



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO**

---

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

**Selección del método de  
minado para el "Proyecto  
San Rafael"**

**INFORME DE ACTIVIDADES PROFESIONALES**

Que para obtener el título de

**Ingeniero de Minas y Metalurgista**

**P R E S E N T A**

José de Jesús Cruz García

**ASESOR DE INFORME**

Ing. Carl Anthony Servín Jungdorf



Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2023

<b>ÍNDICE DE FIGURAS</b> .....	2
<b>ÍNDICE DE TABLAS</b> .....	3
<b>ABREVIATURAS Y SIGLAS</b> .....	4
1. INTRODUCCIÓN Y OBJETIVO .....	6
2. DESCRIPCIÓN DE LA EMPRESA.....	7
3. ANTECEDENTES.....	10
4. DEFINICIÓN DEL PROBLEMA.....	11
5. PARAMETROS GENERALES.....	12
5.1 CONSIDERACIONES FÍSICAS.....	12
5.2 ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS .....	15
5.3 ANÁLISIS ESTRUCTURAL .....	21
5.4 CONSIDERACIONES GEOTÉCNICAS PARA LA ESTABILIZACIÓN DE LAS OBRAS .....	22
6. DESARROLLO DEL TEMA .....	24
6.1 RESERVAS .....	24
6.2 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO .....	30
Criterio de “Boshkov and Wright” .....	30
Criterio de “Hartman” .....	33
Criterio de “Nicholas” .....	36
Selección del método de minado (Comparativo entre criterios de selección):.....	44
6.3 DISEÑO DEL MINADO .....	46
DESARROLLO.....	46
EXPLOTACIÓN .....	63
RELLENO .....	65
7. CONCLUSIONES.....	74
BIBLIOGRAFIA .....	76
Anexos .....	77
Anexo I. “Norma NI 43-101” .....	78
Anexo II. “Capítulo 6, leones contra gacelas, Cárpatos J.L.” .....	81
Anexo III. “Definición de estudio de pre-factibilidad” .....	84
Anexo IV. “Cálculo de NSR” .....	86
Anexo V. “Criterios de ponderación de Nicholas” .....	90
Anexo VI. “Recurso humano” .....	91

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1, Ubicación Geográfica	12
Figura 1.2, Vista en planta del yacimiento de San Rafael	13
Figura 1.3, Mostrando Sección transversal viendo al NW, Yacimiento de San Rafael	14
Figura 1.4, Sección transversal viendo al NW, Mostrando estructura mineralizada	16
Figura 1.5, Sección longitudinal viendo al NE, Mostrando estructura mineralizada	18
Figura 1.6, Sección longitudinal geológica	20
Figura 1.7, Gráfica de clasificación Q y anclaje recomendado, Análisis estructural	23
Figura 2.1, Sección longitudinal del cuerpo mineralizado, mostrando 29° de inclinación	32
Figura 2.2, Cortes propuestos cada cuatro metros de alto	33
Figura 2.3, Anchos promedio de los rebajes	45
Figura 3.1, Vista longitudinal del yacimiento	46
Figura 3.2, Rampas de accesos generales	48
Figura 3.3, Diseño de Rampa General, sección transversal	49
Figura 3.4, Diseño de Rampa General, vista en planta	50
Figura 3.5, Vista en planta, diseño de rampa auxiliar	51
Figura 3.6, Sección longitudinal, Diseño de rampa general	52
Figura 3.7, Sección transversal. Cuerpo mineral delimitado cada cuatro metros	53
Figura 3.8, Sección longitudinal de un acceso estándar al rebaje (Pivoteo	54
Figura 3.9, Sección longitudinal secuencia de pivoteos	55
Figura 3.10, Sección longitudinal secuencia de pivoteos	58
Figura 3.11, Configuración estándar de pivoteos	56
Figura 3.12, Sección longitudinal idealizada de cortes	57
Figura 3.13, Sección transversal, ubicación de pivoteos	57
Figura 3.14, Sección transversal del yacimiento, mostrando los contrapozos de ventilación	61
Figura 3.15, Vista en planta, de obras para servicios	62
Figura 3.16, Obras de desarrollo	63
Figura 3.17, Distribución de obras de preparación	64
Figura 3.18, Mostrando secuencia de cortes horizontales	65
Figura 3.19, Relleno en cascada	66
Figura 3.20, Mostrando acceso sur y acceso norte, así como las tepetateras	67
Figura 3.21, Vista en planta de obras de preparación para "Sur deli"	70
Figura 3.22, Isométrico de obras de preparación para "Sur deli"	71
Figura 3.23, Diagrama de flujo	73

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1 Zonas Main y Upper, parámetros de estimación	24
Tabla 1.2 Parámetros de clasificación de recursos	25
Tabla 1.3 Leyes de recursos (2.5% ZnEq de cut off)	25
Tabla 1.4 Contenidos de recursos medidos e indicados (2.5% ZnEq de cut off)	26
Tabla 1.5 Costos estimados de Corte y Relleno	28
Tabla 1.6 Tabla de reservas	29
Tabla 2.1 Criterio de “Boshkov and Wright	31
Tabla 2.2 Selección de métodos de minado para SR según criterio de Boshkov and Wright	33
Tabla 2.3 Criterio de “Hartman	35
Tabla 2.4 Definición de la geometría del depósito y su distribución de leyes	36
Tabla 2.5 Características mecánicas del yacimiento	37
Tabla 2.6 Calificación geometría/Ley para diferentes métodos de minado	38
Tabla 2.7 Calificación de características mecánicas de la roca	39
Tabla 2.8 Clasificación de la zona mineralizada y Tabla del bajo	40
Tabla 2.9 Características geométricas y estructurales del yacimiento	41
Tabla 2.10 Geometría y distribución de ley del yacimiento de San Rafael	41
Tabla 2.11 Clasificación de las tablas del alto y del bajo para el yacimiento de San Rafael	42
Tabla 2.12 Resultados de análisis por el método de Nicholas	42
Tabla 2.13 Selección de métodos de minado según el criterio de Nicholas,	43
Tabla 2.14 Tabla comparativa de los tres métodos de selección de minado	44
Tabla 3.1 Equipos a utilizar y cantidad de aire requerido por equipo	58
Tabla 3.2 Ventiladores principales	59
Tabla 3.3 Ventiladores secundarios	60
Tabla 3.4 Total de metros	68
Tabla 3.5 Cronograma de metros por año	68
Tabla 3.6 Distribución de contenidos metálicos por elevación	69
Tabla 3.7 Cronograma de desarrollo	72
Tabla I.1 Distribución por país de origen de las empresas con inversión extranjera, 2015	78
Tabla I.2 Estructura de acuerdo al tipo de evaluación según la NI 43-101	80
Tabla IV.1 Ley promedio del yacimiento	86
Tabla IV.2 Valor por elemento en USD	86
Tabla IV.3 Proforma de liquidación	87
Tabla V.I Factores de peso o ajuste	90

## ABREVIATURAS Y SIGLAS

NI 43-101	National Instrument 43-101 Norma Canadiense 43-101
PFS	Pre_factibility Study Estudio de pre factibilidad
TSX	Toronto Stock Exchange Bolsa de valores de Toronto
TSE30	Toronto Stock Exchange index 30 Índice de la bolsa de valores de Toronto referida a 30 unidades
CSA	Canadian Securities Administrators Administradores de Valores Canadienses
CIM	Canadian Institute of Mining Metallurgy and Petroleum Instituto Canadiense de Minería Metalurgia y Petróleo
QP	Qualified Person Persona Calificada
CRIRSCO	Committee for Mineral Reserves International Reporting Standardsmn Comité Internacional para Reportes Estándar de Reservas de Mineral
MDA	Mine Development Associates Asociados en Desarrollo Minero
SME	Society for Mining, Metallurgy & Exploration (USA) Sociedad para Minería, Metalurgia y Exploración.
NSR	Net Smelter Return, Retorno Neto de Fundición
DC/IP	Método de exploración geofísica, corriente continua, resistividad y polarización inducida
Q	Calidad
RMR	Rock Mass Rating Evaluación del Macizo Rocoso
RQD	Rock Quality Designation Designación de la Calidad de la Roca
CRO	Crucero
CAR	Cárcamo (pileta de bombeo)

CP                      Contrapozo

FTE                    Frente

### **TRADUCCIONES**

Dip                    Echado

Strength of ore      Competencia mecánica del mineral

Strength of walls    Competencia mecánica de los contactos

Cut off                Ley de corte

Depth                Profundidad

Deep                  Profundo

Ore, Rock Strength    Competencia de la roca encajonante y el mineral

Moderate to weak    Moderado a débil

Incompetent         Incompetente

### **DEFINICIONES**

Resistividad y Polarización inducida.- Metodología geofísica que mide, desde la superficie del terreno, la magnitud y desfase de un campo eléctrico creado en el subsuelo por una inyección de corriente eléctrica (mediante electrodos metálicos).

Magnetometría.- Técnica basada en la medida y estudio de las variaciones del campo magnético terrestre

Alteración pervasiva.- Se refiere a una roca completamente alterada en todo su volumen

Barrenación complementaria.- Barrenación de diamante generada como complemento de una barrenación previa

## **1. INTRODUCCIÓN Y OBJETIVO**

El presente informe se basa en una de las actividades realizadas en la empresa Americas Silver Corp., durante el periodo de abril a noviembre de 2015.

Esta actividad se relacionó con la selección del método de minado del proyecto “San Rafael”, proceso que tuvo como condición utilizar las indicaciones de la norma canadiense 43-101 (Anexo I), trámite requerido para la certificación obligatoria para cotizar en la bolsa de valores de Canadá “TSE30”

En Canadá la norma 43-101 es obligatoria para evitar manipulaciones inadecuadas de información como el ocurrido en 1995 (Anexo II), cuando, en esta bolsa de valores TSE30, se produjo un fraude por parte de la compañía minera denominada Bre-X. Durante dos años los dueños de la empresa presentaron datos falsos con los que lograron inversiones de casi 6,000 millones de dólares.

Como lo indica la norma 43-101 y el objetivo de este trabajo fue la selección del método de explotación realizado en base a los datos recabados por el departamento de Geología de Exploración de la empresa. La actividad de selección implicó la elaboración de planes, cronogramas y realizar los planos de forma general.

Este trabajo tiene como objetivo seleccionar el sistema de minado más óptimo para el yacimiento mineral del cerro de San Rafael, basado en las condiciones geológicas del mismo

## **2. DESCRIPCIÓN DE LA EMPRESA**

Americas Silver Corporation (Americas) es una empresa minera Junior productora de Plata, líder en Canadá, con activos en Norte América y una sólida Plataforma operativa, que le permite cotizar en las bolsas de valores de Toronto y Estados Unidos.

La compañía tiene dos operaciones una en Cosalá, Sinaloa, México y otra en Galena, Idaho, EE.UU, una tercera mina en desarrollo y un proyecto de exploración, es propietaria de concesiones mineras en México a través de sus subsidiarias Minera Cosalá, S.A. de C.V. ("Minera Cosalá") y Minera Platte River Gold, S. de R.L. de C.V. (PRG).

Minera Cosalá, en su plan de producción de 2015 cuenta con dos minas en operación, El Cajón y Nuestra Señora, entre las dos tienen una producción de 45,000 toneladas por mes. Las reservas probadas de estas minas son de 900,000 toneladas, con una recuperación de una tonelada por dos minadas, esto es, porque cada dos toneladas minadas se reponen una como reservas. La operación en Cosalá cuenta con una planta de beneficio con el sistema de flotación que procesa en promedio de 1,500 toneladas de mineral al día, con contenidos metálicos promedio de 100 gr/ton de Plata, 0.4% de Plomo, 0.2% de Zinc y 0.1% de Cobre. Mina Nuestra Señora se caracteriza por su baja ley al final de su vida productiva. Este ritmo de explotación garantiza una vida de mina de alrededor de cuatro años, por lo cual se ha empezado a analizar un nuevo yacimiento en la zona de San Rafael, que se encuentra a 30 km en línea recta de Nuestra Señora, con un mineral totalmente diferente. En San Rafael se han estimado 10 millones de toneladas de recursos minerales medidos e indicados, con una ley promedio de 6.58 % de Zinc equivalente, además de un millón de recursos inferidos con 5.11 % de Zinc equivalente.

Estos recursos fueron certificados por la Mine Development Association (MDA), empresa dedicada a la certificación de recursos, reservas y proyectos para



su evaluación y/o presentación en bolsas de valores de diferentes países entre los cuales se encuentran Estados Unidos y Canadá, dicha certificación se basada en la norma canadiense NI 43-101.

Debido a estos factores, el corporativo de Minera Cosalá, decidió realizar el proyecto de prefactibilidad, desarrollándolo con personal de la empresa y posteriormente certificarlo.

### **Misión**

Americas es una empresa minera productora de concentrados polimetálicos, competitiva, que añade valor a los recursos minerales en sus procesos, de manera responsable y comprometida con la seguridad y el medio ambiente.

### **Visión**

Ser un modelo de sustentabilidad con altos estándares de calidad, productividad y rentabilidad enfocada a la satisfacción de sus grupos de interés, basados en la mejora continua.

### **Descripción de puesto**

El puesto que actualmente ocupo es de Superintendente de Planeación donde la responsabilidad principal es:

Realizar la planeación a mediano y largo plazo de la operación Minera de Cosalá

Para lograr esto se cumplen con las siguientes Funciones:

- Elaborar el plan anual, el trimestral y el mensual.
- Desarrollar y aplicar controles sobre la operación de mina.
- Llevar a cabo los proyectos para el interior mina.

- Analizar estadísticamente los costos por desarrollo y tumbes
- Desarrollar los proyectos a largo plazo
- Con participación en la planeación a corto plazo (semanal) de la Mina Nuestra Señora
- Elaborar el plan mensual de las Minas El Cajón y Nuestra Señora
- Hacer el estudio de prefactibilidad del Proyecto San Rafael (proyecto de 1,600 toneladas por día)

### **3. ANTECEDENTES**

El distrito minero de Cosalá se localiza al sureste de Culiacán, capital del estado de Sinaloa, a 240 kilómetros por carretera, al norte de Mazatlán. Americas cuenta, en este distrito, con una mina en operación llamada Mina Nuestra Señora, así como con diferentes depósitos de mineral denominados: El Cajón, La Verde, La Estrella y San Rafael. Su subsidiaria PRG se interesó en la Zona norte de las concesiones donde están los proyectos de San Rafael, El Cajón y La Verde. Para el depósito de San Rafael, se decidió desarrollar el proyecto de explotación en abril del 2015 por considerar que, junto con las diferentes empresas antecedentes, ya habían recabado suficiente información del depósito, teniendo una geología y ley definidas.

A comienzos de 2004 y hasta agosto de 2008 se llevó a cabo la exploración de esta zona del distrito minero de Cosalá con los métodos de resistividad y polarización inducida ("IP"), magnetometría superficial; mapeos geológicos; muestreo de afloramientos y muestreo con esquirlas obtenidas en cortes de caminos, y la perforación de 65,706 metros en 371 barrenos de diamante. Con todo esto se detectaron 15 diferentes lugares mineralizados con posibilidades económicas, con esta información el trabajo de exploración se centró en San Rafael y El Cajón.

Entre 2010 y 2012, la exploración fue realizada por la empresa Scorpio Mining, en el área de San Rafael y El Cajón, consistió en el mapeo en superficie y la perforación de 282 barrenos de diamante, con un total de 35,296 metros barrenados. En 2010 la empresa Quantec Geoscience Ltd. dedicada a la exploración, completó el estudio geofísico denominado Titan-24 DC/IP de 48 kilómetros en San Rafael.

Con esta barrenación se detectaron diferentes anomalías, donde sólo San Rafael y El Cajón tuvieron resultados favorables para su explotación. Con la información conjunta en 2014 se empezaron los trabajos para realizar un estudio de prefactibilidad del yacimiento bajo los criterios de la NI 43-101.

#### 4. DEFINICIÓN DEL PROBLEMA

Las minas en producción, El Cajón y Nuestra Señora, sólo cuentan con reservas probadas de 900,000 toneladas, las cuales, a un ritmo de producción de 45,000 toneladas por mes, asegura una vida de mina de alrededor de 4 años. Conforme a los datos generados por el departamento de exploración el yacimiento de San Rafael tiene reservas para continuar con las actividades mineras de la empresa. Para explotar este yacimiento se debe realizar el proyecto de prefactibilidad que, de acuerdo con las políticas de la empresa, debe ser elaborado conforme a los lineamientos establecidos en la Norma 43-101 para poderlo presentar para su financiamiento.

La Norma NI 43-101, contiene el formato “FORM 43-101F1 TECHNICAL REPORT“, que indica los elementos que debe contener un Reporte Técnico de prefactibilidad. En el punto 16 de dicho formato, Anexo III, denominado “Método de minado“, se pide desarrollar cuatro puntos principales los cuales son los elementos básicos solicitados para una correcta evaluación de acuerdo a los criterios de la NI 43-101, estos puntos son los que se describen a continuación.

- (A) Los parámetros geotécnicos, hidrológicos y parámetros relevantes para los diseños y planes de minado. Se requiere definir las características físicas, geotécnicas, hidrológicas para un correcto diseño de minado.
- (B) Las tasas de producción, la vida esperada de la mina, las dimensiones de la mina y los factores de dilución utilizados;
- (C) Los requisitos para la extracción, el desarrollo subterráneo y el relleno.
- (D) Flota minera y maquinaria requeridas.

En este trabajo sólo se describe la manera en que se desarrollaron los primeros tres puntos (A, B, C) y en el Anexo VI se describe el punto D.

## 5. PARAMETROS GENERALES

Para definir las características del yacimiento mineral, como lo indica el punto 16 inciso A, de la forma 43-101F1, de la NI-43-101, se abordó en a) consideraciones físicas, b) estructuras geológicas, c) análisis estructural, y d) consideraciones geotécnicas.

### 5.1 CONSIDERACIONES FÍSICAS

El yacimiento de San Rafael se encuentra ubicado en el cerro de San Rafael, en la Sierra Madre Occidental (Figura 1.1) a una elevación sobre el nivel del mar que va desde los 300 metros hasta los 650 metros, teniendo la mayor concentración en volumen de mineral por arriba de los 375 metros sobre el nivel del mar.



Fuente: Google Earth

Figura 1.1 Ubicación geográfica

Para llegar a este yacimiento se cuenta con dos accesos principales, uno por el norte y otro por el sur, un camino de terracería que se utilizó para realizar la exploración.

En sus colindancias noreste y noroeste está delimitado con cuencas que bajan hasta los 375 metros sobre el nivel del mar llegando al lecho de un río, estas cuencas en temporada de lluvias se convierten en ríos y sin presencia de agua en temporada de secas.

El yacimiento se encuentra en promedio a 70 metros bajo la superficie del cerro de San Rafael (Figuras 1.2 y 1.3).

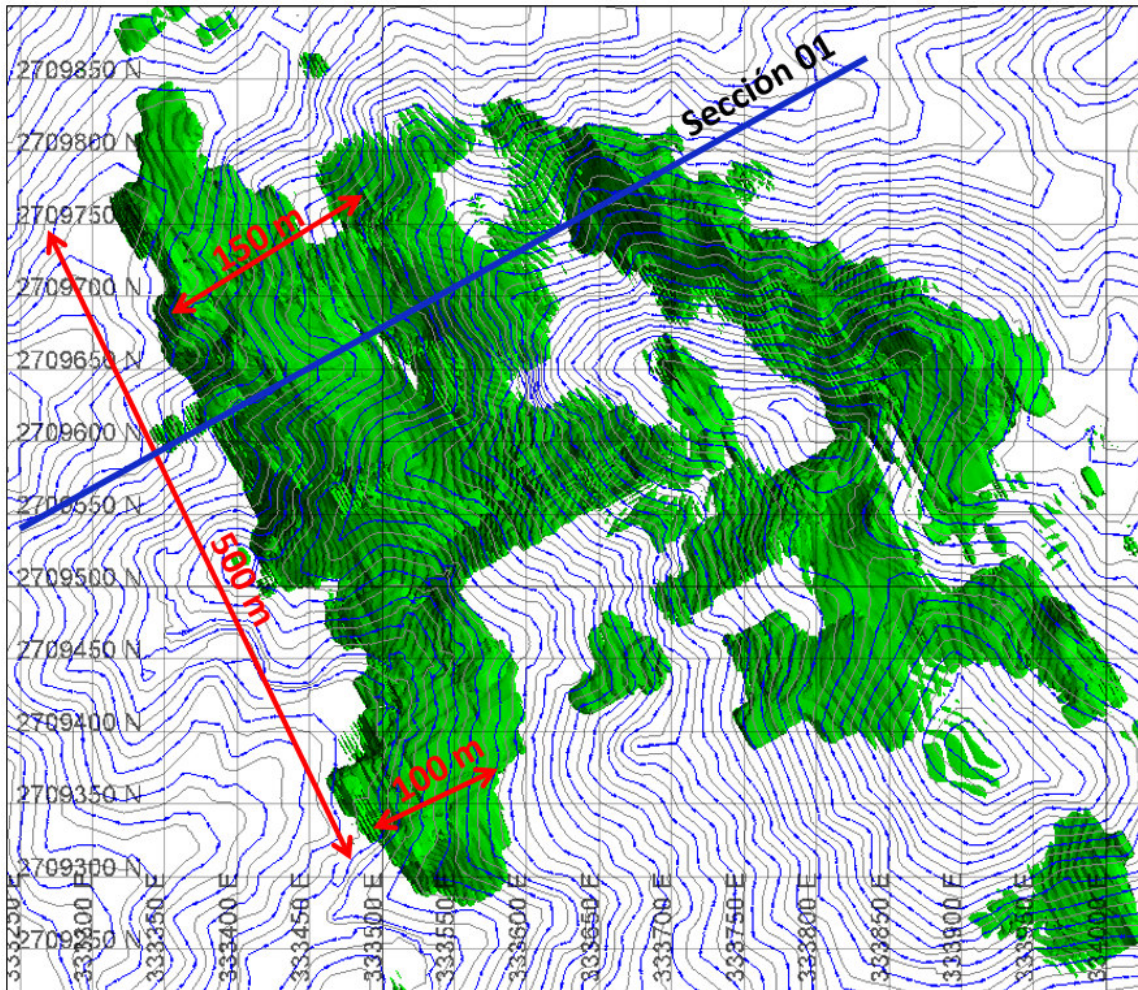
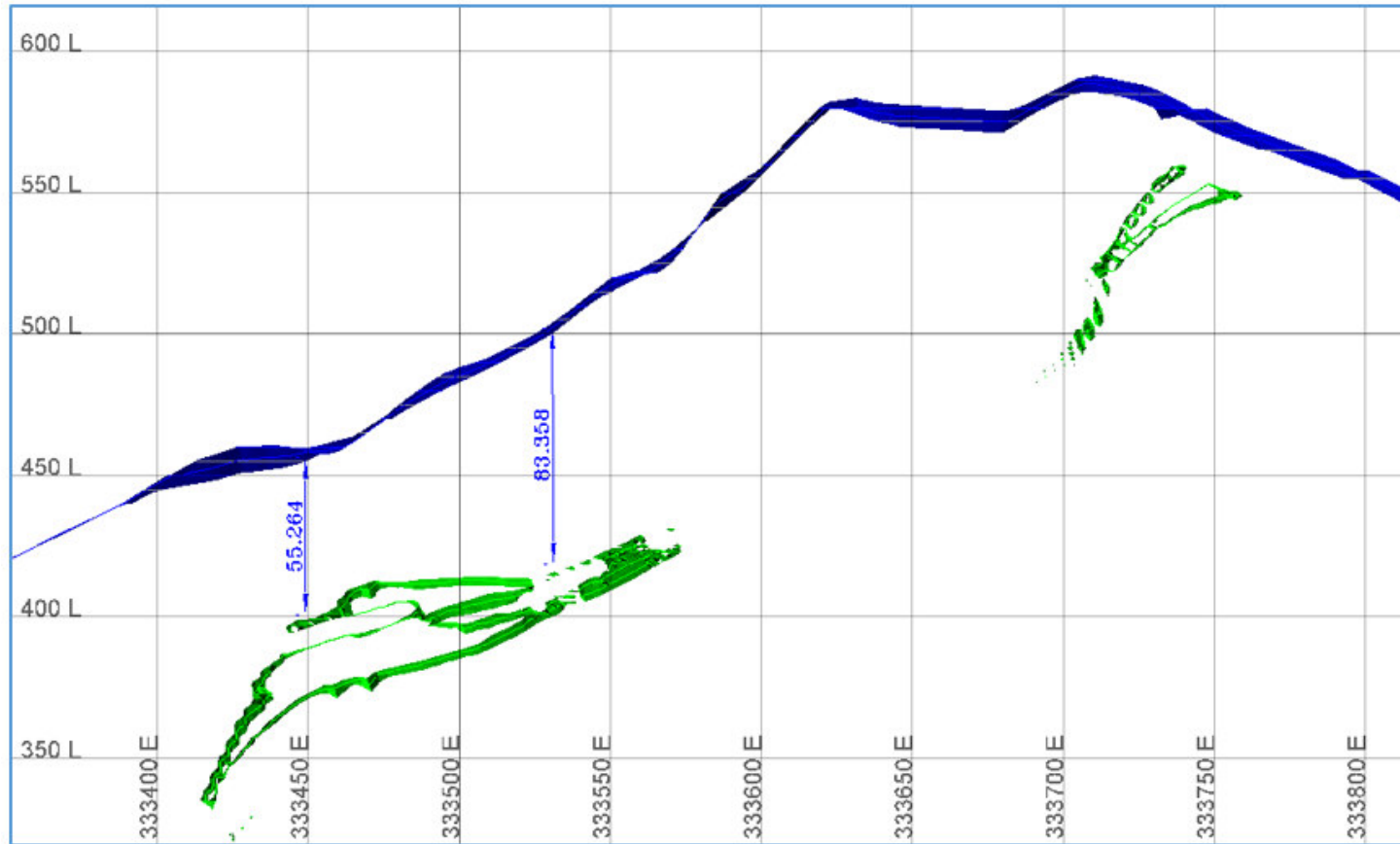


Figura 1.2 Vista en planta del yacimiento San Rafael (verde) y curvas de nivel cada 10 metros (azul)

1



2

3

Figura 1.3 Mostrando Sección transversal viendo al NW, Yacimiento de San Rafael (verde), perfil topográfico (azu

## 5.2 ESTRUCTURAS GEOLÓGICAS

La geología, los controles de alteración-mineralización, así como la geometría de los cuerpos mineralizados, fueron delineados a partir de los diferentes trabajos de exploración. Estos trabajos identificaron cuatro zonas mineralizadas, a las que se les denominó: Main, Upper, 120 y Northern. Debido a que las zonas 120 y Northern no cuentan con suficiente información la mayor parte de sus recursos minerales se encuentran como indicados e inferidos, por lo que se descartaron para la realización del estudio de prefactibilidad.

