

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y
METALURGICA**



**SISTEMA DE MINADO MEDIANTE SUB-NIVELES
DESCENDENTES BAJO RELLENO CONSOLIDADO
EMPRESA MINERA ISCAYCRUZ S.A. (EMISA)**

**INFORME DE INGENIERÍA
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTANDO POR:

JOSE ENRIQUE RAMIREZ OSTOLAZA

LIMA – PERU

1998

INDICE

I. INTRODUCCION

II. GENERALIDADES

2.1 UBICACION

2.2 ACCESIBILIDAD

2.3 CLIMA Y VEGETACION

2.4 LA EMPRESA

2.5 DERECHOS MINEROS

III. ASPECTOS GEOLOGICOS

3.1. GEOLOGIA LOCAL

3.2. LITOLOGÍA

3.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA

3.5. CALIDAD DE LA MASA ROCOSA

IV. EXPLOTACION

4.1 METODOS DE EXPLOTACION

- 4.2 METODO DE EXPLOTACION SUBTERRANEO**
- 4.3 SUBNIVELES DESCENDENTES BAJO RELLENO CONSOLIDADO” (SDBRC)**
 - 4.3.1 Descripción del método SDBRC**
 - 4.3.2 Ventajas del método**
 - 4.3.2 Desventajas del método**
- 4.4 DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION**
- 4.5 TECNOLOGIA DE RELLENO**
- 4.6 CICLO DE OPERACIONES**
 - 4.6.1 Perforación y voladura**
 - 4.6.2 Acarreo de mineral**
 - 4.6.3 Sostenimiento**
- 4.7 RELLENO CEMENTADO**
 - 4.7.1 Preparación de agregados.**
 - 4.7.2 Dosificación y preparación del relleno (concreto).**
 - 4.7.3 Transporte y colocación del relleno hacia los tajeos.**
 - 4.7.4 Ensayos de laboratorio**
- 4.8 SERVICIOS AUXILIARES**
- 4.9 PERSONAL**
- 4.10 COSTOS DE OPERACION MINA**
- 4.11 CONTROL DE CALIDAD**

I. INTRODUCCION

Iscaycruz inició sus operaciones en julio de 1996, con una capacidad de producción de 1 000 tmd, explotando a cielo abierto algunos afloramientos mineralizados, y por métodos subterráneos los cuerpos Estela y Olga.

La puesta en marcha de la mina Iscaycruz trajo consigo una serie de innovaciones tecnológicas: un nuevo método de explotación aparejado a una nueva tecnología de relleno, una planta de beneficio semi-automatizada, el transporte de concentrados a través de un mineroducto de 24 km y la disposición subacuática de relaves, entre otros.

Las condiciones desfavorables de la masa rocosa del depósito de alta ley de zinc de Iscaycruz, establecieron la necesidad de desarrollar un nuevo método de explotación que permitiese una alta recuperación del yacimiento, estabilidad de las excavaciones, buena productividad y condiciones óptimas de seguridad para el personal y equipo. Producto de este trabajo de investigación, diseño y desarrollo en geomecánica y técnicas modernas en rellenos consolidados se tuvo como resultado el método de explotación "Subniveles Descendentes Bajo Relleno Consolidado".

Las dificultades que presenta la naturaleza para resolver el minado de su yacimiento ha hecho que EMISA recurra a la utilización de la tecnología minera moderna lo cual está permitiendo una explotación con seguridad y economía. Las empresas mineras en general que cuenten con explotaciones subterráneas tienen la posibilidad de acceder a esta tecnología, adecuarla y aplicarla a las condiciones particulares de sus yacimientos, de tal manera que puedan mejorar sus operaciones mineras. En particular, esta nueva modalidad de corte y relleno descendente abre posibilidades de explotar cuerpos mineralizados de condiciones geomecánicas muy desfavorables de la masa rocosa.

Por otro lado, cabe resaltar que la utilización del relleno consolidado no es una aplicación pura de la tecnología de concreto sino en adición intervienen otras disciplinas, por lo que es recomendable que las empresas realicen investigaciones adecuadas para su utilización.

Consideramos el presente trabajo como un aporte interesante a la explotación de otros yacimientos similares que requieran de una nueva modalidad de corte y relleno descendente, con resultados de eficiencia y productividad muy superiores al método clásico.

II. GENERALIDADES

2.1 UBICACION

El área del asiento minero, está localizado políticamente en el distrito de Pachangara, provincia de Oyón, departamento de Lima. Sus coordenadas son:

Latitud Sur 10°45'

Longitud Oeste 76°44'

Geográficamente está situada en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes, a una altura comprendida entre los 4 500 y a 4 900 m.s.n.m.

2.2 ACCESIBILIDAD

La principal ruta de acceso es desde Lima siguiendo la Carretera Panamericana Norte hasta la altura de Huaura, donde se toma el desvío hacia Sayán-Churín-Oyón-Pampahuay con un recorrido aproximado de 278 km en un tiempo de 8 horas.

Otra ruta alternativa es por la Carretera Central hasta Cerro de Pasco y de aquí hasta Oyón y Pampahuay, la cual no es usada frecuentemente, salvo este último año que con la corriente del Niño ha sido la única vía de acceso al quedar cortada en varios tramos la ruta principal.

2.3 CLIMA Y VEGETACION

El clima es frío, típico de la región puna, con períodos de lluvia entre los meses de diciembre-marzo, y relativamente seco entre abril y noviembre.

La vegetación del lugar es pobre, la superficie está cubierta por pastos típicos de esta zona alto andina.

2.4 LA EMPRESA

El accionariado de la Empresa Minera Iscaycruz S.A. está constituida por los siguientes accionistas y con las siguientes participaciones:

- Glencore Finance: 45%
- Perubar: 30%
- Minero Perú: 25%

2.5 DERECHOS MINEROS

Esta empresa tiene 16 880 hectáreas de derechos mineros conformando por Iscaycruz con 12 000 hectáreas y Cochacquillo con 4 880 hectáreas.

2.6 NIVEL DE PRODUCCION

Esta empresa que viene operando desde julio de 1996 ha tenido el siguiente nivel de producción:

Año	Zn (tmf)	% total nacional	Pb (tmf)	% total nacional
1996	18 502	2,43	260	0,10
1997	86 076	9,94	8 121	3,14

III. ASPECTOS GEOLOGICOS

3.1. GEOLOGIA LOCAL

Iscaycruz está localizado en la provincia metalogenética de los Andes Occidentales, en sus alrededores existen minas de plata, plomo y zinc, estas minas son Raura, Uchucchacua, Cerro de Pasco, Milpo, Atacocha, Huarón.

Esta ubicada en el flanco occidental de un anticlinal apretado, cuyo plano axial se orienta N 25° W y se encuentra a 1 km al este de la zona mineralizada, este flanco es de fuerte buzamiento presentando una inversión en el buzamiento en la zona denominada Limpe.

3.2. LITOLOGIA

En el área de interés afloran rocas sedimentarias del Cretácico inferior a superior con alineamiento NNW-SSE y un buzamiento promedio de 85° NE, dichos afloramientos son consecuencia de la orogénesis andina.

Las secuencias sedimentarias en el área de la mina conforman unidades litiestratigráficas, tales como las formaciones Oyón, Chimú, Santa, Carhuaz, Farrat, Pariahuanca, Chulec, Pariatambo y Jumasha.

La formación Santa está situada en el extremo de la zona plegada, tiene un espesor de 60 a 100 metros, se extiende más de 12 km de longitud y está compuesta de calizas de color gris azulado. El buzamiento de esta formación es cercano a la vertical, y constituye parte de los pliegues existentes. Esta formación es importante porque en ella se emplaza el depósito mineral de Iscaycruz.

La mineralización ocurre en la Fm. Santa que consta de una secuencia de calizas, lutitas, margas y dolomitas. Al este se presenta la Fm. Chimú, formado principalmente por cuarcitas y secundariamente por areniscas con intercalación de lutitas. Al oeste se presenta la Fm. Carhuás, formada por areniscas, margas y delgados horizontes calcáreos (ver láminas 1 y 2).

3.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El área se ubica en una zona de pliegues y sobreescurrimientos, siendo el anticlinal fallado Pico Yanque Oeste el que está directamente vinculado con el depósito mineral, la falla del anticlinal referido pasa por entre los cuerpos Estela y Olga, creando una gran perturbación de la masa rocosa.

Existen dos sistemas de fallas principales: una paralela a la dirección andina ($N20^{\circ}W$) y otra transversal con rumbos NE y NW, con altos buzamientos. Las fallas paralelas están acompañadas por fallas de estratificación. Hubo fallamientos pre y post mineralización, siendo la dirección del esfuerzo principal máximo de 256° a 76° con plunge de -31° .

Las estructuras menores típicamente presentan tres sistemas de discontinuidades: el primero corresponde a la estratificación (NNW-SSE con alto buzamiento hacia el este), el segundo y el tercero corresponden a fracturamientos de la roca (diaclasamientos) respectivamente con orientaciones NEE-SWW (alto buzamiento al sur) y NEE-SWW (buzamiento moderado al norte).

