

**TRABAJO ESPECIAL DE GRADO**

**PROPUESTA DE METODOLOGÍA PARA LA PLANIFICACIÓN  
DE CONTROL DE CALIDAD EN UNA MINA AURÍFERA A  
CIELO ABIERTO EN EL ESTADO BOLÍVAR**

**Presentado ante la Ilustre  
Universidad Central de Venezuela**

**Por el Br. Puerta C., David R.**

**Para optar al Título de  
Ingeniero de Minas**

**Caracas, noviembre 2019**

**TRABAJO ESPECIAL DE GRADO**

**PROPUESTA DE METODOLOGÍA PARA LA PLANIFICACIÓN  
DE CONTROL DE CALIDAD EN UNA MINA AURÍFERA A  
CIELO ABIERTO EN EL ESTADO BOLÍVAR**

**Tutora Académica: Profa. Aurora Piña**

**Cotutora Académica: Profa. Magda Acosta**

**Presentado ante la Ilustre  
Universidad Central de Venezuela  
Por el Br. Puerta C., David R.  
Para optar al Título de  
Ingeniero de Minas**

**Caracas, noviembre 2019**

Caracas, noviembre de 2019

Los abajo firmantes, miembros del Jurado designado por el Consejo de Escuela de Geología, Minas y Geofísica para evaluar el Trabajo Especial de Grado presentado por el Bachiller David R. Puerta C. titulado:

**“PROPUESTA DE METODOLOGÍA PARA LA PLANIFICACIÓN  
DE CONTROL DE CALIDAD EN UNA MINA AURÍFERA A  
CIELO ABIERTO EN EL ESTADO BOLÍVAR”**

Consideran que el mismo cumple con los requisitos exigidos por el plan de estudios conducente al Título de Ingeniero de Minas, y sin que ello signifique que se hacen solidarios con las ideas expuestas por el autor, lo declaran **APROBADO**.

Profesora Katherine Silva

Jurado Principal

Profesor Omar Márquez

Jurado Principal

Profesora Aurora Piña

Tutora Académica

## **DEDICATORIA**

Dedico este Trabajo Especial de Grado primeramente a Dios todo poderoso por haberme dado la vida y permitirme dar un paso más en mi crecimiento profesional y moral, cuidándome y protegiéndome en todo momento, A mi padre Gonzalo Puerta por brindarme tus consejos, aun recuerdos tus palabras. Siempre las tengo en mi mente. Me decías “hijo manos pa’adelante, para atrás ni pa’coger impulso”. Puedo sentir que partiste muy pronto y nos faltó camino por vivir juntos. Que Dios te tenga en el cielo papa. A mi madre Rosa Cedeño por ser esa persona que desde muy pequeño me ponías a estudiar “Aún recuerdo esas mañanas de llantos, cuando me dabas un libro para que me colocara a leer y yo me pasaba todo un rato llorando porque lo que quería era jugar”, gracias madre por tu amor, apoyo inconmensurable y darme fortaleza, gracias por tus consejos en todo momento y por decirme ¡si se puede!, A mis hermanos, cada uno de ustedes dio un valioso aporte para que este día POR FIN llegara, quiero decirles que los amo infinitamente y me siento orgulloso tenerlos como hermanos. A mi novia linda Idalys por estar siempre pendiente de mi te amo inmensamente. A mi familia, por estar junto a mí en los momentos que más los necesité.

## AGRADECIMIENTOS

En primer lugar quiero ofrecer mi agradecimiento a Dios Todopoderoso por iluminar mi camino apartando de él las piedras que podían hacerme tropezar y aun cuando tropecé y caí, le agradezco haberme dado la fuerza para levantarme y continuar adelante, siempre con la frente en alto y la mirada fija en mi meta.

A la Ilustre Universidad Central de Venezuela “La casa que vence la sombra”, esta casa que me vio evolucionar como estudiante, como persona y ahora ve cómo me convierto en una profesional.

También agradezco a mi tutora académico Profa. Aurora Piña y a mi cotutora Profa. Magda Acosta por brindarnos todo su apoyo, tiempo y conocimiento, permitiéndonos desarrollar de manera satisfactoria este Trabajo.

A mi madre Rosa Cedeño, por su amor, cariño, sabiduría y por su apoyo incondicional. Enormemente agradecido por los sacrificios que has hecho para que yo saque a delante este sueño de terminar formación universitaria, que ya pasa a ser una realidad, una meta cumplida.

Agradezco a mi padre Gonzalo Puerta, por ayudarme a crecer como una persona responsable, cariñosa. Enseñándome buenos valores, y ser una persona tranquila y atenta con los demás.

A mis hermanos Gonzalo Puerta, Jesús Puerta, Jhonatam Puerta y especialmente Jorge Puerta, por sus aportes y apoyos durante todo mi estudio de pregrado.

A mi novia Idalys Estee, por su apoyo constante y su amor incondicional ha sido amiga y compañera inseparable, fuente de sabiduría y consejo en cualquier circunstancia.

A mi abuela Delia Rodríguez y a mi tía Ysdely Cedeño, por su amor y apoyo en todo momento.

Agradecimiento especial a mi Tía Teolinda Puerta, por acompañarme y estar pendiente de mí, desde el primer día que comencé mi formación universitaria, has sido una pieza clave para salir adelante con mis estudios.

A mis compañeros y amigos: Oscar Mistage, Keytor González, Hemily Ascanio, Andreina Ramírez, Cesar Peña, Robert Expósito, Bárbara Berroterán, David Solórzano, Daniel Marraño, María Hernández (Mafer), Abelardo Arbeláez y Samuel Romero, con todos ustedes he compartido y han contribuido con mi desarrollo como persona y profesional.

Al señor Efraín Barrios por su apoyo durante todo mi estudio universitario.

A mis tíos, mis primos y a todos aquellos familiares y amigos que me apoyaron durante toda mi carrera de pregrado.

Autor: David Ramón Puerta Cedeño

**PROPUESTA DE METODOLOGÍA PARA LA PLANIFICACIÓN DE CONTROL DE CALIDAD EN UNA MINA AURÍFERA A CIELO ABIERTO EN EL ESTADO BOLÍVAR**

Tutora Académica: Aurora B. Piña D.

Cotutora Académica: Magda C. Acosta G.

Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de Venezuela, Caracas 1020A, Venezuela.

Palabras clave: Planificación de control de calidad, metodología, mecanismos de homogenización, conformación de las pilas, diagrama de flujo.

**RESUMEN**

En este trabajo se busca estructurar un conjunto de pasos que suministren una guía para la realización de planificaciones de control de calidad. La metodología llevada a cabo se basa inicialmente en el análisis de la planificación operativa de una mina de oro, ubicada en la Formación El Callao, estado Bolívar. La mineralización se encuentra en vetas y diseminado. Entonces se ejecuta la adecuación de los datos empleando el *software Recmin*®. De forma subsiguiente se procede a la clasificación según el tenor de la mena presente en cada sector. A continuación se ejecuta la jerarquización de los frentes tomando como premisas el control de calidad, la operatividad de los bloques y por último la relación de remoción, con menor peso que las demás. Se diseña los mecanismos de homogenización que contempla la ubicación de las pilas según su clasificación, los parámetros geométricos y el método de apilamiento a emplear. Se muestra el equipo encargado para la conformación de las pilas y alimentación a planta, se describe un instructivo diario de las tareas que debe realizar los equipos que se encuentren en el patio de almacenamiento. Se propone una etapa de muestreo que valide la clasificación de los bloques y la idónea alimentación a planta, sin variaciones apreciables de tenor. Acoplado a todas las medidas de control de tenor se propone la metodología resumida en un diagrama de flujo.

## ÍNDICE

INTRODUCCIÓN .....	1
CAPÍTULO I.....	2
GENERALIDADES DE LA INVESTIGACIÓN.....	2
1.1 Planteamiento del problema.....	3
1.2 Objetivos de la investigación .....	4
1.2.1 Objetivo general .....	4
1.2.2 Objetivos específicos .....	4
1.3 Justificación de la investigación.....	5
1.4 Alcance y Limitaciones.....	5
2.1 Ubicación geográfica .....	7
2.2 Topografía general .....	7
2.3 Clima.....	8
2.4 Suelo.....	8
2.5 Geología regional .....	8
2.5.1 Provincia de Pastora.....	9
2.6 Geología local .....	10
2.7 Unidades de apoyo de la mina .....	14
2.7.1 Planta de procesamiento.....	14
2.7.2 Producción de mina.....	15
2.8 Escombreras .....	16
2.9 Soporte de mina.....	16
CAPÍTULO III.....	17
MARCO TEÓRICO.....	17
3.1 Antecedentes de la investigación .....	18
3.2 Bases teóricas .....	19
3.2.1 Planificación minera.....	19
3.2.3Tipos de planificación minera.....	20
3.2.4 Parámetros a considerar en la planificación a corto y mediano .....	21
3.2.5 Generalidades del muestreo .....	21



3.2.6 Tipos de muestreo en minería .....	22
3.2.7 Pilas de homogeneización .....	27
3.2.8 <i>Software</i> minero <i>RecMin</i> ®.....	28
CAPÍTULO IV .....	37
MARCO METODOLÓGICO.....	37
4.1 Tipo de Investigación.....	38
4.2 Diseño de la investigación .....	38
4.3 Población y Muestra.....	38
4.4 Tareas en función de los objetivos .....	38
4.5 Estructura metodológica .....	41
4.6 Herramientas de recolección de datos.....	42
4.7 Análisis e interpretación de los datos.....	42
CAPITULO V .....	48
RESULTADOS Y ANÁLISIS.....	48
5.1 Selección y ubicación de los frentes de extracción del plan operativo. ....	49
5.2 Instalaciones de procesamiento actuales de la unidad productora de oro.....	51
5.2.1 Trituración y molienda.....	51
5.2.2 Lixiviación y Recuperación de Oro .....	52
5.3 Caracterización de macizo rocoso de la unidad minera productora de oro.....	55
5.3.1 Geología local .....	56
5.3.2 Mineralización.....	57
5.4 Determinación del tamaño de mineral para la alimentación a la planta de beneficio mineral.....	58
5.5 Matriz de comparación.....	60
5.6 Evaluación y categorización de los bloques según plan operacional.....	61
5.7 Clasificación de los bloques según el control de calidad.....	63
5.8 Secuenciamiento mensual .....	66
5.9 Programa de producción semanal 1 del plan operacional. ....	70
5.10 Secuencia de extracción semana 1 del plan de control .....	70
5.11 Premisas para diseñar los mecanismos de homogenización .....	74

5.12 Mecanismos de homogenización .....	77
5.12.1 Ubicación de las pilas.....	77
5.12.2 Paramentos de relación de grados .....	78
5.12.3 Dimisiones máximas de las pilas centrales .....	78
5.13 Eficiencia operacional.....	79
5.13.1 Evaluación desde los frentes hasta los patios intermedios semana 1 .....	80
5.13.2 Evaluación desde los patios de manejo de hasta la entrada a planta para los días de la semana 1 .....	80
5.13.3 Plan diario (instructivo de supervisión en los patios de almacenamiento) ..	82
5.14 Alimentación del plan operativo vs el plan de control de calidad .....	85
5.15 Etapa de muestreo .....	86
5.16 Diagrama de flujos donde se muestra las medidas para el control de calidad.	88
CONCLUSIONES .....	94
RECOMENDACIONES .....	97
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	99

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación relativa de la Mina.....	7
Figura 2. Vista en planta del modelo de las fosas finales Coacia y Rosika. ....	8
Figura 3. Provincias Geológicas del Escudo de Guayana. ....	9
Figura 4. Columna estratigráfica de la zona de estudio. ....	11
Figura 5. Vista en planta de la estructura geológica del área de estudio. ....	12
Figura 6. Sección transversal (W-E) representativa de las macrozonas litológicas....	13
Figura 7. Morfología general de los yacimientos Rosika y Coacia .....	14
Figura 8. Muestreo con tubo muestreador en hoyo de tronadura.....	23
Figura 9. Comparación entre captador radial y no radial.....	24
Figura 10. Captador de muestra radial. ....	25
Figura 11. Muestreo en balde de camión y pala.....	25
Figura 12. Palas de muestreo. ....	26
Figura 13. Bolsa de protección de muestra con su identificación.....	26
Figura 14. Pila Tipo Chevron.....	27
Figura 15. Pila tipo Windrow-Chevron.....	28
Figura 16. Módulo de yacimientos de <i>RecMin</i> . ....	31
Figura 17. : Módulo de edición de sondeos <i>RecMin</i> . ....	32
Figura 18. Módulo de dibujo de <i>Recmin</i> . ....	33
Figura 19. Módulo 3D de <i>Recmin</i> .....	34
Figura 20. Módulo de copias de seguridad. ....	34
Figura 21. Esquema metodológico.....	41
Figura 22. Exportación de datos en el <i>Software Datamine</i> . ....	43
Figura 23. Ventana para la selección de archivo a exportar. ....	43
Figura 24. Selección del formato del archivo a exportar. ....	44
Figura 25. Elección de la carpeta que desea guardar. ....	44
Figura 26. Módulo de yacimiento del <i>Software Recmin</i> ®.....	45
Figura 27. Importación de archivo DXF en <i>Software Recmin</i> ®. ....	45
Figura 28. Elección del archivo a importar. ....	46
Figura 29. Elaboración de líneas y superficie en el <i>Software Recmin</i> ®. ....	47

Figura 30. Identificación de los bloques de explotación sobre la topografía.....	49
Figura 31. Esquema del Proceso de planta.....	51
Figura 32. Proporción de la Fragmentación del Material volado en campo. ....	60
Figura 33. Clasificación de los bloques según el grado vista desde planta. ....	64
Figura 34. Producción del mes uno del plan operativo vs el plan de control. ....	69
Figura 35. Bloques a extraer plan operativo vs plan de control.....	73
Figura 36. Producción de la semana 1 del plan operativo vs el plan de control. ....	74
Figura 37. Ubicación relativa de las pilas de homogenización. ....	77
Figura 38. Representación de la altura máxima del cargador frontal. ....	78
Figura 39. Resumen total de mineral suministrado a los patios.....	85
Figura 40. Relación de tenor cabeza del plan operativo vs plan de control.....	85
Figura 41. Tenor cabeza diario del plan operativo vs el plan de control. ....	86
Figura 42. Etapas del muestreo. ....	87
Figura 43. Lugares para la toma de muestra en la pala. ....	88
Figura 44. Etiqueta para la muestra.....	88
Figura 45. Diagrama de flujo genérico para el control de calidad. ....	91
Figura 46. Diagrama de Flujo para la selección de bloques del plan de control. Parte I. .....	92
Figura 47. Diagrama de flujo donde se estructura la ubicación de los bloques para la homogenización o alimentación de planta, partes II. ....	93

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Descripción litológica de tope a base del Supergrupo Pastora. ....	10
Tabla 2. Ubicación de los bloques en la fosa y en el panel.....	50
Tabla 3. Especificaciones del patrón de voladura. ....	58
Tabla 4. Parámetros para la evaluación de la fragmentación en campo. ....	59
Tabla 5. Parámetros de voladuras de referencia evaluados en campo. ....	59
Tabla 6. Matriz de comparación completada. ....	61
Tabla 7. Evaluación y categorización de bloques, desde el 1.41 al 1.60. ....	62
Tabla 8. Evaluación y categorización de bloques, desde el 1,61 hasta el 1,80. ....	63
Tabla 9. Clasificación de las menas según el tenor.....	64
Tabla 10. Clasificación de los bloques según el grado. ....	65
Tabla 11. Agrupación y jerarquización de bloques según plan operativo. ....	67
Tabla 12. Agrupación y jerarquización de bloques según plan de calidad. ....	68
Tabla 13. Bloques a extraer en la semana uno del plan operativo. ....	70
Tabla 14. . Bloques a extraer en la semana uno del plan de control. ....	71
Tabla 15. Producción diaria según plan operativo. ....	72
Tabla 16. Productividad proyectada por jornada laboral. ....	75
Tabla 17. Productividad proyectada de la planta de beneficio mineral. ....	75
Tabla 18. Productividad proyectada del cargador frontal 993K. ....	76
Tabla 19. Estimación de tiempo de conformación de pila. ....	76
Tabla 20. Combinaciones de por grados. ....	78
Tabla 21. Dimensiones máximas de la pila central.....	79
Tabla 22. Requerimientos mínimos para alimentación eficaz a planta.....	80
Tabla 23. Combinaciones a realizar según el material para la semana 1.....	81
Tabla 24. Mineral requerido para lograr la homogenización en la semana 1. ....	82

## INTRODUCCIÓN

La planificación minera a corto plazo es la encargada de la generación de un programa de producción que tiene como finalidad, delimitar y cuantificar los volúmenes seleccionados para la extracción período a período, tomando como entrada las fases previamente dentro del *pit* final. En la planificación a corto plazo se debe tener en cuenta parámetro como diseño de fases, restricciones en capacidad, movimiento de mina, procesamiento de planta, pilas de almacenamiento, entre otros.

La presente investigación tiene como finalidad, la elaboración de una metodología para la planificación de control de calidad para la explotación a cielo abierto de una mina de oro perteneciente a la Formación El Callao, estado Bolívar. Dicha metodología se hará aplicando ciertos parámetros mineros, proporcionando así una línea para el correcto control de calidad en minería, que garantice ingresar continuamente al proceso de beneficio material homogenizado con las mínimas desviaciones, que permitirá elaborar una eficaz etapa de beneficio.

El trabajo de investigación se estructura de la siguiente manera: capítulo I, corresponde a las generalidades de la investigación, donde se describe el planteamiento de problema, los objetivos de la investigación y justificación. En el capítulo II contiene información de los aspectos más relevante de la zona de estudio, como lo son la ubicación, topografía general, clima, geología regional, entre otras. En el capítulo III, se encuentran plasmados los antecedentes y las bases teóricas que sustentan la investigación. En el capítulo IV, se muestra el marco metodológico indicando la metodología utilizada para cumplir con los objetivos planteados, este capítulo está conformado por el tipo y diseño de la investigación, población y muestra, instrumentos para la recolección de datos, las técnicas de análisis de datos, tareas en función a los objetivos, esquema metodológico, entre otros. En el capítulo V se muestra los resultados obtenidos que involucra la clasificación y secuencia miento de los frentes de extracción hasta la metodología esquematizada para logra el control de calidad y los respectivos análisis realizados de cada etapa.

## **CAPÍTULO I**

### **GENERALIDADES DE LA INVESTIGACIÓN**

## **1.1 Planteamiento del problema**

Tradicionalmente en la planificación minera se ha considerado parámetros como la secuencia de extracción, la producción horaria, eficiencia de los equipos, pero no se muestran publicaciones sistemáticas que permitan desglosar la calidad del mineral como un parámetro que juega un papel importante en la planificación. El problema es que la programación para la extracción de mineral se ha hecho desde los frentes de trabajo hacia el proceso de beneficio, ingresando en este proceso materiales con amplias variaciones de tenor e impurezas. De esta forma surge la necesidad de elaborar una planificación para el control de calidad de los minerales que van a ingresar al proceso de beneficio una vez ejecutada la extracción cumpla con los parámetros que se esbozan a corto plazo.

Durante el proceso de explotación del yacimiento, se presentan una serie de ocurrencias geológicas asociadas a la variabilidad de los materiales que componen los frentes de extracción, estos están constituidos por materiales que generan zonas donde el mineral de interés se encuentra en diferentes concentraciones, es decir, existe una cantidad importante de minerales accesorios que dificultan el porcentaje de recuperación de mismo. Considerando lo antes expuesto es necesario tomar medidas para ajustarse a estos sucesos, es durante la planificación que se tomaran decisiones apropiadas y practicar un correcto control de calidad del mineral garantizando la adecuada disposición de los materiales extraídos.

Analizando todos los parámetros que conllevan una planificación minera, entre los que tenemos la secuencia de extracción, producción estimada, disponibilidad física de los equipos y el control de calidad de los frentes de trabajo. Este último será donde se obtendrá los materiales para la homogenización y así conseguir las mínimas desviaciones en el proceso de control de calidad del material para el proceso de beneficio, lo que permitirá una mayor recuperación de oro y hacer de esta etapa un proceso con mayor eficacia, mejorando la razón de recuperación y desarrollo de una extracción racional de nuestros recursos minerales.



## **1.2 Objetivos de la investigación**

### **1.2.1 Objetivo general**

Proponer una metodología para la planificación de control de calidad en una mina aurífera a cielo abierto en el estado Bolívar.

### **1.2.2 Objetivos específicos**

Clasificar los frentes de explotación por medio de las concentraciones del mineral de interés con el empleo del *software* de diseño minero *Recmin*®.

Relacionar las características del modelo geológico con los parámetros requeridos por la planta de beneficio mineral mediante una matriz de comparación.

Determinar la relación entre la secuencia de extracción de la planificación a corto plazo con la planificación de control de calidad.

Diseñar mecanismos de homogenización de materiales auríferos para cumplir con los parámetros de planta.

Detallar la metodología donde se observe las medidas para el control de calidad a lo largo del proceso minero mediante diagramas de flujos.

### **1.3 Justificación de la investigación**

Dentro de la estructura de una empresa minera, la planificación para el control de calidad toma un papel importante, ya que nos permite realizar una aproximación más acertada de extracción mineral en los distintos frentes de explotación de la unidad minera productora de oro.

La importancia de este estudio es determinar una propuesta de planificación minera que considere el control de calidad y de tenores. Esto permitirá garantizar la alimentación de la planta, al distribuir los materiales que se encuentran disponibles y aprovechar mediante la homogenización y mezcla de menas de bajo y alto tenor. De igual modo garantiza la disminución en los porcentajes de impurezas que pueden llegar a ser contraproducentes en las etapas posteriores de recuperación mineral. Así obtener una eficaz etapa de beneficio y mayores recuperaciones de mineral.

Es necesario que se realice una metodología para la planificación de control de calidad, como parte de continuar con investigaciones en temáticas de planificación minera donde existen pocas publicaciones sobre este tópico.

Dado que los minerales son parte de los bienes nacionales, se busca el mejor aprovechamiento de estos recursos, los cuales beneficiará a las unidades productoras similares y al país como parte del conocimiento aplicable en esta materia.

### **1.4 Alcance y Limitaciones**

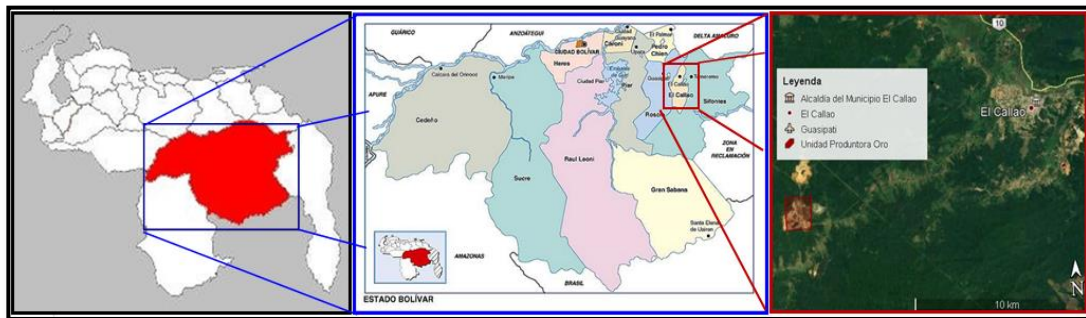
La investigación tiene como alcance proponer una metodología para el control de calidad de los frentes de extracción, partiendo de los porcentajes de tenor propuesto desde la planificación operativa. Para ello se programa una secuencia de extracción de un mes donde se seleccionan los frentes. El material extraído de los frentes se organiza en los patios de almacenamiento y posteriormente se busca la relación de minerales para homogenizar la alimentación a planta. En este trabajo no se planificó ni se ejecutó análisis de eficiencia de los equipos de producción, perforación y voladura, no se hizo un análisis económico de los resultados obtenidos.

## **CAPÍTULO II**

### **GENERALIDADES DE LA ZONA DE ESTUDIO**

## 2.1 Ubicación geográfica

El Callao se encuentra ubicado en el estado Bolívar, Venezuela, aproximadamente a 291 km al sureste de Ciudad Bolívar, a 172 km al sureste de Ciudad Guayana, a 19 km al sureste de Guasipati y a 40 km al noroeste de Tumeremo. La unidad productora de oro se encuentra al oeste de la población de El Callao, aproximadamente a 15 km con un Azimut de 245° en dirección a la población de El Manteco. Figura 1.

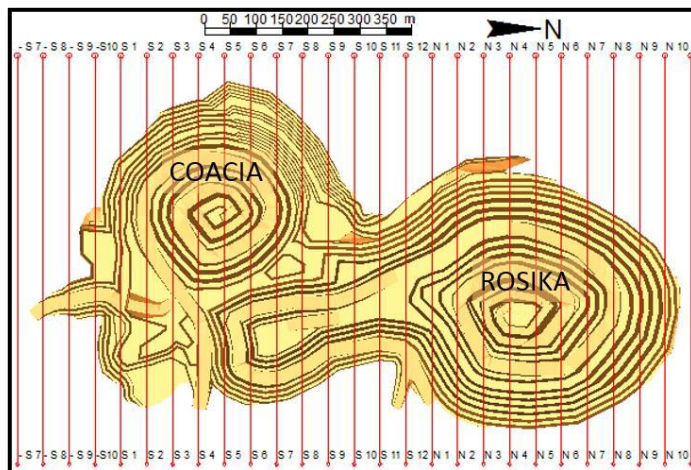


**Figura 1. Ubicación relativa de la Mina.**

**Fuente: Tomado de página oficial de VTV y Google Earth Pro. Editado por el autor.**

## 2.2 Topografía general

Se puede distinguir un dominio espacial de topografía ondulada constituida por relieves de lomas cuyas pendientes pueden llegar a ser de 45 %, intercalado con un paisaje de llanura entre lomas que definen una depresión de la superficie entre dos vertientes con forma inclinada y alargada. Las cotas de menor y mayor altura relativa en el área se aproximan a los 180 y 400 msnm, respectivamente. La explotación se está llevando a cabo por minería a cielo abierto, cuyo plano topográfico fue dividido en secciones horizontales denominadas “paneles” con un espaciamiento de 50 metros y tan largas como la Concesión, numerando las divisiones de forma tal que la Concesión quedara separada en tres parcelas: Norte (N), Media (S) y Sur (-S). Existen tres sectores relevantes en la explotación: Rosika, Coacia y Pisolita, donde las dos primeras están visibles en la Figura 2.



**Figura 2. Vista en planta del modelo de las fosas finales Coacia y Rosika.  
Fuente: Tomado de Statzewitch (2017).**

### **2.3 Clima**

El clima es tropical de sabana arbolada, con un período de mayor índice de lluvias comprendido entre los meses de mayo a agosto.

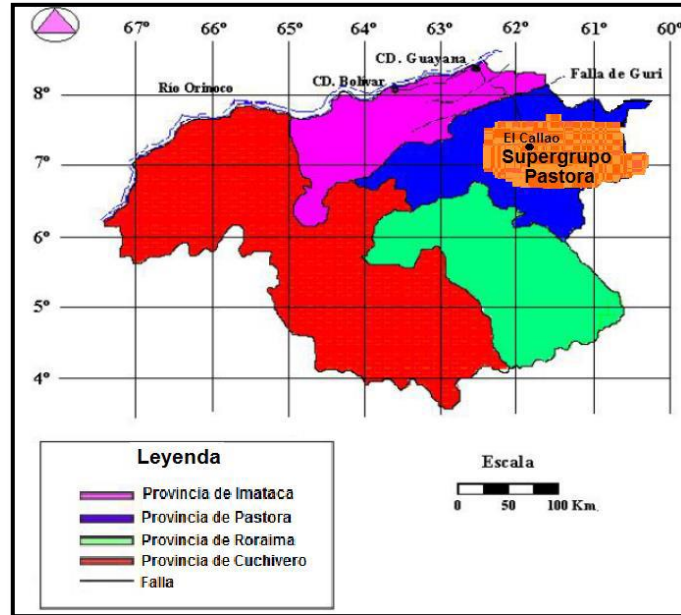
### **2.4 Suelo**

Los suelos de Guayana son influenciados por un clima lluvioso tropical, por lo que se ha generado un perfil de meteorización profundo donde han ocurrido procesos de lavado de bases, translocación, transformación de arcillas y generación de concreciones ferruginosas, dando lugar a la presencia de suelos muy evolucionados, clasificándolos según la taxonomía de suelos como Ultisoles. Asimismo, en algunos sectores asociados principalmente a cursos de agua, valles, laderas y topes, donde han habido deposiciones recientes de sedimentos se presenta un incipiente desarrollo de suelos Entisoles.

