El futuro es de todos

Minenergía



GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO **DE ORO SIN EL USO DE MERCURIO**

SANTA ROSA DEL SUR (BOLÍVAR)

SERVICIO GEOLÓGICO COLOMBIANO

GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO DE ORO SIN EL USO DE MERCURIO

SANTA ROSA DEL SUR (BOLÍVAR)

GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO DE ORO SIN EL USO DE MERCURIO. SANTA ROSA DEL SUR (BOLÍVAR)

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA
SERVICIO GEOLÓGICO COLOMBIANO

AUTORES SERVICIO GEOLÓGICO COLOMBIANO

Directora Técnica de Laboratorios SGC (E)
Gloria Prieto Rincón. Química, PhD en Geoquímica

Supervisor del Convenio Interadministrativo 319 de 2018 y Coordinador del Grupo de Trabajo Cali SGC
Jorge Iván Londoño Escobar. Ingeniero químico, MSc. en Ciencias Químicas

Apoyo a la supervisión del COnvenio por parte del Ministerio de Minas y Energía
Fernanda Polania Escobar

GRUPO DE GEOLOGÍA
Jaime Mojica Buitrago. Geólogo, experto en petrografía (Responsable del grupo)
William Andrés Pulido. Geólogo, MSc en Ciencias en Geología de Minas con Honores
Óscar David Cardona Sánchez. Geólogo
Paulo Duarte Hernández. Geólogo
Alejandro Cándelo Ríos. Pasante de Geología
Julián Vélez Correa. Pasante de Geología

GRUPO DE MINERÍA
Fhilly Mabel Abueta. Ingeniera de Minas, MSc. en Ingeniería Sanitaria y Ambiental

GRUPO DE METALURGÍA
Harold Iván Concha. Ingeniero químico, especialista en Metalurgia aplicada en Minería (Responsable del grupo)
Diana Sofía Muñoz. Ingeniera Química
Gabriel Kamilo Pantoja. Ingeniero Químico, MSc. en ciencias, en ingeniería metalúrgica y de Materiales, DSc. en Ciencias en Ingeniería Metalúrgica y de Materiales
Fabián Andrés Ramírez Pita. Ingeniero Metalúrgico
Silvia Natalia Fuentes Torres. Ingeniera Metalúrgica
David Parra Peña. Pasante Ingeniería Química

GRUPO DE QUÍMICA
Verónica Ruiz Solano. Química, MSc. en Ingeniería Sanitaria y Ambiental (Responsable del grupo)
Viviana Fernanda Pérez. Química, (Responsable de gestión de calidad)
Annie Alexandra Arango. Tecnóloga Química
Daniel Castañeda Pinzón. Tecnólogo Químico
Giovanni Andrés Alarcón. Asistencial Operativo
Andrés Castrillón Asistencial Operativo
Liseth Irene Franco. Ingeniera Sanitaria y Ambiental
Oscar Fernando González. Químico, MSc en Ciencias Química

ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA
Yury Marentes Laverde. Economista

DISEÑO Y DIAGRAMACIÓN
Juan Sebastián Garzón. Diseñador Industrial

IMPRESIÓN
Imprenta Nacional de Colombia
Primera edición. Bogotá, Colombia, 2019

ISBN digital: 978-958-52469-0-4
ISBN impreso: 978-958-52317-9-5

Comité Editorial SGC: ceditorial@sgc.gov.co

Presidente
Teresa Duque

Integrantes
Virgilio Amaris
Viviana Dionicio
Julián Escallón
Armando Espinosa
Guillermo Parrado

Grupo Técnico de la Universidad Nacional de Colombia, Departamento de Geociencias

Profesor Juan Carlos Molano Mendoza
Geólogo. MSc. en Geología Económica.

Ariel Oswaldo Cadena Sánchez
Químico. MSc. Ciencias Químicas, PhD en Ciencias Químicas.

Bibiana Paola Rodríguez Ramos
Geóloga. Msc. en Geología

Nathalia Marcela Guerrero Higuera
Geóloga

Martha Patricia Valenzuela
Geóloga

Jorge Enrique Ruiz Urueña. Geólogo. Msc. en Ciencias de la Tierra.
Andrea Milena Mayor Amador. Geóloga
Lorena Esperanza Marroquín Molina. Geóloga
Sergio Esteban Montes Miranda. Geólogo
Angie Catherin Cardona Alarcón. Geóloga
Yael Natalia Méndez Chaparro. Estudiante auxiliar
Valentina Bocanegra Olivera. Estudiante auxiliar
Lorena Valderrama Castillo. Estudiante auxiliar
Orlando Alcides Ardila Traslavina. Estudiante auxiliar
Dubán Esteban Gómez Gómez. Estudiante auxiliar
Julián David Medina Arboleda. Estudiante auxiliar
María Camila López. Estudiante auxiliar

Grupo Técnico de la Facultad de Geología de la Universidad de Caldas, Proyecto Geometalúrgico

Sergio José Castro
Ingeniero de Minas y Metalurgia. Esp. en Técnicas Mineras. MSc. Ingeniería de materiales y Procesos

Luz Mary Toro Toro
Ingeniera Geóloga. Esp. en Sensores Remotos Aplicados Geología. MSc. en Ciencias - Geología. MSc. Educación

Elvira Cristina Ruiz Jiménez
Geóloga. MSc. en Ciencias de la Tierra

Mauricio Alvarán Echeverri
MSc. en Ciencias - Geología. Especialista en Sismología. Especialista en Docencia Universitaria

Diego Germán Loaiza García
Geólogo. Candidato a Magíster Énfasis Yacimientos Minerales

Distrito Minero de Santa Rosa del Sur (Bolívar).

GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO DE ORO SIN EL USO DE MERCURIO. SANTA ROSA DEL SUR (BOLÍVAR)

Este documento se ha elaborado en el marco del Convenio Interadministrativo GGC n.° 319 de 2018, celebrado entre el Ministerio de Minas y Energía y el Servicio Geológico Colombiano, y su propósito es la elaboración de una guía metodológica basada en la caracterización mineralógica, química, metalúrgica y ambiental de la zona minera de Santa Rosa del Sur (Bolívar), aplicada al mejoramiento productivo de la extracción del oro sin el uso de mercurio en el proceso de beneficio llevado a cabo por la pequeña minería de Colombia.

Ministerio de Minas y Energía
Viceministerio de Minas
Dirección de Formalización Minera

Servicio Geológico Colombiano
Dirección de Laboratorios, Grupo de Trabajo Cali

Fotografía de portada: La imagen de portada muestra al grupo técnico del Servicio Geológico Colombiano camino a la entable de la planta la Primavera en el municipio de Santa Rosa del Sur (Bolívar). Fotografía tomada por Gabriel Pantoja, Servicio Geológico Colombiano.

© Servicio Geológico Colombiano

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA

MARÍA FERNANDA SUÁREZ LONDOÑO
Ministra de Minas

CAROLINA ROJAS HAYES
Viceministra de Minas

PABLO CÁRDENAS REY
Secretario general

JHON LEONARDO OLIVARES RIVERA
Director de Formalización Minera (E)

LAURA VICTORIA BECHARA ARCINIEGAS
Oficina Asesora Jurídica

SANDRA MILENA SÁNCHEZ ZULUAGA
Supervisora del convenio

CAMILO ENRIQUE ÁLVAREZ
Grupo de Gestión Contractual

Punto de atención presencial: calle 43 n.° 57-31, CAN, Bogotá D. C., Colombia
PBX: (57) +1 2200300 / Línea gratuita nacional: 01 8000 910 180
Código postal: 111321

SERVICIO GEOLÓGICO COLOMBIANO

OSCAR PAREDES ZAPATA
Director general

GLORIA PRIETO RINCÓN
Directora técnica de laboratorios (E)

DALIA INÉS OLARTE MARTÍNEZ
Secretario general

RUBIELA GONZÁLEZ GONZÁLEZ
Grupo de Trabajo Contratos y Convenios

JORGE IVÁN LONDOÑO ESCOBAR
Supervisor del convenio

OLGA PATRICIA ROCHA SÁNCHEZ
Grupo de Trabajo Planeación

Punto de atención presencial: diagonal 53 n.° 34-53, Bogotá D. C., Colombia
PBX: (57) +1 2200200-220 0100-222 1811-222 07 97 / Línea gratuita nacional: (571) 01-8000 110842
Código postal 110842

PRESENTACIÓN

La presente *GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO DEL ORO SIN EL USO DEL MERCURIO. SANTA ROSA DEL SUR (BOLÍVAR)* se traduce en un aporte significativo del Servicio Geológico Colombiano a la minería en Colombia, atendiendo un claro compromiso del Ministerio de Minas y Energía por la preservación de la salud humana y la mitigación de los impactos ambientales generados por el desarrollo de actividades mineras, en especial aquellas que no cumplen plenamente con las normas y mandatos, nacionales e internacionales, orientadas hacia la eliminación del uso del mercurio en la actividad industrial minera.

Ésta guía metodológica y la generación de conocimiento geocientífico, en general, que realiza el Servicio Geológico Colombiano es consonante con lo preceptuado en las bases para la consolidación de una política de Estado en ciencia, tecnología e innovación *(artículo 3º. Ley 1286 de 2009 por la cual se modifica la Ley 29 de 1990, se transforma a COLCIENCIAS en Departamento Administrativo, se fortalece el Sistema Nacional de Ciencia, Tecnología e Innovación en Colombia y se dictan otras disposiciones.), entre las que se destacan Incorporar la investigación científica, el desarrollo tecnológico y la innovación a los procesos productivos, para incrementar la productividad y la competitividad que requiere el aparato productivo nacional; Integrar esfuerzos de los diversos sectores y actores para impulsar áreas de conocimiento estratégicas para el desarrollo del país; promover el desarrollo de estrategias regionales para el impulso de la Ciencia, la Tecnología y la Innovación, aprovechando las potencialidades en materia de recursos naturales.*

El Ministerio de Minas y Energía, mediante la adopción de la "Política Minera Nacional", estableció claramente que "*... El objetivo fundamental es que la actividad minera en todas sus escalas, se desarrolle de forma ordenada, incluyente, competitiva y responsable*", ante lo cual el Servicio Geológico Colombiano, dentro de los ámbitos de su competencia como Entidad perteneciente al Sistema Nacional de Competitividad, Ciencia, Tecnología e Innovación, genera nuevo conocimiento geocientífico, aportando en la solución de la necesidad que tiene el país de fomentar alternativas tecnológicas de producción más limpia para los procesos de beneficio de oro que conduzcan a la eliminación del uso del mercurio.

A lo largo de ésta guía metodológica, el lector podrá encontrar una descripción integral de los resultados del estudio, para lo cual, se incluyen capítulos como el Marco de Referencia, donde se indica la situación actual de la zona minera de Santa Rosa del Sur, los objetivos y el alcance de la guía; Metodología de Trabajo; Aspectos Geológicos, Minero, Metalúrgicos, Químico y Ambientales; Ruta Metalúrgica Propuesta; Estudio Económico y Financiero.

Vale la pena resaltar, que la guía metodológica no se centró solamente en definir elementos puramente tecnológicos, sino que se consideró relevante y necesario realizar un análisis económico y financiero riguroso y real, con fin de establecer la conveniencia de emprender exitosamente un proyecto minero y efectuar una asignación eficiente de recursos. En este capítulo se incluyen los fundamentos metodológicos, mínimamente necesarios, para que el minero pueda realizar un ejercicio de planeación y evaluación financiera de la operación futura de su planta de beneficio, utilizando la ruta metalúrgica propuesta en esta guía.

Oscar Paredes Zapata
Director General
Servicio Geológico Colombiano

AGRADECIMIENTOS

El Ministerio de Minas y Energía, y el Servicio Geológico Colombiano agradecen a todas las personas que realizaron aportes al desarrollo de la presente guía metodológica, quienes se mencionan en los listados de participantes, así como a los integrantes del equipo de trabajo y a la Universidad Nacional de Colombia.

Asimismo, agradecen a los mineros de la zona de Santa Rosa del Sur (Bolívar) por abrir sus puertas y recibir a las instituciones para permitir la investigación, el reconocimiento y el muestreo en las diferentes minas y plantas de beneficio.

CONTENIDO

INTRODUCCIÓN

1. MARCO DE REFERENCIA
1.1. Descripción de la situación actual 18
1.2. Descripción de la necesidad 20
1.3. Objetivos 23
1.4. Alcance 23

2. METODOLOGÍA DE TRABAJO
2.1. Revisión bibliográfica 26
2.2. Muestreo 26
2.3. Análisis e interpretación 26
2.4. Pruebas 27
2.5. Propuesta ruta metalúrgica 27

3. CARACTERÍSTICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO
3.1. Municipio de Santa Rosa Del Sur (Bolívar) 30
3.2. Localización de la zona de estudio 31
3.3. Vías de acceso 32
3.4. Ubicación de las minas y plantas de beneficio 33

4. ASPECTOS GEOLÓGICOS
4.1. Fundamentos teóricos: geología y yacimientos minerales 36
4.1.1. Generalidades de yacimientos auríferos 37
4.1.2. Identificación de minerales en el frente de mina 42
4.1.3. Sulfuros asociados a la mena 43
4.2 Geología del distrito minero de Santa Rosa Del Sur (Bolívar) 45
4.2.1. Geología regional 45
4.2.2. Geología local 46
4.2.2.1. Neis de san Lucas 46
4.2.2.2. Formación Noreán 46
4.2.2.3. Batolito de Norosí 46
4.2.3. Geología estructural 47
4.2.4. Alteración hidrotermal. 48
4.2.5. Metalogénesis y mineralización aurífera 50
4.2.6. Análisis microtermométricos 55
4.2.7. Secuencia paragenética 57
4.2.8. Ocurrencia de oro en veta 58
4.2.9. Calidad del oro (EPMA) 60
4.2.10. Modelo metalogénico 62
4.2.11. Unidades geometalúrgicas (UGMs) 62
4.3. Análisis petrográficos de material de proceso metalúrgico 63
4.3.1. Liberación de minerales metálicos 63
4.3.1.1. Liberación binaria de minerales de interés en la mina Reina de Oro 63
4.3.1.2. Liberación binaria de minerales de interés en la mina El Caporal 66
4.3.2. Liberación de oro 68
4.3.2.1. Liberación de Oro de la mina Reina de Oro 68
4.3.2.2. Liberación de Oro de la mina El Caporal 69
4.3.2.3. Liberación de Oro de la mina Monyort 70
4.3.2.4. Liberación de Oro de la mina Caribona 71
4.3.2.5. Liberación de oro en la mina Inasur 72
4.4. Consideraciones en geología y mineralogía para el beneficio 74

5. ASPECTOS MINEROS
5.1. Fundamentos técnico-mineros 78
5.1.1. Etapas de un proyecto minero 78
5.1.1.1. Métodos de explotación 79
5.1.2. Métodos de arranque 86
5.1.3. Tipos de sostenimiento 86
5.1.4. Tipos de ventilación 89
5.1.5. Carga y transporte de mineral 90
5.2. Estudio minero de la zona minera 91
5.2.1 Metodología de trabajo 91
5.2.2. Características de explotaciones mineras 93
visitadas en Santa Rosa del Sur 93
5.2.2.1. Mina Artesanal (MAPE) Puntilla 93
5.2.2.2. Mina La Mano de Abraham 94
5.2.2.3. Mina HBG 95
5.2.2.4. Mina Coopcaribona 96
5.3. Análisis minero 96
5.3.1. Método de explotación 97
5.3.2. Dilución 104
5.3.3. Sostenimiento 109
5.3.4. Ventilación 113
5.3.4. Uso de elementos de protección personal 114
5.3.5. Aspectos minero-ambientales 114
5.4. Conclusiones en aspectos mineros 116

6. ASPECTOS METALÚRGICOS
6.1. Fundamentos técnicos del proceso de beneficio metalúrgico 120
6.1.1. Beneficio de minerales en planta 120
6.1.2. Proceso de conminución (trituración y molienda) 121
6.1.2.1. Trituración primaria (gruesa) 121
6.1.2.2. Trituración secundaria (fina) 122
6.1.2.3. Molienda 124
6.1.3. Clasificación granulométrica 127
6.1.4. Clasificación hidráulica 127
6.1.5. Concentración de minerales auríferos por gravimetría 129
6.1.5.1. Concentración gravitacional o gravimétrica 130
6.1.6. Concentración de minerales auríferos por flotación 134
6.1.7. Cianuración 135
6.1.8. Fundición 138
6.1.9. Tratamiento de residuos sólidos en aguas 139
6.2. Proceso de beneficio actual 140
6.2.1 Planta de beneficio de la mina Caporal 140
6.2.2. Planta de beneficio de la mina Reina de Oro 141
6.3. Pruebas metalúrgicas de laboratorio 143
6.3.1. Propiedades físicas de los minerales de estudio Peso específico, índice de Hardgrove
en índice de trabajo de Bond (WI) 143
6.3.2. Planta Reina de Oro 144
6.3.3. Planta El Caporal 147
6.4. Tenores de oro en las plantas visitadas 149
6.5. Consideraciones mineralógicas determinantes en las operaciones y procesos metalúrgicos 151

7. ASPECTOS QUÍMICOS Y AMBIENTALES
7.1. Contribución química a la caracterización y el control de procesos metalúrgicos y ambientales 154
7.2. Fundamentos teóricos: métodos y aplicaciones químicas y ambientales 155
7.2.1. Contaminación por mercurio 155
7.2.2. Dinamica del cianuro en un relave de residuo minero 157
7.2.3. Caracterización química y ambiental 159
7.2.3.1. Aplicación de la espectrometría de fluorescencia de rayos X 160

7.2.3.2. Aplicación de la espectrofotometría de absorción atómica 160
7.2.3.3. Aplicación de la técnica de espectrofotometría de ultravioleta visible 161
7.2.3.4. Aplicación de la potenciometría de ion cianuro 161
7.2.3.5. Tratamientos de descomposición de cianuro 162
7.2.3.6. Ensayo en laboratorio de la descomposición de cianuro libre y complejo a formas estables 163
7.2.3.7. Pruebas ambientales para relaves 164
7.3 Puntos de muestreo visitados y muestras puntuales analizadas 165
7.4. Análisis químicos y ambientales 167
7.4.1. Determinación de pH 167
7.4.2. Análisis elemental de materiales de cabeza mediante fluorescencia de rayos X 170
7.4.3. Caracterización de sedimentos activos 173
7.4.3.1. Análisis de fluorescencia de rayos x en sedimentos activos 173
7.4.3.2. Determinación de mercurio en sedimentos activos mediante espectrofotometría de absorción atómica 175
7.4.4. Caracterización de relaves 176
7.4.4.1. Análisis de relaves mediante fluorescencia de rayos X 176
7.4.4.2. Determinación de metales por espectrofotometría de absorción atómica en relaves 179
7.4.4.3. Procedimiento de lixiviación característica de toxicidad (TCLP) 181
7.4.4.4. Balance de ácido base (test ABA) para predecir el DAM 183
7.4.5. Caracterización de vertimientos 185
7.5. Conclusiones Químicas y ambientales 190
7.6. Recomendaciones 192

8. RUTA METALÚRGICA PROPUESTA PARA LA ZONA MINERA
8.1. Proceso de beneficio sugerido 194
8.2. Balances de materia de los procesos sugeridos 196
8.3. Montaje de la planta de beneficio sugerida 198
8.4. Diagrama de flujo correspondiente a la planta de beneficio sugerida 200
8.5. Consideraciones sobre las plantas de beneficio en la zona estudiada 203
8.6. Conclusiones sobre los materiales que alimentan las plantas de beneficio de la zona estudiada y el método metalúrgico 203
8.6.1. Consideraciones sobre la reducción de tamaño 204
8.6.2. Consideraciones sobre la concentración gravimétrica 204
8.6.3. Consideraciones sobre la concentración por flotación 204
8.6.4. Consideraciones sobre la cianuración 205
8.7. Conclusiones sobre la sustitución de la amalgamación 205
8.8. Recomedaciones sobre metalurgia 205

