

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y  
METALURGICA**



**MEJORA DE LA DISPONIBILIDAD Y  
CONFIABILIDAD MECANICA DE LOS EQUIPOS EN  
LA MINA SAN VICENTE**

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:  
JOHN HARDY AYARZA TALLEDO**

**Lima - Perú  
2009**

# TABLA DE CONTENIDO

## CAPITULO I INTRODUCCION

## CAPITULO II ASPECTOS GENERALES

	<b>Pág.</b>
2.1 Ubicación	11
2.2 Accesibilidad	11
2.3 Topografía y Relieve	13
2.4 Geomorfología	13
2.4.1 Ubicación regional	13
2.4.2 Unidades geomorfológicas	14
2.4.2.1 Medio fluvial	14
2.4.2.2 Medio aluvial	15
2.4.2.3 Depresión colinosa	17
2.4.2.4 Cordilleras centrales	18
2.5 Clima	19
2.6 Hidrografía	19
2.6.1 Hidrografía regional	19
2.6.2 Hidrografía local	20
2.7 Flora y Fauna	20

## CAPITULO III

### GEOLOGIA

	<b>Pag.</b>
3.1 Yacimiento tipo Mississippi Valley	21
3.2 Geología local	22
3.3 Litoestratigrafía	23
3.3.1 Grupo Mitú (GM)	23
3.3.2 Grupo Pucara (GP)	23
2.3.2.1 Unidades Basales (UB)	23
2.3.2.2 Caliza Porosa Basal (CPB)	25
2.3.2.3 Dolomía San Judas (DSJ)	25
2.3.2.4 Caliza Neptuno (CN)	25
2.3.2.5 Dolomía San Vicente (DSV)	26
2.3.2.6 Caliza Uncush (CU)	26
2.3.2.7 Dolomía Alfonso (DA)	26
2.3.2.8 Caliza Arcopunco (CA)	27
2.3.2.9 Dolomía Colca (DC)	27
2.3.2.10 Unidades Superiores (US)	27
3.3.3 Depósitos recientes	28
3.4 Rocas Intrusivas	28
3.4.1 Granodiorita Tarma (GT)	28
3.4.2 Sub volcánicos	28
3.5 Geología Estructural-	29
3.5.1 Descripción de las estructuras	29
3.5.2 Sistema de fallas	29

	<b>Pag.</b>
3.5.2.1 Sistema N – S	30
3.5.2.2 Sistema E – W	30
3.5.2.3 Sistema NE – SW	30
3.5.2.4 Sistema NW – SE	31
3.6 Mineralización	31
3.6.1 Tipo “CEBRA”	33
3.6.2 Tipo “BRECHA”	33
3.6.3 Tipo “MASIVO”	33
3.7 Mineralogía	33
3.7.1 Minerales de Mena	34
3.7.1.1 Esfalerita (SZn)	34
3.7.1.2 Galena (SPb)	34
3.7.1.3 Pirita (SFe)	34
3.7.2 Minerales de Ganga	35
3.7.2.1 Calcita	35
3.7.2.2 Dolomita (CaMg (CO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> )	35
3.8 Controles de Mineralización	35
3.8.1 Controles Genéticos de Deposición (Facies)	35
3.8.2 Control Estructural	35
3.8.3 Control Mineralógico	36

**CAPITULO IV**  
**RESERVAS DE MINERAL**

	<b>Pag.</b>
4.1 Recursos de Mineral.	37
4.1.1 Recurso Medido	37
4.1.2 Recurso Indicado	38
4.1.3 Recurso Inferido	38
4.1.4 Consideraciones Básicas	38
4.2 Reservas de Mineral	40
4.2.1 Clasificación	40
4.2.1.1 Por su Certeza	40
4.2.1.2 Por su Accesibilidad	42
4.3 Bloque	42
4.4 Definiciones	43
4.5 Consideraciones básicas	44
4.6 Descripción del Cálculo	47
4.6.1 Hoja de Cálculo del Bloque	49
4.6.2 Cubicación del Block	50
4.6.3 Calculo del % de dilución y leyes diluidas del bloque utilizando el algoritmo de O' Hará.	51

## CAPITULO V

### MINERIA

	<b>Pag.</b>
5.1 Método de Explotación	54
5.1.1 Step Room & Pillar	54
5.1.2 Post Room & Pillar	56
5.1.3 Corte y relleno en tajos angostos	58
5.1.4 Corte y relleno en tajos anchos	60
5.1.5 Sub level en tajos anchos	61
5.1.6 Etapas de la perforación y voladura.	63
5.1.6.1 Perforación	63
5.1.6.2 Voladura	63
5.1.7 Limpieza y acarreo de Mineral	66
5.1.8 Parámetros de Explotación	68
5.1.9 Sostenimiento	73
5.1.9.1 Pernos de anclaje Split set	75
5.1.9.2 Malla de refuerzo	77
5.1.9.3 Concreto lanzado (shotcrete) con/sin fibra	77
5.1.9.4 Cimbras metálicas	77
5.1.10 Transporte y transferencia de mineral	78
5.2 Servicios Auxiliares	79
5.2.1 Aire Comprimido	79
5.2.2 Ventilación	79
5.2.3 Red de Agua	82

	<b>Pag.</b>
5.2.4 Relleno Hidráulico	82
5.2.4.1 Diseños de muros	83
5.2.5 Energía eléctrica.	85
5.2.5.1 Generacion Hidráulica	85
5.2.5.2 Sistema Interconectado.	86
5.2.5.3 Generacion Térmica.	87
5.2.5.4 Cargas.	88
5.2.5.5 Sistema Electrocentro.	88
5.2.6 Bombeo	88

## **CAPITULO VI**

### **SEGURIDAD Y CONTROL DE PERDIDAS**

6.1 Definición	90
6.1.1 Seguridad	90
6.1.2 Iper	90
6.1.3 Peligro	91
6.1.4 Riesgo	91
6.1.5 Incidente	91
6.1.6 Cuasi accidente	91
6.1.7 Accidente	91
6.1.8 Control	92
6.2 Planes de seguridad en SIMSA	93
6.3 Estadísticas	96

	<b>Pag.</b>
6.4 Índices de seguridad	98
6.4.1 Índice de frecuencia	98
6.4.2 Índice de severidad	98
6.4.3 Índice de accidentabilidad	99
6.5 Medio ambiente	99

## **CAPITULO VII**

### **MEJORA DE LA DISPONIBILIDAD Y CONFIABILIDAD MECANICA DE LOS EQUIPOS EN LA MINA SAN VICENTE**

7.1 Antecedentes	101
7.2 Objetivo	101
7.3 Amplitud	102
7.4 Evaluación de la situación actual	104
7.5 Panorama de la mina	108
7.6 Requerimiento de flota de equipo y horas por zonas de trabajo	109
7.7 Datos técnicos de la flota de equipos	110
7.8 Hora de equipo mensual	111
7.9 Calculo de costos unitarios por equipo	112
7.10 Cotización de equipos y costos de Over Hauld	113
7.11 Clausula de contrato	113
7.12 Alternativas	115
7.13 Evaluación	116



**CAPITULO VIII**

<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	<b>129</b>
---------------------------------------	------------

**IX**

<b>BIBLIOGRAFIA</b>	<b>134</b>
---------------------	------------

**DEDICATORIA:**

A : Dios y la Virgen María.

A : Mis padres Hugo y Margarita.

A : Mi esposa Mónica y a mis hijos John Gabriel, Daniella Jimena y Fabiola Ayarza por ser mi soporte en esta vida.

## **CAPITULO I**

### **INTRODUCCION**

Ante la baja confiabilidad mecánica de los equipos que se operan en la mina San Vicente, se opta por hacer un estudio de mejora de la confiabilidad y disponibilidad mecánica basado en la producción de los últimos 5 años, evaluaciones de la situación actual de los equipos teniendo como punto de partida los datos históricos de las antigüedades de los equipos, horas de equipo por mes, costos unitarios, contratos de alquileres de equipos que prestan servicio a la empresa.

Asimismo para el presente informe se toma como base la producción de los próximos 5 años, los cuales nos van a determinar la cantidad de equipos a requerir y de acuerdo a los análisis realizados se tomara la mejor determinación para alquilar, comprar, reparar los equipos a necesitar.

## CAPITULO II

### ASPECTOS GENERALES.

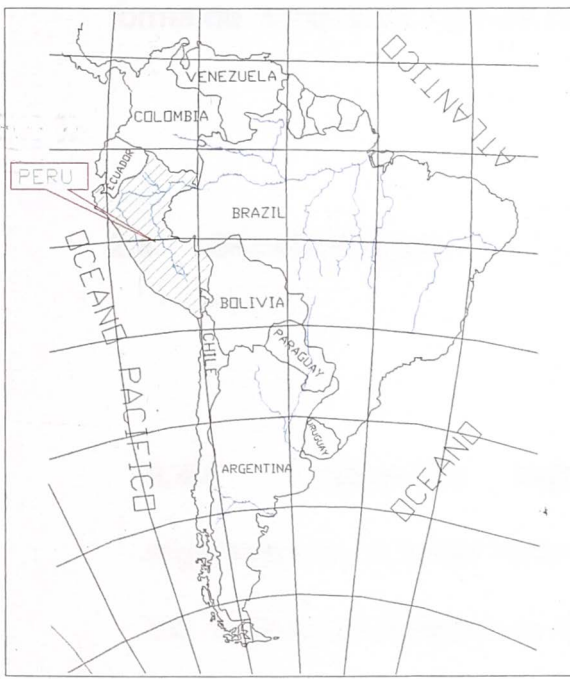
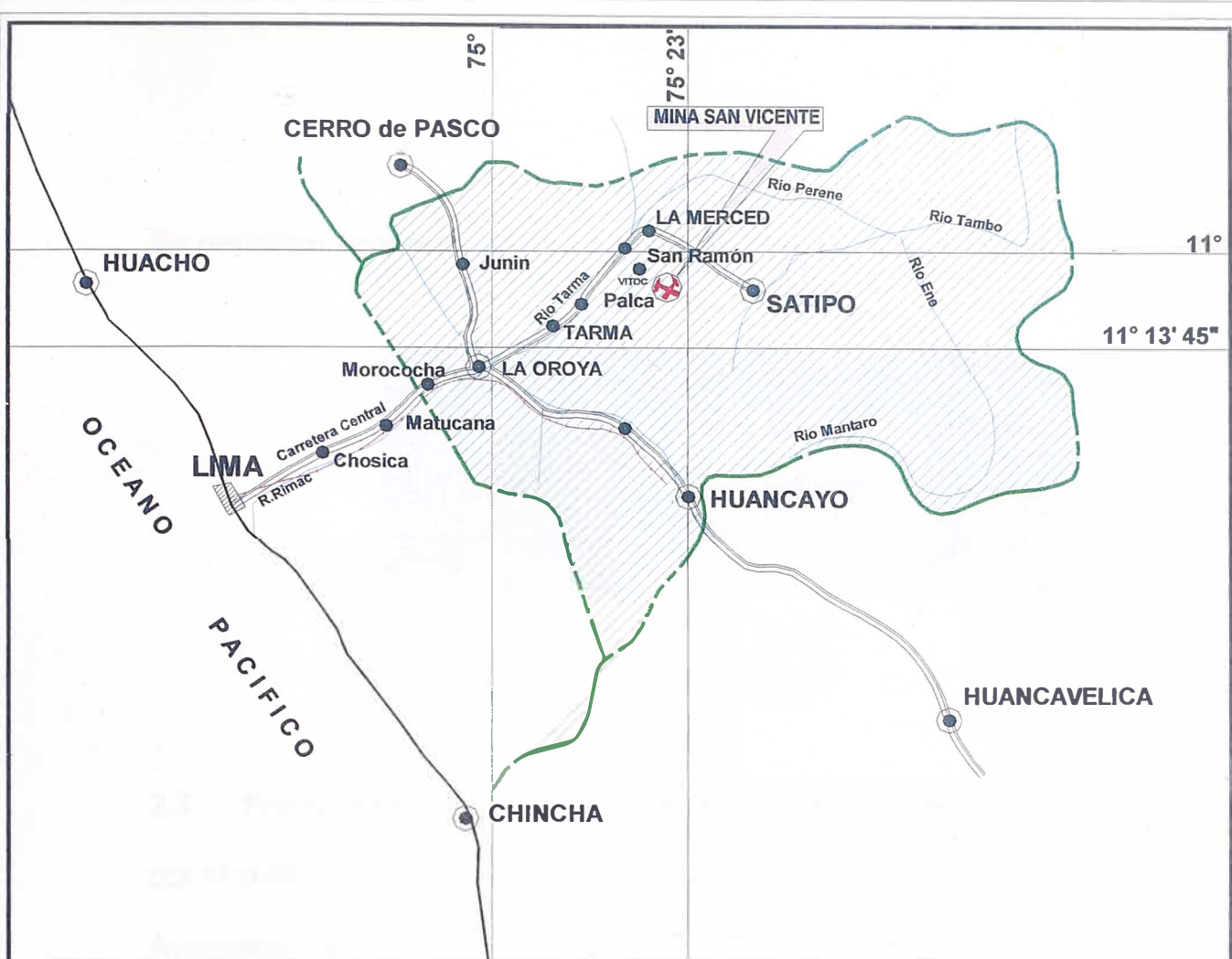
**2.1 Ubicación.-** La Mina San Vicente, está ubicada en el distrito de Vitoc, Provincia de Chanchamayo, Departamento de Junín, a 17 Km. al Sur de la Ciudad de San Ramón; en el flanco occidental de la cordillera oriental, en ceja de selva y a una altura 1,400 a 2,000 m. sobre el nivel del mar.

Sus Coordenadas Geográficas son:

11° 13' 45" LATITUD SUR
-------------------------

75° 23' LONGITUD OESTE
------------------------

**2.2 Accesibilidad.-** El acceso es por la carretera Central de penetración Lima – La Oroya – Tarma – San Ramón, en el Kilómetro 293 (antes de San Ramón) se sigue un desvío hacia el sur.



CIA. MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.  
UNIDAD SAN VICENTE

### PLANO DE UBICACION MINA SAN VICENTE

Prov. CHANCHAMAYO - Dpto. JUNIN - PERU

DISEÑO :  
Ing<sup>os</sup>. J. Ayarza

DIBUJO :  
V- Villamares

PLANO

Fig. 1

**En resumen se tiene:**

LIMA	LA OROYA	188 Km.
LA OROYA	SAN RAMON	105 Km.
SAN RAMON	SAN VICENTE	17 Km.
<b>TOTAL :</b>		<b>310 Km.</b>

**2.3 Topografía y Relieve.-** La topografía principalmente está representada por el valle de Tulumayo, en el que desemboca el río Puntayacu y en este el río Aynamayo, dando lugar a la formación de quebradas bastante profundas en forma de “V” que en algunos lugares pasan a ser encañadas.

#### **2.4 Geomorfología.-**

**2.4.1 Ubicación regional.-** Los componentes geomorfológicos regionales en la selva central están constituidos por la Cordillera Oriental de los Andes y el Sistema de Cordilleras Subandinas Orientales, originadas por el sistema de fallamiento subandino, en formación asociada a la tectónica actual; por lo que geomorfológicamente es joven y activa.

**2.4.2 Unidades Geomorfológicas.-** El área de la Mina San Vicente y sus alrededores comprende cuatro unidades y trece sub-unidades geomorfológicas que a continuación se procede a describir:

**2.4.2.1 Medio Fluvial.-** Comprende el nivel de base geomorfológico local entre 905 m.s.n.m. y 1,475 m.s.n.m., siguiendo el perfil de los ríos Tulumayo – Chilpes – Puntayacu; desde la desembocadura de la Quebrada Yanayacu, hasta la Planta Concentradora de la Mina San Vicente. Consiste en cuatro unidades:

a. **Lechos de ríos principales:** Formado por los ríos Tulumayo y Chilpes (Aynamayo); son lechos concentrados y encajados entre terrazas cortas, colinas y montañas: de forma irregular, con tramos de lechos anchos y tramos de gargantas estrechas (aguas arriba de Vitoc).

b. **Lechos de ríos aluviónicos:** Están representados por los lechos de los ríos Puntayacu y Yanayacu, con lecho de fuerte pendiente, compuesto por materiales aluviónicos de arenas,

gravas , cantos y bloques angulosos por el transporte violento tanto en las estaciones secas como lluviosas.

c. **Terrazas bajas**: Comprende la terraza ubicada en la margen derecha del río Tulumayo, aguas arriba de la desembocadura del río Yanayacu. Consiste de una acumulación aluviónica reciente del río Tulumayo, compuesta por bloques, cantos y gravas; como resultado de las últimas máximas crecidas excepcionales ocurridas.

d. **Terrazas altas**: Se encuentra formando el fondo del valle del río Tulumayo, constituidas por acumulación fluvial y pluvial de cantos, gravas y arenamiento, originados en el ciclo de erosión anterior al actual, que fue más lluvioso.

**2.4.2.2 Medio Aluvial.-** Esta Unidad se formó por la acumulación de materiales aluviales durante la época geotectónica y climática anterior, en el Holoceno. Se han identificado cuatro unidades aluviales comprendidas entre los 500 m.s.n.m. y 905 m.s.n.m.



- a. **Meseta – Glacis Aluviónica:** Se originó por acumulación rápida de materiales conglomeráticos de transporte distante, formando los depósitos de pie de monte y relleno de valles antiguos, posteriormente fueron expuestos a la incisión fluvial intensa, dando lugar al modelado actual de mesetas rodeadas por escarpes o acantilados inestables.
- b. **Glacis de erosión:** El desgaste rápido diferencial regresivo sobre las areniscas arcillosas rojas del grupo Mitú ha dado lugar a esta geoforma de relieve moderado, constituyendo las laderas de mayor potencial de uso agropecuario en laderas.
- c. **Fondo de valle empinado:** Son los fondos de las quebradas menores, relativamente estables; pero de fuerte pendiente. La mayoría son inaccesibles por su estrechez e irregularidad.
- d. **Fondo de valle erosional:** Son los fondos de ríos secundarios como el río Yanayacu, de fondos estrechos pero con

caudales instantáneos altos que producen incisión, socavamiento y transporte intenso de materiales aluviónicos que descienden de la cuenca con laderas muy activas con derrumbes y desprendimientos.

**2.4.2.3 Depresión colinosa.-** Comprendido entre los 1,475 m.s.n.m. y 2,000 m.s.n.m.

**a. Pedimento:** El desgaste hídrico regresivo a partir del fondo del valle ha dado lugar a superficies de menor pendiente al pie de las montañas, favorecen el acceso y la ocupación humana.

**b. Colinas altas:** Es una unidad geomorfológico muy importante en la zona, desarrollada por la deformación tectónica y erosión diferencial, que dio lugar a la formación del valle Tulumayo; constituyendo una depresión intermontaña tipo graven.

c. **Plataforma intermedia**: El desgaste por las formaciones blandas de capas rojas arcillosas, areniscas y conglomerados, que se encuentran entre las calizas y el granito; han dado lugar a laderas intermedias de menor pendiente y modelado suave; que forma los valles y las transiciones entre las colinas y las montañas.

**2.4.2.4 Cordilleras centrales.-** Comprendidas entre los 2,000 m.s.n.m. y 3,500 m.s.n.m.

a. **Macizo intrusivo montañoso**: Comprende parte de la cordillera montañosa granítica que separa los valles Tulumayo y Perene; formada por rocas intrusitas graníticas alteradas y cubiertas por la exuberante vegetación de selva alta y ceja de selva.

b. **Macizo calcáreo montañoso**: Corresponde a la Cordillera Oriental, entre el río Mantaro, formada por formaciones de calizas, esquistos y conglomerados.