### **2.5 Geología regional**

El escudo de Guayana se encuentra al sur del río Orinoco, ocupa aproximadamente 50 % de la superficie de Venezuela y se divide en cuatro Provincias Geológicas: Imataca, Pastora, Roraima y Cuchivero (ver Figura 3), éstas forman parte del Cratón

Amazónico el cual se extiende por las Guayanas, Colombia, el Norte de Brasil y Bolivia.



**Figura 3. Provincias Geológicas del Escudo de Guayana.**  
**Fuente: C.V.G. Minerven división de Planificación de Minas 1998.**

### 2.5.1 Provincia de Pastora

Se extiende desde la falla de Gurí al norte hasta las proximidades del Parque Nacional Canaima al sur (km 95), por el este hasta los límites con la Zona en Reclamación del Esequibo y al oeste hasta el Río Caura. También conocida como la Provincia del Oro, conformada principalmente por Cinturones de Rocas Verdes (CRV).

#### 2.5.1.1. Supergrupo Pastora

Menéndez (1968; 1972) distinguió una unidad de rocas volcánicas máficas en su parte inferior y una unidad de rocas volcánicas félsicas y sedimentarias asociadas en su parte superior. La unidad máfica la identificó como Grupo Carichapo, constituida por las Formaciones El Callao y Cicapra, y la unidad félsica como Formación Yuruari, elevando la unidad completa al rango de Supergrupo, excluyendo a la Formación Caballape. Adicionalmente, Menéndez (1994) diferenció y añadió en la base del Grupo Carichapo a la Formación Florinda (ver Tabla 2).

**Tabla 1. Descripción litológica de tope a base del Supergrupo Pastora.**

Supergrupo Pastora			
Formación Yuruari (Tope)	Grupo Carichapo		
	Formación Cicapra	Formación El Callao	Formación Florinda (Base)
La litología es esencialmente un producto de vulcanismo dacítico o riodacítico muy bien desarrollado en su parte media y superior donde contiene lavas, brechas y tobas, además de areniscas y limolitas feldespáticas de estratificación delgada (Menéndez, 1994). En la parte inferior contiene filitas manganosíferas y grafiticas de estratificación fina, interlaminada con limolitas feldespáticas y con filitas cloríticas.	Según Menéndez (1968; 1994), tiene una litología distintiva de esquistos anfibólicos (80%) derivados de brechas y tobas de composición basáltico-comatiítica, y de lodolitas, areniscas y conglomerados grauváquico-volcánicos, muy pobres en cuarzo.	La unidad consiste casi en su totalidad de metalavas de composición basáltica (Menéndez, 1972); comúnmente exhiben estructuras en almohadillas hasta de 2 m de diámetro, que presentan amígdalas principalmente de cuarzo que se concentran en el tope de los flujos, además de fracturas radiales rellenas de epidota y cuarzo; algunas coladas presentan estructura columnar. Las lavas almohadilladas son afánicas y alternan con coladas no almohadilladas, de grano más grueso y textura subofítica.	La unidad está compuesta por metabasaltos toleíticos magnesianos a normales con estructura de almohadillas, e intercalados con una menor proporción de rocas talco carbonáticas, las cuales se identificaron como peridotitas comatiíticas metamorfozadas. Menéndez (1972).

**Fuente: Tomado del Léxico Estratigráfico de Venezuela (1997).**

## 2.6 Geología local

El área de estudio está conformado principalmente por los depósitos Rosika y Coacia, los cuales están ubicados geológicamente en una secuencia estratigráfica supracrustal, de edad Proterozoica inferior a media, constituida predominantemente por las formaciones El Callao y Cicapra.

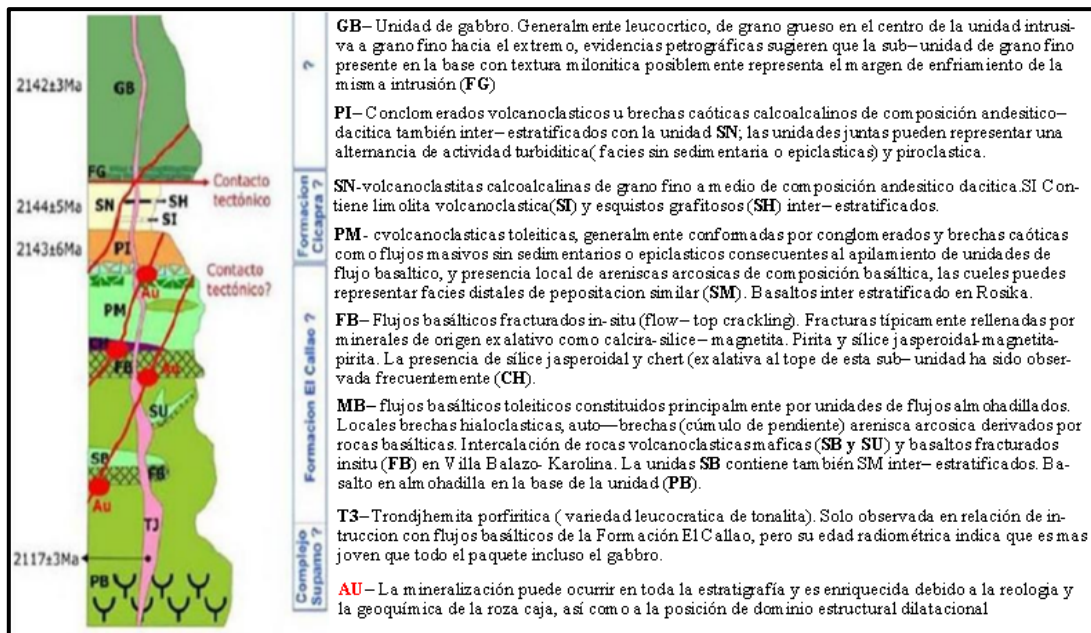
Los tipos de rocas representativos de los depósitos son: vulcanitas máficas tholeíticas metamorfoseadas en facies dese Prehnita – Pumpellita hasta raramente Esquistos Verde (flujos masivos y basaltos almohadillados), vulcanitas y vulcanoclásticas calco-alcalinas de composición intermedia hasta félsica (tobas y aglomerados andesíticos y dacíticos), sedimentos químicos (chert) y epiclástico (grauvacas, limonitas y filitas). Estas rocas han sido intrusionadas por diques máficos (diabasa y gabro) y secundariamente félsicos (pórfidos cuarzo-feldespáticos).

El área de Rosika se encuentra ubicado al norte de la zona de estudio y el área de Coacia se ubica al sur de Rosika, están litológicamente definidas de base a tope como

se describe a continuación y cómo se puede apreciar en la columna estratigráfica de la Figura 4. La base está constituida por una unidad de flujos basálticos tholeiíticos almohadillados (MB), con brechas derivadas por rocas basálticas e intercalaciones de rocas volcanoclásticas máficas y basaltos fracturados *in situ*.

Hacia el tope en contacto tectónico se encuentran volcanoclásticas tholeiíticas generalmente conformadas por conglomerados y brechas caóticas como flujos sin sedimentarios o epiclásticos (PM), con presencia local de arenisca arcosa de composición basáltica. Seguidamente hacia el tope se encuentran volcanoclásticas calcoalcalinas de grano fino a medio de composición andesítico-dacítico (SN).

Por último, un cuerpo intrusivo de gabro (GB) que cubre la secuencia de Rosika-Coacia, generalmente, de grano grueso en el centro de la unidad intrusiva a grano fino hacia el extremo, evidencias petrográficas sugieren que la sub-unidad de grano fino presente en la base con textura milonítica posiblemente representa el margen de enfriamiento de la misma intrusión (FG).



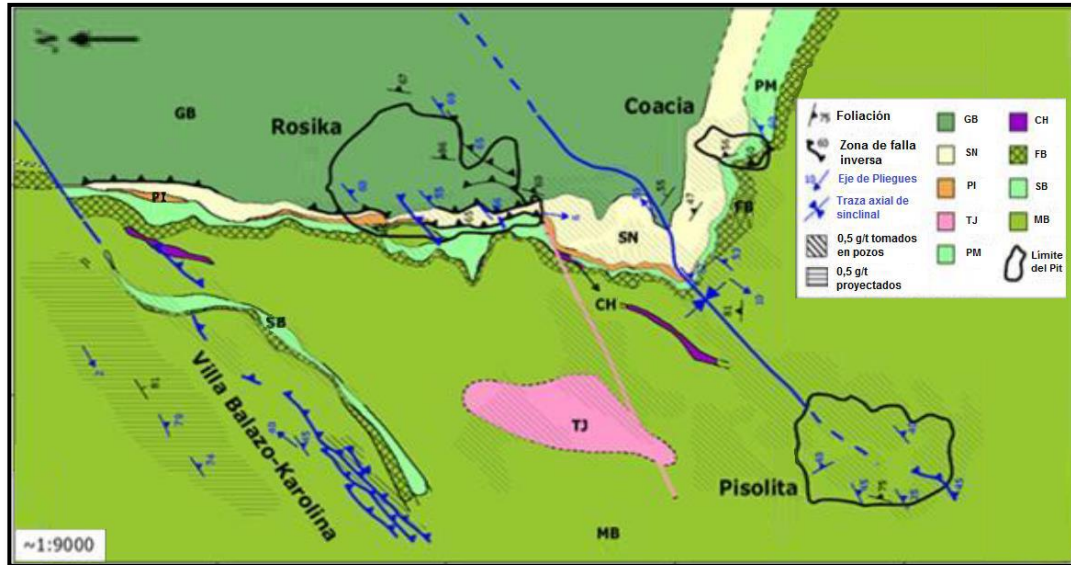
**Figura 4. Columna estratigráfica de la zona de estudio.**

**Fuente: Editado de Statzewitch, (2017).**

Dentro de la zona se encuentra el depósito Pisolita, situado al suroeste de Rosika (ver Figura 5), está compuesto por flujos basálticos tholeiíticos, constituidos



principalmente por unidades de flujos almohadados, brechas hialoclastitas, tobas intermedias y máficas.



**Figura 5. Vista en planta de la estructura geológica del área de estudio.**  
**Fuente: Tomado de Statzewitch (2017).**

La secuencia litoestratigráfica de El Callao presenta pliegues, zonas de fracturación y cizallamiento regional con una orientación noreste y buzamiento hacia el sureste, donde se distinguen dos zonas principales:

- Zonas de cizallamiento dentro de un plano de estratificación: Están definidas por la interfase de los flujos de lavas, estas zonas tienen el mismo rumbo noreste (N 60° – 80° E), con buzamientos de 35° a 55° al sureste.
- Zonas de cizallamiento oblicuo: Cortan la secuencia litoestratigráfica con rumbo noreste y con un buzamiento más fuerte de 70° a 85° sureste.

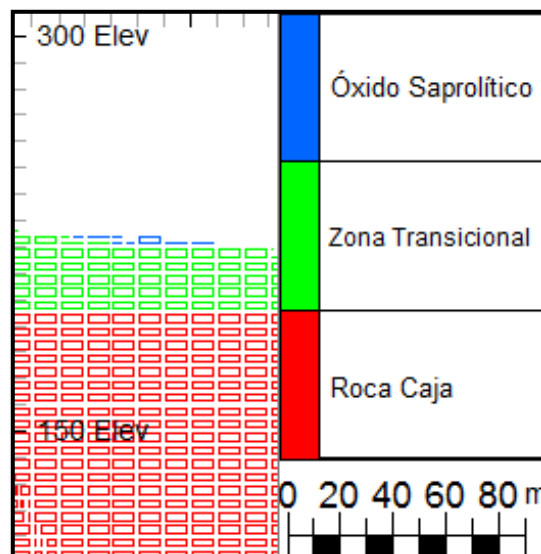
En general, la zona de estudio se puede estructurar en profundidad por tres macrozonas litológicas:

1. Zona de óxido saprolítico: Presenta un alto grado de oxidación debido a la laterización de la roca, se presenta en las partes más someras del yacimiento ya que estuvieron expuestas a los agentes meteóricos durante periodos prolongados. Es la zona con el proceso de oxidación más avanzado, lo cual se ve reflejado en

su color pardo y en ciertos casos rojizos, así como en su densidad que ronda los  $1,53 \text{ t/m}^3$ .

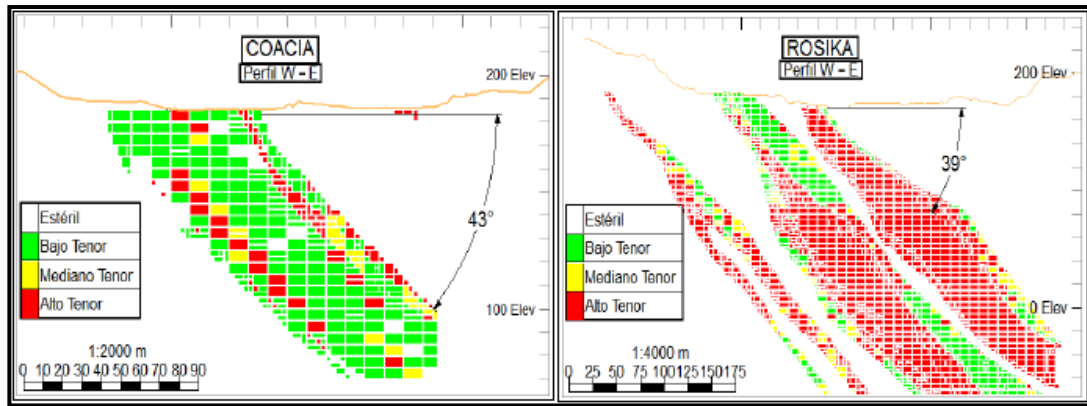
2. Zona transicional: Posee cierto grado de oxidación, su apariencia no se diferencia mucho de la roca fresca, sin embargo su densidad lo delata teniendo un aproximado de  $1,7 \text{ t/m}^3$ . Se le puede encontrar en profundidades cercanas a la superficie en conjunto con el saprolito.
3. Roca caja: En su mayoría basaltos almohadillados, es roca no afectada por la intemperie. Posee una densidad mucho más elevada debido a su génesis ígnea, alcanzando un aproximado de  $2,7 \text{ t/m}^3$ . Posee un color grisáceo puede ser encontrado en casi cualquier profundidad ya que representa casi el 95 % de las reservas presentes en zona.

La presencia de estas tres macro-zonas no garantiza la existencia de una mena aprovechable, ya que dependerá del tenor de la veta en cuestión para considerar a un subsector como estéril o no. En la Figura 6 se aprecia una sección que delimita de forma representativa las tres macro-zonas mencionadas, allí se evidencia que la zona de óxido saprolítico representa un porcentaje muy pequeño en relación a la totalidad yacimiento.



**Figura 6. Sección transversal (W-E) representativa de las macrozonas litológicas.**  
Fuente: Tomado de Zerpa (2018).

En lo que a la morfología de los yacimientos respecta, los cuerpos mineralizados son lenticulares con buzamientos cercanos a los 35° y 45° hacia el este como se aprecia en la Figura 7.



**Figura 7. Morfología general de los yacimientos Rosika y Coacia**  
Fuente: Tomado de Zerpa (2018).

## 2.7 Unidades de apoyo de la mina

La mina se encuentra conformada principalmente por cinco unidades de apoyo, mencionadas a continuación:

- ✓ Planta de procesamiento
- ✓ Producción de mina
- ✓ Escombreras
- ✓ Reforestación
- ✓ Soporte de mina

### 2.7.1 Planta de procesamiento

La planta es alimentada con material extraído de las minas Pisolita, Coacia, Rosika y arena de minas aluvionales provenientes de fuentes externas pertenecientes a la concesión. La planta de procesamiento para el 2017 tuvo una capacidad de producción de 4.395 toneladas diaria.

La planta utiliza el proceso de adsorción con carbón activado en pulpa (CIP). Primeramente, el material entra en un proceso de conminución por medio de una

trituradora de mandíbula y luego por dos molinos (bolas y semi-autógeno), en los cuales comienza la adición de cianuro para el posterior proceso de lixiviado.

El proceso de lixiviación se lleva a cabo en seis tanques, en los cuales la pulpa se encuentra en constante movimiento y adición de oxígeno. Posteriormente, la pulpa pasa a siete tanques donde comienza el contacto con el carbón activado, luego se lava dicha pulpa “activada” en un medio ácido, donde el líquido resultante se lleva a unas celdas electrolíticas para finalizar la concentración antes del proceso de fundición.

## **2.7.2 Producción de mina**

A continuación se describen de forma general las operaciones unitarias de la mina (Statzewitch, 2017):

### ***2.7.2.1 Perforación***

En el proceso de perforación se emplea un mallado 4,5 m x 4,5 m, con una profundidad de 11 m, donde la sobreperforación será de 1 m. Se cuenta con una perforadora Atlas Copco CM 785 con brocas de diámetros adaptables que varían desde los 4,3 hasta 6,5 pulgadas, tiene un equipo roto-percutor con martillo de fondo (DTH) que impulsa el aire y facilita la toma de muestras.

### ***2.7.2.2 Voladura***

Los barrenos son cargados mediante un camión de explosivos que posee únicamente emulsión, esto debido a que, para el proceso extractivo del oro se requiere de una gran fuerza de fragmentación por el tipo de formación geológica y también porque con el uso de solo emulsión los costos asociados a la trituración y molienda disminuyen considerablemente a lo largo del tiempo.

### ***2.7.2.3 Carga***

Una vez volado el material, la carga se ejecuta en sobre-banco y es cumplida por una retroexcavadora Komatsu 1250, la cual tiene una capacidad máxima de balde de 6,2 m<sup>3</sup>, así como una amplitud de barrido entre la profundidad máxima y la altura máxima efectiva de 22,3 m (9,3 y 13 m respectivamente), lo cual permite un

desempeño óptimo en la altura de banco utilizado en la mina. Cabe destacar que el arranque del material es directo (sin voladura) cuando se realiza en zonas de óxido saprolítico.

#### **2.7.2.4 Acarreo**

Actualmente, se tienen en circulación cuatro camiones Terex con capacidades de 100 toneladas (32 m<sup>3</sup>) cada uno, éstos cumplen un circuito de acarreo desde el frente de explotación más lejano hasta los patios de *stock* que ronda los 2,8 km según datos brindados por la planificación estratégica.

#### **2.8 Escombreras**

En zona de estudio se pueden observar escombreras con un ángulo de reposo de 30°, con vías de 10 a 30 metros de ancho (según sean las dimensiones del equipo de carga que va a transitar en ellas) e inclinación máxima de 8°. El desarrollo de las mismas se procede por el método de vertido interno.

#### **2.9 Soporte de mina**

Es el grupo encargado de asegurar la continuidad en la producción minera, conservando en buen estado las vías, drenajes, taludes, señalizaciones, entre otras especificaciones de la mina. Estas actividades auxiliares se suceden con un conjunto de equipos, entre los cuales se pueden citar la motoniveladora, tractores, camiones cisternas, entre otros.

**CAPÍTULO III**  
**MARCO TEÓRICO**

### **3.1 Antecedentes de la investigación**

**Zerpa, Z.** (2018), “Propuesta heurística de planificación operativa a corto y mediano plazo para una mina de oro en El Callao, estado Bolívar”, Tesis de Grado, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de Venezuela, Caracas. El objeto del trabajo es buscar y estructurar un conjunto de pasos que suministren una guía para la realización de planificaciones operativas a corto y mediano plazo.

**Statzewitch, J.** (2017), “Propuesta de planificación a largo plazo para la mina Choco 10, en el bloque Guasipati – El Callao, Municipio El Callao, estado Bolívar, periodo 2017-2021”, Tesis de Grado, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de Venezuela, Caracas. Se presenta una propuesta de metodología para el diseño de secuencias de explotación en planificaciones a largo plazo, que normalicen y prioricen variables como la relación de remoción y ley mineral usada en la Planificación a Largo Plazo en la Mina Choco 10, ubicada en el municipio El Callao, estado Bolívar

**Gutiérrez, Y.** (2016). “Metodología de control de calidad de mineral en la producción de oro, aplicado en minería a tajo abierto - “Yacimiento Jessica” compañía minera Aruntani - Puno – Perú. Tesis de grado, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima. La finalidad de este estudio es optimizar el proceso de control de calidad del mineral de la producción, llevando un correcto control de leyes y mitigando la dilución y demostrar con resultados las mejoras del proceso con la reconciliación del Modelo de Bloques y la Producción de Minado de tal forma que los efectos sean beneficiosos para nuestro objetivo que es el cumplimiento de la producción de oro en la UM.

**Artigas, M.** (2011), “Diseño de patrones de perforación y voladura, para normalizar la fragmentación del material resultante de la Mina Choco 10 empresa PMG S.A. El Callao, Estado Bolívar”, Tesis de Grado, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de Venezuela, Caracas. El trabajo expone una propuesta para el diseño de los patrones de perforación y voladura que normalicen la fragmentación del material que

actualmente es extraído en la Mina Choco 10, ubicada en el Municipio El Callao, estado Bolívar.

**Vázquez, R.** (2009), “Creación de depósitos de homogenización para estabilizar la calidad del flujo mineral en la mina Pedro Sotto Alba”, Tesis de grado, Facultad de Geología y Minería, Instituto Superior Minero Metalúrgico Dr. Antonio Núñez Jiménez, Cuba. La alimentación del flujo mineral al proceso metalúrgico en la mina de la empresa Pedro Sotto Alba Moa Nickel SA, proveniente de los yacimientos Moa Oriental (Área 11 y Área 31) y Moa Occidental (Área 1 y Área 14); y se realiza con el objetivo conformar depósitos de homogeneización para preparar la mena antes de suministrarla a la Planta de Preparación de Pulpa.

## **3.2 Bases teóricas**

### **3.2.1 Planificación minera**

Las empresas mineras están obligadas a presentar a la administración gubernamental un proyecto de la explotación a realizar, previo a la obtención de la concesión final de explotación, y posteriormente deben presentar un plan de labores anuales, que permite ejercer control por parte de los directivos de la compañía y por parte del Estado, que es el propietario de las riquezas en el subsuelo. Estos artículos constituyen documentos bancables, necesarios para conseguir préstamos, justificar inversiones, y que en el caso de empresas que cotizan en la bolsa, inciden de manera directa en el valor de las acciones. En consecuencia surge la disciplina de planificación minera, que se define como el proceso de la Ingeniería de Minas que transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo, alineado con los objetivos estratégicos de la corporación, sean estos maximizar el valor presente neto, el volumen total de reserva, maximizar el tiempo de explotación, minimizar el riesgo de la inversión, etc., e integrando las restricciones impuestas por el recurso mineral, el mercado y el entorno (Vargas, 2011).



### **3.2.3 Tipos de planificación minera**

Es posible separar en diferentes niveles el proceso de planificación de acuerdo a las características de decisión que deberán ser tomadas:

#### ***3.2.3.1 Planificación estratégica***

Corresponde a la Alta Dirección, y actúa fundamentalmente sobre las salidas (*outputs*) de la empresa, esto es sobre aquellas decisiones previas que determinan la naturaleza misma y la dirección del negocio. Es decir, debe considerar no solo los grandes objetivos que definen la propia empresa, sino también los planes, la captación de los recursos y los medios para lograrlos. No es solamente donde ir, sino también cómo ir y qué debe ser la empresa, de acuerdo con los medios realmente disponibles o factibles (Plá *et al.* 2001). Igualmente, Vargas (2011), comenta que la planificación estratégica se refieren a la elección de los métodos de explotación, capacidad mina y de procesamiento, y en general las estimaciones de reservas mineras. El principal objetivo de la planificación estratégica es sincronizar el mercado con los recursos disponibles y la misión de la compañía.

#### ***3.2.3.2 Planificación administrativa***

Es la que relaciona las entradas (*inputs*) de la empresa, los famosos "M" americanos (*men, materials, machines, money, management*), estudiando sus necesidades y sus distribuciones relativas para lograr el óptimo producto, el equilibrio y armonía entre ellas, preparando los programas correspondientes de (Plá *et al.* 2001).

Formación de personal.

- Abastecimiento o disponibilidad de materias primas,
- Selección y mantenimiento de procesos y maquinaria,
- Financiación, resultados y tesorería,
- Selección y captación de personal directivo,
- Investigación tecnológica y de mercado.

### **3.2.3.3 Planificación operativa**

Plá *et al.* (2001), la definen como la planificación que actúa sobre los factores de suministro, conversión, producción y comercialización para lograr los productos requeridos en el tiempo, lugar y precio, así como para su promoción y distribución. Suele dividirse, consecuentemente, en función del tiempo (corto, medio y largo plazo), en función del espacio (áreas, niveles, secciones, zonas geográficas, etc.) y/o por el valor comercial (calidad, densidad económica de los productos, primarios, secundarios, etc.).

### **3.2.4 Parámetros a considerar en la planificación a corto y mediano**

El proceso de planificación a corto y mediano plazo debe materializar la secuencia de extracción considerando variables que no fueron integradas en la planificación a largo plazo y por supuesto, manteniendo en consideración las variables ya integradas o definidas. A continuación se mencionan los parámetros principalmente considerados según Vargas (2011).

- Factores operacionales.
- Diseño de fases.
- Restricciones en capacidad.
- Movimiento de mina.
- Procesamiento de planta.
- Pilas de almacenamiento.
- Zonas de acceso.
- Restricciones de mezcla de bloques.
- Relación estéril/mena.
- Relación estéril/mena límite.
- Indicadores claves de rendimiento o por sus siglas en inglés *Key Performance Indicator* (KPI).

### **3.2.5 Generalidades del muestreo**

Para entender el concepto de muestreo, debemos tener en cuenta algunas consideraciones generales que nos permitirán conocer la importancia de este proceso para nuestra industria minera, más aún si nos encontramos dentro de métodos de

evaluación de yacimientos y en producción diaria que será el soporte de la inversión en una empresa. Tomemos en cuenta que al hablar de muestreo nos da una idea de analizar una parte de un todo, que cumpla con diversas características que representen al grupo, siendo esta parte pura y libre de impurezas que alteren los resultados del procesos deseado.

Para esto definimos lo siguiente, según Alfaro (2002):

**Muestra:** Es una porción del objeto de estudio, o sea parte del lote, generalmente obtenida respetando las reglas que la teoría de muestreo establece.

**Muestreo:** Conjunto de trabajos que se ejecutan con el objeto de determinar la calidad de la sustancia útil. El Muestreo es un proceso científico y selectivo en el orden de reducir los lotes con propósitos de interpretación.

**Población o lote:** Se refiere al conjunto de materia, cuya composición quiere estimar.

### 3.2.6 Tipos de muestreo en minería

Según Bustillos & López (1997), existen tres tipos de toma de muestras: (1) muestreo al azar, (2) muestreo estratificado, (3) muestreo sistemático. Frecuentemente en minería se desecha el muestreo al azar, pues puede conducir a errores muy importantes, en el muestreo se busca que este sea representativo y que el conjunto sea absolutamente homogéneo. Por ello se acude a métodos que se encuentran entre el estratificado y el sistemático.

Salvando estas características y de acuerdo con el carácter estratificado/sistemático de los métodos empleados, a continuación se describen las formas de toma de muestras más utilizadas en minería:

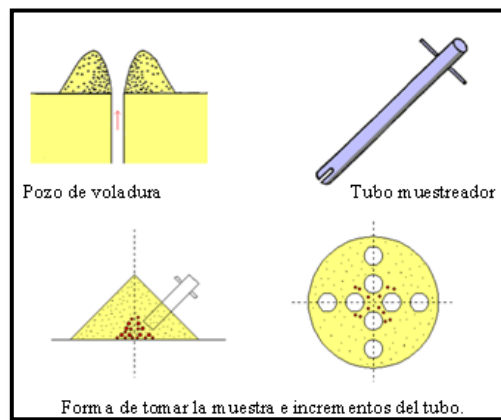
- Ranurado continuo (*Channel sampling*).
- Ranurado discontinuo (*Chip sampling*).
- Muestreo a partir del material ya extraído (*grab sampling*).
- Muestreo en masa (*bulk sampling*).
- Muestreo en sondeos (*drill sampling*).

### 3.2.6.1 Muestreo a partir del material ya extraído (grab sampling)

Consiste en la recogida de muestras grandes a partir del material ya extraído y acumulado en los frentes o bien en las zonas de acopio, así como de las vagonetas y otros medios de transporte empleados para el movimiento del mineral. Se recogen muestras de varios kilogramos, aunque la cantidad adecuada depende del tamaño de los fragmentos grandes y de la naturaleza de la mineralización.

Este método de muestreo es altamente subjetivo y puede generar importantes errores, dada la tendencia a tomar los fragmentos más aparentes en cuanto a riqueza de mineral, la falta de una homogeneidad real del material tanto en los acopios como en las vagonetas, la diferencia de tamaños de los bloques y fragmentos, etc. Una posible reducción de estos inconvenientes se alcanza al hacer una toma de muestras de forma ordenada en las zonas de acopio.