Las zonas Main y Upper tienen un sistema de fallas, locales y regionales, que sirvieron como conducto para la mineralización y que están ligadas al yacimiento.

En la figura 1.4 se muestra la localización de las principales fallas locales regionales con respecto a la zona mineralizada.

### **Descripción geológica de zona Main**

La zona Main (Figura 1.4) se forma por un control litológico-estructural, donde la toba dacítica es la roca donde se aloja el mineral con potencial económico. La mineralización se caracteriza por tener alta presencia de sulfuros, compuesta por tres diferentes minerales de hierro: pirrotita, pirita y marcasita. De acuerdo al análisis de muestras mineralógicas, en sección delgada, también presenta psilomelano (óxido de bario y manganeso, color negro-hierro) (Meinert, 2007); con presencia menos abundante de esfalerita y galena, originando un yacimiento económico de Zn-Pb-Ag que se encuentra en contacto sobre caliza. La toba dacítica de grano fino de cuarzo-sericita-pirita muestra una alteración en toda la roca.



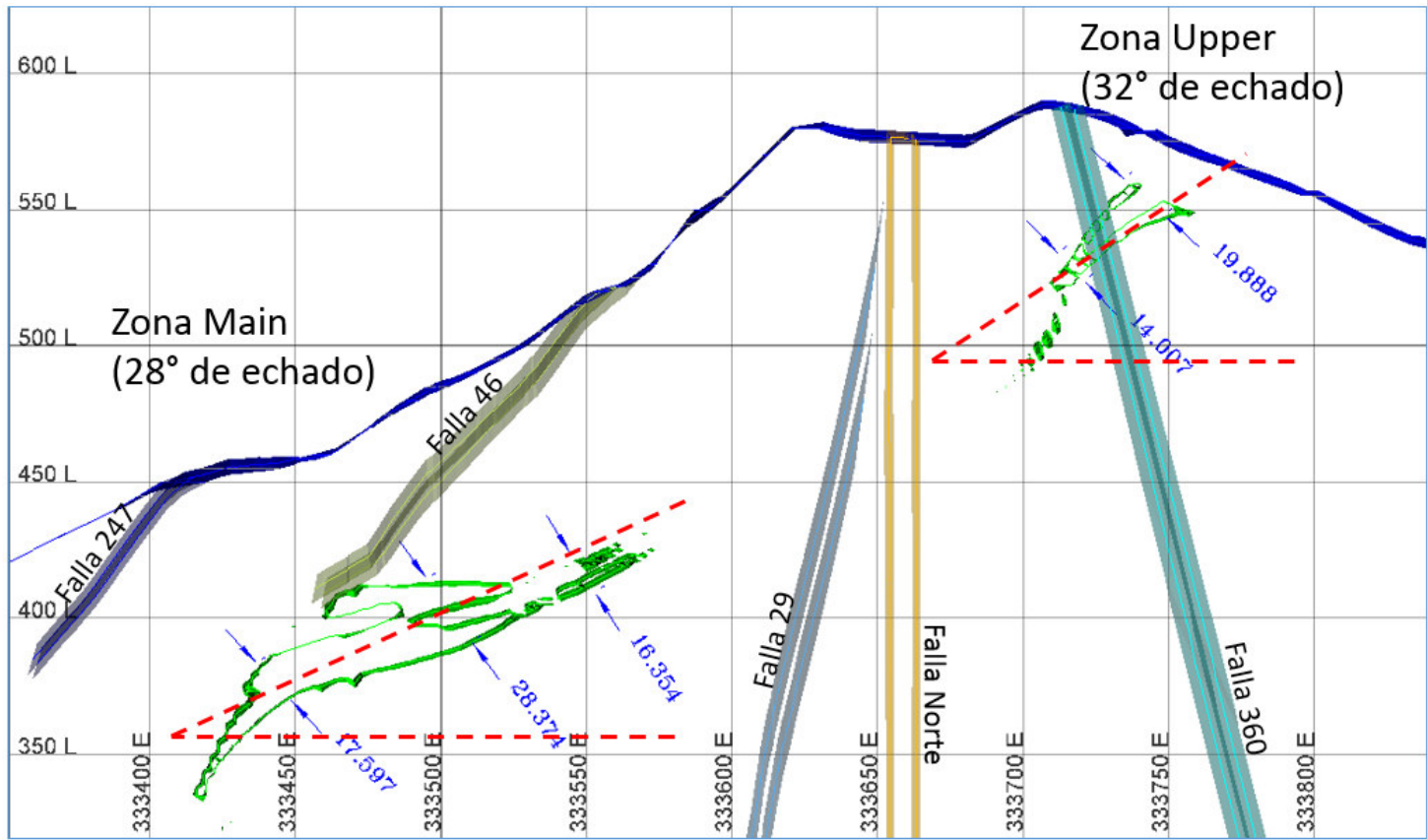


Figura 1.4 Sección transversal viendo al NW, Mostrando estructura mineralizada (verde), fallas geológicas, espesores y echados promedio del yacimiento, en las zonas Main y Upper

Hacia la zona de sulfuros masivos, el aumento de clorita es intenso y su espesor varía de 3 a 30 metros. Se tienen 12 metros de espesor promedio que se encuentran hacia el oeste donde la roca dacítica hace contacto con la caliza. Los sulfuros masivos se encuentran bien definidos con una longitud de 500 metros por 400 metros de altura, proyectados sobre el echado de la estructura. De los cuales aproximadamente 150 metros, en la parte norte, se diferencian por ser una zona de mineralización de sulfuros con óxidos y de sólo óxidos, lentamente hacia el sur, su extensión se reduce a 100 metros aproximadamente, pero mantiene igualmente la presencia fuerte de los sulfuros masivos (figura 1.5). En general, la estructura mineralizada guarda un rumbo NW 60°-65°SE y un echado de 30°-35° al SW. Su forma fue delineada con la información generada durante la etapa de "infill hole" o barrenación complementaria, recomendada por MDA (Mine Development Associates), empresa contratada para evaluar y certificar los recursos del yacimiento de San Rafael, durante el periodo de agosto a diciembre del 2011.

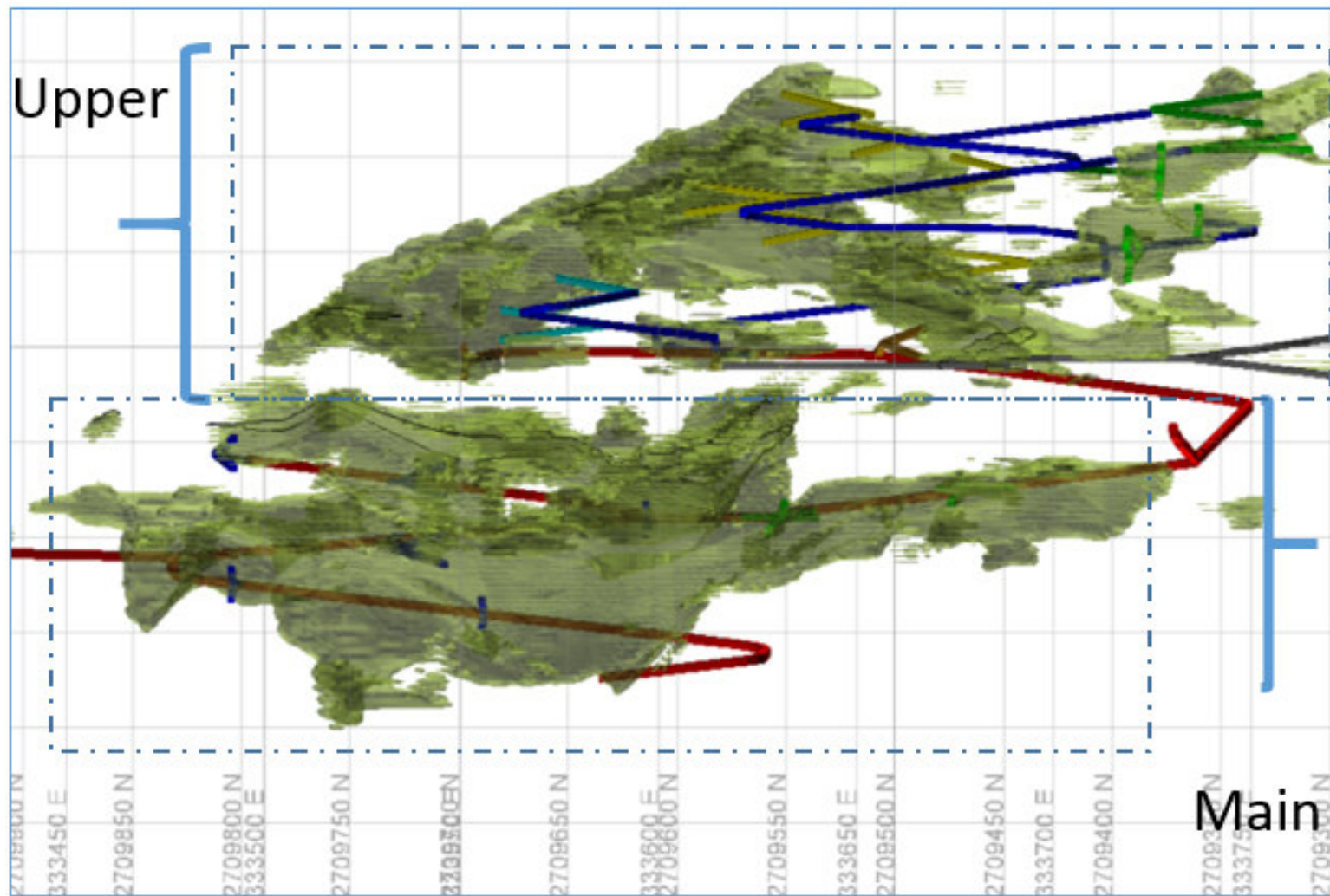


Figura 1.5 Sección longitudinal viendo al NE, Mostrando estructura mineralizada (verde)

## **Descripción geológica de zona Upper**

La zona Upper tiene una longitud aproximada de 450 metros con rumbo NW, cuenta con un ancho promedio de 45 metros respecto la horizontal, tiene en promedio 32° de inclinación, el yacimiento tiene una diferencia de elevación de 150 metros que abarcan desde los 500 msnm hasta los 650 msnm.

Esta zona mineralizada, caracterizada por sulfuros en forma de bolsones, es la más complicada de entender, tanto litológicamente como estructuralmente, debido a un conjunto de fallas semi-paralelas de rumbo NW-SE, largas y curvadas, que al avanzar al oeste se expresan cortas y casi rectas; indicando como posible causa, los esfuerzos originados por el empuje del Stock de Diorita sobre la unidad vulcanosedimentaria (Figura 1.6)

Los planos se han generado usando los datos recabados con la perforación y los rasgos topográficos, en estos se indican cierto lineamiento de fallas que sirvieron como conductos para la mineralización, así como para el emplazamiento de otros cuerpos intrusivos derivados de dicho stock. Otras fallas postminerales, han modificado las formas iniciales del yacimiento, delineando horizontes tabulares con mineral económico, en forma de bloques dislocados, según el movimiento de las fallas. En San Rafael otras áreas con rasgos de mineralización más superficiales, son los que ocurren en la toba riolítica en su parte centro y sur, encontrando zonas donde hay muestras con valores aleatorios entre 0.3 a 0.5 gramos de oro por tonelada, aunque por lo general los promedios son de 0.10 a 0.15 gramos por tonelada, con espesores entre 20 y 40 metros.

Otras estructuras mineralizadas, se han identificado por debajo de aproximadamente 50 metros de profundidad, mostrando relaciones de mineralización diversas, con contenidos de Ag, Ag-Au, Ag-Au-Cu, Ag-Cu.

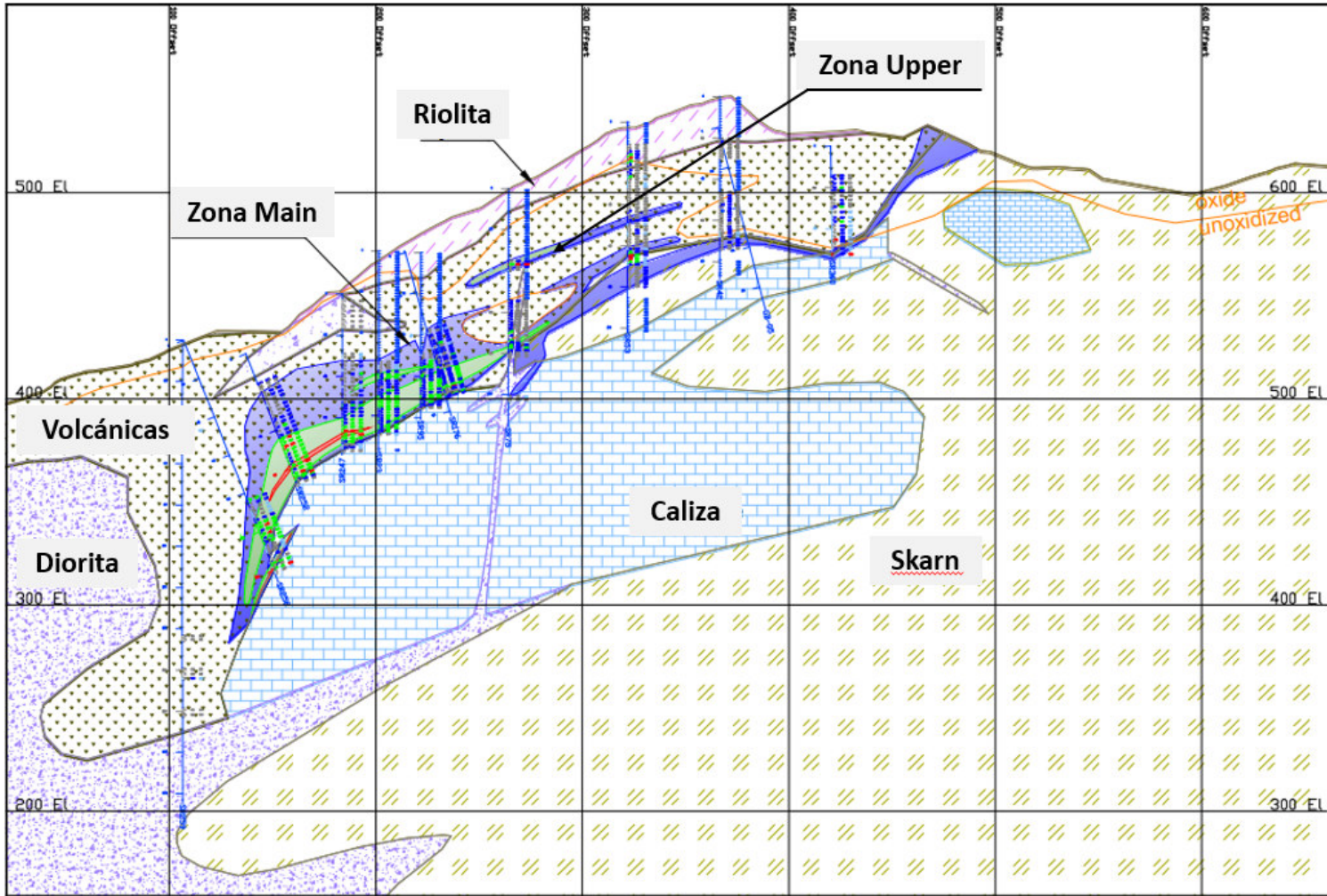


Figura 1.6 Sección longitudinal geológica  
Fuente: Thomas L. Dyer. (2016)

### 5.3 ANÁLISIS ESTRUCTURAL

En el análisis estructural realizado en la zona por el departamento de mecánica de rocas se reporta que estructuralmente el proyecto de San Rafael se encuentra localizado dentro de un sistema de fallas inversas y normales, con orientación preferencial NE-SW y buzamientos que varían entre los 40° y 85° al NW; los sistemas de fallas normales han generado desplazamiento litológico, poniendo en contacto rocas dioríticas con rocas tobáceas, (Torales, 2016).

Además, en el sistema de fallas se tienen zonas afectadas por una serie de pliegues anticlinales y sinclinales mostrando grandes deformaciones en este yacimiento. En términos geotécnicos se puede concluir que:

1. La calidad de la roca se cataloga de muy mala a extremadamente mala de acuerdo al análisis con los métodos de Q y RMR con presencia de fallas mayores, menores y diaclasas.

2. El área de estudio se encuentra afectada por una serie de cuatro fallas regionales las cuales son las responsables del sistema de fracturamiento y calidad del macizo rocoso.

3. La aplicación del método RQD, en superficie es del 9.4%; a una profundidad hasta los 50 m es de 0 a 25%; y más profundo arroja valores variados de RQD entre 25% y 50%.

La calidad del macizo rocoso se corroboró con barrenos de exploración.

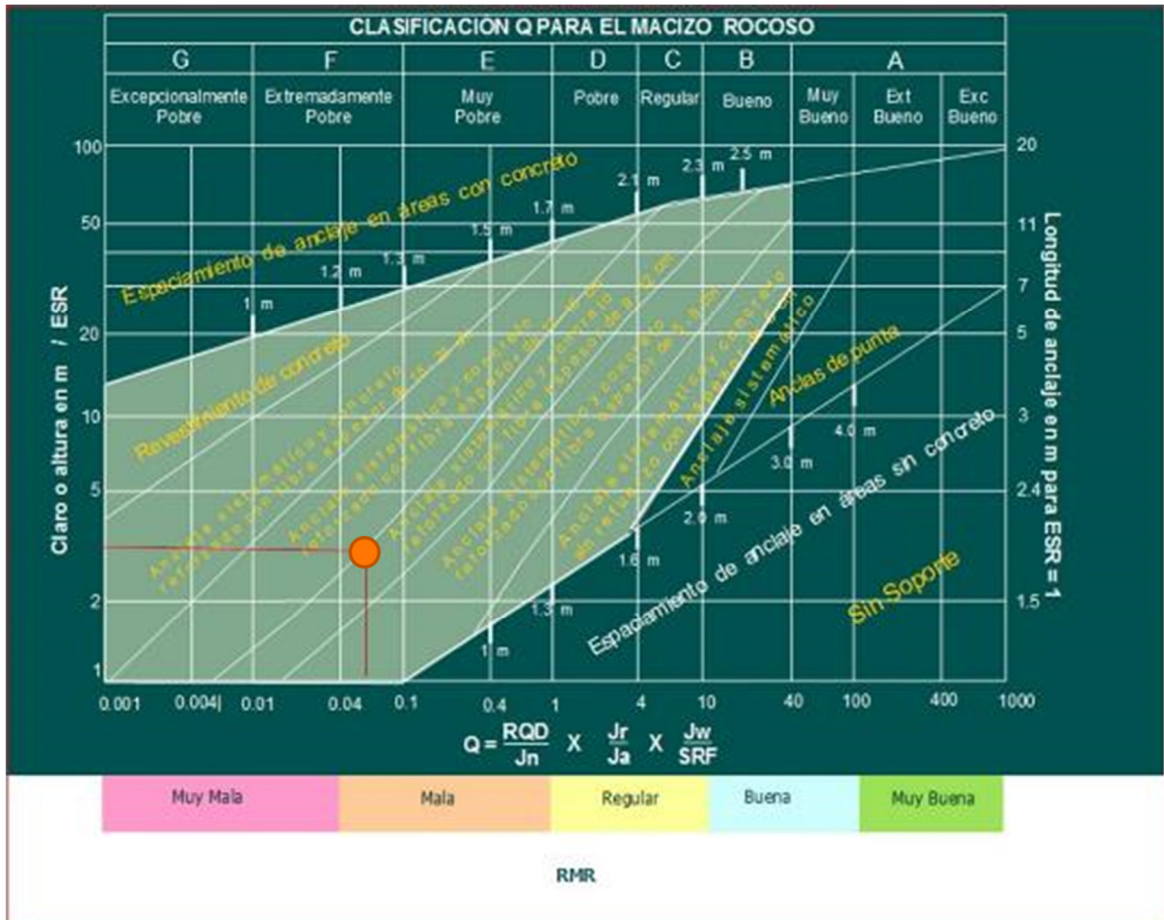
## **5. 4 CONSIDERACIONES GEOTÉCNICAS PARA LA ESTABILIZACIÓN DE LAS OBRAS**

1. La calidad del macizo rocoso obtenida por los métodos de RMR, Q y RQD, en combinación con fallas mayores, intermedias, menores y diaclasas generarán mecanismos potenciales de inestabilidad lo cual requiere ir fortificando de forma estricta y monitorear de manera detallada y constante, por los departamentos responsables de ingeniería, seguridad y operación.

2. Conforme a las dimensiones del yacimiento y su geología estructural será necesario dejar pilares de forma puntual, los parámetros a respetar en general son pilares de cuatro metros de ancho por cuatro metros largo con un claro máximo entre pilares de 12 metros.

3. Las voladuras se deberán realizar de tal manera que minimicen daños en tablas, cielo y pilares, utilizando en todo momento el pre-corte

4. Utilizando el parámetro de calidad de la roca Q, la fortificación recomendada estará constituida de un anclaje Split set con un patrón sistemático de 1.20 metros por 1.20 metros (Figura 1.7) combinado con malla electrosoldada y concreto lanzado reforzado (Torales, 2016).



Fuente: Torales, R. (2016).

Figura 1.7 Gráfica de clasificación Q y anclaje recomendado, Análisis estructural



## 6. DESARROLLO DEL TEMA

### 6.1 RESERVAS

Para establecer las tasas de producción, la vida esperada de la mina, las dimensiones de la mina y los factores de dilución, solicitadas en el punto 16 inciso B de la forma 43-101F1, de la NI-43-101, se requirió establecer las reservas de mineral disponibles.

#### Recursos

Los recursos minerales según el Instituto Canadiense de Minería, Metalurgia y Petróleo, CIM por sus siglas en inglés, se clasifican en medidos, indicados e inferidos.

Desde el año 1995 hasta el año 2015 Americas acumuló un total de 214 barrenos de diamante, 113 barrenos de circulación inversa, y 14 zanjas en superficie, con esta información se elaboró una base de datos que contiene 10,904 ensayos de Zinc, 10,904 ensayos por Plata, 10,375 ensayos por Plomo 7,583 ensayos por Cobre, 7,819 ensayos por oro. Además, se obtuvieron los parámetros para la construcción de un modelo de bloques.

Como parte principal se generaron los elipsoides de búsqueda requeridos para cada elemento Plata, Plomo, Cobre, Zinc y que en este caso en particular se realizan un mismo elipsoide para todos los elementos. En la Tabla 1.1 se desglosan los parámetros para la creación del modelo de bloques.

Tabla 1.1 Zonas Main y Upper, parámetros de estimación

Descripción	parámetros
Rumbo de búsqueda/ echado / inclinación	330° / 0° / 20°
Primer paso de búsqueda (metros): mayor/semimayor/menor (incluidas las muestras de zanja)	20 / 20 / 10
Primer paso de muestras mínimo / máximo / máximo por barreno	2 / 10 / 4
Segundo paso de búsqueda (metros): mayor/semimayor/menor	120 / 120 / 30
segundo paso de muestras mínimo / máximo / máximo por barreno	2 / 12 / 4
Tercer paso de búsqueda (metros): mayor/semimayor/menor	250 / 250 / 63
Tercer paso de muestras mínimo / máximo / máximo por barreno	1 / 16 / 4

Fuente: Thomas L. Dyer, (2016).