**2.5 Clima.-** La afluencia de los vientos cálidos húmedos procedentes del Océano Atlántico, favorece la ocurrencia de lluvias que sobrepasan en algunos casos los 2000 mm<sup>3</sup> de precipitación anual.

<b>Temperatura promedio mínima</b>	23.67°C
<b>Temperatura promedio máxima</b>	31.68°C
<b>Precipitación anual</b>	2000 mm <sup>3</sup> .
<b>Precipitación máxima diaria</b>	111 mm <sup>3</sup> .
<b>Humedad relativa mínima</b>	80%
<b>Humedad relativa máxima</b>	100% (lluvia)

**2.6 Hidrografía.-** Dentro de la gama de los recursos naturales, el agua es sin lugar a dudas uno de los principales elementos, no solo por ser vital, sino también por su presencia indispensable en la formación de ecosistemas. En el desarrollo de diversas actividades, el agua está presente en forma directa o indirecta

**2.6.1 Hidrografía Regional.-** El ámbito de estudio está ubicado desde el punto de vista hídrico en la vertiente del Atlántico y forma parte la cuenca del río Ucayali.

**2.6.2 Hidrografía Local.-** Corresponde a este ámbito la cuenca del río Tulumayo, cuenca en el cual se desarrollan las actividades de la mina Van Vicente. Este río tiene sus nacientes sobre los 5,300 m.s.n.m., cuyo cauce principal es alimentado progresivamente por los deshielos de los nevados y las descargas de las lagunas existentes en las partes altas de sus afluentes principales

**2.7 Flora y fauna.-** En el área de estudio se encuentran dos formaciones naturales boscosas, primarias y secundarias.

El bosque primario localizado en las montañas y plataforma de moldeado suave de terrenos empinados, está conformado por especies de árboles dicotiledóneos con escasa a nula intervención antrópica, los árboles son grandes formando en su extremo superior una superficie aplanada.

El bosque secundario se encuentra en terrenos llanos expuestos a inundaciones y colinas y terrazas del área en estudio, los bosques suelen ser sustituidos por formaciones denominadas purmas y/o matorrales.

## CAPITULO III

### GEOLOGIA

**3.1 Yacimiento del tipo Mississippi Valley.-** Son depósitos bandeados de cobre, uranio, vanadio, plomo, zinc, hierro y/o manganeso que corren en las rocas sedimentarias, concentradas por procesos bacteriológicos, precipitación química, reducción y/o adsorción. Estos depósitos pueden ser singenéticos o epigenéticos.

**Los depósitos singenéticos** o también sedimentarios ocurren cuando los minerales metálicos se depositan o se forman conjuntamente con los sedimentarios encajonantes.

**Los depósitos epigenéticos** ocurren cuando los minerales metálicos se depositan después de la formación de la roca caja, por reacción química entre la roca sedimentaria original con las soluciones mineralizadas provenientes de una fuente externa.

Según la forma del depósito puede ser estratiforme o estrato-ligados.

**Los depósitos estratiformes** se pueden presentar como capas dispuestas concordantemente con la estratificación y dentro de una secuencia sedimentaria, en uno o varios horizontes sedimentarios, constituidos por metales no ferrosos, raros y preciosos.

**Los depósitos estrato-ligados** pueden presentarse como vetas, cuerpos de brecha y como capas dentro de estratos favorables y específicos. A gran escala son concordantes y están confinados a un horizonte estratigráfico, pero a pequeña escala son discordantes.

**3.2 Geología Local.-** En el distrito minero de San Vicente se encuentran rocas carbonatadas del Grupo Pucará de edades Triásico Superior a Jurásico Inferior sobreyaciendo a las capas rojas del Grupo Mitú de edades Pérmico Superior a Triásico Inferior. Sobre las rocas del Grupo Pucará se observa un contacto tectónico con la Granodiorita Tarma por efecto de esfuerzos del

Sistema de fallas Utcuyacu. Económicamente la mineralización más importante ocurre en tres unidades similares de dolomias, divididas por dos unidades de calizas

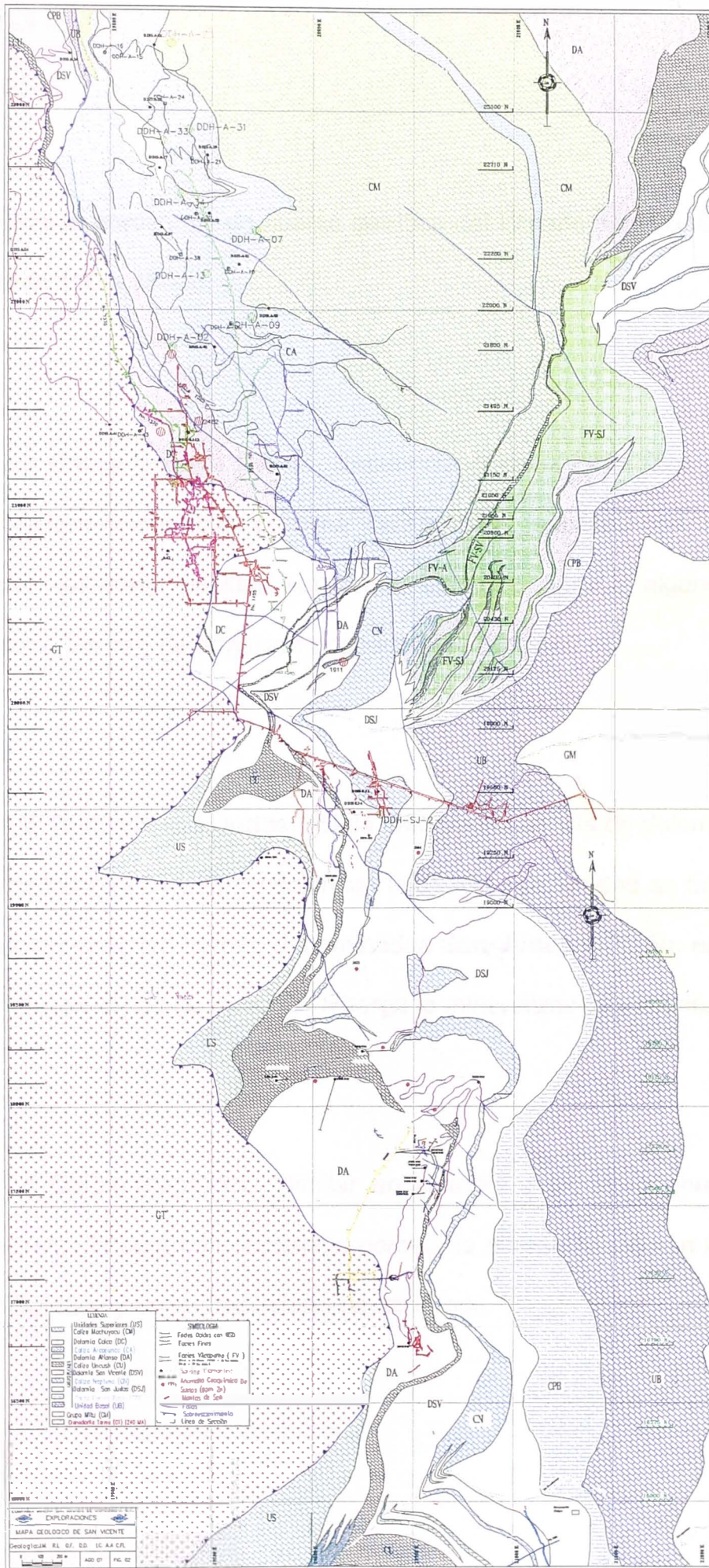
### **3.3 Litoestratigrafía.**

**3.3.1 Grupo Mitú.-** Sedimentos continentales de coloración rojiza y del tipo molásico, constituido por areniscas, limonitas, yeso y conglomerados polimícticos.

**3.3.2 Grupo Pucara.-** Secuencia carbonatada de ambiente marino que constituye la unidad que alberga la mineralización de Zinc del tipo MVT.

**3.3.2.1 Unidades Basales.-** Constituye la unidad inferior del Grupo Pucara, está en contacto directo sobre el grupo Mitú, el paso es transicional aunque el cambio litológico es brusco, está constituida por calizas laminares y chérticas, dolomías micríticas, limolitas calcares, limolitas dolomíticas, calizas intraclásticas, todas ellas caracterizadas por





su elevado porcentaje de cuarzo detrítico del tamaño de limo. Su espesor varía de 160 a 380 m.

**3.3.2.2 Caliza porosa Basal.-** Secuencia calcareo-dolomítica constituida por calizas-dolomíticas porosas deleznales, sueltas, con niveles de brecha calcárea, limolitas laminares, dolomias finas y algunos niveles oolíticos. Se han determinado espesores de 60 a 180 m.

**3.3.2.3 Dolomía san Judas.-** Es la primera secuencia de dolomias ooides alternados con niveles de dolomias finas. En esta unidad se han definido regionalmente dos barras, denominadas **San Judas** y **Piñón**; estas facies constituyen el tipo de roca que alberga la mineralización de Zinc.

**3.3.2.4 Caliza Neptuno.-** Similar en litología a la caliza porosa basal, representa la segunda secuencia porosa, la diferencia está en la posición estratigráfica y en la distribución de las capas.

**3.3.2.5 Dolomía San Vicente.-** Es la segunda secuencia de dolomias ooides con niveles de dolomias finas, que son receptoras de la mineralización de Zinc; en esta unidad, se han definido seis barras: **Sillapata, Aynamayo, Uncush, San Vicente, Palmapata y Aguada Blanca.** En la barra San Vicente, se ha detectado en la zona sur 5 mantos de zinc del tipo cebra, mientras que en la zona norte se tiene 9 mantos de zinc del tipo cebra y un manto de zinc del tipo masivo, estratigráficamente muestran control definido ocupando las capas intermedias a inferiores; los espesores son muy variados y van de 30 a 300 m.

**3.3.2.6 Caliza Uncush.-** Está constituida por calizas negras bituminosas laminares en la base y masivas al techo de toda secuencia, constituye la unidad guía para efectuar correlaciones estratigráficas, ya que representa un evento tectónico-sedimentario importante a nivel global.

**3.3.2.7 Dolomía Alfonso.-** Es la tercera secuencia favorable para albergar la mineralización de zinc. En esta unidad se ha desarrollado la barra Alfonso, cuya litología es similar a las otras dos unidades, la diferencia radica, en la distribución estratigráfica así como en el grado de dolomitización y el tipo de estructura diagenetica que se ha desarrollado,

la cual representa el mayor o menor grado de receptividad a la mineralización.

**3.3.2.8 Caliza Arcopunco.-** Tercera secuencia porosa similar a las anteriores, la diferencia esta en la posición estratigráfica y en la distribución areal de los afloramientos, ya que esta unidad aflora solo al norte de la mina y al sur de Sillapata. Su espesor es de 100 a 280 m.

**3.3.2.9 Dolomía Colca.-** Cuarta secuencia dolomítica favorable para albergar zinc, constituida de dolomias ooides, se ha detectado escasos indicios de mineralización de zinc, siendo necesario mayores estudios. El espesor varía de 30 a 50 m.

**3.3.2.10 Unidades Superiores.-** Constituye los niveles calcáreos sobre las secuencias favorables, litológicamente están constituidas por calizas laminares, dolomíticas, chérticas y nodulares, con niveles de dolomias micríticas. Alcanza un espesor de 80 m.

**3.3.3 Depósitos Recientes.-** Son depósitos actuales tanto de aluviales, coluviales, deslizamientos, derrumbes, etc., que son consecuencia del modelado del paisaje actual y nos indican la morfología dinámica del Valle de Chanchamayo.

### **3.4 Rocas Intrusivas.-**

**3.4.1 Granodiorita Tarma.-** Intrusivo de naturaleza plutónica que junto con el granito de San Ramón constituyen el batolito de la Cordillera Oriental, de composición ácida con elevado porcentaje de potasio y desarrollo de fenocristales de feldespatos potásicos.

**3.4.2 Sub volcánicos.-** Dentro de las labores mineras así como en superficie se tiene diques, placolitos y sills que cortan la secuencia sedimentaria pero están dolomitizadas, la composición es intermedia a ácida, en algunas áreas muestran relación con piritización.

### **3.5 Geología Estructural.-**

**3.5.1 Descripción de las estructuras.-** En la mina y alrededores se presentan rasgos estructurales importantes, que están relacionados de alguna forma con la orogénesis andina.

Al oriente de la Cordillera de los Andes se produjeron plegamientos y fallamientos (normales-inversos). En la zona, los pliegues son asimétricos y están asociados a fallas inversas de alto ángulo, con buzamiento predominante al Oeste.

**3.5.2 Sistemas de fallas.-** Tanto en interior mina como en superficie se han identificado 4 sistemas principales de fallamiento.

- \* Sistema N - S
- \* Sistema E - W
- \* Sistema NE - SW
- \* Sistema NW - SE

**3.5.2.1 Sistema N-S.-** Las Fallas N-S en un contexto regional, constituyen fallas de margen de cuenca durante la sedimentación del Pucara: cambios bruscos de Facies y espesor son atribuibles a ellas, las más representativas son la falla **Alicia al este** de la mina que controla la sedimentación entre la mina Norte y Qda. Vilcapoma y la falla **Solitaria al oeste** de la mina que durante la tectónica andina habría servido como zona de despegue del sobre escurrimiento del granito Tarma.

**3.5.2.2 Sistema E-W.-** Tienen generalmente alto ángulo de buzamiento hacia el Norte, sus desplazamientos son normal-dextral (pitch 30° E). Probablemente sean una variación del sistema NE-SW. Buenos exponentes de este sistema se encuentran al norte de la coordenada 21,600 en el nivel 1750; así por ejemplo la falla 1640 que correlaciona en superficie con la falla **Colca Sur Centro**, que ha desplazado cerca de 50 m. el manto San Vicente Techo hacia el Este.

**3.5.2.3 Sistema NE-SW.-** Tiene buzamiento generalmente al NW y su movimiento es dextral normal ( $< 20^\circ$ ), este sistema pertenece al lineamiento Puntayacu que es un conjunto de fallas con un ancho de más de 400 m. de alcance y al parecer han producido grandes

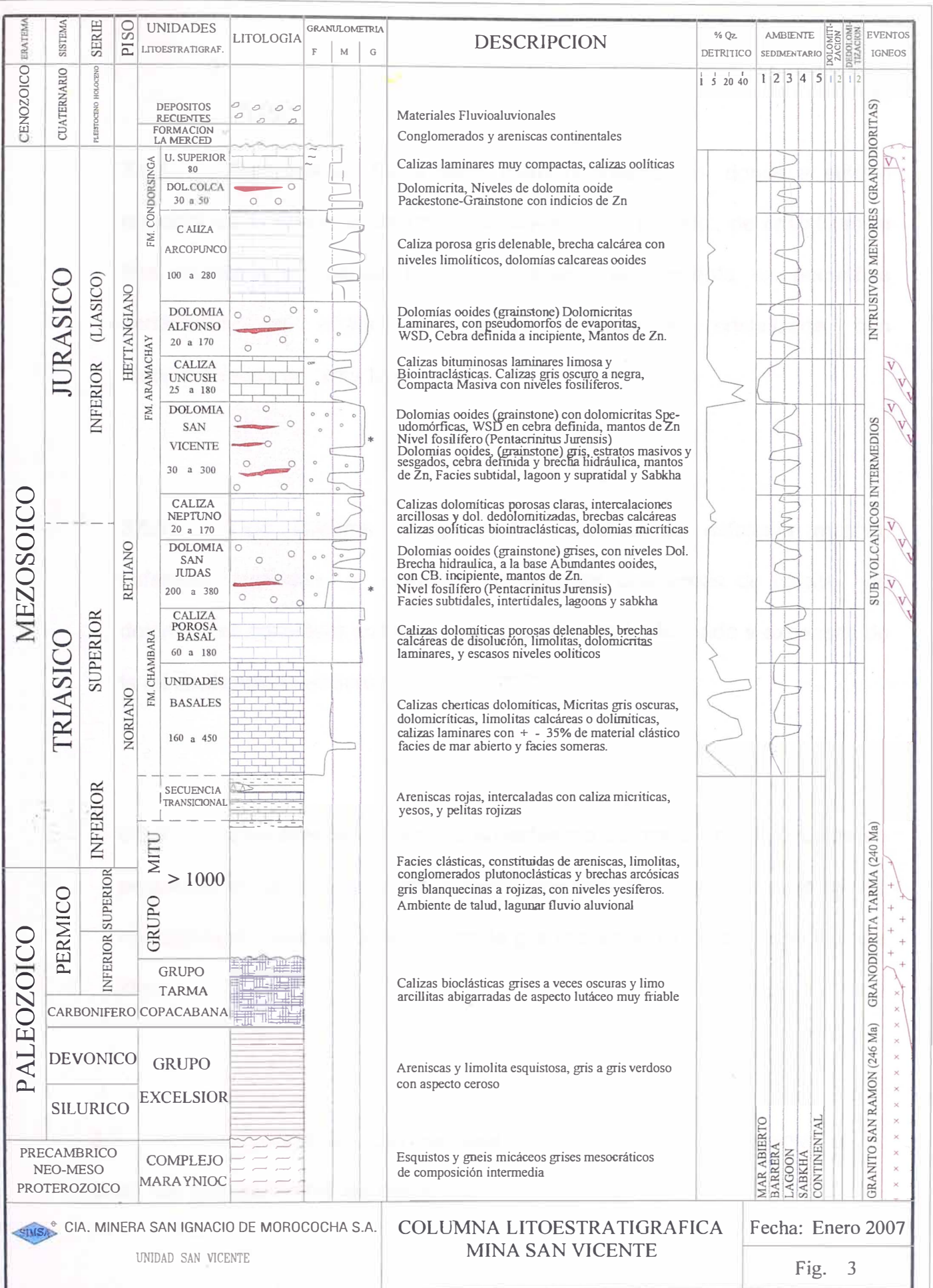
desplazamientos en los componentes horizontal sobre todo al Sur de la coordenada 20,530 en el Nv. 1750.

**3.5.2.4 Sistema NW-SE.-** Son también de alto buzamiento al SW; ocasionan desplazamiento sinistral-normal principalmente. Las fallas 860 y 1220 son los mejores exponentes en interior mina. Se originaron como fallas tensionales de un desgarre sinistral de las grandes fallas longitudinales (Solitaria y Alicia)-

**3.6 Mineralización.-** San Vicente es un yacimiento estratoligado con mineralización de Zinc y Plomo. El área mineralizada tiene una longitud de 6.0 Km. entre las zonas de San Vicente (Norte y Sur), Uncush Sur, Siete Jeringas y Chilpes, a lo largo de la cual se encuentran afloramientos a manera de lentes irregulares tanto en sentido horizontal como vertical.

La mineralización de Zinc en San Vicente se presenta en las siguientes formas o tipos.





**3.6.1 Tipo Cebra.-** Es la típica mena bandeada; en donde el sulfuro principal es la esfalerita de color marrón-gris-amarilla, etc., de cristalización fina no ferrífera (Blenda Rubia); la galena se presenta en pequeñas cantidades, es errática compacta a finamente cristalizada con disseminaciones de pirita fina.