9. ESTUDIO ECONÓMICO Y FINANCIERO
9.1. Fundamentos teóricos para la evaluación financiera del proyecto 208
9.1.1. Generalidades sobre los proyectos de inversión 208
9.1.1.1. Definición 208
9.1.1.2. Clasificación 208
9.1.1.3. El ciclo de los proyectos 208
9.1.2. Estudio y evaluación financiera de proyectos de inversión 210
9.1 2.1. Propósito del estudio financiero 210
9.1.2.2. Etapas del estudio financiero 210
9.1.2.3. Propósito de la evaluación financiera 211
9.1.2.4. Etapas de la evaluación financiera 211
9.2. Metodología para el estudio y evaluación financiera del proyecto en la zona minera de Santa Rosa del Sur – ruta metalúrgica 1 213
9.2.1. Estudio financiero 213
9.2.1.1. Identificación y valoración de la inversión inicial 214
9.2.1.2. Identificación y valoración de costos de la fase de extracción 216
9.2.1.3. Identificación y valoración de costos de la fase de beneficio 220
9.2.1.4. Identificación y valoración de ingresos de operación 224
9.2.2. Evaluación financiera 225
9.2.2.1. Construcción del flujo de caja del proyecto 225
9.2.2.2. Aplicación de métodos para evaluar proyectos 227
9.3. Estudio y evaluación financiera del proyecto de la zona minera de Santa Rosa del Sur – ruta metalúrgica 1 228
9.3.1. Resultados e interpretación de indicadores de evaluación financiera del proyecto de la zona minera de Santa Rosa del Sur – ruta metalúrgica 1 231
9.4. Estudio financiero de la operación actual vs. la operación futura – ruta metalúrgica 1 231
9.4.1. Resultados de la operación actual del beneficio de oro en la zona minera de Santa Rosa del Sur – ruta metalúrgica 1 232
9.4.2. Resumen de indicadores de operación actual vs. operación futura – ruta metalúrgica 1 234
9.4.3. Análisis de resultados de indicadores de operación actual vs. operación futura de la zona minera de Santa Rosa del Sur – ruta metalúrgica 1 234
9.5. Consideraciones sobre la operación actual de beneficio de oro en la zona minera de Santa Rosa del Sur 236
9.6. Consideraciones sobre la operación futura de beneficio de oro en la zona minera de Santa Rosa del Sur, ruta metalúrgica 1 237
9.7. Metodología para el estudio y evaluación financiera del proyecto en la zona minera de Santa Rosa del Sur, ruta metalúrgica 2 239
9.7.1. Estudio financiero 239
9.7.1.1. Identificación y valoración de la inversión inicial 239
9.7.1.2. Identificación y valoración de costos de la fase de extracción 241
9.7.1.3. Identificación y valoración de costos de la fase de beneficio 245
9.7.1.4. Identificación y valoración de ingresos de operación 250
9.7.2. Evaluación financiera 251
9.7.2.1. Construcción del flujo de caja del proyecto 251
9.2.2.2. Aplicación de métodos para evaluar proyectos 253
9.8. Estudio y evaluación financiera del proyecto de la zona minera de Santa Rosa del Sur – ruta metalúrgica 2 254
9.8.1. Resultados e interpretación de indicadores de evaluación financiera del proyecto de la zona minera de Santa Rosa Del Sur – ruta metalúrgica 2 256
9.9. estudio financiero de la operación actual vs. la operación futura – ruta metalúrgica 2 257
9.9.1. Resultados de la operación actual del beneficio de oro en la zona minera de Santa Rosa Del Sur – ruta metalúrgica 2 257
9.9.2. Resumen de indicadores de operación actual vs. operación futura – ruta metalúrgica 2 259
9.9.3. Análisis de resultados de indicadores de operación actual vs. operación futura de la zona minera de Santa Rosa Del Sur – ruta metalúrgica 2 260
9.10. Consideraciones sobre la operación actual de beneficio de oro en la zona minera de Santa Rosa Del Sur 261
9.11. Consideraciones sobre la operación futura de beneficio de oro en la zona minera de Santa Rosa Del Sur, ruta metalúrgica 2 262

10. GLOSARIO

11. REFERENCIAS

INTRODUCCIÓN

Mediante la Resolución n.º 40391 del 20 de abril de 2016, el Ministerio de Minas y Energía adoptó la Política Minera Nacional, en la que se establece que "El objetivo fundamental es que la actividad minera, en todas sus escalas, se desarrolle de forma ordenada, incluyente, competitiva y responsable". Esta política destaca, entre otros, los siguientes aspectos:

- Los problemas que enfrenta el país en torno a la minería de pequeña y mediana escala son numerosos y disímiles.
- Se requiere generar herramientas y estrategias de apoyo a los mineros para que con ayuda del Estado formalicen su actividad y mejoren sus condiciones de vida.
- Existen altos niveles de ilegalidad e informalidad en la actividad minera.
- Es necesario procurar articulación de los diferentes estamentos del Estado con miras a eliminar el uso de mercurio en la actividad minera.

Para abordar la situación descrita, la Política Minera Nacional establece, para la pequeña minería, entre otras, las siguientes líneas estratégicas:

- Apoyo para la regularización de la actividad minera.
- Asistencia técnica.
- Mejores prácticas para el fomento de la pequeña minería.
- Diálogo y coordinación con gobiernos territoriales.
- Mecanismos de participación y diálogo para lograr condiciones de mutua confianza entre los actores involucrados en la cadena de valor de la minería.
- Apoyo para mejorar las condiciones de vida.

En este contexto, el Servicio Geológico Colombiano (SGC), perteneciente al Sistema Nacional de Competitividad, Ciencia, Tecnología e Innovación (SNCCTI), adscrito al Ministerio de Minas y Energía, tiene por objeto, entre otras actividades, según el artículo 3.º del Decreto 4131 de 2011, realizar la investigación científica básica y aplicada del potencial de recursos del subsuelo. Adicionalmente, ha asumido una serie de funciones enfocadas en el desarrollo de diversas actividades, entre las que se encuentran "generar e integrar conocimientos y levantar, compilar, validar, almacenar y suministrar, en forma automatizada y estandarizada, información sobre geología y recursos del subsuelo" e "integrar y analizar la información geocientífica del subsuelo".

El Servicio Geológico Colombiano debe procurar el cumplimiento de sus objetivos y contribuir al desarrollo de las actividades contempladas en la Ley 1286 de 2009. Entre dichos objetivos cabe destacar la generación y el uso del conocimiento mediante el desarrollo científico, tecnológico y la innovación, como actividades esenciales para dotar de valor agregado a nuestros recursos, crear nuevas empresas basadas en investigación, desarrollo tecnológico e innovación, alcanzar mayores y sostenidas tasas de crecimiento económico, acumulación y distribución de riqueza, con el objeto de mejorar los niveles de calidad de vida de los ciudadanos.

En este mismo sentido, le corresponde a la Dirección de Laboratorios del Servicio Geológico Colombiano, en el marco del Decreto 2703 de 2013, "Por medio del cual se estable la estructura interna del SGC y se determinan las funciones de sus dependencias", dirigir y realizar, entre otras, investigaciones asociadas con la caracterización, el procesamiento y la utilización de materiales geológicos.

Entre las funciones del Grupo de Trabajo de Caracterización y Procesamiento de Minerales y Carbones, según la Resolución 128 del 8 de marzo del 2017, se encuentran las siguientes:

- Desarrollar proyectos para la caracterización, el procesamiento y aprovechamiento de materiales geológicos (carbones y minerales), con énfasis en la promoción minero-ambiental.
- Realizar asesoría técnica en la caracterización, el procesamiento y aprovechamiento de carbones y minerales en la pequeña y mediana minería.

En el capítulo 7, numeral 7.2 del Plan Estratégico del Conocimiento Geológico del Territorio Colombiano (2014-2023), definido por el Servicio Geológico Colombiano, se establece, para la Dirección de Laboratorios, la tarea de realizar investigaciones especiales, tales como la de beneficio de minerales y transformación de carbones, por lo que el Laboratorio se concentra en la generación de estudios y el desarrollo de esquemas técnico-científicos, ambientalmente sostenibles, para el beneficio de minerales, como parte de la cadena de valor de la minería.

La óptica mediante la cual trabaja la Dirección de Laboratorios del Servicio Geológico Colombiano para la sustitución del mercurio se define experimentalmente en la evaluación de las condiciones de las operaciones y los procesos metalúrgicos que correspondan, según las características mineralógicas de los depósitos.

En este contexto, entre el Servicio Geológico Colombiano y el Ministerio de Minas y Energía se suscribió el Convenio Interadministrativo GGC n.º 319 de 2018, que tiene por objeto "Aunar esfuerzos técnicos, administrativos y financieros para identificar y analizar las características de los yacimientos y los procesos de beneficio asociados a esos yacimientos en cinco (5) distritos mineros, correspondientes a los departamentos de Cauca, Bolívar, Córdoba, y Antioquia, con el objetivo de realizar documentos técnicos que permitan orientar a la población minera frente a las operaciones de recuperación del mineral aurífero sin el uso del mercurio, en el marco de la Ley 1658 de 2013".

"Entre el Servicio Geológico Colombiano y el Ministerio de Minas y Energía se suscribió el Convenio Interadministrativo GGC n.º 319 de 2018, que tiene por objeto "Aunar esfuerzos técnicos, administrativos y financieros para identificar y analizar las características de los yacimientos y los procesos de beneficio asociados a esos yacimientos en cinco (5) distritos mineros, correspondientes a los departamentos de Cauca, Bolívar, Córdoba, y Antioquia, con el objetivo de realizar documentos técnicos que permitan orientar a la población minera frente a las operaciones de recuperación del mineral aurífero sin el uso del mercurio"

Para el desarrollo del proyecto se ha contado con la participación de la Universidad Nacional de Colombia, sede Bogotá, mediante la suscripción del Convenio Especial de Cooperación 19 de 2018, y de manera específica, con la participación del departamento de Geociencias y el Grupo de Investigación, Caracterización Tecnológica de Minerales, reconocido por Colciencias y dirigido por el profesor Juan Carlos Molano, para la evaluación mineralógica, metalúrgica y ambiental de depósitos minerales en el país. Mediante el desarrollo de las actividades técnico-científicas previstas en el citado convenio se han logrado obtener resultados básicos para la comprensión de la metalogénesis de los depósitos minerales del área de estudio, con actividades fundamentales, como el muestreo en campo, preparación de muestras, análisis instrumentales e interpretación de resultados. Cabe destacar los resultados obtenidos mediante la implementación de técnicas tales como la espectrometría de infrarrojo, espectrometría Raman, microsonda electrónica y microtermometría para el conocimiento de las inclusiones fluidas, que permiten dilucidar la paragénesis del depósito. También se suscribió el Convenio Especial de Cooperación n.º 25 de 2018, con la Universidad de Caldas, con el propósito de contar con información petrográfica requerida para el cumplimiento de los objetivos del proyecto.

La presente guía se realiza con el fin de establecer las características mineralógicas de la zona minera de Santa Rosa del Sur (Bolívar), con miras a deducir y comprobar los procesos y operaciones geometalúrgicos, para aprovechar de manera óptima el recurso aurífero sin usar mercurio, como un aporte fundamental a las buenas prácticas en minería que ayudarán a contar con un sector organizado, legítimo, incluyente y competitivo.

1. MARCO DE REFERENCIA

Aeropuerto de Bucaramanga (Santander), desde donde partió el equipo técnico del SGC rumbo a Santa Rosa del Sur (Bolívar). Fotografía tomada por Jaime Mojica, Servicio Geológico Colombiano

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA SITUACIÓN ACTUAL



Fotografía 1.1. Cocos utilizados para amalgamación. Fuente: autores.

La minería de oro en el departamento de Bolívar se concentra la zona sur con punto de comercio Santa Rosa del Sur y Simití. En el sur de Bolívar hay gran cantidad de títulos mineros otorgados, así como alta presencia de explotación sin titulación minera.

En Bolívar, la producción de oro y plata proviene principalmente del sur del departamento, de los municipios de Simití, Santa Rosa del Sur, Morales, Tiquisio, Norosí y Montecristo; la sal proviene del municipio de Santa Catalina de Alejandría; las calizas, de Turbaco; las arcillas, de Arroyohondo, Turbaná, Cartagena y San Juan Nepomuceno, y los de materiales de construcción, de Cartagena, Turbaco, Talaigua Nuevo, Arroyohondo y Turbaná. Entre 2012 y el primer trimestre de 2017, la participación de Bolívar en la producción de minerales del país fue de 5,72% en oro, 2,91% en plata, 17,43% en calizas, 4,02% en sal, 7,98% en arcillas y 3,75% en materiales de construcción. El departamento de Bolívar cuenta con 380 títulos mineros vigentes, que representan un área de 308.356,9086 ha, correspondiente al 11,55% de superposición en el departamento (actualizado con el catastro minero colombiano, 23 de mayo de 2017). Por etapas, hay 67 títulos en exploración, 94 en construcción y montaje y 219 en explotación. En el departamento de Bolívar se encuentran cuatro áreas de reserva especial minera declaradas y dos áreas en solicitud de trámite (ANM, 2017).

En el marco del proyecto de guías metodológicas se visitaron los siguientes municipios de la zona minera del sur de Bolívar: Santa Rosa del Sur, El Arenal, Morales y Montecristo, y se tuvo como punto central de trabajo el municipio de Santa Rosa del Sur.

El municipio de Santa Rosa del Sur fue fundado en 1940 por colonos de los departamentos de Santander y Boyacá. Su economía está soportada, igual que en casi todo el país, en el denominado sector primario, con la minería como actividad fundamental, seguida de la explotación agropecuaria, y en el área urbana con presencia de una dinámica comercial, la artesanía, la joyería, los servicios, la ganadería, la extracción de recursos naturales y el turismo, entre otros. La dinámica económica local funciona con los circuitos mercantiles externos que la sostienen y potencian, como el consolidado con Santander (Bucaramanga), y de manera más débil, circuitos con ciudades como Barrancabermeja, la costa atlántica y el mismo departamento de Antioquia. Este municipio surgió como consecuencia de las dinámicas en los procesos de ocupación, de migrantes provenientes de los departamentos de Santander y Boyacá, quienes le imprimieron al territorio su propia cultura. A mediados de los años 1990 y 2000 se registró el ascenso de los cultivos de hoja de coca, el accionar de grupos al margen de la ley y el desplazamiento territorial generado por dichas actividades. En la segunda mitad de la década 2000-2010, en la región se implementaron proyectos exitosos de sustitución de cultivos ilícitos, se reactivó la minería del oro y se empezó a implementar una política local de seguridad ciudadana, lo que contribuyó a reducir la incidencia socioeconómica y cultural de los cultivos ilícitos. Por otra parte, en el municipio existe un deterioro ambiental incrementado por la tala y quema de bosques para el establecimiento de cultivos, entre ellos los ilícitos, la explotación maderera y la minería de oro subterránea, así como la explotación aluvial de oro. En el municipio de Santa Rosa del Sur, las viviendas de los mineros son construidas con materiales como madera y plástico, y están instaladas en los lugares de trabajo, que son muy vulnerables; estas zonas son afectadas por inestabilidad del terreno, y en época de invierno las zonas más vulnerables sufren deslizamientos e inundaciones, que han destruido una parte o la totalidad de las viviendas. Otras dificultades para el desarrollo minero son la informalidad minera por dificultades de los pequeños mineros para obtener la titulación, y el mal acceso de las vías, que genera dificultades para acceder a las zonas mineras, que distan de los centros poblados. (Plan de Desarrollo del municipio de Santa Rosa del Sur, Bolívar, 2016-2019).

“La pequeña minería en el sur de Bolívar se realiza desde antes de la llegada de los españoles, los indígenas guamocoes y tahamíes la combinaban con la agricultura, caza y pesca” (Cubillos, 2011 en PNUD, 2015). Actualmente la producción minera se encuentra por debajo de su potencial productivo por factores de tipo tecnológico. En el registro aportado por la Alcaldía de Santa Rosa (2012) se contaba con 59 títulos de concesión; de estos, 15 estaban en explotación, 31 en exploración y 12 en construcción y montaje. Dichas concesiones tienen un área de 57.887 hectáreas en el municipio, que tiene una extensión de 280.000 hectáreas. Entre las principales empresas que se encuentran en el territorio están Anglo Gold Ashanti S.A., San Lucas Gold Corp. y Sociedad Kedhada S.A., entre otras. Adicionalmente seis licencias fueron otorgadas en 2010 a asociaciones mineras de la región. Las concesiones mineras hasta el año 2012, que abarcan gran parte de su territorio, especialmente en la serranía de San Lucas (zona de parque nacional) y en la zona de reserva forestal La Magdalena. Sin embargo, se considera que la actividad minera abarca un área mayor en el municipio, por la cantidad de explotaciones ancestrales sin títulos mineros (PNUD, MinTrabajo, CDPMM, 2015). En el sur de Bolívar existen organizaciones de mineros artesanales, como Fedeagromisbol-ACVC y comités mineros de regulación interna, y la Asociación Agrominera de mina Caribe San Juan, localizada en la vereda Mina Caribe, corregimiento San Pedro Frío (sur de Bolívar). La Federación Agrominera del Sur de Bolívar está constituida por cuarenta asociaciones de agromineros. Actualmente cuenta con nueve títulos mineros, donde operadores y mineros artesanales desarrollan las labores.

“En el sur de Bolívar, la Agencia Nacional de Minería delimitó áreas de reserva especial para yacimientos de oro y para minería tradicional, de conformidad con el artículo 31 del Código de Minas, Ley 685 de 2001. Las áreas delimitadas para yacimientos de oro son:

- El Cangrejo: el área se localiza en jurisdicción del municipio de Montecristo, departamento de Bolívar, tiene un área de 49 hectáreas y 7.542 metros cuadrados distribuidos en una zona.
- Rancho Escondido: se localiza en jurisdicción del municipio de Arenal, y cuenta con un área de 386 hectáreas y 4.474,5 metros cuadrados distribuidos en una zona.
- El Avión: se localiza en jurisdicción de los municipios de Montecristo y Tiquisio-Puerto Rico, departamento de Bolívar, cuenta con un área de 100 hectáreas distribuidas en una zona.
- El Dorado: se localiza en jurisdicción del municipio de Río Viejo, departamento de Bolívar, con un área de 100 hectáreas distribuidas en una zona.
- Casa de Barro: el área se localiza en jurisdicción de los municipios de Río Viejo y Tiquisio, y el área es de 200 hectáreas distribuidas en una zona” (ANM, 2019).



Fotografía 1.2. Recibimiento de la comunidad minera al equipo técnico del SGC. Fuente: autores.

1.2. DESCRIPCIÓN DE LA NECESIDAD



Fotografía 1.3. Mercurio utilizado para amalgamación. Fuente: autores.

El Estado colombiano, atendiendo a un claro compromiso con la preservación de la salud humana y la mitigación de los impactos ambientales generados por el desarrollo de actividades mineras, en especial aquellas que no cumplen plenamente los estándares que rigen en la industria, ha venido adoptando un marco regulatorio cuyo propósito es cumplir con los mandatos y normas nacionales e internacionales orientados a reducir y eliminar el uso del mercurio en la actividad industrial minera.

En el contexto expuesto se expidió la Ley 1658 del 15 de julio de 2013, "Por medio de la cual se establecen disposiciones para la comercialización y el uso de mercurio en las diferentes actividades industriales del país, se fijan requisitos e incentivos para su reducción y eliminación y se dictan otras disposiciones", norma cuyo alcance y propósito es la eliminación total del mercurio en el proceso de beneficio del oro, estableciendo un plazo máximo de cinco años, es decir, hasta el año 2018. Esto se logrará mediante la implementación de tecnologías limpias para la recuperación del oro, que sean más eficientes que las actuales y que definitivamente no requieran la utilización de mercurio en el proceso de beneficio, en especial en procesos de recuperación de metales preciosos.

Como complemento a ello, y bajo el liderazgo del Ministerio de Ambiente y Desarrollo Sostenible, en diciembre de 2014 se lanzó el Plan Único Nacional de Mercurio, que busca eliminar gradual y definitivamente el uso de mercurio en el sector minero e industrial de Colombia. Dicho plan fue adoptado y acordado entre los siguientes ministerios: Ambiente y Desarrollo Sostenible; Minas y Energía; Salud y Protección Social; Trabajo; Comercio, Industria y Turismo; Relaciones Exteriores; Agricultura y Desarrollo Rural; Transporte, y dos instituciones del sector de minas y energía: la Agencia Nacional Minera y la Unidad de Planeación Minero Energética.

El Plan Único Nacional de Mercurio se convierte en la ruta que debe seguir el Gobierno nacional para eliminar el uso del mercurio, e implica actividades de inspección, control, vigilancia y gestión de información, y se requiere que la industria minera que opera en todo el territorio nacional conozca dicha política. Se trata de un esfuerzo conjunto entre los distintos niveles de gobierno: el sector minero, el industrial, comercial, ambiental, el sector de la salud, del trabajo y la sociedad civil en general, para cumplir con los compromisos nacionales e internacionales que han sido establecidos en este sentido. Este plan establece lineamientos claros para reducir y eliminar progresivamente el uso del mercurio en las actividades de minería en todo el territorio nacional, con plazo a julio de 2018, y en todos los procesos industriales y productivos con plazo a julio de 2023.

El Ministerio de Minas y Energía y sus entidades adscritas y vinculadas, entre ellas, el Servicio Geológico Colombiano, trabajaron de manera coordinada en el diseño y concertación del "Plan estratégico sectorial para la eliminación del uso del mercurio de la actividad minera", que se desarrolla con objetivos específicos que contribuyen claramente al cumplimiento de las metas establecidas en los cuatro grandes programas del Plan Único Nacional, a saber: Programa de Fortalecimiento Institucional; Programa de Gestión Ambiental, de Salud Pública, de Seguridad y Salud en el Trabajo, Sectorial Tecnológica y Social; Programa de Educación y Comunicación, y Programa de Gestión del Conocimiento-Investigación Aplicada.

En el marco del plan estratégico se busca que exista una concertación con las comunidades para producir el cambio partiendo de procesos de compresión profunda, relacionados con las temáticas geocientíficas e ingenieriles. Es por ello, que se propuso generar guías técnicas para la comunidad minera de cada región con el fin de implementar el uso de tecnologías eficientes en el proceso de beneficio de oro sin utilizar mercurio, partiendo del entendimiento geometalúrgico.