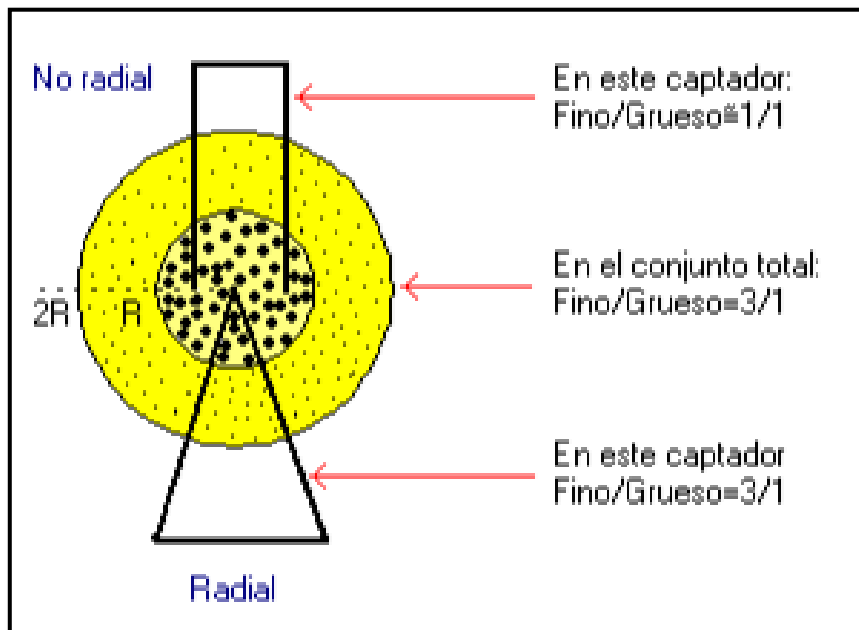
**Muestreo en cono de voladuras:** Según Alfaro (2002), el muestreo se lleva a cabo tomando parte del volumen del mineral total, de tal modo que sea representativa del total. Esta gran responsabilidad recae en una muestra muy pequeña, así que es esencial que esta muestra sea verdaderamente representativa, por lo que es muy importante llevar a cada una técnica de muestreo definida, en la Figura 8 aparece un esquema de un hoyo de voladura y uno de los métodos para tomar una muestra de cono, tomada con tubo muestreador.



**Figura 8. Muestreo con tubo muestreador en hoyo de tronadura.**  
**Fuente: Editado de Alfaro (2002).**

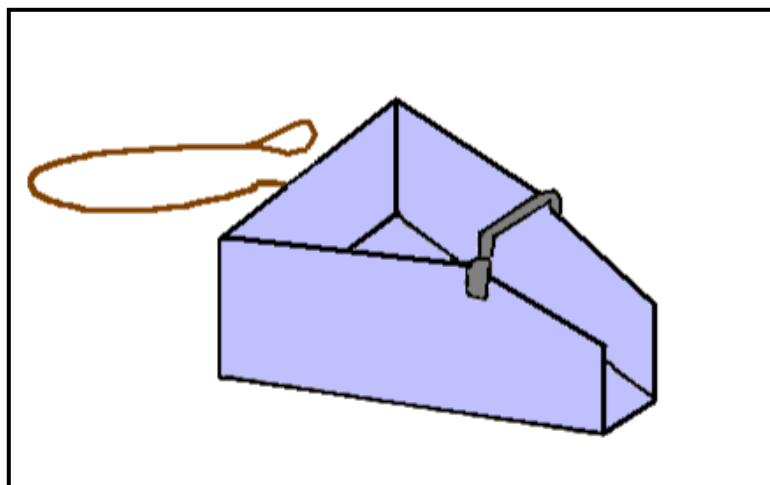
En algunos casos el material acumulado en el cono puede ser del orden de una tonelada. Es imprescindible entonces tomar una muestra de unos cuantos kilos.

En la Figura 9 se demuestra con un ejemplo hipotético que utiliza un captador de detritus, su diseño debe ser radial. Un corte en el cono proporciona un círculo de radio  $2r$ . Si suponemos, por ejemplo, que los gruesos están en un círculo concéntrico de radio  $r$  y los finos en el exterior, entonces la proporción real de finos/gruesos es de 3:1. En este ejemplo, un captador rectangular entrega una proporción de finos/gruesos de aproximadamente 1:1.



**Figura 9. Comparación entre captador radial y no radial.**  
**Fuente: Tomado de Alfaro (2002).**

En la Figura 10 se muestra el captador radial el cual es uno de los mejores métodos prácticos para la toma de muestra en hoyos de voladuras. Sin embargo esta solución es muy difícil de implementar en minas grandes, debido a la gran cantidad de material que cae en el captador. Por esta razón, en minas grandes, se utiliza aún el método del tubo muestreador.



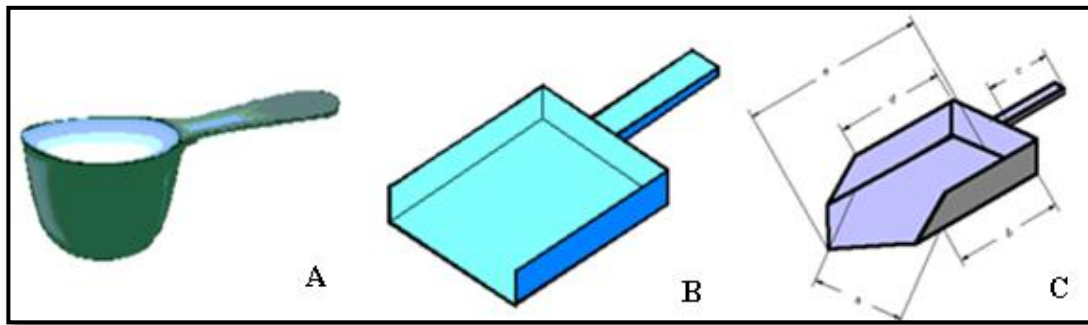
**Figura 10. Captador de muestra radial.**  
**Fuente: Tomado de Alfaro (2002).**

**Muestreo en pala o camión:** El muestreo en tolva camiones mineros y baldes de palas no es representativo debido a que obligatoriamente la muestra es superficial, como en la Figura 11.



**Figura 11. Muestreo en balde de camión y pala.**  
**Fuente: Tomado de Alfaro (2002).**

**Diseño de Palas:** Alfaro (2002) muestra que el diseño ideal que debe tener las espátulas y palas es recto y poseer bordes laterales, para no perder material, evitar el problema de la segregación y proporcionar muestras equiprobables. En la Figura 12 se observan los diseños: A) incorrecto, B) correcto, y el C) que se corresponde al diseño de una pala de muestreo según las normas JIS (*Japanese Industrial Standards*), que consisten en palas especialmente diseñadas para diferentes tipos de material. Esta norma considera tamaños máximos de partículas de 150 mm.



**Figura 12. Palas de muestreo.**  
**Fuente: Editado de Alfaro (2002)**

En general la muestra debe respetar la granulometría del lote, debido a que en la mayoría de los casos, la ley del material fino puede ser muy diferente de la ley del material grueso.

Respecto a la integridad de la muestra, se debe usar una bolsa plástica transparente, ser resistente, estar bien etiquetada (rotulada) y guardada en un lugar seguro. En ciertas ocasiones la muestra debe estar a prueba de fraudes o de contaminación, Figura 13.



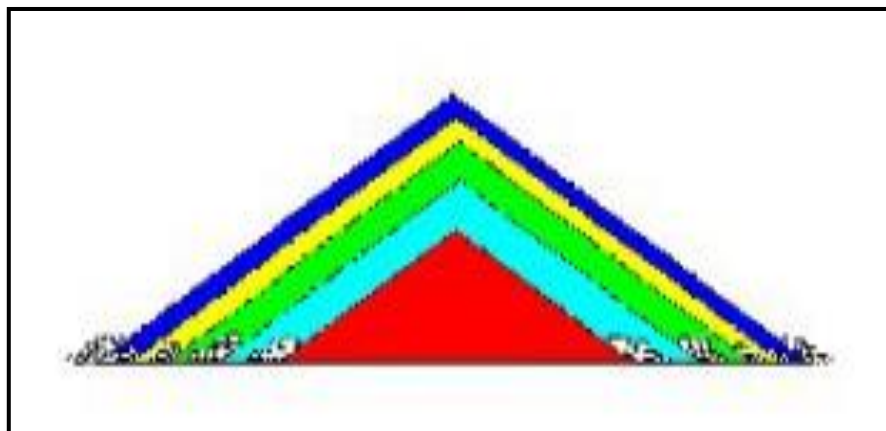
**Figura 13. Bolsa de protección de muestra con su identificación.**  
**Fuente: Tomado de Alfaro (2002).**

### 3.2.7 Pilas de homogeneización

Rodríguez (2008) nos indica que la gran variabilidad que presentan los elementos principales en los minerales, en su proporción y la existencia de otros compuestos dentro del mineral, que no aportan valor económico, y que en determinadas proporciones tienen un impacto negativo en el costo de los procesos metalúrgicos, hace que sea necesario mezclar los productos que vienen desde las minas, o de plantas de procesamiento (minerales a plantas de beneficio, acopios de concentrado a fundiciones, minerales a pilas de lixiviación). La mezcla resultante de estos productos debe cumplir con las restricciones metalúrgicas, ambientales y además debe ser la más económica para el proceso, a que va a ser sometida a continuación. El gran volumen de los materiales a mezclar, ha obligado a desarrollar lo que se conoce como pilas de homogeneización, que permite un real control de proceso al extraerlos por grupos en que la media de cada una de éstos es muy cercana a la media del total. Existen dos métodos de acopio que se llaman Método Chevron y Método Windrow-Chevron:

#### 3.2.7.1 Método Chevron

El método Chevron considera el depósito de los materiales en la pila, mediante un alimentador de desplazamiento longitudinal a ésta, según la Figura 14.

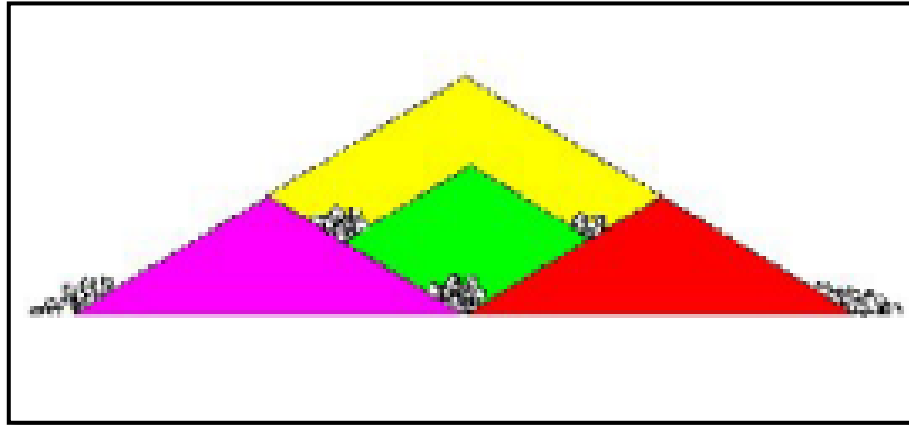


**Figura 14. Pila Tipo Chevron**  
**Fuente: Tomado de Rodríguez (2008).**



### 3.2.7.2 Método Windrow-Chevron

El método Windrow-Chevron consiste en ir depositando los materiales en la pila, mediante un alimentador de desplazamiento longitudinal y transversal. Inicialmente se construyen las formas chevron del piso de la pila, y posteriormente va llenando los espacios interiores según la Figura 15.



**Figura 15. Pila tipo Windrow-Chevron**  
**Fuente: Tomado de Rodríguez (2008).**

El apilado continuo según el proceso Chevron proporciona un máximo efecto de mezcla y homogeneización. El apilado según el sistema de conos es apropiado para parques con pocos requerimientos a la homogeneización.

### 3.2.8 Software minero *RecMin* ®

Por sus siglas en español Recursos Mineros. Es un *software* gratuito que se puede descargar libremente de internet que ha sido desarrollado precisamente para la gestión de recursos minerales, ha sido patentado por su autor César Castañón Fernández, profesor principal de Ing. De minas la Universidad de Oviedo y fundador también de la empresa RPTec (servicios y consultoría minera). Para demostrar el método pentaédrico que ha sido sustentado en su tesis doctoral. Se fundamenta en la experiencia de su autor a lo largo de más 24 años, de experiencia en el campo de la minería (Hernández, 2017).

Se creó a partir del año 1992 como *software* privado para las operaciones mineras en España de la empresa minera canadiense Rio Narcea Gold Mines S.A. Su autor (Dr. César Castañón Fernández) agregó las opciones de gestión de información topográfica, edición de sondajes, modelamiento geológico, modelo de bloques y estimación de leyes por el método del inverso de la distancia.

### ***3.2.8.1 Ventajas y Desventajas***

#### **Ventajas**

- a.** Gratuito, libre.
- b.** Está en idioma español.
- c.** Contiene herramientas para:
  1. Importación de muestras de sondajes, producto de campaña de exploración.
  2. Herramientas para validar los datos producto de la campaña de exploración.
  3. Herramientas para gestionar superficies topográficas (Importar coordenadas de puntos y generar curvas de nivel o importar superficies en formato \*.DXF, que hayan sido elaboradas en otros paquetes de software minero como el CAD.
  4. Herramientas para visualizar gráficamente en 3D los objetos diseñados.
  5. Herramientas para integrar y realizar la interpretación geológica.
  6. Herramientas para realizar un modelo geométrico, de bloques al modelo geológico.
  7. Herramientas para interpolar las leyes de cada bloque, usando el algoritmo del inverso de la distancia.
  8. Herramientas para exportar, datos de muestras y tablas de bloques.
  9. Optimizador de PIT (cono flotante).
  10. Y más herramientas diversas personalizadas.

### **Desventaja**

- a. No contiene herramientas geoestadísticas, para estimar por *kriging* un modelo de bloques.

### **3.2.8.2 Estructura del programa RecMin**

El programa *RecMin* está desarrollado en lenguaje +C, *Visual Basic*, con una interfaz familiarizada con el entorno *Windows* de *Microsoft*, lo cual hace fácil su manipulación. Los datos importados en formato de texto son almacenados en una base de datos del tipo Access que se genera automáticamente con todas las tablas por defecto con sus campos definidos y preparados para alojar la información, cuando se genera un nuevo yacimiento. Genera una base de datos tanto para la base de datos sondeos y para el modelo de bloques que se realice. El programa *RecMin* está compuesto por 5 módulos de aplicación:

- a. Módulo de yacimientos = RMYac.exe
- b. Módulo de edición = RMEdit.exe
- c. Módulo de dibujo = RMDraw.exe
- d. Módulo 3D = RM3D.exe
- e. Módulo de seguridad = RMSeg.exe

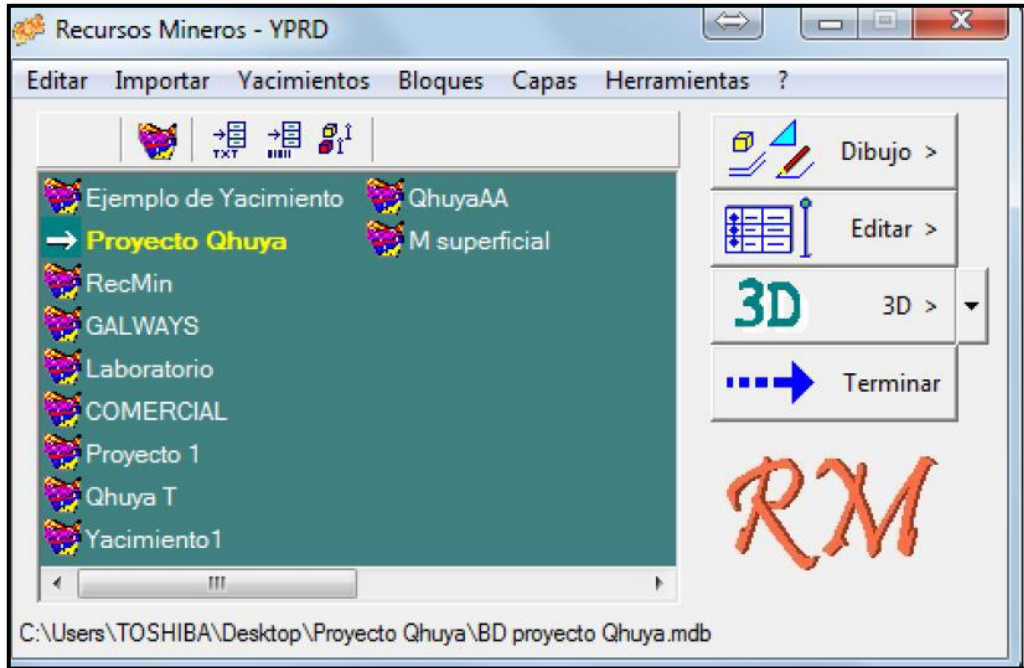
Siendo el módulo de arranque o inicio de la aplicación el módulo de yacimientos (RMYac.exe).

**Módulo de Yacimientos:** Este es el módulo (Figura 16) que se inicia al arrancar en el escritorio el icono de *RecMin*, en esta ventana se crea o se añade los yacimientos o proyectos a estudiar.

En este módulo se puede:

- a. Crear, borrar y editar bases de datos de yacimientos.
- b. Importar datos de sondeos, DXF de superficies, bases de datos de bloques, etc.

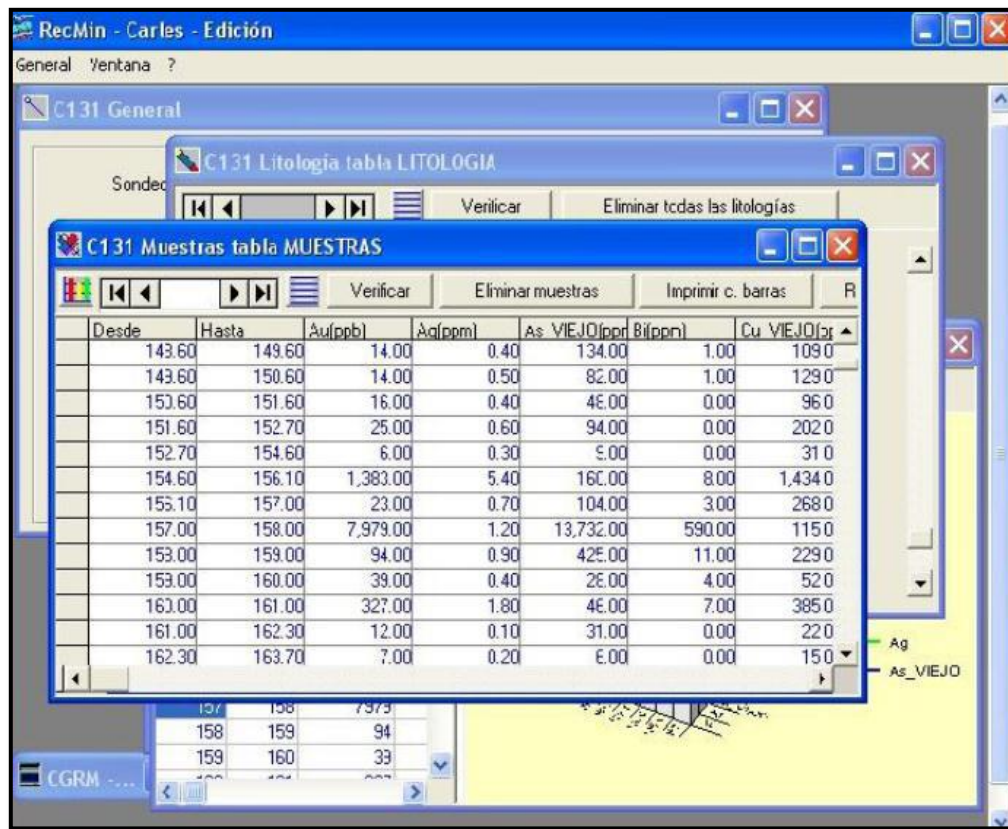
- c. Crear, borrar y editar bases datos de bloques.
- d. Realizar distintas funciones como definir permisos de acceso, cálculos, etc.



**Figura 16.**Módulo de yacimientos de *RecMin*.  
**Fuente:** Yhonny Ruiz (s/f), citado por Hernández (2018).

**Módulo de Edición:** En este módulo ver Figura 17, se pueden borrar, añadir, ver y modificar las bases de datos de sondeos, así como todas las tablas asociadas como:

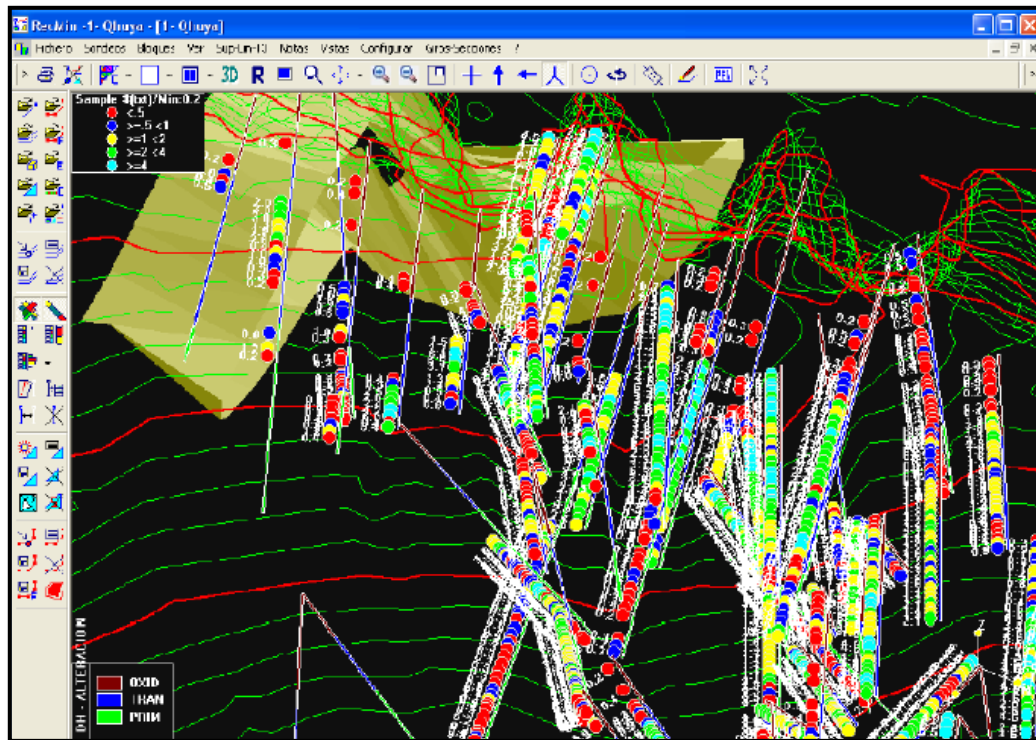
- Datos de los sondeos, coordenadas del collar, fechas, etc.
- Medidas de desviaciones.
- Datos litológicos.
- Datos de muestras.
- Intersección con zonas minerales.
- Representaciones gráficas.



**Figura 17. : Módulo de edición de sondeos RecMin.  
Fuente: Ruiz (s/f). Citado por Hernández (2018).**

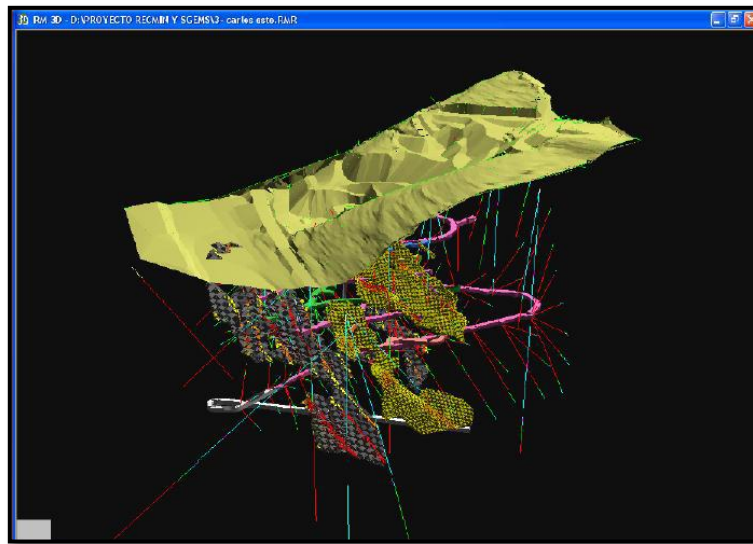
**Módulo de dibujo:** En el módulo de dibujo (Figura 18) se puede:

- Ver gráficamente en el espacio toda la información relativa a un yacimiento, incluyendo sondeos, superficies, bloques, líneas, notas, etc.
- Activar y desactivar los elementos que se quieran ver.
- Modificar las bases de datos.
- Imprimir las vistas.
- Hacer secciones en cualquier dirección.
- Vistas tridimensionales.
- Renderizados
- Generar ficheros DXF.



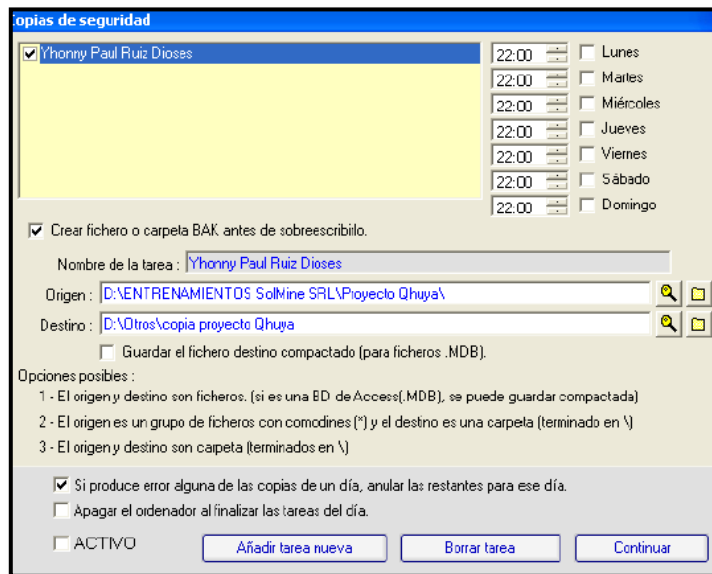
**Figura 18. Módulo de dibujo de Recmin.**  
**Fuente: Ruiz (s/f). Citado por Hernández (2018).**

**Módulo *Render 3D*:** El módulo *render 3D* (Figura 19 ) permite ver los objetos en una vista tridimensional, en la cual se puede fácilmente, mediante movimientos de ratón, girar, hacer zoom, cambiar la iluminación, hacer transparencias, visualizar sobre los objetos desplazándose en múltiples direcciones, entre otros. La vista se genera por combinación de una iluminación por condiciones y otra direccional que sería el sol, ambas se pueden modificar. El módulo de renderizado se puede llamar desde el módulo de dibujo, para distinguir los objetos activos o bien separadamente; para divisar los ficheros que se guarden en formato \*.RMR, empleando el ejecutable RM3d.exe en una carpeta con los ficheros \*.RMR generados en el módulo de dibujo. Se puede ir seleccionando el resto de las vistas preparadas e incluso ir añadiéndolas, permitiendo de una forma fácil preparar una presentación en 3D.



**Figura 19. Módulo 3D de Recmin.**  
**Fuente: Ruiz (s/f). Citado por Hernández (2018).**

**Módulo de Seguridad del Software RecMin®:** Es una gran ventaja del programa que permite disponer las copias de seguridad de ficheros y/o carpetas en periodos, diarios, semanales, de modo tal que se realicen estas durante la noche o en las horas de descanso. El programa permite también compactar las bases de datos, toda vez que se hacen las copias y apagar el ordenador cuando termine si se desea (ver Figura 20).



**Figura 20. Módulo de copias de seguridad.**  
**Fuente: Ruiz (s/f). Citado por Hernández (2018).**

### 3.2.8.3 Jerarquía de datos y ficheros del Software *RecMin*

Para crear un proyecto yacimiento en *RecMin*, es necesario antes de iniciar el programa crear una carpeta de trabajo en cualquiera de los discos del ordenador a elección del usuario, es aquí donde se almacenará todas las bases de datos que se generen en el trabajo y evaluación de ese yacimiento. Además, aquí se guardarán todos los objetos y sus respectivos formatos, para ser desplegados en el programa.