**3.6.2 Tipo Brecha.-** Fragmentos angulosos de esfalerita masiva, esfalerita bandeada y dolomita, cementados con venas de calcita y/o dolomita; se considera que esta mineralización se ha formado a expensas de la mineralización bandeada.

**3.6.3 Tipo Masivo.-** Consiste en esfalerita de grano fino distribuida en pequeños lentes compacto con dolomita gris clara recristalizada, éste tipo de mineralización está ligada a mantos de gran potencia y con alto contenido de Zinc.

**3.7 Mineralogía.-** Las especies mineralógicas que se observan en el área son principalmente las siguientes:

### **3.7.1      Minerales de Mena.**

**3.7.1.1 Esfalerita (SZn).**- Se encuentra en bandas de grano fino o grueso, corresponde a un tipo no común, bastante transparente, de poca reflectividad y de baja temperatura de formación, presenta numerosas y diminutas inclusiones de pirita, también exhibe numerosas venillas e inclusiones de galena.

**3.7.1.2      Galena (SPb).**- Se presenta diseminada, relleno de intersticios en la esfalerita, intergranulada en los cristales de la dolomita y raras veces formando parte integral de las diferentes estructuras que sigue la esfalerita.

**3.7.1.3      Pirita (SFe).**- Se encuentra diseminada en forma de inclusiones en la esfalerita y dolomita, el color es amarillo latón pálido, raya gris o parda negra, opaca. Ocurre en todos los mantos, pero en mayor porcentaje en el material volcánico y zonas bituminosas.

### **3.7.2 Minerales de Ganga.**

**3.7.2.1 Calcita ( $\text{CO}_3\text{Ca}$ ).**- Cuando se presenta cristalizada la calcita es blanca de grano relativamente grueso, también se presenta bituminosa con cristalizaciones de grano fino.

**3.7.2.2 Dolomita ( $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ ).**- Es el mineral más abundante, presenta cristales angulares de forma irregular de grano fino a grueso.

### **3.8 Controles de Mineralización.**

**3.8.1 Controles Genéticos de Deposición (Facies).**- La roca que alberga los mantos de esfalerita es de facies oolíticas permeable, en el frente Este de los mantos está constituida por facies dolomíticas finas impermeables lo que permitió el entrampamiento del flujo mineralizante.

**3.8.2 Control Estructural.**- Algunas veces los mantos se encuentran más ricos a un lado de la falla, dique de brecha y/o pliegues debido a la removilización de la esfalerita por acción del tectonismo.

**3.8.3 Control Mineralógico.-** La pirita al igual que el bitumen, siempre acompañan al mineral de zinc y en algunos casos se observa un horizonte de dolomita bituminosa como caja piso y/o techo.

La dolomita bandeada tipo “Cebra” estéril está asociada a la mineralización lo que permite utilizar esta guía para la exploración.

## CAPITULO IV

### RESERVAS DE MINERAL

**4.1 Recursos de Mineral.-** Un recurso mineral es una concentración u ocurrencia de interés económico intrínseco dentro o fuera de la corteza terrestre en forma y cantidad tal como para demostrar que hay perspectivas razonables para una eventual extracción económica. La ubicación, cantidad, contenido metálico, características geológicas y continuidad de un recurso mineral se conocen, estiman o interpretan desde una evidencia y conocimientos geológicos específicos. Los recursos minerales se subdividen, según confianza geológica ascendente, en categorías de inferidos, indicados y medidos.

**4.1.1 Recurso Medido.-** Es aquella parte de un yacimiento mineral para la cual se puede estimar el tonelaje, el peso específico del mineral, la forma, las características físicas y el contenido metálico con un alto nivel de confianza. Se basa en una información detallada y confiable de la exploración, del muestreo y evidencias reunidas por medio de técnicas apropiadas en lugares tales como afloramientos, zanjas, calicatas, trincheras, pozos y suficientemente próximos el uno del otro como para confirmar una continuidad geológica y/o del contenido metálico.

**4.1.2 Recurso Indicado.-** Es aquella parte de un yacimiento mineral para la cual se puede estimar el tonelaje. Peso específico del mineral, la forma de las características físicas y el contenido metálico con un razonable nivel de confianza. Se basa en información reunida por medio de técnicas apropiadas de lugares tales como afloramientos, zanjas, calicatas, trincheras, pozos y taladros de perforación.

**4.1.3 Recurso Inferido.-** Es aquella parte de un yacimiento mineral para la cual se puede estimar el tonelaje y contenido metálico con un bajo nivel de confianza.

**4.1.4 Consideraciones Básicas.-**

### **Leyes Altas Erráticas**

Son valores poco frecuentes y que merecen un tratamiento adicional, para el cálculo de la ley promedio de una labor o tramo; en nuestro caso

se considera, leyes altas erráticas si exceden de 30% para el Zinc y 3.8% para el Plomo.

### **Error de Muestreo y Ensayo**

Se ha considerado un error de muestreo y ensayo en el orden del 8%, para el cálculo de leyes de los recursos.

### **Factor de Análisis (RC)**

Es el factor que resulta de laboratorio, y el factor de muestreo.

Factor por error de muestreo es de 0.953

$$\text{f.m.a.} = 0.965750 * 0.953000 = 0.92036$$

$$\text{f.m.a.} = (1-0.92036) * 100\% = 8\%$$



### **Peso Específico**

Para su determinación se utilizaron muestras con diferentes radios de Zn. y Pb. Así como también muestras con alto contenido en Zinc y Plomo lo que permitió obtener el gráfico que se muestra en la lámina # 5. Para el cálculo en la computadora se usó la fórmula:

$$p. e. = 2.703 + 0.024 \times \% Zn.$$

**4.2 Reservas de Mineral.-** Las Reservas de mineral en SIMSA son la parte económicamente minable de un Recurso Mineral Medido o Indicado demostrado por lo menos por un Estudio Preliminar de Factibilidad. Este estudio deberá incluir información adecuada de factores de minería, de proceso de metalurgia, económicos y otros factores relevantes que demuestren en el momento del reporte, que la extracción económica puede ser justificada.

#### **4.2.1 Clasificación.**

**4.2.1.1 Por su Certeza.-** Se clasifican en:

- Probado
- Probable

**1. Reservas Minerales Probadas:** La reserva mineral probada es la parte económicamente minable de un Recurso Medido demostrado por lo menos por un estudio de Factibilidad Preliminar. Este estudio deberá incluir información adecuada de factores de minería, de proceso, de metalurgia, económicos y otros factores relevantes que demuestren en el momento del reporte, que la extracción económica puede ser justificada.

**2. Reservas Minerales Probables:** La reserva mineral probable es la parte económicamente minable de un Recurso Indicado y en algunas circunstancias de un Recurso Mineral Medido, demostrado por lo menos por un Estudio de Factibilidad Preliminar. Este estudio debe incluir información adecuada de factores de minería, de proceso, de metalurgia, económicos y otros factores relevantes que demuestren en el momento del reporte, que la extracción económica puede ser justificada.

#### 4.2.1.2 Por su Accesibilidad.-

- ❖ **Accesible:** Mineral disponible de manera inmediata y es de fácil acceso para su explotación.
  
- ❖ **Eventualmente Accesible:** Mineral que requiere de labores adicionales para su acceso; **es mediato.**
  
- ❖ **No Recuperable:** Mineral que existe en puentes (superior e inferior) y/o pilares dentro de los bloques explotados y/o en producción,

#### 4.3 Bloque.-

- ❖ **Forma:** La forma, dimensiones y tamaño de un bloque esta supeditado a criterio geológico y geométrico.
  
- ❖ **Nomenclatura:** Los bloques se numeran a partir de superficie y se agrupan en función de los niveles principales de la mina.

- ❖ **Diseño:** Se basa principalmente en el criterio geológico (fallas y/o controles de mineral).
  
- ❖ **Altura:** Cuando el mineral ha sido desarrollado en una sola labor y no se ha interceptado controles de la mineralización, el bloque estará definido por un rectángulo.

#### 4.4 Definiciones.-

- ❖ **Reservas de Mineral:** Tonelaje total de mineral cuyo valor económico promedio debe estar por encima de la ley mínima explotable, equivalente a **% en Zn**.
  
- ❖ **Mineral Posible:** Mineral adyacente al mineral cubicado (Probado + Probable), **NO FORMA PARTE DEL TOTAL DE RESERVAS**.
  
- ❖ **Mineral Potencial:** Mineral observado solo en afloramientos, **NO FORMA PARTE DEL TOTAL DE RESERVAS**.

❖ **Mineral Potencial Evidenciado:** Mineral ubicado con taladros largos de más de 300 m en áreas nuevas.

❖ **Altura Mínima de Minado:** La altura mínima de minado se ha considerado de acuerdo al Buzamiento y potencia de los mantos.

❖ **Ancho Promedio Calculado:**

$$\text{Ancho Prom.} = \frac{(\text{Long} \times \text{Ancho Muestreado})}{\text{Long.}}$$

❖ **Potencia (m):** Es la que se mide en secciones transversales correspondientes y es perpendicular a las 'cajas'.

#### 4.5 Consideraciones Básicas.-

##### Precios de los Metales

❖ **Zinc :** US\$ 1,250/t

❖ **Plomo :** US\$ 1,100/t

## **Recuperación Metalúrgica Por Zonas:**

### **Arcopunco:**

❖	Recuperación de Zinc	94%
❖	Recuperación de Plomo	91%
❖	% Zn Concentrado	61%
❖	% Pb Concentrado	50%

### **Cancha Norte:**

❖	Recuperación de Zinc	74%
❖	Recuperación de Plomo	66%
❖	% Zn Concentrado	60%
❖	% Pb Concentrado	62%

### **Norte Alta:**

❖	Recuperación de Zinc	94%
❖	Recuperación de Plomo	91%
❖	% Zn Concentrado	61%
❖	% Pb Concentrado	50%

**Norte Baja:**

❖	Recuperación de Zinc	92%
❖	Recuperación de Plomo	52%
❖	% Zn Concentrado	61%
❖	% Pb Concentrado	50%

**San Judas:**

❖	Recuperación de Zinc	92%
❖	Recuperación de Plomo	52%
❖	% Zn Concentrado	61%
❖	% Pb Concentrado	50%

**Zona Sur:**

❖	Recuperación de Zinc	74%
❖	Recuperación de Plomo	66%
❖	% Zn Concentrado	60%
❖	% Pb Concentrado	62%

**Uncush Sur Alto:**

- ❖ Recuperación de Zinc 91%
- ❖ Recuperación de Plomo 80%
- ❖ % Zn Concentrado 62%
- ❖ % Pb Concentrado 56%

**4.6 Descripción del Cálculo.-**

- ❖ **Hoja Datos Por Labor-Muestreo:** Los valores correspondientes son copiados de las tarjetas y/o planos de muestreo, anotando el número, serie, ancho, valores en Plomo y Zinc, **con un solo decimal.**
- ❖ Para el cálculo de valores promedios se ha empleado las siguientes fórmulas.

$$\text{Ancho Promedio} = \frac{\text{Sumatoria de Anchos}}{\text{Nº Muestras ó Canales}}$$

$$\% \text{ Plomo} = \frac{(\text{Ancho} \times \% \text{ Pb})}{\text{Ancho}}$$



$$\% \text{ Zinc} = \frac{(\text{Ancho} \times \% \text{ Zn})}{\text{Ancho}}$$

En **sondajes diamantinos**, no se realizan correcciones por leyes altas erráticas, solo se considera el factor **LONG. x REC. (%)**.

❖ **Longitud Muestreada.-** En galerías, frentes, chimeneas y tajeos, esta dado por el número de muestras multiplicado por su intervalo de 4 m.

❖ **Potencia (del manto) en la Labor y/o Sondajes.-** En los cruceros, estocadas y sondajes diamantinos la potencia considerada para el cálculo del bloque, será la obtención en las secciones transversales.

#### 4.6.1 Hoja de Cálculo del Bloque.-

##### Descripción y secuencia del cálculo

❖ **Diseño del bloque de Reserva, a escala.**

1. **Labores, Longitud, Potencia, % Pb y % Zn:** Se consideran todas las labores mineras efectuadas en el bloque por ejemplo: galerías, chimeneas, etc., con dos decimales.

2. **Valores Promedios:**

$$\text{Potencia Promedia} = \frac{(\text{Long.} \times \text{Pot.})}{\text{Long.}}$$

$$\text{Leyes Promedias: \% Pb.} = \frac{(\text{Long.} \times \text{Pot.} \times \% \text{ Pb})}{(\text{Long.} \times \text{Pot.})}$$

$$\% \text{ Zn} = \frac{(\text{Long.} \times \text{Pot.} \times \% \text{ Zn})}{(\text{Long.} \times \text{Pot.})}$$

**3. Potencia Real:** Considerados de las secciones transversales; las potencias reales llevadas a 3.00 m. verticales que no alcanzan esta altura han sido convertidas a la altura de 3.00 m. de la siguiente manera:

$$\text{Pot. Real} = \text{Cos } \alpha \times 3.00$$

**Buzamiento:** El buzamiento promedio en grados, debe ser el buzamiento ponderado de todas las labores mineras.

#### 4.6.2 Cubicación del Block.-

**1. Área:** Se determina en función a la geometría del bloque y al buzamiento del manto (cálculo del área en Auto CAD), se expresa en metros cuadrados (m<sup>2</sup>), **no se consideran decimales.**

**2. Volumen:** Se expresa en metros cúbicos (m<sup>3</sup>), **no se considera decimales** y resulta:

$$\text{Area x Pot. Real} = \text{Volumen}$$

**3. Tonelaje:** Se expresa en toneladas métricas (T.M.) y solo en números enteros.

$$\text{Volumen x Peso Especifico} = \text{Tonelaje}$$

**4.6.3 Calculo del % de dilución y leyes diluidas del bloque utilizando el algoritmo de O' Hará.-**

$$\text{❖ \% Dilución} = \frac{39(\text{****})}{(\text{Raíz Cuadrada (Ancho sin diluir)*Seno (Buzamiento)})}$$

(\*\*\*\*) El factor de O' Hará para el cálculo de la dilución es de 39, debido a que hemos considerado un macizo rocoso muy poco competente.

❖ Leyes de las cajas de mineral son iguales a 0.

❖ Cálculo de la Potencia del Desmonte (D), según la fórmula siguiente:

$$\% \text{ Dil.} = \frac{D}{D + A.V.} \times 100$$

❖ Ahora aplicando la fórmula siguiente calcularemos el ancho diluido A.V. Dil. Diluida.

$$A.V. \text{ Dil.} = D + A.V.$$

❖ Calculamos el ancho de labor planeado

$$A. \text{ Labor planeado} = \frac{A.V. \text{ Dil.}}{\text{Seno (Buz)}}$$

### ❖ **Calculo de Leyes Diluidas**

Debido a la política conversadora de la empresa se ha considerado que las cajas no tienen contenido metálica alguno, por lo que para el cálculo de las leyes diluidas se ha aplicado la formula siguiente:

$$\mathbf{A.V.* Ley Zn = (A.V. + D) * (Ley Zn Diluida) + (Ley Zn Caja * D)}$$

**Por lo que:**

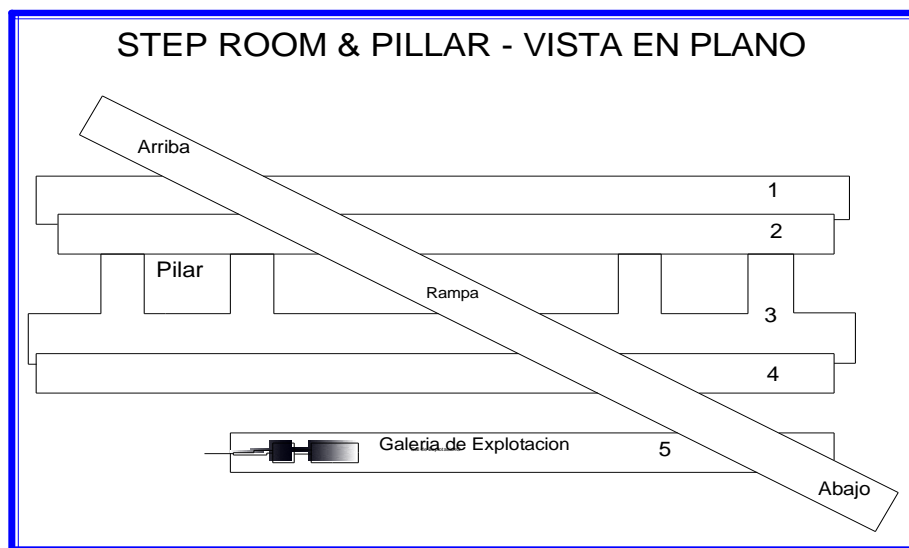
$$\mathbf{Ley Zn Diluida = \frac{(A.V. * Ley Zn)}{(A.V. + D)}}$$

## CAPITULO V

### MINERIA

**5.1 Método de Explotación.-** En la mina san Vicente se extrae mineral de Zn y Pb por medio de un minado subterráneo, siendo su producción promedio de 1,800 TMH / día y con una capacidad instalada de la Planta Concentradora de 3,000 TMH / día, con una producción de concentrado de 300 TMS / día.

**5.1.1 Step Room & Pillar.-** Este método es una variación de Cámaras y Pilares tradicional adaptada para mantos inclinados permitiendo la operación de los equipos mecanizados por la caja piso; se utiliza en mantos con buzamiento de 10° a 30° y con una potencia reducida permitiendo la explotación completa del mineral desde la caja piso hasta la caja techo de una vez. Una de las ventajas del método es que el acceso a los diferentes niveles del tajo es por el mismo manto, ahorrando desarrollo en desmonte.

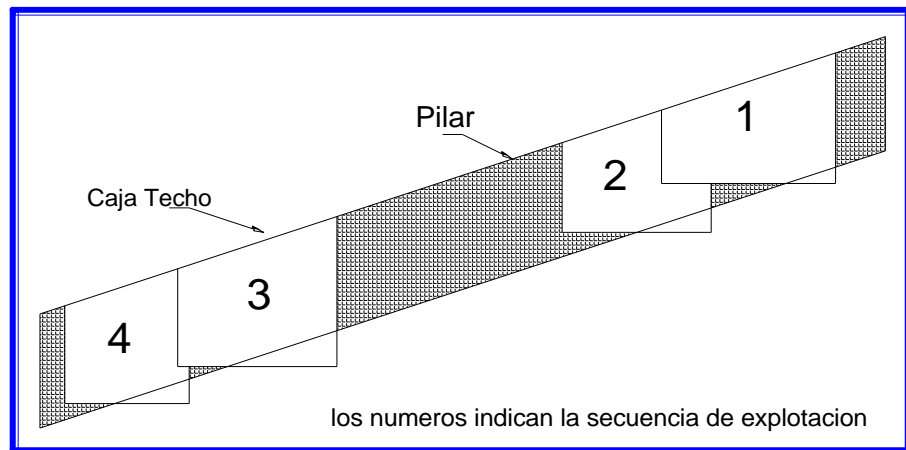


La figura nos muestra un dibujo visto en plano de la implementación del Step Room & Pillar, se desarrollo una rampa por el manto desde abajo hasta arriba sobre la caja piso; la rampa tiene orientación entre el rumbo y el buzamiento del manto para conseguir una pendiente máxima de + 18%. Para desarrollar el camino de la rampa de forma nivel de un costado al otro, se realiza una excavación en desmonte de la caja piso a un lado del camino.

