis de la Fragmentación Respectiva	43
4.5.1.- Registro de disparo	43
4.5.2.- Fragmentación	44
4.6.- Costos Unitarios y Totales	45
4.6.1 Costos Totales	45
4.6.2 Costos Unitarios de Perforación y Voladura	46

CAPÍTULO V

APLICACIÓN DE LA EMULSIÓN GASIFICABLE COMO NUEVO EXPLOSIVO EN EL TAJO ABIERTO DE SANTA ROSA.

ANTESEDENTES	49
5.1.- Descripción de los Componentes de la Emulsión Gasificable	50
5.1.1.- Descripción del Uso de la Emulsión Matriz Gasificable	50
5.1.2.- Descripción de la Solución de N20	50

5.1.3.- Componentes Principales de los explosivos comerciales	51
5.2.- Características de la Emulsión Gasificable (san g)	51
5.3.- Funcionamiento y Control del Camión en la Preparación del SAN G	53
5.3.1.- Parámetros de proceso de sensibilización de la matriz gasificable	
En camión fábrica	54
5.3.2.- Control de Mezcla del SAN G en el Camión con PLC	55
5.3.3.- Calibración de Mezcla en el Camión Fábrica	55
5.3.4.- Operación de Camión Fábrica en el Bombeo de SAN G	56
5.3.5.- Control de Calidad del Producto al Final del Proceso	57
5.4.- Diseño de Voladura con Emulsión Gasificable	57
5.4.1.- Variables y Parámetros de Diseño de Disparo Primario	58
5.4.1.1.-Variables no Controlables	58
5.4.1.2.-Variables Controlables	58
5.4.1.3.-Variables de Diseño	59
5.4.1.4.- Parámetros de Voladura	60
5.4.2.- Cuadro de Parámetros de Voladura	62
5.4.2.1.- Configuración de las Mallas de Perforación y Voladura	62
5.4.2.2.- Relación de Diseños de Disparos Primarios	62
5.4.3.- Cálculo de Carga con emulsión Gasificable	65
5.4.4.- Calculo del Volumen de Roca	69
5.4.5.- Cálculo del Factor de Carga o Potencia	70
5.4.6.-Cálculo del Factor de Energía	71
5.5.- Mediciones Realizadas a la Emulsión Gasificable	71
5.5.1.- Medición de Densidades	71
5.5.2.- Medición del VOD	74

5.53.- Estadísticas de Medición del VOD	75
5.6.- Análisis de Fragmentación	76
5.7.- Análisis Económico y Comparación de Costos.	79
CONCLUSIONES	82
RECOMENDACIONES	84
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA	86
ANEXOS	87
1.- Organigrama de la Empresa Minera Santa Rosa	88
2.- Calculo de Producción y Costos en Operaciones Mina	89
3.- Conceptos Fundamentales	95
4.- Fotos	99
5.- Fichas Técnicas de los Componentes del SAN-G	105
6.- Planos	108

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1.- Ubicación:

El Asiento Minero Santa Rosa, se encuentra ubicado en el Paraje del Cerro Pampa Larco, a una altura promedio de 3,500 m.s.n.m, a una distancia de 11.5Km. Al noreste del Poblado de Angamarca, Distrito de Angamarca, Provincia de Santiago de Chuco, Departamento La Libertad, a 164km al este de la Ciudad de Trujillo.

Las coordenadas geográficas son las siguientes:

Latitud Sur	08°08°
Longitud Oeste	78°04°

1.2.- Accesibilidad:

Accesible desde la Ciudad de Trujillo, a través de una carretera afirmada, aproximadamente 225 Km. hasta la mina.

Lima – Trujillo – Santiago de Chuco – Angamarca – Mina

Lima – Trujillo – Quiruvilca – Quesquenda – Mina

Lima – Chimbote – Pallasca – Mollepata – Mina

Por vía Aérea desde la Ciudad de Lima hasta el Altipuerto de Tulpo, y desde este Pueblo por vía terrestre hasta la Unidad Minera, tomando este recorrido dos horas aproximadamente.

Desde la Localidad de Angamarca existe una carretera de Propiedad de la Empresa, que conduce a la Mina ubicada en la zona denominada Pampa Larco, esta carretera y trochas realizadas por la Mina se encuentran próximas al trazo de la línea eléctrica.

1.3.- Historia de la Mina:

El área del denuncia Señor de los Milagros y sus alrededores ha sido trabajada eventualmente a pequeña escala por informales, habiéndose realizado en la década de los 80 la construcción de pozas rudimentarias de lixiviación, precipitando el Oro mediante polvo de Zinc (Merril Crowe) con producciones que oscilaban entre 1.5 a 3 Kg de Oro mes, como resultado de la extracción artesanal de mineral de 300 a 500 ton /mes.

El denuncia SEÑOR DE LOS MILAGROS, en la que se emplaza la Operación Minera perteneció desde 1978 al Sr. Evelio Alayo Mariño, siendo trasferida a inicios de los 90 a la Sociedad Minera de Responsabilidad Limitada SEÑOR DE LOS MILAGROS de Trujillo, la misma que hasta hoy posee la propiedad de las 150 hectáreas que comprende la Concesión Minera.

Las primeras investigaciones metalúrgicas se desarrollaron en los laboratorios de Kapees Cassidy and Associates (KCA) de los Estados Unidos entre Mayo y Agosto de 1992, cuyos resultados mostraron la docilidad del mineral en Pilas de Lixiviación reportando recuperaciones en laboratorio de 83.97 % en 62 días de lixiviación con un consumo de Cianuro de Sodio de 0.59 Kg/ton y 1.18 Kg/ton de cal. La prueba se realizó con 115.84 Kg de mineral al 89 % malla -2", en una columna de 20 cm. de diámetro cuyo resultado fue de 47.27% de extracción de Oro en 136 días de lixiviación.

En Septiembre de 1993 se inicia una prueba continua de lixiviación en pilas y recuperación de Oro con carbón activado con 18 toneladas de mineral. La prueba reportó una extracción de 71.95 % en 60 días de lixiviación con un consumo de cianuro de sodio de 0.282 kg/ton y 0.85 Kg/ton de cal.

La Unidad Minera, inicia por primera vez la etapa de la construcción del proyecto el 10 de Junio de 1993. Por aquella época, se comienzan los trabajos de preparación de las plataformas

para el carguío de mineral en pilas, preparación para pozas para soluciones del proceso, instalaciones para las líneas de flujo e instalaciones para la planta de ADR (Adsorción, Deserción, Reactivación).

Paralelamente se construyen campamentos, oficinas, talleres, casa de fuerza, laboratorio para análisis químicos y otras obras de infraestructura.

En Enero de 1994, se inicia la operación de cargado de mineral al primer PAD de lixiviación, el mismo que entra en proceso de lixiviación a fines de Marzo de 1994. La producción de la primera barra de **DORE** Oro / Plata se produjo el 24 de Abril del mismo año. Desde entonces a la fecha se ha ido incrementando progresivamente dicha producción.

La planta de ADR, tuvo como capacidad inicial el tratamiento de 90 gpm de solución rica. Inició su operación el 1º de Abril de 1994 con 70 gpm, a la fecha después de diez años con 8 meses de operación dicha capacidad se ha incrementado a 600 gpm.

El Tajo Sacalla, perteneciente al proyecto Antarki permitió la ampliación de las operaciones a 12,000 toneladas diarias de producción y posteriormente la incorporación de Proyecto Seductora amplió la producción a su nivel actual de 25,000 tpd.

1.4.- Clima y Vegetación:

El clima en la región varía de acuerdo a su altitud. En el fondo de los valles así como en la parte inferior de los tributarios, existe un clima cálido y seco, las temperaturas en éstos valles oscilan generalmente entre 20°C - 30°C y las precipitaciones son menores.

En las partes altas denominadas también Jalca el clima es templado a frío.

Las temperaturas máximas son de 15°C - 16°C y las mínimas de 5°C - 6°C; frecuentemente descienden durante las noches por debajo de 0°C.

En estas zonas altas las precipitaciones pluviales son abundantes durante los meses de diciembre a marzo.

1.5.- Justificación.

El uso de Emulsión gasificable tiene como objetivo utilizar con mayor eficiencia la capacidad de rompimiento y fracturamiento de la roca con la finalidad de seguir mejorando la fragmentación del material disparado que se acarrea al Pad para su lixiviación y reducir principalmente costos en el uso del Explosivo, Perforación y Operación Mina.

1.6.- Objetivos.

Reducir el costo de explosivo sin variar la calidad de la fragmentación

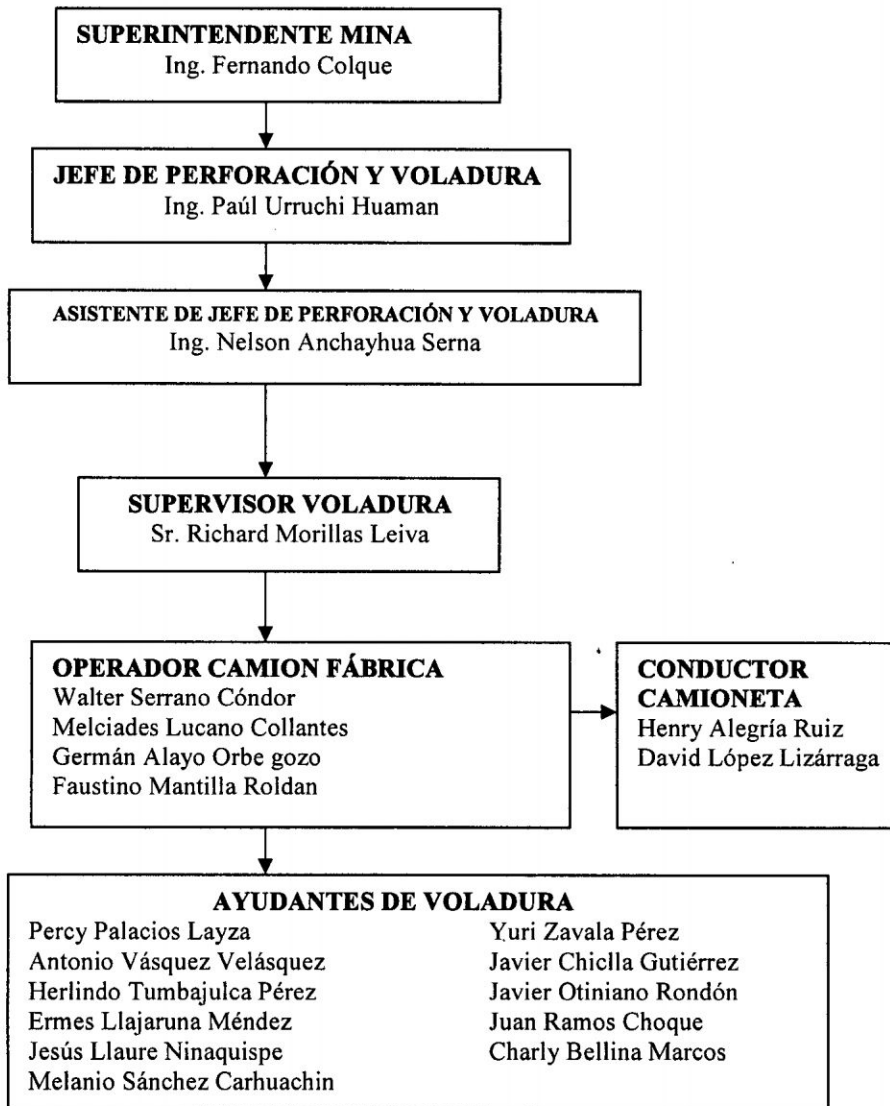
1. Disminuir la cantidad de explosivo en cada taladro en un 18%.
2. Incrementar la seguridad y reducir los niveles de riesgo.
3. Reducir los agentes contaminantes transmitidos por aire.
4. Mantener los resultados de fragmentación a nivel de piso.
5. Disminuir el Factor de Potencia y Carga.
6. Disminuir los Costos de Perforación.
7. Disminuir los Costos de Explosivos.

1.7.- Metodología.

La metodología utilizada en el presente trabajo es experimental; en la que se realizaron pruebas en la cancha de entrenamiento de la Empresa de Explosivos Famesa S.A. (Emulsión Gasificable), en la Mina Santa Rosa hasta conseguir resultados favorables tanto en la Fragmentación, Reducción de Costos y Mejoramiento en el Rendimiento de Equipos de Carguío).

- Descripción de los componentes del explosivo (Emulsión Gasificable) para su mejor uso y manipulación.
- Evaluación de las características de los componentes del agente de explosivo para conseguir reacción favorable.
- Identificación de todas las mejoras durante las pruebas realizadas con Emulsión Gasificable.

1.8.- Organización: El área de Perforación y Voladura está Organizada de la siguiente forma



CAPÍTULO II

GEOLOGÍA

2.1.- GEOLOGÍA REGIONAL

En la zona afloran rocas sedimentarias, ígneas y volcánicas en menor grado, entre las primeras se han reconocido varias formaciones que abarcan en edad desde el Jurásico Superior (Titoniano) hasta el Cuaternario Reciente.

La secuencia sedimentaria comprende las siguientes formaciones: Chicama del Jurásico, Chimú, Santa, Carhuaz, Farrat, Inca, chulec y Huaylas del Cretáceo.

Estas ocurrencias son cortadas por intrusivos dioríticos y pórfidos feldespáticos que por correlación con el área de Quiruvilca se les asigna una edad de 15 MA.

Cubriendo estas secuencias se ubican depósitos cuaternarios, coluviales y fluvio-glaciares.

En el área de Santa Rosa la Formación Chicama se compone esencialmente por lutitas oscuras a negras, con fina estratificación sub horizontal, asimismo lentes de calizas claras con espesores de hasta 0.50 m.

Las formaciones Santa, Carhuaz y Farrat, conforman la parte suprayacente del grupo Goyllarisquizga y sus rocas son de similares composiciones petrográficas que las hacen favorables para contener mineralización aurífera; lo que no ocurre con la formación Chicama infrayacente constituida por lutitas de color gris oscuro.

La Mineralización se encuentra dentro de la Formación Chimú, que tiene a la roca encajonante más favorable para la ocurrencia de éstos depósitos auríferos, rocas constituidas por areniscas y cuarcitas con ínter estratificaciones de lutitas y limolitas, con mantos Carbonáceos en su parte inferior. La estratificación se da en capas medianas a gruesas, algunas veces presenta estratificación cruzada y la existencia de lechos de carbón señala su Origen Continental.

2.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL:

Estructuralmente el área esta afectada por fracturamientos principales de dirección andina cortados por fracturamientos secundarios de orientación NE; siendo el fracturamiento NW el que determina la orientación de la mineralización.

Se evidencia la presencia de sobre escurrimientos menores paralelos de bajo ángulo, hasta 20°, con dirección NW siendo importantes controles mineralización y alteración del sistema. Estos sobre escurrimientos en su mayoría son paralelos a la estratificación siendo evidente que aprovecharon Horizontes de Arcilla para su deslizamiento.

Las secuencias estratigráficas presentan en su mayoría espesores hasta 50 cm. las cuales están afectadas formando por plegamientos suaves en los bancos inferiores; en los bancos superiores se muestran en monoclinales opuestos erosionados.

2.3.- GEOLOGÍA LOCAL

El yacimiento Santa Rosa está clasificado como un depósito epitermal de alta sulfuración emplazado en areniscas y cuarcitas de la Formación Chimú, con vetillas mineralizadas poco espaciadas entre sí.

Una fase hidrotermal temprana fracturo y brecho estas rocas y de ella escaparon los gases de la cámara magmática del posible intrusivo emplazado en profundidad. Gran parte del oro fue depositado con pirita y arsenopirita y en muy poca cantidad metales base.

Estudios de investigación microscópica demuestran que existió una etapa posterior con oro adicional de una fuente profunda o posiblemente removilizada de la asociación pirita-arsenopirita. Los altos contenidos de arsénico, antimonio, la presencia de diáspora y pirofilita aunque con bajo contenido de cobre permiten clasificar a este depósito como epitermal de alta sulfuración.

2.3.1.- TAJO TENTADORA:

a.- Ubicación

El Tajo Tentadora esta ubicada en las coordenadas:

	NORTE	ESTE
NE	9103060	829700
SE	9103580	829720

b.- Litología:

Constituida en la base por la Formación Chicama, conformada predominantemente por lutitas negras de estratificación delgada, con presencia de pirita diseminada, suprayaciendo se tiene concordantemente a la Formación Chimú, compuesta por estratos de areniscas, cuarcitas e intercalaciones de lutita y limonitas al techo.

c.- Alteración y Mineralización:

Cuarzo-Sericita, este tipo de alteración se encuentra en casi todos los niveles, siendo débil a moderada, ver (foto 01).

Silicificación, es moderada a fuerte, predomina especialmente esta última en el lado este del tajo, ver (foto 02).

Cuarzo -Sericitica, Esta alteración la vemos en las cuarcitas blancas, granular y deleznable de la parte Este del Tajo, siendo una zona con mineralización económica.

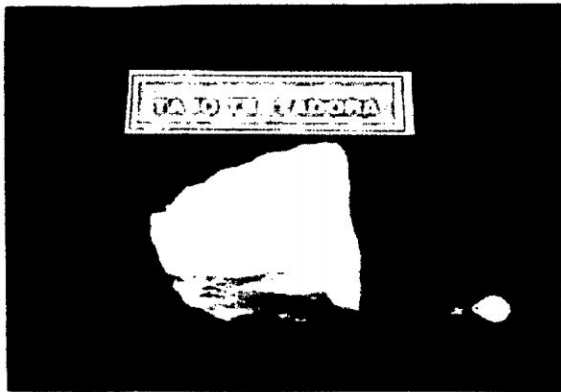


Foto 01
UBICACIÓN: Tajo Tentadora, Banco 483E,
Horizonte B
DESCRIPCIÓN: Cuarcita blanca, de grano
medio, con alteración cuarzo sericita.
Ley: 0.40 ppm en Au.

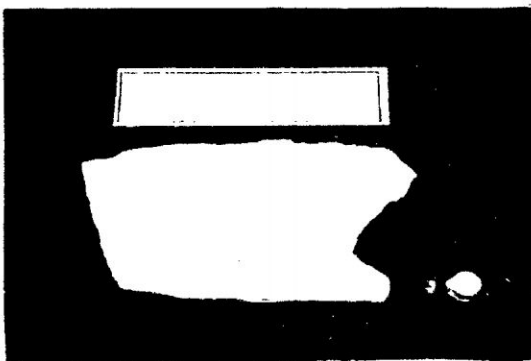


Foto 02
UBICACIÓN: Tajo Tentadora, Banco 467N,
Horizonte B
DESCRIPCIÓN: Cuarcita gris oxidada, con grano
medio a fino, silicificada con delgados planos de
estratificación.
Ley: 0.35 ppm en Au.

La mineralización está asociada a la presencia de estructuras mayores como la falla Santa Francisca al Este y falla Santa Rosa al Oeste y por las fallas centrales como Tentadora, San Andrés, San Agustín, Florida y San Marcos, todas ellas han servido para el craquelamiento de las rocas y fueron albergadas en los estratos de areniscas y cuarcitas de la Formación Chimú.

Esta Mineralización está Caracterizada por la presencia de Óxidos y Sulfatos de Hierro como:

Goethita	FeO (OH) -----	Asociada al Au
Jarosita	KFe ₃ (OH) ₆ (SO ₄) ₂ -----	Asociada al Au
Escorodita	Fe (As O ₄) ₂ (H ₂ O) -----	Asociada al Au
Turgita	2Fe ₂ O ₃ nH ₂ O-----	Asociada al Au
Hematita	Fe ₂ O ₃ -----	No asociada al Au

La mineralización aurífera ocurre mayormente en partículas de oro libre muy fino e íntimamente asociados a óxidos de hierro (Jarosita, Goethita) además en brechas tectónicas e hidrotermales.

d.- Geología Estructural:

Parte importante del control de la mineralización del tajo Tentadora.

Las estructuras mayores del tajo tiene un rumbo promedio de 06°S - 26°W con un buzamiento de 23° - 39° al NW y son las siguientes:

- Falla Santa Francisca al este
- Falla Santa Rosa al oeste
- Y fallas Centrales:
 - Falla Tentadora
 - Falla San Andrés
 - Falla San Agustín

Falla Florida

Falla San Marcos

Estas fallas concordantes en su mayoría a la estratificación.

Se tiene también fallas menores (Stockwork) con Rumbos N60° - 76°E, y Buzamiento 69° - 86° al Sur, todo esto favorece al craquelamiento intenso predominante en direcciones Norte – Sur y Este – Oeste del Tajo Tentadora.

2.3.2.- TAJO SEDUCTORA:

a.- Ubicación:

Tajo ubicado entre las siguientes coordenadas:

Norte	9104200	9105000
Este	827900	829300

b.- Litología:

El Tajo Seductora consta básicamente de dos unidades litológicas bien definidas: cuarcitas en la parte inferior y cubriendo a estas areniscas, limonitas y arcillas, ambas unidades pertenecientes a la Formación Chimú.

c.- Alteración y Mineralización:

La alteración principal es cuarzo-sericita y en menor proporción se encuentra diáspora, este último mineral caracteriza a los yacimientos epitermales.

Cuarzo-Sericita- Este ensamble mineralógico muestra a la sericita como relleno intersticial; esta alteración disminuye con el incremento de la silicificación.

Sericitización- Muestra a la sericita intersticial pervasiva, dado en horizontes lutáceos alterados a arcillas, y en areniscas de grano fino a medio, como resultado de la transformación de las impurezas contenidas en la matriz.

Silicificación- Se han reconocido 2 etapas de silicificación:

La primera dada a manera de halos en los laterales del eje de los feeders, decrece a manera que se alejan del centro. Muestra a los bordes de los granos de cuarzo ligeramente obliterados.

La segunda a manera de venillas de sílice blanca lechosa, ligeramente porosa, rellenando micro fracturas oxidadas, ver (foto 04) y en algunos casos a los "boxworks".

Argilización

Se da en niveles de lutitas, con formación de minerales como la pirofilita, caolín y otros tipos de arcillas.

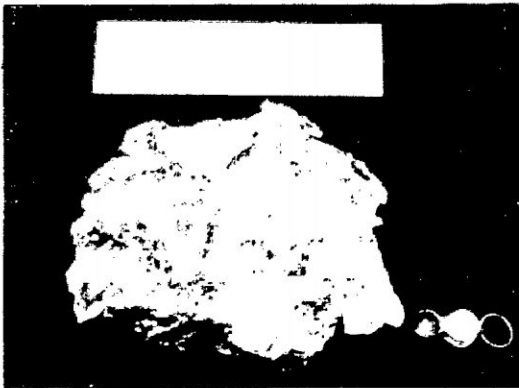


Foto 03
UBICACIÓN: Banco 307W
DESCRIPCIÓN: Brecha hidrotermal con clastos de cuarcitas y areniscas sub-angulosos en matriz fuertemente oxidada.
Ley: 0.52 g/t Au.



Foto 04
UBICACIÓN: Banco 347 N
DESCRIPCIÓN: Cuarzita silicificada de grano medio, con oxidación (Turgita) en fracturas, este tipo de alteración es típica de la mineralización.
Ley: 0.45 g/t Au.

d.- Geología Estructural:

Estructuralmente el Tajo Seductora es complejo, sin embargo gracias al contraste de litologías mencionado, se ha podido determinar algunas de las principales estructuras como La Falla Norte, La Falla Seductora y la Falla Central, cuyos rumbos generales son Este-Oeste y sub-verticales, formando horsts al norte de la Falla Norte y entre las Fallas Seductora y Central y grabens entre las Fallas Norte y Seductora y al sur de la Falla Central, en medio de estas estructuras se encuentran muchas fallas de menor magnitud con diferentes rumbos y buzamientos.

2.3.3.- TAJO SACALLA:

a.- Ubicación:

El tajo Sacalla esta ubicado entre las siguientes coordenadas:

Norte	9 102 500	9 103 200
Este	826 700	827 500

b.- Litología

Las rocas que afloran dentro del Tajo Sacalla están constituidas en su mayoría por cuarcitas de la Formación Chimú, y esta dividido al igual que Tentadora en 03 unidades.