Una vez creada la carpeta en cualquiera de los discos, se crea el proyecto o yacimiento en *RecMin*, y esto se hace en el módulo de yacimientos. Si no existe aún una base de datos para ese proyecto el programa la creará automáticamente, formando todas las tablas y sus respectivos campos donde almacenara lo datos que se creen o se importen en el *RecMin*. Los objetos creados en el módulo de dibujo se irán guardando con sus respectivas extensiones o formatos, para cuando se les quiera abrir o solicitar se ubiquen en los respectivos ficheros del módulo de dibujo, y es como sigue:

**Líneas:** Son un conjunto de segmentos, normalmente unidos entre sí y que nos sirven para separar zonas, rellenar con colores, para recortar otros objetos, etc. Las líneas se pueden guardar en la BD del yacimiento o en ficheros texto \*.LIN, y en un mismo fichero podemos tener varias líneas.

**Superficies:** Tienen un formato parecido al de las líneas, pero nos sirven más bien para trabajar con isolíneas de superficie, normalmente son ficheros grandes y con ellos podremos trabajar para hacer secciones y dibujar la línea de superficie, para renderizar, etc. Las superficies se guardan en ficheros texto \*.SUP, y en un mismo fichero podemos tener varias superficies.

**Mallados T3:** Los T3 son conjuntos de caras triangulares que tiene un color asociado y que nos va a permitir, definiendo la dirección del sol, tener una vista tridimensional de la zona de trabajo. Los T3 en el módulo de renderizado nos ayudarán a mejorar la vista. Los T3 también sirven para definir volúmenes, galerías y huecos de interior, etc. Los T3 se guardan en ficheros texto \*.T3, y en un mismo fichero podemos tener varios T3.



**Notas:** Las notas son objetos de texto que se pueden añadir a un dibujo para dar información. Pueden ser de varias líneas, tener contorno y relleno y estar giradas. Se guardan en las mismas bases de datos del Yacimiento o en fichero texto \*.TX0.

**Escenas:** Las escenas son un conjunto de objetos que se guardan en un fichero texto \*.TOT y que nos va a permitir recuperar el estado en el que estábamos en el momento de guardarlo.

**Bloques (BLK):** Son conjuntos de paralelepípedos que nos dividen lo que tenemos debajo de la superficie y que nos sirve para darle unas propiedades litológicas y analíticas.

**CAPÍTULO IV**  
**MARCO METODOLÓGICO**

#### **4.1 Tipo de Investigación**

Esta investigación es de carácter exploratoria y explicativa. Es exploratoria porque se analiza un problema de planificación para el control de calidad que concretamente no tiene un método preciso de resolución. Explicativa, porque persigue describir la problemática de la planificación, sino que se intentará identificar y relacionar las variables con mayor incidencia para el manejo más adecuado, de modo que garantice el suministro de mineral con las mínimas variaciones para la alimentación a planta y que cumpla con las metas de producción establecidas.

#### **4.2 Diseño de la investigación**

El diseño de la investigación es no experimental-transversal. Es no experimental debido a que no se modifican las variables en las cuales se presenta el objeto de estudio al momento de su análisis y es transversal porque se busca establecer una solución posible para un período específico de la planificación operativa.

#### **4.3 Población y Muestra**

La población será conformada por el área de la unidad productora minera de oro ubicada en la Formación El Callao. La muestra será integrada por los distintos frentes de extracción para un periodo de tiempo.

#### **4.4 Tareas en función de los objetivos**

A continuación se delimitan el conjunto de tareas que se emplearon para alcanzar de forma efectiva los objetivos específicos estipulados.

**Clasificar los frentes de explotación por medio de las concentraciones del mineral de interés con el empleo del *software* de diseño minero *Recmin*®.**

- Transformación de los datos requeridos para el empleo del *software* de diseño minero *Recmin*®.
- Importar los datos de la topografía digitalizada al *Software Recmin*®.

- Elaborar en el *software Recmin*® la topografía actual de los frentes de extracción.
- Realizar el mallado para separar el yacimiento en paneles.
- Seleccionar los frentes de extracción que cumpla con el plan a corto plazo.
- Graficar las áreas sobre la topografía digitalizada de los frentes de trabajo.
- Evaluar la secuencia de extracción propuesta en el plan a largo y corto plazo.
- Generar tablas donde se observe las características principales de los frentes seleccionados.

**Relacionar las características del modelo geológico con los parámetros requeridos por la planta de beneficio mineral mediante una matriz de comparación.**

- Calcular granulometría promedio del material extraído en los frentes.
- Estimar la concentración de minerales de interés y elementos no deseados
- Recolección bibliográfica de los parámetros de planta de beneficio mineral.
- Generar matriz donde se aprecie la relación entre los parámetros requeridos

**Determinar la relación entre la secuencia de extracción de la planificación a corto plazo con la planificación de control de calidad.**

- Examinar los bloques propuesto en el plan a corto plazo.
- Verificar la secuencia de extracción de los bloques para el tiempo propuesto.
- Seleccionar los bloques que se ajusten al requerimiento de planta.
- Determinar si existe variación entre los bloques seleccionados y los propuesto a corto plazo

**Diseñar mecanismos de homogenización de materiales auríferos para cumplir con los parámetros de planta.**

- Seleccionar el lugar para la depositar los *Stockpiles*.

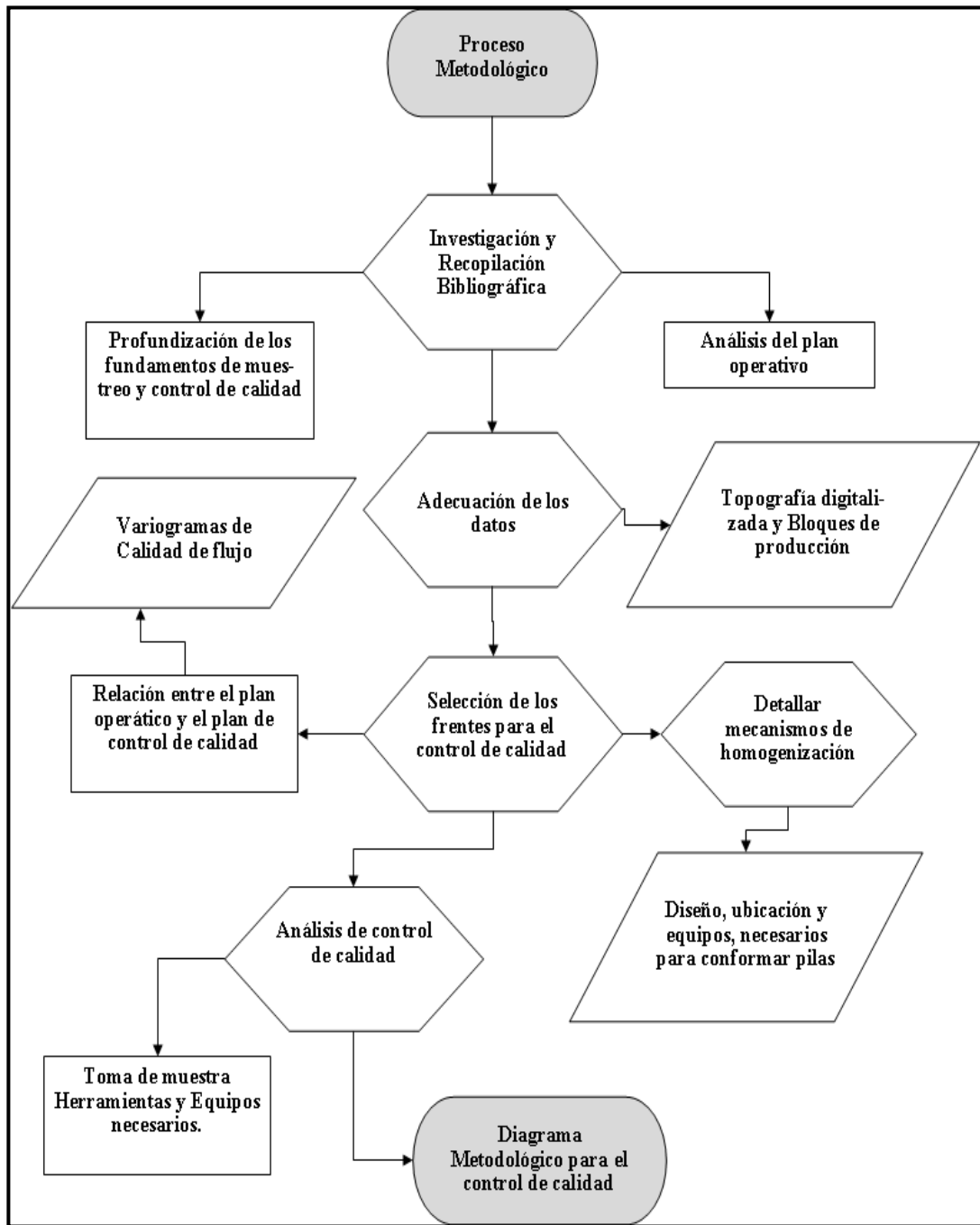
- Determinar los parámetros que tienen que cumplir para la creación de las pilas.
- Equipamiento minero necesario para lograr la eficiencia operacional.
- Procedimientos para la conformación de los depósitos intermedios.
- Acarreo y mezclado de la mena.
- Esbozar los parámetros necesarios para las mezclas, Excel.
- Elaborar esquema de Muestreo.

**Detallar la metodología donde se observe las medidas para el control de calidad a lo largo del proceso minero mediante diagramas de flujos.**

- Detallar los pasos del proceso de planificación de control.
- Resumir pasos con mensajes breves y directos.
- Enlazar los pasos con graduaciones y dependencias entre sí.
- Realizar corridas de prueba al flujograma para su optimización.
- Definir formato final del diagrama de flujo donde se observe las medidas de control.

#### 4.5 Estructura metodológica

A continuación en la Figura 21, se presenta el esquema donde se detalla la metodología a seguir para cumplir con los objetivos de la investigación.



**Figura 21. Esquema metodológico.**  
Fuente: Elaboración propia.

#### 4.6 Herramientas de recolección de datos

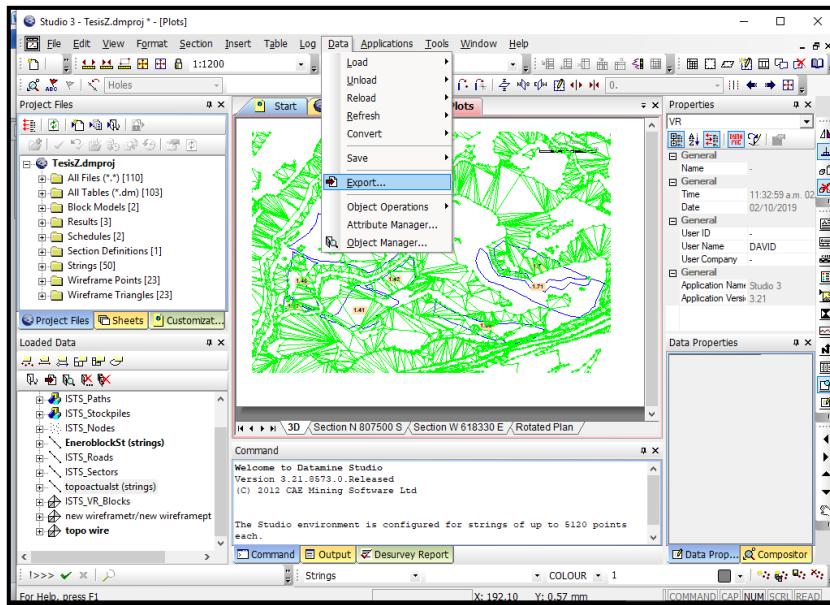
Dentro de las herramientas para modelar los diseños de explotación, es necesario el uso del *software* de diseño minero *Recmin*®, el cual entre sus bondades permite el cálculo de volúmenes y estimación de los tenores, así como la delimitación de áreas destinadas para infraestructura. Esto sirve para una mejor organización y disposición de los datos necesarios para la planificación. Como instrumento compilador se estima emplear un programa de Hoja de cálculo.

#### 4.7 Análisis e interpretación de los datos

Los datos fueron analizados e interpretados mediante el uso de imágenes, diagramas y gráficos de los datos arrojados del *Software Recmin*®. Teniendo en cuenta que se debe efectuar la respectiva evaluación de los frentes de explotación, las medidas para la conformación de la pila de homogeneización y distribución de la flota de equipos requeridos para el manejo del material, con un plan de muestreo a lo largo de cada una de las etapas del procesamiento.

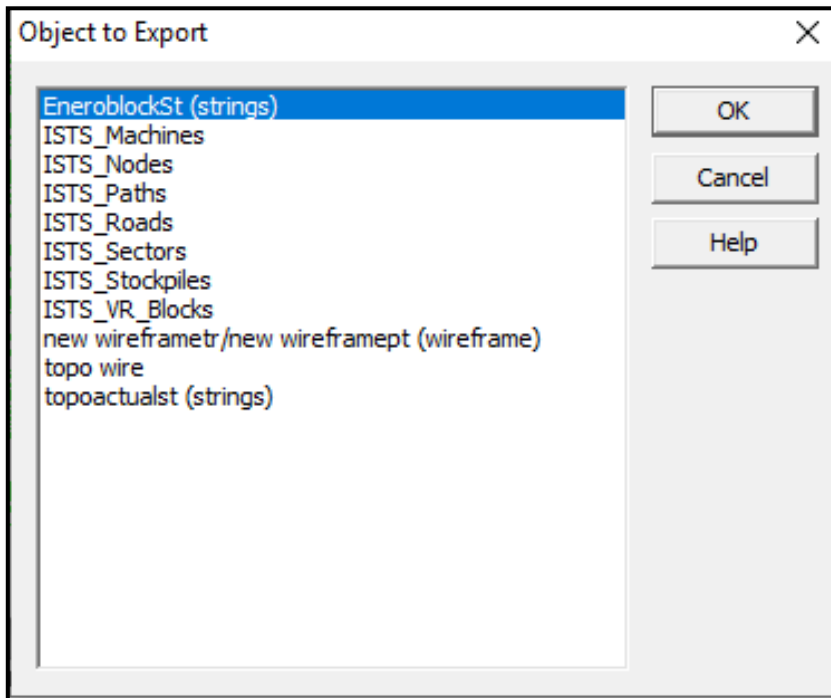
Para poder trabajar con el *Software Recmin*®, los datos tienen que pasar una etapa de adecuación, para su posterior análisis la cual consta de los siguientes pasos:

**Etapas 1 (Exportación):** En primer lugar los datos requeridos de la topografía del *pit* se encuentran guardado en formato del *software Data Mine*, se transforman los datos de la topografía general del *pit* en archivo DXF que es compatible con los *softwares Data Mine* y el *Recmin*®. Seleccionando en el interfaz del *softwares Data Mine* los comandos *Data/Export* como se observa en la Figura 22.



**Figura 22. Exportación de datos en el Software Datamine.**  
Fuente: Elaboración propia.

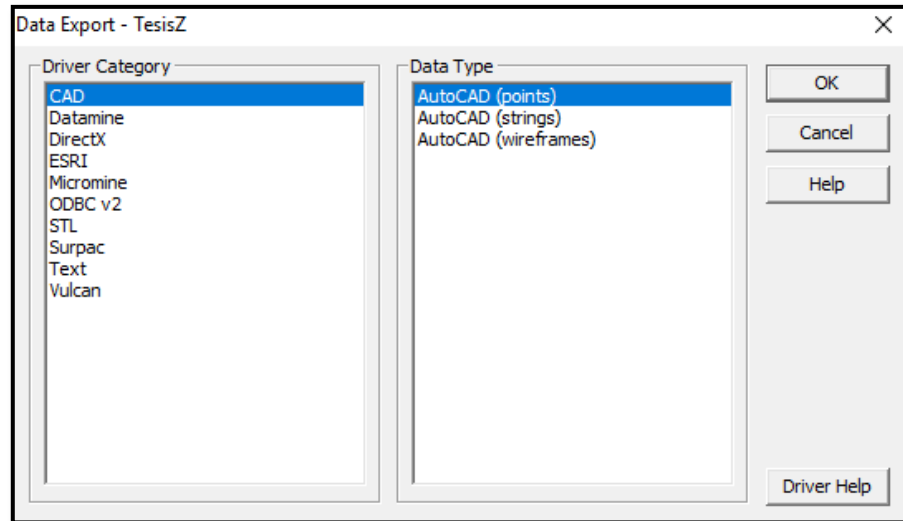
Posteriormente seleccione el archivo de desea exportar en la pestaña *Object to export*.  
Figura 23.



**Figura 23. Ventana para la selección de archivo a exportar.**  
Fuente: Elaboración propia

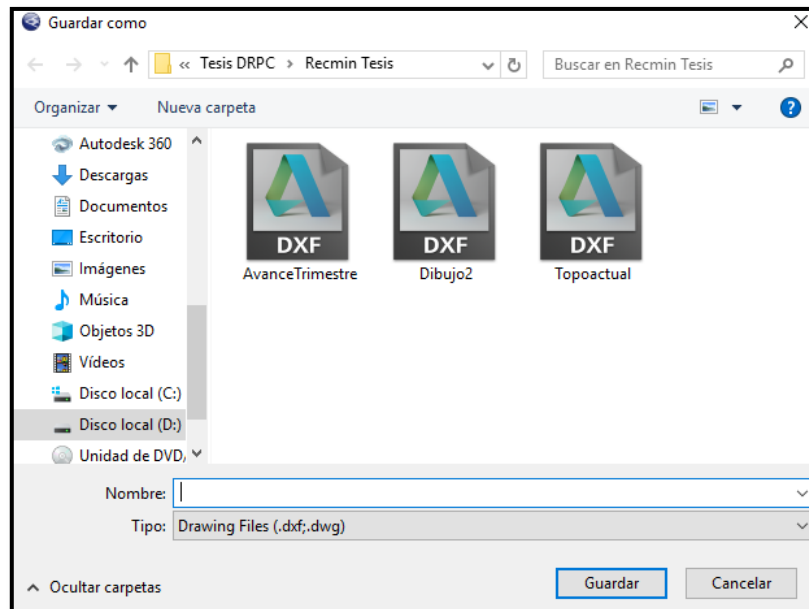


Seguidamente seleccione la categoría de los datos según el software que se desee en *Driver Category*, Y seleccione el tipo de dato en *Data Type* y pulse **OK**. Figura 24.



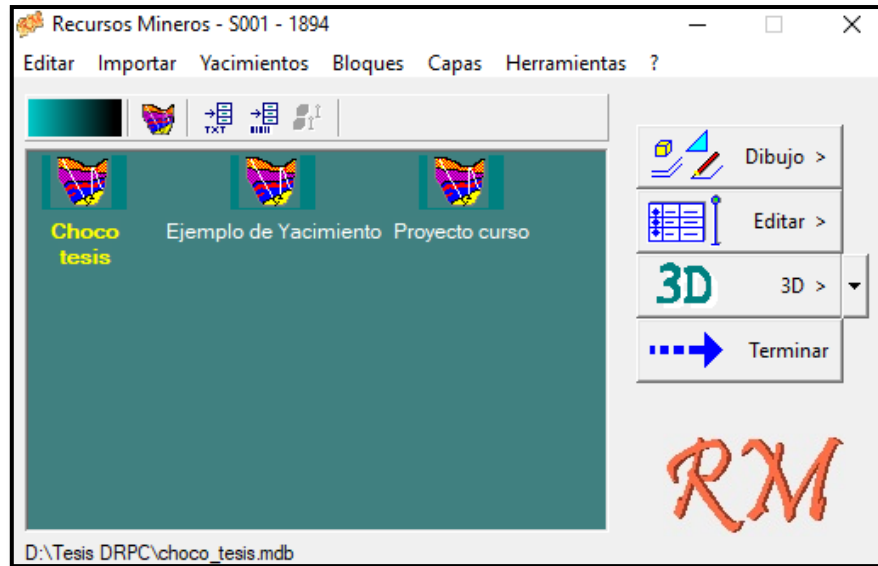
**Figura 24. Selección del formato del archivo a exportar.**  
Fuente: Elaboración propia.

Explore la carpeta requerida para guardar el archivo e ingrese el nombre de la carpeta, antes de pulsar **Guardar**. Figura 25.



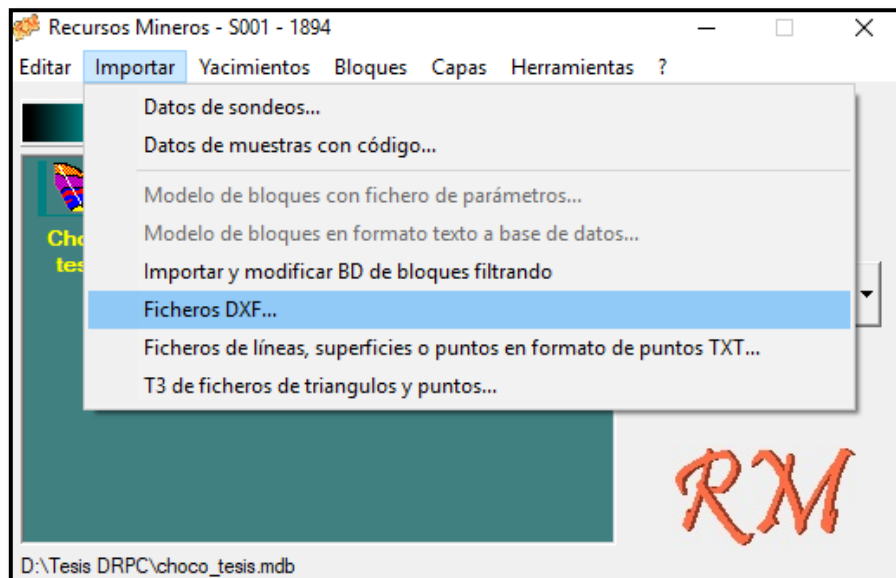
**Figura 25. Elección de la carpeta que desea guardar.**  
Fuente: Elaboración propia.

**Etapa 2 (Importación):** Para la elaboración de la topografía en el *Software Recmin®*. Se ejecuta el programa en el módulo de yacimiento se selecciona el yacimiento que se esté trabajando. Figura 26.



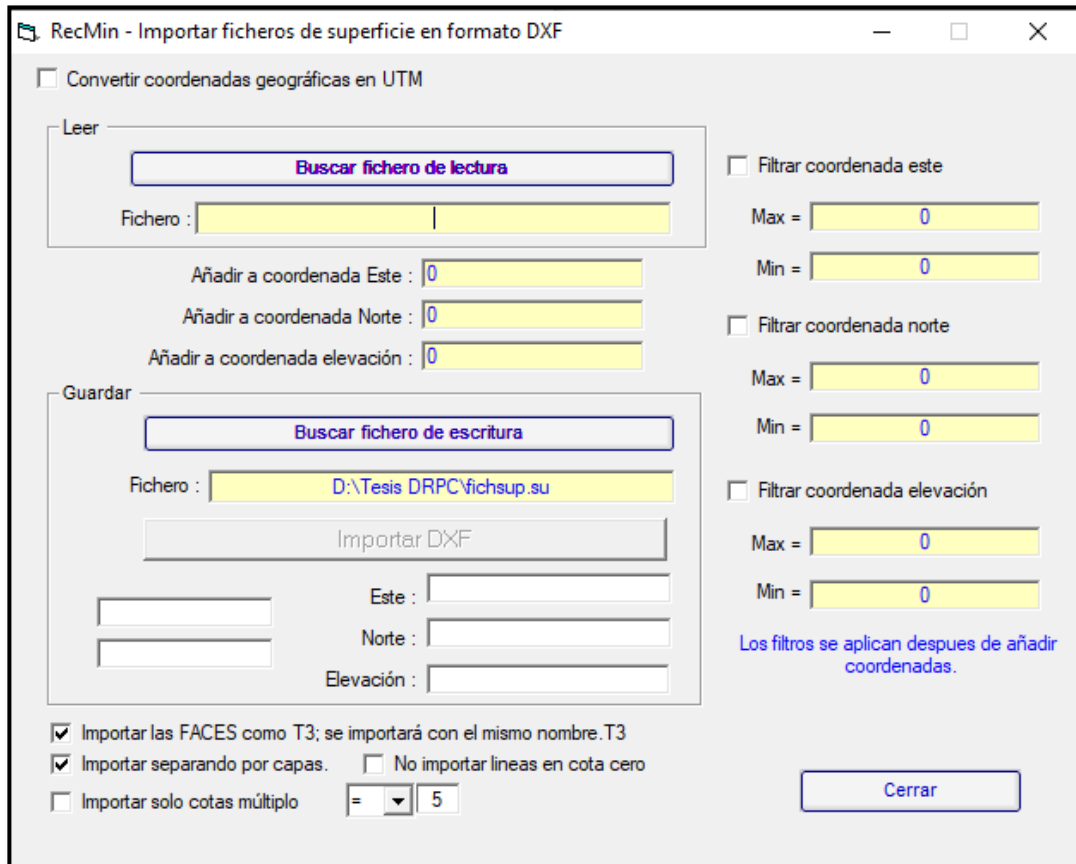
**Figura 26. Módulo de yacimiento del *Software Recmin®*.**  
Fuente: Elaboración Propia.

Se pulsa el dialogo de **Importar**, luego selecciona **Fichero DXF**. Figura 27.



**Figura 27. Importación de archivo DXF en *Software Recmin®*.**  
Fuente: Elaboración propia.

Una vez seleccionado *Fichero DXF*, se busca el archivo que se desea importar en la carpeta donde se encuentre guardado pulsando el dialogo de *Buscar fichero de lectura*. Una vez cargado el archivo se debe elegir aquél de *Buscar fichero de escritura*. Para guardar el archivo en la carpeta del proyecto. Y luego de dichos pasos presiona el dialogo *Importar DXF*, posteriormente cerrar. Figura 28



**Figura 28. Elección del archivo a importar.**  
**Fuente: Elaboración Propia.**

**Etap 3 (creación de los bloques):** se crea una superficie que divide el yacimiento en paneles, para ello en el interfaz de dibujo del *Software Recmin®* pulsa dibujar líneas/superficie, marcado en rojo en la Figura 29, posteriormente se selecciona el origen del mallado que representará la división de los paneles. El espaciamiento entre cada panel será de 50 m.



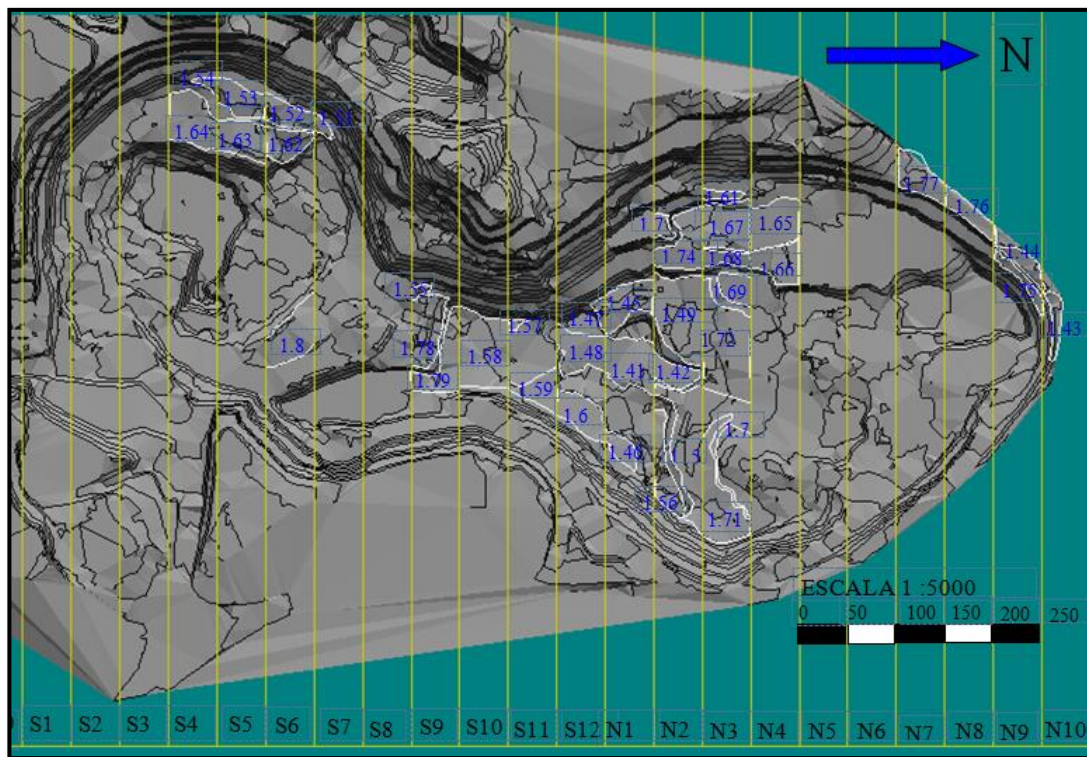
**Figura 29. Elaboración de líneas y superficie en el Software Recmin®.  
Fuente: Elaboración Propia**

Una vez realizados los paneles se procede a dividir los sectores, los cuales son los mismos formulados en la planificación operativa a corto y mediano, propuesta por Zerpa (2018). En esta parte se busca comparar esta planificación operativa con la planificación para el control de calidad. Para graficar los sectores en la topografía digitalizada se seleccionan en el interfaz de dibujo del *Software Recmin®* el dialogo *Encajar en vértices de superficies*, ubicado en la partes izquierda inferior dentro de la zona de dibujo, resaltado en azul en la Figura 29, seguidamente pulsa dibujar *Línea/Superficie* y se grafican las superficies ajustado a la topografía y al panel a el cual pertenezca.