En el marco del eje "Gestión del conocimiento-investigación aplicada" del "Plan estratégico sectorial para la eliminación del uso del mercurio en la actividad minera", cabe resaltar los siguientes objetivos específicos:

- Ampliar, masificar y promover el uso de tecnologías limpias en la pequeña minería.
- Apoyar proyectos de investigación que generen nuevas técnicas para la recuperación de oro sin uso de mercurio.
- Documentar experiencias exitosas en transferencia de tecnología que permitan la eliminación del uso de mercurio en los procesos de beneficio de oro, pues estos se enfocan en la promoción de nuevas alternativas para la producción más limpia del oro.

De igual forma, en el marco del eje "Educación y comunicación" del "Plan estratégico sectorial para la eliminación del uso del mercurio en la actividad minera", se busca que exista una concertación con las comunidades para producir el cambio partiendo de procesos de comprensión profunda relacionados con las temáticas técnicas. Para cumplir con ello, se destaca el siguiente objetivo específico, expresado en el Plan Estratégico: "Generar guías técnicas para la comunidad minera de cada región, con el fin de implementar el uso de tecnologías eficientes en el proceso de beneficio de oro sin utilizar mercurio".

Dado lo anterior, los ejes del Plan Estratégico ya mencionados permiten formular y ejecutar proyectos que pueden aportar nueva información, valiosa y necesaria, para el entendimiento geometalúrgico y la optimización de los procesos de beneficio del oro sin utilizar mercurio. Esto es posible mediante la formulación e implementación de procesos verdes y ecoeficientes orientados a la mitigación del impacto ambiental, y que conduzcan a la disminución de condiciones potencialmente riesgosas para la salud humana, en el desarrollo de actividades mineras, en especial, aquellas asociadas con el beneficio del oro en las zonas mineras existentes en el territorio nacional.

En el diagnóstico levantado en campo, en las unidades de beneficio aurífero de pequeña escala que actualmente registra el Ministerio de Minas y Energía se identificaron las principales debilidades en materia de eliminación de uso de mercurio en que incurren los mineros, entre las cuales se encuentran las siguientes:

- Falta de conciencia sobre la problemática ambiental originada en el uso de mercurio, toda vez que realizan sus actividades mineras con limitada asistencia técnica y con poca planificación, lo que no permite mantener índices de productividad y de sostenibilidad adecuados. Esto de paso causa, entre otras cosas, deterioro ambiental, impactos negativos sobre los recursos naturales, riesgo directo para los operarios de las unidades productivas, e indirectos para las comunidades y ecosistemas aledaños. Esta problemática pone en riesgo la salud de la población, pues los vertimientos mezclados con sustancias contaminantes, como el mercurio, son descargados en las corrientes hídricas que surten a los acueductos regionales.



Fotografía 1.4. Caseta en Santa Rosa del Sur donde se ofrecen servicios para la formalización minera. Fuente: autores.

- Desconocimiento de alternativas de tecnologías más limpias para recuperación del metal sin recurrir al mercurio.
- Desconocimiento científico, en particular acerca de las condiciones geoquímicas de los depósitos auríferos; las características geológicas, mineralógicas y metalogenéticas propias de cada una de las zonas y los distritos auríferos del país, incluyendo su asociación mineral, su paragénesis y la reactividad de los diferentes minerales asociados al proceso de beneficio. Por ello, la falta de información impide generar una metodología de beneficio más eficiente y adecuada, lo cual puede generar menores ingresos a los mineros y causar un mayor impacto ambiental.

Dadas las razones expuestas, el Estado y el Ministerio de Minas y Energía han reconocido la necesidad de fomentar alternativas tecnológicas de producción más limpia para los procesos de beneficio de oro que conduzcan a la eliminación del uso del mercurio en zonas mineras de producción activa. Para ello se requiere del conocimiento especializado de entidades y grupos de investigación reconocidos, y se estima que el Servicio Geológico Colombiano y algunas universidades son las instituciones idóneas para dar cumplimiento a los objetivos de este proyecto. Se propone, por tanto, la realización de dicho proyecto para generar conocimiento científico y tecnológico aplicado al mejoramiento productivo del beneficio de oro con tecnologías de producción más limpias, que prescindan del uso del mercurio en la pequeña minería de Colombia.

Los resultados de este proyecto quedarán consignados en un informe técnico y harán parte de la guía metodológica correspondiente. Esta valiosa información será compartida y socializada directamente con la comunidad minera para motivar su aplicación e implementación, lo que permitirá que el conocimiento adquirido contribuya al entendimiento particular de la metalogénesis, la optimización de los procesos de beneficio del oro y la mitigación del posible impacto ambiental asociado a las actividades mineras.

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

Elaborar la Guía metodológica para el mejoramiento productivo del beneficio de oro sin el uso de mercurio en la zona minera de Santa Rosa del Sur (Bolívar), con el fin de generar conocimiento geometalúrgico que permita el mejoramiento productivo del beneficio de oro en la pequeña minería en Colombia.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Realizar el reconocimiento geológico de la zona minera de Santa Rosa del Sur haciendo énfasis en zonas y estructuras mineralizadas y de extracción activa, para lo cual se recogerá información de dichas estructuras, se medirán datos estructurales y se tomarán muestras de roca.
- Realizar la caracterización química y mineralógica de la mena para identificar su composición, asociaciones minerales, texturas, tamaños de grano, metalogénesis y la existencia de oro en la veta, para establecer un adecuado beneficio del mineral aurífero.
- Llevar a cabo pruebas metalúrgicas para definir la efectividad de los procesos actuales de beneficio y, con base en la información de caracterización del depósito, proponer una ruta metalúrgica adecuada para el procesamiento y recuperación del oro.
- Realizar ensayos ambientales que permitan identificar los riesgos asociados a la toxicidad de relaves y plantear metodologías que permitan el control y la prevención de impactos negativos sobre el medio ambiente.
- Definir la viabilidad financiera y económica de la implementación de la propuesta de uso de tecnologías limpias para sustituir el mercurio en el proceso de beneficio de oro en la zona minera de Santa Rosa del Sur.

1.4. ALCANCE

Esta guía metodológica propone procesos de producción más limpia, sin uso de mercurio, mediante alternativas tecnológicas que permiten un mejor aprovechamiento del mineral, una mayor eficiencia y productividad en las operaciones de beneficio, todo ello fundamentado en la profundización del conocimiento geológico, metalogenético, mineralógico, metalúrgico y físico-químico de los depósitos minerales que son aprovechados por las unidades de beneficio de la zona minera de Santa Rosa del Sur y la aplicación de este conocimiento en los procesos de beneficio del oro, con el objeto de evitar el impacto sobre el medio ambiente. No obstante, se tendrán en cuenta los procesos metalúrgicos y operaciones unitarias utilizados actualmente por los mineros de la región, para finalmente proponer una ruta metalúrgica que permita un mejoramiento de los procesos productivos sin el uso de mercurio.

La guía comprenderá ocho capítulos: 1) Marco de referencia, 2) Metodología de trabajo, 3) Características de la zona de estudio, 4) Aspectos geológicos, 5) Aspectos mineros, 6) Aspectos metalúrgicos, 7) Aspectos químicos y ambientales, 8) Ruta metalúrgica propuesta para la zona minera y 9) Estudio económico y financiero.

2. METODOLOGÍA DE TRABAJO

Equipo técnico del SGC preparando los equipos para la toma de muestras en vertimientos. Fotografía tomada por Jaime Mojica, Servicio Geológico Colombiano.

2.1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

El primer paso en la metodología de trabajo consiste en seleccionar la zona minera que se va a estudiar, luego se realiza la revisión de la documentación minera existente, de acuerdo con los diferentes distritos mineros definidos en Colombia; posteriormente se revisa la información geológico-minera de la zona estudiada. Este proceso tiene como propósito adquirir bases de conocimiento para realizar el trabajo de campo y el respectivo muestreo.

2.2. MUESTREO

Una vez cumplidas las diligencias institucionales correspondientes, se realizaron varias jornadas de campo para adelantar el trabajo de reconocimiento geológico de la zona, la revisión de los procesos de beneficio de oro y la toma de muestras.

En terreno se realizó la toma de cuatro tipos de muestras:

1. Muestras de zonas mineralizadas: Muestras de roca en vetas y en zonas de respaldos.
2. Muestras tomadas en plantas de beneficio: material de cabeza y material de salidas de las diferentes operaciones unitarias practicadas en el beneficio.
3. Muestras de relaves: Rechazos o colas provenientes de los diferentes procesos.
4. 4. Muestras tomadas en sedimentos y quebradas: este proceso tiene por objeto identificar los posibles elementos que están pasando al medio ambiente luego de la finalización del proceso de beneficio.

2.3. ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN

Con base en las observaciones hechas en campo se realizó una definición de los análisis, pruebas y ensayos que se practicarían. Con este fin se procedió a preparar las muestras y a iniciar los análisis de petrografía, caracterización mineralógica y composición química. Este proceso condujo a realizar un diagnóstico mineralógico y metalúrgico, ya que son el pilar para desarrollar la propuesta de ruta metalúrgica eficiente y ambientalmente sostenible para aplicar en la zona.

Los procedimientos analíticos aplicados fueron los siguientes:

Petrografía

- Análisis de la roca. Se seleccionó la muestra y se extrajo una fracción, a la que se le realizó el pulido, de 60 a 40 micrones (secciones delgadas pulidas) para realizar análisis con microscopio (petrográfico y de metalografía).
- Análisis mineralógico general. Se seleccionó la muestra, se pulverizó a un d80 de 1,4 mm para realizar el pulido del material particulado.
- Análisis mineralógico específico para oro. La muestra del análisis mineralógico general se pulverizó a un d80 de 300 micrones y se concentró para sustraer el oro y hacerlo visible al análisis petrográfico. El material se concentró y se montó sobre vidrio para realizar desbaste a 40 a 50 micrones. Posteriormente, este concentrado se pulió y se brilló para someterlo a un análisis petrográfico y metalográfico.

Análisis químicos elementales

- Ensayo al fuego: análisis de oro y plata por fundición de 30 gramos de muestra
- Análisis de hierro, cobre, mercurio, plomo y zinc por espectrofotometría de absorción atómica
- Análisis de azufre mediante el método gravimétrico
- Análisis cualitativo de carbonato de calcio
- Análisis de elementos mediante fluorescencia de rayos X

Análisis ambientales

- Análisis de arsénico, cadmio, cromo, plata, mercurio y plomo mediante el método de diagnóstico de toxicidad de depósitos
- Análisis de cianuro total por descomposición química de complejos y lectura con electrodo de ion selectivo para ion cianuro

Análisis metalúrgicos

- Ensayo de concentración gravimétrica - mesa Wilfley
- Concentración por flotación
- Cianuración

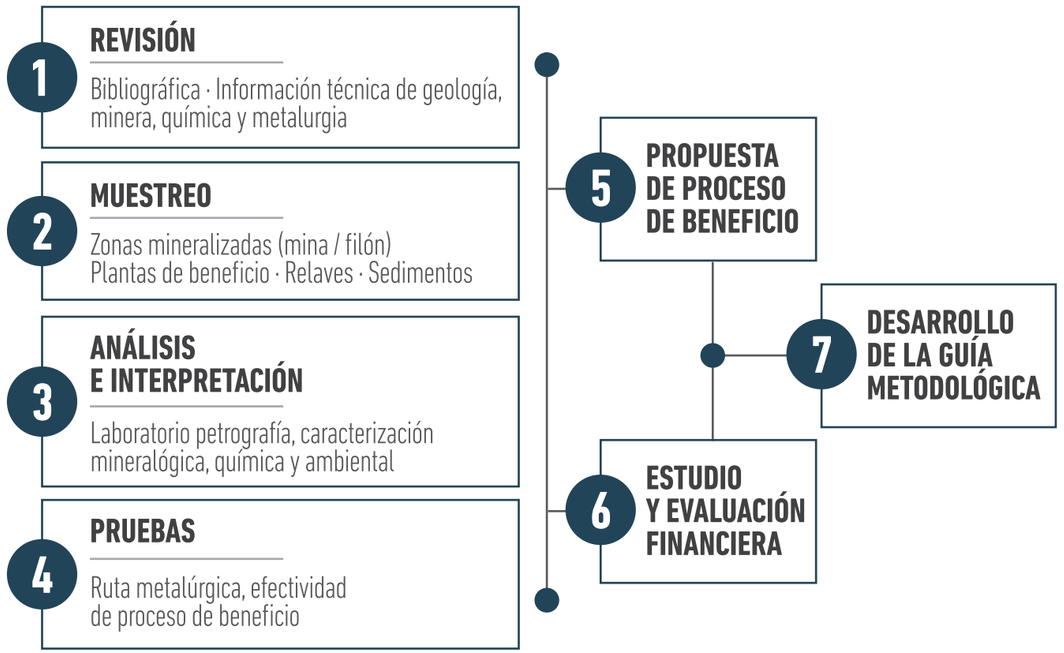
2.4. PRUEBAS

La interpretación de estos análisis dio lugar a la realización de las pruebas metalúrgicas correspondientes, las comprobaciones y confirmaciones para crear la propuesta de ruta metalúrgica óptima que se aplicaría.

2.5. PROPUESTA RUTA METALÚRGICA

Se definió una ruta metalúrgica adecuada para el proceso de beneficio de oro que optimizara todos los pa rámetros tecnológicos, que resultara beneficiosa en términos económicos para los mineros y que implicara la eliminación del mercurio en el proceso productivo.

Figura 2.1. Diagrama de metodología de trabajo. Fuente: autores.



3. CARACTERÍSTICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO

Conocer las generalidades de la zona de estudio nos permite tener una referencia sobre la localización geográfica y un acercamiento a los aspectos económicos y sociales propios de los municipios estudiados.

Panorámica de la vereda Viejito, jurisdicción de Santa Rosa del Sur (Bolívar). Fotografía tomada por Jaime Mojica, Servicio Geológico Colombiano

3.1. MUNICIPIO DE SANTA ROSA DEL SUR (BOLÍVAR)

Económia: Las actividades económicas del municipio corresponden principalmente al sector Primario de la Economía, siendo sobresalientes, la agricultura y la ganadería y la minería; La diversidad de climas, suelos y grados de desarrollo económico, han hecho posible que exista diversidad de cultivos y una heterogeneidad en los sistemas de producción siendo la resultante de utilizar creativamente técnicas ancestrales, los principales productos de la agricultura son el fríjol, cacao, yuca, plátano, caña panelera, y maíz.

El comercio de la producción agrícola, pecuaria y minera del municipio, es realizado por particulares, que llevan los productos al mercado de Bucaramanga y otras ciudades del país.

El corregimiento de San Pedro Frío es el principal asentamiento minero del Sur de Bolívar.

Medio Ambiente: Santa Rosa del Sur se encuentra ubicado al sur del Departamento de Bolívar, insertado en las estribaciones de la Cordillera Central, en el corazón de la Serranía de San Lucas, es por esta razón que cuenta con una gran riqueza ecológica, el 10% de su territorio es recorrido por diferentes fuentes hídicas.

Localización:
7º 57’ 56” de latitud norte
74º 3’ 13” de latitud oeste
Extensión:
2.800 km^2
Altitud de la zona urbana:
650 m.s.n.m.
Temperatura promedio:
26 °C
Límites:
Al norte con el municipio de Morales, al sur con el municipio de Cantagallo y el Departamento de Antioquía, al oriente con el municipio de Simití y San Pablo, y al occidente con el municipio de Montecristo.

El deterioro de los recursos naturales de la región es una de las pricipales problematicas a afrontar, esto dado por la sedimentación y contaminación que aportan las explotaciones mineras, la tala de bosque y la práctiva de una económia extractiva sin control.

Población: Según las estimaciones poblacionales del DANE para el año 2019 el total de la población del municipio de Santa Rosa del Sur es de 46.017, divida en 26.627 en la cabecera y 19.390 en su área rural.



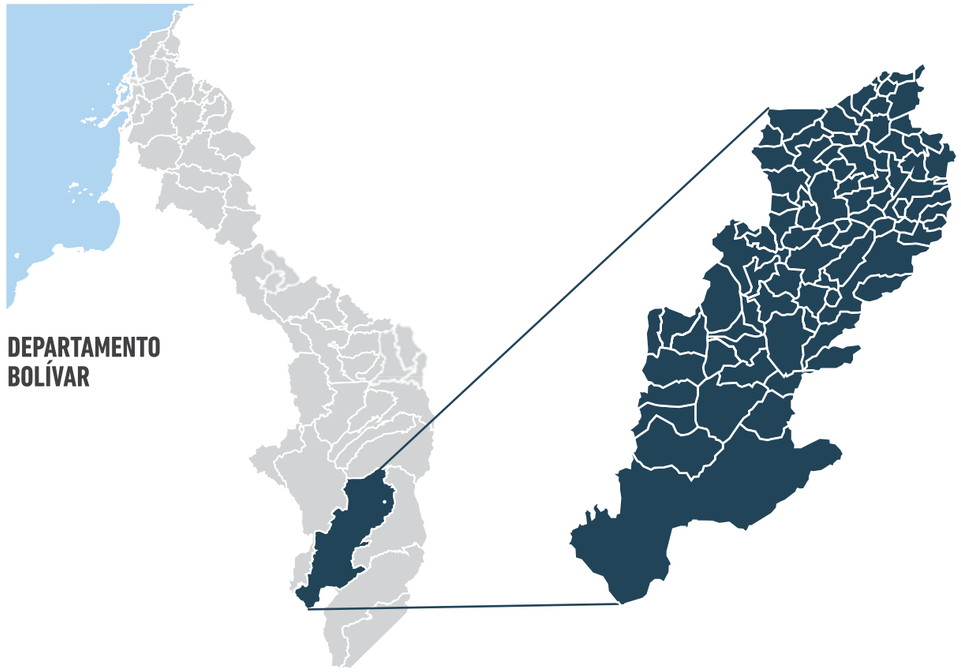
Fotografía 3.1 Recorriendo los senderos de la zona minera de Santa Rosa del Sur (Bolívar). Fuente: autores.

3.2. LOCALIZACIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO

Figura 3.1. Ubicación geográfica del municipio de estudio en Colombia. Fuente: autores.



Figura 3.2. Ubicación del municipio de Santa Rosa del Sur (Bolívar). Fuente: autores.

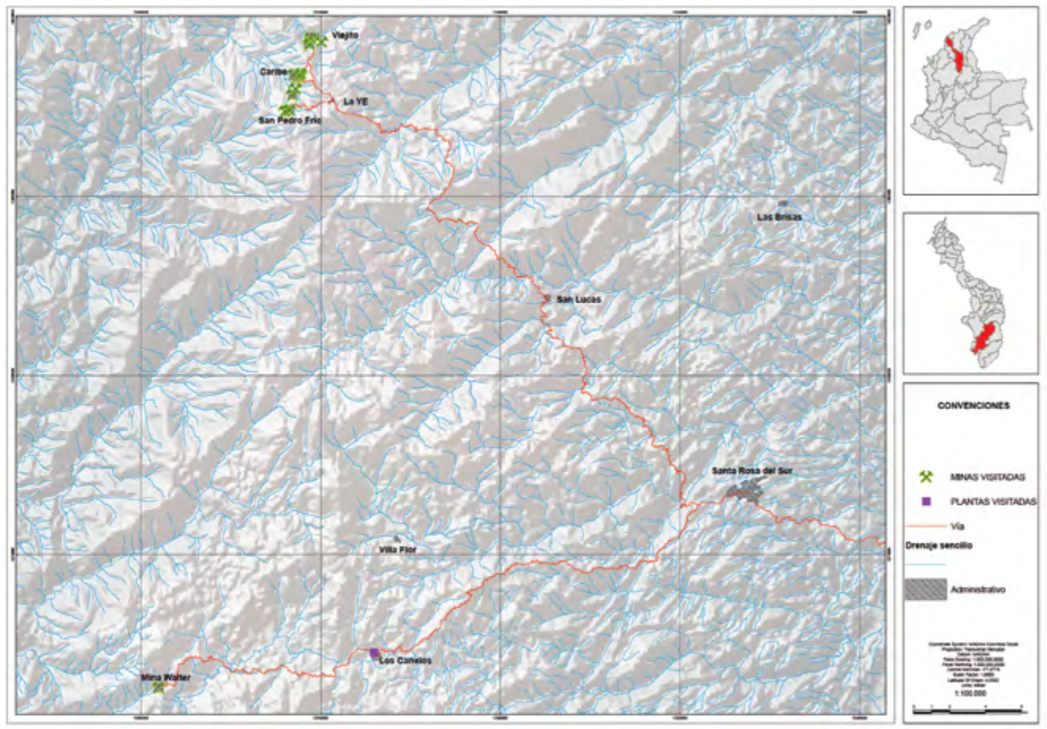


El área de interés se encuentra localizada en el sur del departamento de Bolívar, en la zona de desarrollo económico y social (ZODES) del Magdalena medio, en jurisdicción de los municipios de Santa Rosa del Sur, Morales, Arenal y Montecristo, en la cuenca alta del río Caribona y de la quebrada Arenal (quebradas San Lucas, La Espada y La Estrella), y abarca alturas entre los 600 metros sobre el nivel del mar, en la cabecera municipal de Santa Rosa del Sur, hasta los 1.600 metros sobre el nivel del mar, en la cuenca alta de la quebrada Arenal. Esta zona minera se localiza entre los distritos mineros de Barranco de Loba, al norte, y Montecristo, al sur del Mapa metalogénico de Colombia, y corresponde con las planchas topográficas 84-II-A, 84-II-D y 84-IV-C a escala 1:25.000 del Instituto Geográfico Agustín Codazzi (IGAC).