Unidad A.- Constituido por secuencias de cuarcitas gris claras de grano grueso hasta 3 mm. de diámetro con débil oxidación (menor a 0.5%), muy compacta y débil porosidad, sus estratos se presentan en gruesos bancos de hasta un metro de espesor.

Unidad B.- Conformada por cuarcitas gris claro de grano medio con moderada a fuerte oxidación (hasta un 30%.) predominantemente goethita- y jarosita, con estratificación delgada,

estratos de hasta 40 cm. de espesor, con alta porosidad y permeabilidad 10% aproximadamente, en la parte intermedia de este horizonte se presenta un manto de carbón de forma irregular de fuerte espesor.

Unidad C.- Constituida por secuencias delgadas de cuarcitas gris claras y areniscas de grano medio ínter estratificadas con horizontes delgados hasta 2 cm. de lutitas y limolitas, de débil a moderada oxidación, también se presentan capas delgadas de carbón de hasta 40 cm. de espesor.

c.- Alteración y Mineralización:

Según las observaciones realizadas con el mapeo geológico, la alteración hidrotermal que ha afectado a las rocas en Sacalla presenta el siguiente ensamble mineralógico:

Cuarzo-Sericita-Caolín, indican que las cuarcitas fueron afectadas por actividad hidrotermal formando halos de alteración distribuidos en tres zonas una en la parte central y dos halos laterales con dirección NW, los cuales sirven como control mineralógico.

Cuarzo – Sericita se presenta formando un halo de color blanco con un ancho aproximado de 30 m. y en transición gradual se presenta la zona de argilización con un frente de 20m.

Estos tipos de alteración han afectado la matriz de las cuarcitas, produciendo que presenten una textura sacaroidea siendo fácil su reconocimiento por ser muy disgregables, ver **(foto 05)**.

El ensamble cuarzo-sericita se presenta en cristales muy finos rellenando cavidades intersticiales de las cuarcitas y rellenando fracturas, este ensamble es el más frecuente.

Entre otras alteraciones presentes se ve también el halo de silicificación e intensa oxidación producto de la lixiviación hidrotermal, ver (foto 06), con presencia de cavidades de lixiviación (boxwork) y fracturas rellenas de óxidos.

Todas estas alteraciones se presentan en la Unidad B de la Formación Chimú.

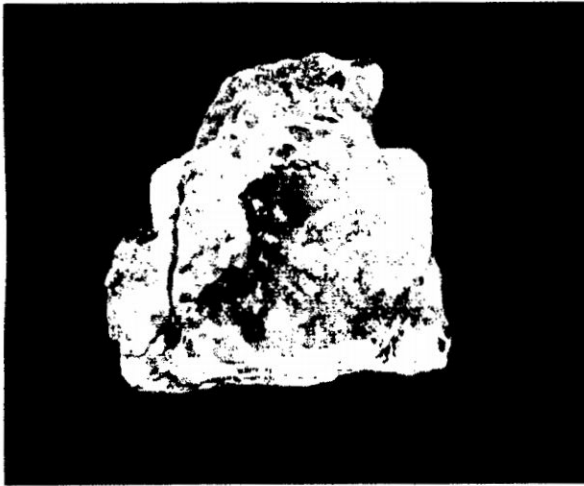


Foto 05

UBICACIÓN: Banco 510C

DESCRIPCIÓN: Arenisca gris, con alteración Qz-Sericita, con fracturas rellenas con cuarzo removilizados, fuerte oxidación con goethita y Escorodita.

Ley: 0.95 g/t Au.

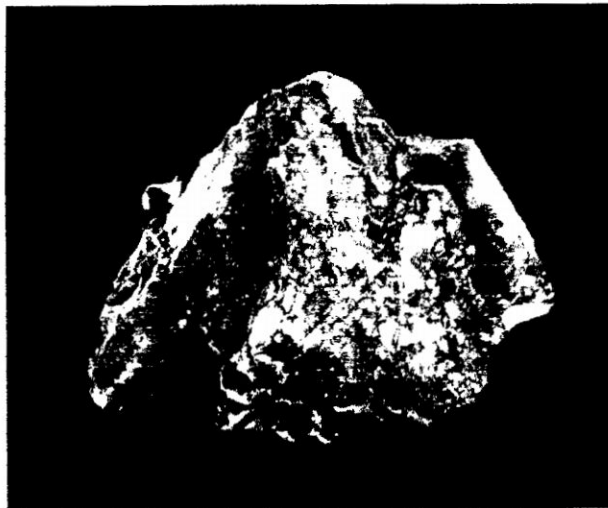


Foto 06

UBICACIÓN: Banco 328C

DESCRIPCIÓN: Brecha hiddraulica, con clastos subangulosos de cuarcita.

Ley: 0.75 g/t Au.

2.4.-GEOLOGÍA ECONÓMICA:

El yacimiento de Santa Rosa se ubica dentro de una secuencia de cuarcitas y lutitas ocasionalmente brechadas, pertenecientes a la formación chimú, con presencia de óxidos de fierro, como producto de alteración hidrotermal y supérgena de los sulfuros primarios:

Pirita y Arsenopirita. La ocurrencia de estos últimos minerales es esporádica.

De acuerdo a los ensambles mineralógicos, cuarzo, sericita, diáspora, pirofilita, se conceptúa el yacimiento de origen hidrotermal de ambiente epitermal a mesotermal relacionado a un intrusivo de composición intermedia.

La mineralización principal ocurre en óxidos y sulfatos: Goethita, Hematita y jarosita. Esporádicamente, se presentan pequeños núcleos de pirita diseminada dentro de las cuarcitas.

2.5.- ESTRATIGRAFÍA EN SANTA ROSA:

La unidad estratigráfica más antigua es la Formación Chicama de Edad Titoniano Superior, sobre yaciendo discordante se ubica la Formación Chimú de Edad Valanginiano; al Noroeste y Sureste de Santa Rosa se observa la formación Santa, la que a su vez sobreyace concordante a la Formación Chimú.

Estas secuencias son cortadas por intrusivos dioríticos y pórfido feldespáticos que por correlación con los del área de Quiruvilca se les asigna una edad de 15 M^a.

Cubriendo estas secuencias se ubican depósitos Cuaternarios, coluviales, fluvio-glaciares y fluviales.

En el área de Santa Rosa la Formación Chicama se compone esencialmente por lutitas oscuras a negras, con fina estratificación sub horizontal, areniscas y cuarcitas claras se intercalan

ocasionalmente a las lutitas presentándose, asimismo, lentes de caliza carbonosa con espesores de hasta 0.50 m. La pirita se manifiesta en forma diseminada en esta formación. Su relación con la Formación Chimú suprayacente es la de una discordancia erosiva.

La Formación Chimú, está compuesta por areniscas y cuarcitas de color blanco a gris claro, con tonalidades rojizas por intemperismo, lutitas y limolitas se intercalan a estas, con presencia ocasional de lentes de lutita carbonosa.

Localmente esta formación presenta tres unidades (J. Jacay, 1995) denominadas:

Unidad A, Unidad B, Unidad C., Jacay hizo esta separación a nivel local, para buscar un estándar en el mapeo de bancos en los tajos y correlacionarlas con las zonas de mineral, ver **(figura 02)**.

La Unidad A (0 - 200m) presenta grandes secuencias de areniscas de grano grueso intercalado con delgados niveles de lutitas o limolitas (de hasta 0.50 a 1.0 m).

La Unidad B (200 - 297m) presenta una secuencia rítmica de intercalaciones de areniscas de hasta 2.0m espesor de granulometría gruesa a media con lutitas o limolitas de 1.0 a 2.0m de espesor.

La Unidad C presenta dos horizontes (1) Horizonte Inferior con predominio de niveles finos como lutitas y limolitas finamente laminadas intercaladas con delgados niveles de areniscas de grano fino con contaminación de limolitas y (2) Horizonte Superior donde se observa un incremento de areniscas de grano fino a medio

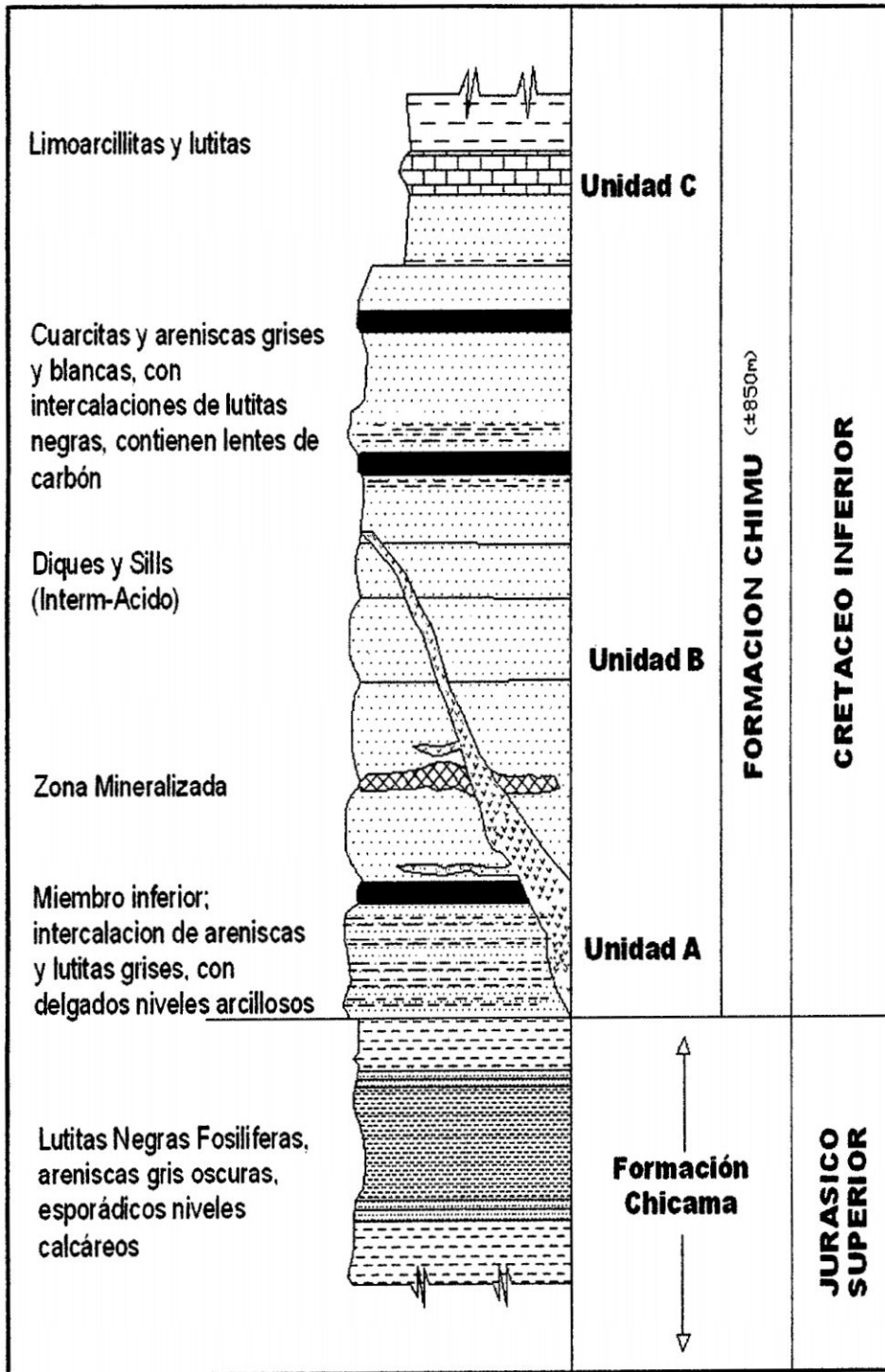


Figura 02 Estratigrafía del Yacimiento Minero Santa Rosa

2.6.-RESERVAS:

Entre las reservas probadas y probables hasta el 31 de diciembre del 2008, se muestra en la tabla siguiente:

CATEGORIA	TAJO TENTADORA		TAJO SACALLA		TAJO SEDUCTORA		TAJO COCHAVARA		TAJO CLARITA		TOTAL	
	TONELADAS	Au g/t	TONELADAS	Au g/t	TONELADAS	Au g/t	TONELADAS	Au g/t	TONELADAS	Au g/t	TONELADAS	Au g/t
PROBABLES	27,844.958	0.433	18,767.663	0.457	17,835.201	0.445	13,063.812	0.403	12,424.417	0.322	89,936.051	0.418
PROBADAS	5,901.412	0.366	5,700.705	0.385	4,098.354	0.450	4,157.925	0.363	3,562.562	0.349	23,420.958	0.382
T RESERVA	33,748.370	0.413	24,468.368	0.440	21,933.555	0.446	17,221.737	0.393	15,986.979	0.328	113,357.009	0.330

El total de reservas disponibles en la mina Santa Rosa de acuerdo a los tajos que actualmente se están explotando es de 113,357.009 TM con una ley promedio de 0.330 Au g/t.

CAPÍTULO III

OPERACIÓN DE MINADO EN MINERA SANTA ROSA

3.1.- PARAMETROS DE MINADO

Los parámetros de minado determinados por el departamento de ingeniería de MINERA SANTA ROSA a considerar en el desarrollo de la explotación de los tres tajos principales: Sacalla, Seductora y Tentadora.

PARÁMETROS DE MINADO

ALTURA DE BANCO	: 8 m
ANCHO MÍNIMO DE TRABAJO	: 17 m
ANCHO DE RAMPAS	: 20 m
BANCO DE SEGURIDAD	: 6 m
GRADIENTE DE RAMPAS	: 10 %
ÁNGULO DE TALUD FINAL	: 45 °
ÁNGULO TALUD DE BANCO	: 70 °

3.2.- OPERACIONES MINA

3.2.1.- PERFORACIÓN

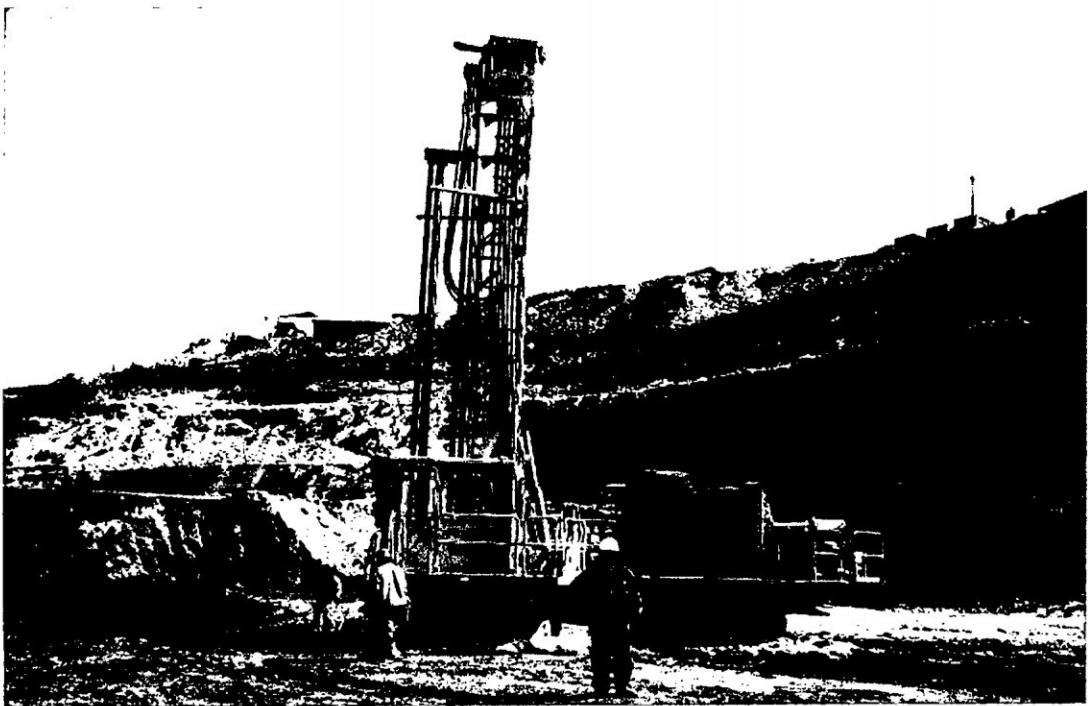
Se ejecuta mediante seis perforadoras DRILL MASTER modelo DM45E/HP INGERSOLLRAND Perforadora Diesel con sistema de Perforación Percusiva (DTH) para mineral y desmonte con diámetro de taladro de 5.75 pulgadas, con barras

de perforación de 9.0m; penetrando la broca en la roca debido a la combinación de 04 acciones:

- Percusión.
- Rotación.
- Avance.
- Barrido.

Se cuenta con una compresora de aire lo suficientemente capaz para evacuar el detritus del taladro, accionar el martillo de fondo y poder coleccionar los cuttings o detritus del taladro. Además es versátil, de traslados rápidos y soporta el terreno pesado de la Operación Minera.

Las especificaciones técnicas de la perforadora INGERSOLL RAND DM45E/HP, se muestra en la siguiente tabla:



ESPECIFICACIONES DE LA PERFORADORA INGERSOLL RAND DM45E/HP

<u>ESPECIFICACIÓN</u>	<u>DM45E/HP</u>
<p>Rango de perforación</p> <p>Rango de perforación con martillo</p> <p>Capacidad pulldown</p> <p>Velocidad de avance rápido</p> <p>Velocidad de retracción</p> <p>Capacidad de pullback</p> <p>Motores de rotación</p> <p>Tipo de motor</p> <p>Torque máximo cabezal</p> <p>Rango de velocidad cabezal</p> <p>Reducción cabezal de rotación</p> <p>Rosca del spline</p> <p>Compresor</p> <p>Motor diesel</p> <p>Capacidad combustible</p> <p>Sistema hidráulico</p> <p>Capacidad de bombas</p>	<p>5-1/8" a 7-7/8" (130 a 200 mm)</p> <p>6" a 8-7/8" (152 a 225 mm)</p> <p>45,000 lbs (20400 Kg)</p> <p>0 – 102 ft/min (31 m/min)</p> <p>0 – 159 ft/min (48 m/min)</p> <p>370,700 lbs (17100 Kg)</p> <p>Dos, de 6.0 y 4.0 cubic inch</p> <p>Desplazamiento variable y fijo</p> <p>6200 ft-lbs (8400 Nm)</p> <p>0 a 200 rpm</p> <p>15:1</p> <p>4" API I.F.</p> <p>900-1050 CFM/350 psig</p> <p>Detroit 12V71TA</p> <p>Cummins KTA-19C</p> <p>Caterpillar 3412</p> <p>15 U.S. gal (8141)</p> <p>Dos bombas desplazamiento variable</p> <p>Una bomba de dos cuerpos</p> <p>Una bomba axial pist.</p> <p>Principales 54.5 gpm (206.3 l/min) c/u</p> <p>Doble 39/25 gpm (148/94.6 l/min)</p> <p>Bomba avance lento 11.6 gpm</p>
<p>Capacidad estanque aceite hidráulico</p> <p>Sistema de filtrado</p> <p>Presiones del sistema hidráulico</p> <p>Sistema eléctrico</p> <p>Tipo de protecciones al paquete de potencia</p>	<p>67 gal (254 l)</p> <p>10 micrones</p> <p>Rotación 3000 psi (20684 MPa)</p> <p>Avance 3000 psi (20684 MPa)</p> <p>Traslación 4500 psi (31027 MPa)</p> <p>Circuitos aux. 3000 psi (20684 MPa)</p> <p>Indicador murphy operando sobre:</p> <p>Baja presión de aceite</p> <p>Alta temperatura aire descarga</p> <p>Alta temperatura agua motor</p>

3.2.2.- VOLADURA

El carguío de los taladros se realiza mediante camiones mezcladores, como explosivo de columna se emplea ANFO, HEAVY ANFO y EMULSION GASIFICABLE. Para el amarre de las líneas de superficie y las líneas descendentes se emplea el NONEL DUAL UNIDIRECCIONAL ANTIESTATICO siendo sus tiempos de retardo descendentes y de superficie de 800/25 ms, 800/17 ms. Para iniciar la carga se usa un multiplicador HDP-1 de 0.45 Kg. La calidad de la voladura se mide en base a la mayor o menor fragmentación de la roca.



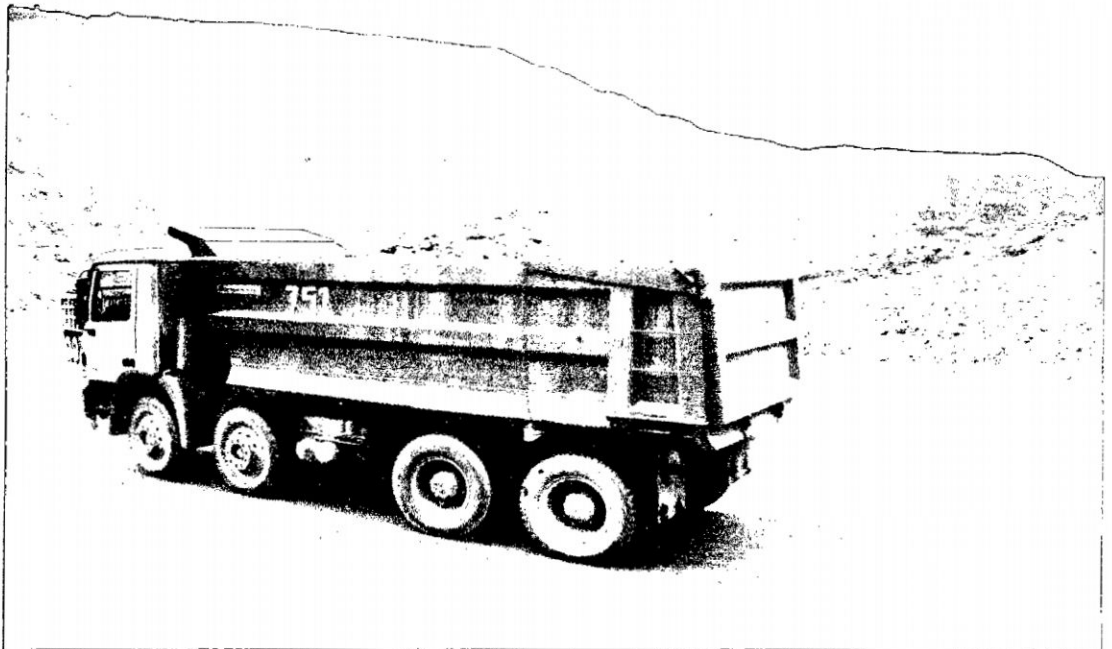
3.2.3.- CARGUIO

Se ejecuta con excavadoras CAT 345 BL de 3 m³ de capacidad de cuchara, 365 BL de 4 m³ de capacidad de cuchara, Komatsu PC600LC de 4 m³ de capacidad de cuchara y con cargadores frontales CAT 980 de 5 m³ de capacidad de cuchara Komatsu WA500 HA de 5 m³ de capacidad de cuchara. La producción de estos equipos depende de la disponibilidad de camiones, de las condiciones de terreno y trabajo.



3.2.4.- ACARREO

El acarreo de desmote y mineral volado se efectúa con camiones Volvo FM12 de 22 TM y Mercedes Benz de 30TM de capacidad. Esta operación se realiza desde los diferentes frentes de carguío de los tajos principales hacia las canchas de lixiviación (Pad) en caso de Mineral y hacia los botaderos en caso de Desmote.



3.3.- PRODUCCIÓN Y PRODUCTIVIDAD

El movimiento de mineral mensual en general en los tres tajos principales son de 2'200,000 TM con 0.330 gr. AU/TM equivalente a 603,911 gr. de oro que serán puestos en los pads (19,410 oz. Au), y mover 3'300,000 TM de desmote, con una relación de D/M de 2/1.

CAPÍTULO IV

CARACTERÍSTICA DE LAS MEZCLAS EXPLOSIVAS, ACCESORIOS Y DESCRIPCIÓN DE LA VOLADURA EN LA MINA SANTA ROSA.