Para estos cálculos se consideró la técnica de inverso a la distancia al cuadrado.

Para la clasificación de las toneladas obtenidas en el modelo de bloques se necesitaron las características y criterios que se enlistan en la Tabla 1.2 donde:

Tabla 1.2 Parámetros de clasificación de recursos

<b>Medidos</b>	
Mínimo número de muestras / mínimo número de barrenos / máxima distancia entre muestras (metros)	2 / 1 / 12
<b>Indicados</b>	
Mínimo número de muestras / mínimo número de barrenos / máxima distancia entre muestras (metros)	2 / 1 / 30 o 2 / 2 / 50
<b>Inferidos</b>	
Todo el material que este dentro del modelo de bloques pero que no cumpla con los datos anteriores se clasifica como inferidas	

Fuente: Thomas L. Dyer, (2016).

Los recursos que se obtuvieron del modelo de bloques para realizar el estudio de prefactibilidad, se resumen en la Tabla 1.3, donde se presentan las leyes promedio de los recursos medidos, indicados e inferíos y en la Tabla 1.4 se presentan los contenidos metálicos de los mismos recursos.

Tabla 1.3 Leyes de recursos (2.5% ZnEq de cut off)

<b>Categoría</b>	<b>Ton</b>	<b>Zn (%)</b>	<b>Pb (%)</b>	<b>Ag (g/t)</b>	<b>Cu (%)</b>	<b>Au (g/t)</b>	<b>ZnEq (%)</b>
Medidos	3,284,000	2.95	1.32	103.7	0.09	0.19	7.35
Indicados	6,812,000	2.24	0.92	95.6	0.15	0.16	6.21
M + I	10,096,000	2.47	1.05	98.2	0.13	0.17	6.58
Inferidos	1,051,000	0.28	1.24	111.6	0.12	0.30	5.11

Tabla 1.4 Contenidos de recursos medidos e indicados (2.5% ZnEq de cutoff)

<b>Categoría</b>	<b>Zn (lb)</b>	<b>Pb (lb)</b>	<b>Ag (oz)</b>	<b>Cu (lb)</b>	<b>Au (oz)</b>
Medidos	213,815,000	95,254,000	10,948,000	6,541,000	20,000
Indicados	336,179,000	138,354,000	20,934,000	23,108,000	35,000
M + I	549,994,000	233,608,000	31,882,000	29,648,000	54,000
Inferidos	6,422,000	28,701,000	3,770,000	2,827,000	10,000

Fuente: Thomas L. Dyer, (2016).

Donde el Zinc equivalente (ZnEq) se calculó con la ecuación:

$$\%ZnEq = \%Zn + (0.947368 * Pb) + (0.024561 * g Ag/t) + (2.947368 * \%Cu) + (1.842105 * g Au/t)$$

$$\%ZnEq = \%Zn + ((\text{Valor de 1\% de Plomo} \times \text{ley de Plomo en \%}) / (\text{Valor de 1\% de Zinc})) + ((\text{Valor de 1g de Plata} \times \text{ley de Plata en gr}) / (\text{Valor de 1\% de Zinc})) + ((\text{Valor de 1\% de Cobre} \times \text{ley de Cobre en \%}) / (\text{Valor de 1\% de Zinc})) + ((\text{Valor de 1g de oro} \times \text{ley de oro en gr}) / (\text{Valor de 1\% de Zinc}))$$

El valor utilizado de los metales fue el proporcionado por el corporativo en el segundo semestre del 2015 y correspondieron a:

- 0.95 USd por libra de Zinc
- 0.90 USd por libra de Plomo
- 16.0 USd por onza de Plata
- 2.8 USd por libra de Cobre
- 1,200 USd por onza de Oro

Las 10'096,000 toneladas de recursos medidos e indicados, más 1,051,00 de recursos inferidos, incluyen todas las zonas mineralizadas denominadas: Main, Upper, 120 y NW del yacimiento de San Rafael.

## **Reservas**

Las reservas según la CIM, se clasifican en probadas, probables de acuerdo con su nivel de confianza. Tabla 1.6

Las reservas minerales son parte de los recursos minerales que después de aplicar factores como son dilución, valor de mercado, costo de minado, costo de tratamiento, entre otros, y a juicio de una persona calificada (QP, por sus siglas en inglés) son bases para un proyecto económicamente viable.

Una reserva probada es un recurso medido en el que se tiene un alto grado de confianza, con un valor de mineral igual o superior a la ley de corte que las hace rentables, en el caso de San Rafael la ley de corte se expresa en dólares y es de 54 USd, esto se define en el punto de ley de corte.

Las reservas probables son aquellas que tienen menor grado de confianza pero que son rentables al momento de aplicar una ley de corte.

Cálculo del NSR:(Net Smelter Return por sus siglas en inglés o Retorno Neto de Fundición)

Una forma común para representar el valor de mineral es utilizando el NSR, debido a que con este cálculo se consideran los ingresos en función de las recuperaciones en la planta de beneficio, la maquila de fundición y las penalizaciones debido a las impurezas en los concentrados.

De acuerdo con las pruebas metalúrgicas a nivel piloto en el yacimiento se generarán dos concentrados uno de Plomo y otro de Zinc, donde en el concentrado de Zinc tendrá una ley de 51.1% de Zinc con 153 gramos de Plata y una relación de concentración de 11.65 toneladas de mineral por una de concentrado y el concentrado de Plomo una ley de 57.6% de Plomo con 1,378 gramos de Plata con una relación de concentración de 31.04 toneladas de mineral por una de concentrado.

El valor obtenido por la venta del concentrado menos los costos asociados a esta actividad se denominan NSR.

En el NSR los costos que se están asumiendo sólo son los debidos a venta, tratamiento, penalizaciones, comercialización entre otros aspectos que están contenidos en la proforma de liquidación.

En el NSR no están incluidos los costos por minado, costos de planta de beneficio y costos administrativos.

En el Anexo IV se definen los parámetros para el cálculo a detalle del NSR.

### **Ley de corte**

Para el cálculo de reservas se tomaron en cuenta los costos de la operación de Mina Nuestra Señora, debido a que es una mina en producción perteneciente a la empresa, los costos que se utilizaron fueron los enlistados en la Tabla 1.5.

Tabla 1.5 Costos estimados de Corte y Relleno

Concepto	Costo inicial estimado	Unidad
Costos de corte y relleno	27.75	USd/t
Costos de beneficio	16.25	USd/t
Costos administrativos	10.00	USd/t
<b>Total</b>	<b>54.00</b>	USd/t

Esto indica que el valor mínimo del mineral a minar deba ser de 54 dólares, para que pueda pagar todos los costos y no tener pérdidas.

### **Exclusión de zonas mineralizadas:**

Para el caso de San Rafael, se excluyen: las zonas de "120, NW"; los recursos que tengan un mayor valor a la ley de corte pero que no tengan continuidad de minado y para los que se requieran hacer una preparación independiente; así como, un 10% del mineral debido a los pilares.

Habiendo definido estos ajustes de recursos, al modelo de bloques se le adiciona la variable llamada NSR (Ver Anexo V) expresada en dólares, cuyo valor mínimo de 54 USd, lo cual permite establecer el parámetro para evaluar el yacimiento y obtener un modelo de reservas, con lo cual se delimitan las reservas explotables.

Así, el modelo de recurso pasó de 11,107,000 toneladas de mineral (incluyendo los recursos medidos, indicados e inferidos) a un modelo de reservas de 3,475,840 toneladas (sólo considerando reservas probadas y probables), Ver Tabla 1.6.

Tabla 1.6 Tabla de reservas

<i>Cuerpo</i>	<i>Ton</i>	<i>ZnEq (%)</i>	<i>Zn (%)</i>	<i>Pb (%)</i>	<i>Cu (%)</i>	<i>Au (gr/ton)</i>	<i>Ag (gr/ton)</i>	<i>NSR (USd)</i>
Sur deli	456,182	9.18	5.16	2.18	0.00	0.10	71.36	82.49
Main	2,242,081	9.36	5.14	2.36	0.00	0.06	75.49	84.68
E	127,956	11.03	1.32	2.41	0.26	0.26	251.35	77.57
Lim 2	34,355	12.24	0.62	0.82	0.32	0.81	342.22	71.06
D	336,987	17.06	2.94	0.62	1.03	0.55	386.17	99.00
Lim 1	140,982	18.68	0.36	0.66	0.24	0.89	624.01	114.24
E0	137,293	7.22	4.62	1.48	0.05	0.10	35.00	64.53
Total	3,475,840	10.46	4.53	2.05	0.13	0.17	134.83	85.79

La Tabla 1.6 de reservas se divide en 7 zonas diferentes, esto facilita la planificación del desarrollo y minado.

## 6.2 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

Este tema está enfocado en cubrir los aspectos, mencionados en el punto 16 inciso C de la forma 43-101F1 de la NI-43-101, donde solicita describir los requisitos para la extracción, el desarrollo subterráneo y el relleno, para lo cual se inició con la selección del método de minado.

El método de minado se debe de seleccionar preferentemente de manera subterránea, debido a razones ambientales y sociales, ya que el Cerro de San Rafael es el más alto en la región y es referencia en el escudo de Cosalá, además se requiere generar bajo impacto a la flora y fauna de la región.

Para la selección del método de minado se utilizó la conjunción de tres criterios diferentes: Criterio de Boshkov and Wright; Criterio de Hartman y Criterio de Nicholas.

### **Criterio de “Boshkov and Wright”**

El sistema de clasificación propuesto por Boshkov y Wright (1973) en el “*SME Mining Engineering Handbook*”, fue uno de los primeros sistemas de clasificación cualitativos desarrollados para la selección del método de minado (Tabla 2.1). Su sistema asume la posibilidad de realizar minería en superficie o minería subterránea.

- Utiliza datos como la potencia del mineral, el Echado (*Dip*), la competencia del mineral (*Strength of Ore*), y la competencia de la roca encajonante (*Strength of walls*), para identificar los métodos comunes que se han aplicado en experiencias previas con condiciones similares. Al tomar en cuenta los parámetros del yacimiento San Rafael los resultados obtenidos con este criterio, proporcionan cuatro métodos alternativos, que pueden ser aplicables, según la Tabla 2.1, las opciones están resaltadas en gris, Mantos potentes/ A la horizontal/ De poco competente a competente/ Poco Competente/ Bancos descendentes-Hundimiento de subniveles

Tabla 2.1 Criterio de “Boshkov and Wright”

<i>Tipo de cuerpo mineral</i>	<i>Inclinación</i>	<i>Competencia del mineral</i>	<i>Competencia de las tablas</i>	<i>Aplicación recomendada al método de minado</i>
Mantos delgados	A la horizontal	Competente		<ul style="list-style-type: none"> <li>• Rebajes abiertos con pilares aleatorios</li> <li>• Salones y pilares</li> <li>• Frentes largas</li> </ul>
		De poco competente a competente	Poco competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Frentes largas</li> </ul>
Mantos potentes	A la horizontal	Competente	Competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Rebajes abiertos con pilares aleatorios</li> <li>• Salones y pilares</li> </ul>
		De poco competente a competente	Poco Competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Bancos descendentes</li> <li>• Hundimiento de subniveles</li> </ul>
		De poco competente a competente	Competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• “Glory Hole” subterráneo</li> </ul>
Mantos muy potentes				<ul style="list-style-type: none"> <li>• Similar al caso de masivo</li> </ul>
Vetas muy angostas	A la horizontal	De poco competente a competente	De poco competente a competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Vetas angostas (selectivo)</li> </ul>
Vetas angostas (anchos ajustados hasta valores económicos)	A la horizontal			<ul style="list-style-type: none"> <li>• Similar a vetas angostas</li> </ul>
	A la vertical	Competente	Competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Rebajes abiertos</li> <li>• Tumba sobre carga</li> <li>• Corte y relleno</li> </ul>
			Poco competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Corte y relleno</li> <li>• Cuadros conjugados</li> </ul>
	A la vertical	Poco competente	Resistente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Rebajes abiertos descendentes</li> </ul>
Poco competente			<ul style="list-style-type: none"> <li>• Cuadros conjugados</li> <li>• Bancos descendentes</li> <li>• Cuadros conjugados</li> </ul>	
Vetas anchas	A la horizontal			<ul style="list-style-type: none"> <li>• Similar a vetas angostas o masivo</li> </ul>
	A la vertical	Competente	Competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Rebajes abiertos descendentes</li> <li>• “Glory hole” subterráneo</li> <li>• Tumba sobre carga</li> <li>• Tumba por subniveles</li> <li>• Corte y relleno</li> <li>• Métodos combinados</li> </ul>
			Poco componente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Corte y relleno</li> <li>• Bancos descendentes</li> <li>• Hundimiento de subniveles</li> <li>• Cuadros conjugados</li> <li>• Métodos combinados</li> </ul>
		Poco competente	Competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Rebajes abiertos descendentes</li> <li>• Bancos descendentes</li> <li>• Tumba por subniveles</li> <li>• Hundimiento de subniveles Cuadros conjugados</li> <li>• Métodos combinados</li> </ul>
			Poco competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Bancos descendentes</li> <li>• Tumba por subniveles</li> <li>• Cuadros conjugados</li> <li>• Métodos combinados</li> </ul>
	Masivo		Competente	Competente
Poco competente			De poco Competente a competente	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Bancos descendentes</li> <li>• Tumba por subniveles</li> <li>• Cuadros conjugados</li> <li>• Métodos combinados</li> </ul>

Fuente: traducción libre de la Tabla 23.4.1 encontrada en SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, 1992, H. L. Hartman

*Wk(weak)* = poco competente; *stg (strong)* = competente; *flt (flat)* = yacimiento horizontal; *stp (steep)* = inclinado



Los parámetros se aplicaron de acuerdo con las características del yacimiento de San Rafael, que son:

1.- Tipo de cuerpo mineral, se considera como mantos anchos (thick beds) porque es más similar a un cuerpo mineral en forma de manto con un echado muy grande sin rebasar los  $45^\circ$  para que se pueda catalogar como veta.

2.- Echados bajos, por estar alrededor de los  $20^\circ$  (figura 2.1) sobre la horizontal, pero como esta clasificación considera echados bajos o echados altos, se tendrá que considerar echados altos (*steep*); debido a que, al manejar alturas de rebajes de cuatro metros, se puede suponer contactos del alto o el bajo del mineral tendientes a la vertical y que dentro del modelo de bloques está considerado (figura 2.2).

3.- Competencia del mineral, se considera competente (strong).

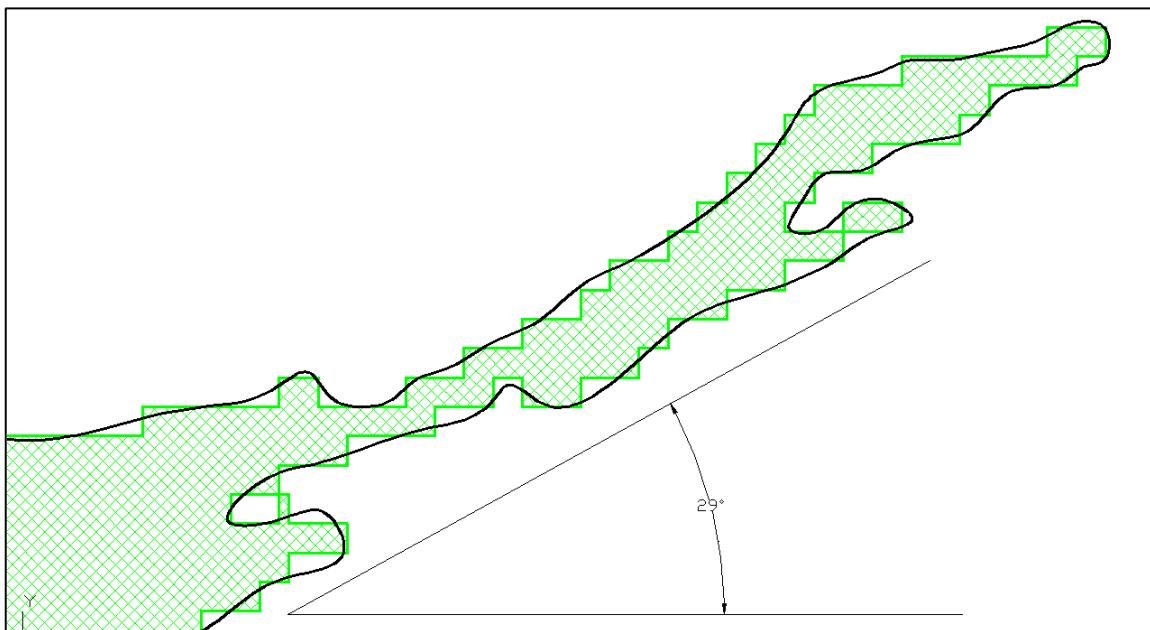


Figura 2.1 sección longitudinal del cuerpo mineralizado, mostrando  $29^\circ$  de inclinación en promedio

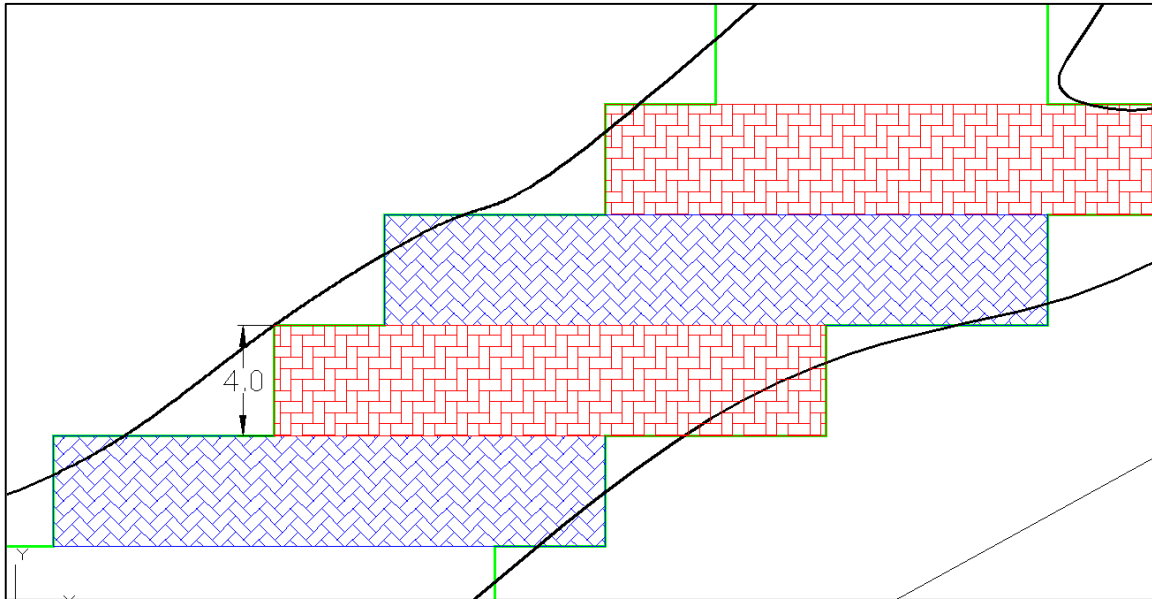


Figura 2.2 cortes propuestos cada cuatro metros de alto

4.- Competencia de los contactos, la roca encajonante se tiene identificada como de mala calidad, por lo cual se considera como poco competente o incompetente (*Weak*).

Con estos datos, se tiene el resultado de los siguientes métodos de minado, que se enlistan en la (Tabla 2.2).

Tabla 2.2 Selección de métodos de minado para San Rafael según criterio de Boshkov and Wright

Métodos
Bancos descendentes ( <i>Top slicing</i> )
Hundimiento de subniveles ( <i>Sublevel Caving</i> )

### Criterio de “Hartman”

Hartman desarrolló en 1987, un proceso con características similares a un diagrama de flujo para seleccionar el método de minado. Este sistema está basado

en la geometría del yacimiento y las condiciones del terreno de la zona de mineral (Tabla 2.3), es similar al propuesto por “Boshkov y Wright”, pero está dirigido a métodos de minado más específicos. Hartman admite que el método es cualitativo y se debe utilizar como un enfoque de primer paso. Esta clasificación incluye métodos de superficie y subterráneos, el carbón y roca dura.

Parámetros:

1.- Profundidad (*Depth*) se considera como profundo (*Deep*), cuando se tienen más de 300 metros medidos desde la superficie del terreno hasta la parte más profunda del yacimiento, cuando se presenta esta característica se contempla una explotación subterránea.

2.-Competencia estructural tanto de la roca encajonante, como del mineral (*ore rock strength*); de moderado a poco competente, no competente (*moderate to weak, incompetent*).

Debido a que se trata de un cuerpo con forma irregular se consideraron las siguientes tres opciones seleccionadas de la Tabla 2.3 para su posterior análisis:

- Corte y relleno (*Cut and Fill Stopping*)
- Tumba sobre carga (variante Stull stopping)
- Cuadros conjugados (*Square set stope*)

Tabla 2.3 Criterio de "Hartman"

Depósito	Profundidad	Localidad	Resistencia del mineral	Clase	Geometría	Método sugerido
Depósito	Superficial	Métodos de superficie	Poca resistente, consolidado	Mecánico	Cualquier forma, cualquier inclinación, grueso, gran tamaño	Tajo abierto
					Tabular o masivo, cualquier inclinación, grueso, tamaño medio	Cantera
					Tabular, baja inclinación, delgado, gran tamaño	Minería a cielo abierto
					Tabular, horizontal, delgado, remanentes	Barrenación helicoidal horizontal (carbón)
			No consolidado o permeable	Sedimentario	Tabular, horizontal, delgado, tamaño pequeño	Agua a presión
					Tabular, horizontal, grueso, gran tamaño	Dragado
					Cualquier forma, cualquier inclinación, grueso, gran tamaño	Minado con barrenos y agua a alta presión
					Cualquier forma, vertical, grueso, gran tamaño	Lixiviación
	Profundo	Métodos subterráneos	Fuerte a moderado, competente	Sin soporte	Tabular, horizontal, delgado, gran tamaño	Salones y pilares
					Tabular, horizontal, grueso, gran tamaño	Rebajes y pilares
					Tabular, vertical, delgado, cualquier tamaño	Tumbe sobre carga
					Tabular, horizontal, grueso, gran tamaño	Tumbe por subniveles
			Moderado a débil, incompetente	Soporte necesario	Anchos variables, vertical, delgado, cualquier tamaño	Corte y relleno
					Tabular, vertical, delgado, tamaño pequeño	Tumbe sobre carga variante Stull stopping
					Cualquier forma, cualquier inclinación, grueso, cualquier tamaño	Cuadros conjugados
					Moderado a débil, Hundimiento o	Hundimiento o
Tabular o masivo, vertical, grueso, gran tamaño	Hundimiento de subniveles					
Masivo, vertical, grueso gran tamaño	Hundimiento de bloques					

Fuente: Traducción libre de la figura 23.4.1, modificada de SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, 1992, H. L. Hartman

### Criterio de “Nicholas”

La clasificación propuesta por Nicholas en 1981 permite seleccionar los métodos de minado mediante calificación numérica y por lo tanto es verdaderamente cuantitativa.

1. El primer paso es clasificar la distribución geométrica del mineral y de la distribución de leyes, con apoyo de la Tabla 2.4.

2. El segundo paso clasifica las características mecánicas de rocas de la zona del mineral, de forma similar al primer paso con ayuda de la Tabla 2.5.

Tabla 2.4 Definición de la geometría del depósito y su distribución de leyes

1.-Forma general / Ancho	Equi-dimensional	Todas las dimensiones son iguales
	Tabular o plana	Dos dimensiones no exceden los 100 metros
	Irregular	El espesor varía en cortas distancias
2.- Espesor del mineral	Estrecho o delgado	Menos de 10 metros
	Intermedio	Entre 10 y 30 metros
	Grueso	Entre 30 y 100 metros
	Muy grueso	Mayor a 100 metros
3.- Inclinación	Plana	Menos a 20°
	Intermedia	Entre 20° y 55°
	Inclinada	Mayor a 55°
4.- Profundidad a partir de la superficie	Localización del yacimiento	
5.-Distribución de ley	Uniforme	La ley en cualquier parte del depósito no tiene una variación significativa con respecto a la ley media del yacimiento
	Gradual	Los valores de ley están identificados por zonas y la variación de ley entre estas zonas es gradual
	Errático	El cambio de ley en distancias cortas es muy radical, no existe un patrón de cambios

Fuente: Traducción libre de la Tabla 23.4.2 encontrada en SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, 1992, H. L. Hartman

Tabla 2.5 Características mecánicas del yacimiento

1 Resistencia del macizo rocoso (resistencia uniaxial / Presión de sobrecarga)	Débil	Menor a 8	
	Moderada	Entre 8 y 15	
	Resistente	Mayor a 15	
2 Frecuencia de fracturas		Número de fracturas por metro	% RQD
	Muy cerrada	Mayor a 16	0-20
	Cerrada	Entre 10 y 16	20-40
	Abierta	Entre 3 y 10	40-70
	Muy abierta	Menor a 3	70-100
3 Resistencia a cortante en fracturas	Débil	Juntas limpias con una superficie suavizada o con relleno de material con resistencia menor que la roca	
	Moderada	Juntas limpias con superficies rugosas	
	Resistente	Juntas limpias con una superficie rugosa, si la junta es de relleno el material es igual o mayor en resistencia que la roca	

Fuente: Traducción libre de la Tabla 23.4.3 encontrada en SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, 1992 H. L. Hartman

Se realiza una calificación numérica, mediante la suma de los valores de cada método de minado, usando las características de geometría – ley (Tabla 2.6) y las características mecánicas de la roca (Tablas 2.7 y 2.8). Las Tablas representan la calificación de las características del yacimiento: forma, potencia, echado y distribución de leyes, para cada método de explotación, la Tabla 2.6 indica los siguientes criterios: un valor de 3 o 4 indica una característica dominante para el método de minado; un valor de 1 o 2 indica que la característica posiblemente es adecuada para el sistema de minado; mientras que, un valor de 0 indica que es una característica que no favorece el uso de ese método de minado, aunque no lo descarta por completo. Un valor de -49 indicaría que la característica eliminará completamente la consideración de ese método.