3.3. VÍAS DE ACCESO

A Santa Rosa del Sur se accede por vía aérea desde de Bucaramanga; luego, a las zonas de estudio localizadas a occidente se va por carreteables. Para ir a la zona norte, localizada en los municipios de Arenal y Morales (San Pedro Frío, Caribe, La Ye y Viejito) se toma un carreteable al occidente, por tres kilómetros; allí, en una bifurcación se toma al norte, y tras veintiocho kilómetros se llega al caserío de San Lucas; de allí se continúa por veinticuatro kilómetros hasta el caserío de La Ye; en este punto se divide la vía para acceder a cada una de las operaciones mineras, que no distan más de tres kilómetros. Para ir a la zona sur (mina Walter) se toma la misma salida que para ir a la zona norte, y en la bifurcación se dirige hacia el sur por veintisiete kilómetros hasta el corregimiento Los Canelos; luego se parte al occidente por dieciocho kilómetros hasta mina Walter (municipio de Montecristo).

Figura 3.3. Localizacion de areas mineras. Fuente: autores.



3.4. UBICACIÓN DE LAS MINAS Y PLANTAS DE BENEFICIO

Las minas y plantas de beneficio visitadas en el distrito minero de Santa Rosa del Sur se localizan en las veredas Santo Domingo (Arenal), Mina Gallo (Morales) y Alto Caribona (Montecristo) (figuras 3.4 y 3.5).

Figura 3.4. Localizacion de minas visitadas en el sector norte de la zona de estudio. Fuente: autores.

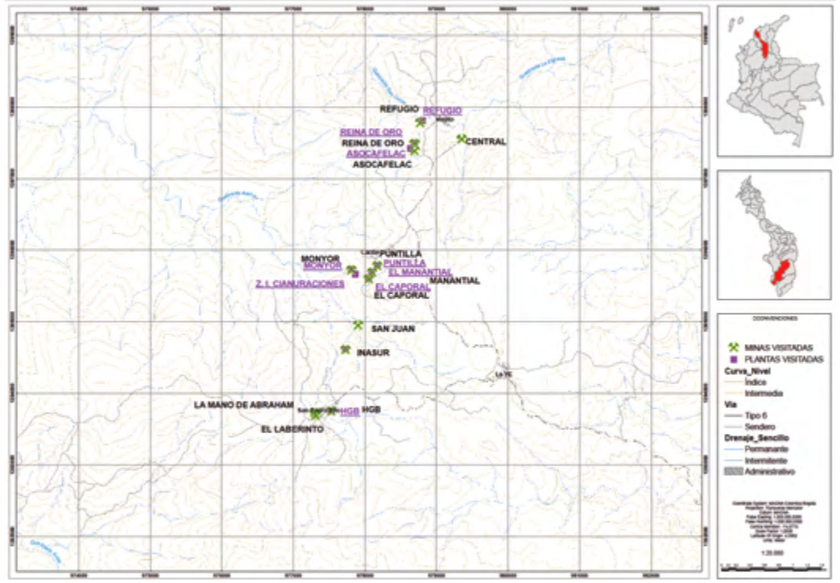
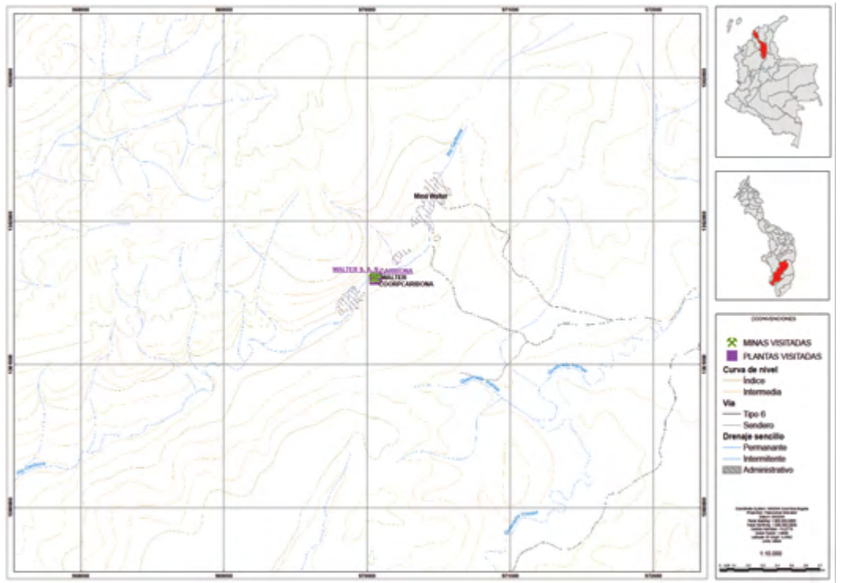


Figura 3.5. Localización de mina Walter. Fuente: autores.



4. ASPECTOS GEOLÓGICOS

La composición mineralógica de los depósitos determina el comportamiento de las menas en los procesos de beneficio. Por este motivo es de gran importancia conocer desde su origen los procesos geológicos involucrados en la formación de estos, así como de las condiciones finales del depósito mineral. Teniendo en cuenta el origen y los procesos mineralizantes se puede establecer el tipo de depósito, particularmente aquellos de origen hidrotermal, característico de la zona estudiada. El capítulo pretende describir características mineralógicas obtenidas a partir de análisis petrográficos, de metalografía, análisis por microsonda electrónica (EPMA), espectroscopía infrarroja, espectrometría Raman y microtermometría de inclusiones fluidas que brindan información importante acerca de los procesos que condujeron a la formación de los minerales encontrados y que a su vez facilitarán la selección apropiada de procesos geometalúrgicos.

Detalle de la roca mineralizada en las minas de Santa Rosa del Sur (Bolívar). Fotografía tomada por Jaime Mojica, Servicio Geológico Colombiano

La zona de Santa Rosa del Sur corresponde justamente a la porción sur de la serranía de San Lucas, que a su vez representa la extensión más norte de la cordillera Central de los Andes de Colombia.

La evolución tectónica del área coincide con la margen occidental de una cuenca formada detrás de un arco magmático (back-arc) generado por los procesos orogénicos tempranos del norte de los Andes a partir del Paleozoico. Durante la fase distensiva se presenta magmatismo (batolito de Norosí), vulcanismo intenso (Formación Noreán) y relleno de la cuenca por sedimentos marinos y continentales. Posteriormente, durante la orogenia andina, en la fase de cierre de la cuenca emerge la serranía de San Lucas y se consolida el valle medio del Magdalena.

La serranía de San Lucas está conformada como un bloque tectónico adosado a la margen continental de Suramérica; se encuentra limitada por fallas subparalelas con dirección noreste, como el sistema de fallas de Palestina, hacia el occidente, y la falla de Morales, al oriente, y conjugadas se presentan fallas subparalelas en dirección NE-SW, como la falla del Espíritu Santo, al norte, y la falla de Cimitarra, al sur (Clavijo et al., 2008). La interacción entre este conjunto de fallas ha dado lugar al emplazamiento de filones de cuarzo aurífero en zonas de distensión.

4.1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS: GEOLOGÍA Y YACIMIENTOS MINERALES

El escenario geológico de la parte más septentrional de Suramérica está enmarcado por una amplia zona de deformación conocida como Bloque Norandino, cuya configuración tectónica se debe a la colisión oblicua, con subducción y acreción de terrenos alóctonos oceánicos en sentido dextral, agrupados como el Reino Tectónico del Oeste (WTR), donde interactúan los denominados terrenos San Jacinto, Sinú y Cañasgordas, en los cuales se localizan las mineralizaciones visitadas al sur de Puerto Libertador (Cediel et al., 2003) y (González, 2001).

Los terrenos oceánicos acrecionados del Cretáceo Superior están conformados por basaltos, sedimentitas y, en menor proporción, unidades vulcanoclásticas de la Formación Barroso, y por turbaditas, chert y calizas de la Formación Penderisco. De manera discordante afloran rocas sedimentarias cenozoicas consideradas como parte prisma acrecionario, y se conocen como el Cinturón Plegado de San Jacinto, al norte, y Sinú, al oeste.

Los terrenos oceánicos están adosados a la corteza continental compuesta por rocas metasedimentarias paleozoicas del complejo Cajamarca. La margen de contacto entre ellos es la zona de falla Cauca-Romeral (Cediel y Cáceres, 2000; González y Londoño, 2002a y 2003; Cediel et al., 2003; Villagómez y Spikings, 2013).

Las rocas de afinidad oceánica son intruidas por dioritas, tonalitas y stocks porfiríticos de composición intermedia y edad Cretáceo Tardío (Kulla y Oshust, 2018), que serían la fuente de las mineralizaciones de Cu, Au y Ag presentes.

La geología es la ciencia que estudia el origen, la composición y la estructura del planeta Tierra, así como la evolución y los procesos que la han modificado desde su origen (cerca de 4.600 millones de años) hasta el tiempo actual. La parte sólida está compuesta por rocas cuya composición es variada, dependiendo de la profundidad y de los procesos tanto internos como superficiales en los que interviene. El interior de la Tierra se ha diferenciado en tres capas concéntricas principales, según características establecidas especialmente por métodos geofísicos. Ellas son:

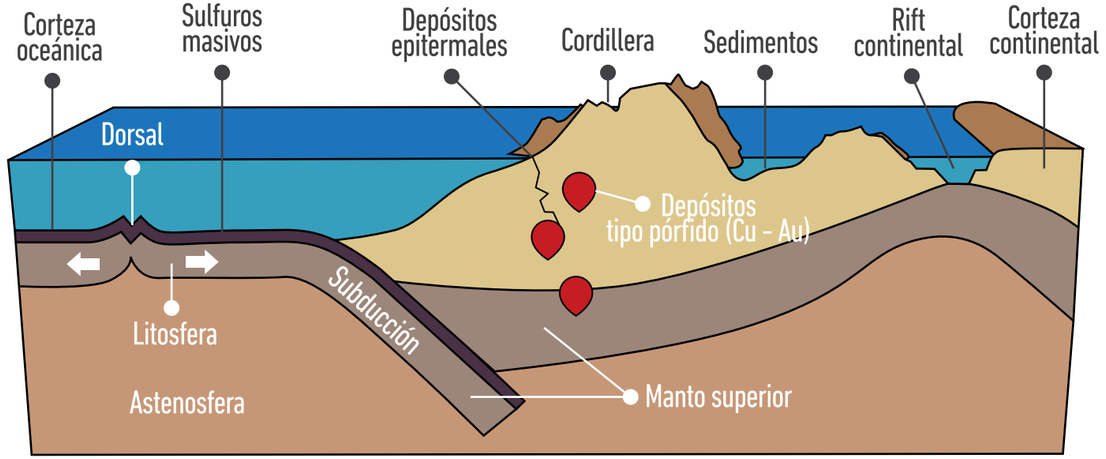
Corteza. Es la capa más externa de la Tierra, y en ella se encuentran concentrados los yacimientos minerales. Tiene una profundidad que oscila entre los 20 y 70 km bajo los continentes (corteza continental), y de 10 km bajo los océanos (corteza oceánica). La corteza oceánica es más densa que la corteza continental, y está compuesta principalmente por rocas básicas y ultrabásicas. La corteza continental en general está formada esencialmente por rocas y minerales silicatados y elementos litófilos (con afinidad por el oxígeno).

Manto. Es la capa intermedia. Está comprendida entre los 70 y 2900 km de profundidad. En esta capa, que generalmente se subdivide en manto inferior y manto superior.
Núcleo. Es la parte interna de la Tierra. Tiene una profundidad de 2900 a 6000 km. Se cree que en la parte interna, el núcleo está formado por minerales metálicos siderófilos, como el níquel y el hierro.

La dinámica de la Tierra se manifiesta con corrientes de convección formadas desde el interior del manto terrestre hacia la corteza, donde tiene lugar la ruptura de la corteza en fragmentos o retazos, soportados en el manto superior a través de una zona denominada astenosfera.

La corteza se compone de placas o fragmentos móviles individuales, más o menos rígidos, que se desplazan e interactúan entre ellos, y que se conocen como placas tectónicas. En la dinámica terrestre se crea y se destruye corteza continuamente. La creación o formación de corteza se produce en los límites divergentes de las placas tectónicas (dorsales oceánicas y rifts continentales). En los límites convergentes de las placas tectónicas, donde estas se mueven hacia un punto común, a veces una placa se hunde (subduce) debajo de otra; estas zonas, que se conocen como zonas de subducción, son responsables de la formación de grandes cadenas montañosas, como los Andes; además, son responsables de la generación de eventos sísmicos y del emplazamiento y acumulación de yacimientos minerales (sulfuros masivos, pórfidos y yacimientos epitermales de metales preciosos, entre otros). El origen de los depósitos minerales metálicos está estrechamente relacionado con ambientes asociados a la interacción de placas tectónicas (fragmentos de corteza terrestre) (figura 4.1).

Figura 4.1. Depósitos auríferos y su relación con la tectónica de placas. Fuente: modificado a partir de Melgarejo J. et al., 1990.



4.1.1. GENERALIDADES DE YACIMIENTOS AURÍFEROS

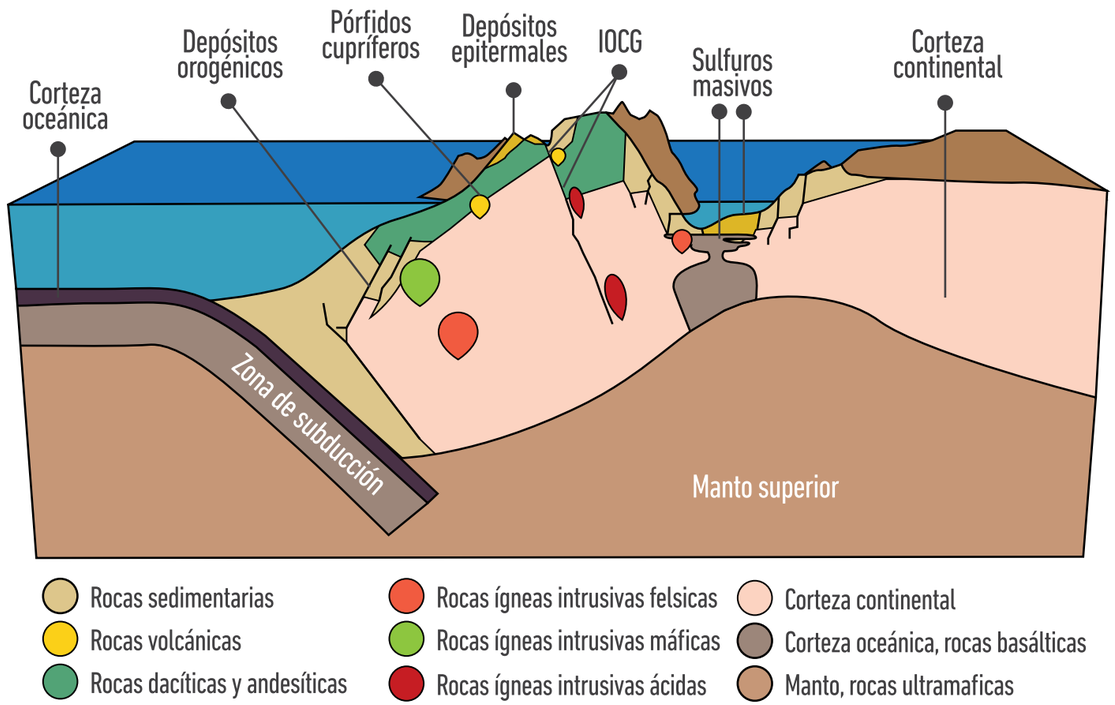
Un yacimiento mineral es la acumulación en superficie, o cerca de ella, de compuestos metá licos o no metálicos que, debido a su extensión, disposición o enriquecimiento, pueden recuperarse con beneficio económico. El oro es un metal precioso de color amarillo, brillo metálico, denso (19,3 g/cc) y blando (2,5-3 Mohs), muy apreciado por su belleza, utilidad y escasez; no se oxida ni pierde su lustre. Entre los metales conocidos, se lo considera el más dúctil y maleable.

Desde el punto de vista geoquímico, se considera que el oro es un elemento con movilidad restringida; se transporta en soluciones acuosas a través de complejos clorurados y sulfurados. Los fluidos involucrados en este proceso reaccionan con las rocas circundantes y permiten la removilización del oro en fluidos que viajan a través de fracturas y poros.

Los cambios de presión, temperatura y reactividad geoquímica dan lugar a su precipitación. En los yacimientos minerales, el oro se asocia principalmente con elementos como la plata (Ag), el arsénico (As), antimonio (Sb), mercurio (Hg), selenio (Se) y telurio (Te). En algunos depósitos se presenta asociado con hierro (Fe), zinc (Zn), plomo (Pb) y cobre (Cu). El tamaño y tipo del depósito aurífero depende de los factores ya mencionados, así como de la magnitud del evento y el tiempo de ocurrencia.

La posición tectónica de Colombia es estratégica y privilegiada porque tiene una gran variedad de ambientes favorables para la formación de depósitos minerales; corresponde con márgenes convergentes o márgenes activos donde tienen lugar la formación de montañas (cordillera de los Andes), actividad volcánica y sísmica y acumulación de minerales metálicos de Au, Cu, Pb, Zn, entre otros (figura 4.2).

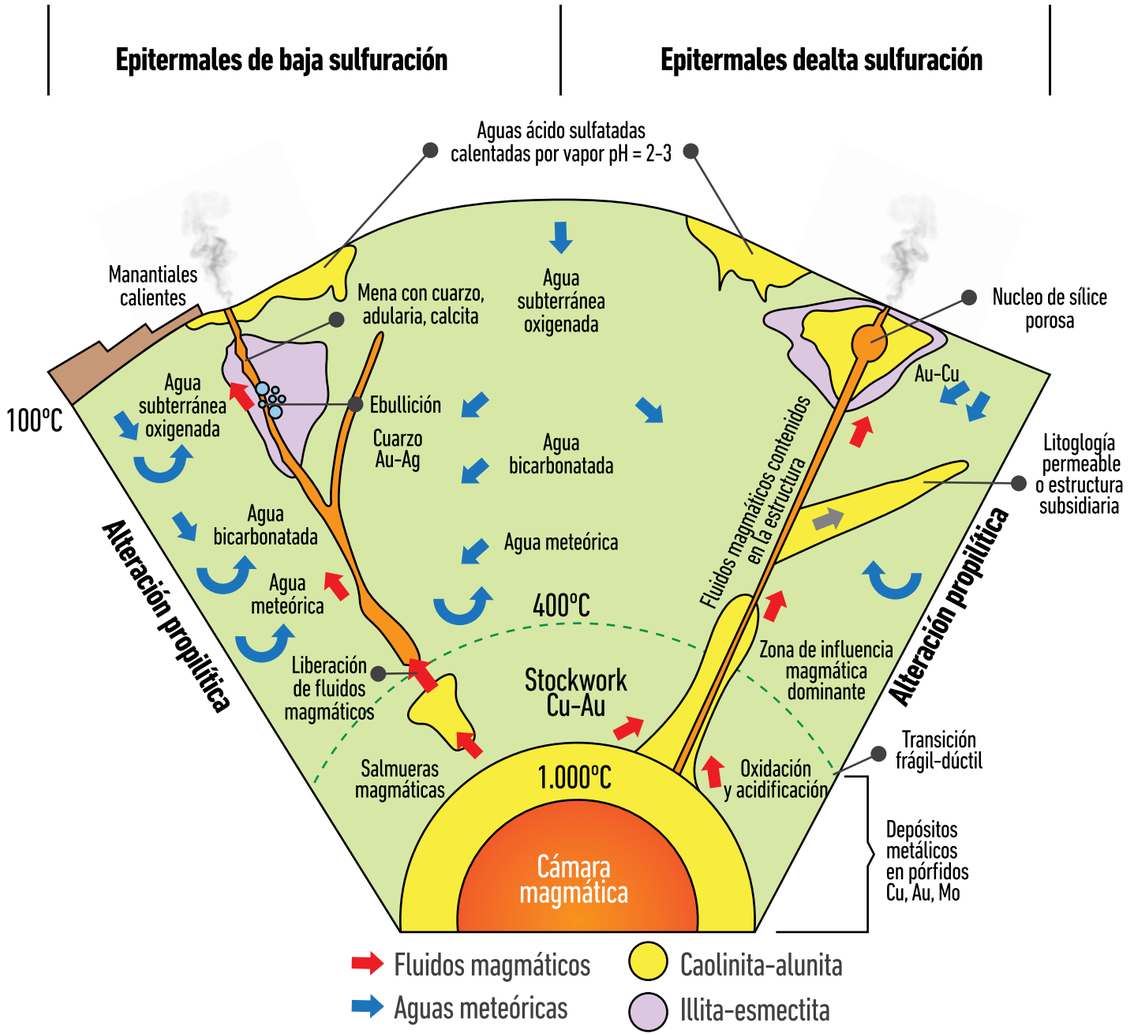
Figura 4.2. Depósitos auríferos en ambientes compresivos de márgenes tectónicas activas. Fuente: modificado a partir de Lydon, 2007, en Godfellow, W. D. y Lydon, J. W. (2007).