**CAPITULO V**  
**RESULTADOS Y ANÁLISIS**

### 5.1 Selección y ubicación de los frentes de extracción del plan operativo.

Identificación de los bloques definidos por la planificación operativa. En la Figura 30 se puede observar sobre la topografía y delimitado en coloración blanco los bloques de producción concernientes a los meses de enero, febrero y marzo del plan operativo, realizadas con el *software Recmin®*, donde se definen un total de 40 bloques enumerados en color azul desde el 1,41 hasta el 1,80 y circunscritos dentro de sus paneles respectivos.



**Figura 30. Identificación de los bloques de explotación sobre la topografía.**  
**Fuente: Modificado de Zerpa (2018).**

Zerpa (2018), nos indica que para delimitar cada uno de los bloques sobre la topografía, primeramente, se fija en qué fosa se está trabajando ya que la mayoría de los paneles sólo intersecan una fosa hay zonas como, por ejemplo, el panel “S6” que corta tanto a Coacia como a Rosika, de forma subsiguiente se especifica el panel en el cual se está trabajando para seguidamente delimitar la cota objetivo, es decir, el banco al cual se desea llegar posterior a una voladura en la zona delimitada, dicha cota

objetivo puede ubicarse entre cinco o diez metros por debajo de la cota presente en la topografía actual. Una vez interpretada la cota objetivo se procede a delimitar la cara superior del bloque sobre la topografía de forma que genere un poliedro que englobe aproximadamente el volumen de mineral y estéril que posea cada bloque. En la Tabla 2 se muestra los números de bloques con su respectiva ubicación en los paneles y en la fosa.

**Tabla 2. Ubicación de los bloques en la fosa y en el panel.**

Fosa	Panel	N° de Bloque	Fosa	Panel	N° de bloque	
Coacia	S4	1,54	Rosika	N3	1,61	
		1,64			1,67	
	S5	1,63			1,68	
		1,53			1,69	
Coacia		1,52			1,72	
		1,62			1,7	
Rosika	S6	1,8			1,71	
	S7	1,51			N9	1,44
		1,55			1,75	
	S9	1,78			N10	1,43
		1,79		1,47		
	S10	1,48		S12	1,48	
	S11	1,59			1,6	
		1,57		N1	1,45	
	N2	1,7			1,41	
		1,74		N4	1,46	
		1,49			1,65	
		1,42		N8	1,66	
		1,5			1,76	
		1,56		N7	1,77	

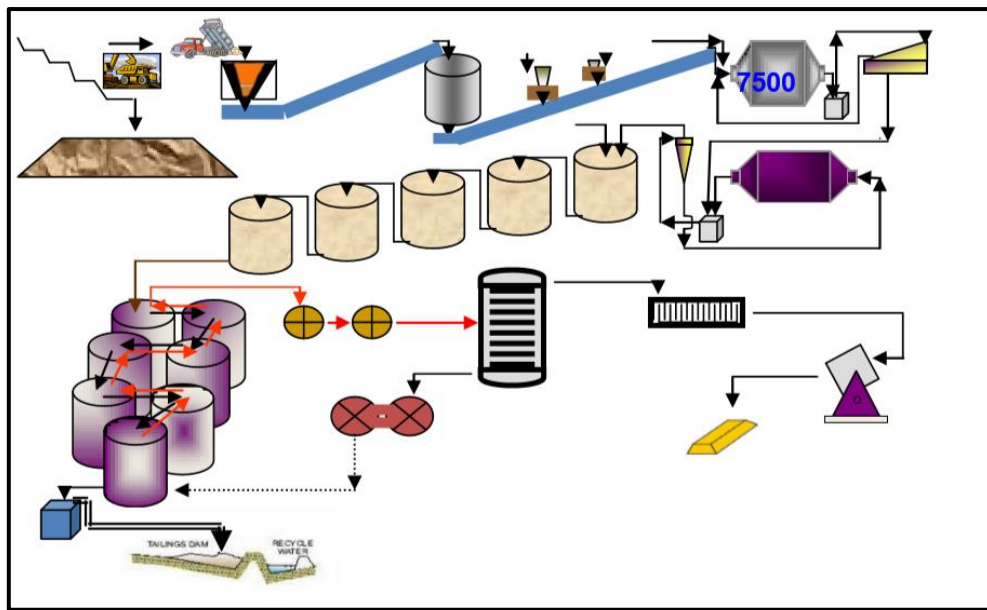
**Fuente: Modificada de Zerpa (2018).**

Se observa que más de 82 % de los bloques propuesto por la planificación operativa se encuentran ubicados en la fosa Rosika, los paneles N1, N2 y N3 son donde se concentra la mayor cantidad de bloques se planifica extraer. En la fosa Coacia solo se planifica extraer siete distribuidos en los paneles S4, S5, S6 y S7. Cabe destacar que la fosa Rosika presenta mayor avance que Coacia, debido a que se ha extraído mineral de mejor tenor en dicha fosa, quedando atrasada en avance la fosa Coacia y con aún pendiente destape del mineral.

## 5.2 Instalaciones de procesamiento actuales de la unidad productora de oro

En la planta de concentración de la unidad productora de oro se comete un proceso de carbón activado (CIP) con carbón en pulpa para proceder a la recuperación del oro a partir del mineral.

El diagrama de flujo del proceso es en gran parte convencional, y consiste en trituración primaria, molienda en dos etapas, lixiviación con cianuro, adsorción y elución de carbono, electro-ganancia y fundición de oro. La eliminación de relaves se lleva a cabo en una presa del valle, con la solución de decantación devuelta como agua de proceso a la planta. La Figura 31 muestra un diagrama de flujo de proceso general para la planta de recuperación de la unidad productora de oro.



**Figura 31. Esquema del Proceso de planta.**  
Fuente: Tomado de Morales (2010).

### 5.2.1 Trituración y molienda

El mineral que se extrae de la mina se vierte directamente en un camión o cargador frontal en una tolva, el cual posee un clasificador tamaño inferior pasa a un alimentador. El material proveniente del alimentador de plataforma ingresa a una pantalla, la cual permite evitar la sobret trituración de los materiales de menor tamaño.



La planta cuenta con un contenedor de alimentación separado para permitir eludir la trituradora cuando el material de alimentación es predominantemente óxido (material saprolítico). El producto de la trituradora de mandíbula es a aproximadamente el 80% menos 6 pulgadas, el material de menor tamaño ingresa directamente a la cinta transportadora del molino semi-autógeno (SAG). Se agrega cal a la cinta de alimentación del molino SAG para aumentar el pH y la materiales sean alcalinos, través de un contenedor y un transportador de tornillo.

La etapa de molienda se realiza en un molino SAG de 20 pies por 17 pies (2.750 HP) operado en circuito abierto o cerrado con el producto del molino SAG alimentando un molino de bolas de 17 pies por 23 pies (2.750 HP). Existe una instalación para devolver las partículas de gran tamañas a la cinta de alimentación del molino SAG. El molino de bolas funciona en circuito cerrado con ciclones y el desbordamiento del ciclón se filtra en una pantalla lineal Delkor de 12 m<sup>2</sup> para eliminar la basura.

### **5.2.2 Lixiviación y Recuperación de Oro**

La lixiviación con cianuro del producto molido el cual posee un diámetro de pasante a la malla 200, se lleva a cabo en cinco grandes recipientes de lixiviación, cada uno de 3.450 m<sup>3</sup>. Los recipientes de lixiviación se agitan mecánicamente con inyección de aire para mantener el oxígeno disuelto a un nivel aceptable. La capacidad de lixiviación instalada permite un tiempo de residencia teórica de lixiviación de más de 38 h más siete horas en el tren tanque CIP.

La lechada se transfiere de los tanques de lixiviación a un circuito convencional de carbón en pulpa, que comprende siete tanques CIP, que funcionan en un flujo convencional de lechada y carbono a contracorriente. El carbono se transfiere aguas arriba mediante bombas de impulsor empotradas con pantallas entre etapas, recientemente actualizadas de pantallas Kambalda a dos pantallas Kemix de 12 m<sup>2</sup> por tanque. El carbón cargado se bombea desde el tanque principal a la sección de elución y regeneración para eliminar el oro contenido. El carbón regenerado se devuelve al tanque de adsorción de cola.

La elución del carbono cargado se lleva a cabo en un lote de 4 toneladas a través de una columna vertical Zadra a presión convencional. El lavado ácido del carbón cargado se realiza predominantemente para reducir las cargas de calcio en el carbono. La regeneración de carbono se lleva a cabo en un horno vertical con temperaturas típicas de 700°C. Las colas del circuito de adsorción se seleccionan para eliminar el carbono y se bombean directamente a la presa de relaves.

Debido a que en la documentación obtenida de la planta de beneficio mineral de la unidad productora de oro no se tienen muchos de los parámetros operacionales se procedió a realizar una recopilación bibliográfica de los principales factores que perjudican el proceso de beneficio mineral, y un tenor del mineral admisible por la planta, para generar la mayor recuperación de material aurífero.

Según Arias et. al (s/f) la lixiviación es empleada en minerales de tenor muy bajo, a su vez Díaz (2013) nos indica que cuando se conoce el grado de liberación del oro y este es de granulometría libre, es recuperado a través de métodos gravimétricos, tales como: Jigs, mantas, etc. antes de la cianuración. De otro modo, estas partículas gruesas no podrían ser completamente disueltas en el tiempo adecuado para la cianuración. Otra práctica es reducir el tamaño de las partículas de oro que va a la cianuración a través de la molienda y la clasificación de minerales de oro en circuitos cerrados. Se recomienda que para minerales de bajo tenor que la alimentación mantenga un tenor en cabeza mayor a 1.3 g/t como parámetros de operación de la planta de beneficio mineral.

Tomando como punto de partida la concentración por lixiviación con cianuro en pulpa. Según Marreros (2007) y Díaz (2013) determina que las variables que afectan este proceso son: la concentración de cianuro sobre la velocidad de disolución, la temperatura, el pH este se debe mantener alcalino entre (10-11,5), el tamaño de partícula sobre la velocidad de disolución, el efecto del oxígeno sobre la disolución de oro y los efectos de impurezas. Interesándonos la última de las variables que afecta el método de cianuración, ya que, en esta investigación busca la idónea alimentación

a la planta de beneficio realizando variaciones en el orden de la extracción de los sectores clasificados en la planificación operativa.

#### ***5.2.2.1 Efectos de Impurezas***

La presencia de elementos consumidores de cianuro en la disolución de oro ocasionan una pérdida del mismo por la formación de complejos estables de cianuro y consecuentemente producirá una disminución en la eficiencia de la cianuración de oro; así tenemos elementos tales como el cobre, el zinc, el hierro, el arsénico, el antimonio, el mercurio, etc.

**Hierro:** Las soluciones de cianuro tienen poco efecto o reaccionan débilmente con el hierro metálico y con la mayoría de sus minerales, de otro modo el proceso de cianuración sería impracticable. Algunas sales de hierro son solubles y reaccionan con el cianuro formando complejos ferrocianuros y ferrocianuros causando consumo de oxígeno y cianuro, así pues los minerales de pirita, marcasita y pirrotita son oxidados a sulfatos solubles consumiendo el oxígeno de la solución, los cuales reaccionan posteriormente con el cianuro libre.

Los minerales oxidados de hierro tales como hematita, la magnetita, la limonita, la siderita y minerales silicosos no son atacados por soluciones de cianuro y su presencia no representa ningún tipo de problema en la lixiviación.

**Zinc:** Su solubilidad en los sistemas de lixiviación es generalmente de poca importancia. El comportamiento del zinc y sus especies de solución son de considerable interés. El complejo cianurado de zinc interfiere con la técnica de titulación del nitrato de plata para el análisis de cianuro libre de manera similar que el cobre, pero el efecto es más severo para las especies de zinc. Esto debido a que las constantes de estabilidad de los complejos de zinc y cianuro de plata son mucho más cercanas juntas que los de complejos de cobre y plata. Por otra parte, el cianuro de zinc cede más fácilmente su cianuro para el acomplejamiento con oro, si es que está disponible un cianuro libre inadecuado. Por consiguiente, las especies de zinc

generalmente presentan menos de un problema durante la cianuración, en comparación al cobre.

**Cobre:** Casi la totalidad de minerales de cobre son solubles en soluciones de cianuro, siendo los más nocivos ya que consumen cianuro libre y retardan la disolución del metal precioso. Es importante indicar que la alcalinidad no protege al cianuro de la acción cianicida del cobre. Forma el compuesto  $\text{Cu}(\text{CN})_2$  que con el calor y el tiempo se descompone para formar  $\text{CuCN}$ , el cual es un cianicida insoluble en agua. En forma de carbonatos, el cobre es fácilmente disuelto con el cianuro, siendo el carbonato de cobre un cianicida muy enérgico.

La calcosita, la bornita, la covelita, la enargita, la azurita, la malaquita, la cuprita, la tenorita y el cobre metálico son también fácilmente atacados por el cianuro; si están presentes en proporciones que excedan el 0.3% Cu, es conveniente eliminarlos por flotación o lixiviación ácida, La calcopirita, la Tetraedrita y la crisocola son atacados con menos facilidad por el cianuro, pero conviene eliminarlas si excede del límite de 0.3% Cu.

**Arsénico y Antimonio:** Los minerales de oro y plata que contienen sulfuros de arsénico y antimonio tales como: oropimente, rejalgar, estibina y arsenopirita generalmente son muy difíciles y a veces imposibles de cianurar. Esto se debe a que parte del arsénico y de antimonio se disuelven con el cianuro formando complejos compuestos de acción reductora que retarda o inhibe la disolución de oro.

**Materia Carbonácea:** La presencia de materia carbonácea en el mineral ocasiona una precipitación prematura del oro disuelto y por consiguiente extracciones bajas. Entre ellos tenemos el grafito, restos orgánicos etc.

### **5.3 Caracterización de macizo rocoso de la unidad minera productora de oro**

Las descripciones que se presentan a continuación fueron extraídas de documentos oficiales de la Rusoro Mining.

Los depósitos de la zona de estudio se dividen en alta tensión y baja tensión, que se distinguen por la intensidad de la foliación. La mineralización de oro de mayor grado se produce con pirita, carbonatos, silicificación fuerte y vetas de cuarzo en las zonas de baja tensión, que se caracterizan por foliaciones variables. Las zonas de alta tensión no son generalmente bien mineralizada y se caracteriza por ser plana y foliaciones poco espaciadas. La mineralización mejora en los contactos litológicos proporcionando gran competencia, como el contacto entre volcanoclásticos intermedios y máficas y entre el flujo de basalto y brecha superior.

### **5.3.1 Geología local**

La mineralización es típica de los depósitos de oro orogénico Arqueano-Proterozoico. Los depósitos están alojados en una secuencia proterozoica temprana del Cinturón Pastora del Escudo de Guyana. La estratigrafía comprende un paquete volcánico de tololítico a alcalinocalino, recubierto por rocas volcánicas y epiclásticas intruidas por alféizares gabroicos. La arquitectura estructural está dominada por pliegues y telas dúctiles que indican una larga historia de deformación por compresión.

La mineralización está controlada estructuralmente de forma dominante y está asociada con el reparto de deformaciones. La mineralización de oro de alto grado ocurre con carbonato, pirita, silicificación y vetas de cuarzo en zonas de menor tensión típicamente asociadas con crenulaciones, plegamientos y foliaciones caóticas.

El paquete de rocas ha sido sometido a una intensa intemperie tropical. En consecuencia, gran parte de la mineralización cercana a la superficie está contenida dentro de horizontes saprolíticos.

La alteración hidrotermal de estilo de reemplazo es común en rocas huésped más permeables, como los volcanoclásticos de grano grueso y las brechas de basalto de flujo superior. En los basaltos y gabbros masivos menos permeables, la mineralización alojada en las venas es común y a menudo contiene oro visible. La magnetita, presente como diseminaciones y stringers entre clastos en las brechas de

flujo superior originales, ha sido reemplazada por pirita, que está estrechamente asociada con la mineralización de oro en las capas superiores.

### **5.3.2 Mineralización**

La alteración regional se caracteriza por un ensamblaje metamórfico que consiste en epidota-clorito, anfíbol, albita, magnetita, sericita, carbonato. Los halos de bajo grado adyacentes a la mineralización suelen tener ensambles de alteración que consisten en clorito, carbonato, sericita, magnetita y contienen del orden de 100-500 ppb de oro.

En general, la mineralización se acompaña de alteración de carbonato, predominantemente ankerita y dolomita, y diversos grados de sílice y sericita. La pirita es la fase de sulfuro más abundante; Ocurre en concentraciones relativamente bajas (típicamente 2-10 %) y tiene una buena correlación con el tenor de oro.

La alteración hidrotermal de estilo de reemplazo es común en rocas huésped más permeables, como los volcanoclásticos de grano grueso y las brechas de basalto de flujo superior. En los basaltos y gabros masivos menos permeables, la mineralización alojada en las venas es común y a menudo contiene oro visible. La magnetita, presente como disseminaciones entre clastos en las brechas de flujo superior originales, ha sido reemplazada por pirita, que está estrechamente asociada con la mineralización de oro en las capas superiores. Las características específicas de la mineralización en cada depósito se detallan a continuación.

Dentro del sistema continuo de Rosika-Coacia, las heterogeneidades reológicas resultantes de la secuencia estratigráfica distinta forman el control geométrico dominante sobre la mineralización. Los sitios más favorables para la mineralización son los compuestos volcánicos intermedios gruesos, el contacto entre las unidades volcánicas intermedias y máficas, y la unidad de brecha de flujo superior en la parte superior del basalto de la pared del pie. Sin embargo, toda la estratigrafía (desde el gabro de la parte superior de la pared, pasando por el material volcánico hasta el basalto de la pared del pie) puede albergar mineralización económica.

#### **5.4 Determinación del tamaño de mineral para la alimentación a la planta de beneficio mineral**

Con la finalidad de estimar el tamaño del mineral proveniente de los frente de extracción, en primer lugar se realiza una investigación de cuáles son los parámetros de la perforación y voladura. Según Statzewitch (2017), el arranque es ejecutado mediante perforación y voladura cuando el material a extraer no se encuentra en la categoría de óxido, es decir aquellos sectores cuyo mineral es transicional o en calidad de roca. Según estudios técnicos previos hechos por la empresa Russoro Mining las características de la perforación de barrenos, así como su ubicación en la malla para la fragmentación ideal de la roca es la siguiente que se muestra en la Tabla 3:

**Tabla 3. Especificaciones del patrón de voladura.**

Diámetro (pulgadas)	6,5
Retiro (m)	4,5
Perforación (m)	10
Sobre perforación (m)	1
Espaciamiento (m)	4,5

**Fuente: Tomado de Statzewitch (2017).**

En la unidad productora de oro se tiene operativa es una perforadora modelo Atlas Copco CM785, con un taladro con diámetros adaptables que varían desde los 4,3 hasta 6,5 pulgadas, posee una efectividad en la perforación que puede llegar a los 9302 metros mensuales.

El explosivo con el que son cargados los barrenos mediante el empleo de un camión de explosivos es en su totalidad emulsión, esto debido a que las necesidades para el proceso extractivo del oro requieren garantizar una mayor fragmentación y con el uso de solo emulsión los costos asociados a la trituración y molienda disminuyen considerablemente a lo largo del tiempo.

En caso de ser mineral clasificado como óxido el arranque se realizará con una retroexcavadora Komatsu 1250.

Artigas (2011) nos indica que la unidad productora de oro en su operación, cuenta con dos tolvas de recepción de mineral, las cuales se describen a continuación:

1. Tolva Principal: cuando la fragmentación presenta un tamaño muy grande todo el material es derivado a este lugar, en la tolva se tiene un una criba de ingreso de 50 x 50 todo el material que pasa por esta malla llega a trituradora de mandíbula para posteriormente continuar el proceso de recuperación.
2. Tolva Auxiliar: cuando la fragmentación presenta un tamaño regular el material es derivado a esta Tolva donde existe una criba de 22 x 22 y por tanto el material es pasado directamente al proceso de recuperación.

Artigas (2011) evalúa la fragmentación obtenida en las voladuras ejecutadas en el mineral realizando la evaluación para distintos parámetros controlables, para evaluar la fragmentación de las rocas en el frente clasifica la granulometría en grueso, media y fina. Véase en la Tabla 4.

**Tabla 4. Parámetros para la evaluación de la fragmentación en campo.**

Grueso	$x > 50$ cm
Medio	$50\text{cm} < x < 22\text{cm}$
Fino	$x < 22$ cm

**Fuente: Tomado de Artigas (2011).**

En las pruebas de campo realizadas por Artigas (2011) aplicando los parámetros de voladura expuestos en la Tabla 5, y mezcla explosiva de 30 % anfo y 70 % emulsión obtuvo que el 52% de la fragmentación fue de grano medio, el 30 % es de grano fino y el 18% restante fue de grano grueso, lo que muestran que la fragmentación del mineral de las voladuras evaluadas se puede considerar como buena si se toma como referencia el paso del material por la tolva auxiliar, el 93% del material pasó a través de esta considerando todas las variaciones de los parámetros.

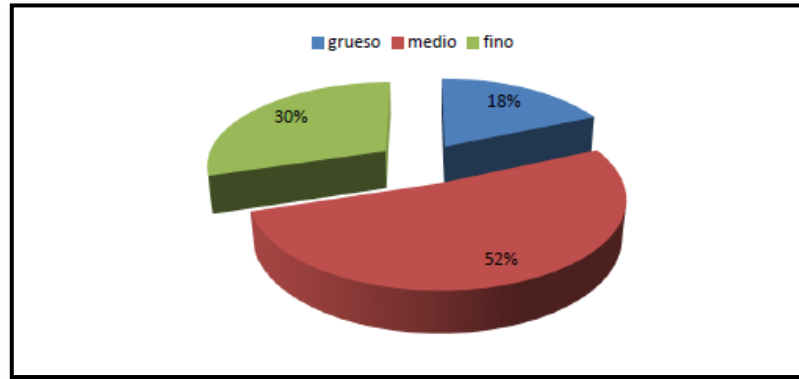
**Tabla 5. Parámetros de voladuras de referencia evaluados en campo.**

Diámetro (pulgadas)	6,5
Retiro (m)	5
Perforación (m)	10
Sobre perforación (m)	1
Espaciamiento (m)	5

**Fuente: Modificado de Artigas (2011).**



Tomando lo anterior expuesto por Statzewitch (2017), donde expone los parámetros de voladuras empleados para el año 2017 y los presentado por Artigas (2011), donde en sus evaluaciones utiliza un patrón de voladura un poco más abierto, se determina que más de la mitad del mineral que alimenta la planta de beneficio posee un tamaño medio, es decir entre 50 y 20 cm de diámetro. Figura 32.



**Figura 32. Proporción de la Fragmentación del Material volado en campo.**  
Fuente: Tomado de Artigas (2011).

### 5.5 Matriz de comparación

Una vez analizado las características del modelo geológico con los parámetros requeridos en planta, se completó la matriz de comparación véase en la Tabla 6. No todo las casillas de las matriz fueron completada debido a varios factores como los son la ausencia de información, que algunas casillas son netamente parámetros de planta o características geológicas del yacimiento.

Se observa que la geología de la zona no posee de forma significativa minerales no deseados para el proceso de cianuración, siendo la pirita el sulfuro más abundante en la zona de estudio con un contenido entre 2 al 10 % de este mineral. La pirita es un mineral que en su estructura está compuesta por hierro, en este caso es el hierro un material que perjudica el proceso de lixiviación con cianuro, el problema de la pirita es un oxidado a sulfatado soluble y se consume el oxígeno de la solución, la cual reaccionan posteriormente con el cianuro libre.

La granulometría de alimentación a planta no es un problema ya que según lo expuesto por Artigas (2011). La fragmentación posterior a la ejecución de la voladura es buena, considerada como buena, ya que el 93 % de mineral fragmentado pasa a la trituradora de mandíbula sin ningún problema, estamos hablando que el tamaño de estos fragmentos poseen un diámetro inferior a 50 cm. En cuanto a la granulometría de liberación se considera el pasante de malla 200 que es el estándar empleado en la cianuración. La granulometría de liberación no pudo ser determinada ya que se requiere ensayos de laboratorio.

**Tabla 6. Matriz de comparación.**

Parámetros o características	Planta	Geología	Compatibilidad
Material a procesar.	Roca fresca.	Saprolita, roca fresca	✓
Materiales no deseados	Cobre, zinc, hierro, arsénico, antimonio, mercurio.	Mineral de hierro, Pirita (2-10 %)	✓
Densidad (t/m <sup>3</sup> )	No determinado	1,8-2,8	
Dureza (Mohs)	7	Mineral con mayor dureza el cuarzo(7)	✓
Tamaño de entrada (cm)	Máximo 50	Material saprolítico.y material volado, 93 % buena fragmentación	✓
Producción horaria (t/d)	5.000	Uso de la disponibilidad de los equipos de producción.	--
Alimentación en cabeza (g/t)	1,43	(0,5 – 4)	Ajuste CC
Granulometría de liberación	Pasante malla 200	No determinado	
Utilización de la planta (%)	85	No admite	✓

**Fuente. Elaboración propia.**

## 5.6 Evaluación y categorización de los bloques según plan operacional

En la Tabla 7 se puede apreciar la evaluación volumétrica y la categorización propuesta por Zerpa (2018), según el tenor de los primeros 20 bloques delimitados en la topografía que van desde el bloque 1.41 hasta el 1.60. En la tabla se encuentra especificada la cantidad de volumen a mover por bloque en función de su categoría, donde se definen tres tipos de categorías estipuladas según el tenor de la zona mineralizada y la acción de acarreo a seguir en caso de que se cumpla con un tenor

específico. Por ejemplo, si la ley de un sector mineralizado del bloques es menor a 0,5 gramos de oro por tonelada de material extraído, dicho sector es considerado como estéril por lo que tiene que ser enviado a la escombrera, mientras que si otro subsector del bloque posee un tenor entre 0,5 y 0,7 g/t, el mismo se considera que posee un tenor medio por lo que tiene que ser enviado hacia el almacén, y por último, si un subsector posee un tenor mayor a 0,7 g/t, se considera como lugar de alto tenor y tiene que ser enviado a la planta de procesamiento. Estos 20 bloques cubican un total de 188.487 m<sup>3</sup> de material estéril y 82.281 m<sup>3</sup> de mineral, donde 11.449 m<sup>3</sup> de la mena se adjudican a los centros de acopio y 70.832 m<sup>3</sup> corresponden a la planta, el corte promedio para estos sectores que deben ser enviados a almacén y planta es de 0,61 y 1,56 g/t, respectivamente, también se obtiene que la densidad media para el grupo de bloques es de 2,77 t/m<sup>3</sup>, aproximadamente.

**Tabla 7. Evaluación y categorización de bloques, desde el 1.41 al 1.60.**

Bloques	Volumen (m <sup>3</sup> )	Toneladas (t)	Tenor (g/t)	Categoría	Bloques	Volumen (m <sup>3</sup> )	Toneladas (t)	Tenor (g/t)	Categoría
1,41	16.958	48.839,7	0,16	Estéril	1,51	591,5	1.703,6	0,02	Estéril
1,41	25	71,0	0,60	Almacén	1,51	1,6	4,6	0,59	Almacén
1,41	1.179	3.395,7	1,74	Planta	1,51	9,4	27,1	0,71	Planta
1,42	8.725	25.129,0	0,10	Estéril	1,52	7.610,2	21.746,4	0,001	Estéril
1,42	256	738,0	0,60	Almacén	1,52	29,3	84,3	0,62	Almacén
1,42	320	920,2	1,12	Planta	1,52	183,8	529,5	0,87	Planta

**Fuente: Modificado de Zerpa (2018).**

Igualmente, en la Tabla 8 se muestra la evaluación y categorización de los 20 bloques restantes que abarcan desde el bloque 1.61 hasta el 1.80. La densidad promedio para este grupo de bloques se aproxima a los 2,6 t/m<sup>3</sup>, cuya cantidad de estéril y mena a mover es de 310.488 m<sup>3</sup> y 70.458 m<sup>3</sup>, respectivamente, donde 14.014 m<sup>3</sup> de la zona mineralizada corresponden a zona de acopio con un tenor medio de 0,6 g/t y 56.443 m<sup>3</sup> le atañen a planta con un tenor próximo a 1,38 g/t.