Tabla 2.6 Calificación de Geometría/distribución de Ley para diferentes métodos de minado

Método de minado	Forma general			Potencia				Buzamiento del mineral			Distribución de ley		
	M	T/P	I	N	I	T	VT	F	I	S	U	G	E
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento de bloques	4	2	0	-49	0	4	4	3	2	4	4	2	0
Tumbe por subniveles	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Hundimiento de subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Frentes largas	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Cuartos y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Tumbe sobre carga	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Bancos descendentes	3	3	0	-49	0	3	3	4	1	2	4	2	0
Cuadros conjugados	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

Forma general	Potencia	Buzamiento del mineral	Distribución de ley
M = masivo T/P = Tabular o plano I = irregular	N = angosto I = intermedio T = Grueso VT = Muy grueso	F = Plano I = Intermedio S = abrupto	U = uniforme G = gradual E = errático

Fuente: Traducción libre de la Tabla 23.4.4 encontrada en SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, 1992 H. L. Hartman

Tabla 2.7 Calificación de características mecánicas de la roca para diferentes sistemas de minado

5b: Contacto del alto										
Método de minado	Resistencia de la roca			Espaciamiento de fracturas				Resistencia de fracturas		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Tumbe por subniveles	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Hundimiento de subniveles	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Frentes largas	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Cuartos y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Tumbe sobre carga	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Bancos descendentes	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Cuadros conjugados	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Resistencia de la roca	Espaciamiento de fracturas	Resistencia de fracturas
W = Débil	VC = Muy cerrado	W = Débil
M = Moderada	C = cerrado	M = Moderada
S = Fuerte	W = abierto	S = Resistente
	VW = muy abierto	

Fuente: Traducción libre de la Tabla 23.4.5 encontrada en SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, 1992 H. L. Hartman



Tabla 2.8 Clasificación de la zona mineralizada y Tabla del bajo

5a: zona mineralizada										
	Resistencia de la roca			Espaciamiento de fracturas				Resistencia de fracturas		
	W = Débil			VC = Muy cerrado				W = Débil		
	M = Moderada			C = cerrado				M = Moderada		
	S = Fuerte			W = abierto				S = Resistente		
				VW = muy abierto						
Método de minado	Resistencia de la roca			Espaciamiento de fracturas				Resistencia de fracturas		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Tumbe por subniveles	-49	3	3	0	0	1	4	0	2	4
Hundimiento de subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Frentes largas	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Cuartos y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Tumbe sobre carga	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Bancos descendentes	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Cuadros conjugados	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

5c: contacto del bajo										
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Tumbe por subniveles	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Hundimiento de subniveles	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Frentes largas	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Cuartos y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Tumbe sobre carga	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Corte y relleno	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Bancos descendentes	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Cuadros conjugados	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Fuente: Traducción libre de las Tablas 23.4.5a y 23.4.5c encontradas en SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, 1992 H. L. Hartman

Para el caso de la zona del mineral del depósito de San Rafael se enlistan los parámetros en **la Tabla 2.9**

Tabla 2.9 Características geométricas y estructurales del yacimiento

Concepto	Valor asignado
Forma General	Tabular o planar ( <i>T/P</i> )
Espesor del mineral	Intermedio ( <i>I</i> )
Echado	Intermedio ( <i>I</i> )
Distribución de ley	Gradual ( <i>G</i> )

Estos parámetros se relacionan con la Tabla 2.6. A manera de ejemplo se tomarán los parámetros de “Forma general” (*General Shape*) a la que se le asigna la característica “T/P” (tabular) donde se toma dicha columna y así obtener un valor.

Con este procedimiento se genera la Tabla 2.10 y se obtiene un valor “total” para cada sistema de minado.

Tabla 2.10 Geometría y distribución de ley del yacimiento de San Rafael

Método de minado	Total	Forma general	Potencia del mineral	Buzamiento del mineral	Distribución de ley
		<i>T/P</i>	<i>I</i>	<i>F</i>	<i>G</i>
Cielo abierto	11	2	3	3	3
Hundimiento de bloques	7	2	0	3	2
Tumbe por subniveles	9	2	2	2	3
Hundimiento de subniveles	7	4	0	1	2
Frentes largas	10	4	0	4	2
Cuartos y pilares	13	4	2	4	3
Tumbe sobre carga	8	2	2	2	2
Corte y relleno	11	4	4	0	3
Bancos descendentes	9	3	0	4	2
Cuadros conjugados	11	2	4	2	3

Para cuantificar los rasgos de los contactos del alto y del bajo del yacimiento, se asignan las siguientes características, Tabla 2.11.

Tabla 2.11 Mostrando parámetros para clasificación de las tablas del alto, del mineral y de la tabla del bajo para el yacimiento de San Rafael.

Concepto	Valor asignado
Resistencia de las fracturas del alto	Moderada (M)
Competencia de la roca del alto	Moderada (M)
Espaciamiento entre las fracturas de la roca del alto	Cerrado (C)
Competencia del mineral	Baja (W)
Abertura de fracturas en el mineral	Muy cerrada (VC)
Resistencia de la fractura del mineral	Alta (S)
Competencia de la roca del bajo	Baja (W)
Resistencia de fracturas del bajo	Moderada (M)
Espaciamiento entre fracturas de la roca del bajo	Abierto (W)

Con estos datos se genera la Tabla 2.12 donde se concentran las calificaciones para los diferentes métodos de minado y el gran total se obtiene mediante la suma de la puntuación asignada por cada método, en las Tablas 2.10 y 2.12.

Tabla 2.12 Resultados de análisis por el método de Nicholas

Método de minado	Geometría y distribución de ley	Características mecánicas de la roca				Gran Total
		Tabla del alto	Mineral	Tabla del bajo	Total	
Cielo abierto	11	10	9	8	27	38
Hundimiento de bloques	7	8	8	6	22	29
Tumbe por subniveles	9	5	-45	0	-40	-31
Hundimiento por subniveles	7	8	2	1	11	18
Frentes largas	10	8	8	5	21	31
Salones y pilares	13	6	4	1	11	24
Tumbe sobre carga	8	8	5	7	20	28
Corte y relleno	11	8	8	12	28	39
Bancos descendentes	9	7	7	6	20	29
Cuadros conjugados	11	8	10	12	30	41

Este sistema de selección de método de minado, indica que los métodos que tengan mayor puntuación en la columna de Gran Total de la Tabla 2.12, son los más favorables para aplicar al yacimiento en estudio.

Para este yacimiento se seleccionarán los cuatro sistemas de minado con mayor puntaje, los cuales se representan en la Tabla 2.13.

Nicholas en su criterio de selección de método de minado presenta una Tabla para ajustar los resultados de acuerdo con su experiencia en diferentes minas, en este caso se consideró que la importancia del contacto del alto, el bajo y la zona mineralizada son iguales.

Tabla 2.13 Selección de métodos de minado según el criterio de Nicholas

Método de minado	Puntaje
Cielo abierto	38
Frentes largas	31
Corte y relleno	39
Cuadros conjugados	41

Elaboración propia.

### Compilación de métodos

Al comparar los resultados de las tres metodologías utilizadas para seleccionar un método de minado, se obtiene la recomendación de varios métodos de minado que se ajustan a las características del yacimiento (Tabla 2.14). De esta manera dos de tres metodologías justifican la selección del método de minado “Corte Y Relleno”, adicionalmente a esto y como se menciona en el punto dos de las recomendaciones geotécnicas (página 21), será necesario diseñar una plantilla de pilares.

Tabla 2.14 Tabla comparativa de los seis métodos de selección de minado

Método de minado	Boshkov and Wright	Hartman	Nicholas
Bancos descendentes	X		
Cielo abierto			38

Frentes largas			31
Corte y relleno		<u>X</u>	<u>39</u>
Cuadros conjugados		X	41
Tumbe sobre carga			
Tumbe por subniveles	X		

Elaboración propia

### **Selección del método de minado (Comparativo entre criterios de selección):**

Realizando un comparativo entre los sistemas de selección de minado se obtuvo el cuadro resumen de la Tabla 2.14., donde de acuerdo al criterio de selección de Boshkov and Wright, se seleccionó el método de Corte y Relleno debido a que el yacimiento se clasifica con la forma de manto potente, poca competencia de la roca encajonante y una competencia más alta en el mineral como se describió en la Tabla 2.1 y con el método corte y relleno se puede soportar el alto del mineral con el relleno y poderlo anclar corte a corte como se menciona en el primer punto de las recomendaciones geomecánicas, en la página 22.

Al finalizar con el criterio de Nicholas que utiliza parámetros cuantitativos, con una calidad de roca mala, con una forma geométrica irregular y con una distribución de ley uniforme, se obtuvo como resultado el método de corte y relleno.

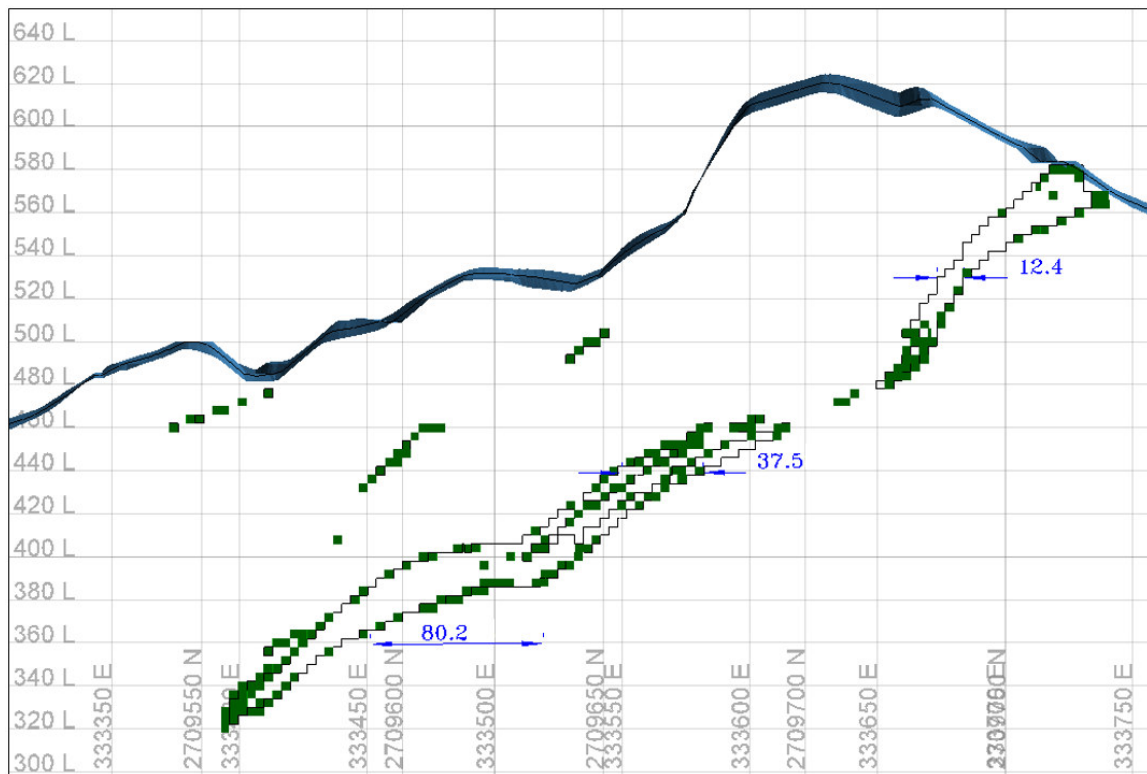


Figura 2.3 Anchos promedio de los rebajes

Aunado a esto y retomando las características del yacimiento definidas en el tema de “consideraciones geotécnicas”, la roca encajonante cuenta con una calidad de roca mala por lo cual se recomienda tener claros hasta un máximo de 12 metros y tener que dejar pilares de cuatro por cuatro metros mínimo.

Existen tres zonas de anchos promedios entre los cuales se encuentran anchos máximos de 45 metros, anchos promedio, de 15 metros y anchos mínimos de 7 metros. En las zonas de anchos menores a siete metros de espesor no se requerirán pilares, en la zona de anchos promedio serán intermitentes y en la zona máxima serán con plantilla definida de 8 metros de claro, los pilares serán de seis metros por seis metros (Figura 2.3).

### 6.3 DISEÑO DEL MINADO

En el diseño de minado se cuenta con cuatro actividades relevantes las cuales son: desarrollo, preparación, tumba y relleno; las que se describen a continuación. Estas cuatro actividades son parte complementaria de los incisos B y C del punto 16 de la forma denominada “Form 43-101F1”, ver Anexo III.

#### DESARROLLO

El yacimiento en su extensión tiene varios puntos cercanos a superficie, entre los cuales son dos los más representativos, el acceso sur y acceso norte, (Figura 3.1).

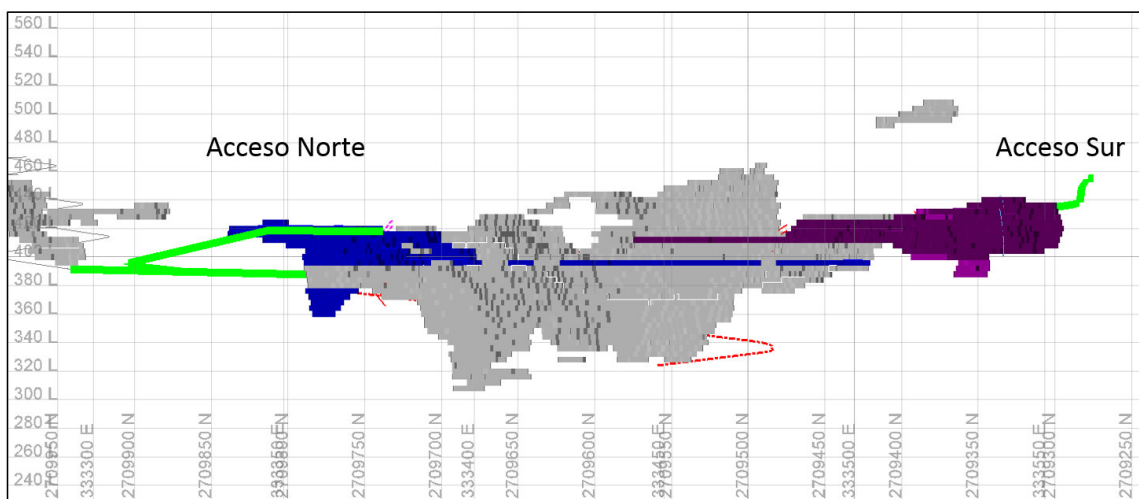


Figura 3.1 Vista longitudinal del yacimiento

Los elementos que se analizaron para la selección del portal principal fueron las toneladas por metro desarrollado, la calidad de la roca y la localización sobre el acceso en superficie.

1. La preparación, en toneladas de mineral por metro sobre tepetate, para el desarrollo en la zona sur y norte son las siguientes:

Zona norte.- 314 toneladas de mineral por cada metro de desarrollo de rampa, se requieren 800 metros de rampa para preparar 251,200 toneladas de mineral.

Zona sur.- 1,140 toneladas por cada metro de rampa, se requieren 400 metros de rampa para preparar 456,185 toneladas de mineral.

2. La calidad de la roca en el acceso sur es de regular a buena, mientras que en el acceso norte es de regular a mala.

3. Teniendo como referencia los caminos de acceso, se llegan primero al acceso sur, esto tiene como beneficio el que no se tendrá una preparación de caminos adicional por un acceso nuevo en la primera etapa de construcción de la mina.

Con base a estos tres elementos se determinó que el acceso por la parte sur es el mas adecuado para el inicio de las actividades.

### **Diseño de la Rampa General**

La rampa general se diseñó de 4.5 metros de ancho por 5.0 metros de alto y será paralela al rumbo del yacimiento, separada un mínimo de 32 metros en la horizontal y ésta tendrá su inicio en la zona sur (Figura 3.2) de la rampa general se derivarán los accesos hacia las zonas mineralizadas, según sea el caso, esto se describe más adelante, considerando que los accesos son segmentos de obra horizontal necesarios para conectar la rampa principal con los rebajes.



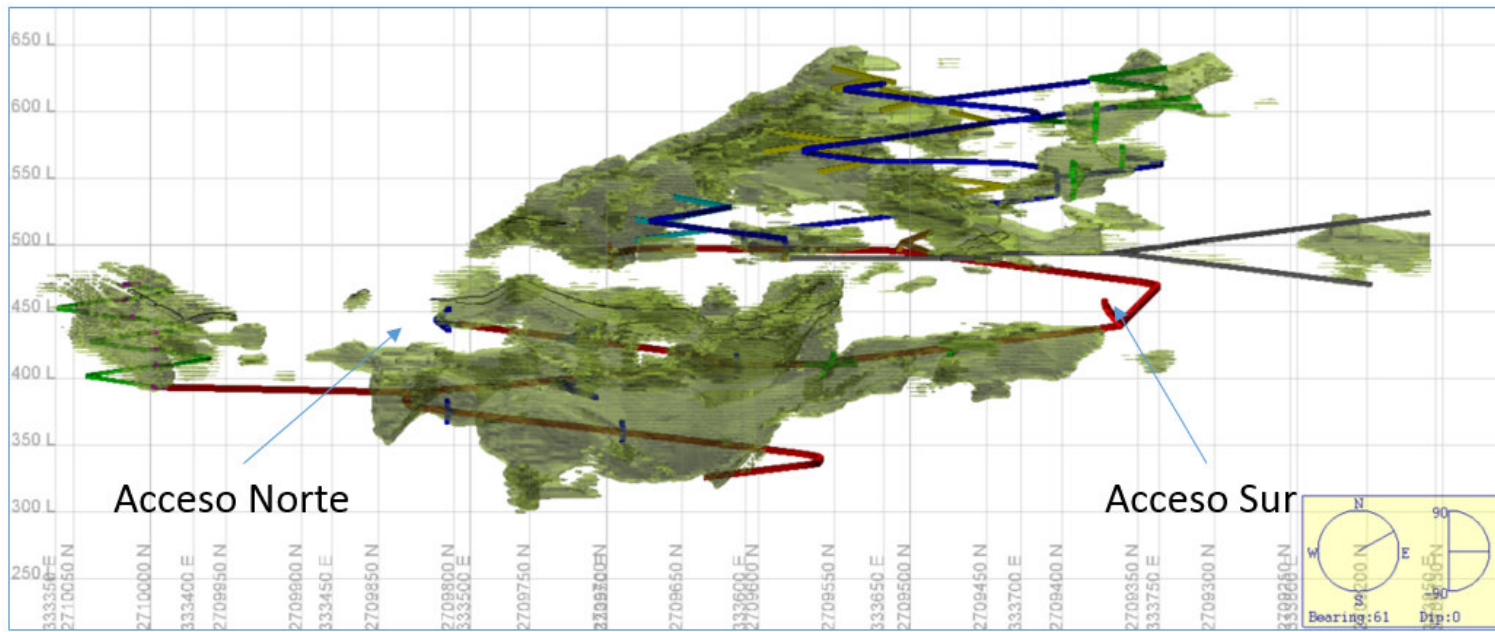


Figura 3.2 Rampas de accesos generales (color rojo)

A partir de la distribución de los accesos, se toma en cuenta el punto de inicio del acceso como referencia para el paso de la rampa principal, como se menciona en los círculos rojos (Figura 3.3), la rampa general está diseñada de tal manera que sea paralela al rumbo y buzamiento del yacimiento, que pase por los puntos de acceso y que no rebase una pendiente del 12%, tanto positiva como negativa (Figuras 3.4 y 3.5) donde en color verde se ejemplifica la rampa; en color magenta los accesos a mineral, el inicio del acceso coincidentes con la rampa general círculos rojos, los accesos con desarrollo necesario a partir de la rampa en Círculos azules.