A continuación se mencionan y describen las generalidades de los principales yacimientos auríferos del mundo que han sido descritos, y los que han sido reconocidos en el territorio colombiano, o que tienen potencial en el país, dada la diversidad de ambientes de formación de yacimientos que se presentan:

Depósitos epitermales. En este tipo de depósitos la mineralización de metales preciosos y de sulfuros asociados se produce a partir de fluidos hidrotermales calientes cargados de metales que precipitan en las fracturas y fallas de las rocas encajantes (vetiformes) o en forma de diseminaciones formadas dentro de la roca caja, cuando se presentan las condiciones adecuadas de porosidad y permeabilidad. Los depósitos

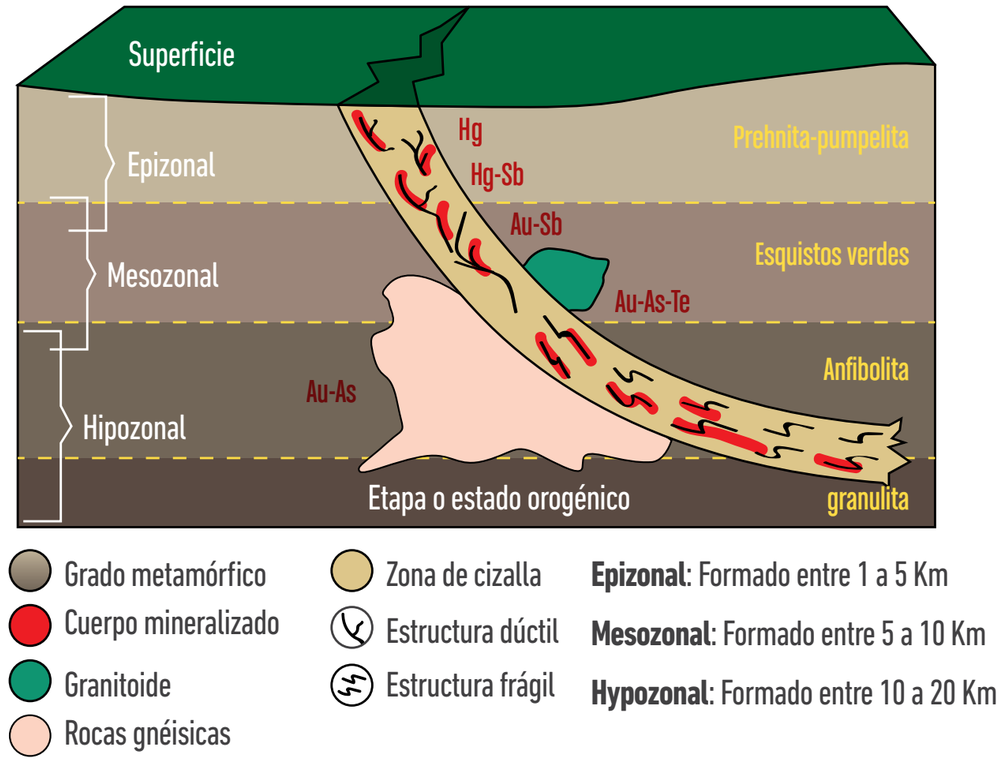
Figura 4.3. Modelo generalizado de formación de depósitos auríferos epitermales. Fuente: tomado de Camprubí et al., 2003.



epitermales se forman a profundidades de entre 1 y 2 km desde la superficie, y genéticamente se encuentran relacionados con ambientes de vulcanismo activo. La mineralización de yacimientos epitermales de metales preciosos puede formarse a partir de dos tipos de fluidos químicamente distintos: los denominados depósitos epitermales de baja sulfuración, que tienen un pH cercano a neutro, y los fluidos de alta sulfuración, que son más oxidados y ácidos. Los términos alta y baja sulfuración fueron introducidos por Hedenquist (1987), y se refieren al estado de oxidación del azufre; en los de baja sulfuración se presenta como S^{-2} en forma de H_2S (reducido), mientras que en los de alta sulfuración el azufre se presenta como S^{+4}, en forma de SO_2 (oxidado). Se pueden destacar a escala mundial, como depósitos epitermales de alta sulfuración, Yanacocha (Perú) y El Indio (Chile); como depósitos de baja sulfuración se destaca Guanajuato (México). En Colombia, el depósito de Angostura, en la provincia minera de Vetas-California, corresponde al tipo epitermal de alta sulfuración (figura 4.3).

Depósitos tipo pórfido (pórfidos auríferos y cobre-oro). Estos depósitos se originan por el emplazamiento de cuerpos intrusivos subvolcánicos. Son yacimientos de baja ley (0,5 a 2 gramos por tonelada) y alto tonelaje, en

Figura 4.4. Modelo general de depósitos auríferos de tipio orogénico. Fuente: modificado a partir de Goldfarb, Groves y Gardoll (2001).



los que ocurren eventos mineralizantes asociados a alteración hidrotermal (alteración potásica, alteración fílica y alteración argílica). Con respecto a la mineralogía, en este tipo de depósitos se encuentra oro libre con partículas de algunos micrones, o como inclusiones en calcopirita, en bornita o en granos de pirita, que se presentan en estructuras de stockwork (estovercas o enrejados), en venillas o en diseminaciones. A escala mundial pueden citarse como ejemplos el depósito de Bajo la Alumbrera (Argentina); La Coipa, cerro Casale y Marte/Lobo (norte de Chile) y Panguna (Papúa Nueva Guinea). De Colombia se pueden citar el depósito de La Colosa, en Cajamarca (Tolima, cordillera Central), Murindó (Antioquia) y Acandí (Chocó).

Depósitos de sulfuros masivos volcanogénicos-polimetálicos. Este tipo de depósitos puede estar relacionado con el vulcanismo submarino que ocurre en las dorsales mesooceánicas. En ellos, por procesos hidrotermales, las sucesiones estratiformes o lenticulares vulcano-sedimentarias que se acumulan se pueden enriquecer en metales como cobre, plomo y zinc, además del oro como subproducto. En Colombia, al occidente de la falla de Romeral, en la cordillera Occidental, se presentan ambientes de formación adecuados para la acumulación de este tipo de depósitos; actualmente se reconoce la mina del Roble (Chocó) como un depósito de sulfuros masivos, pero igualmente se destacan los prospectos del Dovio (Valle del Cauca) y Anzá (Antioquia).

Depósitos orogénicos de oro. Son depósitos auríferos formados en zonas de fractura o de cizalla, que se producen por el transporte de metales en fluidos de origen metamórfico. Las condiciones de formación corresponden a ambientes sometidos a grandes esfuerzos tectónicos, como lo que se dan en cadenas montañosas en crecimiento y deformación. El depósito orogénico consiste en numerosas venas de cuarzo en relleno de fracturas, con contenidos bajos de sulfuros, dispuestos generalmente en bandas, y con contenidos variables de Sb, Bi, Te y Hg. La arsenopirita es el sulfuro dominante, mientras que la pirita o la pirrotina

se encuentran subordinados; el oro se encuentra asociado con estos sulfuros. Los filones pueden tener extensiones de varios kilómetros y se distribuyen según la disposición estructural de las rocas hospedantes. En Colombia pueden citarse como ejemplos de depósito tipo oro orogénico, la zona minera de Amalfi (Antioquia), la mina El Vapor (Puerto Berrío, Antioquia) y la zona minera de Segovia (Antioquia), en la cordillera Central; de igual manera, en este trabajo, se reconoce que el yacimiento aurífero de la mina El Canadá, en La Llanada (Nariño), podría corresponder a un depósito mesozonal tipo orogénico (figura 4.4).

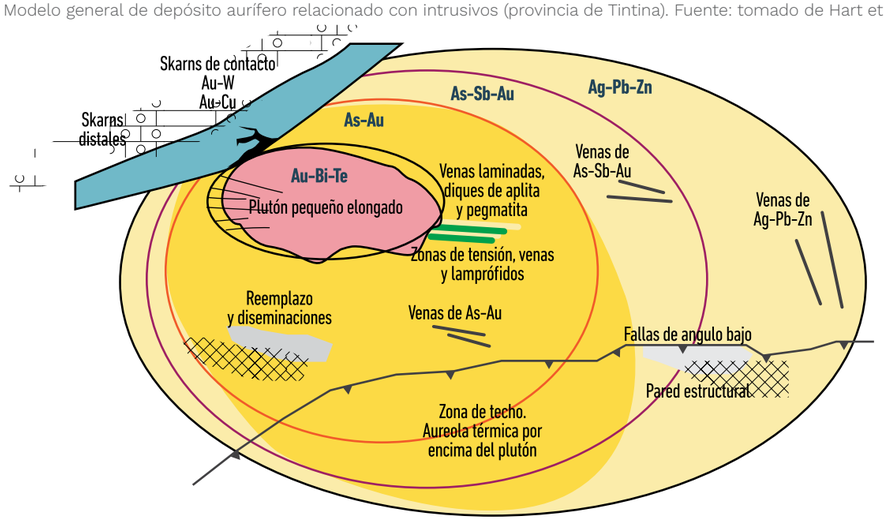
Depósitos de óxidos de hierro-cobre-oro (IOCG). Son depósitos auríferos formados en zonas de fractura o de cizalla de gran profundidad, que se producen por circulación de fluidos acuosos hipersalinos (>30% NaCl Eq) de alta temperatura de precipitación (500 °C). Están relacionados con la abundancia de magnetita-hematita y presencia de sulfuros de Fe y Cu y contenidos de carbonato, Ba, P o F. Se encuentran distribuidos a lo largo de la franja metalífera de los Andes chilenos; entre ellos sobresale el depósito de Candelaria.

Depósitos de oro relacionados a intrusivos (intrusion related gold deposits). Son depósitos auríferos que tienen un amplio rango de estilos de mineralización característicos espaciales, definidos a partir de un cuerpo magmático central. Depósitos de este tipo se han reconocido Fort Knox (Alaska) y la provincia de Tintina (Canadá). En Colombia, varios distritos mineros han sido inicialmente clasificados en este grupo, como el depósito del cerro Gramalote (Antioquia) y el depósito de oro de la serranía de San Lucas (Bolívar) (Leal, Melgarejo y Shaw, 2011) (figura 4.5).

Depósitos de placer (paleoplaceres y placeres auríferos recientes). Se definen como depósitos minerales formados en superficie y que se acumulan por concentración mecánica, bien sea por corrientes aluviales, por corrientes marinas, en zonas lacustres o por procesos coluviales de partículas minerales pesadas (densas), que son inertes ante procesos oxidantes minerales y que proceden de fragmentos líticos meteorizados. En Colombia los placeres auríferos recientes son muy importantes en la producción de oro. Se destacan los distritos mineros del Bagre (Antioquia), bajo Cauca-Nechí; las cuencas de los ríos San Juan y Atrato (Chocó); río Naya (Valle del Cauca) y Ataco (Tolima), entre otros. Los paleoplaceres son depósitos de placer auríferos antiguos que fueron depositados en ambientes sedimentarios fluviales a deltaicos bajo condiciones reductoras (atmósfera pobre en oxígeno). En Colombia, las áreas más favorables para la existencia de paleoplaceres son depósitos de metaconglomerados con oro en la serranía de Naquén y Caranacoa (Guainía) y Taraira (Vaupés).

Otros tipos de depósitos. Según la importancia o el potencial, en Colombia se puede destacar potencialidad de depósitos tipo skarn auríferos, en los que se presenta emplazamiento de plutones o de cuerpos intrusivos en rocas sedimentarias carbonatadas, donde se produce metamorfismo de contacto, metasomatismo y acumulación de depósitos de metales (sulfuros de cobre, plomo y zinc; magnetita, molibdenita y oro como subproducto). Se destaca como un área potencial las minas Vieja y El Sapo (Tolima), asociadas con las calizas de la Formación Payandé.

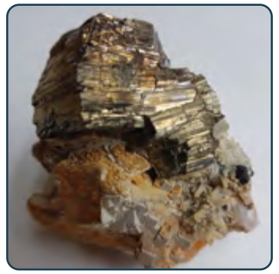
Figura 4.5. Modelo general de depósito aurífero relacionado con intrusivos (provincia de Tintina). Fuente: tomado de Hart et al. (2002).



4.1.2. IDENTIFICACIÓN DE MINERALES EN EL FRENTE DE MINA



4.1.3. SULFUROS ASOCIADOS A LA MENA



Pirrotita - Po (pirita magnética)

Fórmula: Fe(1-x)S
Dureza: 3,5-4,5 Mohs
Color: Bronce, marrón oscuro.



Esfalerita - Sp (sulfuro de zinc)

Fórmula: ZnS
Dureza: 3.5-4 Mohs
Color: varía entre amarillento y gris



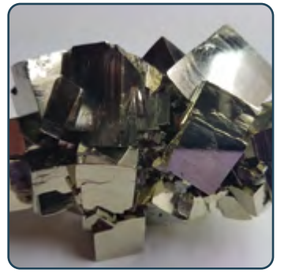
Arsenopirita - Aspy (sulfuro de arsénico)

Fórmula: FeAsS
Dureza: 5,5-6 Mohs
Color: blanco a gris



Calcopirita - Cp (mena de cobre)

Fórmula: CuFeS2.
Dureza: 3,5-4 Mohs
Color: amarillo latón.



Pirita - Py (sulfuro de hierro)

Fórmula: FeS2
Dureza: 6–6.5 Mohs
Color: amarillo latón.



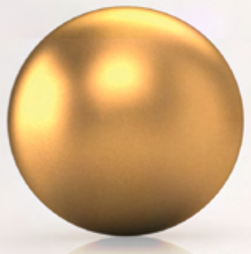
Galena - Gn (mena de plomo)

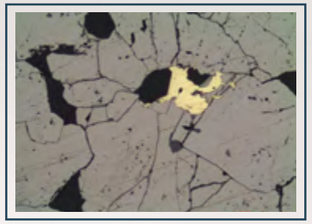
Fórmula: PbS2
Dureza: 2,5 Mohs
Color: gris plomo

Sulfuros comunmente encontrados asociados en las menas auríferas. Fotografías tomadas de https://llorensminerals.com.

OCURRENCIA DE ORO EN LA MENA

indica la forma, tamaño y estructura como se presenta el oro en la mineralización

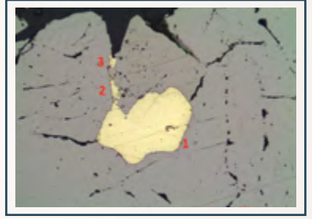




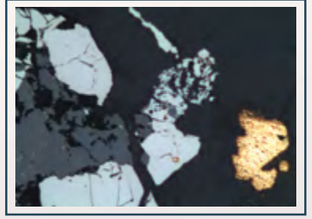
Oro asociado a pirita y cuarzo.



Oro libre.



Oro incluido en pirita y rellenando fracturas.



Oro incluido en arsenipirita y libre.

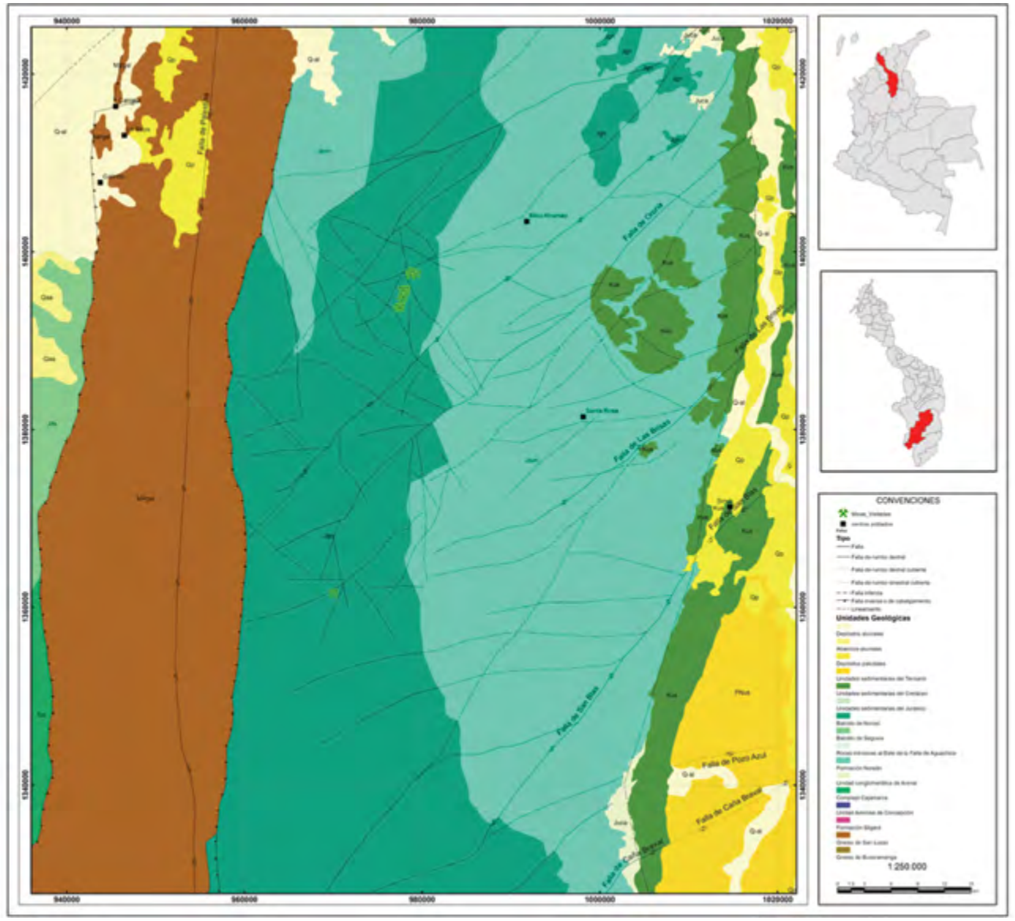
4.2 GEOLOGÍA DEL DISTRITO MINERO DE SANTA ROSA DEL SUR (BOLÍVAR)

4.2.1. GEOLOGÍA REGIONAL

La evolución geológica del área se inicia con un basamento precámbrico constituido por rocas metamórficas con predominio de neises cuarzo-feldespáticos formados por procesos orogénicos sobre la margen activa de la placa suramericana, donde tiene lugar un proceso e acreción sucesiva de bloques tectónicos.

Sobre este basamento se inicia un evento metamórfico de bajo grado durante el Paleozoico Temprano, en rocas correlacionables con el Complejo Cajamarca, que constituyen el núcleo de la cordillera Central y que fueron metamorfizadas y adosadas a la margen occidental del Escudo de Guyana durante el Paleozoico, a través del sistema de fallas de Palestina (Cediel et al., 2003; Cediel, 2018).

Figura 4.6. Mapa geológico de la zona de Santa Rosa del Sur. Fuente: modificado de INGEOMINAS-UIS (2006), CONSORCIO GSG (2015a), y otros.



Durante el Triásico y Jurásico el área que hoy hace parte de la serranía de San Lucas experimentó un evento distensivo o de rift (Clavijo et al., 2008) que generó una cuenca y la depositación de secuencias sedimentarias, inicialmente en un ambiente sedimentario continental de ríos trenzados y posteriormente en un ambiente marino somero (Clavijo et al., 2008; Leal-Mejía et al., 2018). Simultáneamente se generó un evento magmático de edad Jurásica que afectó la totalidad de los Andes de Colombia (Leal-Mejía et al., 2018), se generó vulcanismo explosivo, en conjunto con flujos de lodo y fluviolacustres que conforman la Formación Noreán (Clavijo et al., 2008). El evento magmático está representado por el batolito de Norosí, que intruye parcialmente las rocas metamórficas y vulcano-sedimentarias anteriormente formadas (Leal-Mejía, 2011).

Hacia mediados del Cretácico se inició el cierre de la cuenca, emergieron la serranía de San Lucas y el macizo de Santander, y tuvo lugar la mayor fase de la orogenia andina (Cediel et al., 2003; Cediel, 2018; Leal-Mejía et al., 2018). Durante el Eoceno y Oligoceno comenzó la inversión de las fallas normales de la serranía de San Lucas que generó la depositación de sedimentos continentales hacia el oriente de la serranía, en el valle medio del Magdalena (Clavijo et al., 2008).

4.2.2. GEOLOGÍA LOCAL

Las explotaciones auríferas visitadas en el sector sur se encuentran en su totalidad alojadas en rocas ígneas del denominado batolito de Norosí, cuyas relaciones estratigráficas con las demás unidades aflorantes en el área se describen a continuación:

4.2.2.1. NEIS DE SAN LUCAS

Conjunto de rocas de alto grado de metamorfismo que hacen parte del basamento precámbrico en la serranía de San Lucas, constituidas por migmatitas, gneises cuarzo-feldespáticos, gneises biotíticos y anfibolitas (Bogotá y Aluja, 1981). Afloran a oeste de la serranía y se encuentran en contacto fallado con rocas ígneas más jóvenes a lo largo de la falla Palestina.

4.2.2.2. FORMACIÓN NOREÁN

Conjunto de rocas volcánicas conformado por lavas ácidas, brechas volcánicas, tobas, piroclastitas y lavas básicas. El nombre de Formación Noreán fue propuesto por Clavijo (1996), en Sarmiento et al., 2015), para referirse a una secuencia volcanoclástica ubicada en el sector centro-oriental de la serranía de San Lucas, en el sur de Bolívar, que subdivide de base a techo en cuatro conjuntos: clástico-piroclástico, piroclástico-epiclástico, efusivo dacítico e hipoabisal andesítico (Clavijo, 1995a, en Consorcio GSG, 2015a).