SO

NE

4.800 m

4.800 m

4.750

4.750

4.700

4.700

4.650

4.650

4.600

4.600

4.550

4.550

4.500

Linea de Referencia

KI-Corhuaz

KI-Santa

KI-Chimu

Gal.804NW

Gal.790NW

Gal.815SE

LC-4690-04

100 mt -68°

Gal.700NW

Gal.650NW

Zona competente Interacciones caliza-arenisca

Cu-Zn

Nv. 4

Nv. 3

Nv. 1

LEYENDA

LITOLOGIA

- Depósito Cuaternario
- Formación Corhuaz
- Formación Santa
- Formación Chimú
- Cuerpo de Brechas

MINERALIZACION

- Brechas mineralizadas
- Zona óxidos Coe-Jar/Hem.
- Mineral de Zn, Pb, Ag.
- Pirita
- Mineral de Cu

ESTRUCTURAS

- Falla
- Falla inferida
- Contacto litológico

SIMBOLOGIA

- Sondaje diamantino proyectado
- Sondaje diamantino ejecutado
- Labor Minera
- Labor Minera proyectado

GEOMECANICA

RWR : Clasificación de Bieniawski

- < 21 Roca muy mala.
- 21 - 40 Roca Mala
- 41 - 60 Roca media
- 60 - 80 Roca buena

PARAMETROS GEOMECANICOS DE LA MASA ROCOSA

LAMINA 1

LITOLOGIA	RWR	SIGMA C MPa	mi	m	s	E MPa	POISSON	P.u MM/m3
Fm. corhuaz	32	30	10	0.881	0.0008	3.900	0.3	0.025
Mineral masiva - cuerpo algo	51	85	17	2.954	0.004	10.500	0.25	0.036
Brecha mineralizada - cuerpo algo	25	20	17	1.167	0.0002	2.400	0.3	0.032
Brecha estéril (caballo)	25	20	10	0.686	0.0002	2.400	0.3	0.020
Brecha mineralizada - cuerpo estéril	25	20	17	1.167	0.0002	2.400	0.3	0.032
Mineral masiva - cuerpo estéril	44	50	17	2.300	0.002	7.100	0.25	0.035
Zona transicional - Trms. chimú - santa	42	80	15	1.890	0.0018	8.300	0.25	0.027
Pacote incompetente (margas, estratos carbonosos)	20	20	10	0.574	0.00014	1.800	0.3	0.020

EMPRESA MINERA ISCAYCruz S.A.

SECCION TRANSVERSAL

Nº 82

TAJO 47

FECHA: 11/08/87

ELABORADO: E. SILLAS

PROYECTADO: A. VILLACRUZ

REVISADO: J. SILLAS

APROBADO: J. SILLAS

3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA

La mineralización de Iscaycruz corresponde al tipo de reemplazamiento metasomático conformado por minerales de Zn, Pb, Ag y Cu. El yacimiento consta fundamentalmente de dos cuerpos bien definidos y con características propias : cuerpo Estela y cuerpo Olga, ubicados respectivamente hacia los contactos Inferior y Superior de la Fm. Santa.

El cuerpo Estela es de geometría tabular lenticular, de rumbo N 20°W y buzamiento 85°NW, con potencia variable de 5 a 30 m, longitud aproximada de 250 m y profundidad reconocida de 200 m. El cuerpo Olga tiene una potencia que varía de 8 a 15 m, una longitud variable de 100 a 150 m, y una profundidad reconocida de 200 m. Presenta dos zonas con diferentes características geológicas, una de mineral masivo, ubicada al techo del cuerpo y otra de brecha mineralizada al piso del mismo.

El cuerpo Olga está ubicado en la parte superior de la formación Santa, a diferencia del mineral del cuerpo Estela que aflora en superficie. Tiene una potencia que varía de 8 a 15 m, una longitud de 100 a 150 m y una profundidad reconocida de 200 m, parte de este cuerpo ha sido explotado desde superficie mediante un tajo abierto.

La mineralización reconocida consiste de esfalerita, galena, calcopirita, marmatita y algo de argentita. La ganga lo constituyen la piritita, covelita, siderita, calcita, cuarzo, especularita, pirrotita y arsenopirita. Las reservas minerales en ambos cuerpos suman 2 500 000 tm, con leyes de 19,15% Zn, 2,30% Pb y 0,50% Cu.

3.5. CALIDAD DE LA MASA ROCOSA

En términos de la clasificación de Bieniawski (1989), las cuarcitas de la Fm. Chimú presentan calidad BUENA (RMR 61-80), cerca al contacto con la Fm. Santa hay un paquete muy incompetente de margas y material carbonoso de calidad MUY MALA (RMR < 25) y en contacto con la Fm. Santa se presenta un paquete transicional de areniscas, cuarcitas y calizas de calidad REGULAR (RMR 41-60).

La roca de la Fm. Santa se presenta muy fallada y fracturada, observándose zonas con brechas de falla y los cuerpos mineralizados en algunos casos deleznable, con calidades que varían generalmente de MUY MALAS (RMR < 20) a MALAS (RMR 21-40) y esporádicamente REGULARES (RMR 41-60), ver plano 3. Muy poco se conoce aún la roca de la Fm. Carhuás, pero la presencia de horizontes calcáreos y lutitas indican que no es competente, estimándose una calidad MALA (RMR 21-40).

IV. EXPLOTACION

4.1 METODOS DE EXPLOTACION

En el yacimiento minero de Iscaycruz actualmente se trabaja por métodos subterráneos y superficiales, en el tajo abierto se tiene una producción mensual de 10 000 tm, mientras que el subterráneo se tiene una producción mensual de 30 000 tm.

4.2 METODO DE EXPLOTACION SUBTERRANEO

En las diferentes etapas de los estudios de preinversión se seleccionaron y diseñaron métodos de explotación de corte y relleno convencional, tanto ascendente como descendente. Inicialmente se estableció el uso del relleno hidráulico con relaves (cementado para el caso descendente), descartándose su aplicación por problemas de inestabilidad en la roca ante la presencia de agua del relleno, y por problemas de inestabilidad química de la piritita contenida en el relave que al reaccionar con el cemento origina un fenómeno de expansión que deintegra el elemento ligante.

La necesidad de contar con un relleno de bajo contenido de agua y adecuada resistencia condujo a investigar nuevas posibilidades de relleno, estableciéndose el uso del relleno consolidado, viabilizando la aplicación de los métodos señalados.

Paralelo al inicio de la preparación de la infraestructura principal de la mina, se hizo una evaluación detallada de los métodos propuestos : corte y relleno ascendente convencional, corte y relleno ascendente tipo “drift & fill”, y corte y relleno descendente convencional.

El corte y relleno ascendente convencional planteaba situaciones de riesgo dada la heterogeneidad de calidades de masa rocosa y de la orientación desfavorable de las excavaciones consideradas en el diseño, lo cual obligaba a utilizar rigurosos sistemas de sostenimiento en tajeos que mermaban la productividad y seguridad de la operación.

El corte y relleno ascendente tipo “drift & fill” no mejoraba la situación anterior, con el agravante de tener excesivos tajeos abiertos que no garantizaban las cuotas de producción. La posibilidad de encontrar terreno perturbado en los cortes superiores por inadecuado contacto del relleno con el techo significaba un riesgo adicional en la aplicación del método.

El corte y relleno descendente convencional brindaba mejores posibilidades de aplicación en cuanto a las condiciones de estabilidad de las excavaciones y seguridad en la operación, sin embargo, es por todos conocido que este método es muy costoso y de baja productividad .

Ante esta situación, directivos de EMISA realizan visitas técnicas a las minas Carlín y Escay Creek en U.S.A. y Lupin en Canadá, trayendo las ideas iniciales sobre el nuevo método de explotación: "Subniveles Descendentes Bajo Relleno Consolidado" o **SRUCF** (Sublevel Retreat Under Consolidated Fill). EMISA investiga y evalúa las posibilidades de este método basado en las condiciones naturales del yacimiento Iscaycruz, y toma la decisión de implementarlo por las mejores condiciones de seguridad y eficiencia en la operación frente a los métodos planteados anteriormente.

4.3 SUBNIVELES DESCENDENTES BAJO RELLENO CONSOLIDADO” (SDBRC)

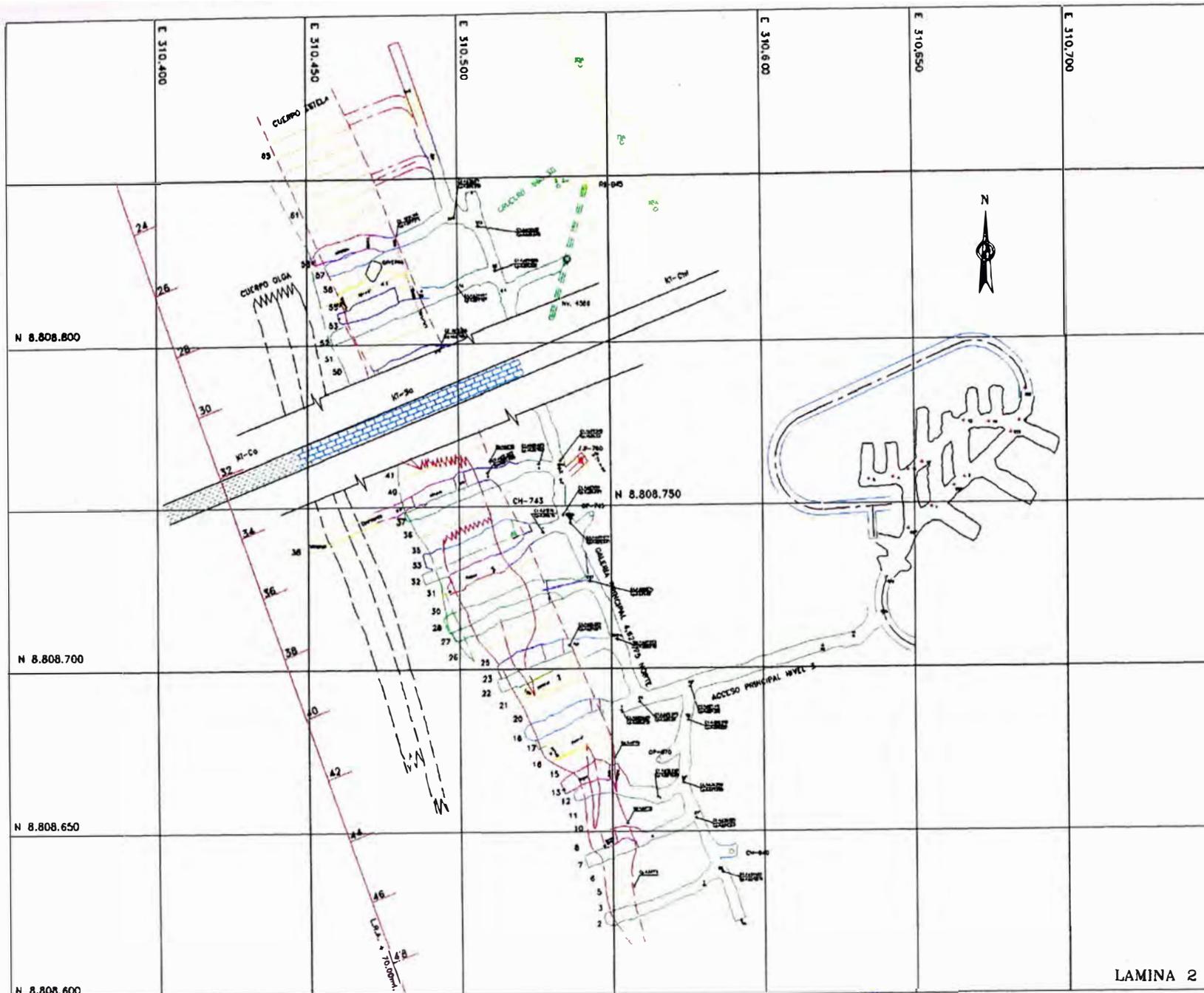
El principio de utilización de este nuevo método de minado debía adecuarse a las condiciones naturales encontradas en el yacimiento y a los recursos disponibles. Los altos valores de zinc y las condiciones desfavorables de la masa rocosa determinaron la necesidad de que el método seleccionado permitiera asegurar una alta recuperación del yacimiento con condiciones de seguridad óptimas para el personal y equipo, además de asegurar una mínima dilución, que haría económicamente viable el método a aplicarse. En tal sentido, las

investigaciones y evaluaciones realizadas dieron como resultado la selección del método SDBRC.