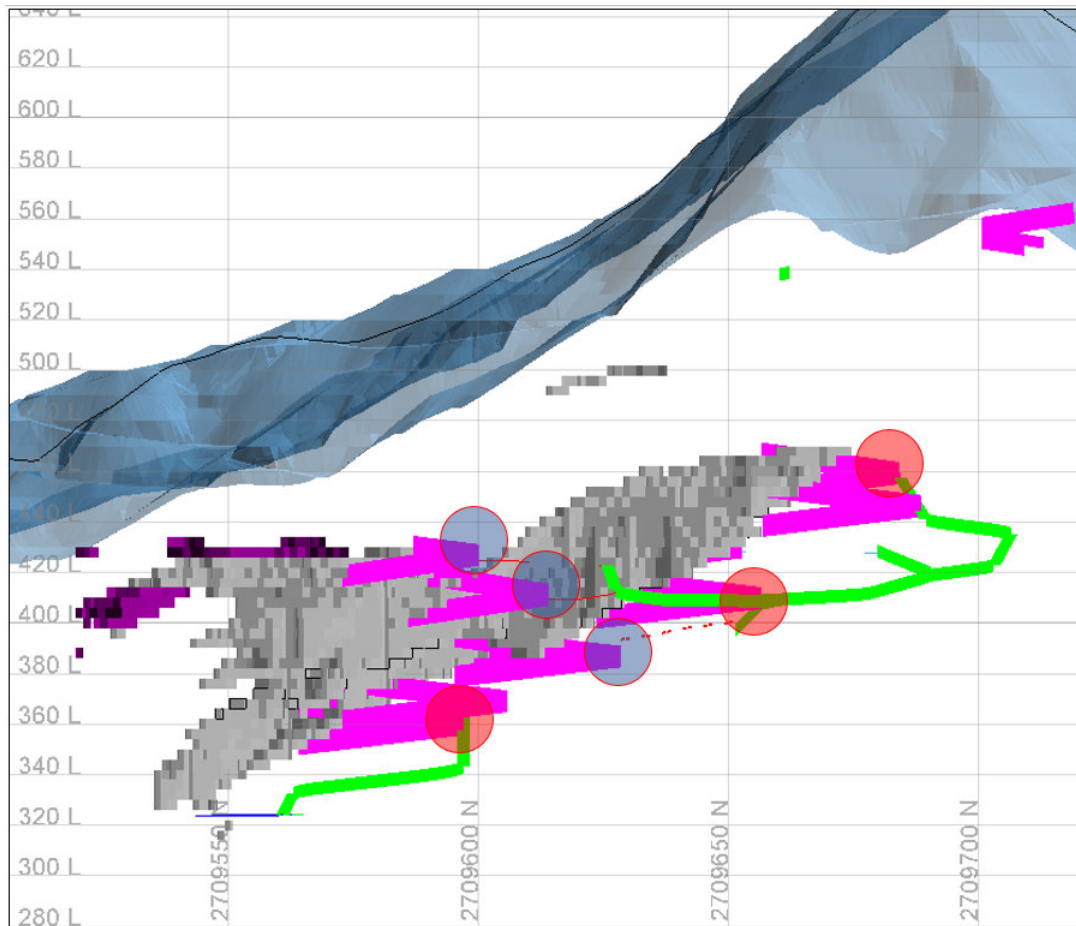
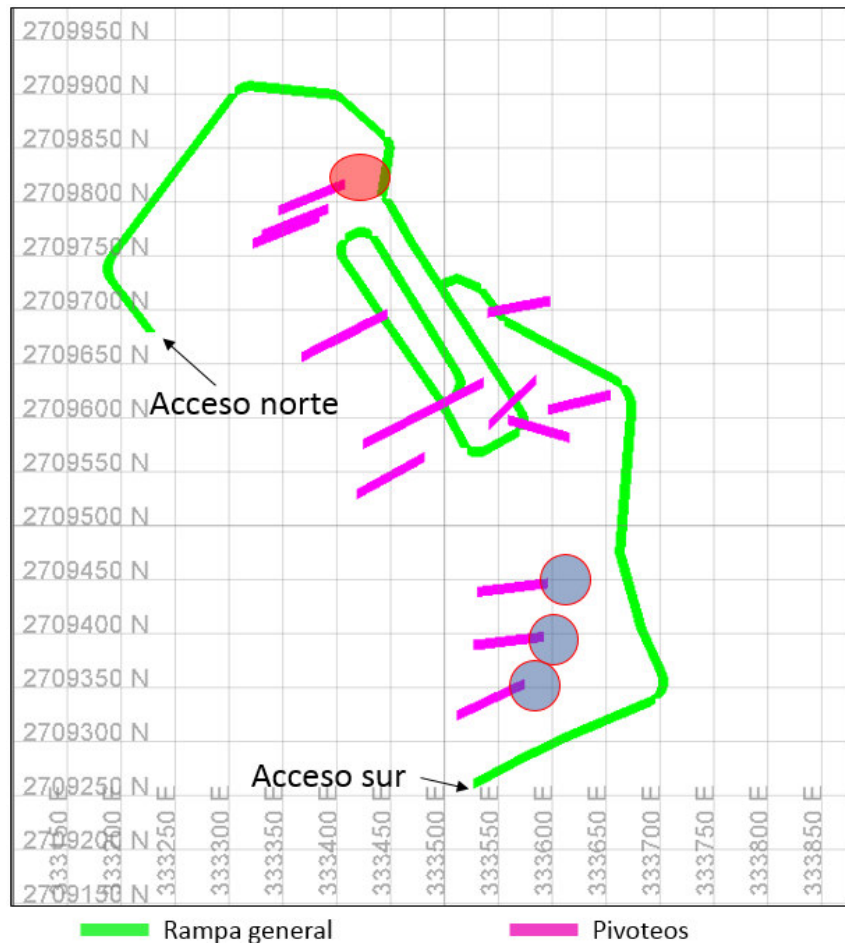
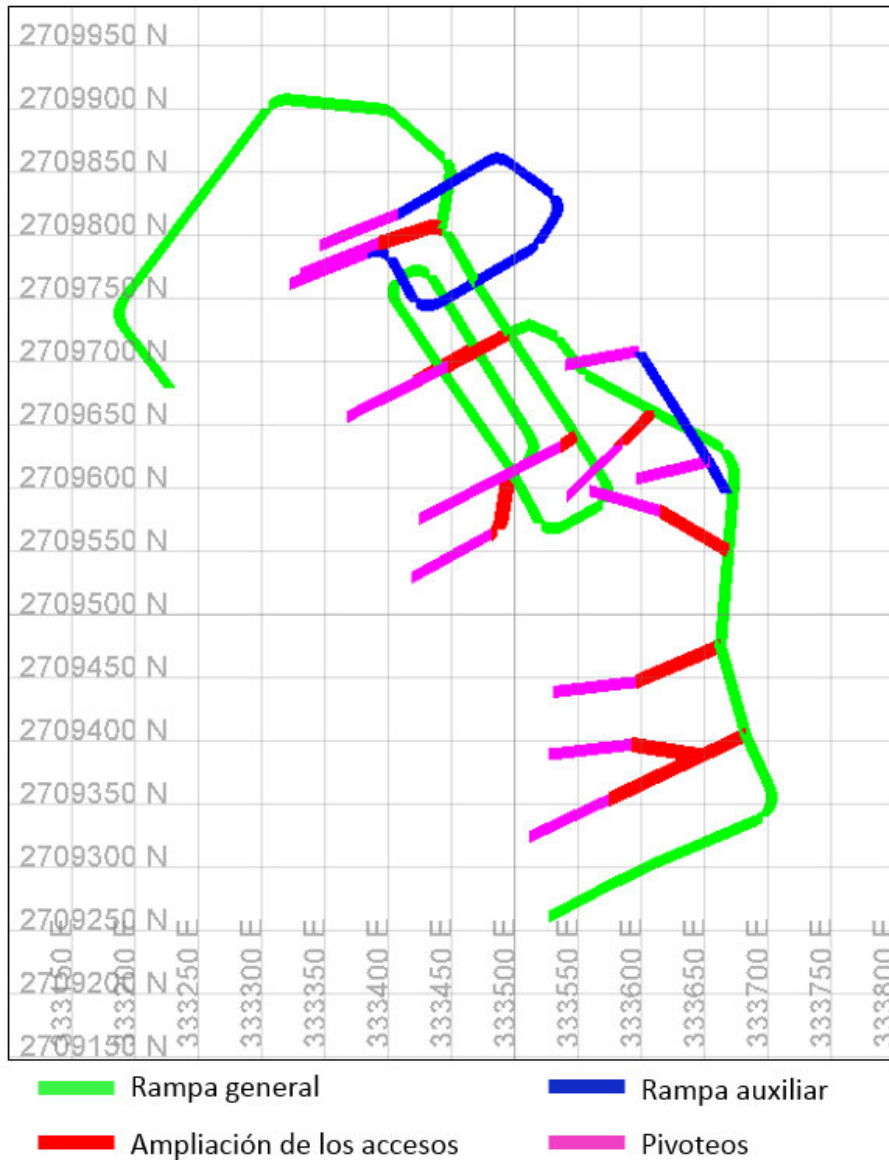


Figura 3.3 Diseño de Rampa General Sección transversal



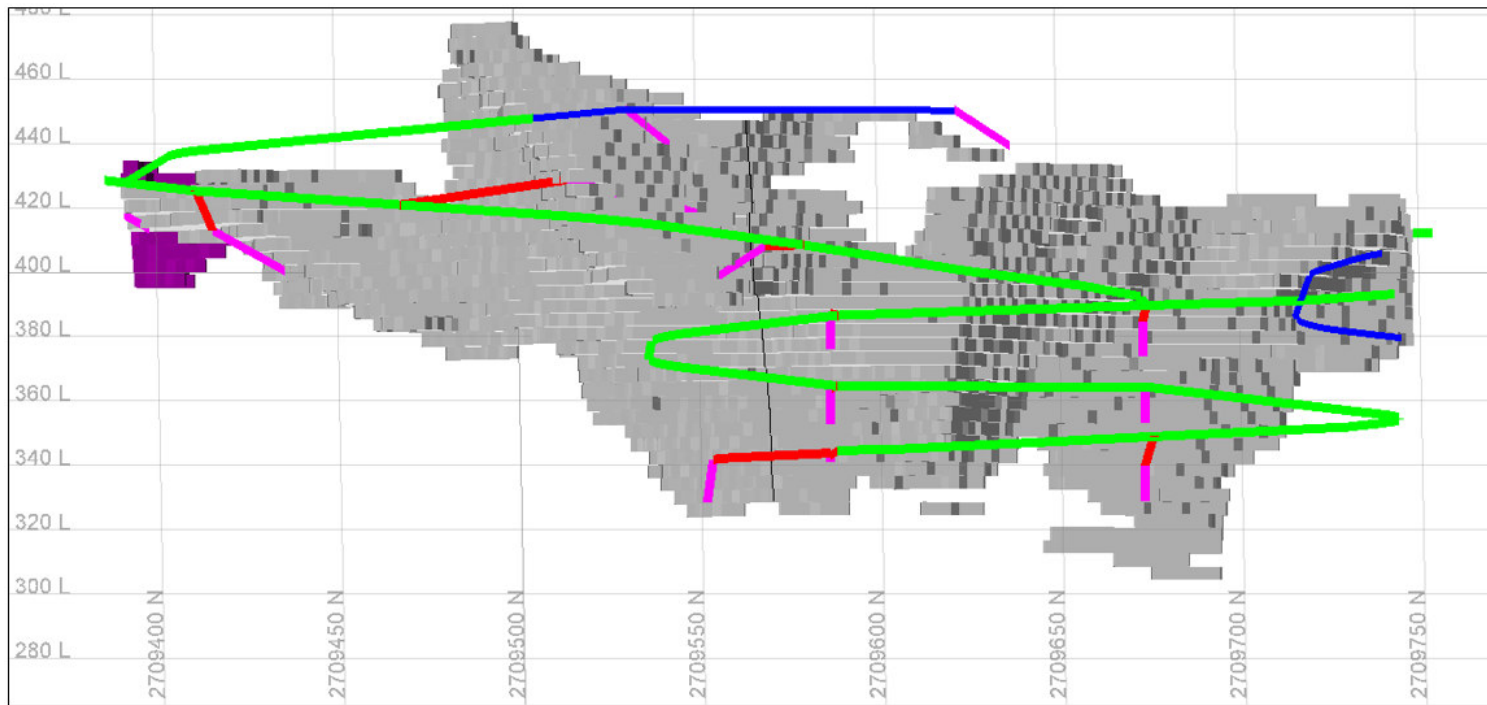
Fuente: Elaboracion propia  
 Figura 3.4 Diseño de Rampa General (color verde). Vista en planta

Los círculos rojos (Figura 3.3 y 3.4) determinan en qué puntos la rampa y los accesos coinciden. Los círculos azules indican dónde no pasa la rampa, para el caso en que la rampa no pase cerca se generará una rampa auxiliar o un incremento en la longitud del acceso (Figura 3.5).



Fuente: Elaboracion propia  
 Figura 3.5 Vista en planta.

Diseño de rampa auxiliar (color azul), incremento en la longitud del acceso (color rojo)



- |  |  |
|--|--|
| <span style="color: green;">—</span> Rampa general           | <span style="color: blue;">—</span> Rampa secundaria |
| <span style="color: red;">—</span> Ampliación de los accesos | <span style="color: magenta;">—</span> Pivoteos      |

Fuente: Elaboración propia  
 Figura 3.6 Sección longitudinal, Diseño de rampa general

## Accesos al yacimiento mineral

El yacimiento se dividió en cortes de cuatro metros de alto y de manera horizontal (Figura 3.7) representando los cortes de mineral.

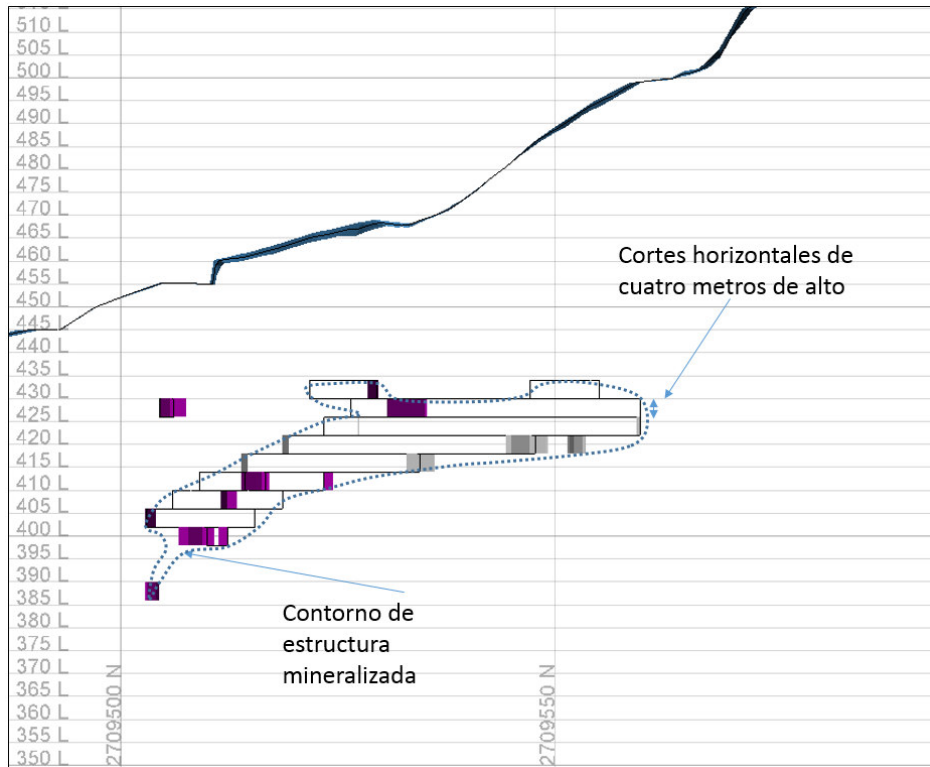
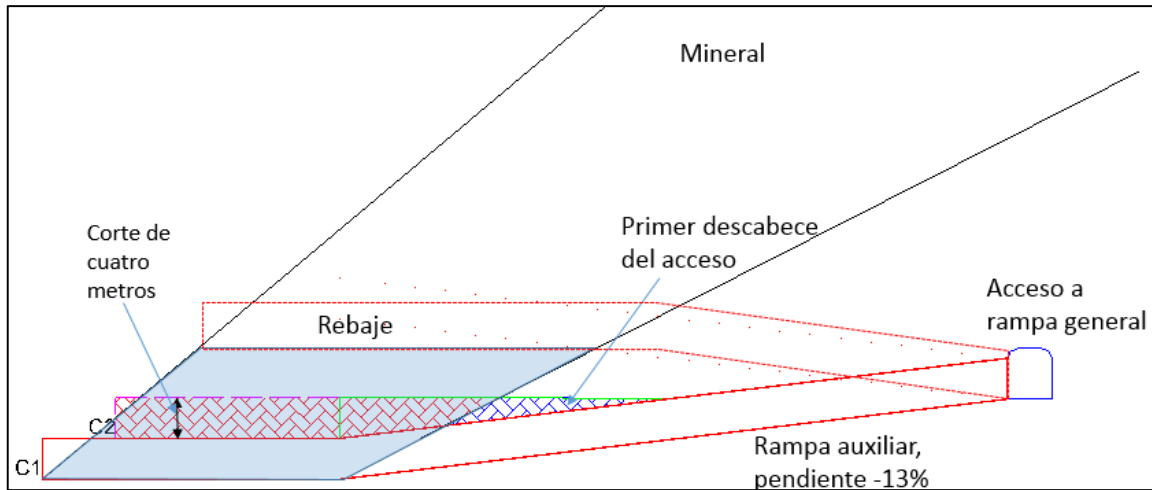


Figura 3.7 Sección transversal. Cuerpo mineral delimitado cada cuatro metros en la vertical

Después de esto se incorporan, de manera estándar, los accesos a los rebajes y después los pivoteos. Estos accesos, son rampas negativas que inician desde la rampa general, en dirección perpendicular al yacimiento, donde la pendiente será de 13% negativa (Figura 3.8).

Los accesos a mineral son de 65 metros de longitud en promedio, para poder tener un margen de trabajo en la vertical de 20 metros que representan cuatro cortes de mineral por acceso, hasta llegar a una pendiente positiva de 13%.

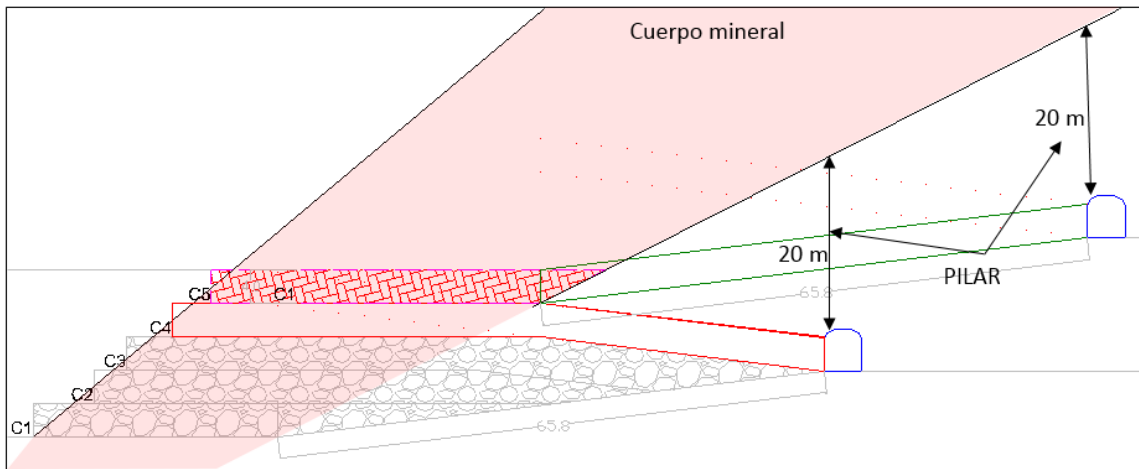
El tránsito de los camiones de acarreo de mineral y tepetate serán por estas rampas, y los camiones trabajan de manera eficiente en pendientes con un máximo absoluto de 13%



Fuente: Elaboración propia  
Figura 3.8 Sección longitudinal de un acceso estándar al rebaje (pivoteo)

Esta rampa auxiliar, al momento de terminar el tumbe de los cuatro metros indicados, se descabezará con el objetivo de tener nuevamente un corte libre de cuatro metros (Figura 3.9).

El cielo del cuarto corte, será el piso del corte uno del segundo pivoteo, como se describe de manera gráfica (Figura 3.10).



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.9 Sección longitudinal secuencia de pivoteos; proyección del límite entre bajo del cuerpo mineral y cielo de rampa general (recuadro azul)

En resumen los accesos deben cumplir con estas condiciones:

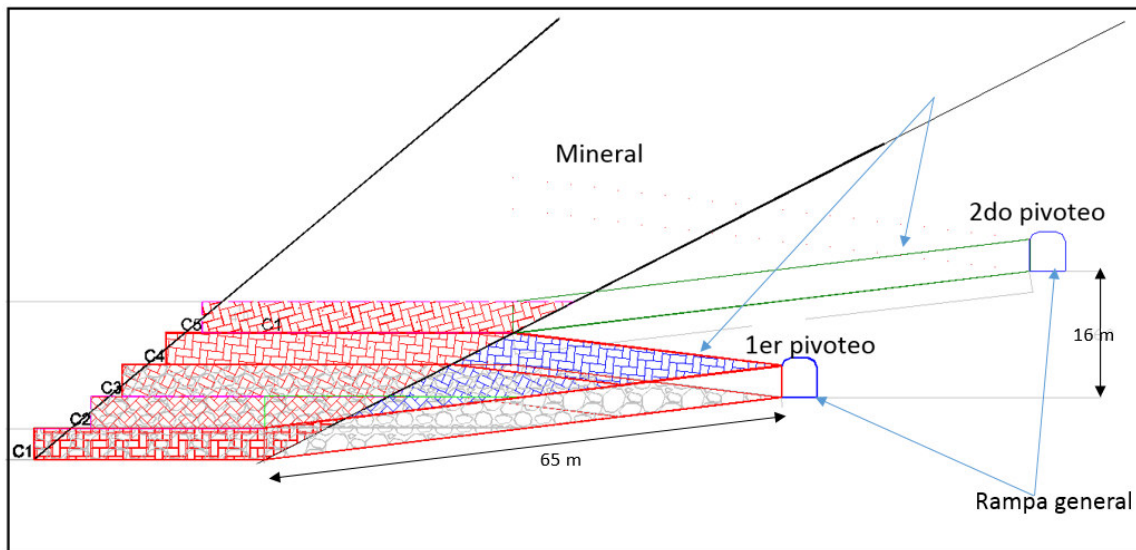
a.- Tener pendientes máximas en el rango de -13% a +13%.

b.- El pilar entre el cielo de la rampa general y el contacto del bajo tiene que ser como mínimo de 20 metros (Figura 3.9).

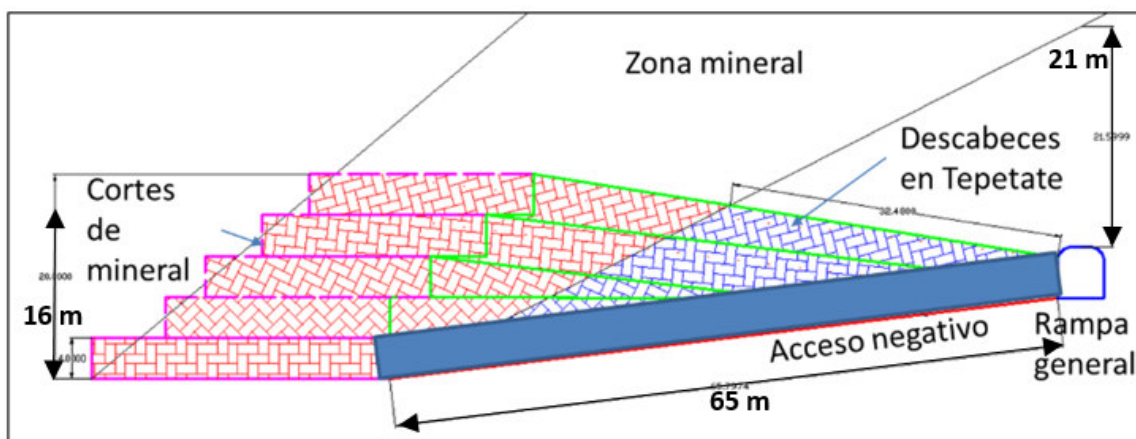
Para cumplir con estas condicionantes, la longitud mínima de la rampa con pendiente negativa tiene que ser de 65 metros (Figura 3.10).

Estos pivoteos suman un alcance de minado de 16 metros en la vertical, al finalizar el cuarto corte permitido por la pendiente del pivoteo existirán 32 metros de separación entre el cielo de la obra y el bajo del contacto del mineral (Figura 3.11).





Fuente: Elaboración propia  
 Figura 3.10 Sección longitudinal secuencia de pivoteos



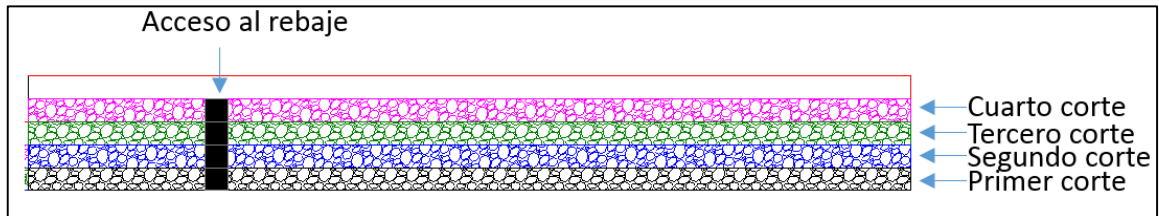
Fuente: Elaboración propia  
 Figura 3.11 Configuración estándar de pivoteos

### Localización de los accesos.

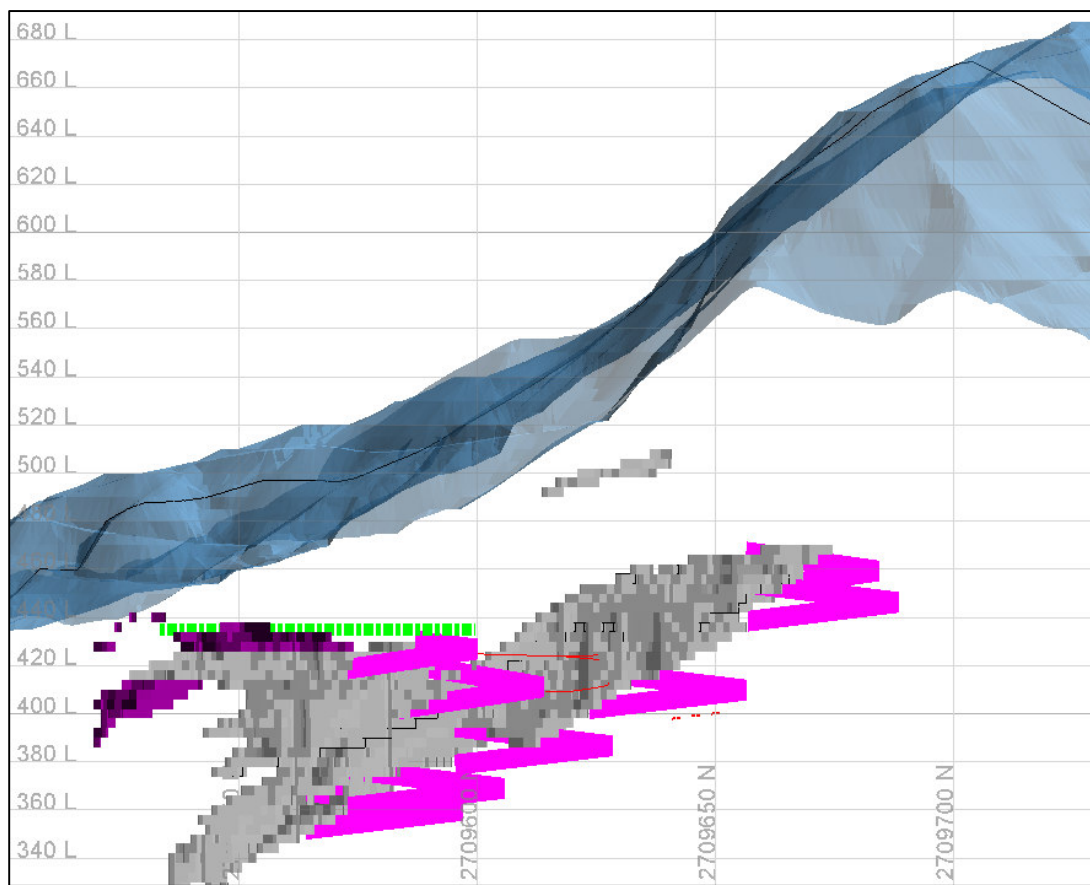
Para localizar los pivoteos en relación con el yacimiento, se toma en cuenta la diferencia de elevación, donde se inicia con el corte más profundo, subiendo y colocando los accesos cada 16 metros de diferencia de elevación con referencia al primero y que entre cada uno tenga un promedio de 150 metros de longitud.