En la siguiente figura la secuencia de explotación se realiza de arriba hacia abajo, desarrollándose en la parte más alta del tajo una galería sobre la caja

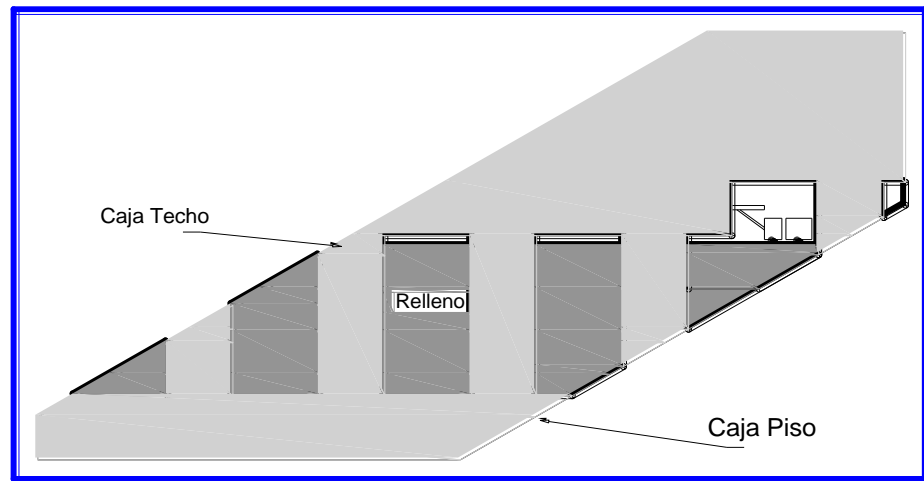


piso en ambas direcciones a partir de la rampa; dicha galería se puede desarrollar en forma paralela rumbo al manto para tener un piso horizontal.



**5.1.2 Post Room & Pillar.-** Este método es un híbrido entre cámaras y pilares tradicional y corte y relleno. Tal como el método de cámaras y pilares tradicional, se deja post pillars para sostener el techo del tajo; y tal como corte y relleno se explota el manto de abajo hacia arriba en cortes horizontales y luego de cada corte se rellena el tajo con relleno hidráulico y detrítico.

La siguiente figura nos muestra la secuencia de explotación del método:



Se empieza con un corte horizontal en la parte inferior del tajo dejando el post pillars en una malla predeterminada, se rellena el corte inferior casi hasta el techo y se procede a explotar el segundo corte en breasting trabajando sobre el piso de relleno.

En la excavación del segundo corte se extiende los pilares iniciados en el primer corte, de esta manera se continua la explotación desde abajo hacia arriba; se mantiene el acceso a los diferentes cortes mediante rampas de ataque que cambian de pendiente desquinchando el techo de la rampa.

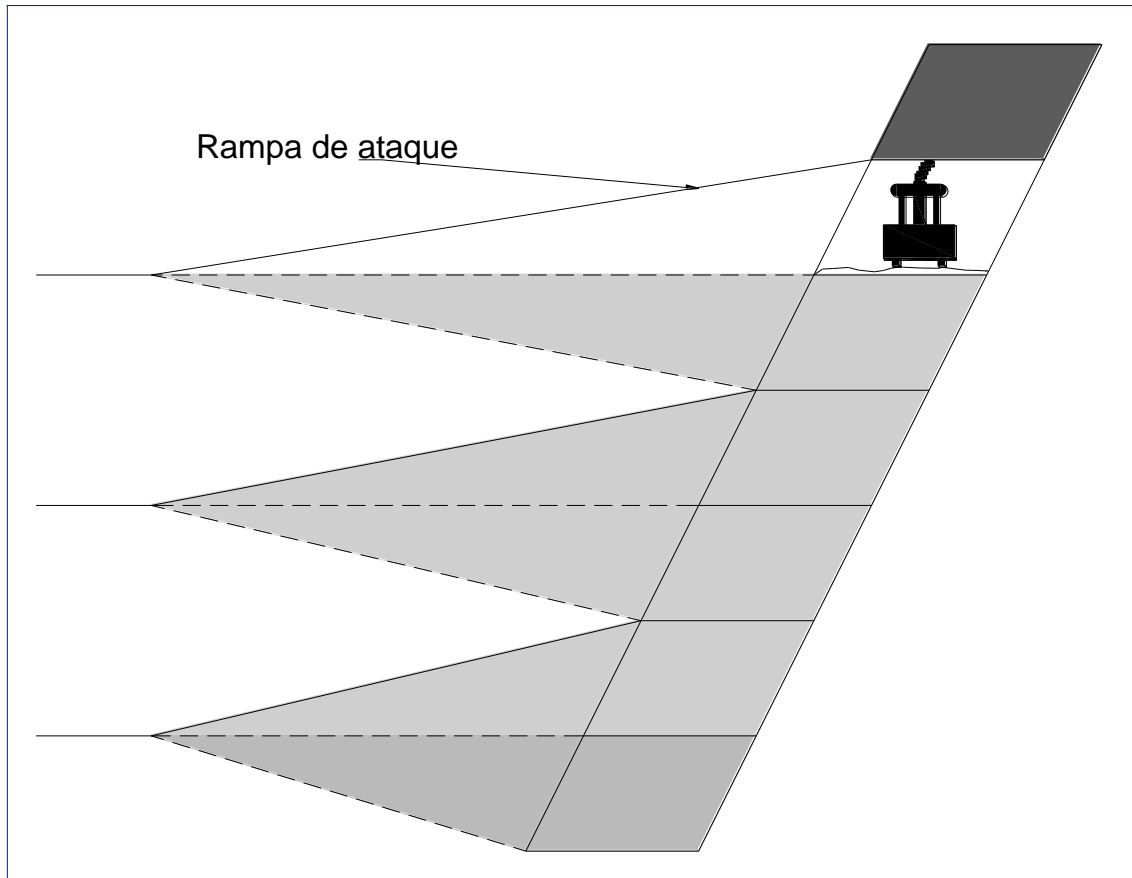
Los post pillars tienen el propósito de sostener el techo del mineral del tajo y se extienden por varias capas de relleno hasta llegar a su punto superior en la caja techo. De acuerdo a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso los pilares dejados en la mina San Vicente son de 7 \* 7

Asimismo el relleno hidráulico proporciona una superficie plana sobre la cual trabajan los equipos trackless y dan a su vez un apoyo lateral a los pilares permitiendo la reducción y cantidad de los mismos.

Este método no se puede usar en mantos con potencia reducida porque como mínimo la labor de explotación y un pilar tiene que caber la sección del frente.

**5.1.3 Corte y Relleno en tajos angostos.-** De los varios tipos de corte y relleno mecanizado, se recomienda el sistema en Breasting, “tight fill” (relleno hidráulico casi ciego – hasta el techo) y acceso permanente con rampas de ataque.

La siguiente figura muestra el acceso mediante rampas de ataque que sirven para varios cortes:

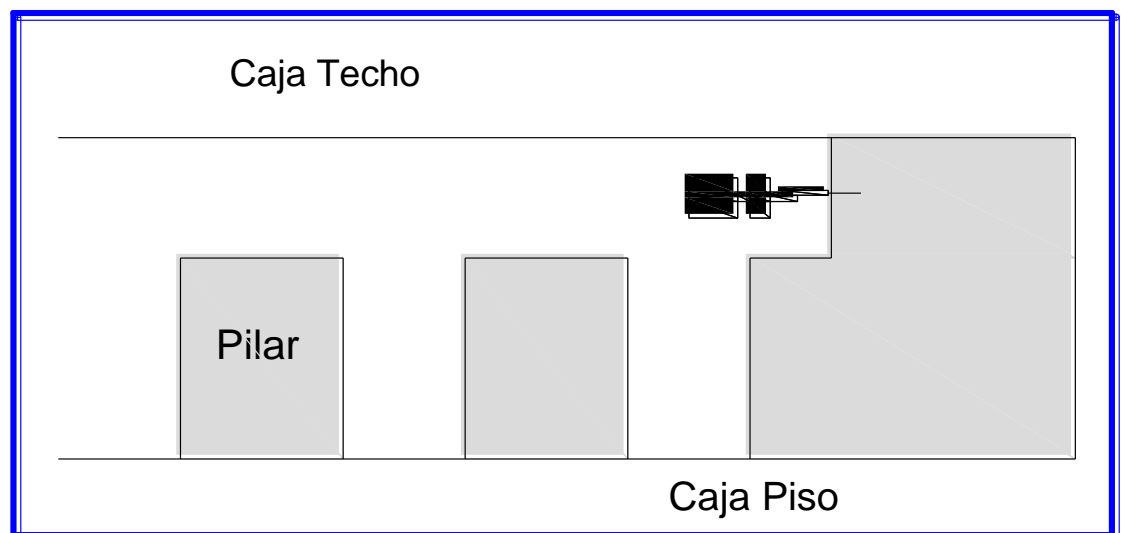


La explotación se empieza con el primer corte del tajo en la parte inferior, abriéndolo con galerías y desquiches, luego del corte se rellena con relleno hidráulico y detrítico dejando una cara libre de 0.5 m entre el techo y el piso final del relleno. Se procede a explotar el segundo corte con breasting, trabajando sobre el piso de relleno del corte anterior.

Dependiendo de la longitud del tajo, esta se puede dividir en dos o más paneles; teniendo cada panel dos frentes de explotación que se avanzan en direcciones opuestas.

**5.1.4 Corte y relleno en tajos Anchos.-** Para la utilización de este método es necesario dejar pilares para sostener el techo del tajo.

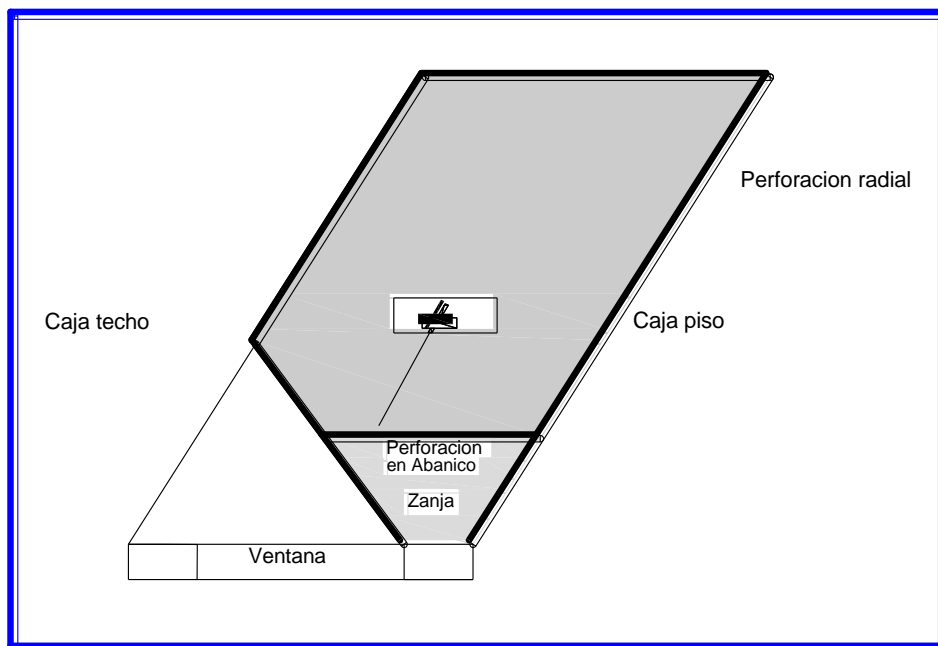
En la siguiente figura:



Se muestra una alternativa que consiste en dejar pilares en forma de dientes en el lado de la caja piso y con el mismo buzamiento

**5.1.5 Sub level en tajos anchos.-** El método de explotación utilizado llamado Sub level es una alternativa factible en la zona baja para los mantos anchos con buzamientos mayores a  $50^\circ$ .

La siguiente figura:



Muestra el diseño utilizado, el cual contiene ventanas de extracción y una zanja en el mineral.

En la aplicación del sub level en tajeos anchos, el techo sería demasiado ancho si se excavara un corte de una caja a otra; es por esta razón y por la producción de mineral que se justifica el desarrollo de ventanas de extracción.

Las ventajas consisten en varias galerías que dan acceso a la zanja en la parte inferior del tajo, se perfora la zanja con taladros ascendentes en forma de abanico desde una galería paralela al rumbo del yacimiento en el nivel de extracción.

## 5.1.6 Etapas en la Perforación y voladura.-

**5.1.6.1 Perforación.-** Se realiza con Jumbo electrohidráulico de 01 brazo, con barreno de 12' y brocas de 41 mm.



**5.1.6.2 Voladura.-** El material explosivo utilizado es emulsión de la marca FAMESA y accesorios propios de voladura tales como:

- Fulminantes de retardo tipo faneles
- Tecneles



- Mecha rápida
- Conectores,
- Cordón detonante, etc.
- 

Los datos técnicos del emulnor son los siguientes:

CARACTERISTICAS	EMULNOR		
	TIPO		
	1000	3000	5000
Densidad relativa (g/cm <sup>3</sup> )	1.13	1.14	1.16
Velocidad de detonacion (m/s)	5,800	5,700	5,500
Presion de detonacion en medio confinado (Kbar)	95	93	88
Energia (Kcal/Kg)	785	920	1,010
Volumen normal de gases (l/kg)	920	880	870
Potencia relativa en peso (%)	85	100	105
Potencia relativa en volumen (%)	120	145	155
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente
Categoria de Humos	Primera	Primera	Primera
Sensibilidad al fulminante	N° 8	N° 8	N° 8
Equivalencias referenciales de uso con la dinamita FAMESA	Semigelatina 45 y pulvurulenta 65	Semigelatina 65	Gelatina 75

## FULMINANTE NO ELÉCTRICO DE RETARDO – FANEL

Escala de tiempo de retardo (Nominales):

PERIODO CORTO - MANGUERA DE COLOR ROJO PARA FANEL ESTANDAR Y TP	
N° de serie	Tiempo de retardo en milisegundos
1	25
2	50
3	75
4	100
5	125
6	150
7	175
8	200
9	225
10	250
11	300
12	350
13	400
14	450
15	500
16	600
17	700
18	800
19	900
20	1000

PERIODO LARGO - MANGUERA DE COLOR AMARILLO PARA FANEL ESTANDAR Y TP	
N° de serie	Tiempo de retardo en milisegundos
1	0.5
2	1.0
3	1.5
4	2.0
5	2.5
6	3.0
7	3.5
8	4.0
9	4.5
10	5.0
11	5.6
12	6.2
13	6.8
14	7.4
15	8.0
16	8.6

**5.1.7 Limpieza y acarreo:** la limpieza de mineral se realiza con:

- Scooptrams de 2.2 ydas<sup>3</sup>
- Scooptrams de 3.5 ydas<sup>3</sup>
- Scooptrams de 6.0 ydas<sup>3</sup>



El acarreo se realiza con los siguientes equipos:

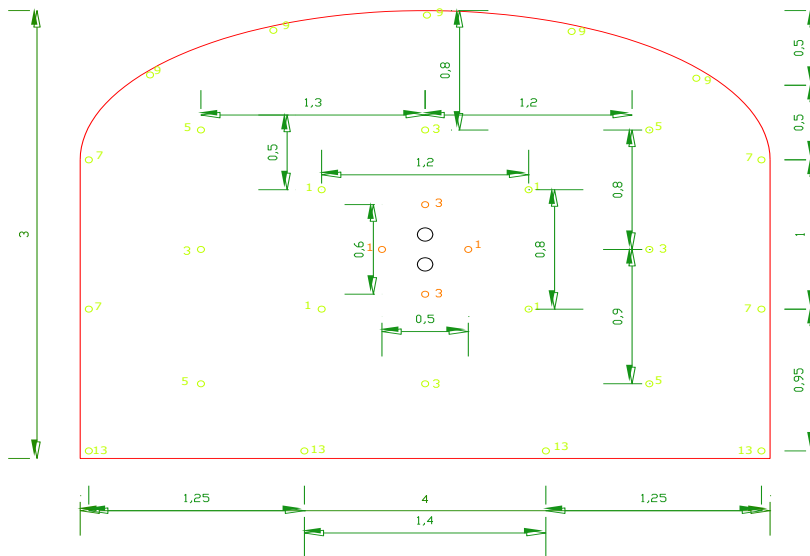
- Camiones volvo NL 12 de 20 ton
- Camiones Dumper de 10 ton



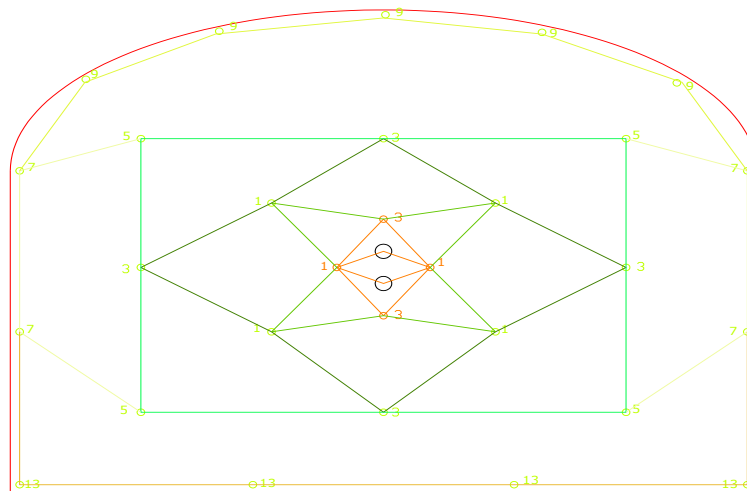
**5.1.8 Parámetros de Explotación.-** Entre los parámetros de explotación se tienen:

<b>GALERIA 920</b>		
<b>PARAMETROS TECNICOS</b>		
MINA	Zona Baja	
LABOR	NIVEL 920	
MAQUINA	Jumbo Boomer	
DUREZA	Media	
TERRENO	M. Fracturado - Mineral	
<b>PERFORACION</b>		
Longitud del barreno de perforación	(m)	<b>3.66</b>
longitud promedio de perforación	(m)	<b>3.60</b>
Diámetro taladro	(mm)	<b>45</b>
Número de taladros total	EA	<b>31</b>
Número de taladros de alivio	EA	<b>2</b>
Número de taladros de techo	EA	<b>5</b>
Total metros perforados	(m)	<b>111.60</b>
<b>VOLADURA (EXPLOSIVOS)</b>		
Emulnor 1000 1" x 16"	UND	<b>58</b>
Emulnor 3000 de 1 1/8" x 16"	Kg	<b>166</b>
Total Kg de Emulsion	Kg.	<b>60</b>
<b>VOLADURA (ACCESORIOS)</b>		
Tecnel LP x 3.6 m	EA	<b>25</b>
Tecnel x 3,6 m	EA	<b>4</b>
Guia armada	EA	<b>2</b>
Mecha rápida	(Pies)	<b>1</b>
Cordón detonante	(m)	<b>15</b>
<b>RESULTADOS</b>		
Avance	(m)	<b>3.40</b>
Sección	(m2)	<b>12.0</b>
Ancho	(m)	<b>4.00</b>
Alto	(m)	<b>3.00</b>
Volumen Roto	(m3)	<b>40.8</b>
Fragmentación		<b>Buena</b>
<b>EFICIENCIAS</b>		
Eficiencia de perforación	(%)	<b>98</b>
Eficiencia de voladura	(%)	<b>94</b>
Factor de Carga	(kg/m3)	<b>1.46</b>
Factor de Carga	(kg/m avance)	<b>17.55</b>
Factor de Carga	Kg/TM	<b>0.49</b>

## GALERIA 920 SECCION 4.0 m x 3.0 m



## GALERIA 920 SECCION 4.0 m x 3.0 m



**SECUENCIA DE INICIACION**

El arranque es corte quemado en cruz con dos taladros de alivio con una longitud promedio de perforación de 3.60 m. se uso guiadores para controlar el paralelismo, la malla de perforación en los taladros de contorno es de 0.8 x 0.8 m.