**Tabla 8. Evaluación y categorización de bloques, desde el 1,61 hasta el 1,80.**

Bloques	Volumen (m <sup>3</sup> )	Toneladas (t)	Tenor (g/t)	Categoría	Bloques	Volumen (m <sup>3</sup> )	Toneladas (t)	Tenor (g/t)	Categoría
1.61	2.032,2	3.996,8	0,01	Estéril	1.71	27.392,6	78.890,7	0,0	Estéril
1.61	0,0	0,0	0,0-	Almacén	1.71	0,0	0,0	0,0	Almacén
1.61	0,0	0,0	0,0-	Planta	1.71	0,0	0,0	0,0	Planta
1.62	14.310,1	40.727,4	0,01	Estéril	1.72	31.880,7	91.520,7	0,08	Estéril
1.62	1.655,8	4.636,0	0,59	Almacén	1.72	1.721,4	4.957,5	0,59	Almacén
1.62	4.330,2	12.251,5	1,15	Planta	1.72	32.172,5	92.219,0	2,97	Planta

**Fuente: Modificado de Zerpa (2018).**

### 5.7 Clasificación de los bloques según el control de calidad

Para realizar la secuencia de los grupos de bloques que participaran, se colocan en consideración tres criterios, primero y de mayor jerarquía es el tenor del mineral a extraer, el segundo criterio a tener en observación es la a la operatividad de la secuencia seleccionada de los bloques y posteriormente la relación de remoción.

Primeramente se clasifican los bloques en 10 grupos, llamados grados, los bloques de grado cero corresponden al mineral de un tenor menor 0,5 g/t, el cual es asociado con estéril y a la hora de extraer esa categoría es enviada a la escombrera. El grado uno corresponde al mineral que posea un tenor con un límite inferior a 0,5 g/t y un límite superior 0,875 g/t, los minerales de grado dos son los que están comprendidos 0,876 y 1,251 g/t, los minerales de grado igual a tres son los que se mantienen en los intervalos de tenor comprendido entre 1,251 g/t y 1,627 g/t.

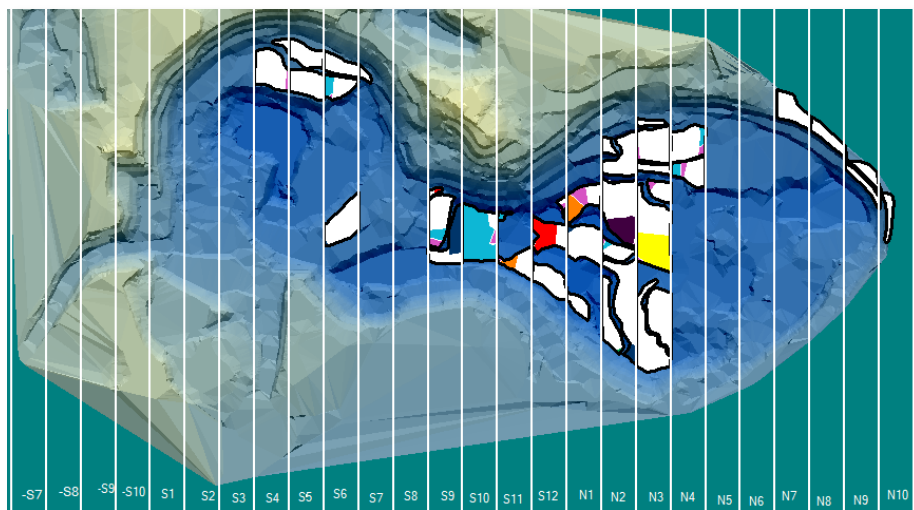
Se puede observar en la Tabla 9, todos los valores de los límites de los grados comprendidos desde el 0 al 10. Mostrando el promedio de tenor para cada grado formado, un índice de color para cada categoría. Los grados van variando cada 0,375 g/t. es decir que la amplitud para cada grado donde es de 0,375 g/t, sin incluir en grado 0, ya que este posee una amplitud de 0,499 g/t. Los índice se color posee los color banco, rosado, azul claro, naranja, azul oscuro rojo, morado, amarillo y verde, representan los grados 0,1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, respectivamente. Se realiza esta clasificación por que se busca establecer los tenores que están presente en la zona de estudio, para examinar posteriormente cuales sol los grados que participaran en la secuencia.

**Tabla 9. Clasificación de las menas según el tenor.**

Grado	Limite inf. (g/t)	Limite Sup. (g/t)	Promedio (g/t)	índice de color
0	0,0	0,49	0,24	
1	0,5	0,875	0,6875	
2	0,876	1,251	1,0635	
3	1,252	1,627	1,4395	
4	1,628	2,003	1,8155	
5	2,004	2,379	2,1915	
6	2,38	2,755	2,5675	
7	2,756	3,131	2,9435	
8	3,132	3,507	3,3195	

**Fuente: Elaboración propia.**

En la Figura 33 se muestra la topografía modificada de Coacia y Rosika, en donde se visualiza la clasificación de los grados, representada por índice de color como los presentados en la Tabla 10 anterior. Se observa un código de color, donde el blanco es el grado más abundante y corresponde al material estéril. Seguidamente, las otras distribuciones se harán en divisiones de la siguiente manera: el mineral de grado 1 corresponde al color rosado se encuentra en el 60 % de los bloques propuestos por la planificación operativa y los bloques de grado 2 en color azul claro están presentes en 9 bloques, el 22,5 % del total. Estas dos categorías se encuentran esparcidas por todo el yacimiento, lo cual ha de representar una gran dificultad durante la ejecución de la secuencia de extracción.



**Figura 33. Clasificación de los bloques según el grado vista desde planta.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

Se estima ejecutar un plan de extracción que garantice el control de calidad de los materiales. Para ello se propone una clasificación de los bloques que ingresarán en el mezclado o de homogenización. Estos bloques se obtendrán a partir de los análisis realizados de los presentados en el plan operativo y la gradación de tenor, donde se establece un orden de prioridad para la extracción de cada bloque según la proporción de su contenido en la mezcla, teniendo como premisa el aprovechamiento racional y selectivo de los recursos disponibles.

En la Tabla 10 se muestra con mayor claridad lo visto en la Figura 34, donde se observa la cantidad de bloques correspondiente a cada grado y volumen acumulado para todos los bloques de cada categoría. Los tenores de grado cero (0) se localizan dispersos en todos los bloques. El grado 0 es estéril que se tiene que remover alcanzar minerales de grados superiores e ir avanzando hacia la extracción de nuevos bloques. Los minerales de grado 1, son los segundos en estar extendidos en gran parte del yacimiento estando presente en el 60 % de los bloque conformados. El grado 2 está espaciado en 22 % de los bloques. Se normaliza que a mayor grado del mineral, menor será su dispersión en el yacimiento debido a que los minerales de mayor tenor se encuentran en zonas más concretas como las vetas, mientras que, aquellos de menor ley serán el tipo de material que aporta consigo partículas de oro diseminadas.

**Tabla 10. Clasificación de los bloques según el grado.**

Grado	Bloques	Nº	Volumen (m <sup>3</sup> )
0	1,41-1,42-1,43-1,44-1,45-1,46-1,47-1,48-1,49-1,5-1,51-1,52-1,53-1,54-1,55-1,56-1,57-1,58-1,59-1,6-1,61-1,62-1,63-1,64-1,65-1,66-1,67-1,68-1,69-1,7-1,71-1,72-1,73-1,74-1,75-1,76-1,77-1,78-1,79-1,8	40	486.622,6
1	1,41-1,42-1,44-1,45-1,47-1,48-1,49-1,5-1,51-1,52-1,53-1,55-1,58-1,59-1,62-1,63-1,64-1,65-1,66-1,67-1,69-1,72-1,78-1,79	24	28.891,87
2	1,42-1,43-1,57-1,58-1,62-1,65-1,66-1,67-1,78	9	4.1571,32
3	1,45-1,47-1,59	3	9.822,309
4	1,41-1,5-1,6-1,79-1,8	4	14.330,57
5	1,48-1,55	2	11.470,69
6	1,49	1	13.280,73
7	1,72	1	32.172,54
8	1,56	1	1.199,782

**Fuente: Elaboración propia.**

## **5.8 Secuencia mensual**

El desarrollo del presente argumento se estructura en dos partes, primeramente se muestra la secuencia mensual según el orden de explotación de la planificación operativa en la cual, se le asigna un orden de explotación en función de la relación de remoción y la ubicación ofrecida por cada bloque. Y luego se muestra el orden de explotación de los bloques propuesto por la planificación para el control de calidad. Y posteriormente comparar los resultados obtenidos por medios de estos dos criterio de planificación.

### **5.8.1 Programa de producción mensual del plan operativo**

Zerpa (2018), realizar la jerarquización de los grupos conformados, para ello toman dos criterios en consideración, el primero y de mayor peso es el atribuido a la operatividad en la secuencia de los bloques y el segundo es el concerniente a la relación de remoción de cada grupo. Primeramente, se ordena el conjunto de grupos en función de la RR de forma ascendente, y posteriormente se depura dicho orden brindando mayor jerarquía a los grupos que deben ser explotados primero para asegurar la factibilidad de las operaciones mineras en el campo. Para definir si un grupo de bloques tiene prioridad operativa realizó una inspección visual de cada sub-bloque en la topografía, donde se observa que los diversos accesos viales a otros bloques aledaños no sean obstruidos por la explotación del sub-bloque elegido, de caso afirmativo se desplaza a una posición inferior en la tabla jerárquica de explotación del grupo de bloques.

La Tabla 11 muestra el resultado de la estructuración de los bloques en grupos de explotación, en la misma se aprecia la conformación de 3 grupos, los cuales tienen combinaciones de tres a siete bloques, cada grupo se nombra con las iniciales “GB” (Grupo de Bloques) y su numeración correspondiente, los grupos están ordenados jerárquicamente según su preferencia de explotación de mayor a menor prioridad. Igualmente, se aprecia que el tonelaje promedio por cada grupo de bloques es cercano a 97.800 t, lo que implica que a una tasa de extracción de 12.900 t/día se requieren en promedio 2 semanas por cada grupo de bloques, aproximadamente. Al sumar el

tonelaje de todos los grupos de explotación se obtiene un total cercano a 391.209,64 t, por lo que al considerar el ritmo de explotación se requieren aproximadamente 28 días para la explotación de los 3 grupos de bloques, sin embargo, cabe destacar que dicho ritmo de explotación es proyectado para una distancia de acarreo de 2,8 km por cada semi-ciclo, por lo que la tasa de explotación puede variar según la distancia, donde mientras menor sea la distancia de acarreo la tasa de extracción de los bloques tiende a ser mayor.

**Tabla 11. Agrupación y jerarquización de bloques según plan operativo.**

Grupo	Bloques			Mineral (t)	Estéril (t)	Total (t)	Días	RR
GB-1	1,62	1,52	1,51	16.767,47	60.782,09	77.549,56	5	3,66
GB-2	1,45	1,47	1,71	25.670,84	89.315,29	114.986,12	8	3,48
GB-3	1,49	1,56	1,7	53.867,9	144.806,1	198.673,95	15	3,98
Total				96.306,21	294.903,4	391.209,64	28	
Promedio				24.076,55	73.725,86	97.802,41	7	3,70

**Fuente: Modificado de Zerpa (2018).**

### **5.8.2 Programa de producción para el primer mes de control de calidad**

Un programa de secuencia de producción a nivel mensual es considerado en el presente estudio como un horizonte a mediano plazo, las mismas exige la definición de un orden en la explotación de los bloques de producción, donde éstos se encuentren en función de parámetros guías que permitan conseguir un formato extractivo cercano al óptimo. Al momento de otorgar una orden de extracción al grupo de bloques el planificador debe elegir cuáles van a ser el conjunto de variables que permitan su depuración de forma efectiva, entre los parámetros principales que sirven como guías para realizar la priorización de los bloques para el presente estudio se tiene como principal premisa el tenor de los bloques, buscando extraer grupos de bloques que permitan realizar una pre-homogenización selectiva, donde se extraiga volúmenes de minerales con alto y otros con volúmenes bajos que permita que el mineral que alimentación a planta posea un promedio ponderado de tenor que este cercano a 1,4 g/t. Una vez seleccionado esta premisa se considera la operatividad de los bloques, en la cual se busca que los bloques seleccionados puedan ser removidos



con facilidad cuidando el espacio operativo para los equipos mineros, y posteriormente. Se evalúa la relación de remoción no supere en promedio el valor de 4

En la Tabla 12 se muestra el orden obtenido como resultado de la estructuración de la secuencia de extracción de los bloques que garantice una alimentación a la planta de beneficio mineral con las mínimas variaciones de tenor. Se muestra el encadenamiento los bloques divididos en 5 semanas. El orden de prioridad de extracción es de izquierda a derecha mostrando que para la semana 1 el bloque de mayor prioridad es el 1.49 y el de menor prioridad es el bloque 1.48. Cabe destacar este plan no busca la extracción completa de los bloques como se realiza en la planificación operativa. Más bien busca extraer porcentajes de los bloques de alto grado o alto tenor, y porcentaje de los bloques de bajo tenor para ser enviados los patios de manejo de material y ejecutar una etapa de homogenización.

**Tabla 12. Agrupación y jerarquización de bloques según plan de calidad.**

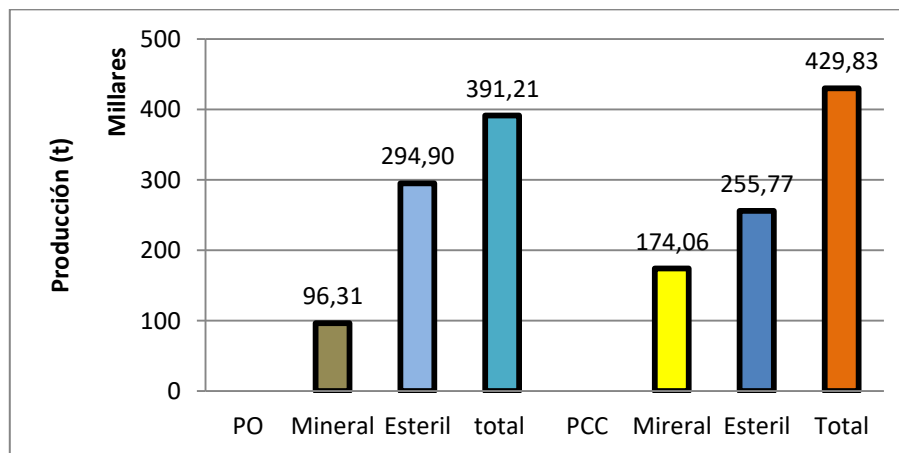
Semana	Bloques								Mineral (t)	Estéril (t)	Total (t)	RR	
1	1,49	1,45	1,47	1,51	1,57	1,58	1,56	1,48	57.960,5	49.227,9	107.188,4	0,85	
2	1,49		1,62		1,49		1,78		44.076,4	63.502,4	107.578,8	1,44	
3	1,49	1,56	1,62	1,66	1,63	1,58		35.848,8	71.697,6	107.546,4	2,00		
4	1,72		1,58		1,68		1,74		36.059,2	71.346,8	107.406,0	1,98	
									Total	173.944,9	255.774,7	429.830,0	
									Promedio	43.486,2	63.943,7	107.429,9	1,6

**Fuente: Elaboración propia.**

Para analizar el alcance obtenido por la jerarquización definida se proceden a comparar los resultados arrojados por el conjunto propuestos por la jerarquización del plan de calidad de las primeras 4 semanas es decir para 28 días en correlación con los datos pautados por el plan operativo de los bloques GB(1-2-3) que equivales a 28 días de trabajo.

En primer lugar cabe destacar que el número de bloques que se espera explotar por el plan operativo es menor que el plan para el control de calidad, esto se debe a que el plan para el control busca en primer lugar busca explotar diariamente minerales de

bajo y de alto tenor para enviarlos con destino al patio de manejo de mineral, por tal motivo se busca extraer diariamente porcentajes de los bloques propuestos y otros bloques por completo, para posteriormente homogenizar los minerales de tal modo que se alimente la planta con un tenor continuo. En la Figura 34 se observa la producción pautada del plan para el control de tenor, para las primera 4 semanas es de 429.830,0 toneladas de material a extraer, superando está a la producción para el plan operativo la cual estima extraer 391.209,64 toneladas. En cuanto a la relación de remoción del plan para el control de tenores es menor, esto sucede porque para las primeras semanas de la aplicación del plan se busca crear el patio de manejo de mineral que tenga suficiente material para la homogenización de una pila central y esta pila a su vez pueda tener mineral homogenizado para que alimente la planta sin retazos. Por lo anterior explicado la producción para los primeros 28 días del plan de control es de 173.944,9 t manteniendo un promedio semana de 43.486,2 t. mientras que la producción del plan operativo es de 96.306,21 t de mineral. Con un promedio semanal de 24.076,55 t de mineral.



**Figura 34. Producción del mes uno del plan operativo vs el plan de control.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

Cabe destacar que el orden de extracción de los bloques es distinto, variando desde la primera semana. En donde el plan operativo tres boques enumerados 1,62-1,52-1,51, posee tenores de baja calidad no superando los grados altos de tenor. Que te permita realizar combinaciones de tenores para la homogenización. En cambien en la

planificación para el control de calidad propone la extracción de los bloques a través de los tenores donde se extraiga minerales de baja ley con minerales de alta ley, en este sentido se puede planificar una etapa de homogenización antes de la entrada a planta.

### 5.9 Programa de producción semanal 1 del plan operacional.

En la Tabla 13 se presentan las directrices principales de producción de la semanal 1 concernientes con la planificación operativa a corto plazo, donde se indica primeramente la ubicación de los bloques de producción para luego definir la cantidad y promedio de estéril y mena a extraer identificando sus tenores y RR respectivos de cada semana, asimismo se identifican las prioridades de aprovechamiento por zona.

**Tabla 13. Bloques a extraer en la semana uno del plan operativo.**

Semana	Zona	Prioridad	Bloque	Panel	Cota (m)	Mena (t)	Tenor (g/t)	Estéril (t)
1	Oeste COA	I	1,62	S6	190	16.887	1,2	40.727
			1,51	S7	190	32	0,7	1.704
			1,52	S6	195	614	0,9	21.746
	Central RSK	II	1,45	N1	170	19.124	1,3	14.302
			1,47	S12	175	1.785	1,4	1.902
			1,71	N3	170	-	-	44.255
Totales Mena – Estéril						38.442	1,1	124.636
Promedio Estéril – Mena (t)						5.491,71		17.805,1

**Fuente: Modificado de Zerpa (2018).**

### 5.10 Secuencia de extracción semana 1 del plan de control

La clasificación de los bloques garantiza el comienzo del proceso de pre-homogeneización desde los frentes de extracción, incorporando los minerales de baja ley al proceso de beneficio mineral, que son verdaderas fuentes estabilizadoras de la composición química mineralógicas de las menas, si las mezclamos en proporciones favorables permiten mantener un equilibrio entre componentes útiles y nocivos.

Con la finalidad de realizar la secuencia para la semana 1, en primer lugar se busca engranar los bloques. De forma que se pueda trabajar con combinaciones de bloques que te brinden la correcta armonía acoplado el volumen y tenor de los bloques que

se desea combinar. Para lograr la armonía se debe elegir bloques con grado de tenor bajo con bloques de grado de tenor alto. Siendo un poco complejo a selección de los bloques que cumpla con dicha calidad. Ya que como se apreció anteriormente los bloques de grado 1 y 2 están en el en muchos de los bloques pero en pequeñas cantidades. Lo que dificulta la planificación ya que mucho de estos bloques de grados 1 y 2 están atrapados, porque primeramente se tiene que remover bloques que están dificultando el acceso o por operatividad de los equipos. A continuación en la Tabla 14 se observa la secuencia de extracción diaria para la primera semana de trabajo.

**Tabla 14. . Bloques a extraer en la semana uno del plan de control.**

Día	Bloque	Zona	Panel	Cota (m)	Grado	Porcentaje Del Banco	Masa (t)	Destino
1	1,49	Rosika	N2	170	6	28,2	10.111,9	Stock
	1,49	Rosika	N2	170	1	100	5.285,1	Stock
2	1,45	Rosika	N1	170	1	100	9.370,1	Stock
	1,49	Rosika	N2	170	0	10	6.021,6	Escombrera
3	1,45	Rosika	N1	170	3	100	13.783,1	Planta
	1,47	Rosika	S12	170	1	100	1.523,6	Stock
4	1,49	Rosika	N2	170	0	20,8	12.524,8	Escombrera
	1,47	Rosika	S12	170	3	100	883,5	Planta
	1,49	Rosika	N2	170	0	100	1.838,2	Escombrera
5	1,49	Rosika	N2	170	0	22,8	13.729,2	Escombrera
	1,51	Coacia	S7	190	0	100	1.597,1	Escombrera
	1,51	Coacia	S7	190	1	100	29,8	Stock
6	1,57	Rosika	S11	170	2	100	5.390,4	Stock
	1,58	Rosika	S10	170	2	10	6.747,3	Stock
	1,56	Rosika	N2	170	8	100	3.239,4	Stock
7	1,45	Rosika	N1	170	0	100	13.517,0	Escombrera
	1,48	Rosika	S12	160	1	100	1.596,2	Stock
<b>Total de estéril (t)</b>							49.227,9	
<b>Total de mineral (t)</b>							57.960,5	
<b>Total (t)</b>							107.188,4	

**Fuente: Elaboración propia.**

En la Tabla 15 se observa la secuencia de los bloques a extraer diario de la primera semana cabe destacar que para garantizar en constante flujo de mineral en las óptimas condiciones no se extraen bloques por completo, si no porcentajes de estos y uno que

otro bloque completo solo dependiendo del tenor y el volumen. Para posteriormente ser enviados a sus lugares correspondientes.

Los bloques de los grados 1, 2, 4, 5, 6, 7, 8 se planifica enviarlos a los patios de almacenamiento para luego ser mezclados. Logrando así un flujo de mineral con un tenor aproximadamente constante para la alimentación de la planta de beneficio mineral. Los correspondiente al grado 3 son enviados directamente para la alimentación de la planta ya que son los único en cumplir el máximo de tenor que alimenta la planta sin previa homogenización.

En la Tabla 16 se muestra la cantidad de mineral y estéril extraído, observando que para los días de la semana 1, se extrae mayor cantidad de mineral que de estéril ya que se busca tener mineral en los patios de manejo de mineral. Para la semana 1 la cantidad de mineral extraída es 57.960,5 t, siendo esta mayor que la de estéril con una masa de 49.227,9 t, esto genera que para la primera semana de la planificación operativa la relación de remoción sea igual a 0,85. Esto se planifica de esta forma porque se busca crear condiciones idóneas para la posterior homogenización de las menas y tener mineral almacenado para días posteriores. Para la primera semana la producción estimada es un poco menos que la producción del equipo de perforación pudiendo este poder realizar su labor eficazmente en toda la mina

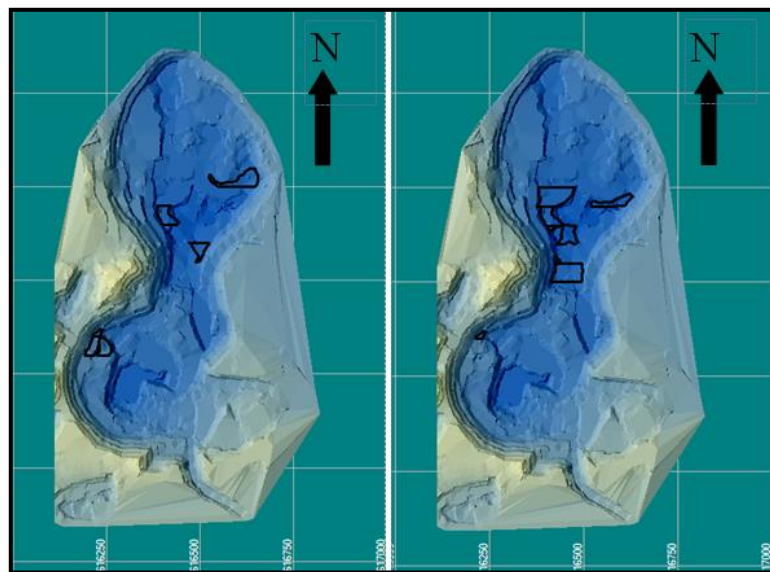
**Tabla 15. Producción diaria según plan operativo.**

Día	Mineral (t)	Estéril (t)	Masa (t)
1	15.397,0	0,0	15.397,0
2	9.370,1	6.021,6	15.391,7
3	15.306,8	0,0	15.306,8
4	883,5	14.363,0	15.246,5
5	29,8	15.326,3	15.356,0
6	15.377,1	0,0	15.377,1
7	1.596,2	13.517,0	15.113,3
<b>Total</b>	57.960,5	49.227,9	107.188,4
<b>RR</b>	0,85		

**Fuente: Elaboración propia.**

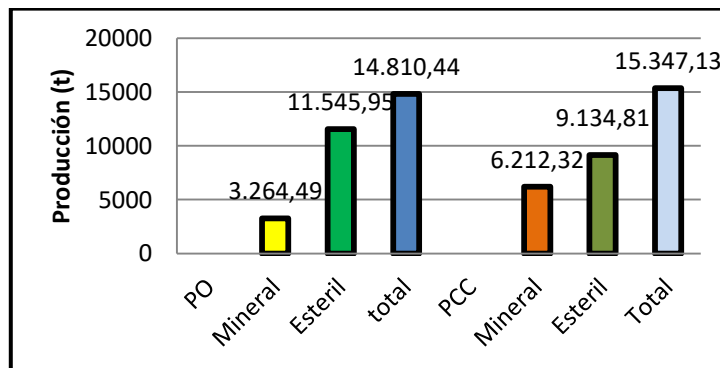
Comparando los resultados obtenidos por la planificación operativa vs los de la planificación para el control de calidad, se observa en primer lugar que el número de bloques a extraer por el plan a control de calidad es mayor planificando extraer 8

bloques con tenores de grado de grado 1-2-3-6-8. Se buscará extraer minerales de bajo tenor y minerales de alto tenor para realizan posteriormente la homogenización. Esta planificación de control se extraerá minerales de cuatro grados de mineral dos de grado bajo y dos de grado alto. Los bloques de grados 3 son considerados como neutros ya que no participaran en las mezclas por que cumple es estándar de tenor requerido, en primera semana se explotara porcentajes de los bloque 1,49-1,45-1,51-1,57-1,58-1,56-1,48-1,47. La planificación operativa no incorpora como requerimiento. En la primera se mana extrae 6 bloques por completo. Con un tenor bajos solamente, y enviado a la planta amplias variaciones de tenor. Los bloques a tomar son 1,62-1,52-1,51-1,45-1,47-1,71. Los bloques que son comunes para la primera semana de los dos planes son el 1,51 y el 1,45. En la Figura 35 se observa la distribución de los bloques. A la izquierda se le muestra la ubicación de los bloques propuesta por el plan operativo. Se puede apreciar que para la primera semana la explotación se realiza dispersa por las distintas fosas. A la derecha se observa la distribución de los bloques a extraer para la primera semana en la cual se determina que los bloques se encuentran más concentrados en la fosa Rosika. Con la excepción de un solo bloque que pertenece a la fosa Coacia.



**Figura 35. Bloques a extraer plan operativo vs plan de control.  
Fuente: Elaboración propia.**

En la Figura 36 se observa el promedio de producción del plan operativo vs el plan para el control de calidad para la semana 1 del mes de enero. El promedio de mineral para el plan operativo es de 3.264,48, el de estéril mantiene un promedio de 11.545,95 t dando un promedio de materia a remover de 14.810,43 t. por su parte el plan para el control de calidad estima extraer un promedio para la primera semanal de 8.295,84 t de mineral. El promedio de estéril a remover es de 7.032,56 t, dando un promedio de material a remover en la primera semana de 15.328,40 t. analizando los datos obtenidos se determina que la planificación para el control supera en un 254 % el promedio diario de mineral, en cuanto al promedio diario de estéril removido se queda por debajo llegando a un 60,8 %. Y el promedio de materia a extraer diariamente supera en 3,5 %, a la planificación operativa.



**Figura 36. Producción de la semana 1 del plan operativo vs el plan de control.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

### 5.11 Premisas para diseñar los mecanismos de homogenización

En primer lugar, para la ejecución de este plan se necesita la incorporación de un equipo, el cual estará asignado permanentemente a tareas en el área de manejo de material. Se agrega a los equipos, un cargador frontal equivalente a un Cat modelo 993K de capacidad de 12 m<sup>3</sup>. El mismo se acopla a los equipos de la flota empleados en la producción propuesta en el plan operativo.