4.3.1 Descripción del método SDBRC

Las láminas 1, 2, 4 y 5, detallan los esquemas y secuencias típicas del minado, que en forma resumida consiste en lo siguiente :

- Desde la rampa de acceso se construye en cada nivel un crucero de 3,5 m x 3,5 m, a partir del cual se desarrolla la galería principal paralela al cuerpo mineralizado en caja techo (ver lámina 2).
- Desde las galerías de nivel, se ejecutan cruceros de 3,5 m x 3,5 m en dirección perpendicular al rumbo de los cuerpos, un crucero superior y uno inferior, espaciados verticalmente 12 m de techo a piso, correspondiente a la altura del tajeo (ver láminas 1, 4 y 5).
- El puente de 5 m de altura y 3,5 m de ancho que queda entre crucero y crucero, es arrancado utilizando taladros largos verticales. La rotura, extracción y relleno son ejecutados en retirada con longitudes variables de tajeos de 10 m a 30 m. El crucero superior se convierte en la corona del tajeo por lo que previo a la rotura vertical se aplica un sostenimiento adecuado (ver lámina 5).
- El mineral arrancado es extraído del tajeo por el crucero inferior mediante scoops a control remoto.



LAMINA 2

- LEYENDA**
- CONTACTO MINERALIZADO PISO A. Cota 4836.06
 - AVANCE EJECUTADO ABRIL 97
 - TAJO RELLENADO

- KI-Co
- KI-So
- KI-Chf

EMPRESA MINERA ISCAYCruz S.A.

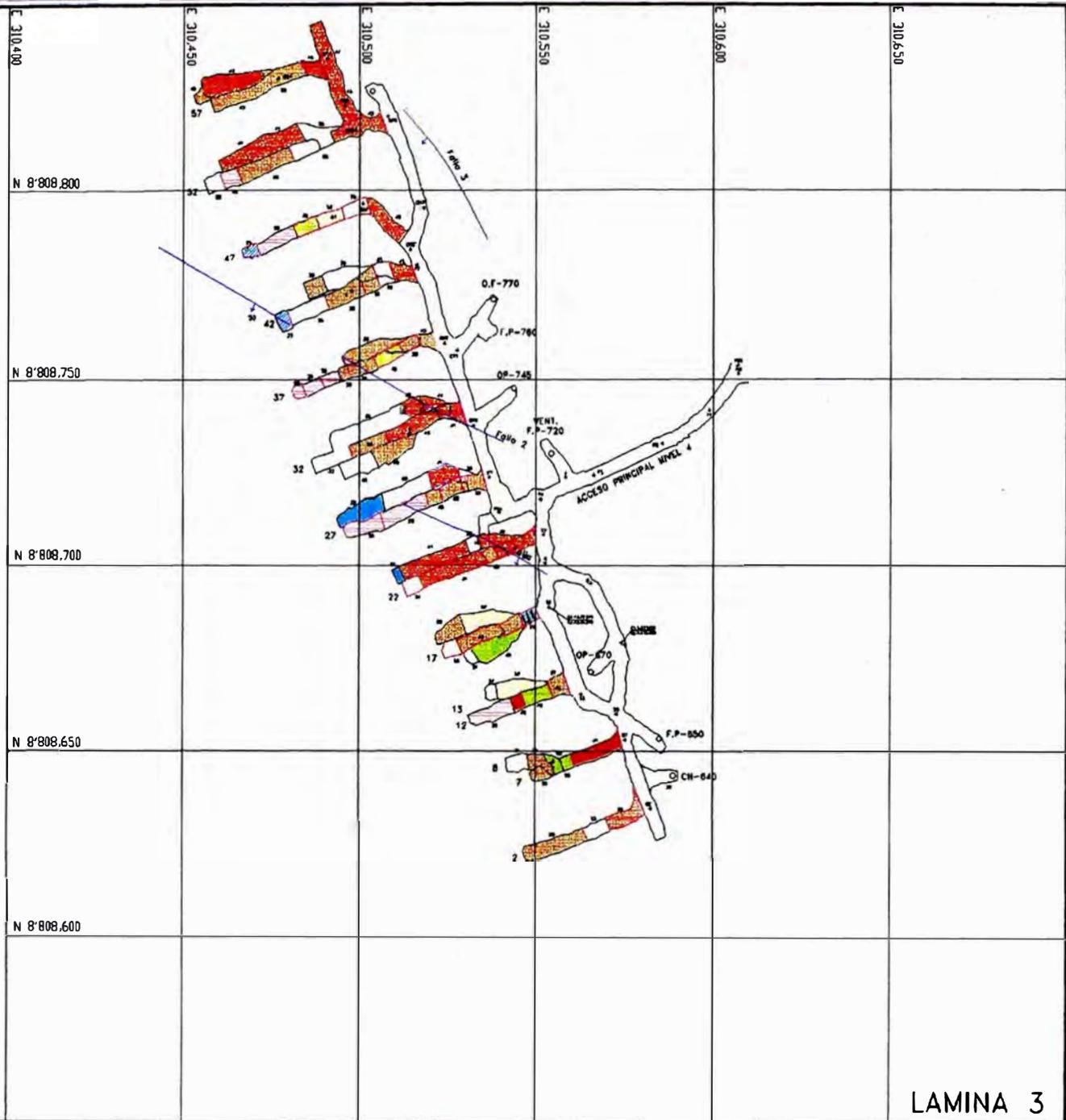
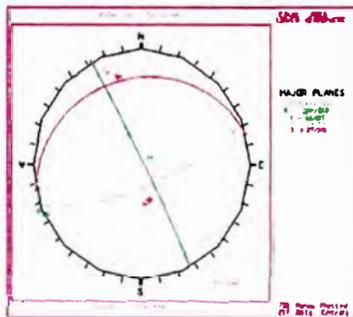
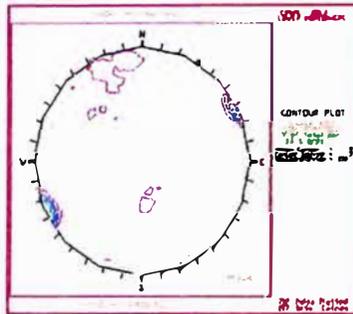
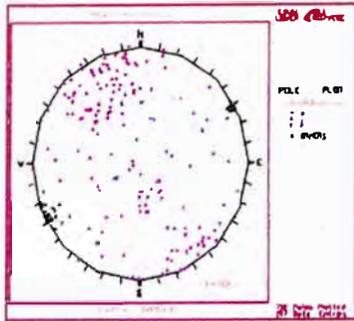
CUERPO ESTELA - OLGA