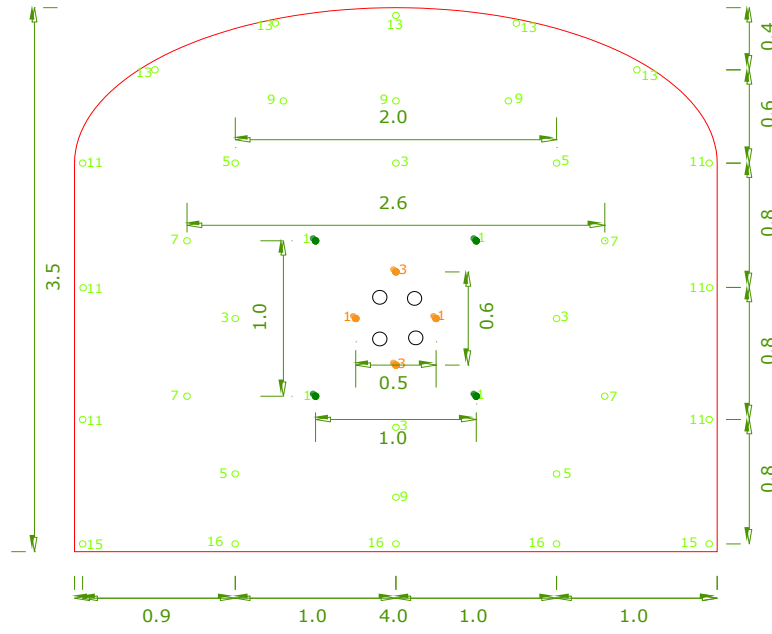
Los taladros de producción se cargan con 9 cartuchos disminuyendo a medida que nos alejamos del corte. Asimismo se utilizan espaciadores para desacoplar la carga y así obtener una voladura controlada. Con ello se logra una eficiencia de avance de 98%.

Para una sección de 4.0 X 3.5 se tiene:

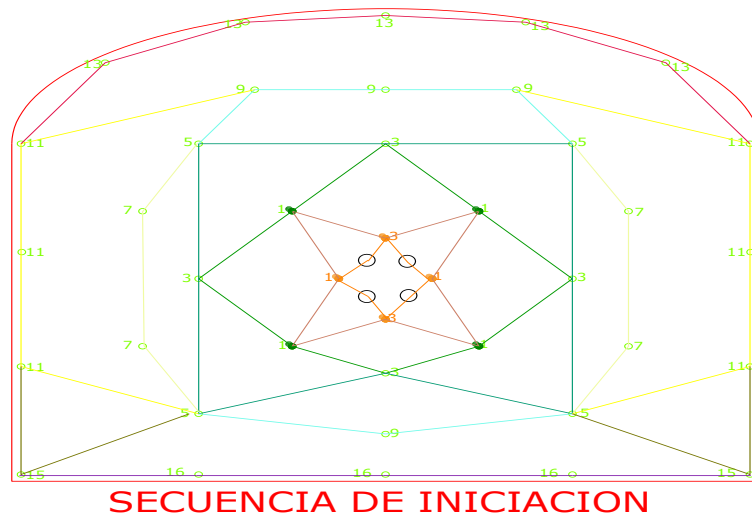
<b>GALERIA 905 N</b>		
<b>PARAMETROS TECNICOS</b>		
MINA	<b>Zona Baja</b>	
LABOR	<b>NIVEL 905</b>	
MAQUINA	<b>Jumbo Boomer</b>	
DUREZA	<b>Media</b>	
TERRENO	<b>Brecha</b>	
<b>PERFORACION</b>		
Longitud del barreno de perforación	(m)	<b>3.66</b>
longitud promedio de perforación	(m)	<b>3.58</b>
Diámetro taladro	(mm)	<b>45</b>
Número de taladros total	EA	<b>44</b>
Número de taladros de alivio	EA	<b>4</b>
Número de taladros de techo	EA	<b>5</b>
Total metros perforados	(m)	<b>157.52</b>
<b>VOLADURA (EXPLOSIVOS)</b>		
Emulnor 1000 de 1" x 16"	UND	<b>58</b>
Emulnor 3000 de 1 1/8" x 16"	UND	<b>176</b>
Emulnor 5000 de 1 1/8" x 16"	Kg	<b>88</b>
Total Kg de Emulsion	Kg.	<b>88</b>
<b>VOLADURA (ACCESORIOS)</b>		
Tecnel LP x 3.6 m	EA	<b>36</b>
Tecnel MS x 3,6 m	EA	<b>4</b>
Guia armada	EA	<b>2</b>
Mecha rápida	(Pies)	<b>1</b>
Cordón detonante	(m)	<b>20</b>
<b>RESULTADOS</b>		
Avance	(m)	<b>3.40</b>
Sección	(m2)	<b>14.0</b>
Ancho	(m)	<b>4.00</b>
Alto	(m)	<b>3.50</b>
Volumen Roto	(m3)	<b>47.6</b>
Fragmentación		<b>Muy Buena</b>
<b>EFICIENCIAS</b>		
<b>Eficiencia de perforación</b>	<b>(%)</b>	<b>98</b>
<b>Eficiencia de voladura</b>	<b>(%)</b>	<b>95</b>
<b>Factor de Carga</b>	<b>(kg/m3)</b>	<b>1.84</b>
<b>Factor de Carga</b>	<b>(kg/m avance)</b>	<b>25.74</b>
<b>Factor de Carga</b>	<b>Kg/TM</b>	<b>0.68</b>



## GALERIA 905 N SECCION 4.0 m x 3.5 m



## GALERIA 905 N SECCION 4.0 m x 3.5 m



**SECUENCIA DE INICIACION**

El corte quemado es en cruz con cuatro taladros de alivio, con una longitud promedio de 3.58 m., se uso 44 taladros con un volumen roto de 47.6 m<sup>3</sup>

Los taladros de producción se cargan con 11 cartuchos disminuyendo a medida que nos alejamos del corte.

Se utiliza espaciadores para desacoplar la carga y así obtener una voladura controlada. Se tiene una eficiencia de avance de 98%

**5.1.9 Sostenimiento.-** El objetivo del sostenimiento es movilizar y conservar la resistencia inherente de la masa rocosa para que llegue a auto soportarse.

En la unidad San Vicente de acuerdo a la calidad del macizo rocoso se realizan los siguientes tipos de sostenimiento:

- Pernos de anclaje Split Set
- Malla metálica electro soldada
- Concreto lanzado simple
- Concreto lanzado con fibra
- Cimbras metálicas

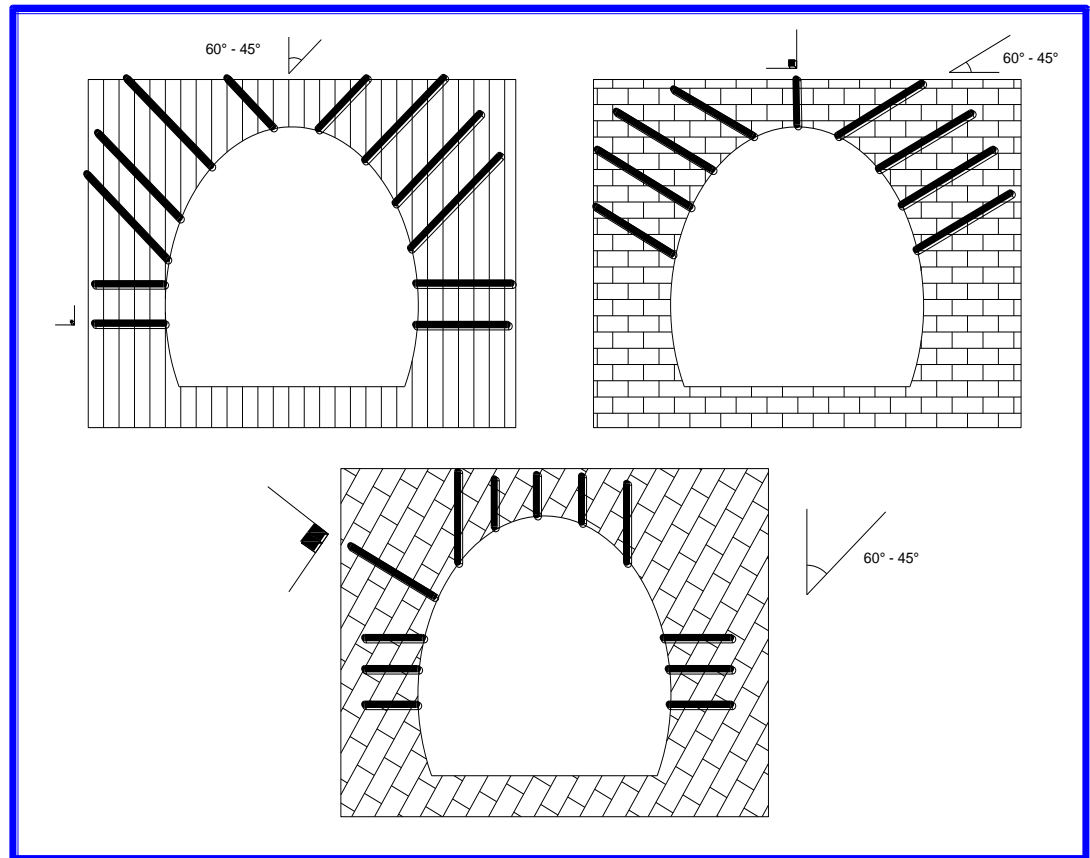
Sostenimiento de acuerdo al tipo de roca en San Vicente:

	TIPO DE ROCA	INDICE "Q"	RMR	SOSTENIMIENTO RECOMENDADO
1	Muy buena	> 40	81 - 100	Ninguno
2	Buena	10 - 40	61 - 80	Pernos ocasionales
3	Regular	4 - 10	41 - 60	Pernos sistematicos
4	Pobre	0.4 - 4	31 - 40	1ra capa de concreto lanzado (e=2") con o sin fibra + pernos sistematicos
5	Muy pobre	0.1 - 0.4	21 - 30	1ra capa de concreto lanzado (e=2") con fibra + pernos sistematicos
6	Extremadamente pobre	0.01 - 0.1	< 20	1ra capa de concreto lanzado (e=2") + pernos sistematicos + 2da capa de concreto lanzado con fibra (e=2")
7	Pesima	< 0.01		revestimiento de concreto armado o cimbra metalica con concreto lanzado preventivo con fibra de 2" de espesor.

	PISO	TECHO	ESTRUCTURA
GEOLOGICAS	Fracturada	Poco fracturada y competente (Caliza negra foliada y estratificada)	Dura a moderadamente dura y medianamente fracturada
COMPRESION	40 - 60 Mpa (baja)	> 100 Mpa (media a dura)	80 - 100 Mpa (media)
HIDROLOGICAS	Humeda	Seca	Seca a humeda
CALIDAD DE ROCA Q	1.0 - 1.5	2.0 - 3.0	1-0 - 2.0
ESR	1.6	1.6	3
ABERTURA MAXIMA SIN SOSTENIMIENTO ( $2*ESR*Q^{0.4}$ )	3.0 a 3.5 m permanente	4.0 a 5.0 m permanente	6.0 a 8.0 Temporal de 1 dia como maximo

**5.1.9.1 Pernos de Anclaje Split set.-** Se utilizan para impedir la desintegración de la roca, reduciendo sus desplazamientos, de esta manera la roca adyacente a la excavación se transforma en un elemento activo del sistema de soporte y virtualmente conforma un arco auto soportante.

## Esquematación del empernado sistemático



El perno Split set son de acero plegado que trabajan a fricción y estos son inflados con agua a presión, otorgándole a la roca una mayor consolidación y adecuándose a sus movimientos iniciales u originados por voladuras cercanas.

**5.1.9.2 Malla de refuerzo.-** Se utiliza para evitar la caída de fragmentos en el área sin la influencia de los pernos, pueden ser de acero de galvanizado el cual es fácilmente moldeable a la forma de excavación y/o de fierro electro soldado que presenta mayor rigidez teniendo el tamaño de las cocadas de 5.0 \* 5.0 cm.

**5.1.9.3 Concreto lanzado (shotcrete) con/sin fibra.-** El principio del shotcrete al igual que el del empernado es impedir las deformaciones del terreno para conservar su resistencia y evitar su desintegración, de allí que el shotcrete no es un elemento estructural soportante, sino una técnica de confinamiento de la roca para evitar su desintegración, por lo tanto debe ser colocado en el momento oportuno y con la rigidez adecuada.

**5.1.9.4 Cimbras metálicas.-** En las operaciones mineras es común emplear el sostenimiento con vigas de acero de sección H, en casos en los cuales el macizo rocoso esta sometido a una extensa y progresiva fracturación y desprendimiento por las cargas insitu, además de los esfuerzos inducidos por la explotación; todo lo cual causa en la corona de la excavación masa de roca suelta que requieren ser sostenidas o también

extensos movimientos de terreno debido a tensiones de campo no hidrostáticas.

**5.1.10 Transporte y transferencia de mineral.-** El acarreo de mineral de los tajos hacia las cámaras de acumulación se realizan con Scooptrams diesel de 2.2 ydas<sup>3</sup>, 3.5 ydas<sup>3</sup> y 6.0 ydas<sup>3</sup>; a partir de estas cámaras son cargados hacia los camiones volvo NL 12 y/o Dumpers, y de ahí trasladados hacia superficie por medio de una locomotora de 10 carros mineros de 10 Tn cada una.



## **5.2 Servicios Auxiliares.-**

**5.2.1 Aire comprimido.-** Para realizar los diversos trabajos de sostenimiento y perforación con maquinas Jack legg se cuenta con 06 compresoras eléctricas Gardner Denver de 375 cfm cada una.

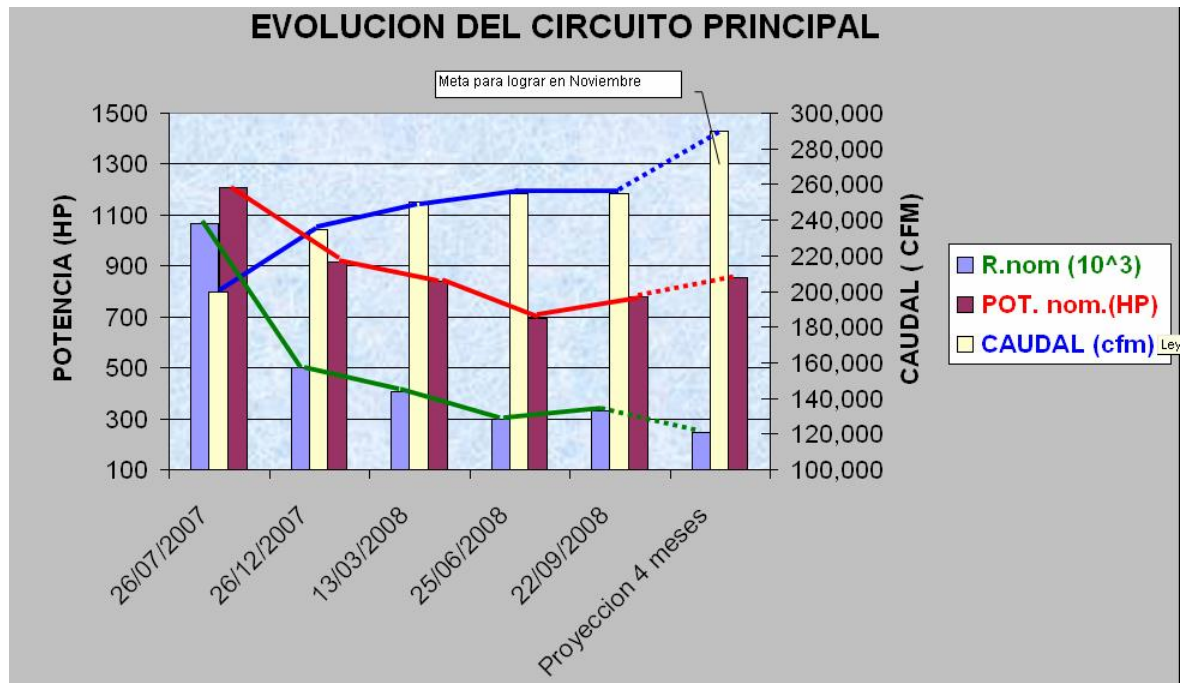
**5.2.2 Ventilación.-** La mina central presenta un requerimiento de aire de 350,000 cfm, pero su caudal movido es de 255,000 cfm.

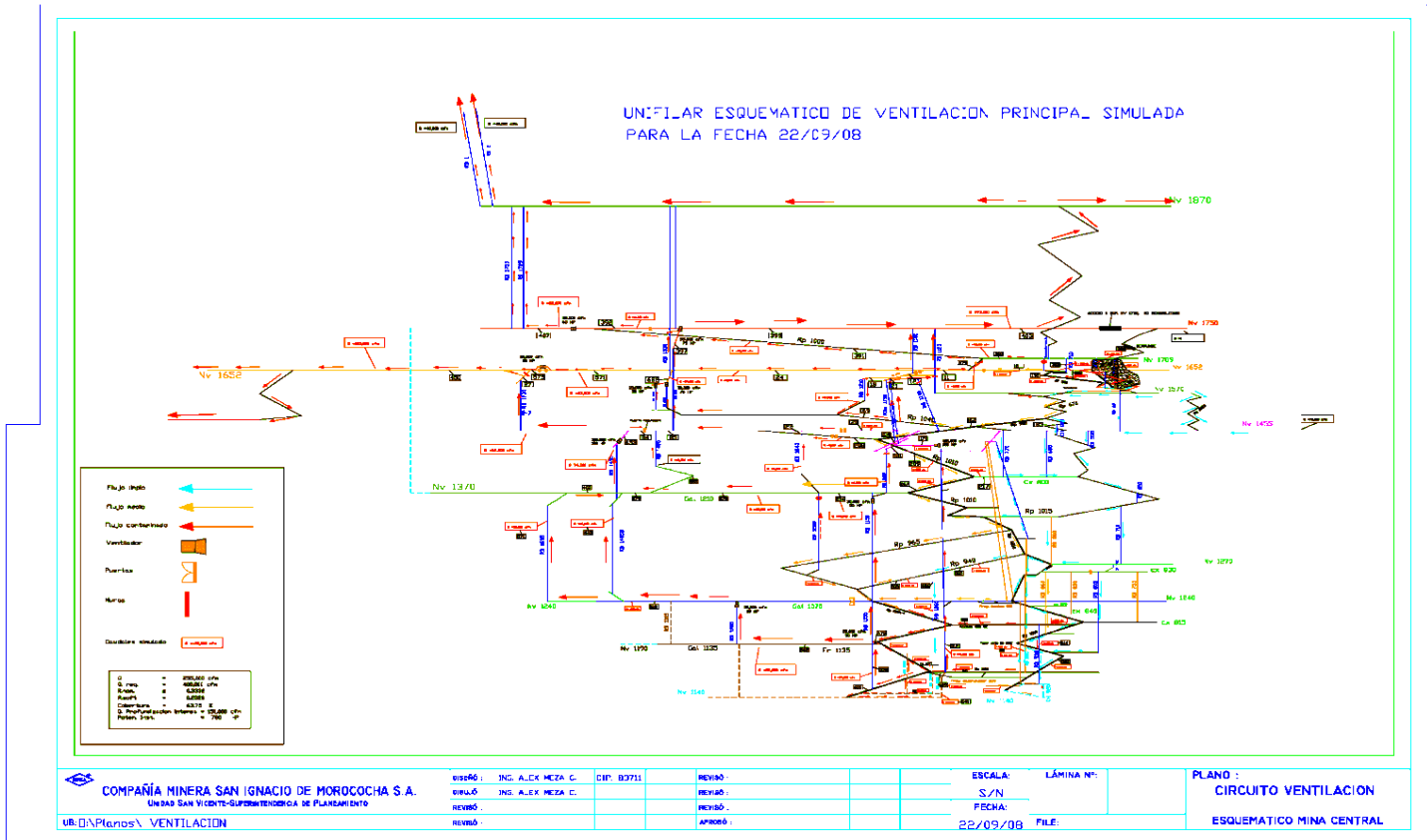
El circuito principal consiste de 4 sub circuitos de los cuales 02 son utilizados para la zona alta y 02 para la zona baja, siendo en la zona alta y el área 20 donde se ventila mediante un By pass y los ventiladores del Nv 1750; de la zona baja se extrae mediante 02 ventiladores principales de 105,000 cfm cada uno.