4.1.- TIPOS DE MEZCLAS EXPLOSIVAS MÁS USADAS EN MINA SANTA ROSA.

4.1.1.- HEAVY ANFO

1. Consiste de ANFO, mezclado con emulsiones en porcentajes variados; en el cual la emulsión actúa como elemento energizante-reforzador, ocupando los espacios intersticiales que existen entre los prills del ANFO.
2. Rango completo de costo.
3. Varios grados de resistencia al agua.
4. Mezclado en planta o camión.
5. A medida que se utiliza más ANFO, la velocidad de detonación y la potencia absoluta por peso disminuye.

ESTRUCTURA DEL ANFO PESADO



4.1.2.- EMULSIÓN GASIFACABLE SAN-G

CARACTERÍSTICAS	Unidad	SAN_G
Densidad relativa de la matriz inerte	g/cm ³	1,38
Densidad relativa de la matriz sensibilizada (*)	g/cm ³	1,02 – 1,20
Viscosidad (Brookfield HA DVII a 50 rpm)	Cp	14,000
Velocidad de detonación (**)	m/s	4,600
Presión de detonación	kbar	58,20
Energía	kcal/kg	610,00
Volumen normal de gases	L/ Kg	1020,00
Potencia relativa en peso (***)	%	70,00
Potencia relativa en volumen (***)	%	102,00
Resistencia al agua Excelente		excelente
Categoría de humos		primera

PRESENTACIÓN: Presenta a granel y se distribuye en camiones cisternas de 25 toneladas.

SOLUCIÓN N-20

Características del componente N20 sensibilizador de la emulsión matriz.

Nº	CARACTERISTICAS	UNIDAD	ESPECIFICACIÓN
1	Viscosidad a 20 °C	Cp	1
2	Densidad a 20 °C	g/ml	1.12
3	PH		5.2
4	Apariencia		Líquido acuoso de color azul claro

PRESENTACIÓN: En cilindros plásticos de 200 kg o en Galonera de 16.5 Kg.

4.2.- ACCESORIOS DE VOLADURA

a.- Detonador no Eléctrico FANEL

Cápsula cilíndrica de Aluminio cerrada en un extremo que aloja en su interior a las cargas explosivas primaria y secundaria con el correspondiente tren de retardo e insertado en tubo plástico conductora de onda de choque.

Ingredientes:

- Tetranitrato de pentaeritrta
- Zirconio
- Silicio
- Sulfato de Bario
- Óxidos de plomo
- Aluminio
- Polietileno y resina ionomérica

b.- Fulminante Común

Cápsula cilíndrica de Aluminio cerrada en uno de los extremos que aloja en su interior a las cargas explosivas primarias y secundarias.

Su ingrediente es tetranitrato de pentaeritrta.

c.- Mecha de Seguridad

Cordón constituido por un núcleo de pólvora negra rodeado de varias capas de hilos textiles, papel y mezcla asfáltica, recubierto finalmente con una película plástica.

- Ingredientes:
- Pólvora negra
- Hilos textiles
- Papel
- Mezcla asfáltica
- Recubrimiento de plástico

d.- Cordón Detonante

Cordón constituido por un núcleo de tetranitrato de pentaeritrita, rodeado de fibras sintéticas y una película plástica exterior.

- Tetranitrato de pentaeritrita
- Fibras sintéticas
- Plástico

e.- Booster

Mezcla explosiva envasado dentro de un cilindro de cartón.

Ingredientes:

- Tetranitrato de pentaeritrita
- Trinitrotolueno

4.3.- ESTANDARES DE DISEÑO DE VOLADURA

Lo que se expondrá es a manera general son diseños usuales con los estándares establecidos en los tres tajos principales los cuales la mina esta trabajando; incidiendo en los costos; los cuales actualmente se han incrementado con respecto a los años anteriores.

Como consecuencia se evaluará los actuales índices que determinan el rendimiento del explosivo y la calidad del material fragmentado siendo nuestro principal objetivo para el mejoramiento continuo a nivel global.

Cabe resaltar que el uso de mayor explosivo en nuestras operaciones para obtener una mayor fragmentación, un mayor rendimiento en el minado y un mejor tratamiento durante la lixiviación es necesaria pero realizarla sin ningún control ni factor que nos indique un limitante o rango, es totalmente inadecuado pensar en aumentar nuestros costos sin control alguno; ello nos a la frase: “No se puede controlar todo lo que no se puede medir”

4.3.1.- DISEÑO DE LAS MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

EJEMPLO DE DISEÑO DE MALLA PARA ROCA DURA CON SAN-G

1.- Altura de Banco (H)

$$H = 10 + 0.57 * (C - 6)$$

$$H = 10 + 0.57 * (3 - 6) \quad ; \quad H = 8 \text{ mts}$$

2.- Cálculo del Diámetro del Taladro

$$H(m) \geq \frac{\phi(mm)}{15} \quad ; \quad \text{Despejando } \phi(mm) \text{ tenemos:}$$

$$\phi(mm) \leq H(m) * 15 = 8 * 15 \quad ; \quad \phi(mm) \leq 120mm; \quad \text{Por las}$$

condiciones geológicas del terreno se usa un diámetro de 146mm.

3.-Cálculo del Burden Máximo:

$$B_{\text{máx}} = 3.15 * \phi_{\text{tal}} * \sqrt[3]{\frac{\rho_{\text{exp}}}{\rho_{\text{roca}}}} \quad ; \quad B_{\text{máx}} = 3.15 * 5.75 * \sqrt[3]{\frac{1.2}{2.55}}$$

$$B_{\text{máx}} = 14.0 \text{ pies} \quad ; \quad B_{\text{máx}} = 4.0 \text{ mts}$$

4.- Sobre Perforación:

$$SP = 0.3B$$

$$SP = 0.3 * 14.0$$

$$SP = 4.20 \text{ pies} \quad ; \quad SP = 1.2 \text{ mts} \quad \text{Por}$$

Prácticas realizados en campo y maximizar la fragmentación requerida sea disminuido la **Sobre Perforación hasta 0.5mts**; menor a esto ya se tiene problemas con el piso.

5.- Longitud de Taladro:

$$L = H + SP$$

$$L = 26.25 + 1.64$$

$$L = 27.89 \text{ pies} \quad ; \quad L = 8.5 \text{ mts}$$

6.- Longitud del Taco:

$$\text{Taco}(T) = \frac{L}{3}$$

$$\text{Taco}(T) = \frac{27.89}{3} \quad ; \quad \text{Taco}(T) = 9.29 \text{ Pies} \quad ; \quad \boxed{\text{Taco}(T) = 2.6 \text{ mts}}$$

7.- Error de Perforación:

$$e = 0.05 + 0.03 * L$$

$$e = 0.05 + 0.03 * 27.89$$

$$e = 0.88 \text{ pies}$$

8.- Burden Práctico:

$$B = B_{\max} - e$$

$$B = 14.00 - 0.88$$

$$B = 13.00 \text{ Pies} \quad ; \quad \boxed{B = 3.9 \text{ mts}}$$

9.- Espaciamiento:

$$E = \frac{H + 7B}{8}$$

$$E = \frac{26.246 + 7 * 13.00}{8}$$

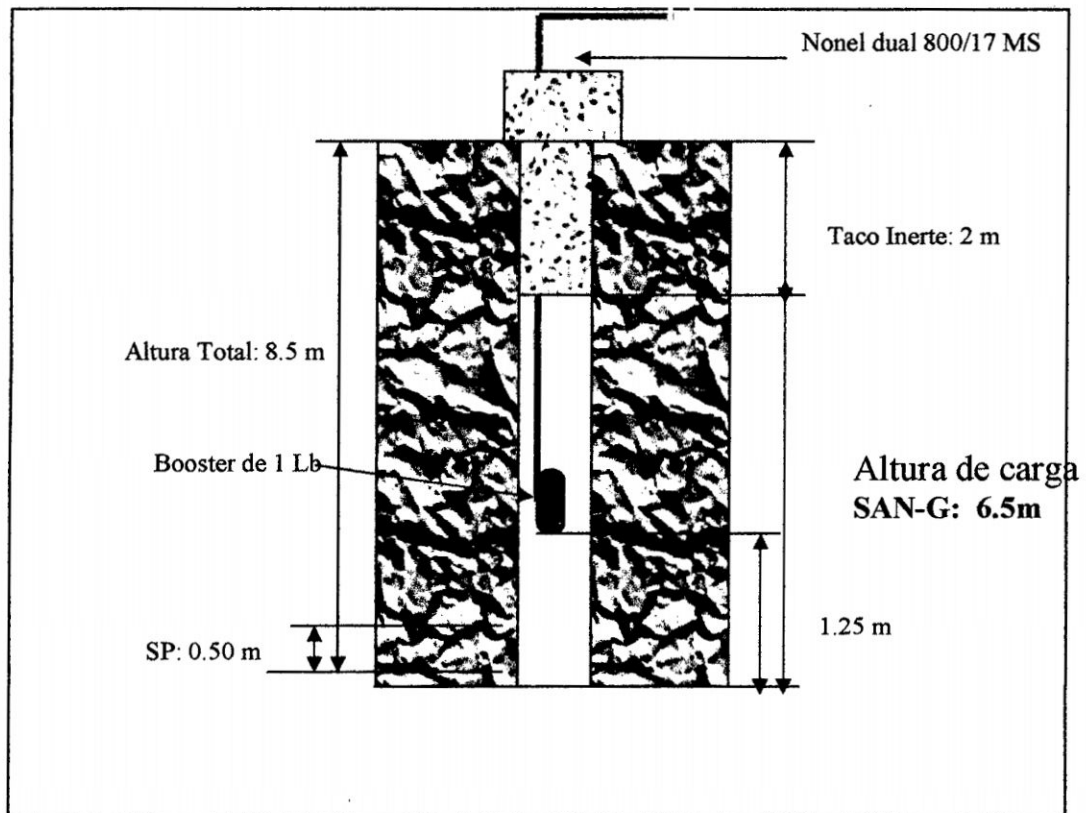
$$E = 14.65 \text{ Pies} \quad ; \quad \boxed{E = 4.4 \text{ mts}}$$

Parámetro	Roca Suave	Roca Media	Roca Dura
Diámetro de taladro (pulg.)	5.75	5.75	5.75
Malla de perforación	Triang. Equila.	Triang. Equila.	Triang. Equila.
Burden (m)	5.65	4.78	3.96
Espaciamiento (m)	6.50	5.50	4.40
Altura de banco (m)	8.00	8.00	8.00
Altura de taladro (m)	8.50	8.50	8.50
Sobre-perforación (m)	0.50	0.50	0.50
Taco (m)	3.00	2.80	2.50

4.3.2.- DISEÑOS DE CARGA CON EMULSIÓN GASIFICABLE Y HEAVY ANFO

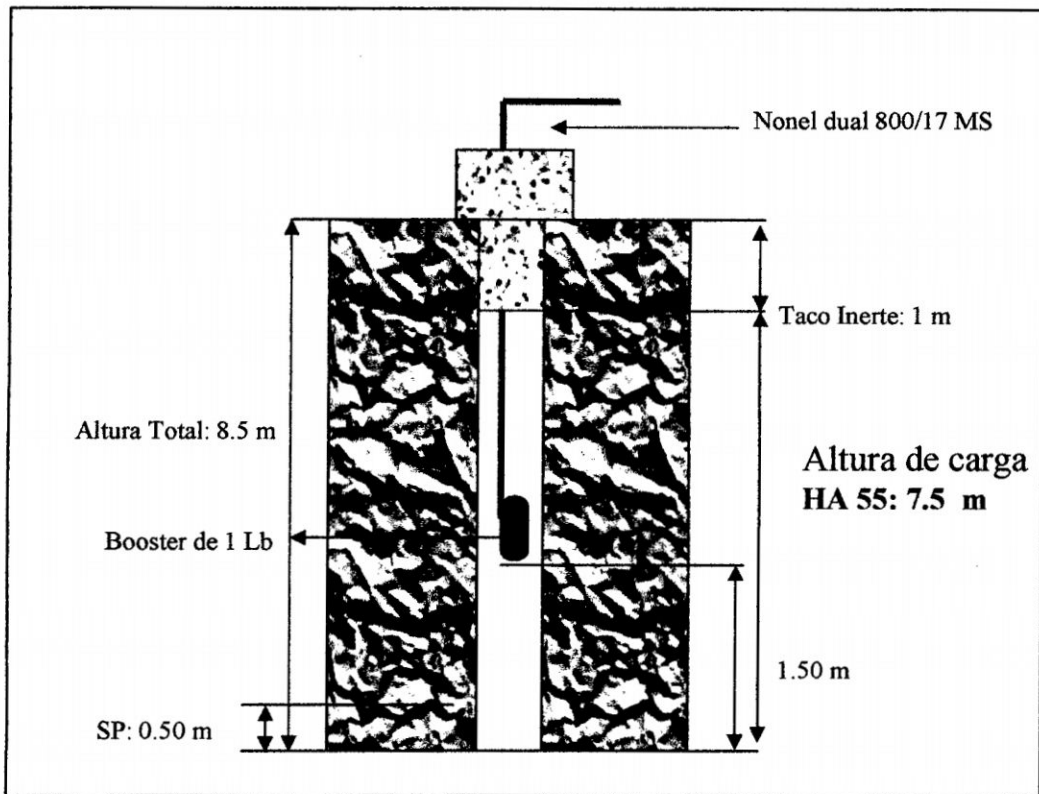
El diseño de carga de acuerdo al tipo de roca en los tajos son los siguientes:

DISEÑO DE CARGA (ROCA DURA)				
Explosivo: EMULSIÓN GASIFICABLE				
Densidad (gr/cm ³)	1200	Kg/cm ³	1.20	gr/cm ³
Explosivos/taladro	143	Kg/tal		
Emulsión	143	Kg/tal	100%	



FACTOR DE POTENCIA: 0.43 Kg/Ton

DISEÑO DE CARGA (ROCA DURA)				
Explosivo: HEAVY ANFO 55				
Densidad (gr/cm ³)	1300	Kg/cm ³	1.30	gr/cm ³
Explosivos/taladro	163	Kg/tal		
Emulsión	81	Kg/tal		
ANFO	82	Kg/tal	100 %	
Nitrato de Amonio	77	Kg/tal	94 %	
Petróleo	5	Kg/tal	6 %	

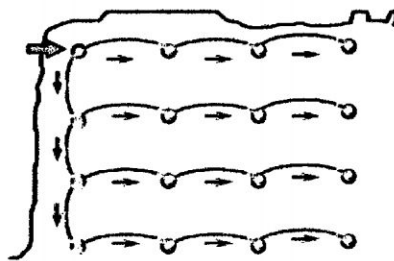


FACTOR DE POTENCIA: 0.53Kg/Ton

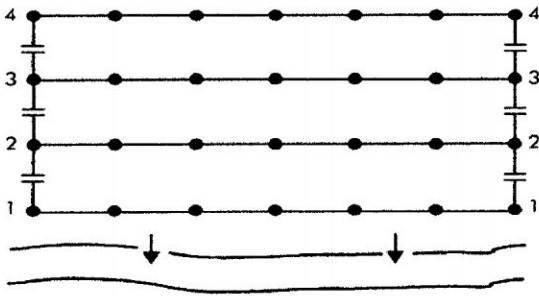
4.3.3.- SECUENCIA DE SALIDA Y TIEMPO DE RETARDO

Parámetros de tiempo	Roca Suave	Roca Media	Roca Dura
Retardo entre taladros (ms)	25	17	17
Retardo entre filas (ms)	109	65	42
Secuencia de salida	Echelón	V1	V0

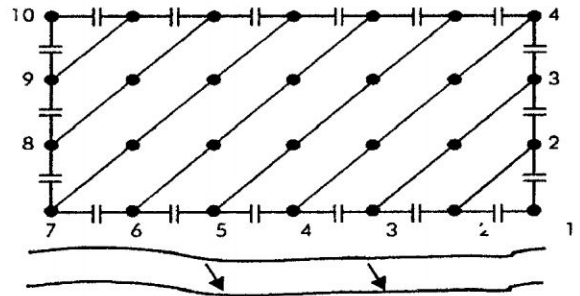
EHELÓN



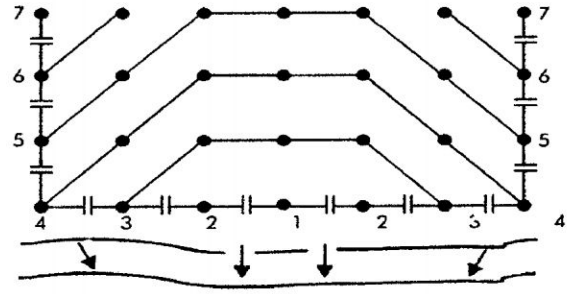
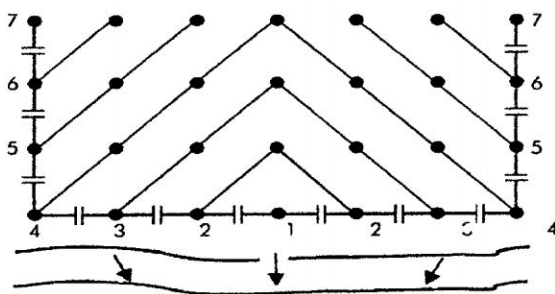
FORMAS DE SALIDA MÁS COMUNES EN MALLA CUADRADA



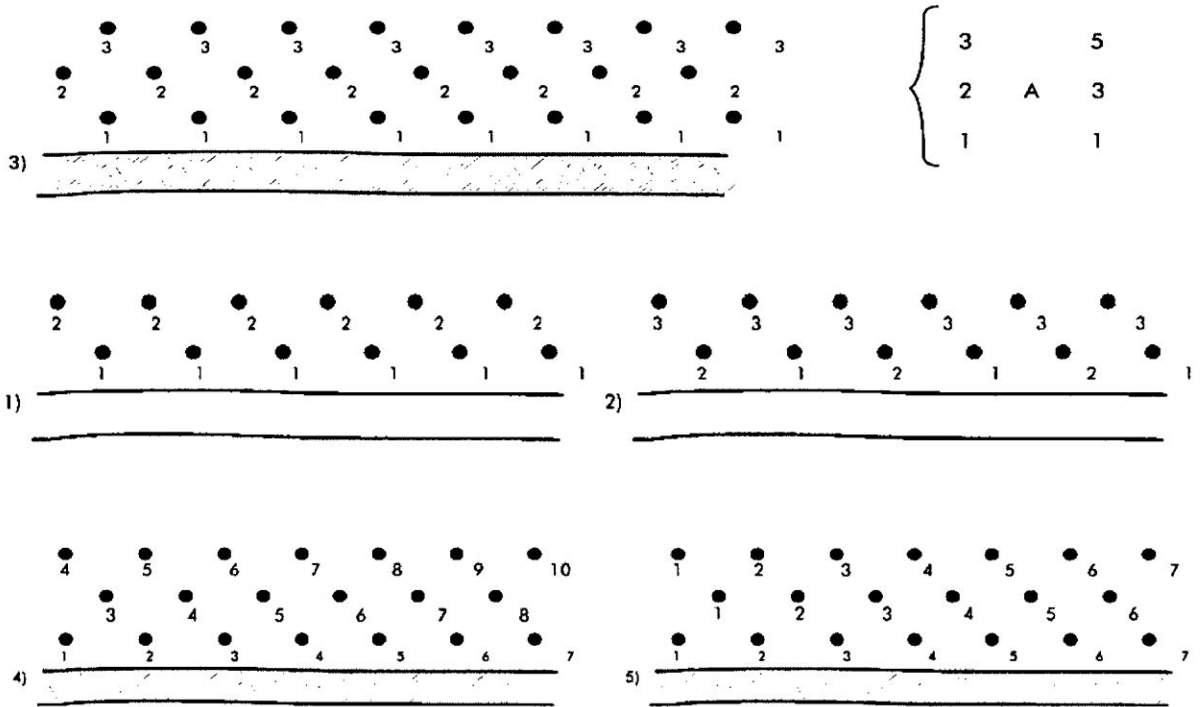
1. SALIDAS EN PARALELO



2. SALIDAS EN DIAGONAL



FORMAS DE SALIDA MÁS COMUNES EN MALLA TRIANGULAR



4.3.4.- INICIACIÓN DEL DISPARO

- Para la iniciación de los disparos se determina que el área esté en condiciones de ser volada, se procede a conectar, ensamblar o amarrar el sistema de encendido del disparo. Esta operación se hará 10 minutos antes de la hora programada para el inicio del disparo, y debe contar con la autorización del supervisor de voladura de mina.
- Se procederá entonces a conectar primeramente el retardo N° 0 al primer taladro a detonar y posteriormente se conecta el fulminante encapsulado con la mecha de seguridad en dicho retardo; con la precaución de dirigir el fulminante en sentido correcto respecto a la entrada de fuego, puesto que un error puede dejar sin detonar todo el proyecto.

- Luego de conexión de la Mecha de Seguridad; se esperará la orden del supervisor a cargo del chispeo del Proyecto, para proceder a encender la mecha y realizar el conteo regresivo para el disparo siendo de 4.20 minutos para la detonación.

4.4.- SISTEMA MECANIZADO DE CARGA

Siendo la Compañía Minera Santa Rosa la única Mina a Tajo Abierto en la actualidad quien ejecuta su propio sistema de carguío mecanizado de explosivos en el Perú ha desarrollado niveles altos de eficiencia en su mantenimiento y operatividad de sus camiones.

Actualmente la mina cuenta con dos camiones fábrica de explosivos tipo AUGER:

Camión Explosivo	Capac. tolva de NA	Capac. tolva Emulsión	Capac. tanque petróleo
N° 01	6 toneladas	5 toneladas	200 galones
N° 02	7 toneladas	8 toneladas	280 galones

Para el próximo año se estarán modificando nuestras unidades, adicionando el sistema bombeable para las futuras zonas de agua en los tajos.

Nuestro sistema mecanizado de carga nos ha permitido tener las siguientes ventajas:

- Aprovechar integralmente el volumen perforado debido al perfecto acoplamiento del explosivo en las paredes del taladro que elimina el anillo de aire entre ambos lados, consiguiendo un mayor rendimiento de la energía contenida en el explosivo.
- Cargar los taladros rápidamente con la consiguiente reducción del tiempo total de la voladura.
- Posibilidad de disminución de la mano de obra para las operaciones de carga.
- Mayor facilidad y autonomía en el suministro de explosivo así como un mejor control del mismo.

Lo anterior nos ha llevado a mejorar la productividad, siendo innegable que el clásico procedimiento de carga manual de los taladros, resulta inadecuado en nuestra operación.

El criterio para la selección de los camiones fábrica explosivo han sido los siguientes:

- Cantidad total de material a ser volado por año y vida de la mina.
- Proximidad de viviendas.
- Características geológicas.
- Costo actual de los explosivos.

Para el sistema mecanizado de carga tipo Auger escogido para la mina se planteó las siguientes premisas:

- Diámetro y longitud de taladro.
- Tamaño de la voladura.
- Taladros secos o húmedos.
- Tipo de explosivos a utilizar.
- Esquema de la voladura.
- Condiciones climáticas durante la campaña.
- Número de operarios en la voladura.
- Necesidades actuales y futuras.

Nuestros camiones fábrica poseen cuerpos con el brazo articulado montado sobre la parte superior trabajando mejor en nuestros diseños de taladros más ajustados. Estas unidades vienen equipadas con brazos articulados de 6.5 m y con un radio de giro sobre la parte superior del camión y por detrás de 345 °.

El brazo de descarga a una altura de alrededor de 3 m sobre el suelo a través de una manguera flexible que a su vez puede girar con un radio de 1.5 m desde el extremo del brazo. Esta característica permite al camión cargar numerosos taladros sin moverse. Los

caudales de salida del producto explosivo vienen a ser aproximadamente de 270 a 540 kg/min. Otra ventaja de este tipo de brazo es que se puede controlar desde la cabina del conductor, lo que le permite posicionar el camión, el brazo articulado y llenar los taladros sin tener que abandonar la cabina. Esta combinación proporciona ahorros considerables de tiempo gracias al control desde la cabina lo que supone además una gran ventaja en condiciones adversas de tiempo.