El nombre fue propuesto inicialmente por Kassem y Arango (1977). Posteriormente se ha propuesto como una unidad litodémica con el nombre de Complejo Volcánico de Noreán, en la que no es posible determinar el techo ni la base, y mantienen las divisiones propuestas por Clavijo (1995a; Consorcio GSG, 2015a).

La Formación Noreán presenta un contacto intrusivo con el granito de Norosí, teniendo en cuenta la presencia de apófisis de este cuerpo dentro de las rocas volcano-sedimentarias.

La edad de esta formación fue establecida inicialmente con base en sus relaciones estratigráficas con las unidades adyacentes, y localmente, con su contenido fósil, que indica una edad de Jurásico Temprano y Medio (Mantilla et al., 2006b). Por otro lado, estos mismos autores realizaron dataciones radiométricas en lavas y tobas mediante el método Rb-Sr, y obtuvieron una edad de 161 ± 27 Ma, correspondiente a la parte alta del Jurásico Medio. De igual forma, el Consorcio GSG (2015a), a partir de dataciones U-Pb en circones, determinó una edad entre 189 ± 3 y 187 ± 0,96 Ma (Jurásico Inferior), y la considera como la edad de cristalización magmática para las rocas efusivas.

4.2.2.3. BATOLITO DE NOROSÍ

Cuerpo de composición diorítica a cuarzodiorítica que en una franja N-S en la región centro-occidental de la serranía de San Lucas aflora como granodioritas, con variaciones a cuarzodiorita y cuarzomonzonita. Son rocas de textura fanerítica, de color gris a gris rosado, de tamaño fino a medio (Bogotá y Aluja, 1981). También se ha propuesto el nombre de granito de Norosí para denominar el cuerpo intrusivo de dimensiones batolíticas que aflora en la serranía de San Lucas, que está limitado al oeste por la falla Palestina (Consorcio, GSG, 2015a). Se trata de cuerpos masivos con variación textural y composicional a dioritas, cuarzodioritas y tonalitas. Estas rocas se presentan con colores gris, verde y blanco, son faneríticas holocristalinas, de grano fino a medio, compuestas por cuarzo, plagioclasa, feldespato, hornblenda, biotita y clinopiroxeno (Consorcio GSG, 2015a).

Los análisis litogeoquímicos permiten clasificar el cuerpo como un granito tipo I, de tendencia calcoalcalina y de afinidad metaluminosa. De igual forma, a partir de diagramas de discriminación de ambiente tectónico sugieren un ambiente orogénico de arco (Consorcio GSG, 2015a).

Para esta unidad, dataciones radiométricas en circón por U-Pb indican edades entre 200 y 178 Ma (Jurásico Medio-Inferior) (Consorcio GSG, 2015a).

4.2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

La disposición estructural de la zona de Santa Rosa del Sur está condicionada por los sistemas de falla que limitan la serranía de San Lucas y corresponde a un bloque emergido del basamento de la cordillera Central durante la fase transpresiva del sistema de fallas Palestina, ocurrida en su fase principal durante el Jurásico Tardío (Barrero, 2001).

Como se ha mencionado, este bloque está delimitado al occidente por el sistema de fallas de Palestina, y al oriente por la falla de Morales, fallas que tienen dirección general NNE, son subparalelas y son de naturaleza dextral. Conjugado se encuentra un sistema de fallas con dirección noreste que limitan la serranía al norte por la falla Espíritu Santo y al sur por la falla de Cimitarra y también son de naturaleza dextral (Clavijo et al., 2008). (Consorcio GSG, 2015a).

Un tercer sistema tiene dirección NW y es ortogonal con el sistema NE. Este sistema tiene menor expresión morfológica que el sistema Noreste.

La interacción entre el sistema de fallas de Palestina, activo desde el Paleozoico, y el sistema de fallas del borde de la cordillera Oriental del sistema Bucaramanga-Santa Marta ha generado el desarrollo de fallas transpresivas con expresión noreste y sus conjugadas en dirección noroeste, formadas durante la orogenia andina desde finales del Cretácico hasta el Mioceno (figura 4.7).

Las explotaciones mineras visitadas están relacionadas con fracturamiento y relleno de zonas de cizalla en los puntos de intersección de fallas N10-20E y fracturas de los sistemas ortogonales NE y SW. Se describen las principales fallas que afectan el sector sur de la serranía de San Lucas:

Sistema de Fallas de Palestina

Este sistema, que limita al occidente con la serranía de San Lucas, corresponde a una estructura de rumbo con dirección N10°-20° E, y está compuesto por las fallas de Palestina, Amacerí, Ariza, La Mulata, Tigüí y Mequemeque (Consorcio GSG, 2015a).

Falla de Cimitarra

La falla de Cimitarra corresponde al límite sur de la serranía de San Lucas tiene una dirección N 60° E paralela al sistema de fallas NE, que se encuentran a lo largo de la serranía y cuyo trazo llega hasta la falla de Palestina (Sarmiento et al., 2015). Tiene una longitud aproximada de 137 km y un movimiento inverso por el cual el bloque oriental sube; de igual forma, tiene un componente de rumbo sinestral. Desplaza rocas volcánicas del Jurásico y Cretácico, rocas ígneas mesozoicas, rocas terciarias y sedimentos del Cuaternario Tardío. Por otro lado, hacia el noreste está cubierta por depósitos aluviales del valle medio del Magdalena (Clavijo et al., 2008).

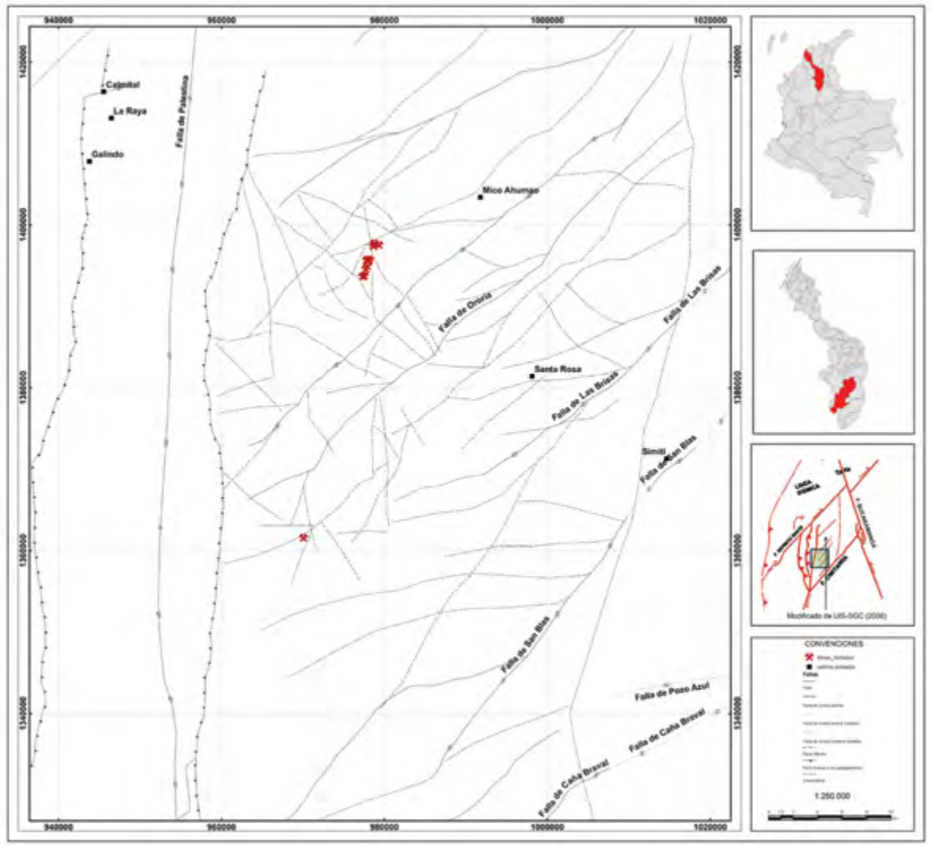
Falla Espíritu Santo-Currumuru

La falla Espíritu Santo-Currumuru representa el límite norte de la serranía de San Lucas, tiene una orientación N 40° E y corresponde a una estructura de carácter normal con un componente de rumbo dextral. Tiene una longitud aproximada de 125 km y se extiende desde la falla de Sabanalarga (municipio de Liborina) hasta el bajo Cauca. Pone en contacto rocas metamórficas precámbricas del sur con rocas metamórficas paleozoicas del norte (Clavijo et al., 2008).

Sistema de fallas Noreste

Estas estructuras corresponden a fallas de rumbo de movimientos dextral localizadas en el Bloque San Lucas. Tienen dirección que varía entre N 20°-60° E y afectan regionalmente el batolito de Norosí y la Formación Noreán (Consorcio GSG, 2015a).

Figura 4.7. Mapa geológico estructural con los principales lineamientos del área de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.



4.2.4. ALTERACIÓN HIDROTERMAL.

En general, las rocas cajas de este sector están únicamente alteradas hacia el contacto o en las vecindades de los filones principales. La alteración sericítica o cuarzo-sericítica es dominante, y se distribuye en las

Figura 4.8. Espectro infrarojo de roca alterada a sericita mina Laberinto. Fuente: autores.

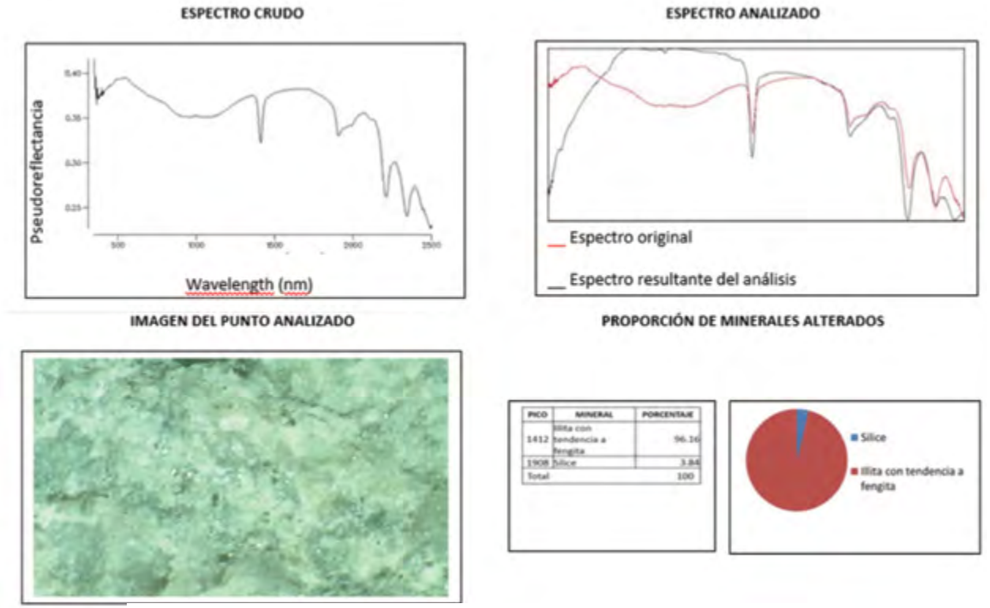
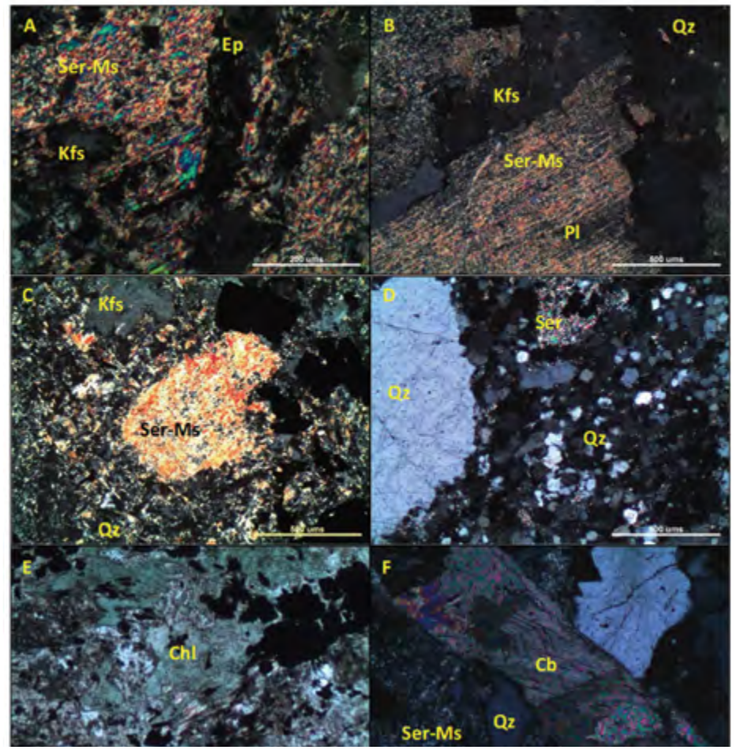


Figura 4.9. Alteración hidrotermal en roca de caja de composición ígnea granitoide.
Kfs = feldespato potásico. Ser-Ms = sericita-muscovita. Ep = epidota. Qz = cuarzo. Pl = plagioclasa. Chl = clorita. Cb = carbonato. Fuente: autores.

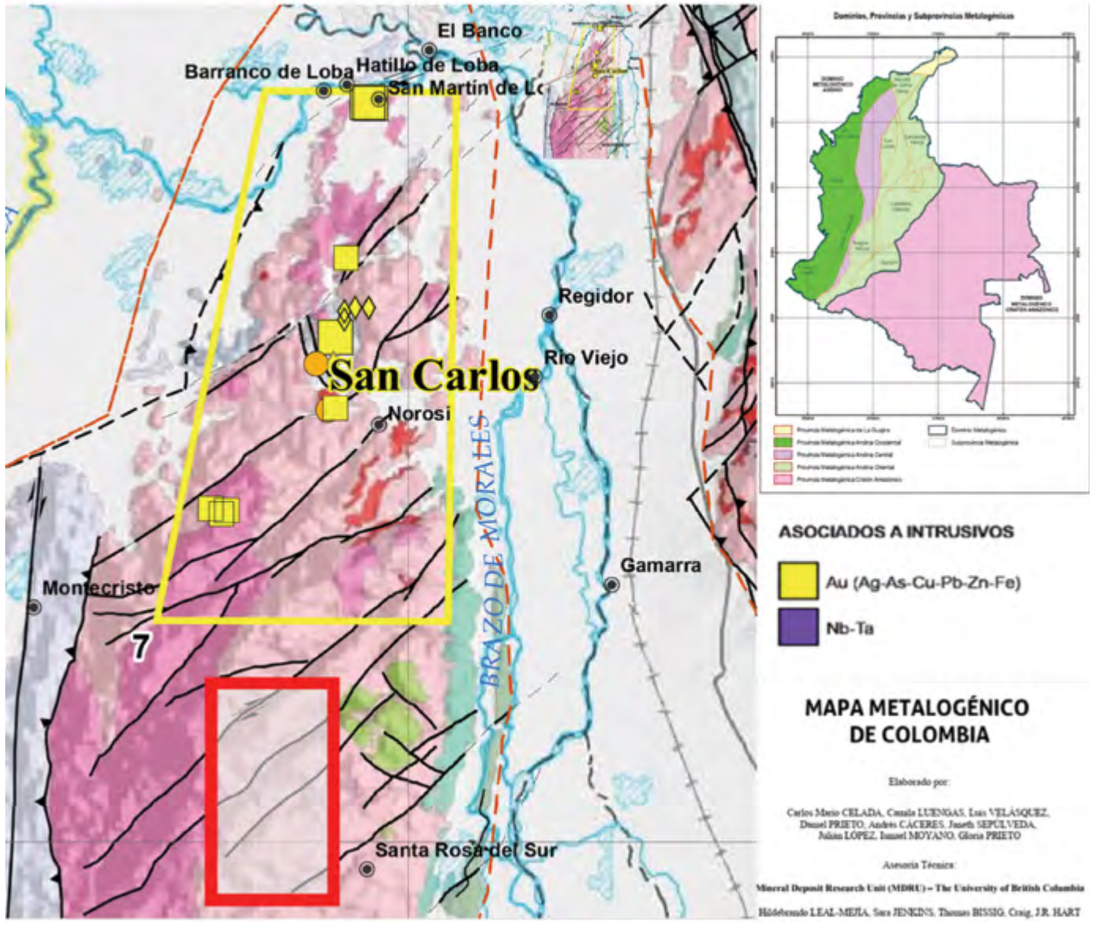


rocas faneríticas de manera selectiva (figura 4.9.). Además, se presenta una alteración subordinada de débil a moderada dada por carbonatos, clorita y epidota en parches, así como en vetillas; adicionalmente, en las minas Monyort y El Caporal se observaron cristales de turmalina y epidota en bajo porcentaje, relacionados a la sericitización (figura 4.8.).

4.2.5. METALOGÉNESIS Y MINERALIZACIÓN AURÍFERA

Las explotaciones mineras en la serranía de San Lucas, localizadas en el flanco oriental de la cordillera Central de los Andes colombianos, pertenecen a la provincia metalogénica Andina Oriental, subprovincia de San Lucas. Los depósitos del norte de la serranía han clasificado como relacionados con intrusivos con mineralización metálica de Au (Ag, As, Cu, Pb Zn-Fe); sin embargo, las minas ubicadas en cercanías de Santa Rosa del Sur aún no han sido clasificadas (Celada et al., 2016) (figura 4.10.).

Figura 4.10. Localización de la zona minera de Santa Rosa del Sur. Fuente: mapa Metalogenico de SGC 2016.



La mineralización aurífera se desarrolla a lo largo de estructuras vetiformes formadas por fracturamiento y relleno, compuestas por bandas de cuarzo de textura masiva y sulfuros masivos dominados por pirita, esfalerita, calcopirita y galena, y eventualmente arsenopirita, sulfosales de plata y telururos. En ocasiones se presenta pirita diseminada en la roca caja, asociada preferentemente a la alteración cuarzo-sericítica.

En orden de abundancia, estos son los minerales metálicos: pirita en agregados masivo en cristales euhedrales y subhedrales, asociada a esfalerita, galena y calcopirita de grano grueso. La esfalerita se presenta masiva y subhedral. La calcopirita siempre es anhedral, masiva o exsuelta de esfalerita. La galena subhedral y euhedral se encuentra rellenando fracturas y espacios porosos, y frecuentemente se asocia a tetraedrita o telururos de plata. La arsenopirita se presenta en agregados masivos anhedrales y euhedrales, y únicamente se observa en concentraciones en las minas del sector sur de Coopcaribona y en la mina Walter.

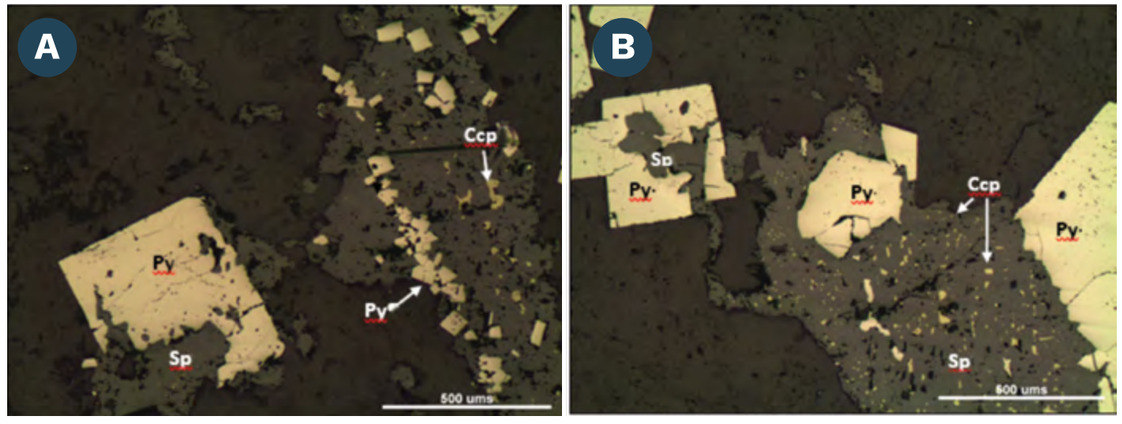
El oro se presenta principalmente incluido en pirita o rellenando fracturas de pirita; secundariamente se halla asociado a esfalerita, calcopirita, galena y arsenopirita. Es frecuente encontrar partículas de oro asociadas con galena y sulfosales de plata; cuando está asociado con calcopirita, se encuentra también con tetraedrita.

La descripción mineralógica de las menas analizadas por sectores, teniendo en cuenta análisis petrográficos de minas seleccionadas, es como sigue:

Mina Reina de Oro

La mena está compuesta por una vena de cuarzo masivo, localmente con textura de peine, con formas anhedrales a subhedrales y tamaño de grano medio a grueso, principalmente asociado a pirita en agregados (~10,7%) y esfalerita zonada con calcopirita exsuelta (~6,3%), con bajos contenidos de calcopirita (~1,3%), como inclusiones en esfalerita y galena (<0,1%), rellenando microfracturas (fotografía 4.1.).