Realizando un balance general se tiene:

Fecha	HP	Kw	Caudal	R * 1000
26/07/2007	1206	899.31	200,000	1068
26/12/2007	917	683.8	235,000	500
13/03/2008	842	627.88	245,000	405
25/06/2008	695	518.26	255,000	297
22/09/2008	780	581.64	255,000	333
Proyeccion	855	637.57	290,000	248





La red principal de ventilación de la Mina Central presenta como vía de ingreso de aire fresco los niveles 1455 ,1570 y Rp 2525, con los siguientes caudales:

- Nv. 1570 = 150,000 cfm
- Rp 2525 = 20,000 cfm
- Nv. 1455 = 70,000 cfm.

Como se puede observar en el diagrama los ingresos se dan por la zona Sur de Mina Central, a diferencia de la extracción de aire contaminado que se da por el Norte; las vías de extracción principal se dan por los siguientes niveles:

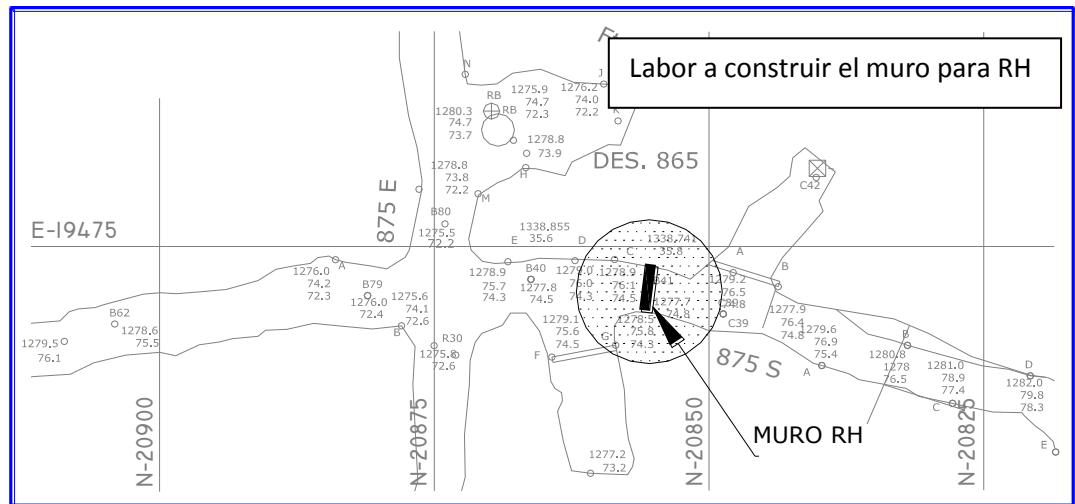
- Nv. 1652 = 124,000 cfm
- Nv. 1870 = 50,000 cfm
- Rb 1 y Rb 2 (raise boring en el norte del Nv. 1870) = 80,000 cfm.

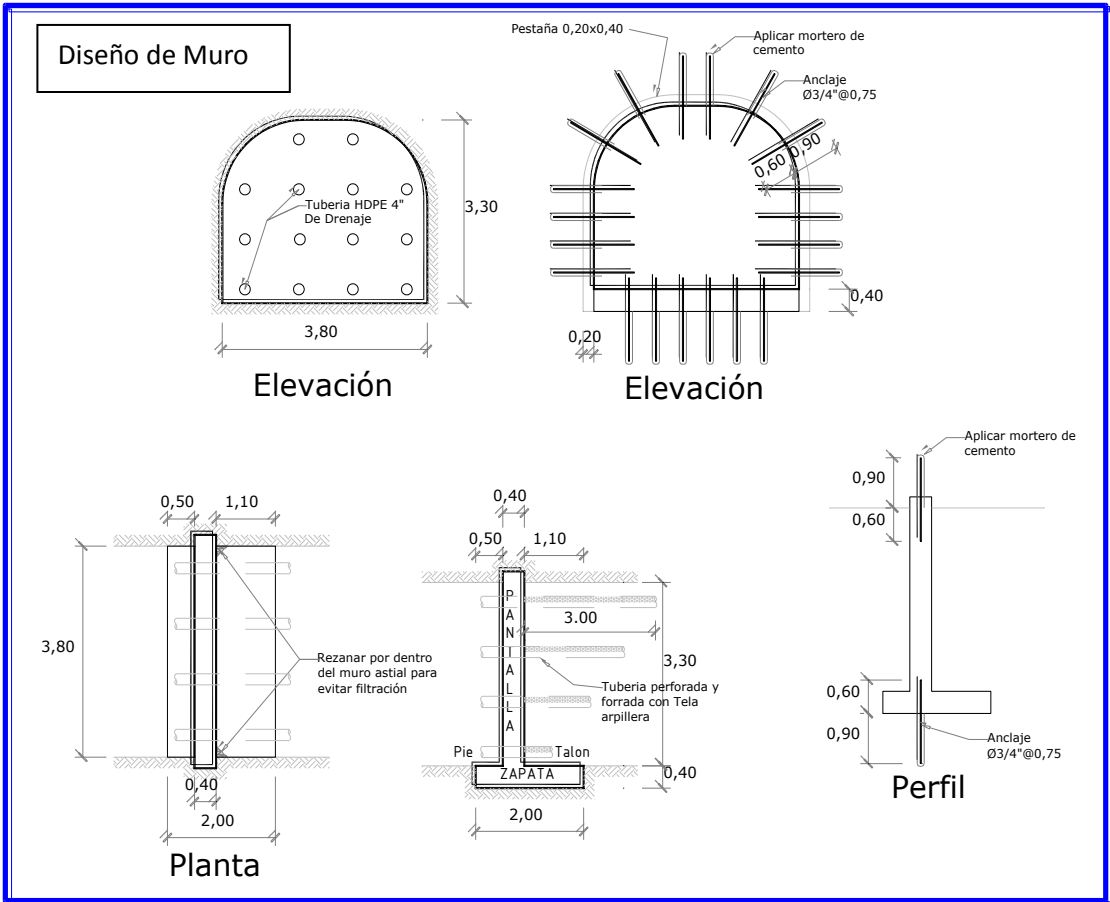
**5.2.3 Red de agua.-** El agua captada para el consumo del campamento viene de la comunidad e antaloma y es tratada en pozas antes de su consumo; mientras que el agua para la zona industrial viene de interior mina.

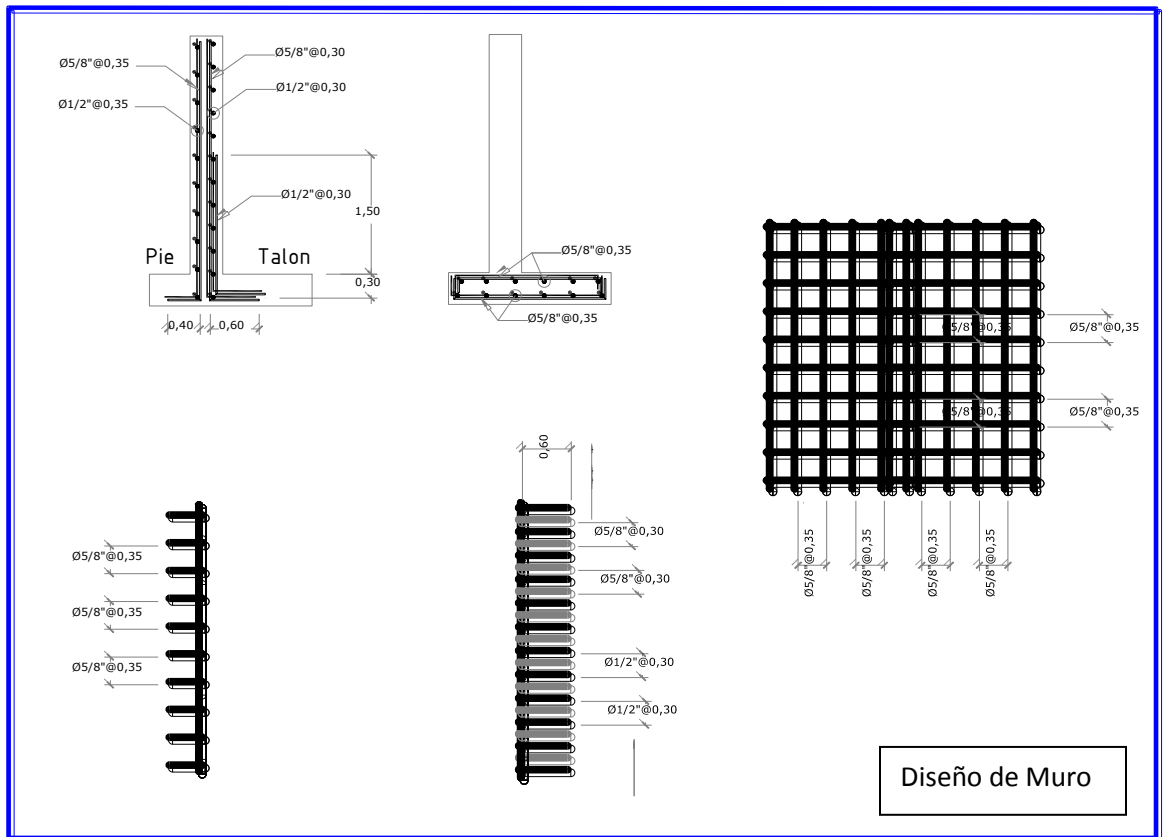
**5.2.4 Relleno Hidráulico.-** El relleno hidráulico utilizado en la mina San Vicente es una mezcla de relave agua, la cual proviene del relave final clasificado en los ciclones de la planta concentradora; el 60% son gruesos bombeados a la mina y el 40% son finos enviados a la cancha de relave.

Estos son transportados mediante tuberías de fierro y HDP hacia interior mina por una longitud de 3 km y hacia la chancha de relave por una longitud de 6.0 km (Schedule 80 de 5" Ø y con una longitud 4.5 km. Schedule 80 de 6" Ø y con una longitud 1.5 km.).

**5.2.4.1 Diseños de muros.-** los diseños de los muros de contención para el relleno hidráulico depende de la sección de la labor a cerrar como por ejemplo podemos observar en el siguiente grafico:







## 5.2.5 Energía eléctrica.-

**5.2.5.1 Generación Hidráulica.-** Esta compuesto por dos centrales ubicadas en Tingo (Monobamba) Provincia de Jauja, con una bocatoma común, usando las aguas del río Monobamba distante a 2 Km. de las salas de maquinas.

**5.2.5.2 Sistema Interconectado.**- Puesto en operación desde 5 setiembre 2001 y cuenta con:

- **Sub Estación Puntayacu:** En este punto se recibe la energía de Electro centro a nivel de tensión de 44 KV.
- **Línea Sub Transmisión Puntayacu – San Vicente II:** La energía de Electro centró es transportada por esta línea compuesta de 42 torres de estructuras de fierro galvanizado, y cable de aluminio desnudo de 70 mm<sup>2</sup>, cuyo recorrido es de 11 Km.
- **Sub Estación San Vicente II :** Se recibe la energía de Electro Perú (por las líneas de Electro centró y Cemento Andino) y luego de pasar por sistemas de medición y su seccionador e interruptor se conecta al transformador de potencia de 13 MVA que reduce los 44 Kv a 35 Kv y con este nivel de tensión es recepcionado por las celdas de llegada y luego de ser controlado por un sistema de sincronización se conecta a san Vicente IV en nivel de 35 Kv.

### 5.2.5.3 Generacion Térmica.-

- **Grupos:** se cuenta con los grupos térmicos en el siguiente orden:

	Grupo	Potencia Instalada	Estado	Potencia Real	Nivel tension Salida
<b>Caterpillar</b>	CAT 024	550 Kw	Operativo	725 Kw	460 Kv
	CAT 025	550 Kw	Operativo	725 Kw	
	CAT 026	550 Kw	Operativo	725 Kw	
	CAT 014	500 Kw	Operativo	800 Kw	
	CAT 023	700 Kw	Operativo	1,020 Kw	2,300 Kv
	CAT 002	365 Kw	Stand Bye	240 Kw	460 Kv
	CAT 003	365 Kw	Stand Bye	240 Kw	
<b>FairBanks Morse</b>	FM 0005	700 Kw	Operativo	1,136 Kw	2,300 Kv
	FM 0006	650 Kw	Operativo	1,136 Kw	
	FM 0008	650 Kw	Operativo	1,136 Kw	
	FM 0009	650 Kw	Operativo	1,000 Kw	
	FM 0010	1,300 Kw	Operativo	1,600 Kw	4,160 Kv
	FM 0011	1,400 Kw	Operativo	2,000 Kw	
<b>JHON DEERE</b>		440 Kw	Stand Bye	330 Kw	460 Kv
<b>Total Potencia Real</b>				<b>12,813 Kw</b>	

- **Sub Estación San Vicente IV:** recibe energía tanto de Electro Perú e Hidros Monobamba, pasando por sistemas de medición y su interruptor se conecta al transformador de potencia de 12 MVA que reduce los 35 kV a 10 kV y allí es llevado a los centros de consumo de la Unidad San Vicente.



**5.2.5.4 Cargas.-** Se tiene 05 cargas distribuidas:

Circuito	Potencia Instalada	Potencia Actual	Estado
Mina Sur 1	4,500 Kw	1,900 Kw	Operativo
Mina Sur 2	4,500 Kw	0 Kw	Stand Bye
Mina Sur 3	4,300 Kw	2,100 Kw	Operativo
Mina Norte	3,600 Kw	1,900 Kw	Operativo
Planta Concentradora	4,500 Kw	1,900 Kw	Operativo
Orcopunco	12,000 Kw	3,600 Kw	Operativo
<b>Total</b>		<b>11,400 Kw</b>	

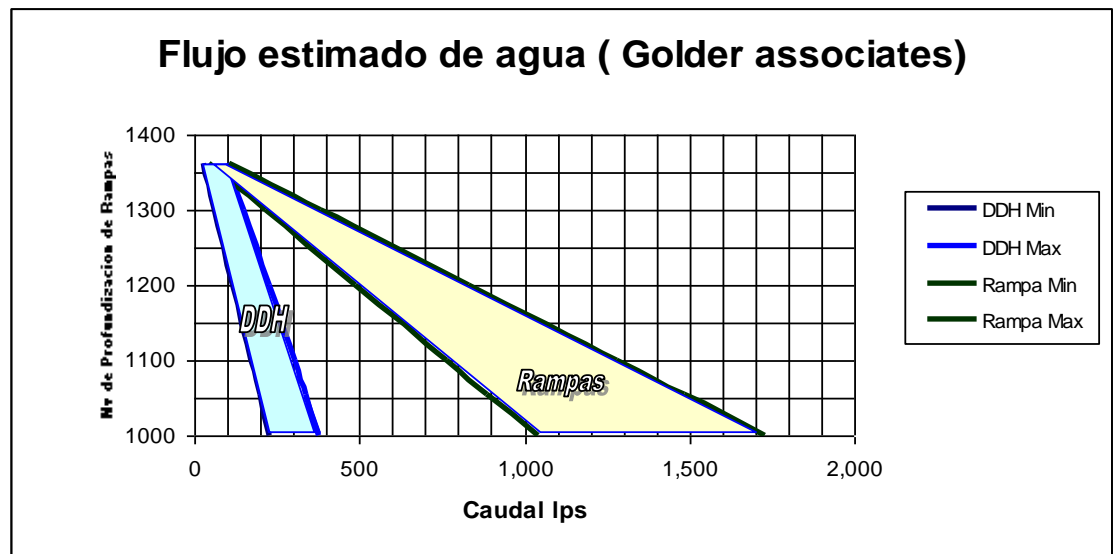
**5.2.5.5 Sistema Electro centró (Aynamayo).-** se cuenta con un circuito alterno que llega de la SE de Chunchuyacu hasta la S.E de Aynamayo de 22.9 / 10 kV, con una potencia contratada de 950 Kw para 02 molinos, Oficinas, Campamentos y Bomba Mars.

**5.2.6 Bombeo.-** El nivel actual de drenaje en la Mina San Vicente es le Nv. 1455 por la cual se extrae aproximadamente 1,000 l/s de agua, el cual es evacuado mediante la estación de bombeo 920.

Dicha estación de bombeo cuenta con 05 bombas de 1,500 HP con una capacidad de 300 l/s cada una, adicionalmente se tiene una bomba de Stand Bye con la cual en total se podrá evacuar hasta 1,800 l/s.

La altura de bombeo en una sola etapa es de 226 m, mediante 3 tuberías de 12" cada una.

Mediante este diseño se ha podido reducir 1,000 Kw de energía eléctrica, se ha obtenido confiabilidad en el sistema de bombeo, se ha eliminado la recirculación del agua en 100 l/s, se ha reducido 400,000 US\$/año en costos operativos, entre otros.



## CAPITULO VI

### SEGURIDAD Y CONTROL DE PÉRDIDAS

**6.1 Definición.-** Actualmente SIMSA trabaja con un sistema propio de seguridad llamado Control y prevención de riesgos el cual está basado en 9 planes.

**6.1.1 Seguridad.-** Es una disciplina que tiene por objeto evitar la generación de accidentes de trabajo y los daños que estos generan fundamentalmente a las personas, pero también a la propiedad y medio ambiente.

**6.1.2 Iper.-** Es la identificación de Peligros y evaluación de Riesgos.

**6.1.3 Peligro.-** Es todo aquello que tiene el potencial de causar daño o lesión a las personas, equipos, procesos o al medio ambiente.

**6.1.4 Riesgo.-** Es la posibilidad de que el peligro cause el daño

**6.1.5 Incidente.-** Es un acontecimiento no deseado que deteriora o podría deteriorar la eficiencia de la operación en la empresa.

**6.1.6 Cuasi accidente.-** Es un acontecimiento no deseado que bajo circunstancias un poco diferentes podría haber resultado en una lesión personal o en daño a la propiedad.