Dichos camiones son estacionados al final de la guardia en zonas señalizadas de seguridad en el polvorín de nitrato de amonio.

Para el abastecimiento de emulsión y nitrato de amonio al camión fábrica de explosivo se realiza en el polvorín y tenemos los siguientes silos:

Emulsión	Silo 01 SAN-G	Silo 02 SAN-G	Silo 03 SAN-G	Silo 04 E.Mat
Capacidad máxima	60 toneladas	60 toneladas	45 toneladas	60 toneladas

Nitrato de amonio	Silo N° 01
Capacidad máxima	16 toneladas

4.5.- ANÁLISIS DE LA FRAGMENTACIÓN RESPECTIVA.

4.5.1 .- REGISTRO DE DISPAROS

REPORTES

En Minera Santa Rosa el área de Perforación y Voladura se encarga de tener un reporte de todos los disparos efectuados indicando en este la cantidad de taladros, como fue cargado cada taladro, que tipo de explosivo se usó, el tipo de roca, la fecha,

el nivel, el gráfico de la secuencia de amarre, el taco, la presencia de agua, los consumos de explosivos por disparo, la altura de cada taladro, etc.

FILMACIONES

El área de Perforación y Voladura cuenta con una cámara filmadora la que se utiliza para filmar los disparos y poder apreciar si hubo eyección de algún taladro y así analizar si el taco es el correcto. Se analiza si hay traslape entre taladros, si la secuencia de salida es la correcta, si hay presencia de humos naranjas, etc.

4.5.2 FRAGMENTACIÓN

Para evaluar la fragmentación se utiliza el sistema de análisis “Wip Frag” que consiste en sacar fotografías de un frente de minado a una hora determinada, en la zona de análisis se coloca unas regletas de madera graduadas cada 10 cm de color rojo y blanco y de un largo total de 1 m que sirve como la escala referencial. El resultado que nos da el sistema es del porcentaje de material que pasa por una malla determinada. A pesar que este sistema tiene como limitación la medición de los finos es una buena herramienta de comparación entre diferentes zonas.

Por ejemplo en el Tajo Tentadora:

Resultados:

Disparo	Fecha	Material	D50 (cm)	D75 (cm)	D90 (cm)
TE08017	11/05/08	Cuarcita	0.0894	0.1388	0.1938
TE08028	11/05/08	Lutita	0.0896	0.1336	0.1853
TE08028	12/05/08	Lutita	0.1081	0.1801	0.2677
TE08017	12/05/08	Cuarcita	0.0978	0.1492	0.2298

4.6.- COSTOS UNITARIOS Y TOTALES

4.6.1 COSTOS TOTALES

COSTO DE OPERACIÓN MINA US\$/TM MINERAL PUESTO EN PAD

COSTO US\$/TM		DSC CCOSTOS	Prom. Mes	PRESUPUESTO		PROGRAMA MES	
OBRA	Material			US\$/Tm	% Var	US\$/Tm	% Var
Tentadora	Mineral	Perforación mineral	0.20	0.18	113%	0.21	92%
		Voladura mineral	0.13	0.18	72%	0.22	60%
		Carguio de mineral	0.11	0.12	92%	0.12	91%
		Mantenimiento de vias de acceso	0.10	0.05	211%	0.06	160%
		Remocion de mineral	0.00	0.05	4%	0.02	12%
		Serv. de equipo auxiliar para mineral	0.03	0.05	63%	0.05	65%
		Transporte de mineral	0.22	0.35	61%	0.24	91%
		US\$/Tm de Mieneral	0.79	0.98	81%	0.92	86%
	Desmante	Perforación desmante	0.25	0.60	42%	0.52	48%
		Voladura desmante	0.13	0.38	35%	0.38	35%
		Carguio de desmante	0.14	0.27	52%	0.30	47%
		Empuje de desmante	0.03	0.08	34%	0.03	81%
		Remocion de desmante	0.03	0.05	60%	0.19	15%
		Transporte de desmante	0.16	0.33	49%	0.43	37%
		US\$/Tm de Mieneral	0.74	1.70	43%	1.85	40%
Sub Total Tentadora US\$/Tm mineral en PAD		1.53	2.68	57%	2.77	55%	
Seductora	Mineral	Perforación mineral	0.19	0.16	116%	0.18	105%
		Voladura mineral	0.12	0.14	85%	0.17	74%
		Carguio de mineral	0.11	0.11	99%	0.12	96%
		Mantenimiento de vias de acceso	0.07	0.03	215%	0.04	163%
		Remocion de mineral	0.02	0.03	48%	0.01	174%
		Serv. de equipo auxiliar para mineral	0.04	0.05	81%	0.02	205%
		Transporte de mineral	0.38	0.53	72%	0.41	91%
		US\$/Tm de Mieneral	0.93	1.06	87%	0.95	98%
	Desmante	Perforación desmante	0.16	0.23	67%	0.25	62%
		Voladura desmante	0.10	0.21	48%	0.24	43%
		Carguio de desmante	0.21	0.17	128%	0.28	76%
		Empuje de desmante	0.03	0.03	94%	0.05	59%
		Remocion de desmante	0.07	0.03	220%	0.02	362%
		Transporte de desmante	0.31	0.18	169%	0.25	123%
		US\$/Tm de Mieneral	0.88	0.86	103%	1.09	81%
Sub Total Seductora US\$/Tm mineral en PAD		1.81	1.92	94%	2.04	89%	
Sacalla	Mineral	Perforación mineral	0.08	0.14	54%	0.15	52%
		Voladura mineral	0.06	0.11	51%	0.12	46%
		Carguio de mineral	0.12	0.13	93%	0.12	102%
		Mantenimiento de vias de acceso	0.09	0.02	466%	0.03	354%
		Remocion de mineral	0.01	0.02	40%	0.00	170%
		Serv. de equipo auxiliar para mineral	0.05	0.05	87%	0.04	126%
		Transporte de mineral	0.43	0.53	81%	0.53	80%
		US\$/Tm de Mieneral	0.82	1.00	82%	0.99	84%
	Desmante	Perforación desmante	0.17	0.13	135%	0.12	143%
		Voladura desmante	0.09	0.10	95%	0.12	75%
		Carguio de desmante	0.25	0.11	225%	0.07	355%
		Empuje de desmante	0.02	0.02	86%	0.05	33%
		Remocion de desmante	0.08	0.02	413%	0.01	640%
		Transporte de desmante	0.36	0.16	230%	0.25	143%
		US\$/Tm de Mieneral	0.96	0.53	183%	0.62	154%
Sub Total Sacalla US\$/Tm mineral en PAD		1.79	1.53	117%	1.61	111%	
Santa Rosa	Mineral	Perforación mineral	0.14	0.15	88%	0.17	80%
		Voladura mineral	0.09	0.13	69%	0.15	60%
		Carguio de mineral	0.11	0.12	94%	0.12	98%
		Mantenimiento de vias de acceso	0.09	0.03	302%	0.04	229%
		Remocion de mineral	0.01	0.03	28%	0.01	103%
		Serv. de equipo auxiliar para mineral	0.04	0.05	79%	0.03	121%
		Transporte de mineral	0.36	0.49	73%	0.44	82%
		US\$/Tm de Mieneral	0.84	1.01	83%	0.96	88%
	Desmante	Perforación desmante	0.19	0.25	74%	0.24	78%
		Voladura desmante	0.10	0.19	56%	0.21	50%
		Carguio de desmante	0.21	0.16	133%	0.18	118%
		Empuje de desmante	0.02	0.04	65%	0.05	48%
		Remocion de desmante	0.06	0.03	222%	0.05	129%
		Transporte de desmante	0.29	0.20	148%	0.29	103%
		US\$/Tm de Mieneral	0.88	0.86	103%	1.01	87%
Sub Total Comarsa US\$/Tm mineral en PAD		1.72	1.88	92%	1.97	88%	

COSTO DE MINADO US\$/TM POR TAJOS Y POR ACTIVIDAD

COSTO US\$/TM			PRESUPUESTO		PROGRAMA MES		
OBRA	Material	DSC CCOSTOS	P. Mes	US\$/Tm	% Var	US\$/Tm	% Var
Tentadora	Mineral	Perforación mineral	0.20	0.18	113%	0.21	92%
		Voladura mineral	0.13	0.18	72%	0.22	60%
		Carguio de mineral	0.11	0.12	92%	0.12	91%
		Mantenimiento de vias de acceso	0.10	0.05	211%	0.06	160%
		Remocion de mineral	0.00	0.05	4%	0.02	12%
		Serv. de equipo auxiliar para mineral	0.03	0.05	63%	0.06	66%
		Transporte de mineral	0.22	0.35	61%	0.24	91%
		US\$/Tm de Mineral	0.79	0.98	81%	0.92	86%
	Desmante	Perforación desmante	0.22	0.18	128%	0.20	110%
		Voladura desmante	0.12	0.11	106%	0.15	79%
		Carguio de desmante	0.13	0.08	160%	0.12	106%
		Empuje de desmante	0.02	0.02	103%	0.01	185%
		Remocion de desmante	0.03	0.01	182%	0.07	35%
		Transporte de desmante	0.14	0.10	148%	0.17	85%
US\$/Tm de Desmante	0.66	0.50	132%	0.73	91%		
US\$/tm de Material Movido			0.72	0.61	119%	0.78	93%
Seductora	Mineral	Perforación mineral	0.19	0.16	116%	0.18	105%
		Voladura mineral	0.12	0.14	85%	0.17	74%
		Carguio de mineral	0.11	0.11	99%	0.12	96%
		Mantenimiento de vias de acceso	0.07	0.03	215%	0.04	163%
		Remocion de mineral	0.02	0.03	48%	0.01	174%
		Serv. de equipo auxiliar para mineral	0.04	0.05	81%	0.02	205%
		Transporte de mineral	0.38	0.53	72%	0.41	91%
		US\$/Tm de Mineral	0.93	1.06	87%	0.95	98%
	Desmante	Perforación desmante	0.09	0.16	54%	0.17	50%
		Voladura desmante	0.06	0.14	39%	0.16	35%
		Carguio de desmante	0.12	0.11	104%	0.19	62%
		Empuje de desmante	0.02	0.02	76%	0.04	47%
		Remocion de desmante	0.04	0.02	177%	0.01	293%
		Transporte de desmante	0.17	0.13	137%	0.17	99%
US\$/Tm de Desmante	0.49	0.59	83%	0.76	65%		
US\$/tm de Material Movido			0.64	0.78	83%	0.63	78%
Sacalla	Mineral	Perforación mineral	0.08	0.14	54%	0.15	52%
		Voladura mineral	0.06	0.11	51%	0.12	46%
		Carguio de mineral	0.12	0.13	93%	0.12	102%
		Mantenimiento de vias de acceso	0.09	0.02	466%	0.03	354%
		Remocion de mineral	0.01	0.02	40%	0.00	170%
		Serv. de equipo auxiliar para mineral	0.05	0.05	87%	0.04	126%
		Transporte de mineral	0.43	0.53	81%	0.53	80%
		US\$/Tm de Mineral	0.82	1.00	82%	0.99	84%
	Desmante	Perforación desmante	0.09	0.14	62%	0.10	93%
		Voladura desmante	0.05	0.11	43%	0.10	49%
		Carguio de desmante	0.13	0.13	103%	0.06	231%
		Empuje de desmante	0.01	0.02	39%	0.04	21%
		Remocion de desmante	0.04	0.02	189%	0.01	416%
		Transporte de desmante	0.19	0.18	105%	0.20	93%
US\$/Tm de Desmante	0.51	0.60	84%	0.50	100%		
US\$/tm de Material Movido			0.62	0.82	75%	0.72	86%
Santa Rosa	Mineral	Perforación mineral	0.14	0.15	88%	0.17	80%
		Voladura mineral	0.09	0.13	69%	0.15	60%
		Carguio de mineral	0.11	0.12	94%	0.12	98%
		Mantenimiento de vias de acceso	0.09	0.03	302%	0.04	229%
		Remocion de mineral	0.01	0.03	28%	0.01	103%
		Serv. de equipo auxiliar para mineral	0.04	0.05	79%	0.03	121%
		Transporte de mineral	0.36	0.49	73%	0.44	82%
		US\$/Tm de Mineral	0.84	1.01	83%	0.96	88%
	Desmante	Perforación desmante	0.11	0.16	69%	0.15	73%
		Voladura desmante	0.06	0.12	52%	0.13	47%
		Carguio de desmante	0.13	0.10	124%	0.11	110%
		Empuje de desmante	0.01	0.02	61%	0.03	45%
		Remocion de desmante	0.04	0.02	206%	0.03	120%
		Transporte de desmante	0.18	0.13	137%	0.18	96%
US\$/Tm de Desmante	0.53	0.55	95%	0.64	82%		
US\$/tm de Material Movido			0.65	0.73	88%	0.77	84%

4.6.2 COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA:

En los siguientes cuadros mostraremos los costos unitarios de perforación y voladura; asimismo mostraremos mediante gráficos los costos de perforación y voladura versus los costos de carguío y remoción en los 6 primeros meses del 2008 para el análisis respectivo en los posteriores capítulos:

COMPAÑÍA MINERA AURÍFERA SANTA ROSA S.A.
 ÁREA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
 ING. NELSON ANCHAYHUA SERNA.

DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA

FECHA: 25-11-08
 TAJO: SACALLA
 PROYECTO: SA08-075
 BANCO: 372
 TIPO DE ROCA: SUAVE
 PERFORADORA: DM45E

PERFORACION			
Perforación:	9.00	US\$/m	
Altura Banco	8.00	m	
Sobre Perforación	0.50	m	
Long. Taladro	8.50	m	
Malla			
Espaciamiento:	6.50	m	
Burden:	5.65	m	
Densidad Material	2.55	ton/m3	
Nro de Taladros	91	tal	
Diametro de Taladro	6.00	pulg	0.152
Altura de Carga en Taladro	5.50	m	
Taco	3.00	m	
TONELADAS/TALADROS:	749	ton/tal	

Radio de Perforación	88.17	Tm/m
Costo Perforación/tal	77	US\$/tal

Costo Perforación/ton 0.102 US\$/t

DISEÑO DE CARGA				
Explosivo: Heavy Anfo	55	50%	50%	
Densidad (g/cm3)	1300	Kg/m3	1.30	g/cc
Explosivos/Taladro	131	Kg/tal		
Emulsión	65	Kg/tal		
ANFO	65	Kg/tal	100%	
Nitrato de Amonio	61	Kg/tal	94%	
Petroleo	4	Kg/tal	6%	

Factor de Potencia 0.17 Kg/ton

AGENTE DE VOLADURA	Uni		\$/Uni.	Cant.	Total US\$
Nitrato de Amonio	kg.		0.3148	61	19.309
Combustible D-2	gl.	3.2	0.8875	4	3.476
Emulsión	kg.		0.3490	65	22.773
Costo Total Explosivo/Tal					US\$/tal 45.557

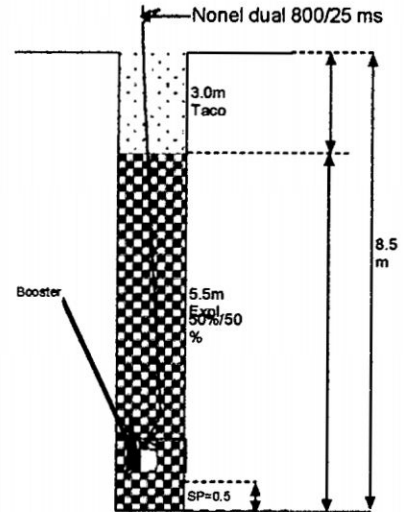
Costo Explosivo/ton US\$/ton 0.061

ACCESORIOS	Uni	\$/Uni.	Cant.	Total US\$
Booster de 1 Lb.	Pza	2.1000	1.02	2.146
Nonel dual 1000ms/17ms	Pza	3.4000	0.00	0.000
Nonel dual 1000ms/25ms	Pza	3.4000	1.10	3.736
Linea CTD N° 0 (1m)	Pza	1.0200	0.01	0.011
Linea CTD N° 65 (6m)	Pza	1.9400	0.04	0.085
Linea CTD N° 109 (6m)	Pza	1.7000	0.01	0.019
Fulminante Nro 08	Pza	0.0880	0.02	0.002
Mecha de Seguridad	m	0.0900	0.02	0.002
Cordon Detonante 5G	m	0.1160	0.00	0.000
Costo Accesorios/tal				US\$/tal 6.001

Costo Accesorios/ton US\$/ton 0.008

COSTO PERFORACION VOLADURA US\$/TON. 0.171

COSTO PERFORACION VOLADURA US\$/TAL. 128.059



COMPAÑÍA MINERA AURIFERA SANTA ROSA S.A.
 AREA DE PERFORACION Y VOLADURA
 ING. NELSON ANCHAYHUA SERNA

DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA

FECHA: 20-11-08
 TAJO: TENTADORA
 PROYECTO: TE08-082
 BANCO: 511
 TIPO DE ROCA: MUY DURA
 PERFORADORA: DM45E

PERFORACION			
Perforación:	11.00	US\$/m	
Altura Banco	8.00	m	
Sobre Perforación	0.50	m	
Long. Taladro	8.50	m	
Malla			
Espaciamento:	4.50	m	
Burden:	3.91	m	
Densidad Material	2.55	ton/m3	
Nro de Taladros	313	tal	
Diametro de Taladro	6.00	pulg	0.152
Altura de Carga en Taladro	6.50	m	
Taco	2.00	m	
TONELADAS/TALADROS:	359	ton/tal	

Radio de Perforación	42.26	Tm/m
Costo Perforación/tal	94	US\$/tal

Costo Perforación/ton 0.260 US\$/t

DISEÑO DE CARGA				
Explosivo:Heavy Anfo	55	50%	50%	
Densidad (g/cm3)	1300	Kg/m3	1.30	g/cc
Explosivos/Taladro	154	Kg/tal		
Emulsión	77	Kg/tal		
ANFO	77	Kg/tal	100%	
Nitrato de Amonio	72	Kg/tal	94%	
Petroleo	5	Kg/tal	6%	

Factor de Potencia 0.43 Kg/ton

AGENTE DE VOLADURA	Uni		\$/Uni.	Cant.	Total US\$
Nitrato de Amonio	kg.		0.3148	72	22.819
Combustible D-2	gl.	3.2	0.8879	5	4.108
Emulsión	kg.		0.3490	77	26.913
Costo Total Explosivo/Tal					US\$/tal 53.840

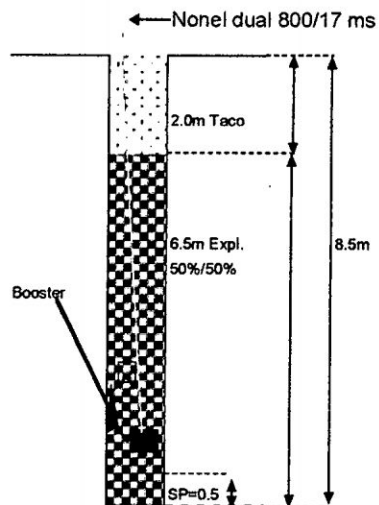
Costo Explosivo/ton US\$/ton 0.150

ACCESORIOS	Uni	\$/Uni.	Cant.	Total US\$
Booster de 1 Lb.	Pza	2.1000	1.00	2.100
NoneI dual 1000ms/17ms	Pza	3.4000	1.06	3.596
NoneI dual 1000ms/25ms	Pza	3.4000	0.00	0.000
Linea CTD N° 0 (1m)	Pza	1.0200	0.00	0.000
Linea CTD N° 65 (6m)	Pza	1.9400	0.01	0.024
Linea CTD N° 109 (6m)	Pza	1.7000	0.00	0.000
Fulminante Nro 08	Pza	0.0880	0.01	0.001
Mecha de Seguridad	m	0.0900	0.01	0.001
Cordon Detonante 5G	m	0.1160	0.00	0.000
Costo Accesorios/tal				US\$/tal 5.721

Costo Accesorios/ton US\$/ton 0.016

COSTO PERFORACION VOLADURA US\$/TON. 0.426

COSTO PERFORACION VOLADURA US\$/TAL. 153.062



CAPÍTULO V

APLICACIÓN DE LA EMULSIÓN GASIFICABLE COMO NUEVO EXPLOSIVO EN LA MINA A TAJO ABIERTO DE SANTA ROSA

ANTECEDENTES DE LA EMULSIÓN GASIFICABLE

En septiembre del 2005. El ing. Gómez de Segura publico su invento: “PROCESO PARA FABRICACIÓN IN SITU DE MEZCLAS EXPLOSIVAS”.

En el que se incluía un compartimiento para un sensibilizante químico.

En Mayo del 2006 el químico biomolecular Dr. Gabriel da Silva patenta el invento: “Gasificación de explosivos de emulsión con oxido nítrico”

En el 2006 la empresa de explosivos Enaex, da a conocer el desarrollo de una emulsión sensibilizada químicamente, bombeable. Denominada Emultex, para Minería Subterránea.

En 2007, Dyno Nobel lanza al mercado y enseña el uso de TITAN 1000G, una emulsión matriz sensibilizada químicamente.

En Noviembre del 2008 FAMESA prueba el EMULFRAG, emulsión bombeable químicamente sensibilizada en mina Morocochoa.

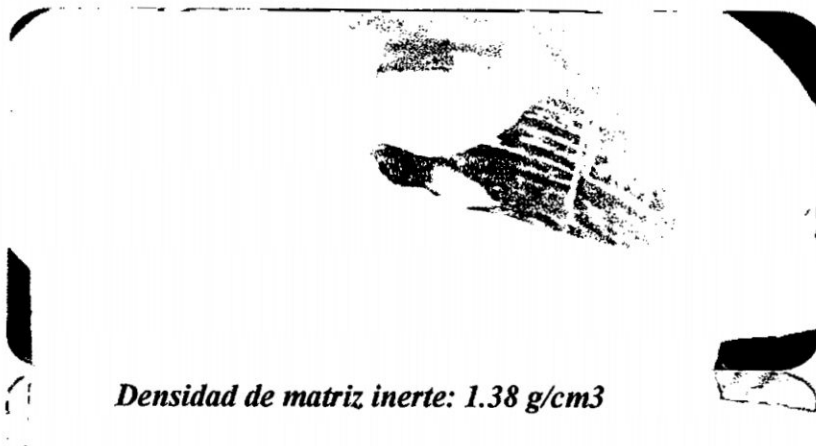
Durante el año 2008 FAMESA desarrolla el SANG, y se realiza pruebas en Minera SANTA ROSA. Registrándose el primer disparo con una emulsión de este tipo en el Perú y se realizaron 04 disparos en todos los tajos en los meses de Noviembre y Diciembre.

5.1.- DESCRIPCIÓN DE LOS COMPONENTES DE EMULSIÓN

GASIFICABLE:

5.1.1.- DESCRIPCIÓN Y USOS DE LA EMULSIÓN MATRÍZ:

- Es una Solución Acuosa de Nitrato Gasificable (Emulsión Matriz) se almacenará solamente con productos compatibles.
- No almacenar junto con sustancias químicas corrosivas, volátiles, combustibles, ácidas y bases, ni elementos metálicos.
- El lugar o silo destinado para almacenar debe cumplir con todos los requisitos establecidos por el reglamento, en este caso se tiene los silos 01, 02 y 03 para el almacenamiento de la emulsión matriz gasificable.



5.1.2.- DESCRIPCIÓN DE SOLUCIÓN N20:

- Es una solución acuosa de SALES OXIDANTES químicamente balanceada de naturaleza iónica.
- La SOLUCIÓN N-20 se usa como agente sensibilizante de la emulsión SAN-G.
- La SOLUCIÓN N-20 no presenta riesgos en su manipulación. Almacénese bajo techo, a la sombra y en empaque original, por debajo de 30 °C.