TAJEO DE EXPLOTACION No-3

TM-Nu-3

COYA 4837.0 A COYA 4838

Escala: 1:500



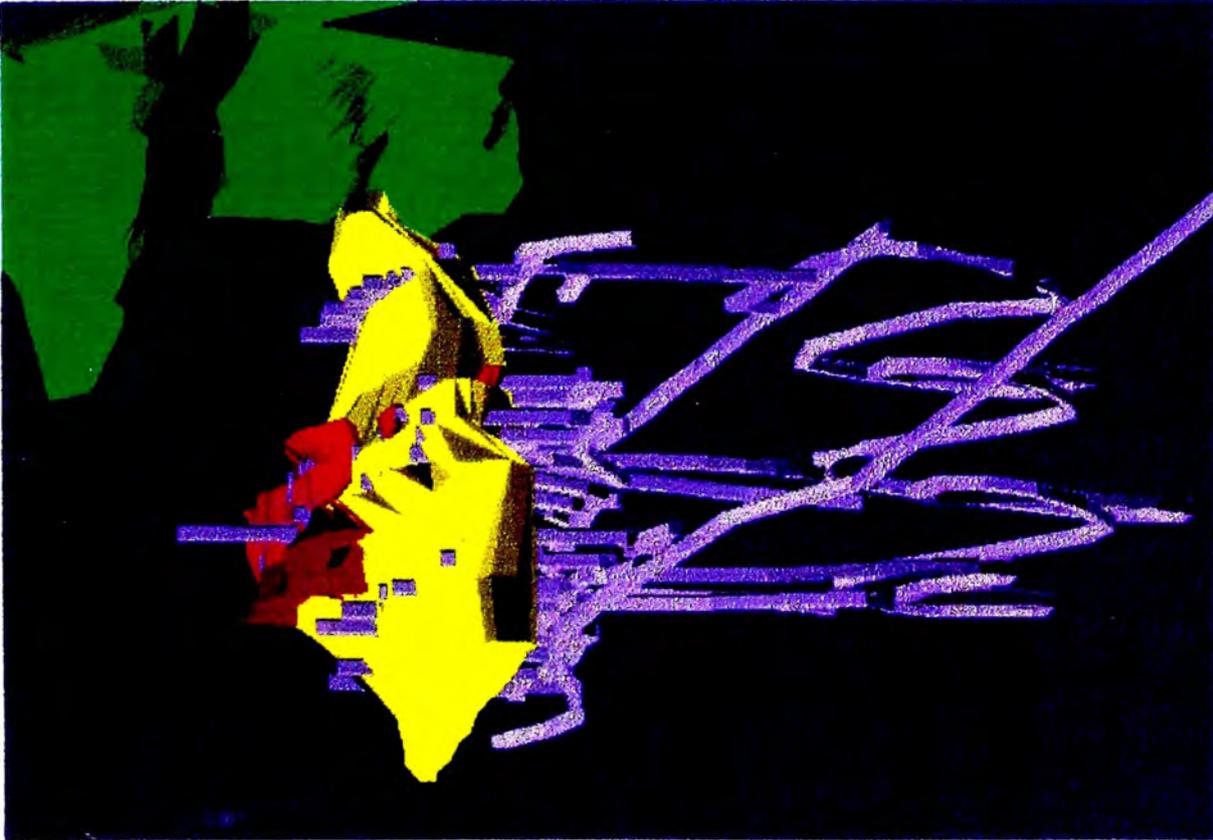
LAMINA 3

CALIDAD DE ROCA			
 < 25	TIPO III	 36 - 40	TIPO I
 26 - 30	TIPO II	 41 - 45	
 31 - 35		 46 - 50	
		 51 - 55	

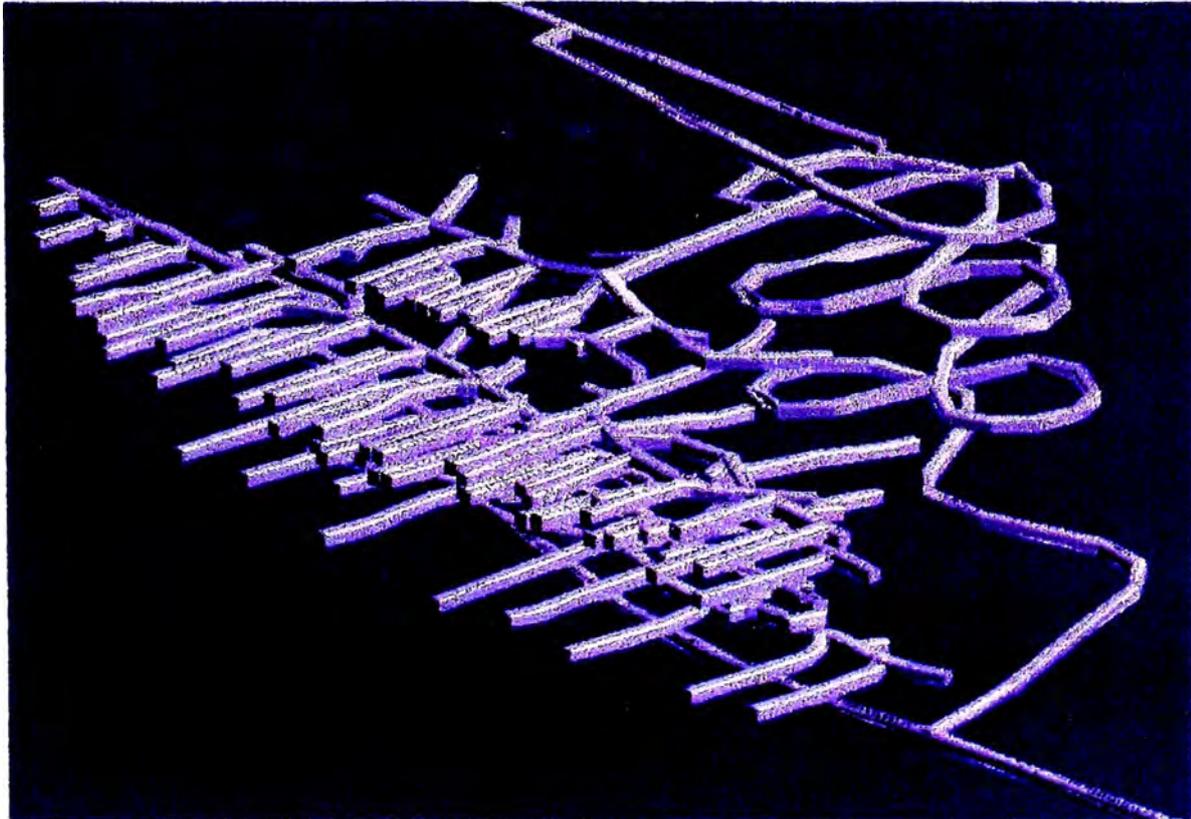
ELABORADO	REVISADO	APROBADO
FECHA	FECHA	FECHA
PROYECTO	PROYECTO	PROYECTO
ESCALA	ESCALA	ESCALA

EMPRESA MINERA ISCAYCruz S.A.
 DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA
 PLANO GEOMECANICO
 CUERPO ESTELA
 NIVEL 4
 PG-NV4
 1988.1.1.1988

EMPRESA MINERA ISCAYCRUZ S.A. - MINA ISCAYCRUZ



Vista Isométrica: topografía superficial, cuerpo mineralizado Estela e infraestructura subterránea.



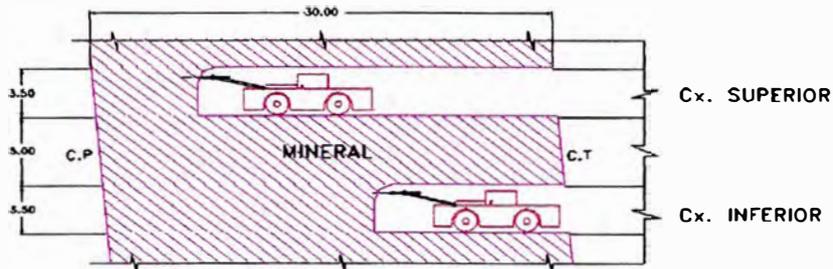
Vista Isométrica de la Infraestructura Subterránea: rampa, cruceros, galerías principales y nivel de transporte en la parte inferior.

Software Minero DATAMINE.

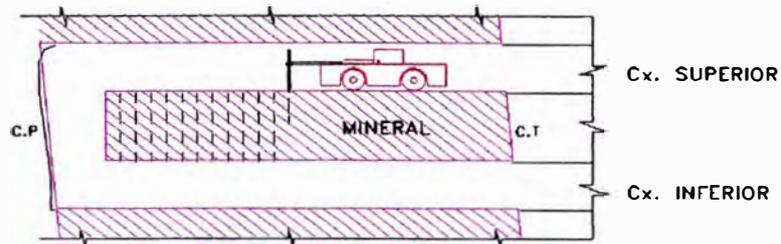
LAMINA 4

METODO SUBNIVELES DESCENDENTES BAJO RELLENO CONSOLIDADO

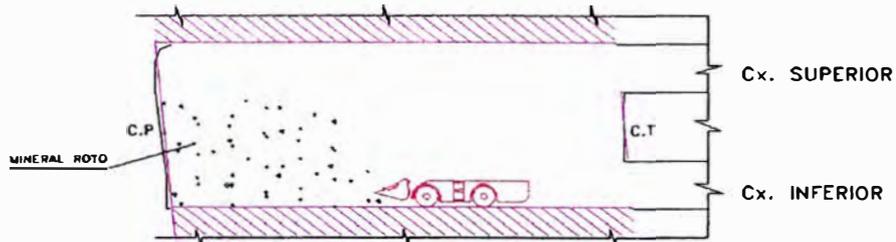
SECUENCIA TIPICA



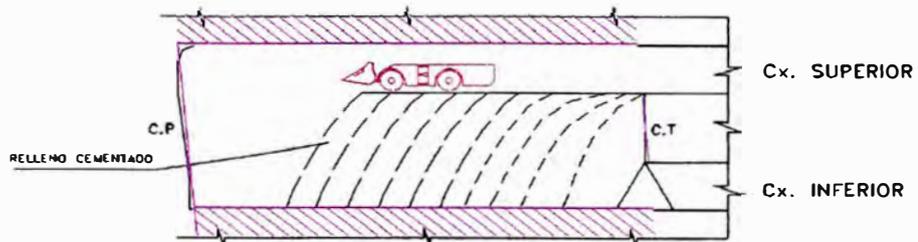
a) Explotación horizontal, crucero superior e inferior.



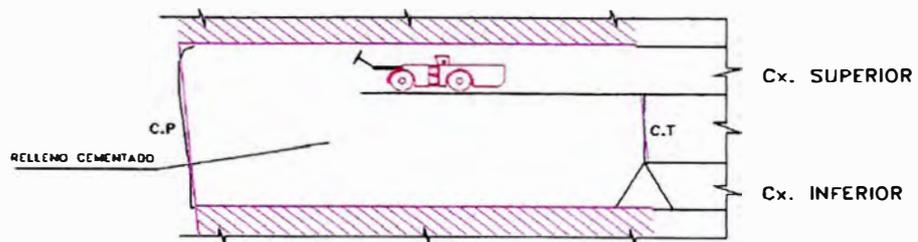
b) Explotación vertical, perforación por taladros largos para voladura controlada.



c) Limpieza del mineral roto, mediante scoop eléctrico a control remoto.



d) Relleno del tojeo con agregado + cemento + agua.



e) Topeo de relleno al techo con equipo de rammer jommer.

- El relleno cementado es vaciado desde el crucero superior colocando un dique en el crucero inferior. Cuando el relleno alcanza el nivel del crucero superior, este es empujado con un "topeador" o "rammer jammer", de tal manera que el relleno logre un buen contacto con el techo del tajeo (ver lámina 5).
- En una secuencia adecuada, se extraen tajeos ubicados entre los mismos niveles, llegando momentos en que se tienen tajeos con una pared autoestable en relleno y la otra en mineral o ambas paredes autoestables en relleno cementado.
- La explotación procede descendentemente en forma similar bajo un techo de relleno cementado.