**6.1.7 Accidente.-** Es un acontecimiento no deseado que provoca lesión a las personas y/o daño a la propiedad.

**6.1.8 Control.-** es la forma como se maneja el peligro y/o Riesgo para que estos no causen daño. Entre los controles tenemos:

- Los Estándares, los cuales nos indican de acuerdo al diseño la sección de una labor, ubicación de los materiales, herramientas, tuberías, etc.
- Los Procedimientos, los cuales nos indican paso a paso la manera de realizar una tarea específica.
- Los Permisos de trabajo, los cuales se utilizan para realizar una actividad de alto riesgo.
- Sistema de Bloqueo (lock out y tag out), el cual se utiliza en las reparaciones eléctricas, instalaciones de servicios auxiliares como mangas de ventilación, tuberías de aire comprimido, etc.
- Investigación, de los incidentes los cuales nos ayudaran a que estos no vuelvan a ocurrir.
- Los reportes de incidentes, el cual nos va a ayudar a controlar los peligros y/o riesgos existentes en las diferentes áreas de trabajo.
- La Capacitación, con la cual se tendrá a los colaboradores y supervisión actualizados en las diversos temas operativos.

- Las Observaciones planeadas, las cuales nos darán la información necesaria para saber con precisión y confiabilidad que todos los trabajos críticos se están ejecutando con un máximo de eficiencia.
- Las Inspecciones planeadas, las cuales se deben de ejecutar en forma programada, regular, sistemática y que cubra íntegramente el medio ambiente para detectar, analizar y corregir deficiencias.
- Las Inspecciones no planeadas, que es aquella que realiza la supervisión en forma espontanea a un lugar o equipo como parte normal de sus actividades durante los desplazamientos habituales en el área a su cargo.

**6.2 Planes de Seguridad SIMSA.-** El plan de control de pérdidas de SIMSA es un instrumento que facilita el logro de los objetivos y de las metas económicas y sociales de la empresa, al reducir las pérdidas por daños a la propiedad y lesiones a los trabajadores.

El Plan de seguridad SIMSA consta de 9 planes:

- **Liderazgo y compromiso directivo**, el cual tiene como finalidad definir roles, responsables, autoridad ya autonomía de los diferentes niveles de la organización, así como mejorar procesos, realizar un liderazgo interactivo, reconocimiento a los colaboradores y supervisión, realizar análisis de resultados y controles de riesgo.
- **Capacitación**, cuyo propósito es fortalecer los conocimientos, habilidades, actitudes, para mejorar el desempeño incrementando con ello la productividad, mejorando la calidad de trabajo, disminuyendo los costos y reduciendo las perdidas por incidente de todo tipo.
- **Inspección y mantenimiento**, el cual tiene como finalidad de mantener las condiciones físicas, equipos y sus partes críticas, maquinas, instalaciones y herramientas a través de verificaciones oportunas para asegurar el estado de conservación, funcionamiento y al medio ambiente.

- **Información e investigación de accidentes**, con el cual se debe establecer las causas básicas de los incidentes que se produzcan a fin de corregir las fallas, omisiones y debilidades del sistema administrativo para evitar la repetición de ellos.
- **Procedimientos de trabajo**, Establecer la forma correcta de realizar las tareas de la empresa, incorporando todas las variables de un trabajo bien hecho; Productividad, Seguridad e Higiene Industrial, Ergonomía, Costo, Calidad y medio Ambiente.
- **Normas y reglamentos**, cuyo propósito es cumplir con las disposiciones legales relacionadas con las operaciones de la empresa; reglamento de seguridad e higiene minera (MEM), reglamento de medio ambiente, reglamentación de salud ocupacional, etc. Como también establecer normativas internas generales que se permitan regular el comportamiento frente a las actividades globales y específicas que se desarrollan en la empresa; tales como: tránsito de vehículos, operaciones de maquinaria pesada, desatado, sostenimiento, etc.



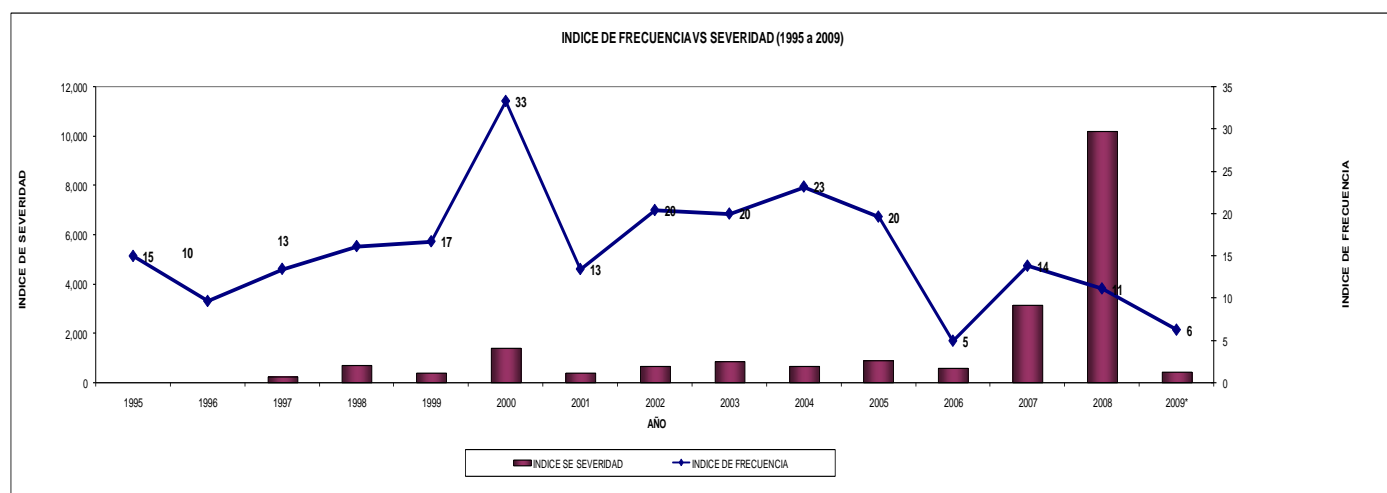
- **Preparación para la emergencia**, cuyo propósito es disponer de una organización y sistema que permitan actuar ante una emergencia a objeto de minimizar las pérdidas generadas por esta.
- **Higiene y medicina del trabajo**, cuyo propósito es proteger la salud del personal expuesto a agentes nocivos, así como establecer un sistema de evaluación preventiva tanto del ambiente de trabajo como de los trabajadores expuestos.
- **Medio Ambiente**, cuyo propósito es proteger el medio externo (entorno) a la industria, comprometiendo los aspectos poblacionales, flora, fauna y ecosistema.

**6.3 Estadísticas.-** Entre las estadísticas de accidentes en SIMSA en los últimos 14 años se puede observar en el siguiente grafico:

## DATOS ESTADISTICOS 2005 AL 2009

	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009*
ACC. TRIVIALES	35	31	15	30	30	50	57	22	38	50	50	66	92	115	42	8
ACC. INCAPACITANTES	19	29	18	22	28	34	71	20	28	30	43	33	12	51	30	7
ACC. FATALES	3	1	0	3	2	6	3	1	1	0	0	0	0	2	5	0
DIAS PERDIDOS EFECTIVOS	0	0	0	487	1,309	950	3,124	640	944	1,274	1,271	1,532	1,447	12,158	32,115	479
ACC CON DAÑO ECONOMICO						390	457	356	292	181	256	163	194	135	46	22
COSTO ACC DAÑO ECONOMICO						1,086,776	2,169,866	325,700	165,243	127,088	135,728	134,360	225,132	210,540	189,884	184,370
INCIDENTES						57	43	296	245	235	267	454	517	759	1161	452
NUMERO DE TRABAJADORES				724	803	1,013	928	627	568	613	766	631	847	1,377	1205	800
HORAS HOMBRE TRABAJADAS	1,677,343	2,004,112	1,867,380	1,859,583	1,859,583	2,394,782	2,221,110	1,564,302	1,421,362	1,501,111	1,854,581	1,681,381	2,432,863	#####	3,147,471	1,122,095
INDICE DE FRECUENCIA	13.12	14.97	9.64	13.44	16.13	16.70	33.32	13.42	20.40	19.99	23.19	19.63	4.93	13.81	11.12	6.24
INDICE SE SEVERIDAD	0	0	0	262	704	397	1,407	409	664	849	685	911	595	3,168	10,203	427
INDICE DE ACCIDENTABILIDAD	0.00	0.00	0.00	3.52	11.36	6.63	46.86	5.49	13.55	16.96	15.89	17.88	2.93	43.76	113.46	2.66
TLI	2.62	2.99	1.93	2.69	3.23	3.34	6.66	2.68	4.08	4.00	4.64	3.93	0.99	2.76	2.22	1.25

\* 2009 ACTUALIZADO A JULIO



## 6.4 Índices de seguridad.-

**6.4.1 Índice de frecuencia.-** Es el número de accidentes fatales e incapacitantes por cada millón de horas hombre trabajadas.

Se calcula con la siguiente fórmula:

$$IF = \frac{N^{\circ} \text{ accidentes} * 1,000,000 (N^{\circ} \text{ Accidentes} = \text{Incapacitantes} + \text{Fatales})}{\text{Horas Hombre trabajadas}}$$

**6.4.2 Índice de severidad.-** es el número de días perdidos o cargados por cada millón de horas hombres trabajados.

Se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$IS = \frac{N^{\circ} \text{ días perdidos o cargados} * 1.000.000}{\text{Horas hombres trabajados}}$$

**6.4.3 Índice de accidentabilidad.-** Es una medición que combina el índice de frecuencia con tiempo perdido (IF) y el índice de severidad de lesiones (IS), como un medio de clasificar a las empresas mineras.

El índice de accidentabilidad es el producto del valor del índice de frecuencia por el índice de severidad dividido entre 1,000

$$IA = IF * IS / 1,000$$

**6.5 Medio Ambiente.-** SIMSA, dentro de su plan estratégico del manejo sostenible y entendiendo una nueva realidad nacional y mundial en el cual el desarrollo de la empresa se está realizando en conjunto con las comunidades de su entorno con proyectos sociales como:

- Fortalecimiento y desarrollo de capacidades sociales,
- Desarrollo productivo,
- Educación ambiental y promoción cultural,
- Programa de desarrollo humano (Salud, educación, vivienda y saneamiento),
- Comunicaciones y difusión,
- Propiedades y uso de tierras,
- Apoyo social.



**Biohuertos**

**Crianza de abejas**

## CAPITULO VII

### MEJORA DE LA DISPONIBILIDAD Y CONFIABILIDAD MECANICA DE LOS EQUIPOS EN LA MINA SAN VICENTE

**7.1 Antecedente.-** Actualmente existe una baja confiabilidad y disponibilidad de equipos, lo que se refleja en un bajo metrado en labores de avances en desarrollo, exploración preparación y explotación. Adicional a esto existe un alto costo de mantenimiento.

**7.2 Objetivo.-** Mejorar la confiabilidad y disponibilidad de los equipos para dar un soporte adecuado a la operación el cual garantice el cumplimiento de las metas de trazadas por la empresa como son las labores en desarrollo, exploración, preparación y explotación, generando de esta forma un mayor beneficio económico para la empresa.

**7.3 Amplitud.-** Para el estudio se considero las siguientes flotas de equipos que se utilizan en la mina San Vicente:

- Scooptram de 2.2 ydas<sup>3</sup>
- Scooptram de 3.5 ydas<sup>3</sup>
- Scooptram de 4.1 ydas<sup>3</sup>
- Scooptram de 6.0 ydas<sup>33</sup>
- Jumbos emperadores de sostenimiento tipo H 281
- Jumbos de avance tipo H 281
- Camión de bajo perfil
- Camión volvo tipo NL 12

Con la perspectiva de hacer una evaluación integral que permita a la gerencia tomar decisiones se ha considerado el uso de estas flotas en toda la operación

de SIMSA y en todas las actividades de un proceso tales como las labores de desarrollo, exploración, preparación, explotación.

Como primer punto que se define para el presente trabajo es el horizonte del proyecto, para lo cual es necesario definir este parámetro el que nos indicara en qué nivel de inversiones podemos incurrir y con esa variable definir las alternativas a presentar.

Para ello se ha evaluado el cuadro histórico de reservas de SIMSA desde el año 2004 hasta el 2009 del cual podemos concluir que SIMSA todos los años repone el volumen extraído (a excepción del año 2002), por lo tanto estimamos que es razonable considerar un horizonte de 5 años.



**RESERVAS POR AÑOS**

	2004	2005	2006	2007	2008	2009 (Jul)
Al 1ro de Enero	4348858	3984514	4010688	2400434	2447527	2501272
Extraído	711224	533826	380112	430368	523818	250504
Cubicado	346880	560000	210000	477407	577563	257000
Al 31 de Diciembre	3984514	4010688	2400434	2447527	2501272	2507768

**7.4 Evaluación de la situación actual.-** Se considera como un punto fundamental el definir cuál es el panorama a la fecha, para lo cual se ha desarrollado lo siguiente:

**Recopilación de información**

De la producción

- Proyección de preparación y producción a mediano y largo plazo

- Requerimiento estimado de equipos en número y en horas por área

#### De la flota actual de equipos

- Antigüedad, horas totales y por componentes de equipos
- Horas de equipos mes por mes desde 2008
- Datos para cálculo de DM desde 2008 por equipos mes por mes
- Situación actual de los equipos, requerimientos de mantenimiento.
- Costo Unitario de equipos
- Evaluación de cada equipo, requerimientos actuales de mantenimiento
- Programa de mantenimiento a largo plazo para la flota actual
- Relación de ítems en stock

## De equipos alquilados

- Contratos de alquiler actuales
- Tarifas de alquiler de diferentes proveedores y diferentes modalidades, considerar también alquiler venta

## De equipos en venta

- Precios de equipos nuevos con alternativas de financiamiento de parte de los proveedores
- Programa de mantenimiento a largo plazo para posibles equipos nuevos
- Depreciación y/o gastos financieros correspondientes a equipos y plan futuro de depreciación

## Otros datos

- Fórmulas de disponibilidad mecánica
- Otras alternativas con tecnologías diferentes.



**7.6 Requerimiento de Flotas de equipos en número de equipos y horas por zonas.-** De acuerdo a la data de producción y avances proyectados para el próximo quinquenio, se obtiene la siguiente información:

**HORAS REQUERIDAS PARA EL PROXIMO QUINQUENIO**

FLOTA DE EQUIPOS	2010	2011	2012	2013	2014	Total
SCOOP ST 2.2	10,053	13,133	14,467	14,467	14,467	66,587
SCOOP ST 3.5	10,272	11,673	14,340	14,340	14,340	64,965
SCOOP ST 4.1	9,699	13,639	15,773	15,773	15,773	70,657
SCOOP ST 6.0	15,133	15,782	16,226	16,226	16,226	79,593
CAMION 20 TN	13,592	12,101	12,101	12,101	12,101	61,996
CAMION VOLVO	38,198	46,865	53,401	53,401	53,401	245,266
JUMBO AVANCE	21,492	24,766	27,236	27,236	27,236	127,966
JUMBO SOSTENIMIENTO	10,336	12,301	12,782	12,782	12,782	60,983

**CANTIDAD DE EQUIPOS REQUERIDO (CALCULADO)**

FLOTA DE EQUIPOS	2010	2011	2012	2013	2014
SCOOP ST 2.2	2	2	2	2	2
SCOOP ST 3.5	2	2	2	2	2
SCOOP ST 4.1	2	2	3	3	3
SCOOP ST 6.0	3	3	3	3	3
CAMION 20 TN	2	2	2	2	2
CAMION VOLVO	6	8	9	9	9
JUMBO AVANCE	4	4	5	5	5
JUMBO SOSTENIMIENTO	2	2	2	2	2

**7.7 Datos técnicos de la flota de equipos.-** Son la partida de nacimiento y estado final en que se encuentran los equipos, el cual se muestra en el siguiente cuadro:

FLOTA	MARCA	MODELO	AÑO FAB	EDAD	DM	HC	UHO	OBSERVACIONES	Cotiz. de reparacion	Estado actual
<b>Scooptram 3.5 yd<sup>3</sup></b>										
002-071	WAGNER	ST 3 1/2	1,989	20	75%	44,868	8,533		100,000	Operativo
002-072	WAGNER	ST 3 1/2	1,989	20	55%	51,694	10,880		130,000	Reparacion mayor
002-073	WAGNER	ST 3.5	1,997	12	83%	26,763	6,547	Over Hauld	150,000	Operativo
002-074	WAGNER	ST 3.5	1,997	12	0%	23,950	12,007	En reparacion	140,000	Reparacion mayor
002-079	WAGNER	ST 710	2,004	5	44%	5,912	5,912		150,000	Operativo
<b>Scooptram 6.0 yd3</b>										
002-061	WAGNER	ST 6.0	1,986	23	0%	68,782	16,454		200,000	Fuera de servicio
002-064	WAGNER	ST 6.0	1,988	21	0%	69,963	26,429		200,000	Reparacion mayor
002-065	WAGNER	ST 6.0	1,988	21	37%	71,205	24,780	Considerado a baja	170,000	Operativo
002-090	TAMROCK	TORO 450 D	2,000	9	91%	18,906	6,935	Requiere reparacion mayor	120,000	Operativo
002-091	TAMROCK	TORO 007	2,003	6	2%	7,905	7,905		40,000	Operativo
<b>Camion MT</b>										
004-022	WAGNER	MT 420B	1,998	11	91%	27,338	10,006	Requiere reparacion mayor	160,000	Operativo
004-024	WAGNER	MT 2000	2,000	9	72%	16,126	3,279	Requiere reparacion mayor	100,000	Operativo
<b>Camion Volvo</b>										
004-050	VOLVO	NL 12	2,003	6	81%	13,585	13,585	Requiere OH	90,000	Operativo
004-052	VOLVO	NL 12	2,003	6	0%	13,940	13,940	Requiere OH	90,000	Fuera de servicio
004-053	VOLVO	NL 12	2,003	6	81%	15,112	15,112	Requiere OH	90,000	Fuera de servicio
004-062	VOLVO	NL 12	2,006	3	92%	5,046	5,046		80,000	
004-064	VOLVO	NL 10	2,006	3	62%	5,046	5,046		80,000	
<b>Jumbo de sostenimiento</b>										
001-009	ATLAS	H - 126	1,987	22	86%	28,000	2,305		50,000	Operativo
001-020	ATLAS	H - 281	1,999	10	0%	8,535	3,076	En reparacion	20,000	Reparacion mayor
001-023	ATLAS	H - 126	2,000	9	85%	4,289	670		120,000	Operativo
<b>Jumbo de avance</b>										
001-011	ATLAS	H - 126	1,988	21	87%	25,614	1,636	Requiere OH	135,000	Operativo
001-015	ATLAS	H - 126	1,990	19	90%	23,678	5,614	Requiere OH	135,000	Operativo

Leyenda:  
DM: Disponibilidad mecanica  
HC : Horas desde su compra  
UHO: Horas desde su ultimo OH  
OH: Over hauld

**7.8 Hora de equipo por mes.-** Son las horas de los equipos trabajados en el campo, el cual incluye movilización, traslado, horas de operación, etc.