Densidad 1.12 g/cm³

5.1.3.- COMPONENTES PRINCIPALES DE LOS EXPLOSIVOS COMERCIALES:

EXPLOSIVOS COMERCIALES – COMPONENTES PRINCIPALES			
TIPO	OXIDANTES	COMBUSTIBLES	SENSIBILIZADOR
Dinamitas	Sólidos Nitrato de amonio y otras sales	Sólidos Materiales absorbentes, pulpa de madera, celulosa	Líquido Nitroglicerina y otros
ANFO y otros nitrocarbonitratos granulados	Sólidos Nitrato de amonio granulados	Sólido – líquido Petróleo diesel, carbón y otros aceites	Aire Poros vacíos de aire en los prills de nitrato de amonio
Hidrogeles (slurry) (dispersión de aceite en agua)	Sólido – líquido Nitrato de amonio y otras sales (soluciones salinas)	Sólido – líquido Petróleo, aluminio, sensibilizantes orgánicos, gomas	Sólido – líquido Nitrato de monometil amina, mononitrato de etileno glicol, aluminio en polvo y otros gasificantes
Emulsiones (dispersión de agua en aceite)	Líquido Soluciones de nitrato de amonio y otras sales	Líquido Petróleo, aceites, emulsificantes, parafinas	Gasificantes Aire contenido en microesferas de vidrio y otros gasificantes

5.2.- CARACTERÍSTICAS DE LA EMULSIÓN GASIFICABLE (SAN G):

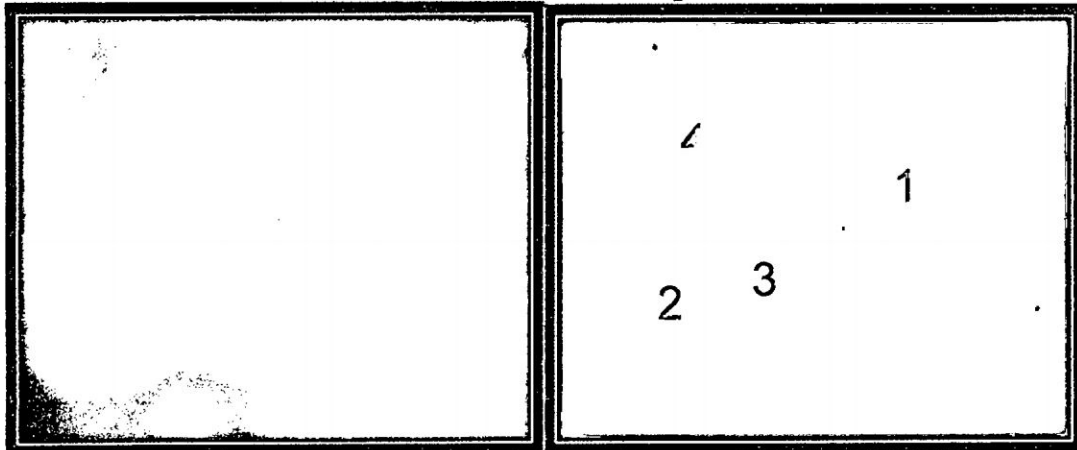
- SANG es un explosivo que se produce justo antes de ser bombeada al taladro, mediante una reacción química entre la Matriz SAN gasificable y el sensibilizante denominado Solución N20.
- SAN G es una emulsión matriz tipo agua en aceite, con componentes que le permiten obtener una alta velocidad de detonación y presión de detonación, es

seguro, resistente al agua y proporciona una buena calidad de los gases de voladura, de todo lo cual se tiene como efecto una mejora en el avance y mayor fragmentación de la roca

- EL SAN-G se mezcla in situ con una solución básica denominada **SOLUCIÓN N-20**, que lo sensibiliza antes de su cargado en los taladros, con la ayuda del camión fábrica especialmente diseñado con un sistema de PLC, que permite una adecuada Sensibilización de la matriz.
- EL SAN-G se utiliza en minería a tajo abierto en las mismas condiciones que cualquier agente de voladura tipo Anfo Pesado, por su resistencia al agua permite trabajar en taladros inundados.

Como resultado de la reacción química entre la Emulsión Matriz inerte y la Solución N20, se produce Gas Nitrógeno que queda atrapado en burbujas dentro de la matriz. Son estas burbujas de Nitrógeno las que sensibilizan la emulsión.

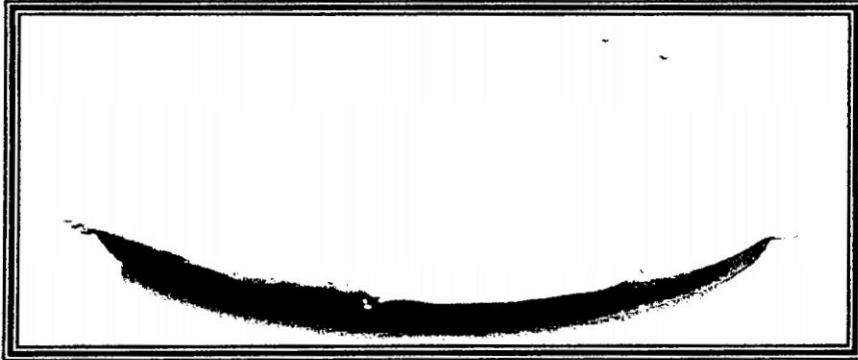
Fotos microscópicas



(1) Burbujas de Nitrógeno, (2) Microbalones, (3) Matriz SAN y (4) N20

PRODUCTO SAN G

El esponjamiento se realiza a los 5min (15%) y a los 30min (24%) que es máximo esponjamiento, en la cual se puede proceder a tapar los taladros cargados.

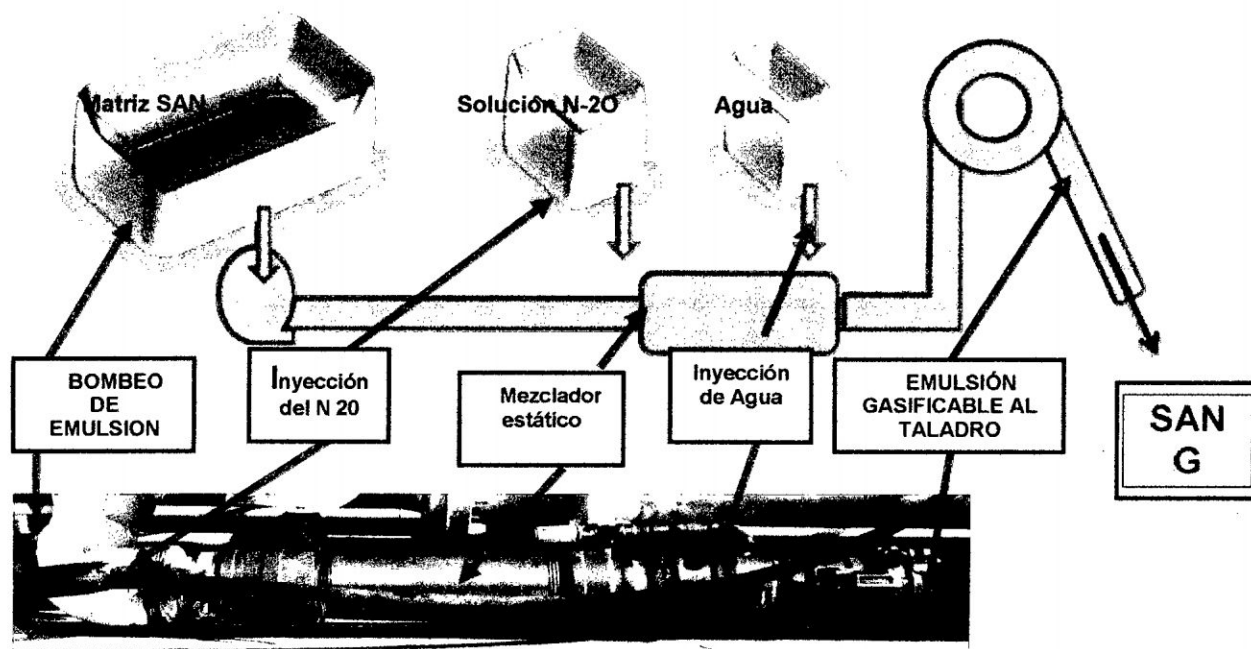


La densidad esta en función a la temperatura y concentración de sensibilizante N20

- ❖ Densidad SANG = 1.02 - 1.20 g/cm³
- ❖ Velocidad de detonacion = 4600 m/s
- ❖ Energía = 610 cal/g
- ❖ RBS = 102
- ❖ Excelente resistencia al agua

5.3.- PROCESO DE FUNCIONAMIENTO Y CONTROL DEL CAMIÓN EN LA PREPARACIÓN DEL SAN G.

La Solución N-20 ingresa al mezclador estático, por donde pasa la emulsión matriz, mezclándose con éste seguidamente, se inyecta el agua que tiene la función de lubricar el conducto (manguera) por donde pasa la mezcla de emulsión gasificable (SAN G) directamente al taladro , prácticamente como explosivo listo para la detonación o explosión.



5.3.1.- PARAMETROS DE PROCESO DE SENSIBILIZACION DE LA MATRIZ GASIFICABLE EN EL CAMION FÁBRICA

Tener en cuenta los parámetros de proceso para la sensibilización de la matriz gasificable.

Nº	RANGO DE TEMPERATURA DE LA MATRIZ (°C)	PORCENTAJE DE SOLUCION N-20	PORCENTAJE ANILLO AGUA	CAUDAL DE LA MATRIZ (Kg/min)
1	30 °C - 45 °C	1,0 %	2.0% - 2.5%	200 - 220
2	20 °C - 30 °C	1,25 %	2.0% - 2.5%	200 - 220
3	10 °C - 20 °C	1,50 %	2.0% - 2.5%	200 - 220
4	5 °C - 10 °C	1,75 %	2.0% - 2.5%	200 - 220
	0 °C - 5 °C	2,0 %	2.0% - 2.5%	200 - 220

1. La Presión de la bomba Mono debe fluctuar entre 60psi a 110 psi
2. La Presión de la bomba de inyección de N-20 debe ser superior a 20 psi.
3. Cualquier parada del bombeo de la matriz gasificable por un tiempo mayor a los 5 min se deberá proceder a limpiar la manguera con aire en el último taladro.

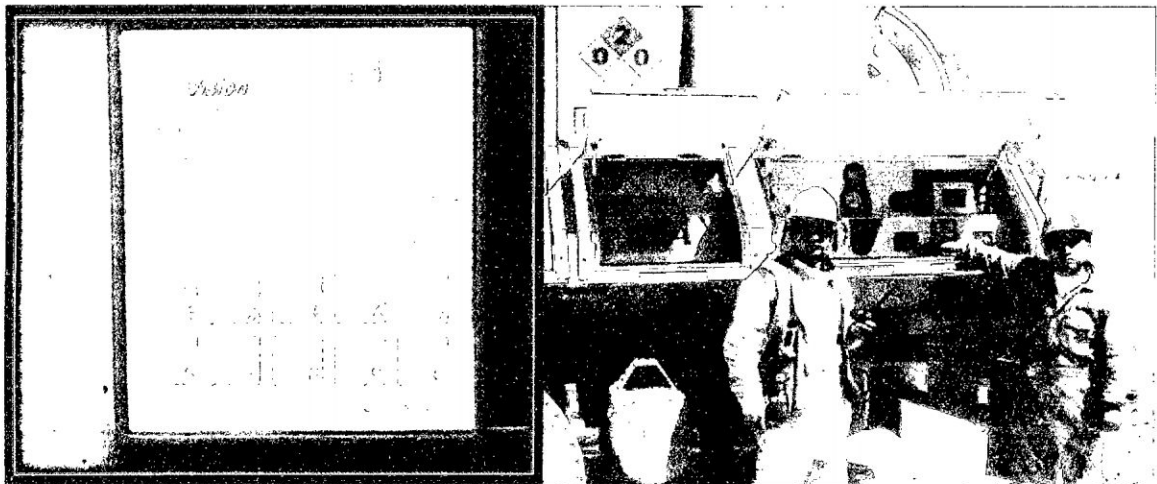
5.3.2.- CONTROL DE MEZCLA DE SANG EN EL CAMION CON EL PLC.

Un conjunto de sensores de presión, temperatura, flujo y un sistema de control programable basado en PLC, informa a tiempo real sobre las variables del sistema de fabricación de SANG.

La pantalla de PLC controla los siguientes procesos:

- Emulsión matriz (kg).
- Solución N20 (kg).
- Producto (kg).
- Agua (kg).
- Cantidad entregada (kg).

Como también controla las medidas de presión y temperatura de la mezcla que se ha de utilizar en los taladros de perforación.



5.3.3.- CALIBRACIÓN DE MEZCLA EXPLOSIVA EN EL CAMION FÁBRICA:

Después de verificar la calidad del producto a pequeña escala. Se procede a calibrar el camión.

La calibración consiste en pesar las entidades de emulsión, N20 y producto entregadas por el camión y compararlas con el valor programado en el sistema de fabricación. Se obtienen factores de calibración para cada componente.

1. Calibración de N20 y



2. Calibración de emulsión inerte.



5.3.4.- OPERACIÓN DEL CAMIÓN FÁBRICA EN EL BOMBEO DEL SANG.

La operación de bombeo de la mezcla de emulsión gasificable se realiza del piso. (Ver fotos):

1. Se llena el tanque de Solución N20.
2. Se prepara el mezclador estático.
3. Se programa las proporciones y cantidad entregada.
4. Se cargan los taladros cercanos al camión.



5.3.5.- CONTROL DE CALIDAD DEL PRODUCTO AL FINAL DEL PROCESO:

Después de todo el proceso ejecutado en el camión realizamos el control de calidad del producto antes de salir a cargar los taladros y se realizan mediciones de Temperatura, Densidad y Esponjamiento de la emulsión matriz, del N20 y del producto SANG.

A medida que pasa el tiempo la emulsión matriz va reaccionando con la solución N20, donde incrementa las burbujas, el esponjamiento y la densidad tiende a decrecer.



5.4.- DISEÑOS DE VOLADURA CON LA EMULSIÓN GASIFICABLE:

El diseño de voladura actual se realiza con los mismos parámetros utilizados en heavy anfo (ver pág. 34).

Cabe resaltar que el uso de emulsión Gasificable como explosivo en nuestra operación a mejorado enormemente la fragmentación, mayor rendimiento en el minado, menor uso de explosivo y mejora en el tratamiento de la lixiviación.

Siendo nuestro principal objetivo para el mejoramiento continuo a nivel global.

5.4.1.- VARIABLES Y PARAMETROS DE DISEÑO EN UNA VOLADURA PRIMARIO

En general, las variables estocásticas pueden ser clasificadas de la siguiente manera:

- Variables no controlables.
- Variables controlables.

5.4.1.1.- VARIABLES NO CONTROLABLES

Estas variables se caracterizan por su gran aleatoriedad y entre ellas se tiene:

- La gran variedad y naturaleza del macizo rocoso.
- La Geología Regional, local y estructural.
- La hidrología y las condiciones climatológicas.
- Los aspectos geotécnicos, etc, etc.

5.4.1.2.-VARIABLES CONTROLABLES

Estas a su vez se clasifican en:

a.- Geométricas.- Entre las cuales se tiene las siguientes:

Burden (B)

Diámetro de taladro (d)

Espaciamiento (S)

Longitud de carga (C_{HL})

Sobreperforación (J)

Taco (T)

Altura de Banco (H)

Profundidad de taladro (L), etc, etc.

b.- Físico-Químicas.- Correspondientes a las mezclas explosivas y entre otras se tienen las siguientes:

Tipo de mezcla explosiva comercial.

Densidad de la mezcla explosiva (ρ_1)

Parámetros de detonación (V.O.D., P_2 , T_2 , etc.)

Parámetros de explosión (Q_3 , P_3 , T_3 , etc.)

c.- De Tiempo.- Entre las cuales se tiene:

Tipos y tiempos de retardo

Tipos y secuencias de salida, etc.

d.- Operativas.- Entre las que se puede mencionar como una de las principales la FRAGMENTACION REQUERIDA, que es la que prácticamente dará la rentabilidad en la operación de minado.

5.4.1.3.- VARIABLES DE DISEÑO

La mayoría de las variables que deben tomarse en cuenta cuando se va a diseñar un disparo primario han sido mencionadas anteriormente; lo único que se puede agregar es lo siguiente:

La variable que faltaría mencionar son características del macizo rocoso son variables críticas y afectan directamente el diseño y por ende los resultados de un disparo; estas son las siguientes:

- Resistencias dinámicas de las rocas.
- Propiedades elásticas de las rocas.
- Litología.
- Diaclasamiento y contactos.
- Espaciamiento y orientación de las discontinuidades.
- Velocidad de propagación de las ondas de choque a través del macizo rocoso, etc.

5.4.1.4.- PARÁMETROS DE VOLADURA

Los parámetros de voladura más conocidos son:

a.- ALTURA DE BANCO

La altura del banco se establece, generalmente, a partir de las dimensiones de los equipos de excavación y carga, las características del macizo y las exigencias de selectividad.

Fundamentalmente es el quipo de carga, y la altura máxima que alcanza el cucharón, el condicionante para establecer la altura del banco. Este criterio permite utilizar el Cargador frontal o excavadora para sanear cualquier punto del frente y mantener unas condiciones operativas de seguridad aceptables.

b.- DIÁMETRO DEL TALADRO:

La elección del diámetro está supeditada a la elección del equipo de perforación y viceversa. La altura del banco influye de manera tal que excluye dimensiones menores para bancos altos, como consecuencia del equipo pesado a utilizar. Una dimensión mayor de taladro normalmente proporciona fragmentaciones más toscas de roca a una carga específica constante. Es, por tanto normal, que dimensiones mayores de taladros deriven en un consumo mayor de explosivos para reducir la fragmentación hasta un tamaño razonable.

c.- BURDEN O PIEDRA:

El cálculo de la distancia de menor resistencia en la voladura de bancos es un procedimiento comparativamente complejo, si se deben considerar todas las variantes.

d.- DISTRIBUCIÓN DE LA CARGA:

Cuando se carga un taladro para voladura de banco, es importante que el explosivo sea distribuido de manera correcta en el taladro, a fin de que el efecto de voladura de los mejores resultados. Debido al hecho de que la roca es mas compacta en el fondo, una carga mas potentes allí necesaria a fin de que la porción de roca pueda ser volada a nivel del fondo.

e.- ESPACIAMIENTO

Las formulas de calcular cargas están basadas en un espaciamento de 1.25 a 1.3 veces la distancia de menor resistencia. Aquí existe, sin embargo, una posibilidad de variar ambos, la distancia de menor resistencia y el espaciamento si, a la misma vez, se comprueba que el volumen a ser volado por taladro es constante, es decir, $E \times V$ es constante. Por supuesto, el número de metros perforados será también constante en tal modificación.

g.- SOBUPERFORACIÓN

Es la distancia perpendicular entre dos hileras adyacentes de taladros. Se mide en ángulo recto con la inclinación del taladro. En taladros inclinados no será pues, igual a la distancia que puede ser medida sobre la superficie superior del banco.

Es el exceso de longitud de un taladro situado bajo el fondo teórico del banco es necesario para llevar buen piso y no dificultar en las operaciones de carguio.

f.- TACO

Material inerte colocado encima del explosivo pero dentro del taladro para evitar la fuga de energía y confinarla.

El tipo y el largo del taco no tienen efectos significativos en las características de las ondas de deformación generadas por la detonación y por tanto, en la efectividad de la

5.4.2.- CUADRO DE PARÁMETROS DE VOLADURA

Los Parámetros de perforación y voladura para diferentes tipos de roca:

Parámetro	Roca Suave	Roca Media	Roca Dura
Diámetro de taladro (pulg.)	5.75	5.75	5.75
Malla de perforación	Triang equil	Triangequilát	Triang.equilát
Burden (m)	5.65	4.78	3.96
Espaciamiento (m)	6.50	5.50	4.40
Altura de banco (m)	8.00	8.00	8.00
Altura de taladro (m)	8.50	8.50	8.50
Sobre-perforación (m)	0.50	0.50	0.50
Taco (m)	3.00	2.80	2.50

5.4.2.1.- CONFIGURACIÓN DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

DISTRIBUCIÓN DE TALADROS

- Cuadrada ($S = B$).
- Rectangular ($S > B$, 90°).
- Escalonada ($S > B$, $\neq 90^\circ$). Escalonada óptima: triangular ($S = 1.15 B$).

Las dimensiones del burden deberían ser perpendiculares a la dirección deseada.

5.4.2.2.- RELACIÓN DE DISEÑOS DE DISPAROS PRIMARIOS

- ❖ Los diseños del disparo dependen del diámetro de los taladros, propiedades de la roca, estructura, explosivo usado, grado de fragmentación, desplazamiento deseado y altura de banco.

- ❖ Cuando se requiere una fragmentación máxima en terrenos duros, el burden (B) y espaciamento (S) deben ser conservadores.
- ❖ Cuando la fragmentación es menos importante, o cuando la roca es desmenuzable por voladura que tiende a quebrarse fácilmente, se pueden obtener resultados satisfactorios perforando taladros de mayor diámetro con un diseño más grande.
- ❖ Un espaciamento considerablemente mayor que el burden se puede usar ventajosamente donde los planos estructurales, tales como grietas, van paralelos al frente.
- ❖ Los espaciamentos apreciablemente menores que el burden tienden a causar la separación prematura entre los taladros y una soltura del taco. Ambos efectos estimulan la rápida liberación de los gases hacia la atmósfera; la quebradura normalmente es considerable. Esta pérdida de energía de levantamiento disminuye el rompimiento total del burden y a menudo se encuentran grandes bloques en el material volado.
- ❖ Cuando la razón S:B perforado es demasiado alta, cada carga fragmentada desplaza una sección prismática de la roca. El frente medio entre las filas de taladros posteriores pueden permanecer intacto, especialmente cerca del nivel del suelo, donde la incompetencia del espaciamento se manifieste como burden inferior.
- ❖ Normalmente la fragmentación aumenta a medida que la relación espaciamento efectivo: burden efectivo (S_e/B_e) aumenta hasta aproximadamente 4.0. La mayor aproximación a este valor se logra de la siguiente manera:
 - a.-** Perforando taladros en una red triangular equilátera o con un diseño levemente más alargado.

b.- Usando una secuencia de iniciación con V1.

- ❖ Con diseños irregulares (cuadrados o rectangulares) los resultados normalmente mejoran ya que el "Se" aumenta en un rango de 2 Be a 4 Be. Esto se logra perforando un diseño cuadrado y usando una secuencia de iniciación en V.
- ❖ La diferencia entre los diseños regulares y escalonados es apreciable; este último generalmente da resultados superiores, especialmente donde la roca es masiva y difícil de fracturar (con valores Se/Be altos, el número de taladros puede reducirse y/o aumentarse la eficiencia de la perforación como resultado de la fragmentación mejorada y mas uniforme).
- ❖ Normalmente S y B están relacionados con la profundidad del taladro y, principalmente con la dimensión de la mezcla explosiva comercial.
- ❖ Los cambios de B tienden a afectar el grado total de fragmentación mucho más rápidamente, que los cambios en S. Por lo tanto, si los resultados de la voladura son más adecuados y se decide probar un diseño con mayores dimensiones, S normalmente debería aumentarse en vez de B.
- ❖ Con cualquier voladura de prueba, es importante que la pila de material se remueva completamente, y se logre la eficiencia en la perforación antes de perforarse la próxima voladura.
- ❖ Es muy importante que una vez diseñada las mallas, se perforen los taladros en el lugar correcto, en el ángulo y profundidad correcta. No se pueden alcanzar resultados óptimos en la voladura saliéndose del diseño programado de los taladros.

5.4.3.- CÁLCULO DE CARGA CON EMULSIÓN GASIFICABLE

El diseño y cálculo de carga se realizará en tajo TENTADORA:

VARIABLES DE DISEÑO		
Tajo:	Tentadora	Banco: 435-427
Roca: Cuarzitaa Silicificada	Volabilidad: 10	Tipo: Dura SGr: 2.56
Diametro: 152 mm	Altura de banco: 8 m	Angulo de talud: 70
Burden: 4.174	Espacimiento: 4.80	Malla: Triangular equilatero
Retardo filas: 42 ms	Retardo taladros: 17 ms	Fanel Dual: 800/17 ms

DISEÑO DE CARGA CON EMULSIÓN GASIFICABLE

Para el cálculo de la carga (Q) en Kg, dada la altura de banco (H) y el taco final deseado (Tf).