4.3.2 Ventajas del método

- Se trabaja bajo techo seguro (bajo relleno consolidado), evitándose así el trabajo continuo de sostenimiento.
- Se pueden mantener condiciones adecuadas de estabilidad bajo orientaciones favorables de las excavaciones para todos los tajeos.
- Los cortes por subniveles permiten lograr mayor productividad.
- La flexibilidad del método permite variar las dimensiones de los tajeos descendentes, según la calidad de la masa rocosa y el comportamiento estructural del relleno colocado como techo de estas nuevas excavaciones.

- Se asegura prácticamente un 100% de recuperación y una dilución promedio de 5 % por la sobrerotura de las cajas techo y piso.

4.3.2 Desventajas del método

- La preparación de cada nivel de producción implica un desarrollo considerablemente alto de labores en desmonte previos a la explotación.
- Se debe llevar un control estricto y continuo de las mezclas en la preparación del relleno y su aplicación in situ, de no ser así, los problemas de estabilidad podrían tornarse serios.
- El costo del relleno consolidado es mayor respecto al relleno hidráulico cementado y convencional.

4.4 DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION

Desde el punto de vista del diseño fueron determinantes las condiciones geomecánicas desfavorables de la masa rocosa del yacimiento. En tal sentido se implementó y se mantiene un programa de investigaciones geomecánicas para apoyar al planeamiento de la mina. Este programa comprende dos etapas:

- Acopio y procesamiento de la información básica.
- Aplicaciones al minado utilizando la información básica.

La primera es una actividad rutinaria en la que se realizan :

- Mapeos geomecánicos.
- Caracterización de la masa rocosa según normas sugeridas por ISRM (International Society for Rock Mechanics).
- Determinación de las propiedades físicas y mecánicas de las rocas, en laboratorio in-situ, según normas ISRM.
- Clasificación geomecánica de la masa rocosa.
- Zonificación geomecánica de la mina.

Las aplicaciones al minado comprenden:

- Definición de las orientaciones preferenciales de las excavaciones para mejorar las condiciones de estabilidad.
- Definición de las aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento.
- Evaluación de la estabilidad controlada por discontinuidades estructurales.
- Establecimiento de los esquemas y secuencias de avance de las excavaciones.
- Determinación de los requerimientos de sostenimiento de los diferentes tipos de excavaciones.
- Especificaciones de las resistencias requeridas por el relleno.

- Implementación de programas de monitoreo de la estabilidad de excavaciones asociadas al minado del yacimiento.

En el trabajo que se realiza, hay una interacción entre el diseño, el planeamiento de mina y la geomecánica, esta última evalúa geomecánicamente lo que se pretende hacer con la mina para lograr condiciones de estabilidad adecuadas tanto localmente como globalmente. El apoyo geomecánico al diseño y planeamiento de la mina se realiza mediante la utilización de técnicas sencillas que la mecánica de rocas pone a nuestra disposición, como también se utilizan técnicas de mayor precisión como el modelamiento numérico con el software "Plastic Hybrid Analysis of Stress for Estimation of Support" (PHASES), con el cual se analizan diferentes situaciones de minado para luego ponerlas en práctica (ver ejemplo en la lámina 6).

Para el diseño del método de explotación se establecieron los siguientes criterios geomecánicos:

- Dadas las características de heterogeneidad en la calidad de la masa rocosa, el diseño del método de explotación estaría condicionado por las rocas mineralizadas de menor calidad, por que es aquí donde se presentarían los mayores problemas de estabilidad. En las rocas de mejor calidad el comportamiento estructural deseado estaría garantizado.
- La dirección de avance preferencial de los tajeos sería perpendicular a la estratificación o rumbo de los cuerpos mineralizados, por las siguientes razones:
 - * Se lograría mejor estabilidad de paredes rocosas.
 - * Se evitaría o minimizaría el sostenimiento de cajas, debido a que las áreas expuestas serían menores.

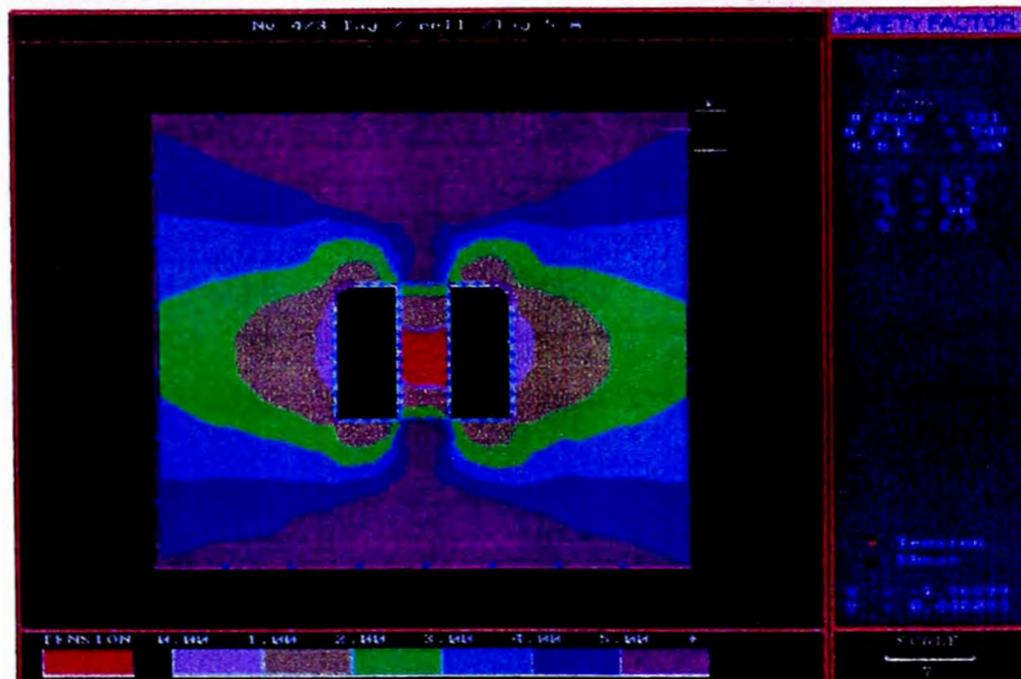
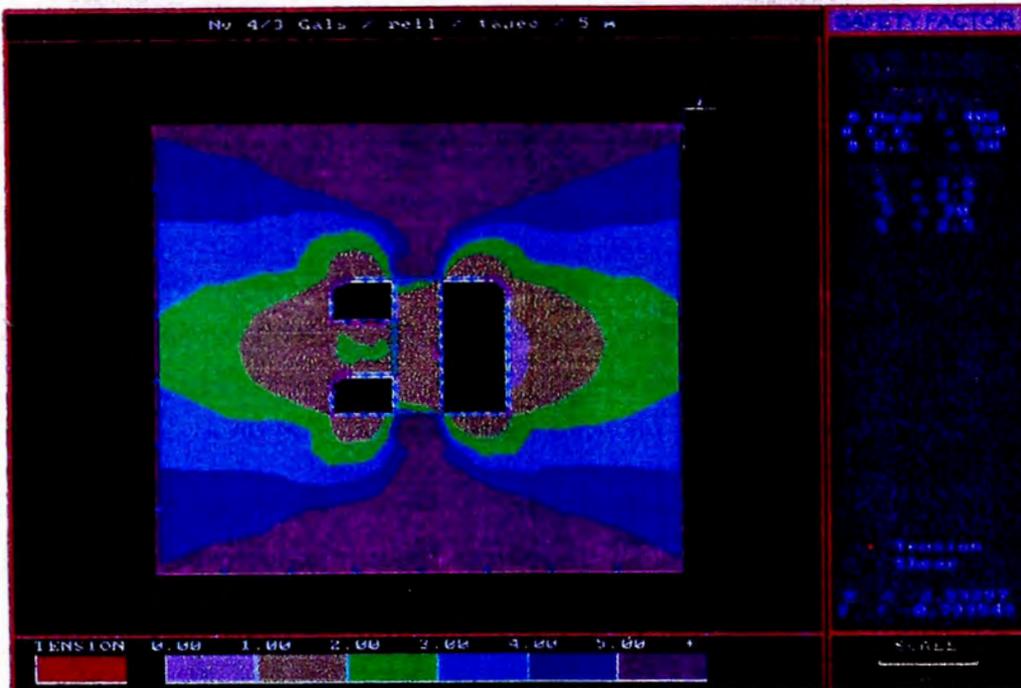
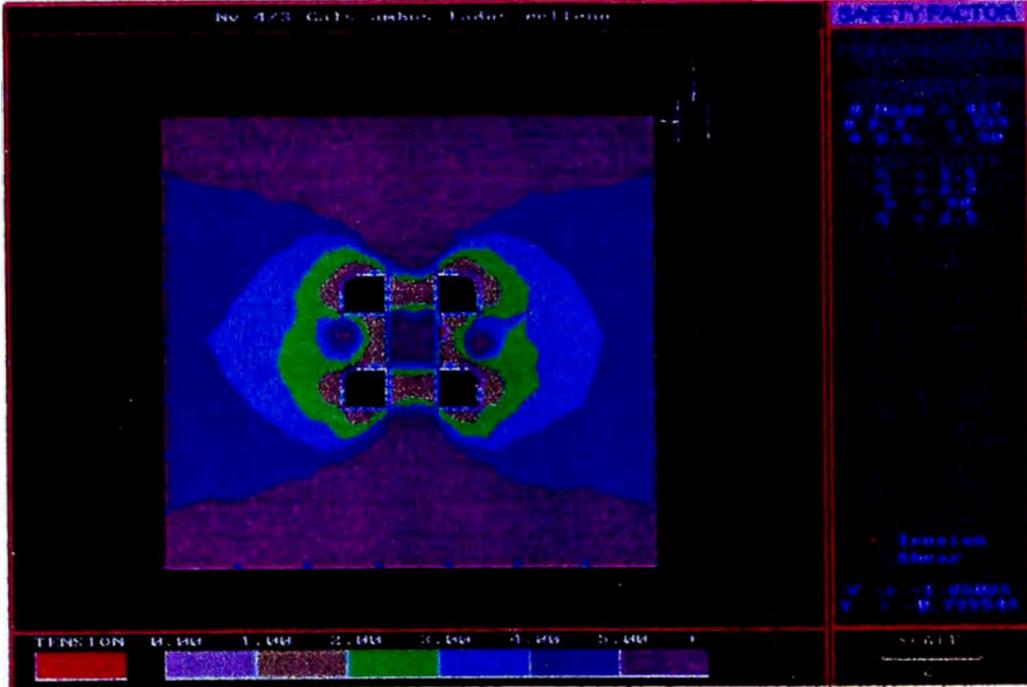