EQUIPOS	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	TOTAL
<b>Scooptram 3.5 yd<sup>3</sup></b>									
002-071	466	284	272	164	80	568	244	511	2,589
002-072	330	349	349	266	346	324	295	298	2,557
002-073	357	344	306	439	476	426	440	488	3,276
002-074	423	358	287	330	146				1,544
002-079	222	304	420	405	431	239	433	105	2,559
<b>Scooptram 6.0 yd3</b>									
002-061	402	365	445	557	128				1,897
002-064	524	469	478	499	422	466	496	333	3,687
002-065	457	422	445	45	381	347	385	361	2,843
002-090	396	284	336	304	449	420	110	348	2,647
002-091	513	478	262	418	320	311	314	203	2,819
<b>Camion MT</b>									
004-022	302	236	204	334	352	315	455	258	2,456
004-024	442	329	266	384	354	319	192	349	2,635
<b>Camion Volvo</b>									0
004-050	437	374	239	320	186	381	128	327	2,392
004-052	416	402	340	398	405	265	217	357	2,800
004-053	405	337	356	233	215	180	404	127	2,257
004-062	325	134	294	248	229	247	370	329	2,176
004-064	355	245	335	156	198	120	144	184	1,737
<b>Jumbo de avance</b>									0
001-009 (percusion)	224	159	101	122	250	302	287	205	1,650
001-020 (percusion)	263	238	113	45	224	199	226	160	1,468
001-023 (percusion)	122	62	46	85	82	48	41	34	520
<b>Jumbo de sostenimiento</b>									0
001-011 (percusion)	108	93	106	114	69	58	62	69	679
001-015 (percusion)	223	182	237	173	156	181	147	178	1,477



**7.9 Cálculo de costos unitarios por equipo.-** Se considera el costo de repuestos, reparación incurrida en el equipo entre las horas trabajadas, adicionándole la mano de obra por reparación.

FLOTA	EQUIPO	2009								TOTAL US\$	TOTAL Hrs	US\$/Hr	US\$/Hr + M.Obra
		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO				
Sc 3.5	002-071	1,025	3,604	9,072	2,219	4,019	4,113	3,560	8,147	35,759	2,589	14	22
	002-072	2,863	1,399	1,855	3,670	2,543	1,395	1,091	1,827	16,643	2,557	7	15
	002-073	5,163	1,833	18,209	6,533	7,230	2,257	2,041	3,649	46,915	3,276	14	23
	002-074	1,716	3,907	2,349	2,900	4,129	440	137		15,578	1,544	10	18
	002-079	6,865	5,826	1,755	5,142	2,339	2,495	4,788	988	30,198	2,559	12	20
<b>Total Sc 3.5</b>		<b>17,632</b>	<b>16,569</b>	<b>33,240</b>	<b>20,464</b>	<b>20,260</b>	<b>10,700</b>	<b>11,617</b>	<b>14,611</b>	<b>145,093</b>	<b>12,525</b>	<b>12</b>	<b>20</b>
Sc 6.0	002-061	6,811	8,481	7,381	2,969	5,282	4,471	4,155	1,986	41,536	1,897	22	30
	002-064	3,182	6,283	2,762	2,738	4,354	3,104	4,735	8,476	35,634	3,687	10	18
	002-065	8,743	3,232	3,777	1,800	2,659	10,126	5,462	3,076	38,875	2,843	14	22
	002-090	4,053	3,730	3,958	1,245	1,913	2,429	2,578	1,551	21,457	2,647	8	16
	002-091	6,659	6,121	11,423	4,202	4,132	13,195	4,323	1,162	51,217	2,819	18	27
<b>Total Sc 6.0</b>		<b>29,448</b>	<b>27,847</b>	<b>29,301</b>	<b>12,954</b>	<b>18,340</b>	<b>33,325</b>	<b>21,253</b>	<b>16,251</b>	<b>188,719</b>	<b>13,893</b>	<b>14</b>	<b>22</b>
Cam 20	004 - 022	8,845	1,187	1,281	1,857	2,251	8,903	4,284	2,378	30,986	2,456	13	21
	004 - 024	3,359	2,225	5,256	802	1,579	5,288	1,891	2,772	23,172	2,635	9	17
<b>Total Cm 20</b>		<b>12,204</b>	<b>3,412</b>	<b>6,537</b>	<b>2,659</b>	<b>3,830</b>	<b>14,191</b>	<b>6,175</b>	<b>5,150</b>	<b>54,158</b>	<b>5,091</b>	<b>11</b>	<b>19</b>
Volvo	004 - 050	3,469	4,314	4,972	3,453	4,301	6,832	1,647	4,244	33,232	2,392	14	22
	004 - 052	6,089	4,270	5,910	3,376	5,351	5,755	2,033	5,709	38,493	2,800	14	22
	004 - 053	6,136	1,490	2,104	2,341	6,359	1,747	3,718	4,438	28,333	2,257	13	21
	004 - 062	1,594	2,000	11,234	7,406	2,589	2,320	550	973	28,666	1,792	16	24
	004 - 063	1,594	3,500	5,002	2,200	116	2,270	489	7,382	22,553	1,543	15	23
<b>Total Volvo</b>		<b>18,882</b>	<b>15,574</b>	<b>29,222</b>	<b>18,776</b>	<b>18,716</b>	<b>18,924</b>	<b>8,437</b>	<b>22,746</b>	<b>151,277</b>	<b>10,784</b>	<b>14</b>	<b>22</b>
Jumbo	001 - 009	2,109	6,501	2,858	1,670	3,541	4,209	7,593	4,887	33,368	1,650	20	28
	001 - 011	2,128	6,061	6,354	6,003	9,222	12,642	5,479	4,318	52,207	679	77	85
	001 - 015	6,675	8,642	3,928	4,407	2,876	2,874	5,467	5,822	40,691	1,477	28	36
	001 - 020	7,944	3,004	5,654	6,390	3,342	3,883	19,659	6,081	55,957	1,468	38	46
	001 - 023	4,717	3,105	1,776	11,784	3,019	6,205	2,146	5,882	38,634	520	74	82
<b>Total Jumbo</b>		<b>23,573</b>	<b>27,313</b>	<b>20,570</b>	<b>30,254</b>	<b>22,000</b>	<b>29,813</b>	<b>40,344</b>	<b>26,990</b>	<b>220,857</b>	<b>5,794</b>	<b>38</b>	<b>46</b>
<b>Total General</b>		<b>101,739</b>	<b>90,715</b>	<b>118,870</b>	<b>85,107</b>	<b>83,146</b>	<b>106,953</b>	<b>87,826</b>	<b>85,748</b>	<b>760,104</b>	<b>48,087</b>		

### 7.10 Cotización de equipos y costos de Over Haul.-

EQUIPOS	PRECIO US\$	OVER HAULD US\$	OBSERVACION
<b>SCOOPTRAM 2.2 yd<sup>3</sup></b>			
Sc 2.2 (WAGNER ST 2G)	200,000	80,000	Proveedor Atlas Copco
<b>SCOOPTRAM 3.5 yd<sup>3</sup></b>			
Sc 3.5 (WAGNER ST 3.5)	250,000	115,000	Descontinuado
SC ST 710	315,000	192,000	Proveedor Atlas Copco
Sc 4.1 (Elphisntone R1300)	325,000		Proveedor ferreyros
<b>SCOOPTRAM 6.0 yd<sup>3</sup></b>			
SC 6.0 (WAGNER ST 6C)	350,000	145,000	Descontinuado
SC ST 1020	375,000		Proveedor Atlas Copco
<b>JUMBO DE AVANCE</b>			
Boomer 281 - COP 1238	290,000	130,000	Proveedor Atlas Copco
AXERA (2001)	250,000	120,000	Proveedor Sandvik
<b>JUMBO DE SOSTENIMIENTO</b>			
Boomer H - 126 COP 1032	260,000	135,000	Descontinuado
<b>CAMION DUMPER</b>			
Dumper MT 2000	200,000	120,000	Proveedor Sandvik
<b>CAMION VOLVO</b>			
VOLVO NL 12	120,000	60,000	Descontinuado
VOLVO FM12	120,000		proveedor VOLVO

**7.11 Cláusulas de contratos de equipos.-** Debido a la realidad de la mina con referente al aspecto financiero de la misma, se hace necesario recurrir a alquiler de equipos trackless; esto para dar una confiabilidad y continuidad a la operación, y reducción de costos.

En el siguiente cuadro se detalla los puntos principales que se incluye en el contrato de un equipo trackless:

**SC WAGNER ST 6C**

EMPRESA SIMSA		EE TRACKLES SERVICE	
1	Alquiler a 60 US\$/hr	1	01 mecanico residente
2	IGV	2	Transporte de personal
3	Suministro combustible	3	Lubricantes, grasas, llantas, repuestos
4	Movilizacion y desmovilizacion	4	Poliza de seguros, responsabilidad civil
5		5	DM 85%

**SC WAGNER ST 3.5**

EMPRESA SIMSA		EE TRACKLES SERVICE	
1	Alquiler a 40 US\$/hr	1	01 mecanico residente
2	IGV	2	Lubricantes, grasas, llantas, repuestos
3	Suministro combustible	3	Poliza de seguros, responsabilidad civil
4	Movilizacion y desmovilizacion	4	DM 85%

**BOOMER JUMBO H-281**

EMPRESA SIMSA		EE ATLAS COPCO	
1	Fijo mensual * 200 hr, 13,000 US\$	1	01 mecanico residente
2	Exceso hora (<200) 30 US\$/hr	2	Seguro TREC
3	IGV	3	DM 85%
4	Lubricantes y grasas	4	
5	Suministro combustible	5	

**BOOMER JUMBO H-281**

EMPRESA SIMSA		EE ATLAS COPCO	
1	Fijo mensual US\$ 6,500	1	01 mecanico residente
2	adicional 30 US\$ /hr * H perc	2	Seguro TREC
3	IGV	3	DM 85%
4	Lubricantes y grasas	4	
5	Suministro combustible	5	
6	Movilizacion y desmovilizacion	6	

**CAMION VOLVO NL12**

EMPRESA SIMSA		EE ETM	
1	16 US\$/hr de operacion	1	01 chofer
2	IGV	2	01 mecanico residente
3	Suministro combustible	3	Seguro TREC
4		4	Mantenimiento y reparacion

**7.12 Alternativas.-** Se han considerado 05 alternativas, donde se hace la evaluación por cada flota; asimismo se puede dar también una combinación de estas alternativas para cumplir con el objetivo de la empresa y requerimiento de la operación.

Las alternativas a considerar son las siguientes:

- Reparación de equipo
- Alquiler
- Compra de equipo
- Alquiler / compra
- Tercerizar la operación.

### 7.13 Evaluación.-

#### Flota de Scooptrams de 2.2 ydas<sup>3</sup>

**Requerimiento:** 02 equipos

**Análisis** : SIMSA no cuenta con equipos propios de esta flota, en el año 2008 se alquiló un equipo para la operación; el cual es necesario para el minado en tajeos angostos, el cual nos dará una selectividad y calidad de mineral en las áreas programadas.

Un equipo nuevo para esta flota requiere de una inversión de 200,000 US\$, el costo mensual de alquiler asciende aproximadamente a 35 US\$/Hr.

SCOOPTRAM 2.2 yd <sup>3</sup>	2010	2011	2012	2013	2014	TOTAL
N° de equipos requeridos	2	2	2	2	2	10
N° de horas	10,053	13,133	14,467	14,467	14,467	66,587
<b>Opcion Compra</b>						
Inversion 200,000		101,852	44,092			145,944
Over hauld			80,000		80,000	160,000
Depreciacion	40,000	40,000	40,000	40,000	40,000	200,000
Mtto - MO 8	41,900	41,900	41,900	41,900	41,900	209,500
Mtto - Repuestos 10	15,000	30,000	50,000	50,000	50,000	195,000
Total	96,900	213,752	255,992	131,900	211,900	910,444
US\$/Hr	19	43	51	26	42	36
<b>Opcion Alquiler</b>						
Alquiler mensual 35	351,855	459,655	506,345	506,345	506,345	2,330,545

### Flota de Scooptrams de 3.5 ydas<sup>3</sup>

**Requerimiento:** El requerimiento de operación es de 02 equipos para el próximo quinquenio, iniciando con un promedio en horas 10,973 y posterior de 14,340.



### Flota de Scooptrams de 4.1 ydas<sup>3</sup>

**Requerimiento** : La necesidad de equipos por operación mina para el próximo quinquenio es 02 equipos, la empresa no cuenta con equipos de ésta capacidad por lo que el análisis sería en función al alquiler o alquiler venta.

SCOOPTRAM 4.1. ydas <sup>3</sup>	2010	2011	2012	2013	2014	TOTAL
N°de equipos requeridos	2	2	3	3	3	
N° de horas	9,699	13,639	15,773	15,773	15,773	70,657
Opcion compra						
Inversion 325,000		130,300	70,547			200,847
Over haul			180,000		180,000	360,000
Depreciacion	65,000	65,000	65,000	65,000	65,000	325,000
Mtto - MO 8.38	41,900	41,900	41,900	41,900	41,900	209,500
Mtto - Rptos 20	30,000	60,000	100,000	100,000	100,000	390,000
Valor de venta					-120,000	-120,000
Total	136,900	297,200	457,447	206,900	266,900	1,365,347
US\$ / Hr	27	59	91	41	53	55
Opcion alquiler						
Alquiler mensual 50	339,462	477,371	552,038	552,038	552,038	2,472,947



**Análisis** : Al igual que los equipos de 2.2 yd<sup>3</sup>, SIMSA no cuenta con esta flota por lo que el análisis sería en función al alquiler o la compra.

Si tomamos en cuenta las dos alternativas; vemos que el costo de alquiler es 5.00 \$/hr mayor que el costo por compra.

Efectuando el cálculo a futuro para los próximos 05 años tenemos:

= 66 587 Hr X 5.00 US\$/Hr = 332, 935.00 US\$ que se pagaría además por optar la decisión de alquiler.

### **Flota de Scooptrams de 6.0 yd<sup>3</sup>**

**Requerimiento** : La necesidad de equipos por operación mina para los 02 primeros años es 02 a 03 Scooptrams para finalizar el quinquenio.

**Análisis** : Para los 05 años se tienen la opción de repotenciar dos equipos vs. la opción compra o alquiler; Si repotenciamos los Scooptrams de 6.0 yd<sup>3</sup>, se tiene una buena proyección de disponibilidad y confiabilidad; para ello necesitamos una inversión total por equipo de \$ 400,000, inicialmente de \$ 200,000 por equipo y posterior para un segundo Over Hauld.

$$\text{Repotenciacion} = 64,965 \times 42 = 2' 728, 530$$

$$\text{Compra} = 64,965 \times 45 = 2' 923, 425$$

$$\text{Alquiler} = 64,965 \times 60 = 3' 897, 900$$



## **Flota de Camión MT**

**Requerimiento** : En la flota de equipos de bajo perfil, tenemos la proyección de operación de 02 camiones de bajo perfil llamados Dumpers, para ello se toma en cuenta las 03 opciones: compra, alquiler y Repotenciación.

**Análisis** : Tenemos lo siguiente:

- Repotenciación : 31 US\$/Hr
- Compra : 35 US\$/Hr
- Alquiler : 30 US\$/Hr



### **Flota de Camiones VOLVO**

**Requerimiento** : SIMSA cuenta con una flota de 05 camiones volvo, de los cuales 04 están en operación y 01 en reparación, para el año entrante la proyección es de 06 camiones y el segundo año de 08 y los otros 03 en 09.



**Flota de Jumbos de avance y sostenimiento.**

**Requerimiento** : La necesidad de la operación para el próximo quinquenio es al principio del año de 05 jumbos, luego 06 y 07. Actualmente contamos con 04 jumbos de confiabilidad y disponibilidad aceptables, teniendo una baja en flota por la operación del 001-023, cuyo costo de operación es muy elevado (80 \$/Hr.).





## CAPITULO VIII

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- **Scooptrams de 2.2 ydas<sup>3</sup>**, del cuadro comparativo de costos por hora de equipos Comprados vs Alquilados se recomienda optar por la opción de Alquiler para cubrir el requerimiento de operación para el próximo quinquenio; esto debido a que el costo de compra es 1 \$/hrs mayor que el costo de alquiler, además de no requerir una inversión inicial y no asumir riesgos por accidentes entre otros. Asimismo se considera que la opción de alquiler ofrece una mayor flexibilidad en caso de necesitar algún cambio a futuro.
  
- **Scooptrams de 3.5 ydas<sup>3</sup>**, ante la necesidad de 2 equipos de esta flota se sugiere contar con el Scooptram 079 durante el próximo quinquenio y tomar otro en alquiler para cubrir el requerimiento de operación. El alquiler del segundo equipo se sustenta en el hecho de que esto representa un costo unitario menor y un menor desembolso en el primer año; esto debido a que los equipos 073 y 074 requieren de un Over haul.

Con este esquema que se presenta los Scooptram 073 y 074 no estarían programados, por lo cual se sugiere la venta de estos equipos en este año, lo que nos generaría un ingreso de caja; este ingreso se estima en 50,000 US\$ por cada equipo (un total de 100,000 US\$) ya que actualmente requieren de un Over haul.

- **Scooptrams de 4.1 ydas<sup>3</sup>**, se recomienda la compra de la flota propuesta.
- **Scooptrams de 6.0 ydas<sup>3</sup>**, La diferencia es notoria; por lo tanto se tomaría la opción reparación como primer paso, y posteriormente la compra de una flota de 03 Scooptram de 6yd<sup>3</sup>.
- **Camión Dumper de 20 Tn**, la recomendación es tomar la opción de alquiler; la cual es la más aceptable siendo el costo mínimo entre las 03 alternativas propuestas.

- **Camiones Volvo**, se recomienda inicialmente empezar con el alquiler de 03 camiones volvo, puesto que los que tenemos estarán en reparación, asimismo optar por la compra de 02 camiones volvo para enfrentar el próximo año. La opción de alquiler es la más adecuada, siendo el costo de operación 20 US\$/Hr. la más rentable.

- **Jumbos**, la opción de compra de equipos es la mejor, se adapta a nuestro análisis, puesto que el costo no varía con respecto al alquiler. La venta de 001-023 (Axera DO5), fluctuaría un ingreso para la adquisición de la flota.

La Repotenciación sería principalmente para los equipos de sostenimiento, cuyo diseño propio del área se adecua a las labores que tenemos.

- Como cuadro resumen tenemos:

RESUMEN			
FLOTA DE EQUIPOS	CONCLUSIONES		
Scooptrams de 2.2 yd <sup>3</sup>	Alquiler de Flota (02)		
Scooptrams de 3.5 yd <sup>3</sup>	Alquiler de 01 equipo	Repotenciar 01 equipo	
Scooptrams de 4.1 yd <sup>3</sup>	Compra de 03 equipos		
Scooptrams de 6.0 yd <sup>3</sup>	Repotenciar 02 equipos	Compra de 03 equipos	
Camion MT 20 Tn	Alquiler de 02 camiones		
Camion Volvo	Repotenciacion de 03 volvos	Compra de 03 equipos	Alquilar 05 volvos
Jumbos de Avance y Sostenimiento	Compra de 04 Jumbos	Repotenciar 03 equipos	

- Como factor Humano:

- Capacitación continua a los operadores de equipo pesado
- Concientizar al personal en el costo de reparación que implica una mala operación.
- Distribuir a los operadores por flota de equipo y por equipo.

- Implementar el mantenimiento autónomo involucrando a los operadores en el mantenimiento y reparación de su equipo asignado.
- Llevar un registro de los costos por reparación por accidentes u otros ocurridos a los equipos.

## **CAPITULO IX**

### **BIBLIOGRAFIA**

- Plan de minado a largo plazo en la mina San Vicente, Diciembre 2008.
- Análisis de uso de equipo pesado en SIMSA, Enero 2003.
- Libro de reservas geológicas de SIMSA, Diciembre 2008.
- Manual de administración de riesgos y técnicas preventivas, Mayo 2007.