La secuencia de los cortes por cada pivoteo se describe con una sección longitudinal, en donde de manera idealizada se representan los cortes horizontales

donde el achurado de color negro representa el primer corte, el azul el segundo, el verde el tercero y el magenta el cuarto (Figura 3.12).



Fuente: Elaboracion propia  
Figura 3.12 Sección longitudinal idealizada de cortes



Fuente: Elaboracion propia  
Figura 3.13 Sección transversal.

Por las dimensiones del yacimiento, en algunas ocasiones será necesario realizar hasta dos pivoteos paralelos a la misma elevación para cubrir longitudinalmente el cuerpo mineral. En la Figura 3.13 se muestra la colocación de

los accesos a lo largo del yacimiento, donde la ubicación de pivoteos es en color magenta, el mineral en color gris y la topografía de la superficie en color azul.

### Circuito de ventilación

El circuito de ventilación se diseñó considerando la cantidad de equipos en operación tanto eléctricos como a diésel y el personal que estarán trabajando en interior mina (Tabla 3.1), cuando se tenga una producción y desarrollo constante que es de 45,000 toneladas por mes y 300 metros de desarrollo.

**Tabla 3.1 Equipos a utilizar y cantidad de aire requerido por equipo**

CONCEPTO	POTENCIA (HP)	EFIC MOTOR	COEF SIMUL	REQ. CFM	REQ POR NOM M <sup>3</sup> /MIN	CANTIDAD	PESONAL/ EQUIPO	TOTAL M <sup>3</sup> /MIN
Camiones de 14 m <sup>3</sup>	300	0.85	0.6	75.2	2.13	12	12	3,911
Cargadores de bajo perfil	250	0.85	0.65	75.2	2.13	4	4	1,177
Jumbo's	100	0.85	0.25	75.2	2.13	4	5	181
Boltec	100	0.85	0.15	75.2	2.13	1	2	27
Plataforma	100	0.85	0.5	75.2	2.13	1	2	91
Vehículos ligeros	125	0.85	0.2	75.2	2.13	6	5	272
Tractor	75	0.85	0.5	75.2	2.13	2	5	136
Dozer	45	0.85	0.15	75.2	2.13	1	1	12
Personal Visita, Mantenimiento, Supervisión					1.5	40	76	105
Taller de mantenimiento								3920
<b>TOTAL</b>								<b>9,832</b>
<b>TOTAL CON FACTOR DE SEGURIDAD (25% más)</b>								<b>12,290</b>

Fuente: Plan general de ventilación subterránea, Zendejas, C. (2015).

Para el cálculo del aire en interior mina se toma como base la NOM-023 donde indica que se requiere un mínimo de 1.50 metros cúbicos por minuto por cada trabajador, y 2.13 metros cúbicos de aire por minuto por cada caballo de fuerza de la maquinaria accionada por motores de combustión diésel. Aunado a esto se requiere mantener una velocidad mínima del aire de 15.24 metros/minuto.

Para el cálculo del aire necesario del taller, se considera que el aire debe renovar su volumen diez veces en una hora, el taller tendrá una longitud acumulada de 560 metros.

El cálculo del flujo necesario de 12,290 metros cúbicos por minuto (Tabla 3.1).



El circuito de ventilación se divide en 2 zonas, la zona superior y la zona inferior, cada una de estas contemplada a partir del rompimiento del portal.

Se determinó que se requieren 2 ventiladores principales.

Se cotizaron dos ventiladores con marcas y modelos diferentes como se muestra en la Tabla 3.2, para el estudio se toma en cuenta los ventiladores Zitron, con estos dos ventiladores se tendría un volumen de 410 m<sup>3</sup>/s o 24,600 m<sup>3</sup>/min con una potencia combinada de 600 KW.

La ventaja de estos ventiladores es que cuentan con un regulador de potencia el cual se puede modular el trabajando del ventilador a media o baja capacidad según se requiera al interior de la mina.

**Tabla 3.2 Ventiladores principales**

							
ETAPA	CONCEPTO	Variador de Frecuencia	Potencia Motor (kW)	Diámetro Ventilador (m)	Caudal (m <sup>3</sup> /seg)	Unidades (pza)	Costo
1er Semestre							
	ZVN RV 02	SI	300	2.80	205	1	\$ 444,868.37
	ZVN RV 03	SI	300	2.80	205	1	\$ 444,868.37
<b>TOTAL INSUMOS</b>							<b>\$ 889,736.75</b>
							
ETAPA	CONCEPTO	Variador de Frecuencia	Potencia Motor (kW)	Diámetro Ventilador (m)	Caudal (m <sup>3</sup> /seg)	Unidades (pza)	Costo
1er Semestre							
	AMF RV 02	SI	230	2.80	185	1	\$ 417,988.62
	AMF RV 03	SI	300	2.80	205	1	\$ 529,108.03
<b>TOTAL INSUMOS</b>							<b>\$ 947,096.65</b>

Fuente: Plan general de ventilación subterránea, Zendejas, C. (2015).

En la Tabla 3.3, se describe las características de los ventiladores necesarios para cubrir la ventilación secundaria, los cuales serán ocupados para el desarrollo de las obras y en el tumbé del mineral.

Los circuitos de ventilación secundaria se calcularon por etapas semestrales, y por vida de mina.

**Tabla 3.3 Ventiladores secundarios**

ETAPA	CONCEPTO	Potencia Motor (kW)	(Hp)	Diámetro Ventilador (in)	Diámetro Ducto (in)	Distancia en Recto (m)	Caudal (cfm)	m3/seg	CU Euro	CU Dólar	Unidades (pza)	Costo Total
1er Semestre	gEL 9-86/2	86	115	36	36	1,500	30,000	14.16	\$ 17,700.00	\$ 22,439.56	1	\$ 22,439.56
	gEL 9-63/2	63	84	36	36	800	30,000	14.16	\$ 16,617.00	\$ 21,066.56	2	\$ 42,133.12
	gEL 7-42/2	42	56	28	28	500	25,000	11.80	\$ 13,519.00	\$ 17,139.00	2	\$ 34,278.01
	gEL 6-25/2	25	34	24	24	400	12,700	5.99	\$ 10,699.00	\$ 13,563.89	2	\$ 27,127.77
2do Semestre	gEL 9-63/2	63	84	36	36	800	30,000	14.16	\$ 16,617.00	\$ 21,066.56	1	\$ 21,066.56
	gEL 7-42/2	42	56	28	28	500	25,000	11.80	\$ 13,519.00	\$ 17,139.00	1	\$ 17,139.00
	gEL 6-25/2	25	34	24	24	400	12,700	5.99	\$ 10,699.00	\$ 13,563.89	5	\$ 67,819.44
3er Semestre	gEL 7-42/2	42	56	28	28	500	25,000	11.80	\$ 13,519.00	\$ 17,139.00	3	\$ 51,417.01
	gEL 9-63/2	63	84	36	36	800	30,000	14.16	\$ 13,519.00	\$ 17,139.00	1	\$ 17,139.00
<b>TOTAL INSUMOS</b>											\$	<b>300,559.46</b>

Fuente: Plan general de ventilación subterránea, Zendejas, C. (2015).

Por la distribución de obras, será necesario construir cuatro contrapozos de ventilación dirigidos hacia superficie. En la Figura 3.14 se muestran tres de los cuatro contrapozos propuestos

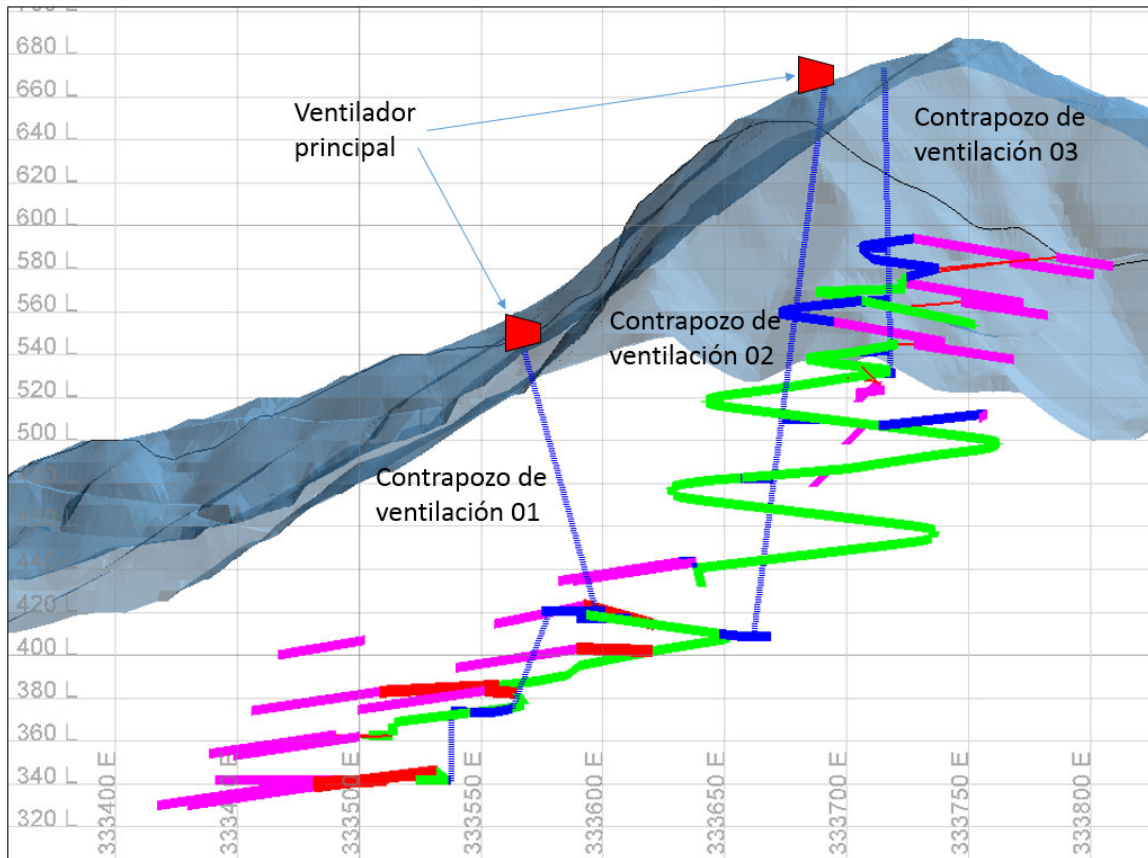


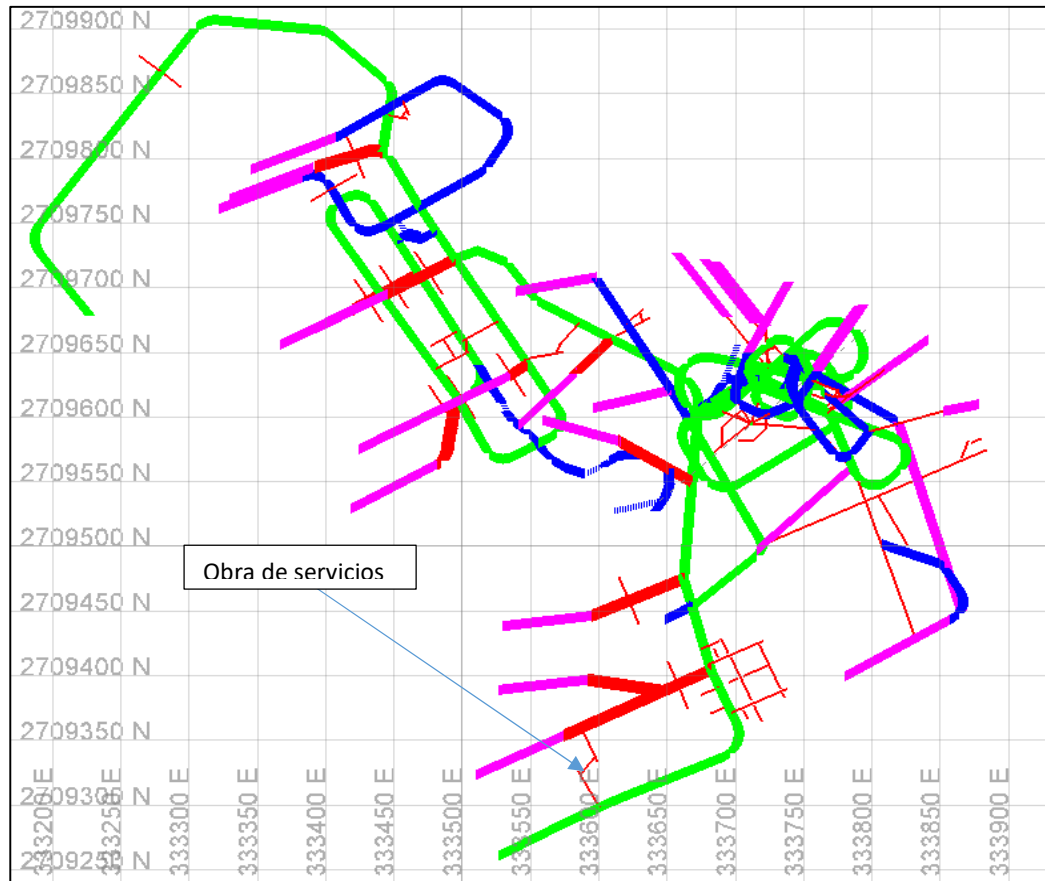
Figura 3.14 Sección transversal del yacimiento, mostrando los contrapozos de ventilación.

### Circuito de servicios

Después de atender todos los aspectos principales de la mina, como son la rampa principal, accesos a rebajes y el circuito de ventilación, se requiere incorporar las obras para colocar los servicios, como son subestaciones eléctricas, contrapozos para direccionar tuberías de agua, aire y cables de energía, además de las obras necesarias para el cargado del mineral, entre otras (Figura 3.15).

Para el sistema de bombeo se contemplaron las mismas condiciones hidrológicas con las que cuenta mina el cajón, la cual se encuentra a 900 metros en línea recta. En donde la cantidad de agua es de 1 litro por segundo durante la época de lluvias y durante la época de cecas es una tercera parte de esto. Se toman en cuenta los barrenos de diamante para verificar la presencia de agua, donde no se

identifica presencia de agua. Debido a esto se propone un sistema de bombeo básico, con cárcamos de captación del agua que se utilizará para los equipos de barrenación y escurrimientos.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 3.15 Planta de obras para servicios (líneas delgadas en rojo)

## EXPLOTACIÓN

La explotación o tumba de mineral se diseñó para extraer 45,000 toneladas por mes.

### Preparación

Al final de la obra de acceso al rebaje (pivoteo), se preparará un crucero de explotación, el cual tendrá una pendiente positiva de 1.0%, en dirección perpendicular al rumbo del yacimiento con el objetivo de delimitar el alto del yacimiento (Figura 3.16), al concluir esta obra se desarrollarán dos frentes, paralelas al rumbo del yacimiento con el objetivo de delimitar la longitud total (Figura 3.17).

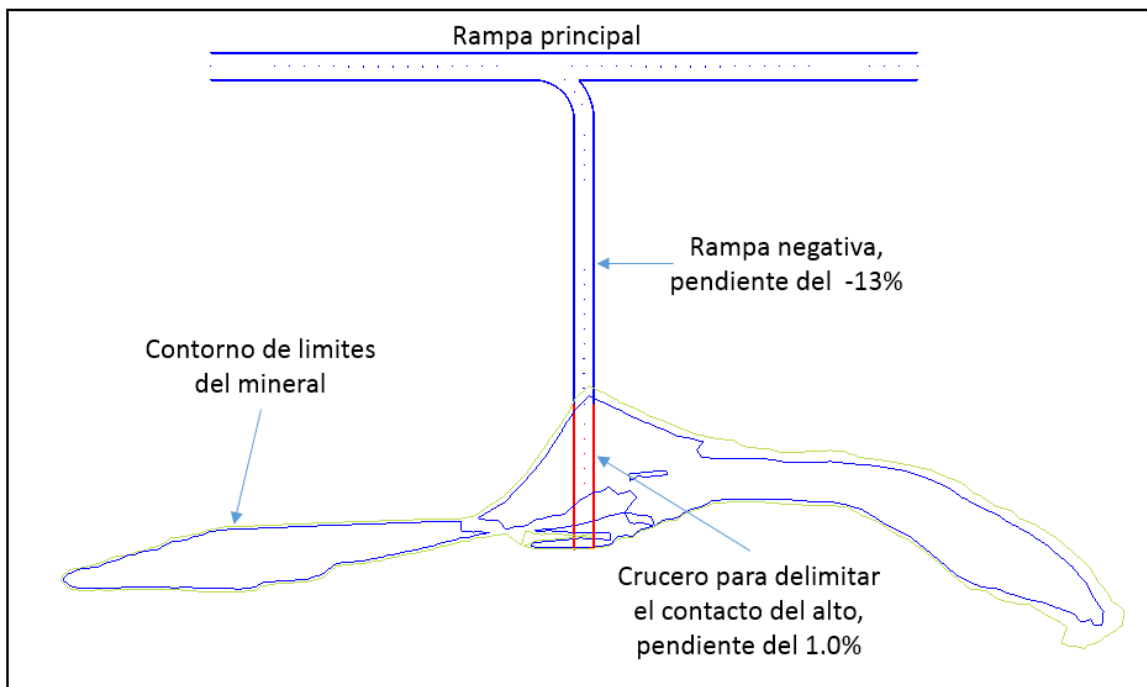


Figura 3.16 Obras de desarrollo y preparación.

Al concluir la frente de preparación se harán cruceros perpendiculares a dicha frente con el objetivo de poder delimitar el cuerpo a lo ancho del mismo, respetando la distribución de pilares existente (Figura 3.17), después de definir los límites del cuerpo, se procede a desbordar las obras, para de esta manera delimitar los pilares requeridos según sea el caso, en esta figura se muestran las diferentes obras a desarrollar en una planta típica: mineral (Contorno verde), obras de acceso (líneas



azules) cruceros de delimitación (líneas rojas), Frente (líneas negras), pilares (círculos azules).

Los pilares en color azul que se encuentran fuera del cuerpo mineral, son la proyección de los pilares necesarios para los siguientes cortes.

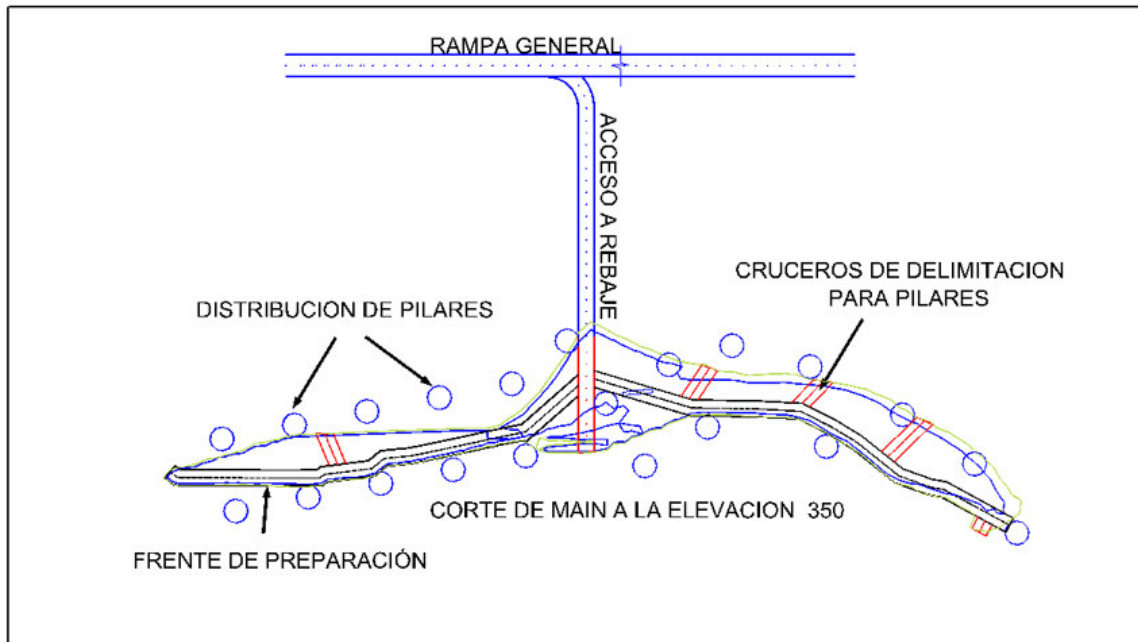


Figura 3.17 Distribución de obras de preparación.

### Tumbe del mineral

El tumba del mineral será de manera horizontal, utilizando para este trabajo un Jumbo electrohidráulico con dos brazos. Se consideran ciclos de trabajo de 10 horas, en las cuales se podrá barrenar un frente de hasta cuatro metros de alto por 14 metros de ancho, la longitud de la barra es de cuatro metros, con esto se consideran tumbes de 800 toneladas en promedio por turno, garantizando 1,600 toneladas por día.

Con el manejo del tumba horizontal, se minimiza un efecto negativo de las voladuras esto es debido a que los barrenos que están en el cielo se cargarán con explosivo de baja densidad, generando un post-corte, con la finalidad de obtener un mejor control sobre la estabilidad.

Otra de las ventajas que se tienen con este tipo de tumbe horizontal es la correcta instalación del anclaje, enmallado y si es necesario, según sea la condición del terreno, el zarpeo, debido a que se tendrán alturas de rebajes no mayores a 5 metros (Figura 3.18).

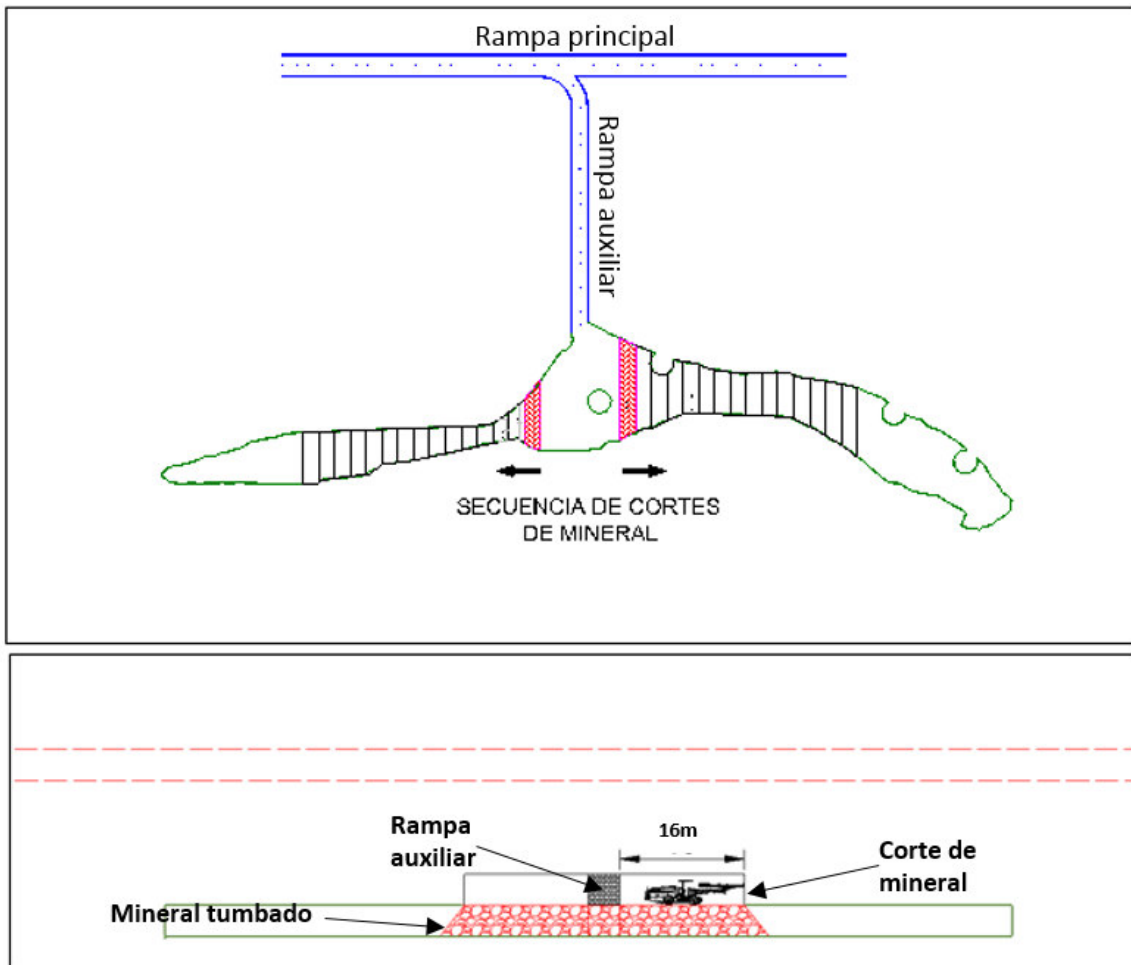


Figura 3.18 Croquis de secuencia de cortes horizontales

## RELLENO

La colocación y distribución del relleno en los rebajes será en forma de cascada, esto es se introducirá al momento de rezagar el mineral y teniendo una

separación de mínimo seis metros entre este y el tepetate. Este relleno puede ser delimitado dentro del rebaje y se deberá separar del mineral (Figura 3.19), el tránsito entre el relleno y el mineral será por medio de rampas en interior de los rebajes, esto tiene el beneficio de crear ciclos de operación dinámicos.