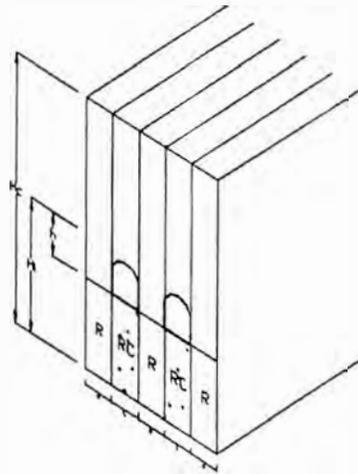
Lámina 6. Ejemplo de modelamiento Geomecánico

- * Se lograrían mejores condiciones de estabilidad global del sistema (caja techo, mineral y caja piso), por actuar el relleno cementado a manera de pilares estabilizantes.
- * Se lograrían mejores resultados en la voladura, al estar los estratos paralelos a la cara libre.
- Teniendo en cuenta el abierto máximo sin sostenimiento y el tiempo de autosostenimiento estable de las rocas mineralizadas de menor calidad (brechas), se determinó que el ancho mínimo de los tajeos sería de 4 m, con tiempos de autosostenimiento estable de aproximadamente dos semanas. Sin embargo, en rocas extremadamente malas sería necesario aplicar como sostenimiento en tajeos concreto lanzado (shotcrete).
- Considerando el comportamiento de las rocas de menor calidad y la autoestabilidad de las paredes del relleno se estableció que 12 m era una altura razonable para los tajeos.
- La velocidad de minado (menor tiempo de exposición de las aberturas), debía constituirse en una variable del control de la estabilidad.
- No era recomendable extraer los tajeos a todo el ancho de los cuerpos mineralizados debido a que se creaban condiciones adversas de esfuerzos en la interfase mineral brechoso-mineral masivo. Sería más ventajoso extraer en forma secuencial primero la brecha, luego, el masivo; una vez rellenada la brecha se extraería el mineral masivo.
- Al modelar las diferentes situaciones de minado, resultaba que no habrían mayores problemas de estabilidad en la roca de la caja techo del cuerpo Estela. Las perturbaciones debidas a los esfuerzos serían mínimas en el paquete incompetente de margas.

- Dada la pobre calidad de la brecha estéril (caballo), este sería perturbado considerablemente por el minado de los cuerpos Estela y Olga, esta perturbación sería menor si el minado secuencial empezaba en el cuerpo Estela que se encuentra al techo del cuerpo Olga. Luego era recomendable primero minar Estela y después Olga, esta última ubicada en el piso, donde el terreno estaría menos perturbado.
- No era recomendable extraer los tajeos en toda la longitud de la brecha mineralizada, por que las áreas expuestas (paredes de los tajeos) serían grandes, causando problemas de inestabilidad. Sería más conveniente extraer la brecha mineralizada en longitudes de tajeos menores, habiéndose determinado que para iniciar la operación minera esta longitud sería de 10 m.
- En los cortes descendentes, era más ventajoso desde el punto de vista de la estabilidad extraer los tajeos comenzando en la parte central de los bloques de relleno cementado, que comenzar desde los extremos de los mismos.
- Se establecieron los niveles de sostenimiento según calidades de la masa rocosa y por tipos de excavaciones (labores de preparación y tajeos).
- En cuanto a los requerimientos de resistencia del relleno (ver lámina 7), se estableció que con una resistencia compresiva uniaxial de 2 MPa a 7 días y 5 MPa a 14 días se aseguraba la autoestabilidad de las paredes del relleno en los tajeos y la estabilidad del techo de las labores descendentes. Además, una premisa importante era que el relleno contenga un mínimo de agua debido a las condiciones geomecánicas.

METODOS DE CALCULO DE LA RESISTENCIA DEL RELLENO

RESISTENCIA DEL RELLENO CEMENTADO
PARA SOPORTAR EL TECHO INMEDIATO
CUANDO ACTUA COMO PILAR

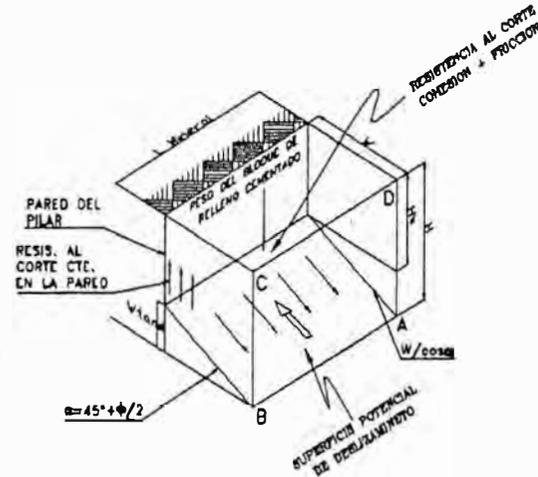


RC : Relleno
Cementado
RC : Relleno
Convencional

$$\sigma_c = n \frac{(2h\gamma_s + \gamma_r(H_c - H_i))}{m}$$

- n = 1.2 - 1.5 (Factor que depende del metodo Aplicado)
- γ_s = Peso específico de la sobrecarga
- h = Altura del tajeo
- a = Ancho del pilar a ser recuperado
- m = Relacion relleno cementado
- L = Ancho del pilar de relleno cementado
- γ_r = Peso específico del relleno cementado
- H_c = Altura final del tajeo
- H_i = Altura incremental del tajeo

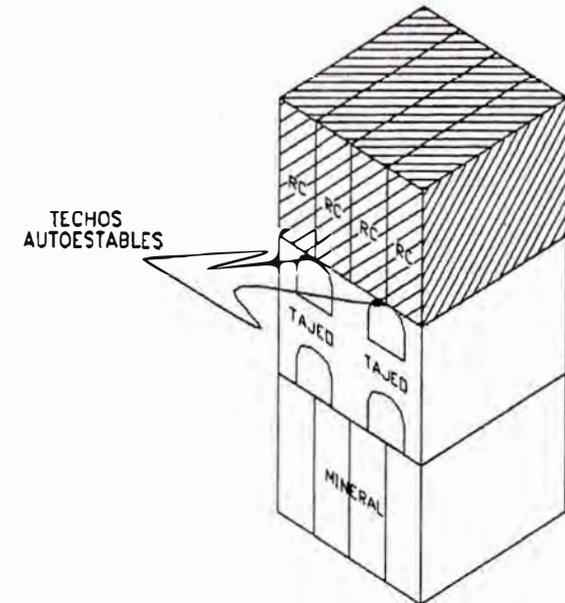
RESISTENCIA DEL RELLENO CEMENTADO
PARA MANTENER PARED AUTO-ESTABLE



$$\sigma_c = \frac{\gamma H}{(1+H/L)}$$

- H = Altura de la pared vertical del relleno expuesto potencialmente al deslizamiento
- H* = Altura promedio de la superficie
- W = Ancho del tajeo primario
- L = Longitud del panel (tajeo)
- γ = Densidad Insitu del relleno cementado
- C_b = Resistencia al corte del relleno cementado
- ϕ = Angulo de fricción del relleno cementado

RESISTENCIA DEL RELLENO CEMENTADO
PARA MANTENER TECHO AUTO-ESTABLE



METODO DE CALCULO

SOFTWARE :