Usar:

$$Q=18.87 (Lcf)(Dexp)$$

Donde:

Lcf: Longitud de carga final.

Dexp: Densidad del Explosivo

$$Lcf=H - Tf$$

Para el cálculo del Taco inicial (Ti). Usar:

$$Ti = H - Lci$$

Donde:

H: Longitud de taladro

Lci= Longitud de carga final

Para el cálculo de la longitud inicial (i) o (f) final de carga, dada una carga (Q). Usar:

$$Lc = \frac{Q}{18.87 (Dexp)}$$

EJEMPLO CASO TENTADORA

Se requiere conocer la cantidad en kg de carga de SANG, para taladros de 8.5 m de profundidad, manteniendo un taco de 1.5 m. La roca es dura y la temperatura de la emulsión es 26°C.

Datos: **H=8.5 m.** **Tf=1.5 m**

De la tabla para roca y temperatura se obtiene: **Dexpi=1.3, Dexpf= 0.9 y 1.2% N20 (máx.)**

Paso 1: Cálculo de la carga.

Puesto que se quiere un taco final de 1.5 m, la longitud final de carga debe ser **Lcf=7m.** y la densidad final de explosivo debe ser **Dexpf=0.9** Reemplazando en la fórmula 1:

$$Q = 18.87 (7)(0.9) = 119\text{Kg}$$

Corrección por imperfecciones del taladro, se incrementa un 20% de carga. Así:

$$Q^R = 1.2 * 119 = 143\text{Kg}$$

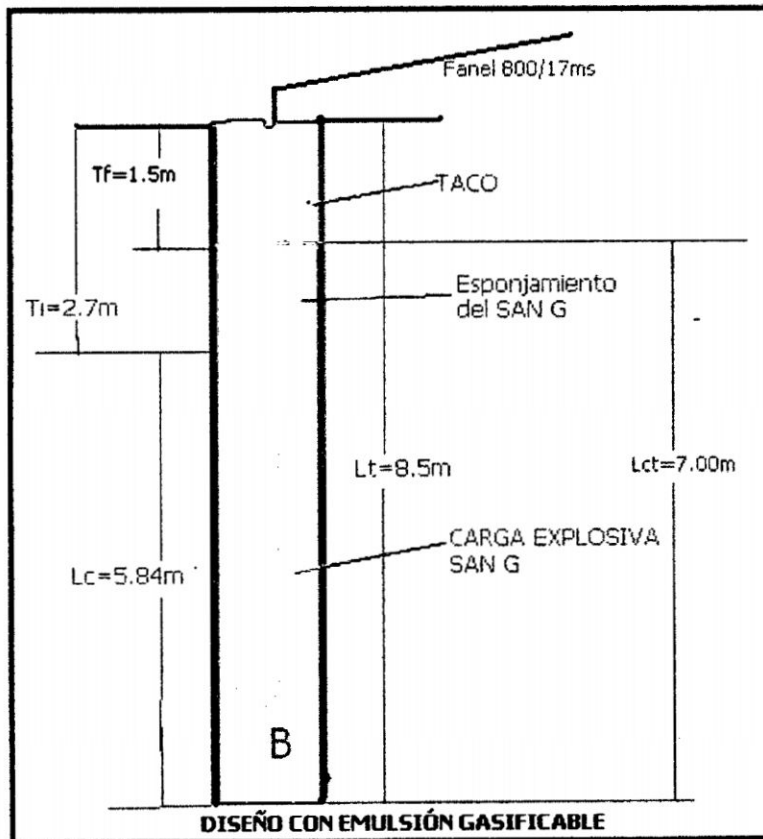
Paso 2: Cálculo del Taco Inicial

Primero se calcula la longitud de carga inicial de la carga (Q) en kg. ya calculada, a la densidad inicial $D_{exp\ i} = 1.3$. Usando la ecuación 3.

$$L_{ci} = \frac{Q^R}{18.87 \times 1.3} = \frac{143}{24.5} = 5.84m$$

La longitud inicial promedio seria: $L_{ci} = 5.84m$

El taco inicial seria: $T_i = H - L_{ci} \quad T_i = 8.5 - 5.84 = 2.66m = 2.7mts$



Finalmente los parámetros de carguío son:

Carga: 143 ± 5 kg. Taco inicial: 2.7 m.

Taco final: 1.5 m. %N-20: 1.2% (máx.).

De esta manera ya se han calculado las cargas **Q** en kilogramos y los tacos iniciales para diferentes longitudes de taladro y diferentes alturas de tacos finales requeridos.

Para el mejor control del uso del explosivo y cumplir las especificaciones del carguio y control del taco se ha elaborado una tabla para diferentes longitudes de taladros y diferentes tacos que será utilizado por los operadores de camión. (Ver tabla).

Longitud Taladro(m)	Taco final requerido									
	1	1.5	1.7	1.8	2	2.25	2.5	3	3.5	4
6	99	89	85	83	79	75	70	60		
	2.0	2.4	2.5	2.6	2.8	3.0	3.2	3.6		
6.5	109	99	95	93	89	84	79	70		
	2.0	2.5	2.6	2.7	2.9	3.1	3.3	3.7		
7	119	109	105	103	99	94	89	79	70	
	2.1	2.5	2.7	2.8	3.0	3.2	3.4	3.8	4.2	
7.5	129	119	115	113	109	104	99	89	79	70
	2.2	2.6	2.8	2.9	3.0	3.2	3.5	3.9	4.3	4.7
8	139	129	125	123	119	114	109	99	89	79
	2.3	2.7	2.9	3.0	3.1	3.3	3.5	4.0	4.4	4.8
8.5	149	139	135	133	129	124	119	109	99	89
	2.4	2.8	3.0	3.1	3.2	3.4	3.6	4.0	4.5	4.9
9	159	149	145	143	139	134	129	119	109	99
	2.5	2.9	3.1	3.2	3.3	3.5	3.7	4.1	4.5	5.0
9.5	169	159	155	153	149	144	139	129	119	109
	2.6	3.0	3.2	3.3	3.4	3.6	3.8	4.2	4.6	5.0
10		169	165	163	159	154	149	139	129	119
		3.1	3.3	3.4	3.5	3.7	3.9	4.3	4.7	5.1
10.5					169	164	159	149	139	129
					3.6	3.8	4.0	4.4	4.8	5.2
11						174	169	159	149	139
						3.9	4.1	4.5	4.9	5.3
11.5							169	159	149	
							4.6	5.0	5.4	

5.4.4.- CÁLCULO DEL VOLUMEN DE ROCA

CÁLCULO DE METROS CÚBICOS DE BANCO (mcb) POR TALADRO

Es igual al burden por el espaciamento por la altura del banco (B x S x H).

Convirtiendo mcb a toneladas: mbc multiplicado por la densidad de la roca (T/m³)

Volumen a romper por taladro:

Volumen por densidad de la roca o mineral.

$$TN/Tal = V \times \rho_{roca}$$

Tonelaje roto total (TN):

$$TN = (TN/Tal) \times \# \text{ taladros}$$

Donde:

$$\# \text{ Taladros} = \frac{\text{Largo de Banco}}{\text{Espaciamiento}} - \frac{\text{Ancho de Banco}}{\text{Burden Práctico}}$$

EJEMPLO DE CÁLCULO DE VOLUMEN Y TONELAJE (Caso Práctico)

$$V = \frac{4.8}{1.15} \times 4.8 \times 8 = 160,2816 \text{ m}^3/\text{tal}$$

$$\text{Ton/ Tal} = 160,28160 \text{ m}^3/\text{tal} \times 2.56 \text{ tn/m}^3 = 410,321 \text{ ton/tal}$$

$$\text{Total ton. Rotas} = 410.321 \times 335 = 137,457.535 \text{ ton.}$$

Si se divide la producción diaria tendremos material disparado para:

$$\frac{137,457.535tn}{18,000 \text{ ton}/\text{dia}} = 7.6\text{días}; \text{ Equivalente material}$$

disparado para 15 guardias.

5.4.5.- CÁLCULO DE FACTOR DE CARGA O FACTOR DE POTENCIA.

Kilos de explosivo por metro cúbico de banco.

Igual a la densidad de carga por longitud de columna de explosivo dividido entre los mcb (metros cúbicos por banco) por taladro.

Buen método para controlar costos y rendimientos relativos de un tipo de explosivo si los demás factores se mantienen iguales.

Método malo para comparar diferentes explosivos o predecir resultados en tipos de roca distintos.

$$\mathbf{FP = Cl / Ton}$$

FP = Factor de potencia

Cl = Carga lineal

Ton = Tonelada por taladro

El factor de potencia calculado de acuerdo al diseño y anomalías del terreno (fracturas):

$$FP = \frac{143Kg}{410.321ton} = 0.34Kg/ton$$

El factor de potencia calculado en terrenos sin anomalías sería:

$$FP = \frac{119Kg}{410.321ton} = 0.29Kg/ton$$

El factor de potencia con el ANFO PESADO seria de la siguiente forma:

$$FP = \frac{160KgH.A.}{410.321ton} = 0.40Kg/ton$$

Este cálculo de factor de Potencia es en roca dura.

5.4.6.- CÁLCULO DE FACTOR DE ENERGÍA

Similar al factor de carga, pero la energía del explosivo se expresa en relación al peso o volumen de roca quebrada o sea (Mj/m³, Mj/ton, Kcal/ton) el factor de energía es por ende el producto del factor de carga y la energía por peso del explosivo.

$$Fe = Fc \times \text{Energia}/1000 \quad \text{ó} \quad Fe = 0.00912 \times Fc \times E$$

E = Potencia en peso (%)

Fc = Factor de carga (gr/tn)

5.5.- MEDICIONES REALIZADAS A LA EMULSIÓN GASIFICABLE (SAN G):

5.5.1.- MEDICIONES DE DENSIDADES:

a.- Densidades.- La densidad de la mayoría de los explosivos varia entre 0,8 y 1,6 g/cm³, y al igual que con la velocidad de detonación cuanto mayor es, más intenso es el efecto rompedor que proporciona.

En los agentes explosivos la densidad puede ser un factor crítico, pues si es muy baja se vuelven sensibles al cordón detonante que los comienza a iniciar antes de la detonación del

multiplicador o cebo, o de lo contrario, si es muy alta, pueden hacerse insensibles y no detonar. Esa densidad límite es la denominada *Densidad de Muerte*, que se definirá más adelante.

La densidad de un explosivo es un factor importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para una voladura. Por regla general, en el fondo de los barrenos, que es donde se necesita *mayor* concentración de energía para el arranque de la roca, se utilizan explosivos más densos, como son los gelatinosos e hidrogeles, mientras que en las cargas de columna se requieren explosivos menos densos; como son los pulverulentos y los de base ANFO.

La concentración lineal de carga « Q_i » en un *barreno* de diámetro "d" y una densidad "D.", se calcula a partir de:

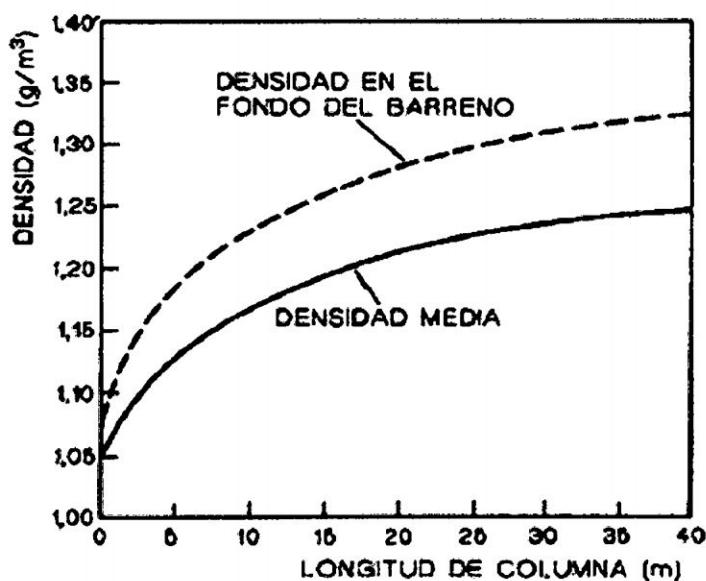
$$Q_i \text{ (kg/m)} = 7,854 \times 10^{-4} \times D. \times d^2$$

Donde:

D. = Densidad del explosivo (g/cm³).

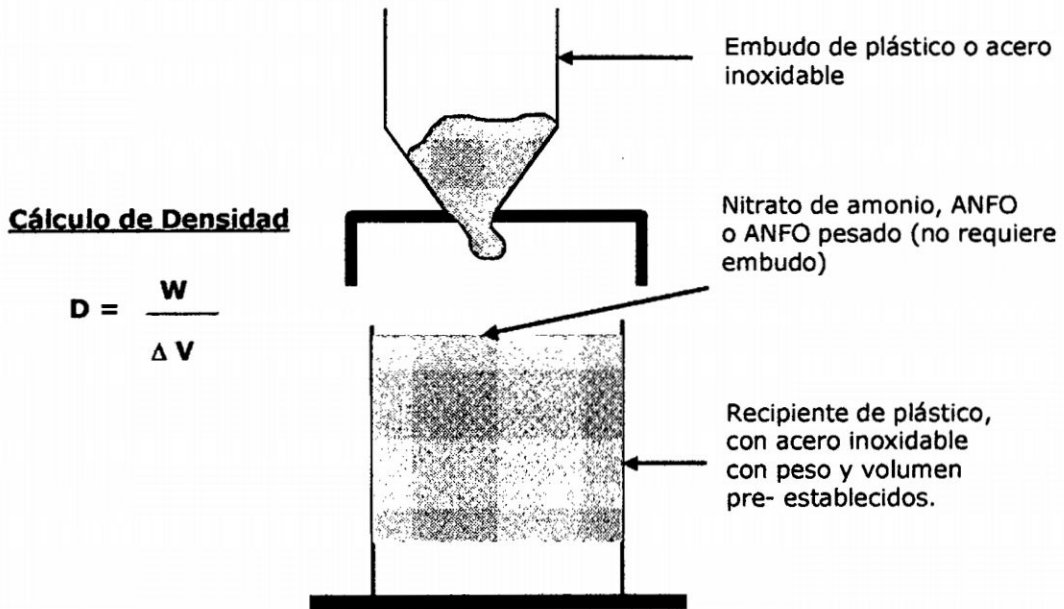
d = Diámetro de carga (mm).

De acuerdo a la figura las curvas de densidad de una emulsión en función de la profundidad de los taladros en condiciones secas



b.- La medición de densidades:

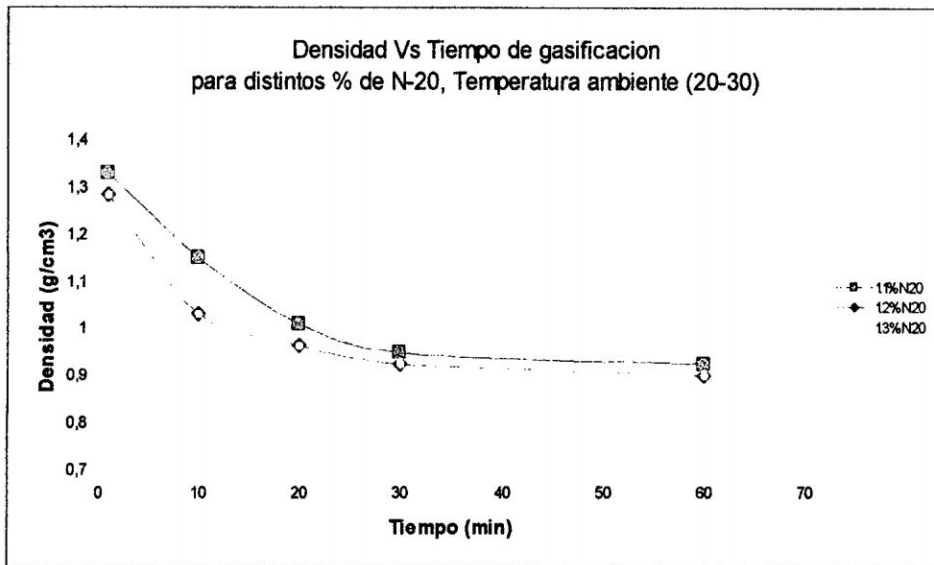
DENSIDAD PARA PRODUCTOS A GRANEL (POR VOLUMETRIA)



Con las mediciones de densidad en campo se comprueba que con mayor porcentaje de N-20, se llega a una densidad final menor. En una roca media se obtienen excelentes resultados con 1.2% de N-20 y densidad final 0.9 g/cc.

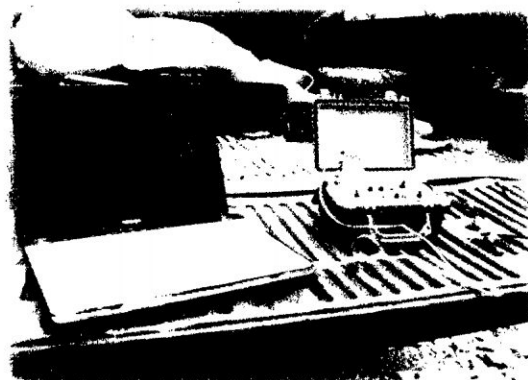
Temperatura de Matriz:		20 -30		
Tiempo	1.1% N20	1.2% N20	1.3% N20	
01min	1.3300	1.2850	1.2200	
10min	1.1500	1.0316	0.9450	
20min	1.0100	0.9633	0.8850	
30min	0.9500	0.9250	0.8575	
60min	0.9266	0.9016	0.8375	

GRÁFICO DE DENSIDADES

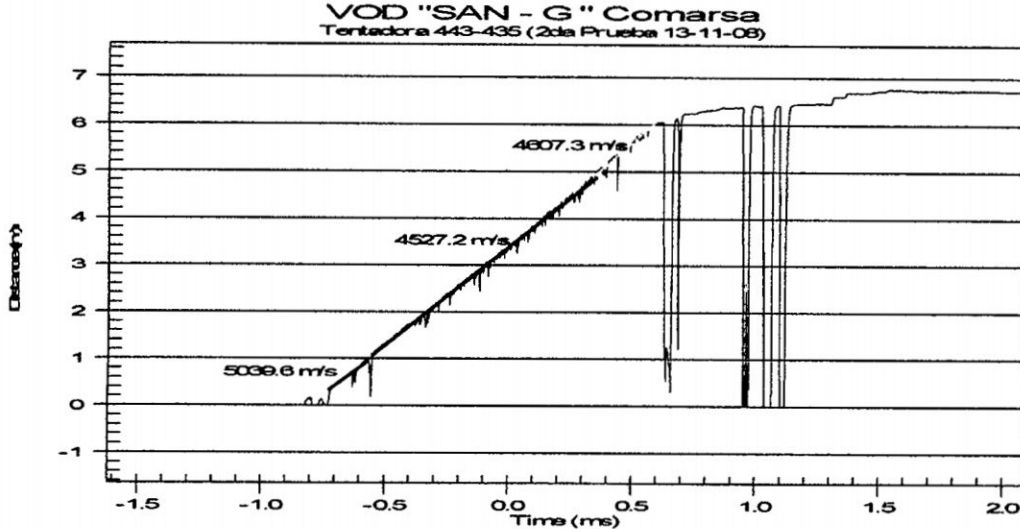


5.5.2.- MEDICIÓN DE VELOCIDAD DE DETONACIÓN (VOD):

Para medir el desempeño de la eficiencia de una reacción explosiva puesta dentro del taladro como podemos observar con la emulsión gasificable se ha obtenido mejores resultados que con otros insumos, por lo tanto se tiene mejor presión de detonación para romper la roca y para lo cual se utiliza un aparato nominado MICROTRAP.



Los resultados obtenidos en la medición de velocidad de detonación (VOD) en el proyecto del Tajo Tentadora con el microtrap tenemos.



Tal como se esperaba, el registro de VOD fue del orden de 4600 m/s, en un diámetro de 152 mm.

Tramo	VOD m/s	Longitud m
0-1	5039.6	1
1-5	4527.2	4
5-6	4607.3	1
PROMEDIO		4625.96 m/s

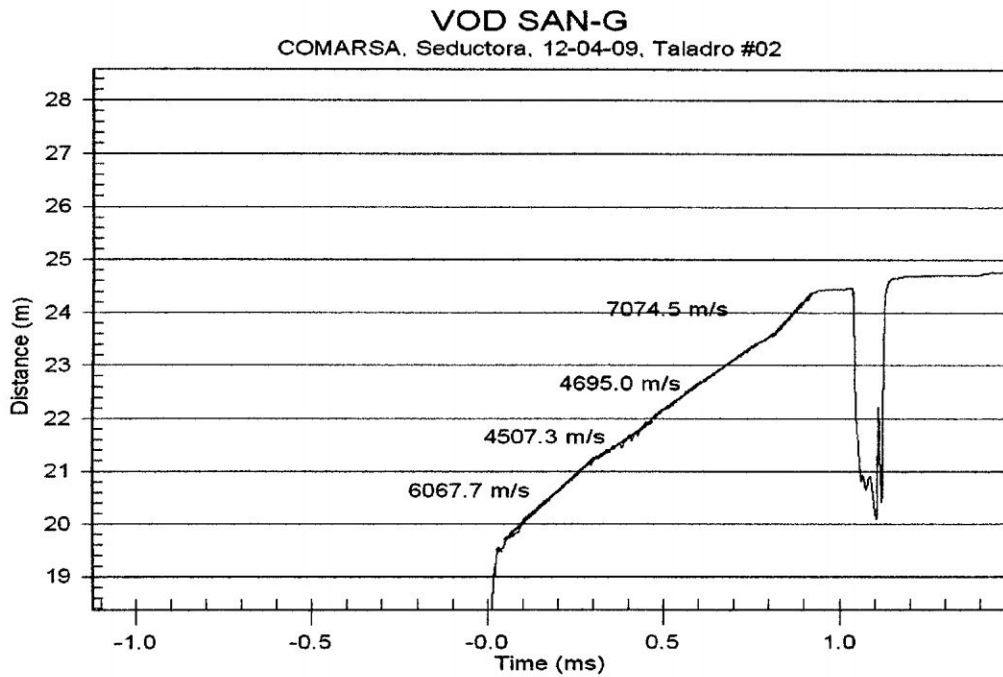
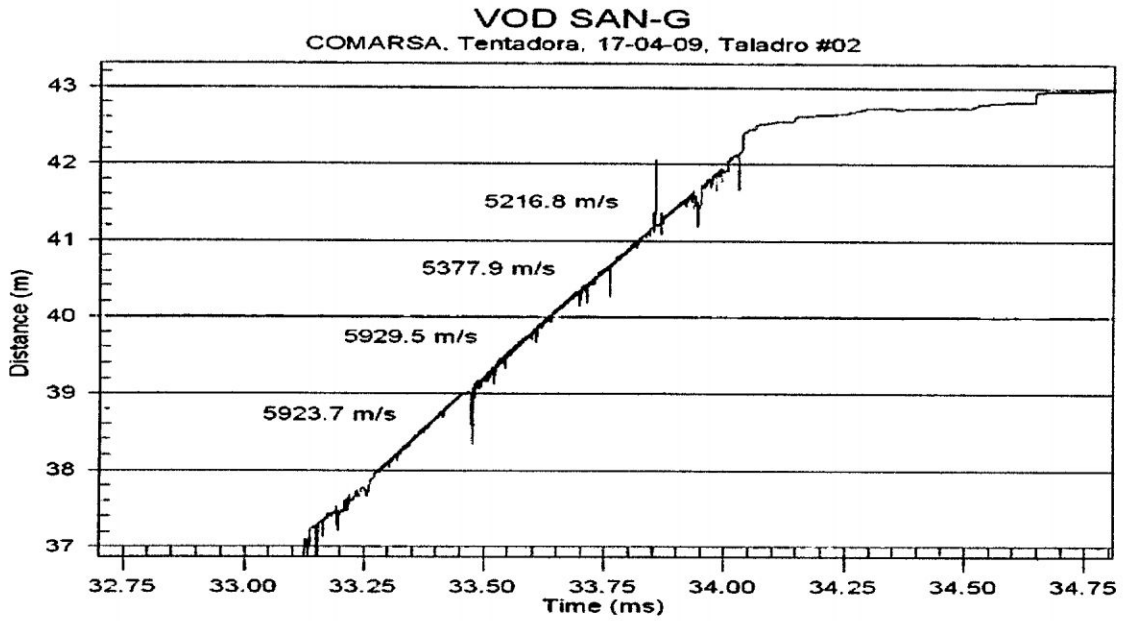
5.5.3.- ESTADISTICAS DE MEDICIONES DEL VOD CON EMULSIÓN

GASIFICABLE:

Tal como se esperaba, la VOD fue del orden de 5,217 m/s en un diámetro de 155mm, siendo el máximo 7074.5 m/s en el extremo superior de la columna.