En segundo lugar, se requiere que un camión empleado en la extracción de los frentes pueda ser asignado como apoyo al 993K, de forma temporal para el apoyo en la construcción de pilas de homogenización y la alimentación de planta.

En tercer lugar, se establece que las pilas de almacenamiento intermedias de mineral clasificado como grado 1 y grado 2 se mantiene permanente en su ubicación relativa, mientras que las pilas que clasifican los minerales de grado 4-5-6-7-8 son alternativas, que se pueden variar en el tiempo debido a que el plan de control de calidad busca mantener en *stock* minerales de cuatro categorías, de las cuales dos pertenecen a la categoría 1 y 2

Por último, se establece la productividad proyectada por jornada laboral, observando los parámetros presentados en la Tabla 16, donde se muestra de forma general las horas por turnos a trabajar, la disponibilidad física de los equipos, el número de horas proyectadas por turno, por días y mes, además de otros de parámetros que se emplearan para el ajuste de los resultados.

**Tabla 16. Productividad proyectada por jornada laboral.**

Parámetro	Unidad	Valor
Horas teóricas por turno	h/turno teórico	8
Disponibilidad física	%	85 %
Uso de la disponibilidad	%	80 %
Horas proyectadas por turno	h/turno	5,4
Número de turnos al día	turno/día	3
Horas proyectadas al día	h/día	16,3
Días de trabajo por mes	día/mes	30
Horas proyectadas al mes	h/mes	490
Horas proyectadas anuales	h/año	5.875

**Fuente: Tomado de Zerpa (2018).**

En la Tabla 17 se muestra la productividad proyectada diaria, semanal y mensual para la planta de beneficio mineral. Estos valores oscilan entre 4.500, 31.500 y 135.000 t respectivamente, Con un uso de la disponibilidad de 90 %.

**Tabla 17. Productividad proyectada de la planta de beneficio mineral.**

Parámetros	unidad	valor
Capacidad instalada	t/día	5.000
Uso de la disponibilidad	%	90
Producción proyectada por hora	t/h	276,07
Horas al día	h/día	16,3
Productividad Diaria proyectada	t/día	4.500
Productividad semanal	t/semanal	31.500
Productividad mensual	t/mes	135.000

**Fuente: Elaboración propia.**



En la Tabla 18 proporciona los valores de productividad diaria y semanal para el cargador 993K. Estos valores fluctúan 9.617,79 y 67.324,56 t respectivamente. Con un uso de la disponibilidad de 80 %.

**Tabla 18. Productividad proyectada del cargador frontal 993K.**

Parámetros	Unidad	Valor	Parámetros	Unidad	Valor
Capacidad de carga teórica	t/ciclo	24	Producción proyectada por hora	t/h	590,05
Distancia por ciclo	m	120	Factor de carga	%	80
Segundos por pase teórico	s	32	Efectividad	%	80
Velocidad promedio	km/h	7	Uso de la disponibilidad	%	80
Tiempo de ciclo	min/ciclo	1,59	Horas del días	h/día	16,3
Cantidad de ciclos por hora	ciclo/hora	38,4	Producción diaria proyectada	t/día	9.617,79
Producción horaria	t/h	921,95	Producción semanal	t/semana	67.324,56

**Fuente: Elaboración propia.**

En la Tabla 19 se muestra el parámetro necesario para determinar el tiempo que tarda un equipo en realizar una pila, se considera los valores máximos de pases de mineral de grado alto y alto que garantice la homogenización. El tiempo es de 33 minutos, para un total de 29 pilas proyectadas por día.

**Tabla 19. Estimación de tiempo de conformación de pila.**

Parámetro	Unidad	Valor
Numero de pases grado menor	n	15
Numero de pases de grado mayor	n	6
Longitud de tramos 1 a Stock central	m	60
Longitud de tramos 2 a Stock central	m	60
Tiempo de pases promedio teórico	s	32
Velocidad de tramos	m/s	2
Tiempo de recorrido grado menor	s	63
Tiempo se recorrido grado mayor	s	63
Tiempo de conformación de una pila	s	1.998
Tiempo de conformación de una pila	min	33
Pilas al día	n	29

**Fuente: Elaboración propia.**

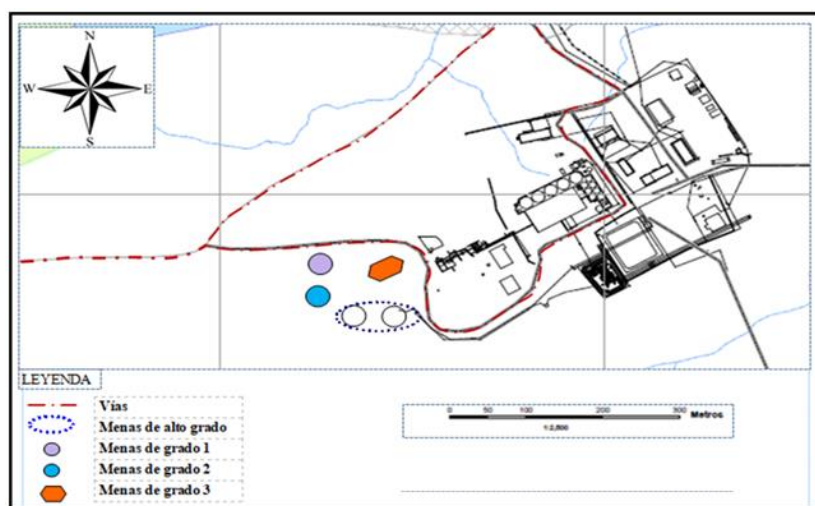
## 5.12 Mecanismos de homogenización

### 5.12.1 Ubicación de las pilas

En la Figura 37 se observa la infraestructura de la planta de beneficio mineral y la ubicación relativa de las pilas de homogenización. En color rosado se encuentra la ubicación de las pilas de mineral de grado 1; de color azul la ubicación relativa de los minerales provenientes de los frentes clasificados como grado 2. Por otro lado, las menas de grado alto van a estar alternadas, ubicadas dentro de la elipse punteada en azul. Se ha establecido que estas menas de grado alto van a estar alternadas, porque se busca extraer sendos minerales de bajo y alto tenor, semanalmente.

Los minerales de bajo tenor se agrupan en dos categorías: grado 1 y grado 2. Mientras que los minerales de alto tenor en el yacimiento se clasifican en cinco categorías: grados del 4 al 8. Específicamente semana a semana se va a extraer minerales de grado 1-2, y dos combinaciones de grado alto que pueden variar en distinto grado, por ejemplo: 4 y 8, 5 y 7, entre otras.

De color naranja se encuentra la ubicación de la pila de homogeneización que resultaría de realizar mezclas de menas de bajo y alto tenor. Esta pila central también albergaría los minerales de grado 3 que no estén destinados a la planta de beneficio.



**Figura 37. Ubicación relativa de las pilas de homogenización.**  
Fuente: Modificado de MINERVEN (2015).

### 5.12.2 Paramentos de relación de grados

En la Tabla 20 se observan la relación de cantidad de material a combinar, de las posibles combinaciones de menas de grado alto con menas de grado bajo. Es decir, las menas de grado 1 se mezclan con aquellas de grados 8-7-6-5-4. Igualmente, las menas de grado 2 se homogenizan con los grados 8-7-6-5-4, debido a que se espera conseguir un valor de promedio ponderado que se mantenga cercano a 1,44 g/t.

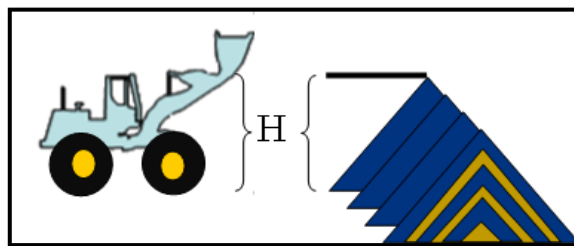
**Tabla 20. Combinaciones de por grados.**

Combinaciones				Combinaciones					
Grado menor	Grado mayor	Relación		P ponderado (g/t)	Grado menor	Grado mayor	Relación		P ponderado (g/t)
1	8	5	2	1,439	2	8	5	1	1,44
1	7	2	1	1,44	2	7	4	1	1,439
1	6	4	3	1,48	2	6	3	1	1,44
1	5	1	1	1,43	2	5	2	1	1,43
1	4	1	2	1,44	2	4	1	1	1,44

Fuente: Elaboración propia.

### 5.12.3 Dimisiones máximas de las pilas centrales

Se estima que el área necesaria para diseñar el patio de almacenamiento o *stock* es de aproximadamente 10.000 m<sup>2</sup>. En esta área se pretende establecer la ubicación de las pilas de tal manera que puedan operar los equipos mineros asignados con seguridad. En cuanto a las dimensiones de las pilas se destaca que las mismas van a estar asociada con la altura máxima alcanzada por el cargador frontal. Se muestra en la Figura 38 una representación gráfica de la altura máxima en descarga de este equipo, siendo de 4,8 m. Con esta altura se calcula el volumen máximo por cada pila y el área de emplazamiento considerando un ángulo de reposo natural del material de 30°.



**Figura 38. Representación de la altura máxima del cargador frontal.**

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 21 se muestra las dimensiones máximas admitidas por el equipo encargado para la creación de las pilas de homogenización. Se determinó los valores máximos de la pila de homogenización central la que corresponde a su vez a las menas de grado 3 dando como resultado una altura máxima de 4.8 m, u diámetro de pila de 11,37 m, el área de emplazamiento igual a 101,48 m<sup>2</sup>. La capacidad máxima de la pila es igual a 419,44t.

**Tabla 21. Dimensiones máximas de la pila central.**

Dimensiones	Unidades	Valor
Altura m	m	4,8
Diámetro	m	11,37
Área de emplazamiento	m <sup>2</sup>	101,48
Volumen de la pila	m <sup>3</sup>	161,32
Capacidad máximo de la pila	t	419,44
Método de apilamiento	---	Chevron

**Fuente: Elaboración Propia.**

### **5.13 Eficiencia operacional.**

Para lograr una estabilidad en la alimentación a la planta, en cuanto a volumen y parámetros de calidad se necesita una extraordinaria sincronización de las operaciones mineras, que exige una reorganización operativa total que resulte de analizar cada una de estas actividades por separado, pero que forman entre sí el núcleo fundamental de la planta de beneficio mineral. Para alcanzar el cumplimiento de los planes de producción se deben tener en cuenta los grandes volúmenes de material estéril a depositar en las escombreras, así como las distancias de acarreo,

La extracción de mineral debe estar bien definido, sin embargo, al planificar una alimentación directa desde los frentes mineros hasta la planta de beneficio, se debe lograr una mezcla que satisfaga las exigencias de este proceso, que depende de yacimientos con variabilidad dinámica de los componentes útiles y elementos nocivos al proceso, los cuales muchas veces crean una inestabilidad operacional que rompe el esquema planificado y provoca incumplimientos en los planes de extracción diaria. La alimentación directa desde los frentes mineros puede incidir negativamente en el comportamiento de los indicadores de eficiencia, productividad y costos del proceso

de beneficio, debido a que es capaz de introducir desviaciones en la calidad del mineral cabeza.

Para evaluar la eficiencia de la operación de homogenización se divide en dos partes: primero es valorar la eficiencia de la extracción desde los frentes hacia los patios de almacenamiento, el segundo estimará para una semana el diario de las actividades realizadas desde las pilas de almacenamientos intermedios, la pila de homogenización central y la alimentación a planta.

### 5.13.1 Evaluación desde los frentes hasta los patios intermedios semana 1

De forma semanal se debe mantener una capacidad de mineral lo suficientemente alta para sustentar los depósitos intermedios o pilas *stock* con material conveniente para realizar las operaciones de homogenización. En la Tabla 22 se muestra la mínima producción requerida de mineral de la semana 1, para homogenizar el mineral que alimentará la planta. En la misma se observa que se necesitarán 87 camiones de mena de grado 1; 82 camiones con menas grado 2 y 212 camiones para las menas de grado 3. Para las menas de grado 6 y 8 se requiere 58 y 17 camiones respectivamente. El total de camiones es de 456 para la primera semana para garantizar la eficaz la alimentación a planta.

**Tabla 22. Requerimientos mínimos para alimentación eficaz a planta.**

Grado	Tenor alto (g/t)	Tenor bajo (g/t)	Masa (t) G. menor	Masa (t) G. mayor	N° de camiones G. menor	N° de camiones G. mayor	Ppt (g/t)
1-6	2,5675	0,6875	5.997,34	4.002,66	87	58	1,44
2-8	3,3195	1,0635	5.693,40	1.140,49	82	17	1,44
3	1,439		14.666		212		1,43
<b>Tota de camiones</b>			<b>Promedio tenor cabeza</b>			456	1,43

Fuente: Elaboración propia.

### 5.13.2 Evaluación desde los patios de manejo de hasta la entrada a planta para los días de la semana 1

Durante la semana 1 y específicamente para el día 1 se inicia la apertura al plan para el control de calidad, donde la producción del mineral será mucho mayor que los

requerimientos de la planta de beneficio. Con la finalidad de crear los patios de almacenamiento intermedio y de almacenamiento central.

En la Tabla 23 se muestra las combinaciones a realizar según el material que se esté extrayendo en los frentes para los 7 días de la semana 1, además el número de camiones y de palas necesarios para realizar el acondicionamiento de las pilas centrales, dependiendo del grado de mineral que se esté extrayendo, para la primera semana se acondicionan 122 pilas, una vez suministrada la necesaria a la planta de beneficio quedara un *stock* de 58 pilas ya homogenizadas, que abastecería el suministro de mineral a la planta un poco más de 5 días en días que se esté realizando movimientos solo de estéril o algún inconveniente inesperado.

**Tabla 23. Combinaciones a realizar según el material para la semana 1.**

Día	Grados	camiones		Pases de Cargador		Pilas	
		G menor	G mayor	g menor	g mayor	Conformadas	Stock
1	1-6	39	26	78	51	17	6
2	1-6	0	0	78	51	6	2
3	3-1-6	134	0	173	111	36	38
4	3-1-6	0	0	105	68	9	36
5	1-6	0	0	78	51	6	32
6	2-8 (1-6)	175	35	78	51	41	62
7	1-8	0	0	97	39	7	58
<b>Total</b>						122	58

**Fuente: Elaboración propia.**

En la Tabla 24 se determina el mineral requerido para realizar la homogenización de las combinaciones de grados propuestas anteriormente según el material que se esté extrayendo en los frentes para los 7 días de la primera semana, además la cantidad de mineral homogenizado diariamente y el *stock* diario en toneladas y clasificados en pilas luego de alimentar la planta de beneficio, a su vez se determina el tenor ponderado promedio luego de realizar la homogenización, el cual se mantendrá entre 1,42 y 1,44 g/t.

**Tabla 24. Mineral requerido para lograr la homogenización en la semana 1.**

Día	Grados (t)					Mineral		Pilas	Pilas <i>stock</i>	Promedio Tenor (g/t)
	1	2	3	6	8	Pilas Centra (t)	Pila Central Stock (t)			
1	4.318	0	0	2.863	0	7.181	2.681	17	6	1,44
2	1.622	0	0	1.060	0	2.683	864	6	2	1,43
3	3.598	0	9.283	2.308	0	15.190	16.055	36	38	1,42
4	2.184	0	0	1.414	0	3.598	15.153	9	36	1,43
5	1.622	0	0	1.060	0	2.683	13.336	6	32	1,43
6	1.622	12.096	0	1.060	2.419	17.198	26.035	41	62	1,44
7	2.017	0	0	0	811	2.829	24.363	7	58	1,44
Total	16.985	12.096	9.283	9.768	3.230	51.363	27.000	122		

**Fuente: Elaboración propia.**

### 5.13.3 Plan diario (instructivo de supervisión en los patios de almacenamiento)

Día 1: en el comienzo de la jornada de trabajo, se iniciará la conformación de las pilas, al inicio del día las pilas serán conformadas por los camiones que provienen de los sectores clasificado como mineral de grado 1 y grado 6; cada pila debe tener una relación de camiones de 4 camiones de grado 1 y 3 camiones de grado 6. La alimentación a la planta de beneficio se realizará con el cargador el cual posee una capacidad aproximada de 590,03 t/h la cual supera la capacidad de la planta de beneficio en 314.03 t/h; con esta producción sobrante el cargador estará en la capacidad de alimentar a la planta de beneficio y acondicionamiento de pilas. Para este día acondicionará 7 pilas mezclará un total de 51 palas de mineral grado 1 y 17 palas de mineral grado 6. Entre las pilas generadas por los camiones y las generadas por el cargador frontal da un total de 17 pilas para el día 1. La planta requiere un poco menos de 11 pilas de 419,4 t. quedando un *stock* de 6 pilas. El mineral que no fue acondicionado en la pila central es colocado y clasificado en los depósitos intermedios.

Día 2: para el inicio del día la prioridad del cargador frontal es la alimentación a la planta de mineral que se encuentra homogenizado desde el día anterior. Sabiendo que la capacidad del cargador frontal es mayor, en el momento que la planta no requiera mineral, el cargador procederá a mezclar minerales de las pilas *stock* de mineral de grado 6 y mineral de grado 1. Para cada pila que genere el cargador frontal necesita

13 palas de mineral de grado 1 y 8 palas de mineral de grado 6 aproximadamente. Para este día la pala homogenizara un total de 2683 t de mineral equivalente a 6 pilas. La planta requiere diariamente de 10 a 11 pilas, realizando esta alimentación el final de este día quedaran 2 pilas homogenizadas en el patio central.

Día 3: dado que en el frente de extracción se estará explotando mineral de grado 3 (el cuál es la única categoría que cumple las condiciones de alimentar la planta directamente), entonces la planta de beneficio va a ser alimentada directamente de los frentes. La cantidad de mineral a extraer de grado 3 es mucho mayor que la capacidad de la planta, propinando que los camiones realicen la descarga de mineral en la zona de grado 3, el cual es el área de la creación de pilas centrales, el almacenamiento de los camiones genera una cantidad de 9.283 t. por lo anterior ante expuesto el cargador frontal tendrá como única tarea ese día el acondicionamiento de pilas centrales mezclado mineral de grado 1 y grado 6, generando un total de 14 pilas homogenizadas, más las 22 pilas realizados por los camiones da como resultado el equivalente a 36 pilas generadas.

Día 4: A partir de la extracción de los frentes la cantidad de 883,5 t de mineral de grado 3, para el inicio del día se alimentara a la planta con este mineral de grado 3. Para el resto del día el cargador frontal será en encargado de alimentar la planta ministrando a esta 3.616,5 t o el equivalente aproximado de 9 pilas ya homogenizadas. En el tiempo que la planta no requiera de la alimentación este equipo desempeñará la tarea de conformación de pilas incorporando 9 pilas a la zona homogenizando, mezclando en total de 105 palas mineral de grado 1 y 68 palas de mineral de grados 2.

Día 5: en este día, la prioridad del cargador frontal es la alimentación a la planta de mineral que se encuentra homogenizado de los días anteriores, en el intervalo de tiempo que la planta no requiera la adición de mineral, el cargador procederá a mezclar minerales de las *stock* pilas de mineral de grado 6 y mineral de grado 1; para cada pila que genere el cargador frontal necesita 13 palas de mineral de grado 1 y 8

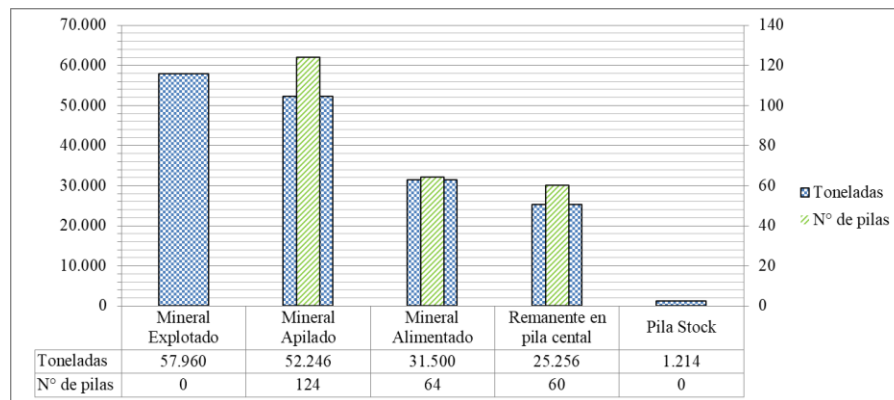


palas de mineral de grado 6 aproximadamente. Para este día la pala homogenizará un total de 2.683 t de mineral t equiválete a 6 pilas, con un total de 78 palas de grado 1 y 51 de grado 6.

Día 6: para este día en el patio de almacenamiento van a ejecutar tres actividades, la primera de ellas y con mayor importancia es la alimentación de la planta. De esta actividad se encargara el cargador frontal suministrando alrededor de 11 pilas homogenizadas. La segunda actividad se le asigna al cargador frontal, el cual debe formar 6 pilas mezclando minerales de grado 1 y grado 6. La última actividad es la conformación de pilas realizadas por los camiones provenientes de los frentes de mineral de grado 2 y grados 8. Cada pila debe contener 5 camiones de grado 2 y 1 camión de grado 8, para un total de 35 pilas conformadas.

Día 7: para este último día de la semana 1, la alimentación a la planta la hará el cargador frontal 993K, incorporando a la planta la cantidad requerida por la misma. Posterior mente de la continuidad a la conformación de pilas homogéneas. Para este día las mezclas se realizarán con de minerales de grado 1 y 8. Mezclando en total de 97 palas de mineral de grado 1 y 39 palas grado 8. Generando como resultado la conformación de 7 pilas.

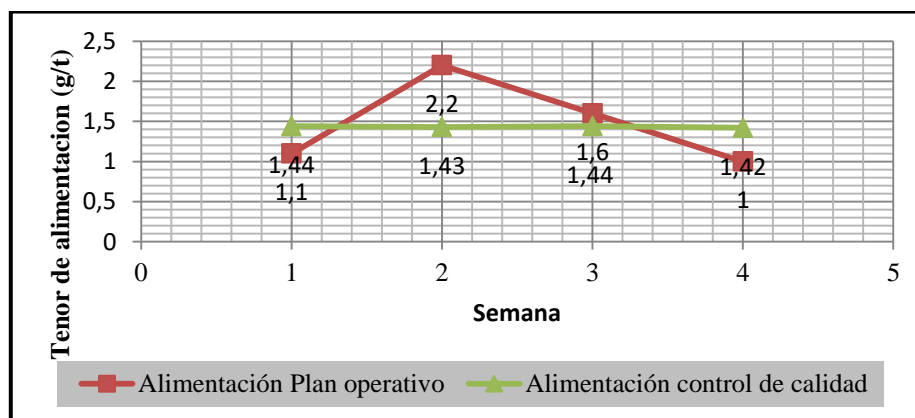
En la Figura 39 se muestra el resumen del total de mineral que se movió para la semana 1 con un total de 57.960 t mineral extraído desde los frentes, de los cuales 52.246 t o el equivalente a 124 pilas, fueron acondicionadas mezclando minerales de bajo con alto tenor, buscando un tener de alimentación de 1,43 g/t, a la planta se le suministros 31.500 t de mineral de esa cantidad solo un día se produjo la alimentación directa de los frentes de grado 3 hasta la planta, los otros días se realizó el apilamiento de mineral en el patio central incorporando 64 pilas a la alimentación de la planta. En el patio central queda en stock 60 pilas ya acondicionadas. En el stock quedarán 1.214 t de mineral sin acondicionar



**Figura 39. Resumen total de mineral suministrado a los patios.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

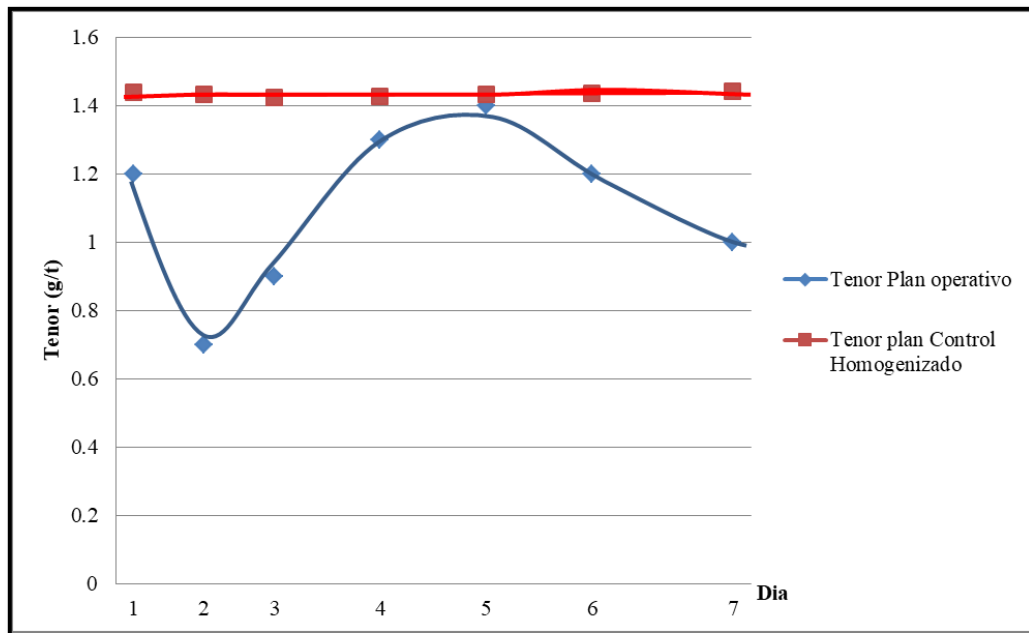
#### 5.14 Alimentación del plan operativo vs el plan de control de calidad

En la Figura 40 se observa la alimentación cabeza del plan operativo y el plan de control de calidad, la franja de color rojo representa el suministro de tenor propuesta por el plan operativo para las primeras 4 semanas del mes 1, donde en la semana 1, 2, 3 y 4, los tenores van de 1,1-2,2-1,6-1,42 g/t, respectivamente. Por otra parte, se muestra de color amarillo el tenor cabeza resultará de la homogenización propuesta en el plan de control de calidad, el cual para las semanas del primer mes se mantendrá entre 1,42 y 1,44 g/t. Se determina que para el tenor cabeza posee una variación máxima de 1,1 g/t, mientras que la variación de tenor generada por el plan de control es de 0,02 g/t.



**Figura 40. Relación de tenor cabeza del plan operativo vs plan de control.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

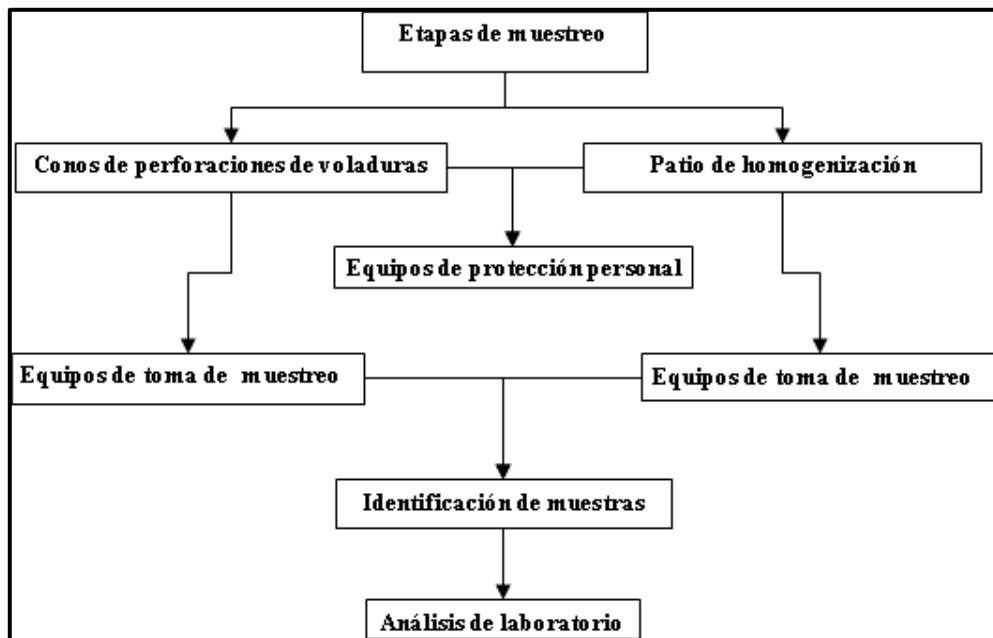
Con respecto a la variación de tenor diario para la semana 1, en la Figura 41 se muestra la alimentación cabeza del plan operativo, plan de control de. La franja de color azul representa el suministro de tenor propuesta por el plan operativo para los días de semanas 1, donde para cada día de la semana los tenores oscilan de 1,2-0,7-0,9-1,3-1,4-1,2 g/t respectivamente. Por otra parte se muestra de color rojo el tenor cabeza diario resultante de la homogenización propuesta en el plan de control de calidad, manteniéndose entre 1,42 y 1,44 g/t, obteniendo una variación de 0,02 g/t.