" PLASTIC HYBRID ANALYSIS OF STRESS FOR ESTIMATION OF SUPPORT ". PHASES

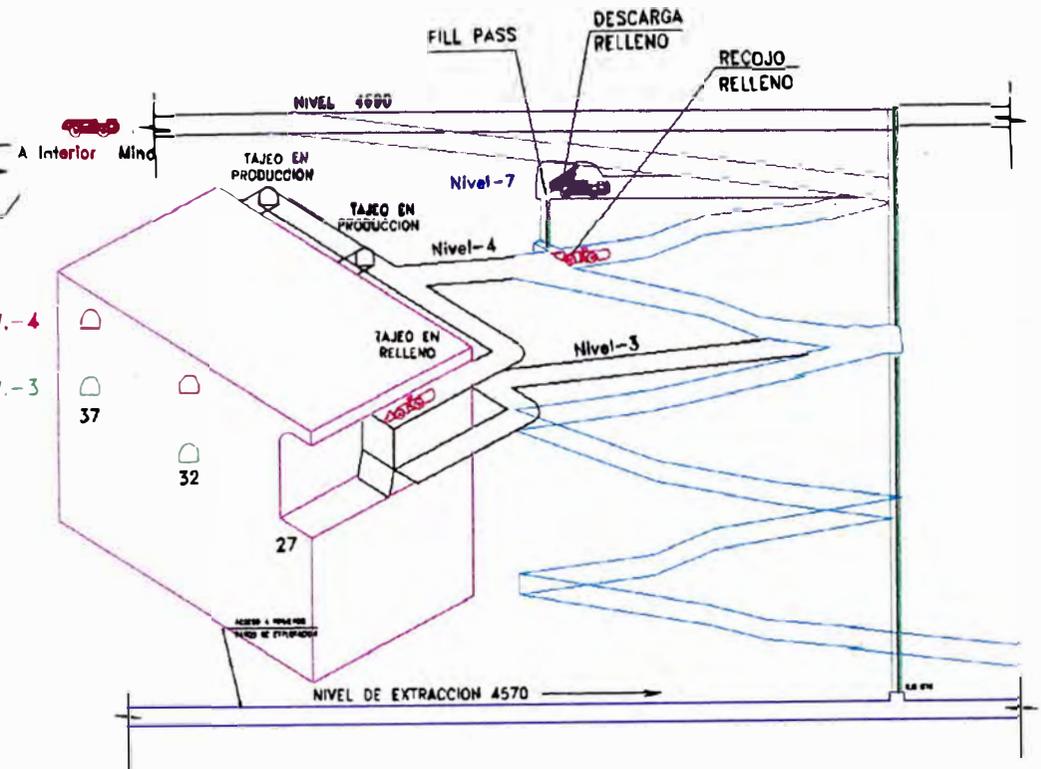
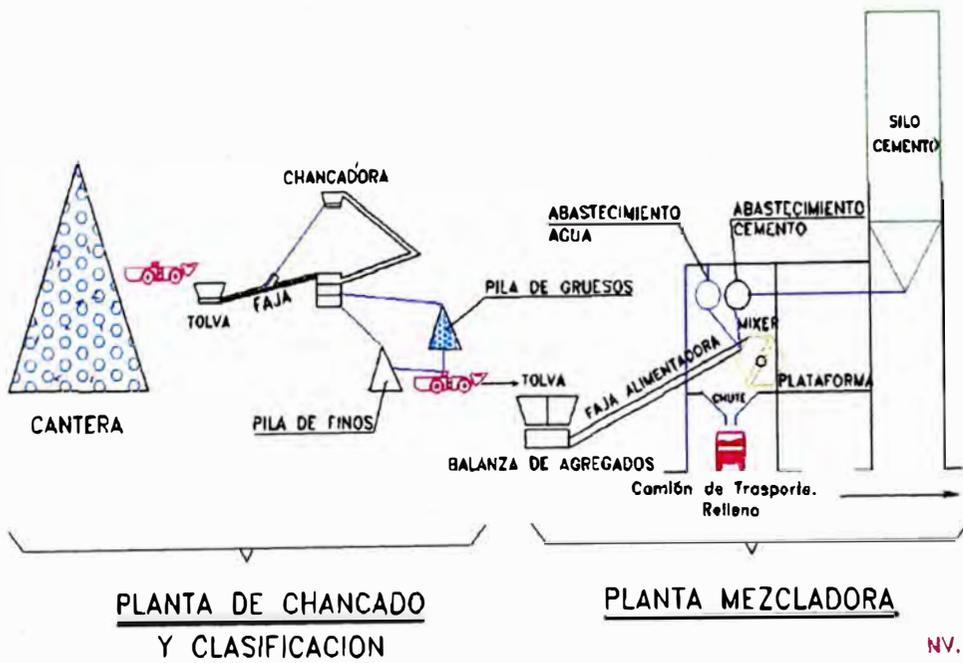
4.5 TECNOLOGIA DE RELLENO

Se implementó un programa detallado de investigaciones sobre el relleno para satisfacer los requerimientos de resistencia establecidos en el diseño. Estas investigaciones comprendieron:

- La identificación de las fuentes (canteras) de agregados para el relleno.
- La adecuación granulométrica de los agregados.
- La ejecución de baterías de pruebas de resistencia a la compresión en diferentes tiempos de curado y con diferentes dosificaciones de mezclas.

La mejor calidad de agregados se obtuvo de los materiales cuarcíticos de pie de monte ubicados cerca a la bocamina Norte y de la cantera Tinyag, ubicado en la parte Sur del emplazamiento minero. La granulometría adecuada resultante de los agregados fue: 50 % de gruesos con tamaños de 3/8" a 2", y 50 de finos (arenas) con tamaños menores que 3/8". Después de ejecutar más de 400 pruebas se estableció que la dosificación de la mezcla que mejor cumplía con los requerimientos de resistencia del relleno sería con 5,5% de cemento Portland Standard Tipo I y relación agua/cemento alrededor de 1,2.

La resistencia era muy sensible a la granulometría de los agregados, y al contenido de agua, lo cual hacía necesario llevar a cabo un estricto control de calidad del relleno. Según los resultados de las investigaciones se construyó la infraestructura de relleno, conformada por (ver lámina 8): planta de chancado y clasificación, y planta mezcladora, ubicadas cerca a la bocamina Norte desde donde el relleno es trasladado con camiones de bajo perfil (dumpers) vía la bocamina señalada hacia los echaderos de relleno (fill passes), luego es colocada en los tajeos por los scoops. Para el buen contacto del relleno al techo se utilizan equipos "topeadores" ("rammer jammers").



PLANTA DE CHANCADO Y CLASF.

- CHANCADORA CONICA 4.5 PIES. CAPACIDAD 22 M3/Hr.
- ZARANDA VIBRATORIA (2 pisos)
4x' 8', Tamices 3/8", 3/4", 2".

PLANTA MEZCLADORA

- TOLVA ALIMENTACION DE FINOS Y GRUESOS
- TAMBOR GIRATORIO CAPACIDAD BATCH 4 M3
- SILOS DE CEMENTO (2) CAPACIDAD 70 TON. C/U

4.6 CICLO DE OPERACIONES

4.6.1 Perforación y voladura

Para la perforación en los frentes se utiliza un jumbo electrohidráulico Atlas Copco H-104, con barras de 10' de longitud. Las siguientes son las características de la perforación y voladura en frentes

PERFORACION	VOLADURA
Malla de perforación	Corte quemado
N° de taladros/frente	26
N° de frentes/guardia	3
Avance/frente	2,5 m
Tonelaje/frente	150 tm
Producción/guardia	450 tm
Producción/mes	19 000 tm

Iniciadores no eléctricos	26 u
Explosivo (dinamita 45%)	26 u
AN/FO	75 kg
Cordón detonante (5-P)	7 m
Factor de carga	0,5 kg/t

En los tajeos, la perforación de taladros verticales se realizan con un jumbo hidráulico Atlas Copco H-104 con dispositivo SIMBA, este mismo equipo es utilizado para perforar los taladros donde se utilizarán cables de anclaje según los requerimientos de la masa rocosa. Las siguientes son las características de la perforación en tajeos

Perforación:

Malla de perforación	Cara libre (chimenea)	Corte en V	Recorte
Longitud de taladros	5 m	5 m	5 m
N° de taladros/corte (20m)	11	22	40
Espaciamiento entre taladros	Variable	2,40 m	1,0 m
Tonelaje/corte	125 t	1 800 t	
N° cortes verticales/mes		6	
Producción/mes		11 000 t	

Voladura:

Iniciadores no eléctricos	11 u	22 u	40 u
Explosivo (dinamita 80%)	11 u	22 u	
Explosivo (dinamita 45%)			600 u
AN/FO	50 kg	150 kg	
Cordón detonante (5-P)	12 m	35 m	200 m
Factor de carga	0,40 kg/t	0,15 kg/t	0,07 kg/t

4.6.2 Acarreo de mineral

El acarreo del mineral roto desde los cruceros (labores horizontales) o desde los tajeos (labores verticales) hacia las chimeneas (Ore Pass) se realiza con scoop eléctricos de 3.5 yd³ de capacidad y a una distancia máxima de 70 m.

Densidad del material roto	2,8 t/m ³
Distancia máxima de acarreo	70 m
Rendimiento LHD	50 t/h
Producción/guardia	500 t/gda
Producción/día	1 000 t/día
Producción mensual	30 000 t/mes

4.6.3 Sostenimiento

El sostenimiento implementado según diseño geomecánico es el siguiente :

Labores	Tipo	RMR	Descripción
Preparación	I	> 45	Pernos esporádicos según se requiera
	II	35-45	Concreto lanzado 2”+pernos de 7’ (1-1,5 m de espaciamiento)
	III	25-35	Concreto lanzado 2”+pernos de 7’ (1,0 m de espaciamiento)+malla
	IV	< 25	Soporte rígido con cimbras metálicas
Tajeos (Explotación horizontal)	I	35-45	Concreto lanzado 1” – 2”
	II	25-35	Concreto lanzado 2” con malla de refuerzo
	III	< 25	Concreto lanzado 2”-3” con malla de refuerzo

En los tajeos pilotos se utilizaron cables de anclaje de 6 m. de longitud en la parte central del techo de los tajeos espaciados a 3 m. Asimismo, se han utilizado cables de anclaje en la caja techo.

4.7 RELLENO CEMENTADO

Para alcanzar un ritmo de producción de 1 000 tmd, con el sistema de minado diseñado este incluye la necesidad de rellenar 7 500 m³, requiriéndose además 590 m³ de concreto como sostenimiento preventivo a las labores. Para cumplir dicho requerimiento es necesario contar con el siguiente ciclo para el relleno cementado:

4.7.1 Preparación de agregados.

La planta de agregados tiene una capacidad de 60 m³/h y produce el 25% de agregados finos (arena) y 75% de agregados gruesos (grava). Proporciona tres tipos de agregados:

- Piedra para relleno : ¾” a 2”
- Arena para relleno : -200 a ¾”
- Arena para sostenimiento : -200 a ½”

4.7.2 Dosificación y preparación del relleno (concreto).

En la planta de concreto se lo prepara para las siguientes labores:

- Rellenar tajeos.
- Sostenimiento de galerías.
- Obras civiles que se ejecutan en la unidad minera.

4.7.3 Transporte y colocación del relleno hacia los tajeos.

El transporte del relleno preparado en la planta de concreto se realiza de la siguiente manera:

- Se transporta el material del relleno desde la planta de concreto hasta el nivel 4678 (Nivel 7) con dos volquetes de 9 m³ de capacidad.
- El relleno se descarga por gravedad a través de una chimenea (fill pass).

- El relleno es recogido por un scoop y transportado hacia la zona a rellenar.
- El topeador se encarga de acomodar el relleno con la finalidad de conseguir un buen contacto entre el relleno y los contornos de la galería, evitando cavidades.

4.7.4 Ensayos de laboratorio

Para verificar la calidad del relleno se realizan los siguientes ensayos en laboratorio:

- Comprensión simple (a los 4, 7, 14, 21 días de fraguado).
- Granulometría de los materiales.
- Ensayos de humedad de los agregados.

El proceso de relleno de los tajeos se puede apreciar en la lámina 8. Se rellena a un ritmo de 20 m³/h o aproximadamente 650 m³/día. Las características y dosificaciones de las mezclas de relleno son las que se mencionan en el numeral 4.5.