Las curvas generadas por el software del MICROTRAP no presentan caídas, tal como se aprecia en los gráficos, lo cual indica una buena continuidad en la detonación debido a la buena sensibilidad de la columna de carga.

Taladro Medido	Fecha	Tajo	Tramos analizados (m/s)						Promedio del Taladro (m/s)
			1	2	3	4	5	6	
1	12/04/09	Seductora	4978,7	4437,3	4652,3	4787,8	6041	5711	5101,35
2	12/04/09	Seductora	7074,5	4695	4507,3	6067,7			5586,125
3	12/04/09	Seductora	4467,7	4853,2	6268,7				5196,533333
4	12/04/09	Seductora	5091,2	5202,8	5223,8	5337,8	4857,6	6459,3	5362,083333
5	12/04/09	Tentadora	4403,7	4639,4	4983,2	5319,3	5479		4964,92
6	12/04/09	Tentadora	4678,2	4574,4	4875,3	5149,6	5441,9	4610,5	4888,316667
7	17/04/09	Tentadora	4974,9	5044,9	4966,9	5457,1			5110,95
8	17/04/09	Tentadora	5216,8	5377,9	5929,5	5923,7			5611,975
Promedio General									6227,781667



5.6.- ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN:

Para el análisis de fragmentación se utiliza el software wipfrag la cual nos señalara el tamaño máximo y mínimo de las partículas del disparo.

WIPFRAG

El software WipFrag realiza el análisis granulométrico de la fragmentación de la roca delineando la distribución de tamaño de partícula en el material disparado. Las muestras de la pila de material por medio de una cámara digital son rápidamente capturadas para obtener la distribución de tamaño de fragmentación. Además, compara los resultados con las predicciones para optimizar los parámetros del diseño de voladura.

FUNCIONAMIENTO:

Las imágenes digitales adquiridas en campo pueden ser analizadas en un computador portátil o estación de trabajo en la oficina, para determinar la distribución de tamaños de roca fragmentada en cualquier etapa de su proceso de trituración o lixiviación.

La fuente de las imágenes pueden ser de una pila de material de Mina, un volquete, pilas de lixiviación, puntos de extracción, pilas de almacenamiento, correas transportadoras, o cualquier otra ubicación en la cual imágenes claras de roca fragmentada pueden ser obtenidas.

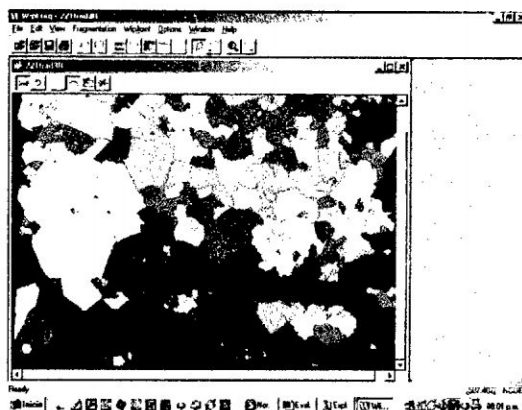
El Wip Frag acepta imágenes digitales y en video para el análisis. Tiene que haber un mecanismo (software y/o hardware) para descargar las imágenes digitales o las de la cámara de video a la computadora.

El primer paso para el usuario es de adquirir imágenes en el campo y bajar estas imágenes a la computadora. Wip Frag entonces, asistirá al usuario a propiamente escalar las imágenes. Luego, los fragmentos en cada imagen son delineados automáticamente y la distribución de tamaños de la roca fragmentada es determinada.

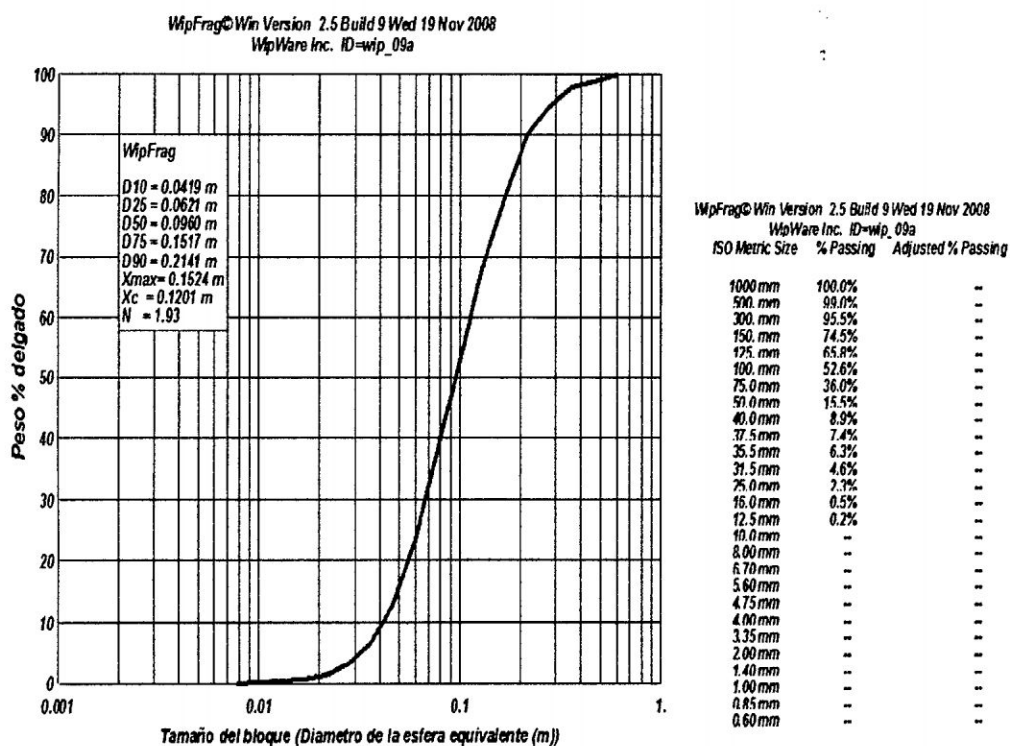
Wip Frag permite que los tamaños de distribución sean graficados en varias formas: lineal-lineal, log-lineal, log-log, y Rosin Rammler. Los resultados de la distribución de tamaños también pueden ser guardados en un archivo en formato de texto, para accesos desde hojas de cálculo y programas de Plotting.



Fotografía digital del material volado



Contorneo automático de partículas



RESUMEN DE ANÁLISIS CON WIPFRAG (MINERA SANTA ROSA).

		PRUEBAS			Promedio
		1	2	3	
Numero de bloques		5686	3310	5983	14979
Mínimo tamaño	Pulg (")p	0.24	0.3	0.32	0.29
Máximo tamaño	Pulg (")p	23.22	24.1	25.3	24.25
Tamaño Promedio	Pulg (")p	5.31	7.56	6.3	6.20
Moda (tamaño mas frecuente)p	Pulg (")p	4.53	5.21	4.2	4.55
Porcentaje de la pila menor a 7"	%	89	88	91	90
Porcentaje entre 7" y 10"	%	10	10	7	8.8
Porcentaje entre 10" y 19"	%	1	2	2	1.6

Del análisis se deduce que:

- ❖ El 90% de la pila de escombros pasa por una malla de 7".
- ❖ Que el 8.8% esta entre 7"y10".

Y solo el 1.6 % esta entre 10" y 19"

5.7.- ANÁLISIS ECONÓMICO Y COMPARACIÓN DE COSTOS:

El uso de emulsión gasificable a reducido costos notablemente en el uso de explosivo como también los costos generales como es la operación de carguio, control de pisos y lixiviación de mineral.

También se reduce el factor de potencia a comparación de heavy anfo y anfo.

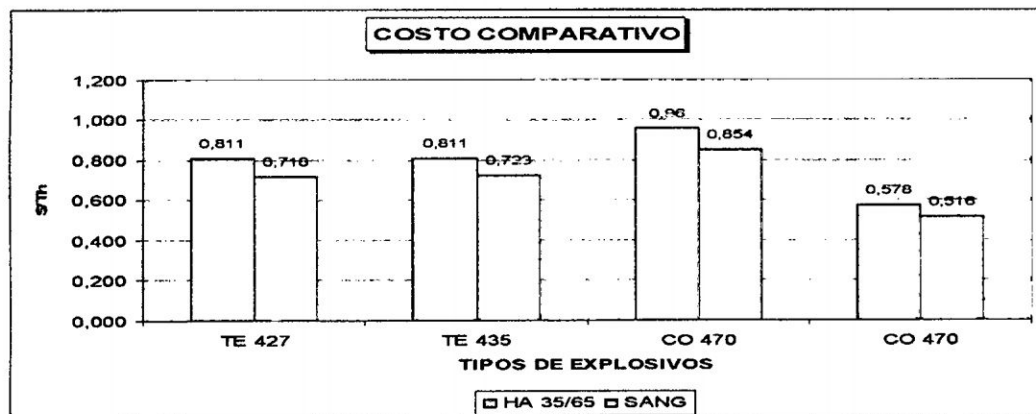
COSTO UNITARIO DE VOLADURA (\$/TM)							
	CANTIDAD			PRECIO UNITARIO		COSTO PARCIAL (\$)	
	Explosivo					Explosivo	
	SANG	HANFO				SANG	HANFO
Booster	1	1	pza	2.321	\$/pza	2.32	2.32
Fanel	1	1	pza	3.400	\$/pza	3.40	3.40
NA	0.00	90.24	Kg	0.758	\$/kg	0.00	68.40
Emulsion	130.00	64.00	Kg	0.752	\$/kg	97.76	48.13
Petroleo	0.00	5.76	Kg	1.078	\$/kg	0.00	6.21
				TOTAL Σ (\$)		103.48	128.46
EXPLOSIVO	SANG \$/TM	HANFO \$/TM	Diferencia \$/TM				
COSTO UNIT	0.342	0.424	0.082				
PRECIOS ACTUALES							
Accesorios							
Booster	2.321				\$/pza		
Fanel	3.4				\$/pza		
Agentes de voladura							
Nitrato de amonio	0.758				\$/kg		
Emulsion	0.752				\$/kg		
Petroleo	1.078				\$/kg		

PARÁMETROS DE EXPLOSIVO				
		NA BEREZNIKY		
		SANG	HANFO	
Explosivo				
Densidad	De	1.06	1.1	g/cm³
Diametro explosivo	Ø exp	150	150	mm
Carga explosiva	Qexp	130.00	160.00	Kg
Factor de potencia	PF	0.429	0.528	Kg/TM

PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA				
		EXPLOSIVO		
		SANG	HANFO	
Diametro taladro	Ø tal	146	146	mm
Burden	B	3.55	3.55	m
Espaciamento	S	4.1	4.1	m
Altura Banco	H	8	8	m
Longitud taladro	L	8.5	8.5	m
Sobreperforacion	J	0.5	0.5	m
Taco	T	2.2	1.5	m
Densidad de roca	dr	2.6	2.6	g/cm3
Volumen roto	Vt	116.46	116.46	m3
Toneladas rotas	Tt	302.80	302.80	TM

RESUMEN COMPARATIVO DE COSTOS HANFO VS SANG

PARAMETROS	TE 427		TE 435		CO 470		CO 470	
	11-nov		13-nov		14-nov		14-nov	
TIPO DE EXPLOSIVO	HA 35/65	SANG	HA 35/65	SANG	HA 35/65	SANG	HA 37	SANG
Nº DE TALADROS	1250	63	324	181	77	101	67	81
ALTURA DE BANCO (m)	8	8	8	8	6	6	6	6
DIAMETRO DE CARGUIO (mm)	152	152	152	152	152	152	152	152
BURDEN (m)	3,56	3,56	3,56	3,56	3,48	3,48	4,20	4,20
ESPACIAMINETO (m)	4,1	4,1	4,10	4,10	4,00	4,00	4,80	4,80
TACO (m)	1,5	2,1	1,5	2	1,5	1,5	2	3
CARGA DE COLUMNA (kg)	160	130	160	132	145	121	110	90
DENSIDAD (g/cc)	1,24	1,05	1,25	1,05	1,25	1,05	1,18	1,05
FACTOR DE POTENCIA (kg/ton)	0,54	0,43	0,54	0,44	0,68	0,57	0,36	0,29
V.O.D. (m/s)	4420	5050	4300	4600	4320		4400	5200
BOOSTER	1	1	1	1	1	1	1	1
FANEL DUAL 800/17 MS	1	1	1	1	1	1	1	1
INIDCE DE FRAGMENTABILIDAD	38,67	42,59						
COSTO DE EXPLOSIVOS	0,422	0,327	0,420	0,332	0,534	0,429	0,282	0,221
COSTO DE PERFORACIÓN (\$/Ton)	0,371	0,371	0,371	0,371	0,397	0,397	0,276	0,276
COSTO TOTAL DE P y V	0,811	0,718	0,811	0,723	0,96	0,854	0,578	0,516



CONCLUSIONES:

1. Tal como se ha descrito en el presente trabajo profesional, el Departamento de Perforación y Voladura en Minera Santa Rosa ha conseguido una mejora general en sus operaciones mediante el empleo de la emulsión gasificable, acompañada de una reducción de sus costos y, por ende, de un incremento de la rentabilidad de la empresa, tan necesaria en esta época de crisis global.
2. Se reduce el factor de potencia de 0.53 con Heavy Anfo a 0.43 Kg/TM con emulsión gasificable.
3. Se reduce el costo unitario de voladura de 0.42\$/TM a 0.34 \$/TM .
4. Debido básicamente a la reducción de la longitud de carga, por la cual se deja por probar el incremento de espaciamiento y burden.
5. Se aprovecha mejor la energía explosiva, por ser una mezcla más homogénea a lo largo del taladro.
6. Se hace mas seguro el proceso de carguio de taladros, debido a la menor movilización del camión, estando estacionado en un solo punto se carga unos 20 taladros, eso significa también el menos consumo de combustible.

7. En Seguridad una operación tan sensible como la voladura, ya no se usan dos insumos altamente oxidantes e inflamables como el nitrato de amonio y el petróleo diesel. Se ha podido registrar también menor proyección de rocas (fly rocks) que suelen constituir un factor de riesgo para personas y equipos.

8. En Medio Ambiente se minimizan las emanaciones gaseosas (gases nitrosos contaminantes del aire) producto de la combustión incompleta o desbalanceada en oxígeno de las mezclas explosivas.

9. En Rentabilidad se reducen los costos globales de minado de manera importante al reemplazar la mezcla ANFO de nitrato de amonio y petróleo por un producto de algo mayor costo inicial pero cuyo consumo es notablemente menor y que, sobre todo, aporta beneficios a las demás operaciones confortantes del costo global de minado (perforación, carguío y acarreo).

Los datos numéricos se pueden resumir nuevamente de la siguiente manera:

- Reducción del Costo Unitario Global en 16.5 %.
- Reducción del Factor de Potencia en 14.7 %.
- Ampliación de las mallas de perforación en 6.6%
- Mejora de la fragmentación con un 90% de la pila pasando la malla 18 cm.

RECOMENDACIONES

1. Necesidad de una zonificación geotécnica mayor en los tajos para la determinación del índice de volabilidad más real y mejor consumo del explosivo.
2. Diseño de la malla de perforación con el módulo de voladura Gemcom y replanteamiento de parámetros actuales.
3. Estandarizar los diseños de la secuencia de salida y evaluación de los disparos: con el software JKSimblast.
4. Evaluar por la misma Minera la granulometría de las voladuras y de los pads con el uso del software WipFrag para lo cual se requiere una cámara digital en el área de perforación y voladura.
5. Se necesita un enfoque sistemático para desarrollar con ingeniería el diseño de voladura e incorporarla como parte de la operación diaria de la mina.
6. Con el fin de mejorar aun más la fragmentación a nivel del taco se recomienda utilizar solamente material de gravilla, generando un stock que pueda abastecer varios meses de producción.
7. La emulsión gasificable involucra una disminución de la presión de los gases producidos por la explosión.
8. En el sistema de cuidado en los componentes de la emulsión gasificable se debe tener en cuenta los siguientes:
 - a. Almacenamiento correcto de la solución N20 es a una temperatura menor a 30 grados centígrados bajo techo.
 - b. El manipuleo de estos productos deberá estar a cargo del personal capacitado y autorizado de acuerdo a los estándares y Antes de ingerir sus alimentos deberá efectuarse una adecuada higiene personal.

9. En la capacitación del grupo de voladura y la gerencia se debe tener en cuenta lo siguiente:

- a. Importancia de los parámetros para manejar el nivel de vibración.
- b. El impacto de vibraciones en la mente de las personas y estructuras.

10. En el sistema de gestión de calidad en la voladura:

La empresa proveedora de accesorios y explosivos encargada en el monitoreo deberá estar certificada por un ISO que garantice su sistema de gestión de calidad. Logrando entonces que todos los procesos de voladura disponibles para controlar vibraciones se aplican como están definidos y entregan los resultados esperados con un proceso de mejoramiento continuo.

11. En el software a utilizar en el proceso de análisis de las mediciones tomadas:

Se deberá de utilizar un software capaz y confiable en realizar las mediciones de las vibraciones y en base a ello diseñar la voladura.

12. En el sistema de iniciación:

La optimización se debe realizar a partir de los detonadores no eléctricos convencionales, luego utilizando en conjunto con retardos secuenciales y finalmente con la utilización de detonadores electrónicos en zonas muy críticas, los cuales proporcionarán la flexibilidad y exactitud del timing que permite mantener el nivel de vibraciones tan bajo como es posible con una consistencia muy buena y un incremento en la carga por retardo.

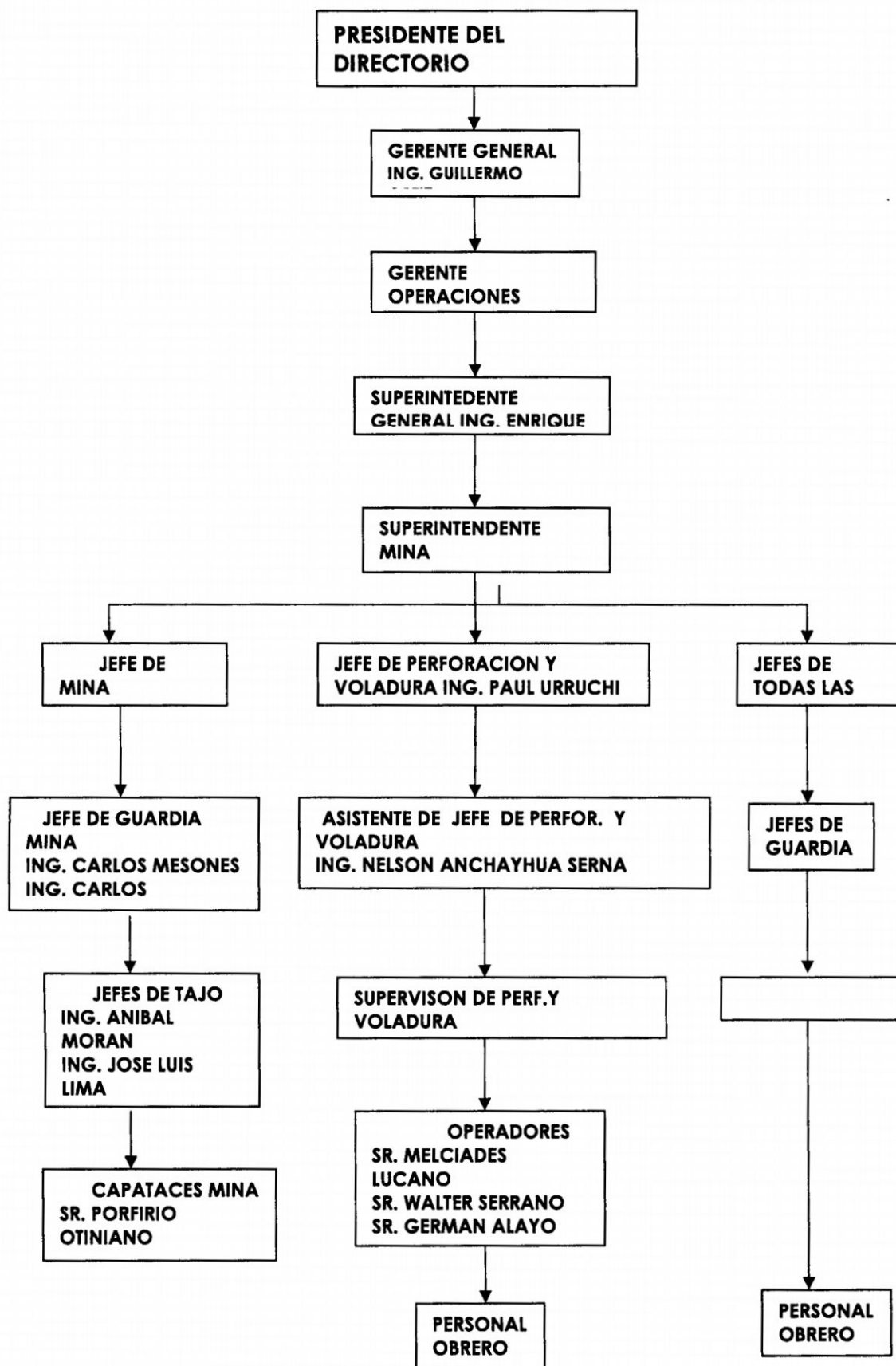
13. Si bien es cierto la información generada por el martillo Schmidt permitirá una mejor diferenciación de los sectores de durezas, de acuerdo a las diferentes experiencias se tendrá cuidado en su ajuste exponencial puesto que se ha visto que existe un sobredimensionamiento de los valores de UCS a partir de valores de rebote sobre 50.

BIBLIOGRAFIA

1. Agreda T. Carlos. "Curso de Modernización Matemática de la Voladura de Rocas"
2. CIA Minera Aurífera Santa Rosa, Informes mensuales y Plan de minado mensual del año 2008.
3. EXSA "Manual Practico de Voladura, Edición Especial.
4. Eduardo Berger y Carlos Scherpenisse,. Tronadura controlada y evaluación del daño en minas a cielo abierto. Instituto de Ingenieros de Minas de Chile 1999.
5. ENAEX Gerencia Técnica, Manual de Tronadura ultima edición.
6. Instituto Tecnológico Geominero de España "Manual de Perforación Voladura de Rocas", 23, 28003, Madrid.
7. José Delgado Veja, Planificación Minera Superficial y Subterráneo" Universidad Nacional de Antofagasta- Bs Grupo - Chile 2003.
8. Konya 11, Diseño de Voladura de 1995
9. Lopez Jimeno , Manual de Perforación y Voladura de Rocas 1992
10. López Jimeno, C López Gimeno E. y Garcia Bermudez P "Manual de Perforación y Voladura de Rocas" Madrid -ETSII.Minas.UPM 2003.
11. Milton Tapia Cubillos Tópicos Especiales en Sistemas de Tronadura" Universidad de Antofagasta Bs Grupo - Chile 2001.
12. Sociedad Internacional para Ingeniería de Explosivos "Manual del Especialista en Voladuras" devaland ohio - USA Edición 17^a
13. William Hustrulid,. Principios de Voladura para Minería en tajo abierto. Colorado School of Mines 1999.

ANEXOS

1.- ORGANIGRAMA CÍA. MINERA AURIFERA SANTA ROSA S.A.