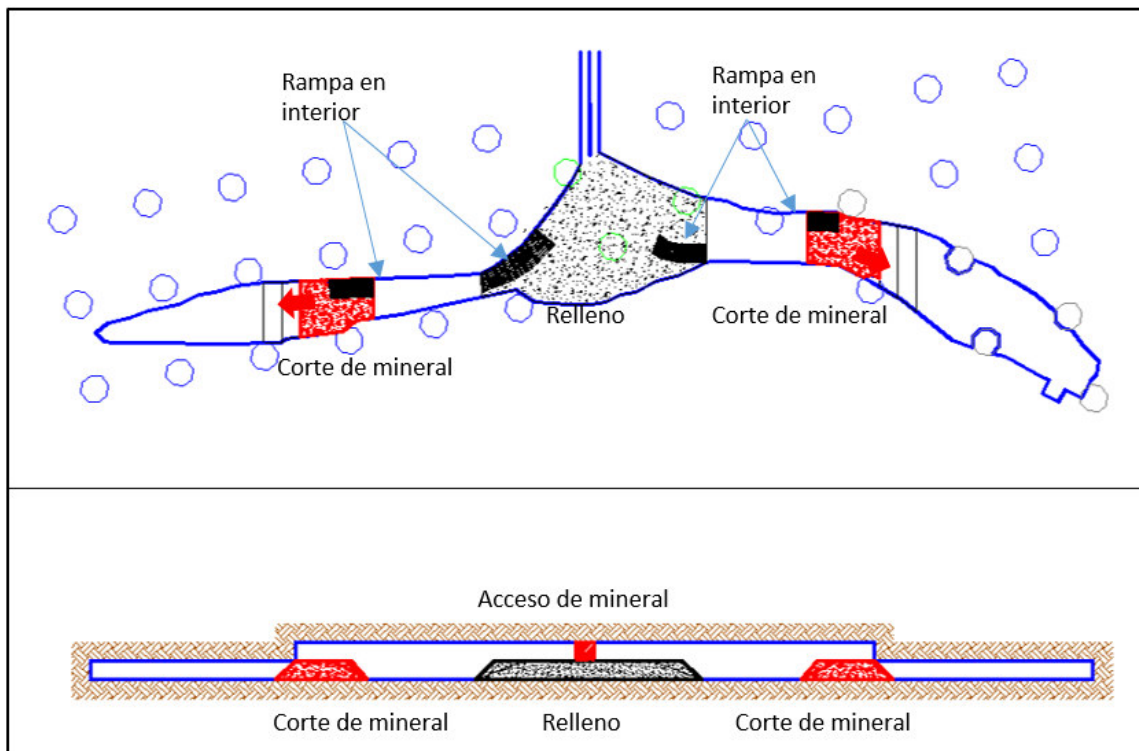


Figura 3.19 Relleno en cascada

El área recomendada para el trabajo del jumbo es de 16 metros de largo por cuatro de ancho, lo cual permite que el rebaje esté en etapa de relleno y tumbe al mismo tiempo.

El material utilizado para el relleno de los rebajes se alimentara de diferentes lugares, entre los cuales son de las obras de desarrollo, este material es el generado por las obras de preparación el cual se depositará en una tepetatera que está ubicada a dos kilómetros y medio, saliendo por el acceso sur; al inicio de la actividad de relleno se contará con un volumen acumulado de 350,000 metros cúbicos, lo que permitirá la extracción de casi un millón de toneladas de mineral. Otro lugar de

obtención de relleno es de la tepetatera norte, que se construirá a 3 kilómetros del acceso norte (Figura 3.20).



Figura 3.20 Ubicación del acceso sur y acceso norte, y tepetateras

## PLAN DE MINADO

La planeación de todo el yacimiento se dividió en siete rebajes principales. Este sistema de planeación consta de los siguientes pasos generales:

1. Establecer la ubicación espacial del rebaje a minar.
2. Diseñar las obras de desarrollo y preparación.
3. Elaborar el desglose de actividades en un diagrama de flujo.
4. Calendarizar en un cronograma de actividades.

En total por obras de desarrollo serán de 11,000 metros, dividido entre rampas, accesos, frentes en diferentes secciones (Tabla 3.4).

En la Tabla 3.5 se muestra la cantidad de metros propuestos para el desarrollo de la mina.

**Tabla 3.4 Obra requerida total (metros)**

Obras primarias		Cuele (metros)
Sección	Tipo de obra	
4.0m x 4.0 m	Accesos ( <i>Crosscuts</i> )	4,202
4.0m x 4.0 m	Frentes ( <i>Headings</i> )	1,563
4.5m x 5.0 m	Rampas	4,309
<b>Total de obras primarias</b>		<b>10,074</b>
Obras de infraestructura		
4.0m x 4.0 m	Cargaderos	480
3.5m x 3.0 m	Cruceros de ventilación	299
4.0m x 4.0 m	Taller	147
<b>Total de infraestructura</b>		<b>926</b>

Fuente: Thomas L. Dyer, (2016).

**Tabla 3.5 Tabla de cuele de obra (metros por año)**

Obras Primarias		Unidad	Preparación inicial	Año 1	Año 2	Año 3	Total
4.5m x 5.0m	Rampas	m	968	1,777	1,277	287	4,309
4.0m x 4.0m	Accesos	m	923	1,277	1,439	563	4,202
4.0m x 4.0m	Frentes	m	176	286	758	344	1,563
<b>Total de obras primarias</b>		<b>m</b>	<b>2,067</b>	<b>3,340</b>	<b>3,473</b>	<b>1,194</b>	<b>10,074</b>
Obras de Infraestructura							
4.0m x 4.0m	Cargaderos	m	80	200	160	40	480
3.5m x 3.0m	ventilación	m	85	155	46	13	299
4.0m x 4.0m	Taller	m	21	81	45	0	147
<b>Total de infraestructura</b>		<b>m</b>	<b>186</b>	<b>436</b>	<b>251</b>	<b>53</b>	<b>926</b>

Fuente: Thomas L. Dyer, (2016).

Al realizar la secuencia de minado, con una planeación a semi detalle se obtuvo un resultado de 11,000 metros de obra de preparación programadas a tres años y 3,481,340 toneladas de mineral que se extraerán en ocho años.

### **Inicio de explotación, zona “Sur deli”**

Se decidió minar primero la zona “Sur deli”, debido a que por su cercanía al portal requiere de poco desarrollo para iniciar la preparación del rebaje. Esta zona se estima tiene un potencial para producir 456,185 toneladas de mineral con un valor, NSR de 82.49 dólares (Tabla 3.6). En esta tabla se describe la variación de la ley equivalente, así como el tonelaje esperado por cada corte vertical de cuatro metros, empezando en la elevación 400. En esta zona, así como en todo el yacimiento, se estima una pérdida de mineral por pilares del 12%.

**Tabla 3.6 Distribución de ley equivalente por elevación**

SR_PP_SUR_DELI	Toneladas	ZnEq (%)	NSR (USD)
400	27,899	8.76	77.9
404	38,519	9.2	82.62
408	49,127	8.84	79.46
412	73,197	8.64	77.85
416	76,792	8.55	77.27
420	72,968	8.19	73.92
424	58,065	9.67	86.84
428	30,018	11.52	103.41
432	18,114	14.74	131.68
436	9,818	8.47	74.31
440	647	7.63	69.86
<b>Total</b>	<b>455,164</b>	<b>9.19</b>	<b>82.59</b>

Tomando en cuenta que el rebaje empezará en la elevación 400, se requieren 1,824 metros de desarrollo, divididos en diferentes obras como lo son: la rampa general, cruceros de servicios, cargaderos, taller, y otras obras menores (Figuras 3.21 y 3.22):

El taller, la rampa general, los cruceros de servicios, son obras que servirán para el resto de la mina.

En la Figura 3.21 se tienen identificados los diseños de rebajes (color verde), obras necesarias (líneas punteadas). Y la distribución en el tiempo, separado por meses donde el mes 1 (verde), mes 2 (azul claro); mes 3 (azul), mes 4 (magenta), mes 5 (rojo), mes 6 (naranja), mes 7 (amarillo).

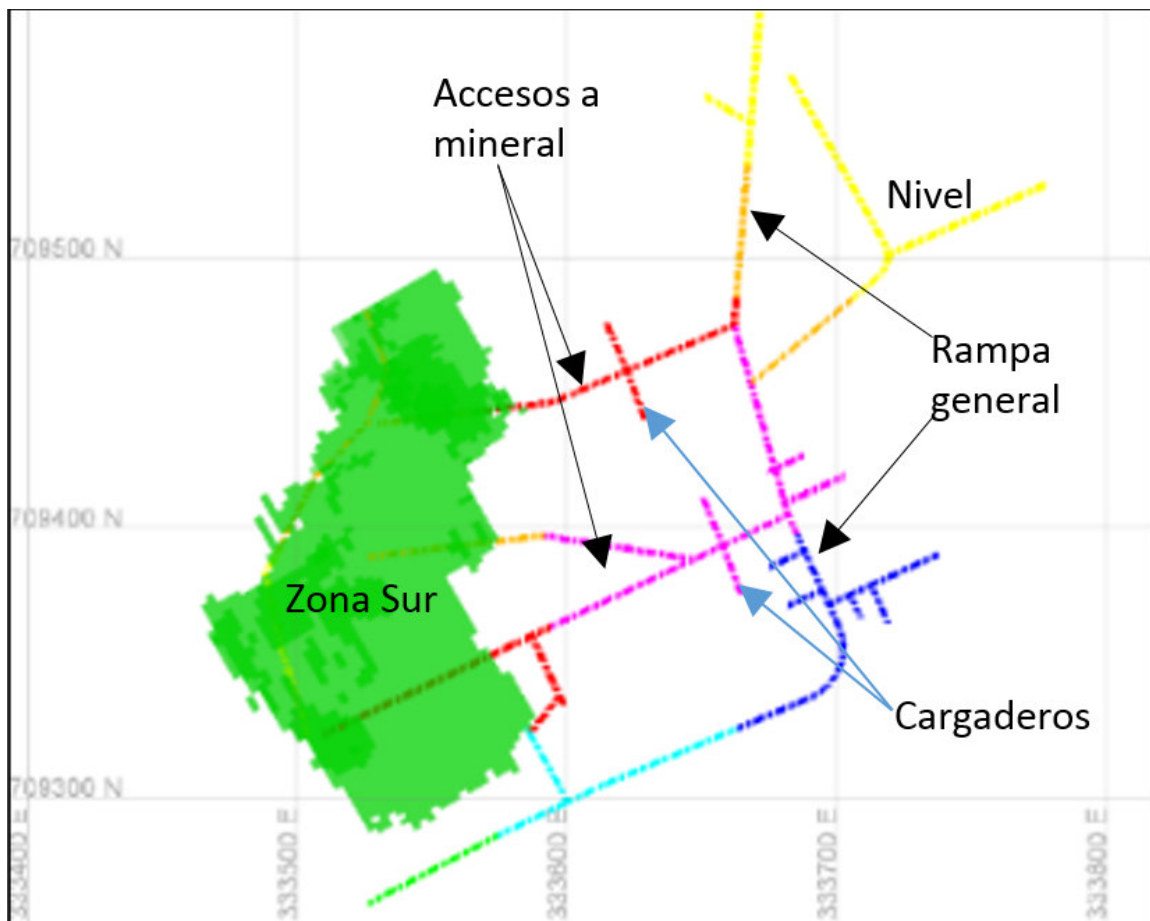


Figura 3.21 Vista en planta de obras de preparación para "Sur deli"

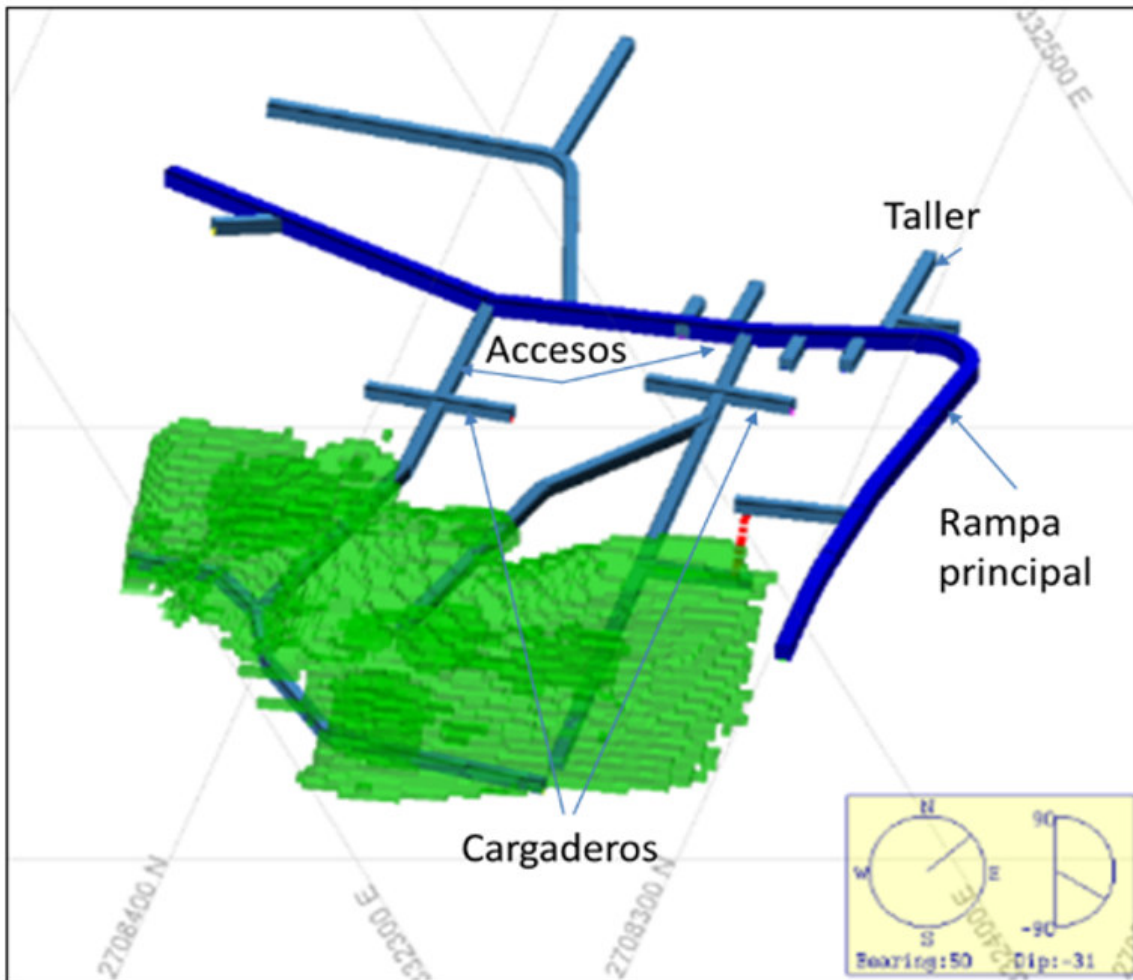


Figura 3.22 Isométrico de obras de preparación para “Sur deli”

Se realizó un cronograma de actividades de las obras para determinar el tiempo necesario para poder empezar la producción de mineral, que en sus primeras etapas será por aporte de obras de preparación (Figura 3.23 y Tabla 3.7), en donde la descripción de cada nomenclatura es; CRO Crucero; CAR Cargadero; CP Contrapozo; FTE Frente; TEP Tepetate; MIN Mineral; SERV Servicios; TALL Taller; GRAL Genera.

Para realizar este cronograma se consideró:



Un disparo por día por obra, el ciclo operativo se compone de barrenación, cargado, voladura, ventilación, rezagado, anclaje, enmallado, zarpeo, todo este ciclo está considerado para realizarlo en 24 horas.

Los primeros cinco meses son exclusivamente preparación, los 103 metros del mes seis y 72 metros del mes siete se consideran como mineral.

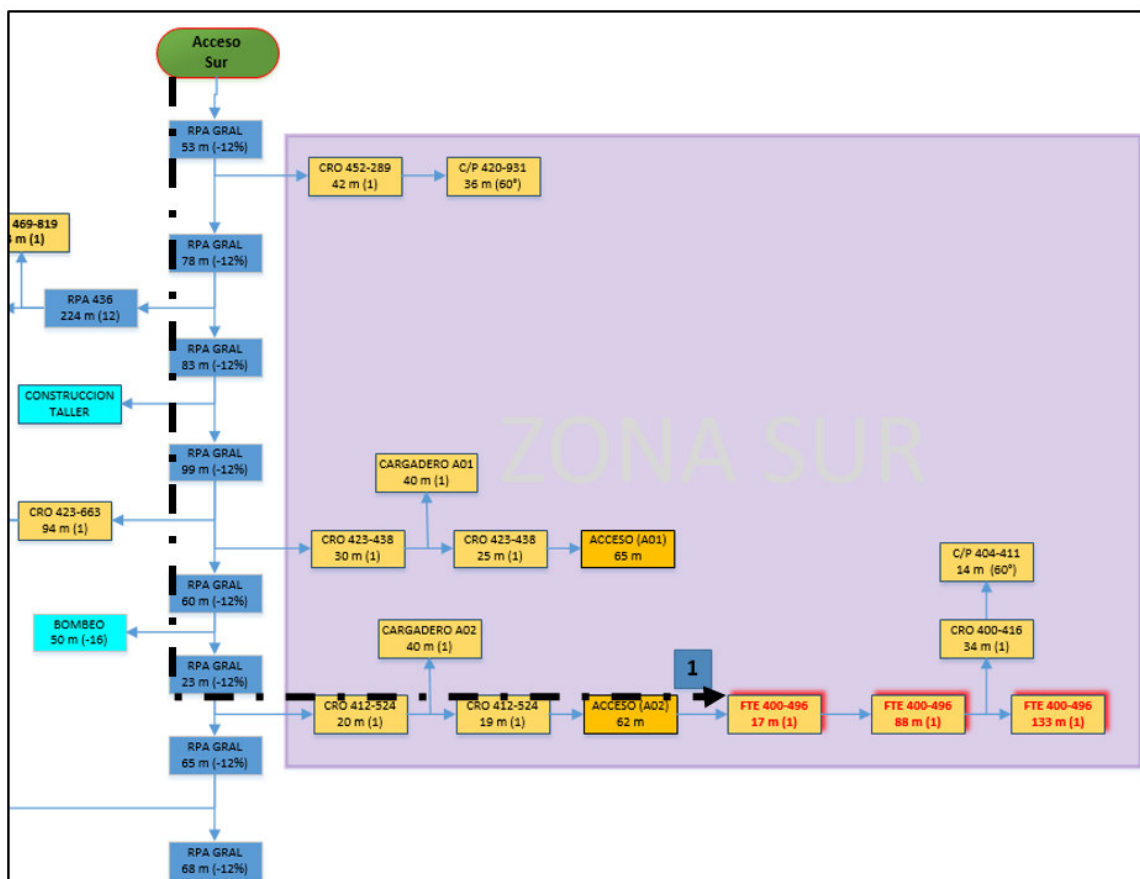
**Tabla 3.7 Cronograma de desarrollo y preparación**

MATERIAL	OBRA			SECCION	EQUIPO	MESES								
	TIPO	ELEV	CORD X			1	2	3	4	5	6	7		
TEP	RPA	GRAL1		4.5X5.0	JUMBO	54	98	99	8					
TEP	CRO	SERV_1		3.5X3.0	JUMBO		32							
TEP	CRO	TALL_2		4.0X4.0	JUMBO			8						
TEP	CRO	TALL_1		4.0X4.0	JUMBO			13						
TEP	CRO	692	- 432	4.0X4.0	JUMBO			15						
TEP	CRO	685	- 430	4.0X4.0	JUMBO			15						
TEP	CRO	697	- 433	4.0X4.0	JUMBO			45						
TEP	CRO	674	- 427	4.0X4.0	JUMBO				15					
TEP	CAR	_2		4.0X4.0	JUMBO				20					
TEP	CAR	_1		4.0X4.0	JUMBO				20					
TEP	CRO	680	- 428	4.0X4.0	JUMBO				25					
TEP	CRO	647	- 424	4.0X4.0	JUMBO				56					
TEP	RPA	GRAL2		4.5X5.0	JUMBO				74					
TEP	CRO	682	- 428	4.0X4.0	JUMBO				98	23				
TEP	RPA	GRAL3		4.5X5.0	JUMBO					10	50			
TEP	CAR	_3		4.0X4.0	JUMBO					20				
TEP	CAR	_4		4.0X4.0	JUMBO					20				
TEP	CRO	594	- 410	4.0X4.0	JUMBO					26	41			
TEP	CRO	SERV_2		3.5X3.0	JUMBO					30				
TEP	CP	ERV_1		2.0X2.0	MP					38				
TEP	CRO	573	- 414	4.0X4.0	JUMBO					71				
TEP	CRO	662	- 420	4.0X4.0	JUMBO					74				
TEP	CP	VENT_01		2.0X2.0	ROBBINS					134				
TEP	CRO	VEN_01		4.0X4.0	JUMBO						22			
TEP	RPA	667_1		4.0X4.0	JUMBO						50	98		
TEP	CRO	591	- 424	4.0X4.0	JUMBO						67			
MIN	FTE	400_SUR		4.0X4.0	JUMBO							103	72	
TEP	CRO	668	- 414	4.0X4.0	JUMBO								20	
TEP	CRO	VEN_02		4.0X4.0	JUMBO									37
TEP	RPA	GRAL4		4.5X5.0	JUMBO									57
TEP	CRO	719	- 429	4.0X4.0	JUMBO									65
						<b>54</b>	<b>130</b>	<b>195</b>	<b>316</b>	<b>446</b>	<b>333</b>	<b>350</b>		
metros lineales de mineral						<b>54 m</b>	<b>130 m</b>	<b>195 m</b>	<b>316 m</b>	<b>446 m</b>	<b>229 m</b>	<b>277 m</b>		
metros lineales de tepetate											<b>103 m</b>	<b>72 m</b>		

Se muestra el cronograma de las obras de preparación (Figura 3.21) , las líneas de centro de las obras, separadas por mes; esto es: mes 1 (verde), mes 2

(azul claro); mes 3 (azul), mes 4 (magenta), mes 5 (rojo), mes 6 (naranja), mes 7 (amarillo).

Para realizar el cronograma se tomó como base el siguiente diagrama de flujo. Donde la línea punteada indica la secuencia de obras necesarias para llegar al mineral (Figura 3.23).



Fuente Elaboración propia.  
Figura 3.23 Diagrama de flujo

## 7. CONCLUSIONES

El objetivo de este informe fue dar a conocer las acciones emprendidas para, de una manera detallada, garantizar la continuidad de las operaciones de Minera Cosalá, a partir del desarrollo del proyecto San Rafael. Proyecto cuyo desarrollo se basó en lo establecido por la NI 43-101. Inicia desde la etapa de evaluación en la cual se calcularon 3,475,840 toneladas como reservas explotables, con el apoyo del modelo de bloques, y a partir un ley mínima de corte (cut off) de 54 dólares por tonelada, como una variante de NSR.

Para la estimación de reservas también se requirió de la selección del método de minado, lo cual se realizó mediante tres diferentes criterios, los que permitieron tener como resultado el diseño de un método combinado llamado “CORTE Y RELLENO CON PILARES” en el que, tomando en cuenta los datos geotécnicos recabados, se propusieron pilares con dimensiones de seis por seis metros y claros de 12 metros.

La experiencia profesional adquirida se basó en el conocimiento y aplicación de la NI 43-101, norma con la cual se debe cumplir para proyectos cuya inversión se obtiene en bolsas de valores ubicadas en el extranjero. Donde se incluye un compendio de plantillas las cuales sirven como guía práctica para poder recabar la información mínima sustentada y avalada por personal experto y calificado en la materia, para realizar un proyecto de calidad y confiable.

Con la selección del método de minado y el establecimiento del cronograma de ejecución de las obras o “Cronograma de desarrollo” se cumplió con lo recomendado en los requisitos que se enlistan en la NI 43-101 y que sirvieron para terminar el “Reporte técnico y estudio de pre factibilidad para el “proyecto San Rafael”, Sinaloa, México” compilado por la empresa Mine Development Associates (MDA) dedicada a realizar y avalar estudios para ser presentados en las diferentes

bolsas de valores internacionales, donde cotiza la empresa concesionaria del yacimiento "Americas".

En diciembre del 2016 se publicó el reporte de prefactibilidad en la página oficial de la empresa, después de que fue autorizado por los representantes legales de Americas Silver Corp.

En México no se cuenta con una norma que guie en la elaboración correcta para la certificación de proyectos mineros para cumplir con normativas internacionales. La NI 43-101 tiene una estructura muy simple que conforme a su FORM 43-101F1 podemos, aprovechando el trabajo realizado con personal nacional, estructurar reportes, estudios o informes, de los cuales sólo faltaría la aprobación de empresas dedicadas a esta certificación.