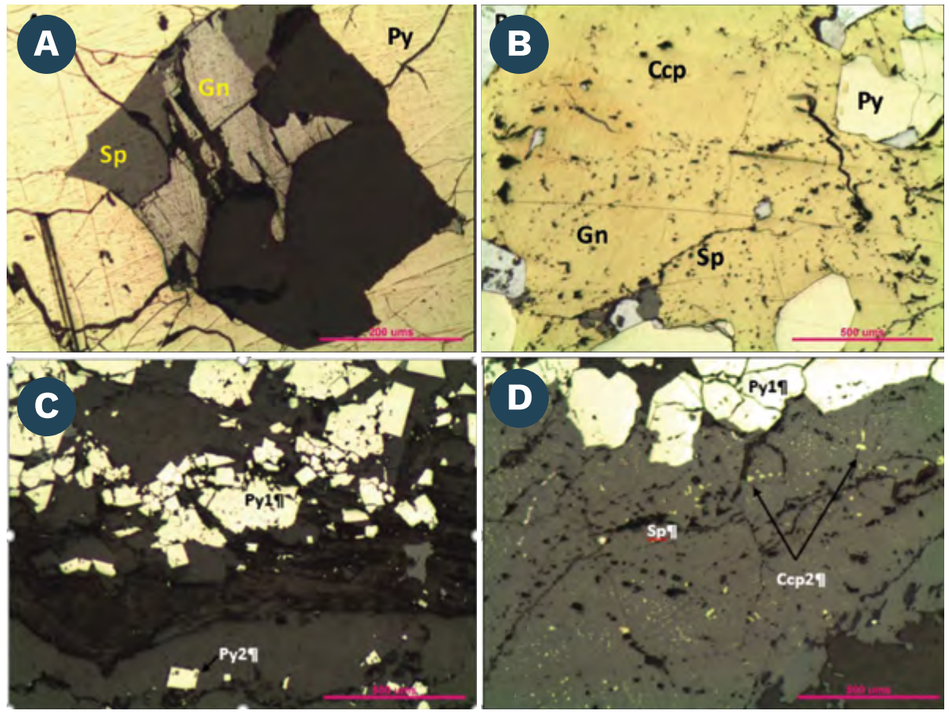
Fotografía 4.1. Asociación de pirita (py) y esfalerita (Sp). Mina Reina de Oro. Fuente: autores.



Mina Caporal

En la mina El Caporal, la mineralización se concentra en venas de cuarzo con sulfuros masivos que cortan una roca holocristalina muy alterada. La vena se compone de cuarzo de textura masiva, y hacia los bordes, en peine, está acompañada por pirita (~35%) de hábito cúbico, esfalerita (~17%), calcopirita (~1%) y galena (~1%). En general, estos sulfuros aparecen en formas anhedrales incluidos en la pirita, aunque también se observa pirita incluida en calcopirita y esfalerita.

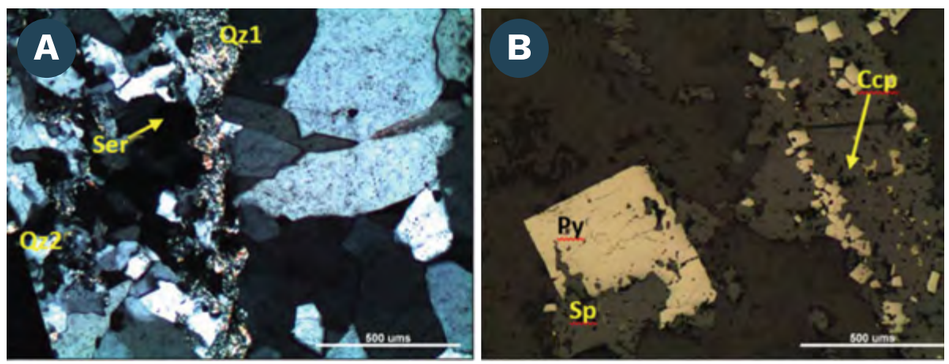
Fotografía 4.2. Microfotografías de los minerales de mena presentes en la mina El Caporal (N: 1.395.690, E: 978.099, altura: 1.270 m. s. n. m.). Fuente: autores.



Mina Monyor

En la mina Monyort fueron reconocidas venas de cuarzo masivo con evidencias de recristalización, desarrollando textura en mosaico y localmente flamboyante. Este mineral de ganga está asociado a pirita (~17%), esfalerita (~7,3%), galena (~0,7%) y calcopirita (~0,3%). De igual forma, se observó introducción de vetillas rectas y discontinuas, compuestas por otra generación de cuarzo y pirita (~1,7%) (fotografía 4.3.).

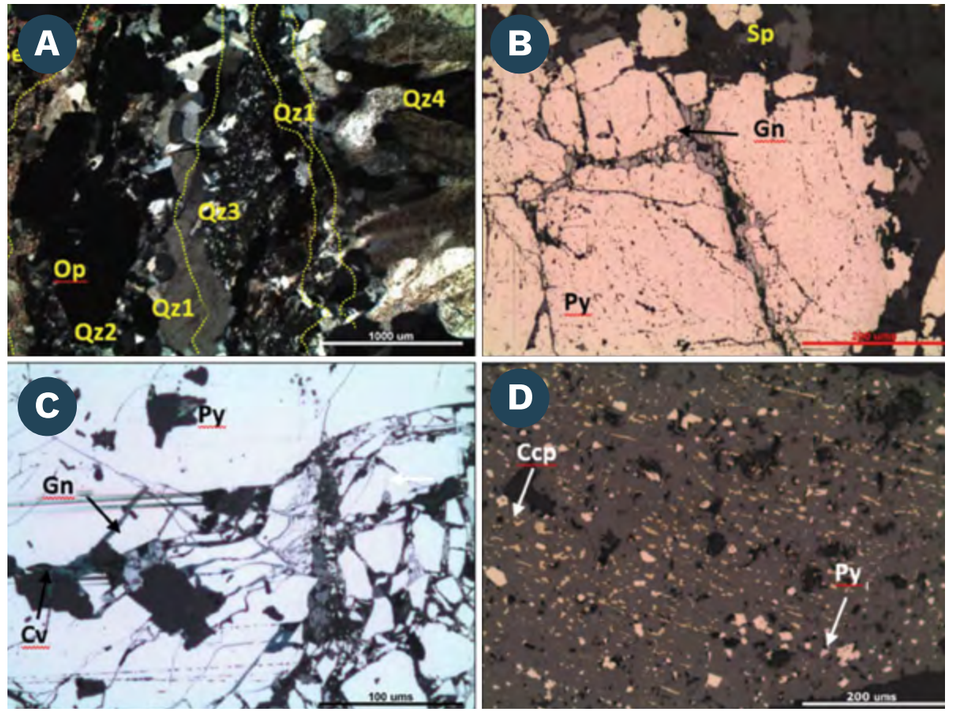
Fotografía 4.3. Microfotografías de los minerales de ganga y mena presentes en la mina Monyort. (N: 1.395.722, E: 977.808, 1.192 m. s. n. m.). Fuente: autores.



Mina Inasur

Las estructuras vetiformes analizadas están compuestas por cuarzo bandeado formado en varias generaciones. El pulso principal está dado por cuarzo de una primera generación, pirita (~10%), esfalerita (~4%) y galena (~0,7%), estas dos últimas ubicadas hacia los bordes y rellenando microfracturas de pirita euhedral. Además se observa calcopirita como inclusiones en pirita, así como inclusiones de pirita (<0,1%) y calcopirita (<0,1%) en esfalerita (fotografía 4.4.).

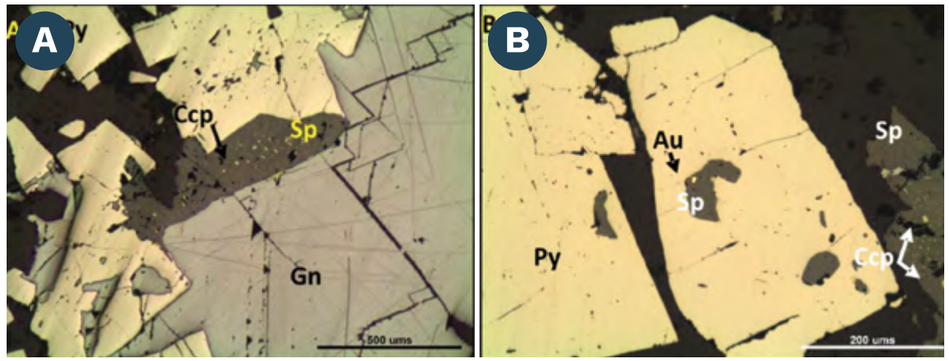
Fotografía 4.4. Microfotografías de la mineralización presente en la mina Inasur (N: 1.394.610, E: 977.728, 1.387 m. s. n. m.). Fuente: autores.



Mina el Laberinto

Vena de cuarzo y carbonato con textura masiva, asociada a pirita (~27%), de tamaño medio a grueso en agregados cristalinos, acompañada por galena (~22%) y esfalerita (15,7%), con cantidades menores de calcopirita y trazas de oro. Al igual que en las otras minas, se evidencian procesos de deformación que genera la recristalización del cuarzo, en el que se desarrolla una textura de mosaico, además de una introducción de sericita diseminada y en parches, con baja intensidad.

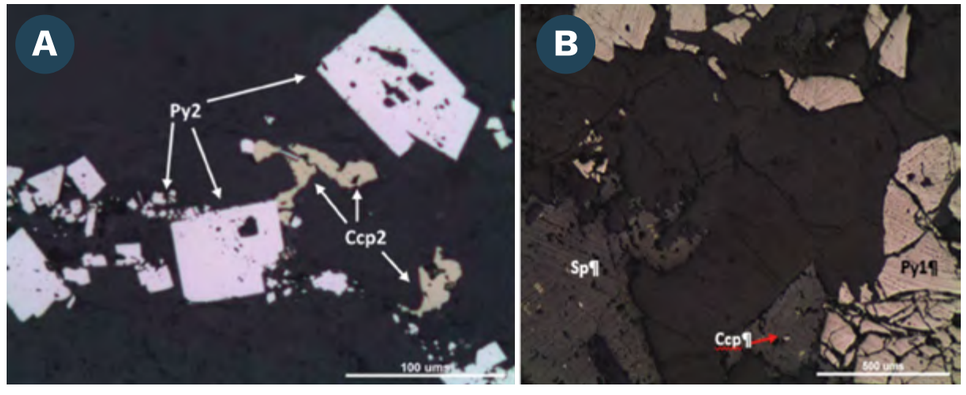
Fotografía 4.5. Mineralización mina El Laberinto. A) Asociación de pirita (Py), galena (Gn) y esfalerita (Sp). B) Oro (Au) de tamaño fino, incluido en esfalerita (Sp). Mina Laberinto (N: 1.393.690, E: 977.308, altura 1.636 m. s. n. m.) Fuente: autores.



Mina HGB

En la mina HGB la mena consta de cuarzo con textura masiva y de recristalización, asociado a agregados cristalinos y masivos de pirita arseniosa (~21%) con inclusiones de galena (<0,1%). La pirita arseniosa se relaciona con cristales de esfalerita (~13%) con inclusiones de calcopirita (<0,1%) con desarrollo de textura enferma.

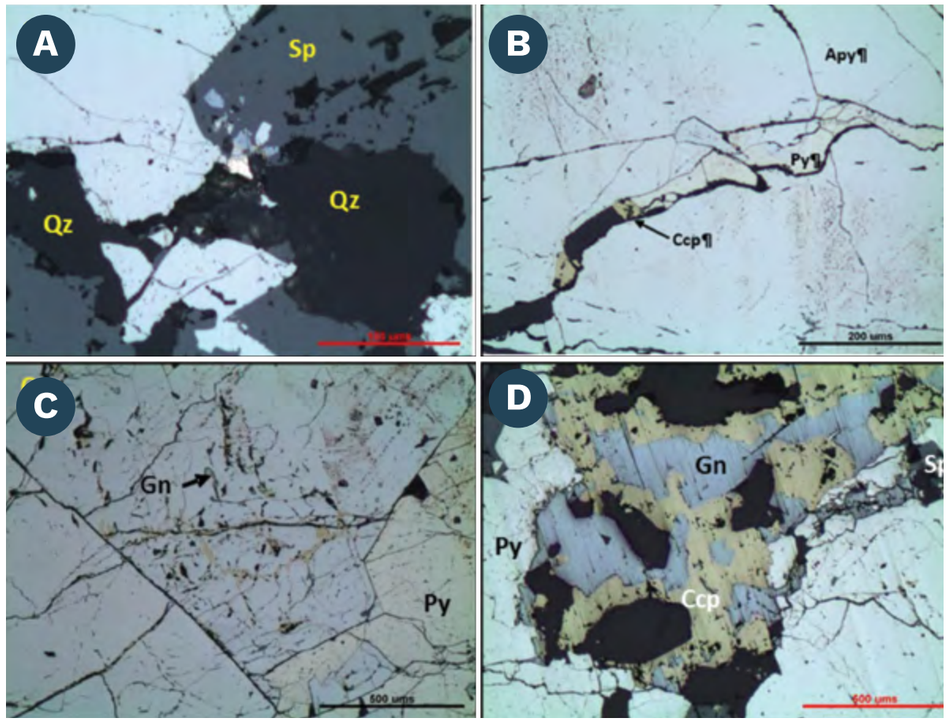
Fotografía 4.6. Mineralización mina HGB. A) Asociación de pirita (Py) y calcopirita (Py). B) Pirita multifracturada asociada a esfalerita (Sp). Mina HGB (N: 1.393.750, E: 977.530, altura: 1.617 m. s. n. m.). Fuente: autores.



Mina Coopcaribona

En el sector de río Caribona, donde se halla la mina de Coopcaribona. La mena está compuesta de cuarzopirita (12,4-54%) en agregados cristalinos, con tamaños variables entre fino y grueso, acompañada por arsenopirita masiva (0,3-27,5%), esfalerita (<0,1-30%) de color amarillo claro. En baja proporción hay galena (<0,1-3,9%) y calcopirita (<0,1-2%) y ocasionalmente hay presencia de tetraedrita (<0,1%) de tamaño fino a muy fino. Eventualmente se observan vetillas discontinuas y sinuosas de pirita dentro de los cristales de arsenopirita (fotografía 4.7.).

Fotografía 4.7. Microfotografías de venas de cuarzo mineralizadas. Mina Caribona (N: 1.361.633, E: 970.038, 959 m. s. n. m.). Fuente: autores.



4.2.6. ANÁLISIS MICROTERMOMÉTRICOS

Se realizó el análisis microtermométrico a tres muestras de veta de las minas Reina de Oro, El Laberinto (sector de San Pedro Frío) y Coopcaribona, en las que se encontraron inclusiones fluidas primarias, bifásicas, de buen tamaño (5 a 30 micrómetros), y relaciones de líquido-vapor inferiores a 0,33%. En cuanto a salinidad, en la zona de Viejito, en la mina Reina de Oro, la salinidad es de 9,35% NaEq, con temperaturas que varían entre 151 °C y 164 °C.

La mina Laberinto (sector de San Pedro Frío) presenta inclusiones con salinidad muy baja, casi nula, y temperaturas que oscilan entre 166 °C y 174 °C, si bien una de ellas alcanza los 280 °C, mientras que en el sector de Coopcaribona la mineralización presenta salinidad variable, de 3,4 a 4,7% NaEq, y de 13,96 a 19,31% NaEq, con temperaturas entre 180,3 °C y 189 °C, lo cual se explica como una mezcla isotermal de fluidos con muy variables salinidades.

Los datos colectados permiten deducir que la mineralización en el sector fue introducida por fluidos de origen hidrotermal, con cationes de Ca^{2+} en la mina Reina de Oro, mientras que en el sector de San Pedro Frío los cationes presentes son K^{+}, Na^{+}, Fe^{2+} y Mg^{2+}. Por otro lado, en el sector de Coopcaribona los cationes encontrados son Mg^{2+}, Ca^{2+} y K^{+}, lo que sugiere que se presentan fluidos mineralizantes diferentes en cada uno de los tres sectores.

Además, en el sector de San Pedro Frío se presentan trazas de CO_2 asociadas al fluido mineralizante, mientras que en los otros sectores no se observan volátiles asociados a dichos fluidos.

Figura 4.11. Diagrama de correlación de temperatura de homogeneización vs. salinidad en Santa Rosa del Sur. Fuente: autores

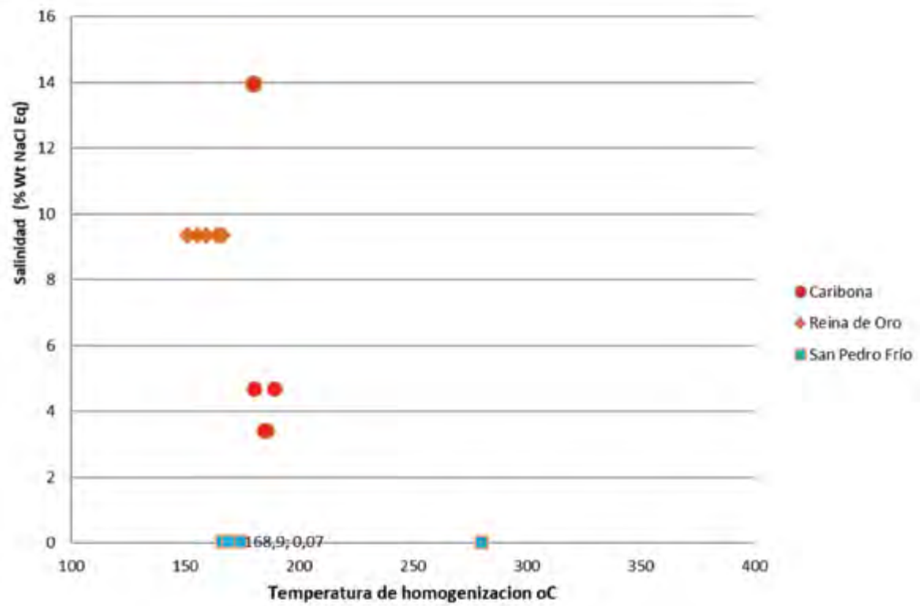
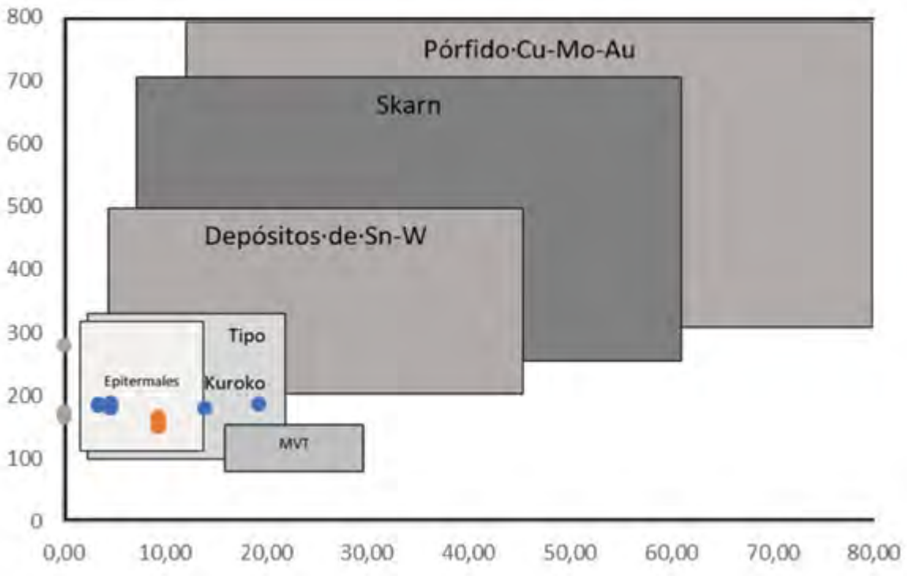


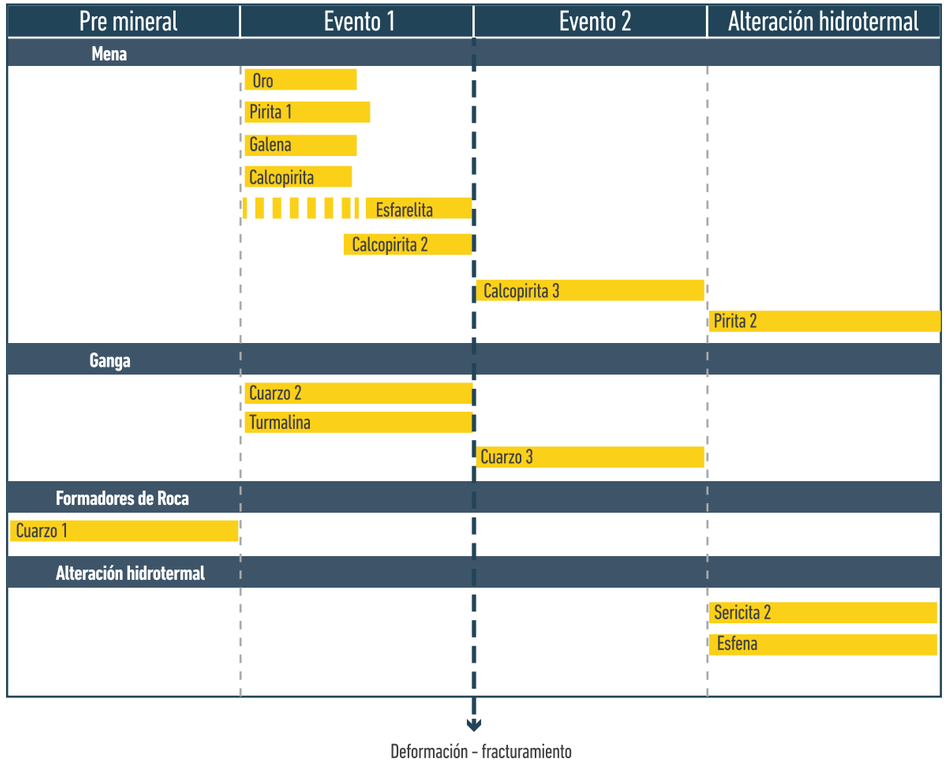
Figura 4.12. Representación de temperatura vs. salinidad en el diagrama de Wilkinson (2011) correspondiente a la zona minera de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores



4.2.7. SECUENCIA PARAGENÉTICA

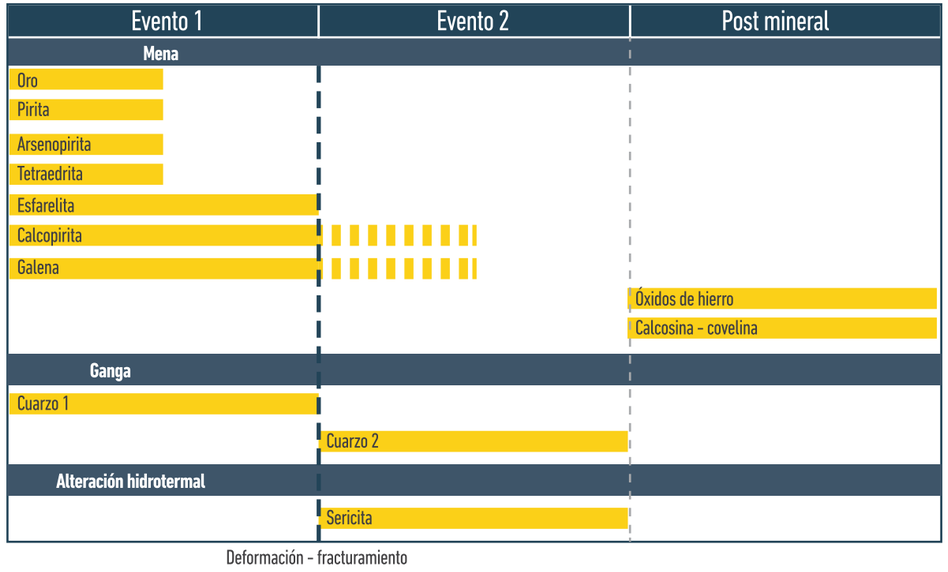
La secuencia paragenética de la mineralización de la zona norte contempla las minas Viejito, Caribe y San Pedro Frío, y considera la cristalización de cuarzo masivo seguido de precipitación de pirita masiva euhedral, seguida de esfalerita, calcopirita y galena. En un segundo evento de mineralización reprecipita pirita y calcopirita, esencialmente (figura 4.13.).