**Figura 41. Tenor cabeza diario del plan operativo vs el plan de control.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

### 5.15 Etapa de muestreo

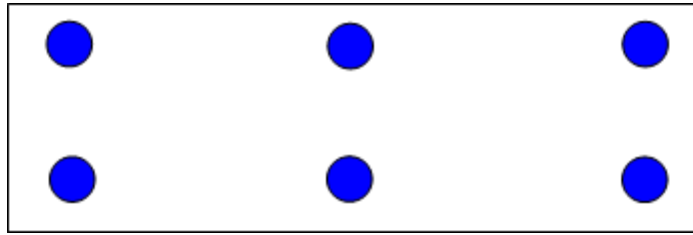
Para el adecuado control de calidad se requiere en primer lugar, que se parta de la garantía de la propicia formación del personal encargado de la toma de muestras. Seguidamente, en la Figura 42 se visualiza el esquema de dos etapas de muestreo: la primera es la toma de muestra en conos de perforación para las voladuras y la segunda en el patio de almacenamiento.



**Figura 42. Etapas del muestreo.**  
Fuente: Elaboración propia.

- Muestreo en conos de voladura: en esta etapa de muestreo se debe tomar porciones de materia que sea representativa, se propone la toma de muestras cada dos barrenos, debido que se busca validar el grado de mineral que se estará extrayendo. Como instrumento de toma de muestra un captador radial, ya que es uno de los mejores métodos prácticos. Sin embargo, esta solución es muy difícil de implementar en minas grandes, debido a la gran cantidad de material que cae en el captador. Por esta razón, en minas grandes, se utiliza aún el método del tubo muestreador.
- Muestreo en el patio de homogenización: en esta etapa se tomará muestra en la pala del cargador frontal, posteriormente de que se realice la carga de pilas ya homogenizada. La razón de la toma de muestras en esta etapa será porque es en la carga de los minerales que se mezclan los minerales de grados altos y bajos.

En cuanto a la ubicación de la pala a tomar la muestra, se van a seleccionar 6 lugares de la pala, en la Figura 43 se observa los círculos de color azul que son los sitios para tomar las muestras. El equipo de toma de muestra que se empleará es la pala según norma JIS.



**Figura 43. Lugares para la toma de muestra en la pala.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

Luego de que la muestra es tomada es envasada y etiquetada para el envío a laboratorio donde se le realizará los ensayos adecuados para el control de tenores. Las etiquetas son de importancia ya que en ésta se coloca la información de la muestra: En nombre del encargado de la toma de muestra, el número de tarjeta, las coordenadas y la localización. Estas tarjetas constan de tres partes y por tres copias: una para el laboratorio, otra tarjeta es para un almacén o sitio de resguardo de las muestras y la última queda como respaldo para el encargado de la toma de muestras, como se ve en la Figura 44.

Tarjeta de muestreo		
Unidad Productora de Oro	Fecha: __/__/__	Numero: 000001
Encargado: _____		
Perforación		
Localización	Fosa: _____	Panel: _____ N° de hoyo: _____
Coordenada UTM:		
N: _____	Cota: _____	
E: _____		
Observaciones: _____		
Patio de Homogenización N° de Pila : _____		
Observaciones : _____		
Precinto	Numero :	000001
Precinto	Numero :	000001

**Figura 44. Etiqueta para la muestra.**  
**Fuente: Elaboración propia**

### 5.16 Diagramas de flujos donde se muestra las medidas para el control de calidad.

Una vez observadas todas las variables a ser coordinadas dentro de una planificación para el control de calidad se elabora un diagrama de flujo y se procede a realizar la

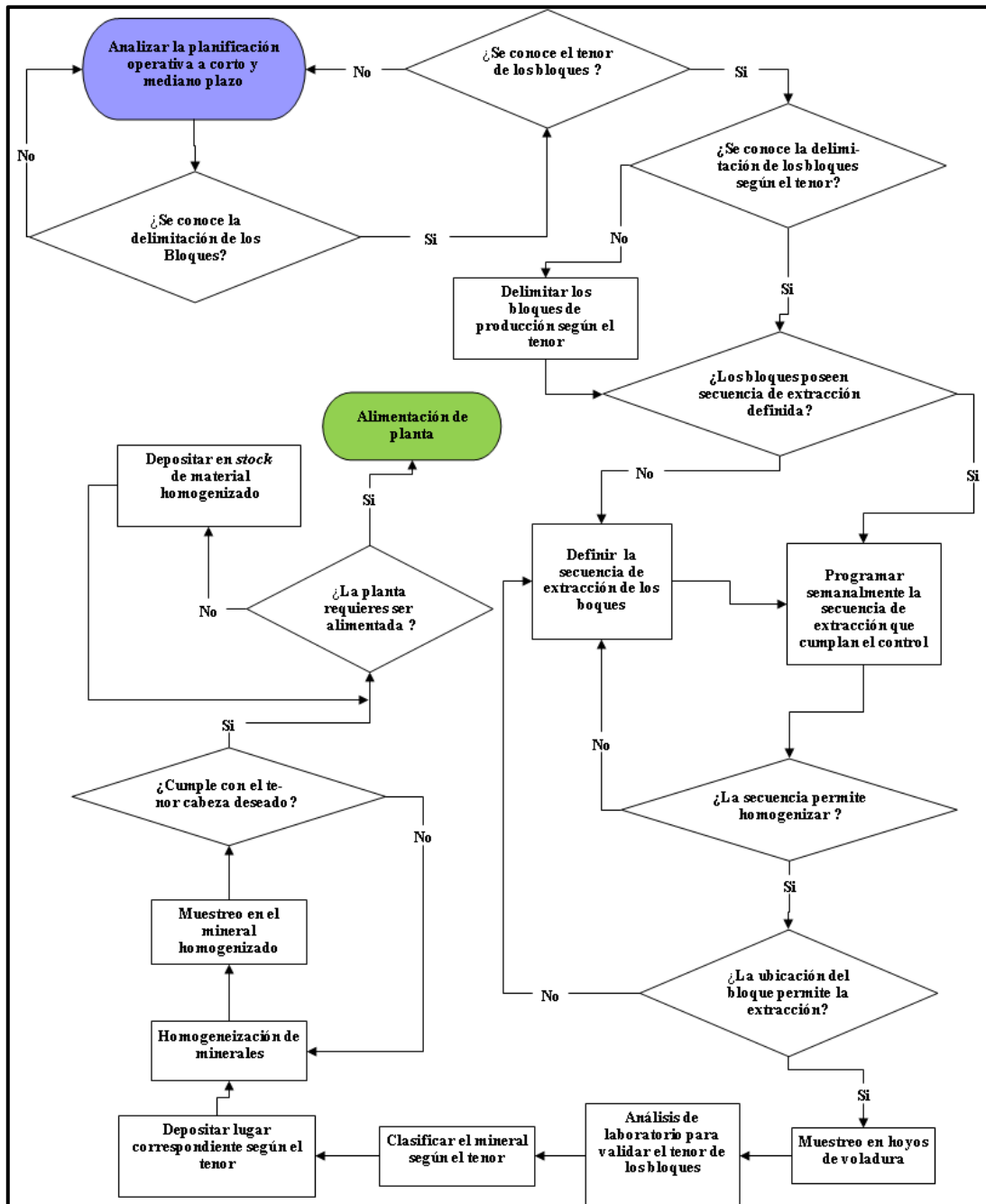
selección de los bloques a extraer en el plan de control de calidad. El objetivo del diagrama es unir bajo una misma metodología las decisiones tomadas para la selección de bloques para la secuencia para el control de tenor ajustada al plan operativo. Si bien es cierto que la cantidad de variables que influyen la delimitación de un bloque en una secuencia es mucho más amplia, en esta investigación se tomaron como variables de mayor importancia el tenor de los frentes, la operatividad de los bloques y la relación de remoción.

A continuación se despliegan un par de diagramas de flujo enlazados que tienen el propósito de resumir los pasos generales para realizar una planificación a corto plazo para el control de calidad. Estos diagramas se componen básicamente por cuatro tipos de casillas de decisión y flechas de enlace que dirigen el orden de lectura del flujograma, el primer tipo de casilla es de forma rectangular con bordes circulares que puede indicar tanto el inicio como el fin del flujo, donde aquella con fondo en coloración morado señala la entrada del circuito y la de tonalidad verde revela la clausura del mismo.

Las casillas con forma de rombo simbolizan un punto de decisión, cuya respuesta de salida siempre está en función de una afirmación o una negación que divide el flujo en dos partes, donde las asociadas a la rama de negación por lo general representan una medida que obliga al retroceso del diagrama, mientras que las relativas a la rama de afirmación permite la continuación regular del flujo. Por otro lado se encuentran las casillas rectangulares que indican una acción o proceso, el cual al ser ejecutado permite avanzar hacia el siguiente proceso mediante una sola dirección de flujo. Y por último las casillas circular con tonalidad amarilla que indica la presencia de un conector, por lo que se debe continuar la lectura del flujograma en otro diagrama donde se haya colocado el mismo símbolo.

En la Figura 45 se muestra el flujograma genérico de la metodología para el control de calidad, donde se resumen los pasos generales para el control de tenor y las medidas para el control de calidad en la planificación a corto plazo. Cada casilla

representa un conjunto de acciones a efectuar, la casilla que representa la programación semanal de la secuencia a extraer se debe de tomar criterios como el tenor a extraer, la relación estéril-mena y la operatividad de los bloques seleccionados. Cuando se aplica en escenarios determinadas la casilla que clasifica los el mineral según el tenor tomara múltiples acciones a desarrollar que dependerá del planificador y las condiciones en la que se encuentre la mena a ser clasificada, de igual modo ocurre con la casilla que representa la homogenización de mineral, ya que la cantidad de mineral a mezclar dependerá de los tenores que se estén extrayendo en los frentes de trabajo y el tenor cabeza esperando que se busca en la planta de beneficio mineral.



**Figura 45. Diagrama de flujo genérico para el control de calidad.**  
**Fuente: Elaboración propia**

En la Figura 46 se muestra la primera parte del flujograma donde se muestra las acciones que se deben de tomar a la hora de extraer un bloque del yacimiento, el inicio de flujograma es el análisis del plan operativo, el cual sumista la información



necesaria para la: delimitación de los bloques, información de volumen y tenor de los bloques entre otras informaciones para la ejecución de este plan de control.

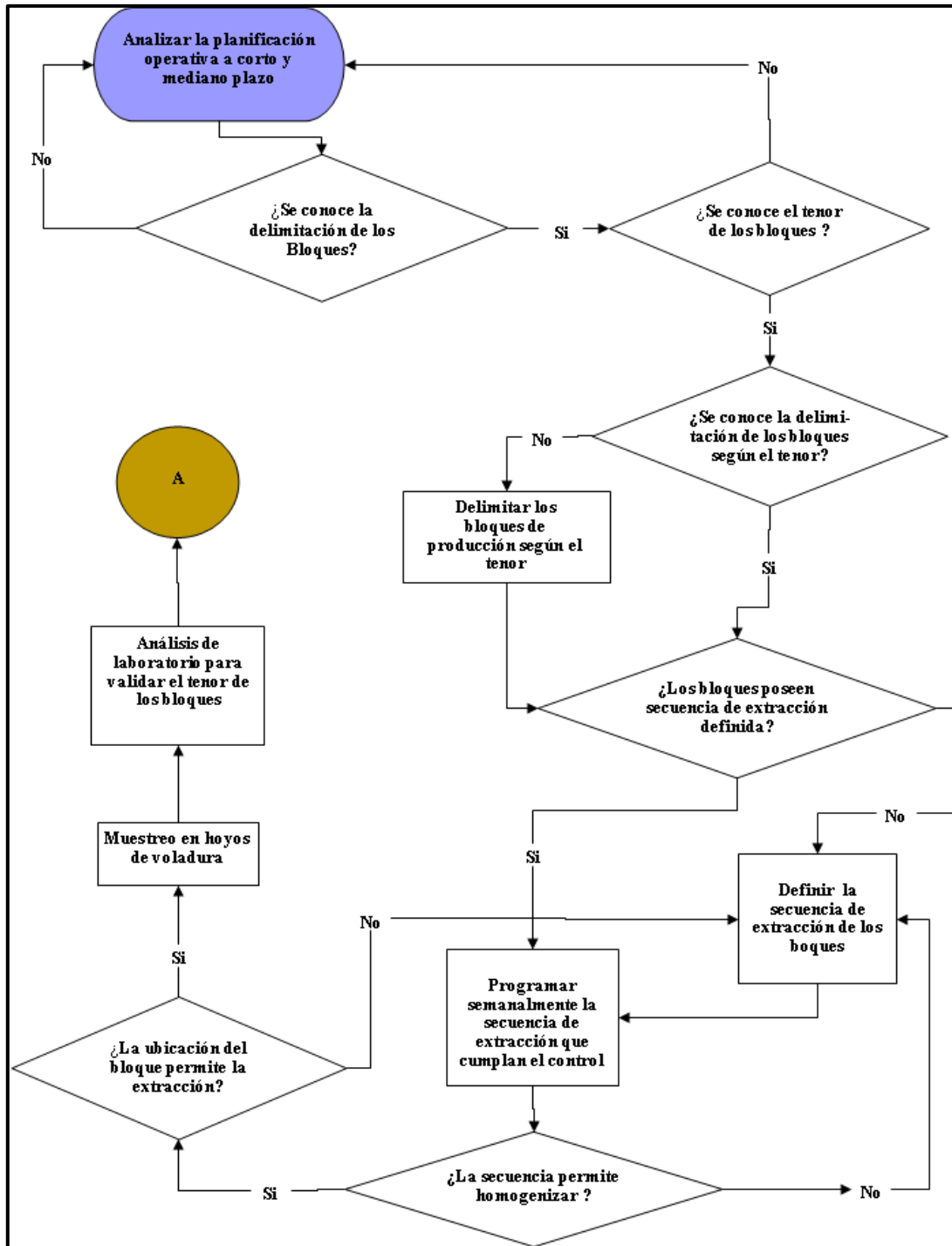


Figura 46. Diagrama de Flujo para la selección de bloques del plan de control. Parte I.  
Fuente: Elaboración propia

La Figura 47 muestra la segunda parte del flujograma nos muestra la metodología que se debe seguir, según la clasificación que se le haya dado al mineral por su tenor este es almacenada en su respectiva ubicación, homogenizado o enviado a la planta de beneficio.

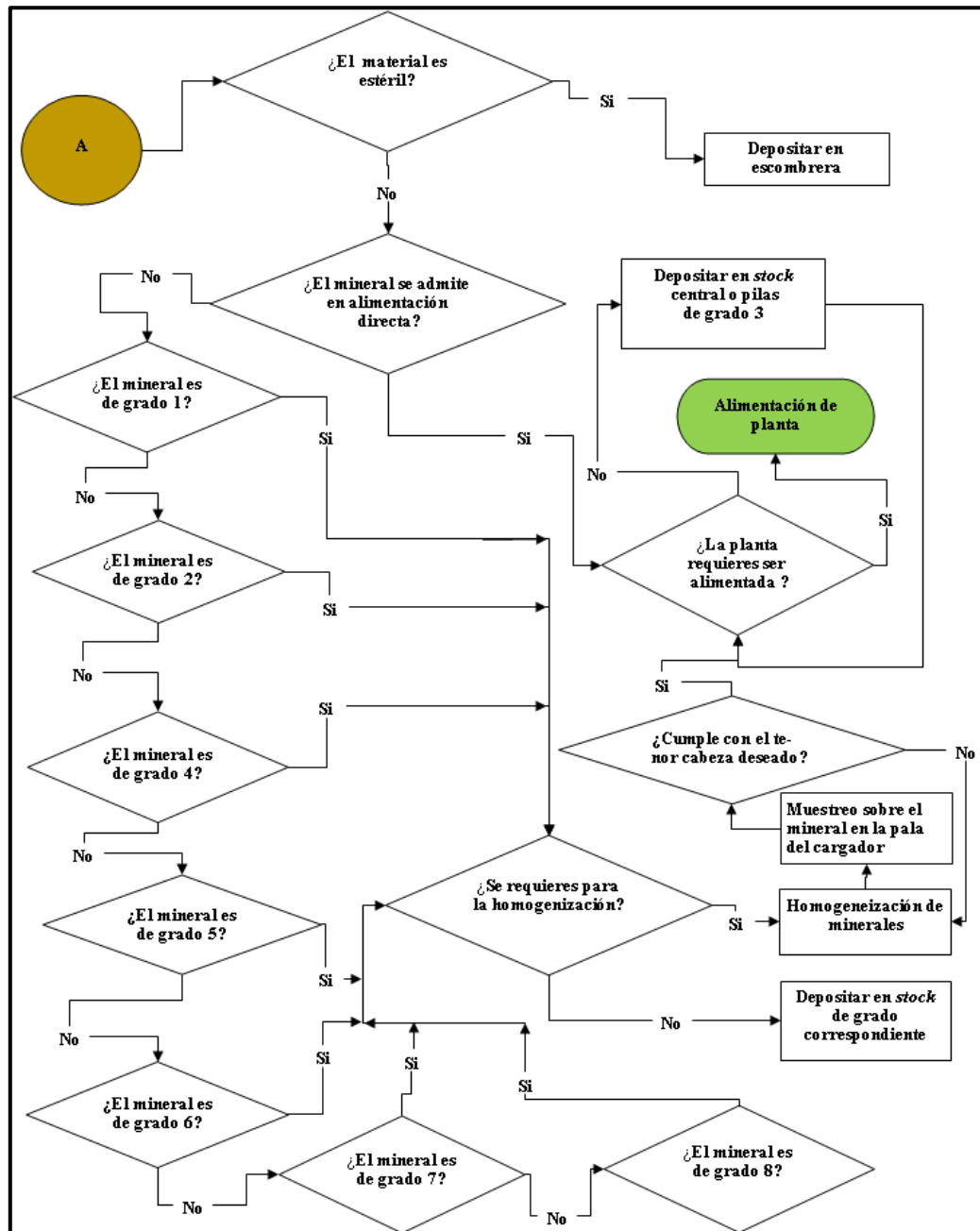


Figura 47. Diagrama de flujo donde se estructura la ubicación de los bloques para la homogeneización o alimentación de planta, partes II.

Fuente: Elaboración propia

## CONCLUSIONES

Para estructurar adecuadamente una planificación para el control de calidad se debe tener como insumo la planificación operativa a corto plazo, que permita conocer las capacidades productivas de los equipos disponibles, así como las distribuciones a ser extraídas de estéril y mena planificadas, de modo que se puedan desarrollar estas capacidades en requerimientos mensuales, semanales y diarios.

La caracterización de los parámetros operacionales de planta de beneficio mineral y el desglose de las particularidades geológicas del yacimiento, permitirá relacionarlos y determinar la existencia de variantes que puedan ser perjudiciales el proceso de beneficio.

Se clasifican los bloques según la concentración de tenor en 10 grados. El grado cero corresponde a mineral estéril, el cual posee un tenor menor a 0,49 g/t. el grado uno posee una concentración que se mantiene entre 0,5 y 0,875 g/t de oro, las menas de grado dos van desde 0,876 g/t hasta 1,257 g/t, cada categoría posee una diferencia entres si de 0,375 g/t. La categoría más alta de la de grado 8 con un tenor promedio de 3,3158 g/t. En la topografía se observa la ejecución de la clasificación y se determinó que los bloques de grado uno y dos se encuentran dispersos por todo el yacimiento.

Se toman en consideración tres criterios principales para definir los avances extractivos a través de los bloques de producción, siendo el primero el tenor de los bloques. En este criterio se establece que se debe explotarse los bloques de grados bajos en conjunto con los de grados altos, de forma tal que se garanticen la homogenización en los patios. El segundo es la factibilidad operativa, el cual hace alusión al aspecto de ubicación y dimensión de los bloques, así mismo que los equipos cuenten con los espacios que deben estar en concordancia para el trabajo seguro de las operaciones mineras. Y el último, es la relación de remoción que se mantenga en el límite permisible mensual.

Se mantiene la clasificación de los bloques, pero se le incorpora la clasificación según el grado en los que se encuentre divididos los bloques de extracción propuesta por el plan operativo, dado que se busca comparar el orden jerárquico de este plan con el plan de control de calidad. Al efectuar la secuencia de producción del plan operativo y comparar los resultados, se observó que existen diferencias desde la semana 1, siendo el bloque 1,51 el común para la semana 1 en ambos escenarios de planificación conjunta. La planificación para el control de calidad supera la cantidad de mineral para el mes (planificado) y el total de material a remover, según la propuesta operativa de corto plazo. Esto puede convertirse en un problema a resolver en la práctica. Para el este primer mes se propone planificar de este modo, debido a que es prioridad de CC la creación de los *stocks* pilas.

La extracción de los bloques del plan de control de tenor se efectuó para la semana 1, donde se observó la ubicación de los mismos en su respectiva fosa, panel y cota, además del sitio-destino de cada uno de estos bloques. El resultado final se compara con las metas de producción del plan operativo. Se obtuvo que, en promedio diario el plan de control de calidad supera la cantidad de mineral a extraer en un 254 %, la cantidad de estéril se mantiene por debajo llegando a un 60,8 %; y el total de la semana supera con una diferencia de 3,5 % a la planificación operativa. La distribución de los bloques el plan de control se proyecta mantener las labores en la fosa Rosika. Se determina que existen diferencias considerable entre el plan operativo y el plan de control de calidad, en la cual se debe tomar medidas para ajusta el plan a largo plazo tomando en consideración las variaciones proyectadas por el plan de control de calidad.

Se propone un procedimiento que permite conformar los depósitos *stock* para estabilizar la calidad de la mena que alimenta al proceso de beneficio mineral. El procedimiento cuenta con la ubicación de cada categoría de mineral que se esté extrayendo, el diseño geométrico de las pilas y el método de apilamiento propuesto.

Se ha construido un instructivo donde se resalta cada una de las actividades que garantizan la eficiencia operacional y se divide en dos partes: la evaluación desde los frentes hasta los patios intermedios y la evaluación desde los patios de remanejo hasta la entrada a planta para los días de la semana 1, realizando un plan diario para supervisión de los patios de almacenamiento. El plan diario en los patios de remanejo permite tener las medidas que debe considerar el encargado de planta para garantizar la homogenización.

La creación de depósitos de homogeneización permite estabilizar la mena que alimenta al proceso de beneficio, donde los bloques propuestos son incorporando a la homogenización, donde la cantidad y tenor de distintos bloques puedan ser convenientes para garantizar el tenor de alimentación de planta se mantenga entre 1,42 y 1,44 g/t.

Se concluye que es necesario una etapa de muestreo durante la ejecución de distintas actividades operativas, que se encuentre sujeta a la validación del tenor de los bloques, que ayude a en las operaciones de homogenización, tomando muestras en los detritos de los hoyos de perforación y en material cargado por las palas previa a la alimentación de la planta.

Se ha desarrollado un diagrama de flujo que contiene un conjunto de pasos que pueden seguirse, para concretar los parámetros mínimos necesarios en la estructuración de una planificación operativa que contemple las variables de control de calidad.

## RECOMENDACIONES

Se recomienda incorporar en los escenarios de planificación el análisis de los índices clave de producción (KPI), para la evaluación de las propuestas de secuencias del plan de control de calidad, de modo que permita obtener aquella que cumpla con la calidad.

Se sugiere evaluar la secuencia de extracción para el control de tenores, en un horizonte de tiempo más largo y así determinar el ajuste de la remoción que se conserve cercano a la planificación a largo plazo.

Para generar escenarios de estimación aún más precisos, se sugiere programar a detalle las actividades relativas a la perforación y voladura ya que forma parte principal de la cadena de procesos de producción.

Se debe aplicar el esquema de homogeneización propuesto como solución inmediata para estabilizar la calidad de la mena alimentada al proceso de beneficio mineral.

Para logra mejores resultados en la homogenización se propone ejecutar una pretrituration de los bloques extraídos, ya que el material apilamiento tendrá mayor distribución en toda la pila.

Se propone la aplicación esta metodología en unidades productoras similares, crear tablas de control de leyes que permitan comparar los datos estimados y los obtenidos en campo, y realizar el ajuste requeridos al plan de control. Se recomienda aplicar el diagrama de flujo para el control de calidad en proyectos mineros que posean características geológicas similares.

Se sugiere aplicar un método de clasificación recursos que permita establecer con mayor exactitud la delimitación de los bloques de producción.

Se expone una serie de herramientas para la captación de las muestras en dos etapas. Además se propone una etiqueta para cada bolsa de muestreo que permita coadyuvar en la organización de la misma.

Se recomienda diseñar un plan de control de tenor en las distintas etapas de beneficio mineral para evaluar la concentración del mineral a lo largo de todo el proceso minero, así realizar cambios que mejoren el plan de control de calidad.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alfaro, M (2002), “Introducción al Muestreo Minero”. Instituto de Ingenieros de Minas de Chile. Santiago, Chile.
- Arias, T.; Fernández, D.; Sánchez, Y. y Lasserra, A. (sin fecha). “Influencia de la lixiviación en la recuperación de oro en la Mina Oro-Barita de Santiago de Cuba”, Facultad Ingeniería Química, Universidad de Oriente, Santiago de Cuba, Cuba.
- Artigas, M. (2011), “Diseño de patrones de perforación y voladura, para normalizar la fragmentación del material resultante de la Mina Choco 10, Empresa PMG S.A. El Callao, Estado Bolívar”, Tesis de Grado, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Bustillos, M. & López, C. (1997) “Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras”, Madrid.
- Díaz, J. (2013), “Evaluación del Circuito de Doble Cicloneo en Remolienda para la Recuperación de Oro”, Informe De Suficiencia, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.
- Gutiérrez, Y. (2016), “Metodología de control de calidad de mineral en la producción de oro, aplicado en minería a tajo abierto “Yacimiento Jessica” compañía minera Aruntani-Puno, Perú”, Tesis de grado, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.
- Hernández, J. (2017), “Evaluación de la Factibilidad Técnica en la Aplicación del *Software Recmin* como Herramienta de Planificación a Largo Plazo en una Zona del Distrito Minero El Callao”, Tesis de Grado, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de Venezuela, Caracas.



- Marreros, V. (2007), “ Incremento de Extracción de Oro en el Circuito de Molienda, Gravimetría y Remolienda en Planta Marañón (Compañía Minera Poderosa S.A.)”, Informe de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minería Y Metalúrgica, Universidad Nacional de Ingeniería. Perú
- Morales, F. (2010), “Diseño de las secuencias de Explotación de la Mina Capia, Choco 4 en la Empresa Promotora Minera De Guayana, El Callao, Estado Bolívar”, Minería de Campo, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Rodríguez, Y. (2008), “Influencia de la Homogenización del Mineral en el Proceso de Reducción”, Tesis de grado, Facultad de Metalurgia Electromecánica, Instituto Superior Minero – Metalúrgico Dr. Antonio Núñez Jiménez, República de Cuba.
- RUSORO MINING LTD, (2009), “Informe Técnico Sobre la Evaluación Preliminar de la Expansión de Producción en el estado Bolívar, Choco 10, Venezuela”, Toronto Ontario, Canadá. Disponible en línea: [http://www.rusoro.com/s/Choco10\\_expl.asp](http://www.rusoro.com/s/Choco10_expl.asp) (Consultado el 27/9/2019).
- Statzewitch, J. (2017), “Propuesta de planificación a largo plazo para la mina Choco 10, en el bloque Guasipati – El Callao, Municipio El Callao, estado Bolívar, periodo 2017-202”, Tesis de Grado, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Plá, F.; Moyano, I.; Herrera, J. y Plá F. (2001). “Curso de evaluación y planificación minera”, Cátedra de Laboreo de Minas, Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, Universidad Politécnica de Madrid, España.
- Vargas, M. (2011), “Modelo de planificación minera de corto y mediano plazo incorporando restricciones operacionales y de mezcla”, Tesis de Maestría, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile, Santiago de Chile.

Vázquez, R. (2009), “Creación de depósitos de homogenización para estabilizar la calidad del flujo mineral en la mina Pedro Sotto Alba”, Tesis de grado, Facultad de Geología y Minería, Instituto Superior Minero Metalúrgico Dr. Antonio Núñez Jiménez, Cuba.

Zerpa, Z. (2018), “Propuesta heurística de planificación operativa a corto y mediano plazo para una mina de oro en El Callao, estado Bolívar”, Tesis de Grado, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de Venezuela, Caracas.