Tal es el caso del proyecto San Rafael, el cual se decidió trabajar con el equipo técnico de Minera Cosalá, en su mayoría personal mexicano, contemplando la planificación del minado, la ventilación, la protección del medio ambiente y la exploración entre otras acciones.

## BIBLIOGRAFIA

Boshkov, S.H., and Wright, F.D., 1973, "Basic and Parametric Criteria in the Selection, Design and Development of Underground Mining Systems," SME Mining Engineering Handbook, A.B. Cummins and I.A. Given, eds., Vol. 1, SME-AIME, New York, pp. 12.2 to 12.13, Table 23.4.1.

Cárpatos, J. L., 2015, "Leones contra gacelas Manual completo del especulador", editorial DEUSTO, pp. 69-71. España.

Dyer Thomas L., 2016, "Technical Report and Preliminary Feasibility Study for the San Rafael Property, Sinaloa, Mexico", Mine Development Associates, pp. 128, 133.

Hartman, H.L., 1987, "Introductory Mining Engineering", Wiley, New York, pp 43, 633.

Nicholas, D.E., 1981, "Method Selection—A Numerical Approach," Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines, Chap. 4, D. Stewart, ed., SME-AIME, New York, pp. 39–53.

Rivera, J. (2012). "Reporte técnico del proyecto San Rafael", Minera Platte River, Sinaloa, México.

Torales, R., 2016, "Análisis estructural realizado por el departamento de mecánica de rocas, Minera Platte River, Sinaloa, México.

Zendejas, C., 2015, "Proyecto San Rafael plan general de ventilación subterránea", Reporte interno, Minera Cosalá, Sinaloa, México.

Servicio Geológico Mexicano, 2016, (i) "Anuario estadístico de la minería mexicana 2015", Capítulo VI Inversión de Empresas con Participación Extranjera en México, p. 539, México.

(ii) CIM (Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum), 2014, "DEFINITION STANDARDS - For Mineral Resources and Mineral Reserves" Prepared by the CIM Standing Committee on Reserve Definitions Adopted by CIM. Consultado el 17 de mayo 2017 en:

<http://www.quantecgeoscience.com/technology/technology/titan24>

# ANEXOS

## Anexo I. “Norma NI 43-101”

La Norma 43-101 cobra importancia debido a la actividad minera desarrollada por empresas canadienses. La mayor cantidad de empresas Junior instaladas en México, son extranjeras, según lo publicado por la Secretaría de Economía (2015). (Tabla I.1).

**Tabla I.1 Distribución por país de origen de las empresas con inversión extranjera, 2015**

País	Compañías	% Participación
Canadá	173	64.79
Estados Unidos de América	44	16.48
China (República Popular de)	13	4.87
Australia (Comunidad Australiana)	7	2.62
Japón	5	1.87
R. Unido de la Gran Bretaña e Irlanda	4	1.5
Corea del sur (República de)	4	1.5
España (Reino de)	3	1.12
India (República de)	2	0.75
Chile (Republica de)	2	0.75
Francia (República Francesa)	2	0.75
Filipinas (República de)	1	0.37
Luxemburgo (Gran Ducado)	1	0.37
Italia (República Italiana)	1	0.37
Bélgica (reino de)	1	0.37
Suiza (Confederación Helvética)	1	0.37
Perú (República de)	1	0.37
Brasil (República federativa de)	1	0.37
Países bajos (Reino de los)	1	0.37
Total	267	100

Fuente: Dirección General de Desarrollo Minero, Secretaría de Economía

Se puede observar que de las empresas extranjeras las canadienses abarcan un 65% del total, encabezando la lista, seguidas por empresas norteamericanas.

La “*National Instrument 43-101*”, es la norma que rige a las empresas canadienses para obtener un financiamiento o para estar presentes en las bolsas de valores y así poder generar reportes, evaluación de proyectos y presentación de informes en las diferentes bolsas del mundo, donde avalen que la inversión tenga las bases necesarias y así no caer en fraudes. *Ver anexo II “Fraude Brex-X”*

## **Descripción General de la Norma 43-101**

La Norma 43-101 fue desarrollada por la “Canadian Securities Administrators” (CSA) y se toma como ley en la bolsa de valores de Canadá, ésta sustituyó a la anterior Política Nacional 2-A o política de divulgación de información minera.

Esta norma contiene lineamientos preestablecidos que sirven de guía para la presentación o divulgación de información de carácter técnico de prospectos, o proyectos mineros, que buscan financiarse con recursos de las bolsas de valores internacionales, o conseguir inversionistas en las mismas.

La norma 43-101, tiene un apartado llamado FORM 43-101, que es la guía de los requisitos mínimos necesarios para realizar los diferentes reportes según el elemento a certificar (Tabla I-2), como lo son:

- Características para evaluación
- Reporte de recursos
- Evaluación económica preliminar
- Estudio de pre-factibilidad

Para el estudio de pre-factibilidad se requiere de cuatro QP’s, los cuales fueron los siguientes.

Edwin R. Peralta, Ingeniero en minas

Paul Tietz, Ingeniero Geólogo

Randy Powell, Ingeniero metalúrgico

Thomas L. Dyer, consultor independiente



**Tabla I.2 Estructura de acuerdo con el tipo de evaluación según la NI 43-101**

Tipo de estudio	Características para evaluación	Reporte de recursos	Evaluación económica preliminar	Estudio de pre-factibilidad	
<b>Dato suministrado por el cliente</b>	Trabajos de Geología Trabajos de Geofísica en superficie	Base de datos de barrenación a diamante Superficies del modelo geológico Procedimiento QA/QC	Base de datos de barrenación a diamante Superficies del modelo geológico Procedimiento QA/QC	Base de datos de barrenación a diamante Superficies del modelo geológico Procedimiento QA/QC	
<b>visita al sitio</b>	Visita de un QP, Geólogo	Visita de un QP, Geólogo	Visita de tres QP's, Geólogo, Ingeniero en minas, Metalurgista extractivo	Visita de cuatro QP's, Geólogo, Ingeniero en minas, Metalurgista extractivo, Ambientalista	
<b>Estimación de Recursos</b>	↓	Estimación de recursos según NI 43-101 (Medidas, Indicadas, Inferidas)	Estimación de recursos según N 43-101 (Medidas, Indicadas, Inferidas)	Estimación de recursos según N 43-101 (Medidas, Indicadas, Inferidas)	
<b>Pruebas metalúrgicas</b>			Pruebas metalúrgicas preliminares	Pruebas metalúrgicas integrales	
<b>Diseño de minado</b>			Diseño preliminar de minado Parámetros para: Método de minado (uso económico) / Ambiental / Geotécnica / hidrogeología	Diseño de minado Parámetros para: Método de minado (uso económico) / Ambiental / Geotécnica / hidrogeología	
<b>Estimación de Reservas</b>				Conversión de recursos (medidos e indicados) a reservas (probadas y probables), incluyendo la dilución y recuperación, no inferida calculada	
<b>Estudio Económico</b>				Estudio económico preliminar usando todos los recurso (M-I-I) con dilución, recuperación Capex y Opex de planta y mina	Estudio económico integral usando solo reservas (probadas y probables) Capex y Opex de planta y mina
				↓	
<b>Reporte</b>		Propiedades de evaluación según N 43-101 Reporte Técnico	Estimación de recursos según N 43-101 Reporte Técnico	Evaluación económica preliminar según N 43-101 Reporte técnico (incluyendo estimación de recursos)	Reporte técnico de estudio de pre-factibilidad según N 43-101 (incluyendo estimación de recursos y reservas)

Fuente: Canadian Securities Administrators (CSA). 2012

## **Anexo II. “Capítulo 6, leones contra gacelas, Cárpatos J.L.”**

### **Fraude Brex-X**

*“Bre-X era una pequeña e insignificante compañía minera de Canadá, propiedad de un antiguo agente de cambio llamado David Walsh.*

*Walsh se cansó de pasar penurias en 1995 y se fue a buscar oro a Indonesia. Durante dos años perforó más de doscientos agujeros en busca del dorado metal y, según se dijo entonces, había encontrado 50,000 especímenes que demostraban que allí había oro en grandes cantidades.*

*Deben situarse ustedes en que estamos a mediados de los 90, en los años en que las Bolsas subían sin parar, la época de la burbuja donde todo valía y nada se cuestionaba.*

*Ni corto ni perezoso Walsh dijo que había descubierto un gran yacimiento de oro en Busanli, en la Isla de Borneo, concretamente en la jungla de Kalimantan. Muy bien escogido el lugar, estaba en el quinto pino en medio de la jungla salvaje y estaba seguro de que nadie iría a comprobar si era verdad que había encontrado oro o no. Desde luego los analistas bursátiles no. En el colmo del descaro, no se conformó con inventarse el yacimiento sino que además dijo que contenía el 8% de las reservas mundiales de oro, en total 6.500 toneladas. Para demostrarlo mostraba los especímenes que luego se demostró eran piedras de la zona a las que se les añadía artificialmente restos de oro de otros lugares.*

*No se sabe muy bien cómo, pero se lo pueden imaginar, consiguió que la dictadura que gobernaba en Indonesia confirmara el yacimiento. Todo parece indicar que se limitaron a ver las piedras falsas sin hacer más preguntas. La burbuja estaba servida. Las acciones de la compañía, que no valían más de 2 dólares canadienses en 1995, empezaron a subir hasta llegar a más de 200. Vamos, al estilo de las tecnológicas, sólo que en esta ocasión todo era un fraude. Pero eso al mercado le importaba un pimiento, tonto el último y que éste apague la luz (y que pague el recibo). Nadie hace preguntas cuando la Bolsa sube.*

*El dictador del país Indonesio en la época, Suharto, luego se supo que había conseguido para él un 30% de las acciones de Bre-X, obteniendo grandes beneficios, aunque no parece que estuviera en el ajo, pues a la postre fue el Gobierno indonesio el que destapó el "pastel".*

*Las ambiciones estaban desatadas como de costumbre, todos compraban Bre-X y, como suele suceder en estos casos, una gran compañía canadiense, Barrick, la más grande del mundo en el tratamiento del oro sudafricano, se fijó en ellos y terminó comprando dos tercios de Bre-X. Una vez tomada la participación y para espantar a la competencia, la compañía Barrick ficha como intermediario al expresidente americano George Bush y a un ex-ministro canadiense, Brian Mulroney, por supuesto desconocedores de que en realidad no había nada. El único que lo sabía era el fundador de Bre-X, Walsh. La participación de Bush montó un gran escándalo en la época.*

*Pero, como decía antes, el Gobierno de Indonesia no veía las cosas claras y no paraba de presionar a Bre-X para que se asociase con una compañía solvente en la explotación de la mina, ya que la compañía canadiense andaba corta de capital para la explotación. La sociedad que escogieron fue Freeport McMoRan Cooper and Gold. Dicha empresa, antes de nada y como es lógico, efectuó una auditoría técnica que demostró ¡que no había oro! Es increíble pero nunca antes nadie se había molestado en hacer una comprobación in situ de la mina. Entonces, en ese momento todo el mundo recordó que otra compañía australiana Normeint Ltd. ya había dicho hacía tiempo que el 90% del oro de las muestras era aluvial, mientras que el yacimiento de Busang era primario, lo cual no cuadraba. El montaje se había destapado.*

*La tragedia no tardaría en llegar. Primero el capataz de la mina Michael Guzmán aparecía muerto, según dijeron al suicidarse arrojándose desde un helicóptero. Curiosa y sospechosa forma de suicidarse. Su cadáver se encontró en la selva, inidentificable. Luego se supo que él fue quien adulteró las muestras. Vamos, que era una prueba viviente de todo este lío.*

*Lo más curioso de todo es que Bre-X llegó a formar parte del índice TSE 30, donde cotizan las mejores empresas de la Bolsa de Canadá y por supuesto los fondos tenían acciones por todos lados, como siempre. En aquella época era llamado un valor "de gran crecimiento" y nadie hacía preguntas, como subía pues adelante, tonto el último y que apague la luz. ¡Con qué facilidad le toman el pelo al establishment El presidente de Indonesia ganó una fortuna, el amigo Walsh y el vicepresidente de la sociedad ganaron en una sola operación en 1996 más de 12.000 millones de pesetas! Los accionistas, en cambio, pagaron todos los platos rotos de todo este montaje y perdieron casi 40.000 millones de pesetas. Walsh escapó a su propiedad de las islas Bahamas donde se refugió de la justicia y el vicepresidente a las Islas Caimán, Carpatos (2015)".*

### **Anexo III. “Definición de estudio de pre-factibilidad”**

En los estándares definidos por el CIM (*Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum*) se describe un reporte técnico de pre-factibilidad como requisito mínimo para convertir Recursos Minerales a Reservas Minerales (CIM, 2014).

Un Estudio de Pre-Factibilidad es un estudio exhaustivo de una amplia gama de opciones para la viabilidad técnica y económica de un proyecto minero que ha avanzado a una etapa en la que se ha elegido un método de minado la cual puede ser subterráneo o a cielo abierto; se determina y se establece un método eficaz de tratamiento de minerales. Incluye también un análisis financiero basado en suposiciones razonables sobre factores de cambios de valor de mineral, y la evaluación de cualquier otro factor relevante que sea suficiente para que un QP (Qualified Person) actuando de manera razonable pueda determinar si la totalidad o parte del recurso mineral se puede convertir en una reserva mineral en el momento de la presentación del informe.

#### **REPORTE TÉCNICO**

Se define como un reporte que contiene la documentación de soporte relevante, los procesos de estimación y la descripción de la información de exploración y/o de estimación de recursos y reservas de mineral.

Los reportes técnicos deben ser avalados y firmados por un “**Qualified Person**” (QP), o “**Persona Calificada**” y que se encuentre inscrito o asociado en una entidad reconocida por el Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards (CRIRSCO).

## **REQUISITOS PARA SER QP EN CANADÁ**

❖ Pertenecer a un Colegio o cualquier organización de autorregulación de los ingenieros en ciencias de la tierra que cumpla la definición de asociación profesional, como el Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards (CRIRSCO)

❖ Ser ingeniero o un geocientífico, con al menos cinco años de experiencia en su ramo específico de trabajo.

❖ Tener y demostrar experiencia en relación con el tema del proyecto minero y el informe o reporte técnico.

### **FORM 43-101**

#### **Punto 16: Método de minado**

Se discutirá el método de minado propuesto, proporcionando un resumen de la información pertinente utilizada para establecer la posible explotación de los recursos minerales o reservas minerales para diferentes métodos de minado propuestos, donde se deben de incluir los siguientes parámetros:

- (A) parámetros geotécnicos, hidrológicos y otros parámetros relevantes para los diseños y planes de minado;
- (B) las tasas de producción, la vida esperada de la mina, las dimensiones de la mina y los factores de dilución utilizados;
- (C) los requisitos para la extracción, el desarrollo subterráneo y el relleno; y
- (D) flota minera y maquinaria requeridas.

Referencia: CIM Chapter 5 (Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum) Rules and policies from Form 43-101F1 Technical Report and Related Consequential Amendments, 2011.

## Anexo IV. “Cálculo de NSR”

El valor del NSR considera los ingresos por la venta de los metales, menos los costos de planta de beneficio, comercialización, fundición, penalizaciones y refinación (Tabla IV.3), Proforma de liquidación, los valores de leyes promedio y valor económico por elemento para este caso están descritos en las Tablas IV.1 y IV.2 respectivamente

**Tabla IV.1 Ley promedio del yacimiento**

Ley promedio	
Ag (gr/ton)	82.05
Cu (%)	0.00
Pb (%)	1.44
Zn (%)	3.56

Fuente: Thomas L. Dyer. (2016)

**Tabla IV.2 Cotización por elemento en USD**

Valor por elemento (USD)	
Onza de Ag	\$ 15.00
Libra de Cu	\$ 2.30
Libra de Pb	\$ 0.80
Libra de Zn	\$ 0.85

Fuente: Thomas L. Dyer. (2016)

La Plata, Plomo y Zinc fueron considerados en el cálculo de NSR, sin embargo, en la proforma se tiene considerado el concentrado de Cobre, que no es representativo en el yacimiento pero si se presentan valores puntuales se puede procesar.

Los cálculos NSR utilizan las fórmulas mostradas en las ecuaciones de la uno (1) a la cuatro (4).

**Tabla IV.3 Proforma de liquidación**

	plomo	zinc
<b>Recuperacion</b>		
Pb	77.6%	
Cu		
Zn		81.2%
Ag	60.0%	16.7%
Au	0.0%	0.0%
<b>Calidad e concentrado</b>		
Tonnes	0.022	0.054
Pb	57.6%	
Cu		
Zn		51.1%
Ag	1,378	153
Au	0	0
<b>Factor de pago</b>		
Pb	94.8%	
Cu		
Zn		84.3%
Ag	95.0%	27.3%
Au	0.0%	0.0%
<b>Pago de elemento</b>		
Pb - lb	25.95	0.00
Cu - lb	0.00	0.00
Zn - lb	0.00	51.34
Ag - oz	0.91	0.07
Au - oz	0.000	0.000
<b>Costos externos por tonelada de concentrado</b>		
Tratamiento	\$ 5.73	\$ 9.24
Recuperacion - Cu		
Recuperacion - Ag	\$ 2.00	\$ 0.00
Recuperacion - Au	\$ 0.00	\$ 0.00
Penalidades	\$ 0.05	\$ 0.00
Transporte	\$ 1.25	\$ 3.92
Venta	\$ 0.24	\$ 0.59
<b>Total externos</b>	<b>\$ 9.26</b>	<b>\$ 13.76</b>
<b>Valor por elemento</b>		
Pb	\$ 20.76	
Cu		
Zn		\$ 43.64
Ag	\$ 13.61	\$ 1.09
Au	\$ 0.00	\$ 0.00
<b>Total de valor elemento por concentrado</b>	<b>\$ 34.36</b>	<b>\$ 44.72</b>
<b>Total de valor por concentrado</b>	<b>\$ 25.10</b>	<b>\$ 30.97</b>

Fuente: Thomas L. Dyer. (2016)



## Fórmulas para el cálculo del NSR

### Fórmula para el cálculo de Plomo

$$NSR_{Pb} = \left( \frac{Pb}{100} * Rec_{Pb} * Pago_{Pb} * 2204.623 * Precio_{Pb} \right) -$$
$$\left( (Tra_{Pb} + Pen_{Pb} + Trans_{Pb} + Venta_{Pb}) * \frac{Pb}{100} * \frac{Rec_{Pb}}{Con_{Pb}} * 100 \right)$$

Donde:

<i>Pb</i>	= Ley de Plomo del mineral en porcentaje.
<i>Rec<sub>Pb</sub></i>	= Recuperación de Plomo (decimal)
<i>Pago<sub>Pb</sub></i>	= Porcentaje de pago directo de fundición (decimal)
<i>Precio<sub>Pb</sub></i>	= Precio de Plomo en dólares por libra
<i>Tra<sub>Pb</sub></i>	= Costo de tratamiento por tonelada de concentrado
<i>Pen<sub>Pb</sub></i>	= Penalización por tonelada de concentrado
<i>Trans<sub>Pb</sub></i>	= Costo de transporte por tonelada de concentrado
<i>Venta<sub>Pb</sub></i>	= Costo de venta de concentrado
<i>Con<sub>Pb</sub></i>	= Ley de Plomo del concentrado en porcentaje

El Pb, por estar representado en % y se divide entre 100 para convertirlo a decimal, este mismo concepto se repite para el cálculo del NSR del Zinc.

El NSR se calcula por tonelada de mineral. Se multiplica la ley de mineral por la recuperación para tener la ley de contenido real a recuperar, se divide por la ley de concentrado para obtener la relación de cuantas toneladas de concentrado se obtienen por cada tonelada de mineral

### Fórmula para el cálculo de Zinc

$$NSR_{Zn} = \left( \frac{Zn}{100} * Rec_{Zn} * Pago_{Zn} * 2204.623 * Precio_{Zn} \right) -$$
$$\left( (Tra_{Zn} + Pen_{Zn} + Trans_{Zn} + Venta_{Zn}) * \frac{Zn}{100} * \frac{Rec_{Zn}}{Con_{Zn}} * 100 \right)$$

Donde:

$Zn$	= Ley de Zinc del mineral en porcentaje
$Rec_{Zn}$	= Recuperación de Zinc (decimal)
$Pago_{Zn}$	= Porcentaje de pago directo de fundición (decimal)
$Precio_{Zn}$	= Precio del Zinc en dólares por libra
$Tra_{Zn}$	= Costo de tratamiento por tonelada de concentrado
$Pen_{Zn}$	= Penalización por tonelada de concentrado
$Trans_{Zn}$	= Costo de transporte por tonelada de concentrado
$Venta_{Zn}$	= Costo de venta de concentrado
$Con_{Zn}$	= Ley de Zinc del concentrado en porcentaje

$$NSR_{Ag} = \left( \frac{Ag}{31.10348} \right) *$$

$$\left\{ \left( Ag * Rec_{Ag\_Pb} * Pago_{Ag\_Pb} * (Precio_{Ag} - Ref_{Ag\_Pb}) \right) \right. \\ \left. + \left( Ag * Rec_{Ag\_Zn} * Pago_{Ag\_Zn} * (Precio_{Ag} - Ref_{Ag\_Zn}) \right) \right\}$$

Donde:

$Ag$	= Ley de Plata en gramos por tonelada
$Rec_{Ag\_Pb}$	= Recuperación de Plata en Plomo (decimal)
$Pago_{Ag\_Pb}$	= Porcentaje de pago de la Plata en el concentrado de Plomo (decimal)
$Precio_{Ag}$	= Precio de la Plata en dólares por onza
$Ref_{Ag\_Pb}$	= Costo de refinación por onza de planta en el concentrado de Plomo
$Rec_{Ag\_Zn}$	= Recuperación de planta en Zinc
$Pago_{Ag\_Zn}$	= Porcentaje de pago de la Plata en el concentrado de Zinc
$Ref_{Ag\_Zn}$	= Costo de refinación por onza de planta en el concentrado de Zinc

Una vez obtenido estos tres valores, la suma corresponderá al NSR total.

Fuente: Thomas L. Dyer, (2016)

$$NSR_{Tot} = NSR_{Pb} + NSR_{Zn} + NSR_{Ag}$$

## Anexo V. “Criterios de ponderación de Nicholas”

Nicholas realizó una modificación al sistema de ponderación de las diferentes categorías con las que cuenta su selección de minado, como lo es la geometría del mineral, la zona del alto, la zona del bajo y la zona de mineral.

Al darle la misma importancia a cada categoría, es necesario multiplicar por 1.33 a la zona de mineral, la zona del alto y la zona del bajo y multiplicar por 1 los resultados de la geometría del mineral.

Esta ponderación puede variar dependiendo de la experiencia del personal, los métodos de minado que salgan con mayor valor, tendrán que analizarse de manera económica.

Estos valores pueden ser modificados a medida que mejora la experiencia técnica en los sistemas y equipos de minado.

Este factor es afectado mayormente por el criterio de quien lo elige.

Tabla V.1 Factores de peso o ajuste

---

Geometría del mineral	1.00	1.00	1.00
Condiciones generales de la zona mineral	1.33	0.75	1.00
Condiciones generales del alto	1.33	0.60	0.80
Condiciones generales del bajo	1.33	0.38	0.50

---

Fuente: traducción libre de la Tabla 23.4.6 encontrada en SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, 1992, H. L. Hartman

## **Anexo VI. “Recurso humano”**

Este punto está referido a la cantidad de personal requerido para la operación.

En total se tiene una plantilla establecida de 152 personas como se desglosa a continuación.

Puesto	Total
<b>Administración mina</b>	
Gerente de mina	1
Superintendente de mina	1
Capitán de mina	3

<b>Administración servicios técnicos</b>	
Ingeniero de minas	2
Geólogo	2
Muestrero	3
Topógrafo	3
Ayudante de topógrafo	3
Analista de datos	3
Ingeniero de ventilación	1
Ingeniero Geotécnico	1

<b>Administración mantenimiento</b>	
Superintendente de mantenimiento	2
Capitán de mantenimiento	2
Supervisor de mantenimiento	3
Planeador de mantenimiento	3
Mecánico	8
Electricista	2
Ayudante de electricista	2
Ayudante de mecánico	8

Puesto	Total
<b>Desarrollo</b>	
operador de jumbo	3
ayudante de jumbo	3
operador de anclador	3
ayudante de anclador	3
operador de scoop	5
operador de vehículos pesados	3
capitán de voladuras	3
ayudante de voladuras	3
ayudante general	8
operador de camiones	3
operador de zarpeo	5
ayudante de zarpeo	16
electricista	3
ayudante de electricista	3

<b>Tumbe</b>	
operador de jumbo	3
ayudante de jumbo	3
operador de anclador	3
ayudante de anclador	3
operador de scoop	3
operador de vehículos pesados	3
capitán de voladuras	3
ayudante de voladuras	3
ayudante general	5
lampistero	3
operador de camiones	3