4.8 SERVICIOS AUXILIARES

Capacidad instalada

Ventilación	140 000 cfm
Aire comprimido	1 900 cfm
Agua	300 m ³ /día
Energía	600 kw/h

4.9 PERSONAL

En el cuadro adjunto se puede observar el personal involucrado en la operación de minado. El sistema acumulativo de trabajo es de 14 x 7 (14 días en la mina x 7 días de descanso). Si consideramos que trabajan 24 personas por guardia, la productividad es de 20 tm/h-gda.

Cargo	Cantidad
Ingenieros	07
Supervisores	04
Operadores	12
Perforistas	15
Ayudantes de perforista	15
Locomotoristas	06
Servicios auxiliares	15
Total personal mina	74

4.10 COSTOS DE OPERACION MINA

Item	US\$/tm
Preparación desmonte	3,73
Explotación horizontal	2,57
Explotación vertical	0,19
Relleno cementado	5,46
Transporte	0,21
Servicios auxiliares	0,56
Administración	2,98
Mantenimiento	1,02
Energía	0,40
Total	17,12

4.11 CONTROL DE CALIDAD

El método exige mantener un control de calidad estricto y prácticas operacionales adecuadas en relación a la estabilidad de las excavaciones, al relleno y al sostenimiento, que son los componentes estructurales claves para el éxito de la operación.

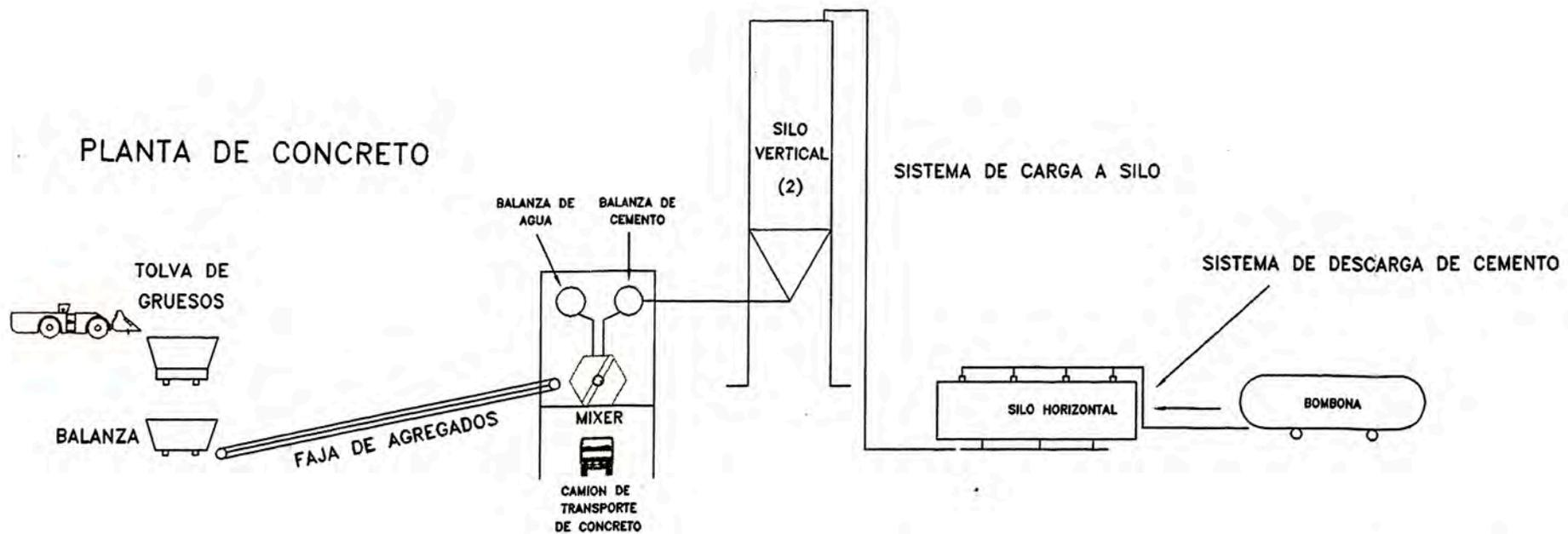
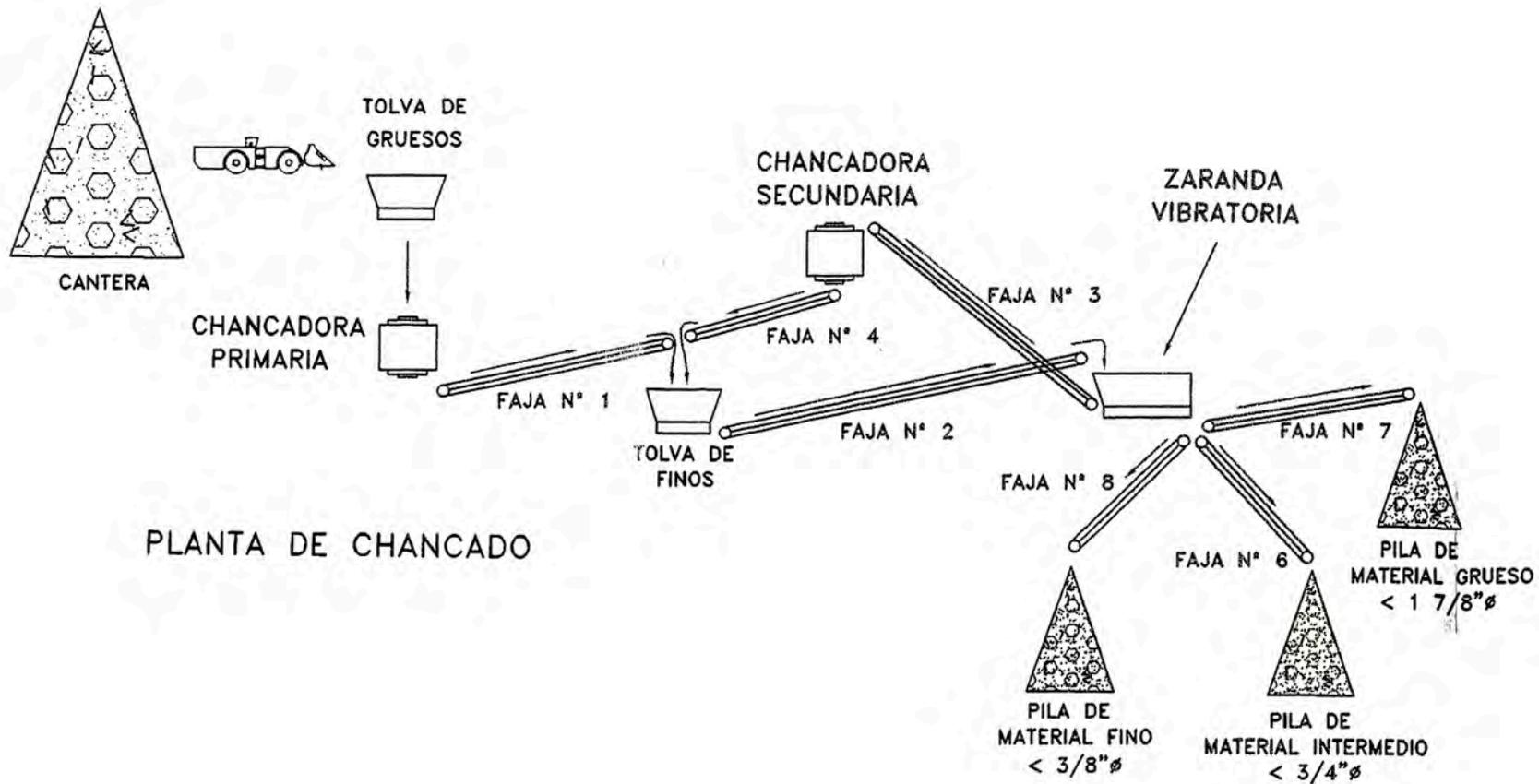
En cuanto a la estabilidad de las excavaciones, el programa geomecánico implementado permite realizar evaluaciones permanentes de la estabilidad en base a observaciones in-situ detalladas y a chequeos mediante la utilización de herramientas de cálculo lo cual ha permitido agrandar el ancho de los tajeos a 5 m.

Por otro lado, un aspecto que contribuye al control de la estabilidad es la velocidad que se imprime al ciclo de minado, para lo cual se trata de adecuar a este objetivo las operaciones unitarias; la velocidad de minado genera menor perturbación a la masa rocosa.

En cuanto al relleno, se ha implementado en la mina un laboratorio básico para tener independencia en la realización de ensayos de propiedades físicas (granulometría, densidades y contenido de humedad de los agregados) y propiedades mecánicas (resistencia compresiva uniaxial) según normas ASTM. En este laboratorio básico se realizan permanentemente las pruebas correspondientes con el objetivo de chequear y optimizar la resistencia de las mezclas según tiempos de curado. Con el fin de bajar los costos del cemento se han iniciado pruebas de utilización de escorias de fundición (La Oroya) como agente cementante en las mezclas de relleno.

Por otro lado, como parte del control de calidad del relleno se mantiene un programa de verificación de las prácticas operativas cuidando aspectos como la contaminación de las mezclas por el lodo, desmonte, mineral y agua, el buen contacto con el techo y la homogeneidad de los bloques de relleno en los tajeos.

En cuanto al sostenimiento, siendo este mayormente con concreto lanzado, el control de calidad está relacionado al chequeo y optimización de los agregados, dosificaciones de las mezclas y resistencias según tiempo de curado. En relación a las prácticas operativas es importante el chequeo del espesor del shotcrete. No dejan de ser importantes los otros elementos de sostenimiento utilizados como los pernos de roca, los cables de anclaje y las cimbras.



ISCAYCRUZ			EMPRESA MINERA ISCAYCRUZ S.A.	
			PROYECTO RELLENO CEMENTADO	
PROYECTO	J. CUADROS O.	FECHA	DIAGRAMA DEL SISTEMA DE RELLENO CEMENTADO	
DIBUJO	J. JARA P.	JUN. 98		
REVISO				
APROBO				
APROBO				
			PLANO N°	
			ESC. S/E	