2.- CÁLCULOS DE PRODUCCIÓN Y COSTOS

DATOS GENERALES		
Tajo	SEDUCTORA	
Banco	339	
Material	Mineral	
Destino	PAD 18	
Tipo de roca	Arenisca	
Distancia (km)	2.6	
Fragmentación	Buena	
Densidad	m3/ton	1.8

EQUIPO DE CARGUÍO**DATOS DEL EQUIPO**

EQUIPO	CARGADOR FRONTAL	
TIPO	PALA DE RUEDAS	
MARCA	CATERPILLAR	
MODELO	980G II	
Tipo del cucharón	GP TEETH & SEG	
Capacidad del cucharón	m3	5.0
Factor de llenado	%	90.0
Carga nominal	TM	9.19
Tiempo ciclo carguío por pase (TCCP)	min	0.48
T. Primera descarga de cucharón (TPDC)	min	0.1
Tiempo de intercambio (TI)	min	0.6
Factor de eficiencia	%	90.0
Disponibilidad	%	95.0
Costo por hora	\$	90.6

EQUIPO DE TRANSPORTE**DATOS DEL EQUIPO**

EQUIPO	VOLQUETE	
MARCA	VOLVO	
MODELO	FM 12	
Tamaño de neumático		12.00*20
Tipo de neumático		Radiales
Peso vacío	kg	23000
Índice de carga útil	kg	32000
Capacidad tolva	m3	15.0
Modelo de tolva		Semiroquera
Costo por hora	\$	34.6
Disponibilidad	%	95.0
Factor de eficiencia	%	85.0

RUTAS DE ACARREO

BANCO	MATERIAL		DESTINO	E. CARGUÍO										
	MINERAL			PAD 18	980 G	1	2	3	4	5	6	7	8	9
339	Tramos		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
	Distancia (m)		487	77	60	633	77	137	253	44	269	172		
	Pendiente (%)		0	-10	10	0	8	4	10	4	12	9		
	Ángulo de gradiente		0°	17,63°	17,63°	0°	14,05°	6,99°	17,63°	6,99°	21,26°	15,84°		
	Vel. cc (Km/h)		20.00	20.00	15.00	18.00	14.00	13.00	13.00	15.00	12.00	14.00		
	Vel. sc (Km/h)		25.00	21.00	24.00	24.00	23.00	22.00	24.00	22.00	22.00	21.00		
	Tiempo Acarreo (min)		1.46	0.23	0.24	2.11	0.33	0.63	1.17	0.18	1.34	0.74		
	Tiempo Retorno (min)		1.17	0.22	0.15	1.58	0.20	0.37	0.63	0.12	0.73	0.49		

11	12	13	14	15	16	17	TOTAL	TIEMPO
98	85	34	49	32	53	48	2606,98	
5	14	5	15	0	13	1		
8,75°	24,93°	8,75°	26,80°	0°	23,09°	1,75°		
14.00	10.00	12.00	10.00	14.00	10.00	10.00	13.76	
21.00	21.00	22.00	19.00	16.00	15.00	15.00	21.00	
0.42	0.51	0.17	0.29	0.14	0.32	0.29	10.56	
0.28	0.24	0.09	0.15	0.12	0.21	0.19	6.96	17,53

En el análisis del proyecto SE 07169 - banco 339 del tajo SEDUCTORA, se obtuvo los siguientes datos de operación:

Datos:

Tiempo de Maniobras y descarga = 1.8 min

Nº de volquetes = 14 unidades.

Producción real = 853.97 TM / hr

Factor de llenado del cargador = 90%

Costo por hora – cargador = 90.6 \$

Costo por hora – volquete = 34.6 \$

Fórmula 1. Carga útil del cargador:

CUC = Cc x Fll x Densidad del material.

$$CUC = 5.0m^3 \times 90.0\% \times 1.8 \frac{TM}{m^3}$$

CUC = 7.94 TM

Fórmula 2. Carga útil del volquete:

CUV = CUC x Nº pases

$$CUV = 7.94 \frac{TM}{pase} \times 3 pases$$

CUV = 23.81 TM

Fórmula 3. Viajes por hora:

$$VH = \frac{\text{Producción real}}{CUV}$$

$$VH = \frac{853.97 \frac{TM}{hr}}{23.81 \frac{TM}{viaje}}$$

VH = 35.86 viajes / hora

Fórmula 4. Producción Horaria por volquete:

$$PHV = \frac{\text{Producción real}}{N^{\circ} \text{volquetes por hora}}$$

$$PHV = \frac{853.97 \frac{TM}{\text{Hora}}}{14 \text{ unidades}}$$

$$PHV = 61.00 \text{ TM} / \text{Hora}$$

Fórmula 5. Costo unitario de carguío:

$$\text{Cost - Carguío} = \frac{\text{Costo horario del equipo de carguío}}{\text{Producción real}}$$

$$\text{Cost - Carguío} = \frac{90.6 \frac{\$}{\text{Hora}}}{853.97 \frac{TM}{\text{Hora}}}$$

$$\text{Cost - Carguío} = 0.1061 \$ / \text{TM}$$

Fórmula 6. Costo unitario de acarreo:

$$\text{Cost - Acarreo} = \frac{\text{Costo horario del equipo de acarreo} \times N^{\circ} \text{ de unidades de acarreo}}{\text{Producción real}}$$

$$\text{Cost - Acarreo} = \frac{\left(34.6 \frac{\$}{\text{Hora}} \right) \times 14}{853.97 \frac{TM}{\text{Hora}}}$$

$$\text{Cost - Acarreo} = 0.5672 \$ / \text{TM}$$

Fórmula 7. Costo unitario total carguío - acarreo:

$$\text{Costo Total} = \text{Cost. Carguío} + \text{Cost. Acarreo.}$$

$$\text{Costo Total} = 0.1061 \$ / \text{TM} + 0.5672 \$ / \text{TM}$$

$$\text{Costo Total } 0.6733 \$ / \text{TM}$$

Ahora para la producción potencial (producción obtenida):

Fórmula 8. Tiempo de carguío:

$$TC = \frac{1 \text{ hora}}{\frac{\text{Volquetes}}{\text{Hora}}}$$

$$TC = \frac{60 \text{ min/hr}}{\frac{35.86 \text{ volquetes}}{\text{Hora}}}$$

TC = 1.67 min. / Volquete.

Fórmula 9. Tiempo total del ciclo:

$$TTC = TC + TA + TDM + TR$$

$$TTC = 1.67 \text{ min} + 10.56 \text{ min} + 1.80 \text{ min} + 6.96 \text{ min}$$

TTC = 21 minutos

Formula 10: Producción horaria potencial

$$PHP = \left(\frac{1 \text{ Hora}}{TTC} \right) \times CUV$$

$$PHP = \left(\frac{60 \frac{\text{min}}{\text{Hr}}}{21 \frac{\text{min}}{\text{viaje}}} \right) \times 23.81 \frac{\text{TM}}{\text{viaje}}$$

$$PHP = 68.04 \frac{\text{TM}}{\text{Hora}}$$

Fórmula 11. Costo unitario de carguío potencial:

$$\text{Cost - Carguío Pot} = \frac{\text{Costo horario del equipo de carguío}}{\text{Producción Potencial}}$$

$$\text{Cost - Carguío Pot} = \frac{90.6 \frac{\$}{\text{Hora}}}{853.97 \frac{\text{TM}}{\text{Hora}}}$$

Cost - Carguío Pot. = 0.1061 \$ / TM

Fórmula 12. Costo unitario de acarreo:

$$\text{Cost - Acarreo Pot.} = \frac{\text{Costo horario del equipo de acarreo} \times \text{N}^\circ \text{ de unidades de acarreo}}{\text{Producción Potencial}}$$

$$\text{Cost - Acarreo Pot.} = \frac{\left(34.6 \frac{\$}{\text{Hora}}\right) \times 13}{853.97 \frac{\text{TM}}{\text{Hora}}}$$

$$\text{Cost - Acarreo Pot.} = 0.5085 \text{ \$ / TM}$$

Fórmula 13. Costo unitario total carguío y acarreo :

$$\text{Costo Total} = \text{Cost. Carguío} + \text{Cost. Acarreo.}$$

$$\text{Costo Total} = 0.1061 \text{ \$ / TM} + 0.5085 \text{ \$ / TM}$$

$$\text{Costo Total} = 0.6146 \text{ \$ / TM}$$

Fórmula 14. Factor de Acoplamiento:

$$F.A. = \frac{\text{N}^\circ \text{ de camiones} \times \text{Ciclo de carguío}}{\text{Ciclo de acarreo}}$$

$$F.A. = \frac{13 \times 1.67}{21}$$

$$F.A. = 103.58\%$$

3.- CONCEPTOS FUNDAMENTALES

- **Análisis de laboratorio.-** Es el diagnóstico realizado por especialistas, con técnicas, instrumental y equipo de laboratorio, que se practica a muestras de un producto determinado (rocas, minerales y otros), para establecer su composición y propiedades.
- **Berma de Seguridad.-** Es una pila o acumulación de material, capaz de detener a un vehículo en los pits.
- **Botaderos.-** Conocidos también como canchas de depósito de mineral de baja ley o ganga, usualmente se localiza en el entorno de la mina y fuera de la zona mineralizada.
- **Conector.-** Es un accesorio complementario de la mecha rápida, compuesto de un casquillo de aluminio, ranurado cerca de la base, y en su interior lleva una masa pirotécnica especial e impermeable al agua.
- **Chancado.-** Proceso por el cual el mineral es triturado entre $\frac{1}{2}$ a $\frac{1}{6}$ de su tamaño original, en preparación a la siguiente etapa de reducción (segunda o tercera etapa de chancado o circuito de molienda).
- **Contaminación.-** Cualquier alteración física, química o biológica del aire, el agua o la tierra que produce daños a los organismos vivos. Descarga artificial de sustancias o energía en una concentración tal que produce efectos perjudiciales sobre el medio, incluido el hombre. Puede tener origen natural, pero, por lo general, es antrópico. Como producto de la actividad agrícola se puede presentar como residuos de pesticidas o sus metabolitos o acumulación de fertilizantes. Otras actividades industriales y urbanas promueven la acumulación de metales pesados, residuos radiactivos y de hidrocarburos. Su presencia en el suelo implica la

probabilidad de ser fijados por las plantas y de penetrar la cadena trófica, hasta llegar al hombre.

- **Depósito mineral.-** Concentración natural de sustancias minerales útiles, la cual bajo circunstancias favorables puede ser extraída con beneficio económico.
- **Desmonte.-** Consiste en la remoción de vegetación en un área previa delimitada. Durante el desarrollo de esta actividad se debe dar un manejo adecuado a la vegetación removida.
- **Dilución.-** Residuos de roca de bajo grado, inevitablemente retirados con el material en el proceso de minería, que contribuyen a bajar el grado del mineral explotado. Hace referencia al porcentaje de material estéril o de baja ley que se mezcla con el mineral producido por el método de explotación utilizado y las operaciones complementarias.
- **Disparo.-** Es el proceso de liberación de energía de un explosivo mediante la detonación de este, con la finalidad de fragmentar la roca, mediante el cual el personal debe percatarse de esto.
- **Ergonomía.-** Es el estudio sistemático o evaluación de la productividad y eficiencia del hombre con relación al lugar y ambiente de trabajo. Su propósito es la concepción de equipos para mejorar los métodos de trabajo con el fin de minimizar el estrés y la fatiga y con ello incrementar el rendimiento y la seguridad del trabajador. La Ergonomía, es definida también como Ingeniería Humana.
- **Ley.-** Cantidad de metal valioso en cada tonelada de mineral. Se expresa en onzas troy por tonelada para los metales preciosos y como porcentaje para otros metales o no metales. En algunas ocasiones, cuando las cantidades son muy pequeñas, la ley se expresa en partes por millón (ppm) o partes por billón (ppb).

- **Ley de corte (Cut Off).**- Es la concentración mínima que debe tener un elemento en un yacimiento para ser económicamente explotable, es decir, la concentración que hace posible pagar los costes de su extracción, tratamiento y comercialización. Es un factor que depende a su vez de otros factores, que pueden no tener nada que ver con la naturaleza del yacimiento, como por ejemplo, su proximidad o lejanía a vías de transporte, avances tecnológicos en la extracción, entre otros. Es la ley por debajo de la cual un yacimiento no es económicamente explotable. Contenido mínimo del metal en el mineral para que pueda ser considerado como reservas.
- **Mineral.**- Sustancia homogénea originada por un proceso genético natural con composición química, estructura cristalina y propiedades físicas constantes dentro de ciertos límites.

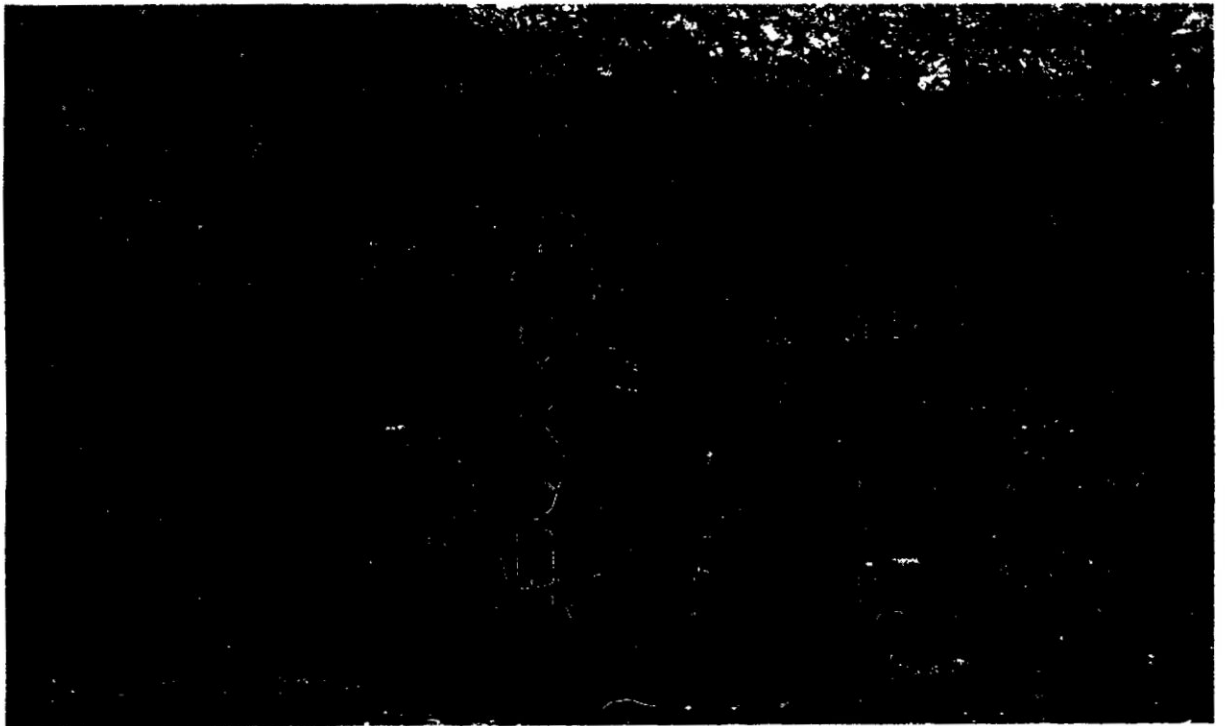
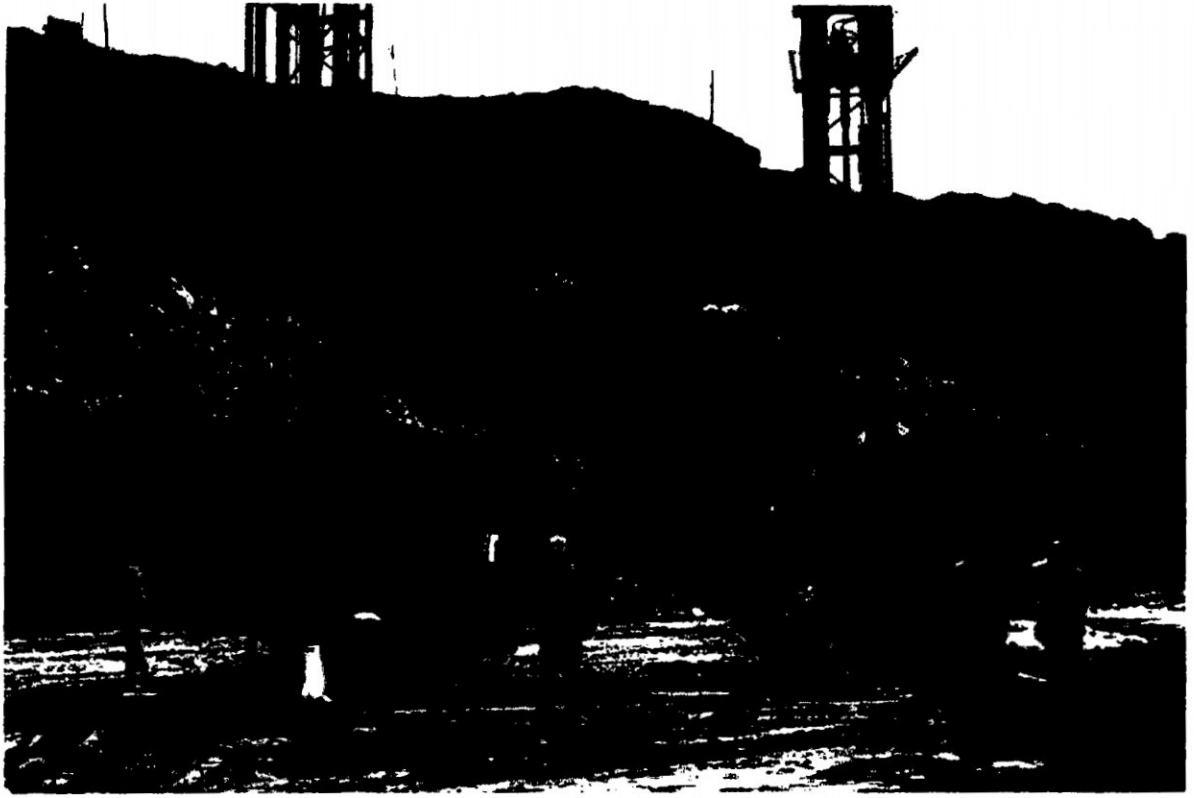
Individuos minerales que se caracterizan por una estructura cristalina determinada y por una composición química, que pertenecen a un rango de variaciones continuas y que se encuentran en equilibrio bajo unas condiciones termodinámicas determinadas.

El Código de Minas define el mineral como la sustancia cristalina, por lo general inorgánica, con características físicas y químicas propias debido a un agrupamiento atómico específico.

- **Mineral económico.**- Material que contiene uno o más minerales o metales, cuyo valor es mayor que todos los costos necesarios para su extracción y tratamiento.
- **Mineralización.**- Roca o ganga que contiene unas cantidades indeterminadas de minerales o metales.

- **Lixiviación.-** Proceso en que un compuesto metálico soluble se extrae del mineral o concentrado disolviéndolo en un solvente. Ver definiciones de Lixiviación Acida, Cianuración y Lixiviación en rumas.
- **Ore Control.-** Es la gestión que consiste en optimizar las diferentes etapas de la exploración, explotación y concentración para lograr una buena calidad de producto (concentrados), con el fin de satisfacer las necesidades del cliente.
- **Perforación (desarrollo minero).-** Acción o proceso de elaborar un orificio circular con un taladro (perforadora) manual o mecánico (eléctrico o hidráulico). Apertura de galerías o cámaras de explotación con el uso de cualquier clase de equipo (neumático o mecánico).
- **Talud Operacional.-** Es el talud con el que se esta trabajando el tajo.
- **Talud Final.-** Es el talud del tajo con todos sus bancos al final de la operación
- **Voladura.-** Ignición de una carga masiva de explosivos. El proceso de voladura comprende el cargue de los huecos hechos en la perforación, con una sustancia explosiva, que al entrar en acción origina una onda de choque y, mediante una reacción, libera gases a una alta presión y temperatura de una forma substancialmente instantánea, para arrancar, fracturar o remover una cantidad de material según los parámetros de diseño de la voladura misma.

4.- FOTOS
PERFORACION



CARGUIO DE TALADROS





TAPADO DE TALADROS



AMARRE



CHISPEO



VOLADURA



OPERACIÓN MINA:

CARGUIO



ACARREO



5.- FICHAS TECNICAS DE LOS COMPONENTES DE EMULSION GASIFICABLE.

a.-ingredientes / información de identificación:

Ingredientes: Solución oxidante (Nitratos oxidantes disueltos en agua)

Diesel

Aceites

Emulsificante

b.- características físico – químicas:

Apariencia: Masa pastosa.

Solubilidad en agua : Muy lentamente. Casi insoluble

Densidad: 1.38 g/cm³ promedio

c.- riesgo de fuego y explosión:

Fuego y explosión : Prende al exponerse a fuego directo abundante, la combustión del material puede producir vapores tóxicos.

Riesgo de una detonación: Ningún riesgo de una detonación espontánea. No detona cuando es iniciado con un Booster u otro cebo.

Procedimiento para

Combatir el fuego: Cuando hay fuego declarado en el material, no intentar extinguirlo. Despeje el área y evacue al personal a un lugar seguro. Notifique a las autoridades de acuerdo con los procedimientos de emergencia. Sólo el personal entrenado en emergencia se hará cargo de la situación.

d.- datos de reactividad:

Estabilidad: Es estable bajo condiciones normales. Puede combustionar cuando es sometido a fuego directo abundante.

Condiciones a evitar: Mantenga alejado de alguna fuente directa de calor, fuego.

Materiales a evitar: Sustancias químicas corrosivas, combustibles, ácidos y bases fuertes.

Riesgo de descomposición: Ninguna mientras se cumplan con los requisitos de manipulación, transporte, almacenaje y uso recomendados.

Quando existe fuego declarado puede existir una eventual descomposición de CO, NOx.

Riesgo de polimerización: No

7.- RIESGO PARA LA SALUD Y PRECAUCIONES EN EL MANIPULEO:**Efectos de sobre exposición**

Por inhalación: No, bajo condiciones normales de manipuleo.

Por la piel: No, bajo condiciones normales de manipuleo.

Por los ojos: No, bajo condiciones normales de manipuleo.

Por ingestión: La ingestión premeditada causa desórdenes en el sistema gastrointestinal

a.- Riesgos a la integridad

Física: La Solución Acuosa de Nitrato Gasificable (Emulsión Matriz) no presenta riesgo a la integridad física cuando se manipula de acuerdo a reglamento.

Síntomas de Sobre-exposición : Ninguna sintomatología cuando se respetan los procedimientos autorizados de almacenamiento, manipuleo y uso.

Precauciones de Seguridad: Evitar respirar los gases de la combustión.

b.- Primeros auxilios

Contacto con los ojos : En el caso que el producto por alguna razón eventual haga contacto con los ojos, levantar con cuidado los párpados y dejar fluir agua limpiamente a baja presión por lo menos 15 minutos. Luego otorgue inmediata atención médica.

Contacto con la piel : Lavar la piel con agua y jabón.

Inhalación: Si los gases de combustión son inhalados, movilizar al accidentado a un lugar de aire fresco. Proporcionar respiración artificial si es necesario. Si la respiración es dificultosa, proporcionarle oxígeno. Llame inmediatamente al médico.

Ingestión: En el caso eventual que el producto sea ingerido, provocar el vómito y dar atención médica.

c.- Precauciones para el manipuleo:

- El manipuleo de este producto deberá estar a cargo del personal capacitado y autorizado para el manejo de estos productos.
- Antes de ingerir sus alimentos deberá efectuarse una adecuada higiene personal.
- La Solución Acuosa de Nitrato Gasificable (Emulsión Matriz) se almacenará solamente con productos compatibles.
- No almacenar junto con sustancias químicas corrosivas, volátiles, combustibles, ácidos y bases, ni elementos metálicos.
- El lugar o silo destinado para almacenar debe cumplir con todos los requisitos establecidos por el reglamento vigente.

8.- PLANOS