Figura 4.13. Secuencia paragenetica de la mineralización de la zona norte. Mina Caporal. Fuente: autores



En el caso de las minas del sector de Mina Walter la secuencia paragenética se inicia con cristalización de cuarzo y precipitación de arsenopirita y pirita, y cantidades menores de pirrotina; le sigue la precipitación de esfalerita, calcopirita y tetraedrita con galena masiva concentrada por sectores y en los bordes de frentes mineralizados (figura 4.14.).

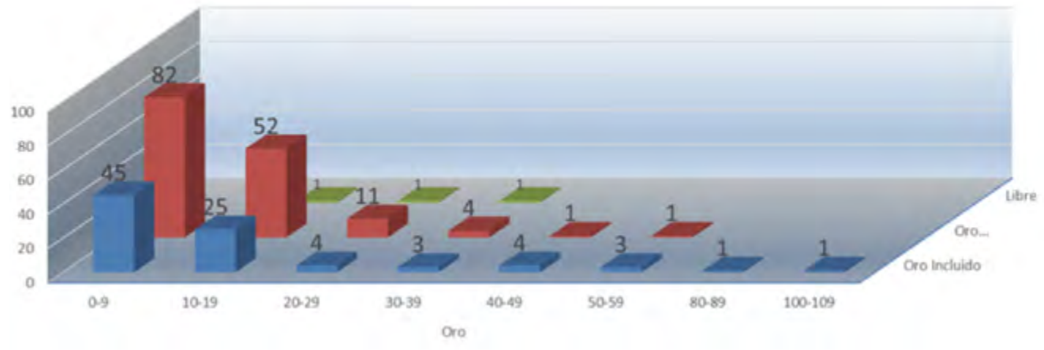
Figura 4.14. Secuencia paragenetica dela mineralización de la zona de mina Walter. Mina Coopcaribona. Fuente: autores



4.2.8. OCURRENCIA DE ORO EN VETA

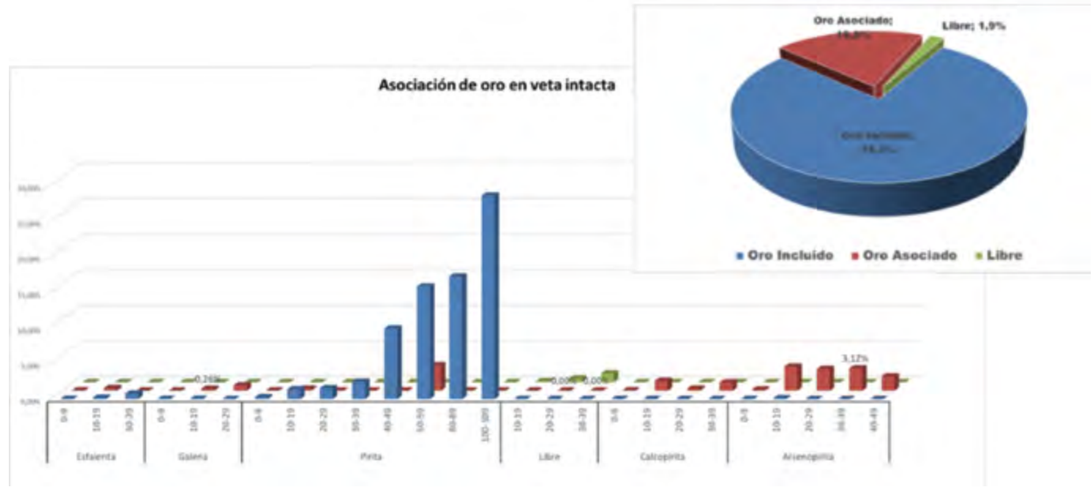
Un total de 193 granos de oro fueron observados en las minas Caporal, Laberinto y Coopcaribona. En las secciones petrográficas preparadas no fue posible hallar oro en las minas Inasur, Reina de Oro, San Juan, HGB y Monyort). Las partículas analizadas tienen un tamaño (D2Eq) que varía entre 1,1 µm y 102 µm; predominan los tamaños inferiores a 30 micrómetros. Las partículas de oro se encuentran principalmente asociadas o incluidas en sulfuros, preferencialmente pirita, y en menor proporción calcopirita, esfalerita, arsenopirita y galena (figura 4.15.).

Figura 4.15. Distribución de partículas por rango de tamaño y su asociación. Minas de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores



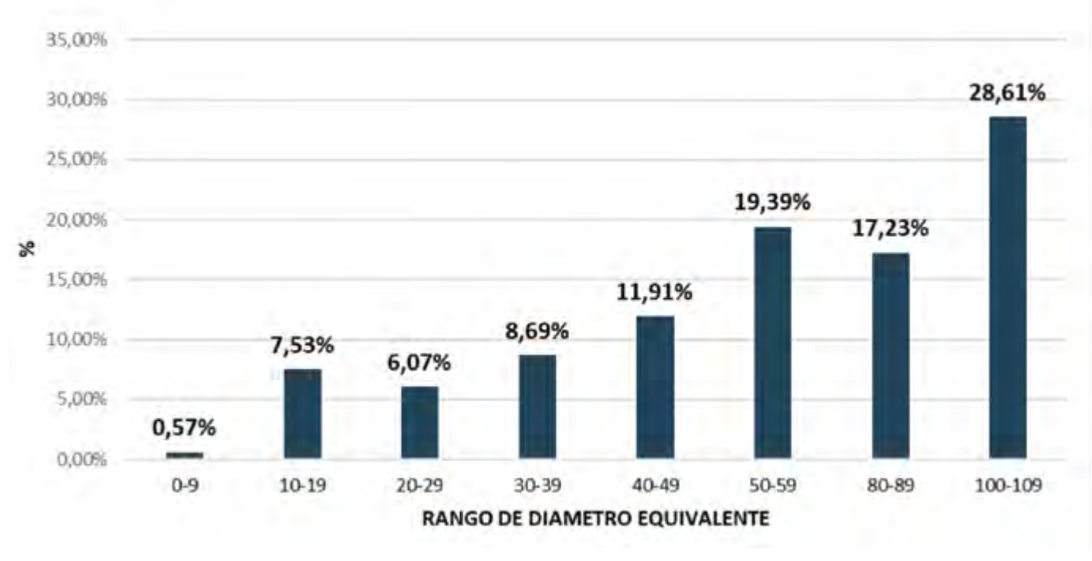
La distribución en peso de las partículas de oro indica que el 78% del oro se halla incluido en pirita, mientras que el 20% se halla asociado a pirita, arsenopirita, calcopirita, esfalerita y galena. Solamente un 2% se halla libre, relacionado con cuarzo (figura 4.16.).

Figura 4.16. Distribución de partículas en peso y asociación. Minas de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores



La distribución general del oro en peso indica variación de acuerdo a su tamaño. Por encima de 50 micrómetros se halla el 65% de la distribución. Partículas mayores de 80 micrómetros representan cerca del 45% del total de sulfuros, que pueden recuperarse por concentración gravimétrica convencional (figura 4.17.).

Figura 4.17. Distribución de oro en peso total. Minas de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores



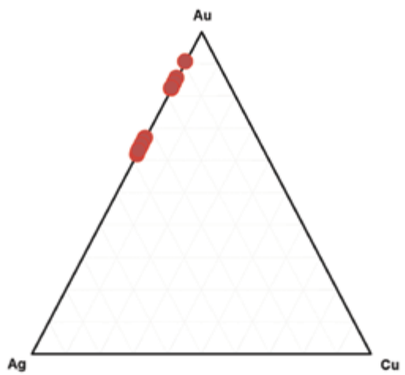
Para el desarrollo de la guía metodológica el equipo técnico del SGC determinó las minas que cuentan con las características mineralógicas generales de la zona, las cuales se desarrollarán en la guía, el detalle de cada una de las minas visitadas se puede encontrar en el informe técnico que acompaña la guía.

4.2.9. CALIDAD DEL ORO (EPMA)

Para determinar la composición elemental de las partículas de oro se analizaron con microsonda electrónica (EPMA) veinticuatro partículas provenientes de las minas El Caporal, Laberinto y Caribona, en las que se identificaron porcentajes elementales de oro y plata, así como otros elementos presentes en menores proporciones: arsénico, selenio, cobre, mercurio, paladio, antimonio, teluro y bismuto.

La calidad del oro determinada mediante análisis microelementales con microscopía electrónica (EPMA) con respecto a la relación Au-Ag-Cu indica que la proporción de plata es alta en las menas, con valores que oscilan entre 14 Agwt% y 37 Agwt% (figura 4.18.).

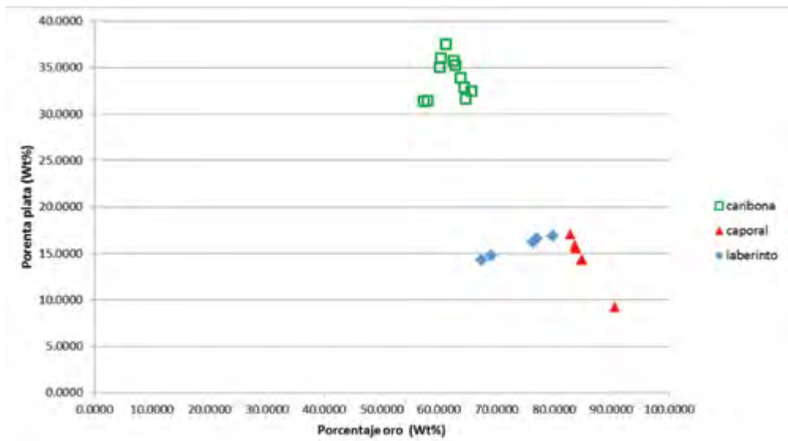
Figura 4.18. Diagrama triangular Au-Ag-Cu correspondiente a las partículas de oro analizadas con microsonda electrónica. Fuente: autores



Análisis de algunas partículas de oro seleccionadas aleatoriamente muestran que la variación de los contenidos de Au oscila entre 57 Auwt% y 91 wt%, lo que pone de manifiesto la presencia de oro tanto de tipo *electrum* como nativo.

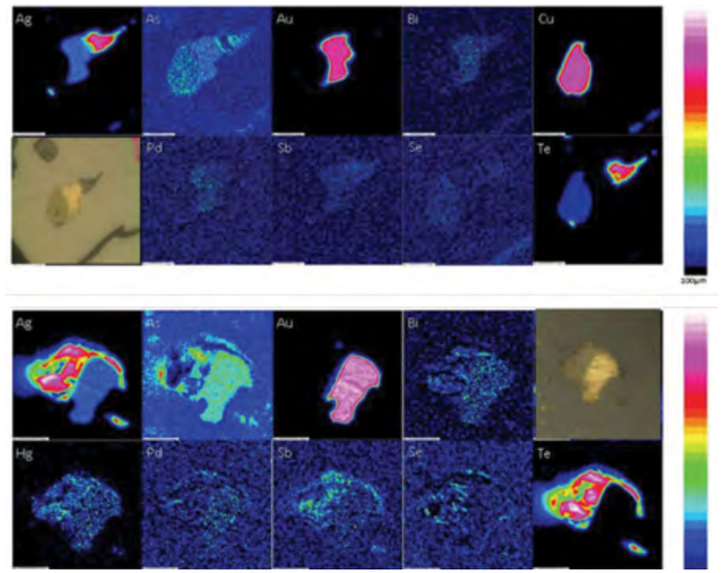
El contenido elemental de Au en las partículas el oro de las minas analizadas indican claramente, en la relación Au/Ag, que en la mina Coopcaribona el contenido de plata es mayor del 30 wt%, mientras que en las minas del sector de mina Caribe el contenido de Ag es siempre menor de 20 wt% (figura 4.19.). A continuación se describen las características particulares del oro en las minas:

Figura 4.19. Relación Au/Ag de partículas de oro analizadas con microsonda electrónica. Fuente: autores



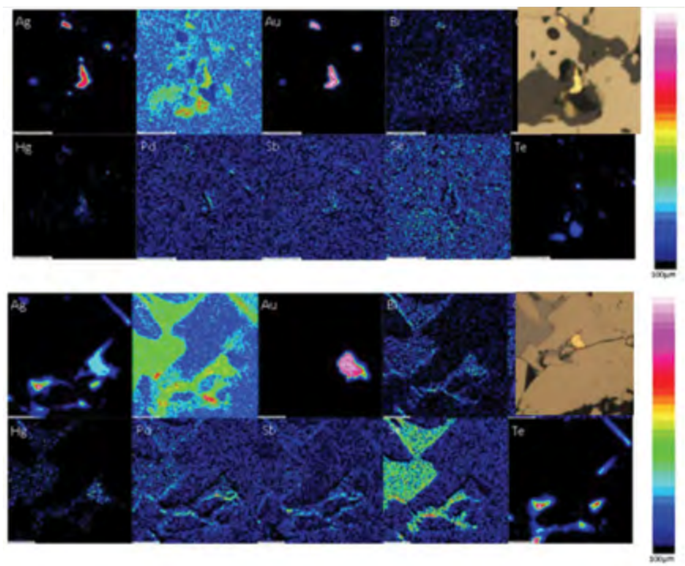
En la mina El Caporal el oro está asociado con calcopirita y telururos de plata. La variación elemental de Au oscila entre 82,7 y 90,5 83,73 wt%, y la plata entre 9,2 y 17,1 wt%, y corresponde composicionalmente a oro nativo. Adicionalmente se midieron otros elementos, como cobre (0-0,09 wt%), teluro (0-0,5 wt% Te) y hierro (0,01-0,9 wt%) (figura 4.20.).

Figura 4.20. Mapas composicionales para oro nativo. mina El Caporal (N: 1.395.690, E: 978.099, altura 1 270 msnm). Fuente: autores



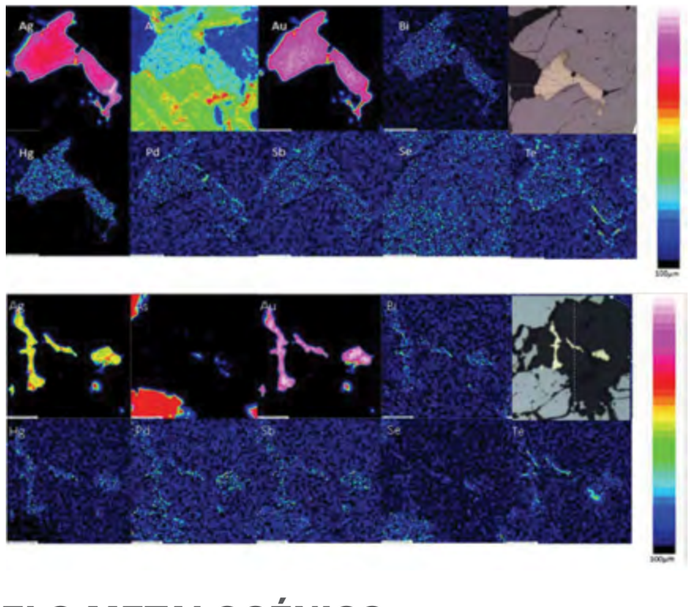
Los análisis puntuales con microsonda electrónica de los granos de la mina Laberinto indican un contenido de oro entre 67,3 y 79,7 wt%, mientras la plata presenta unos valores entre 14,3 y 16,8 wt%; el oro se caracteriza como nativo. Asimismo, hay presencia en baja proporción de arsénico (~0,01 wt%), cobre (~0,01 wt%), selenio (~0,01 wt%), hierro (0,5-4,7 wt%), bismuto (~0,01 wt%) y teluro (~0,03 wt%) (figura 4.21.).

Figura 4.21. Mapas composicionales para oro nativo. Mina El Laberinto (N: 1.393.690 , E: 977.308, altura 1 636 msnm). Fuente: autores



En la mina Coopcaribona, los valores elementales de oro oscilan entre 57,3 y 65,5 wt%, y los de plata entre 31,3 y 37,5 wt%. El oro, caracterizado como electrum, tiene en esta mena los valores más bajos de Au, se asocia principalmente con galena y tienen relación directa con la presencia de mercurio y telurio. Los demás elementos analizados corresponden a arsénico (~0,01 wt%), cobre (0-0,3 wt%), mercurio (0-0,04 wt%), hierro (0,05-0,5 wt%), bismuto (~0,01 wt%) y teluro (0-0,1 wt%) (figura 4.22.).

Figura 4.22. Mapas composicionales para oro electrum pertenecientes a la mina Coopcaribona, (N: 1 361 633, E: 970 038, altura:959 msnm) Fuente: autores



4.2.10. MODELO METALOGÉNICO

En general, el modelo metalogenético corresponde con la mineralización en filones y vetas formados por fracturamiento y relleno emplazados en zonas de cizalla, con características estructurales compatibles con un régimen transpresivo, emplazados en un cuerpo magmático granodiorítico.

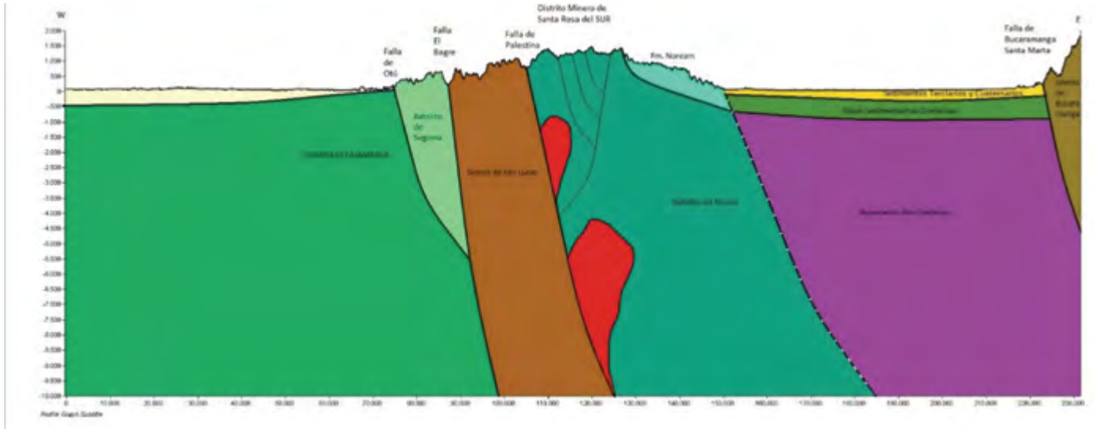
La mineralización aurífera se debe a la circulación de fluidos hidrotermales relacionados con fases finales de magmatismo a lo largo de extensas zonas de fractura ubicadas entre el sistema de fallas de Palestina, Cimitarra y la falla Bucaramanga-Santa Marta.

Considerando la fuente de los fluidos mineralizantes de las menas estudiadas, así como la información bibliográfica disponible, las relaciones de campo observadas y los resultados de análisis petrográficos son compatibles con depósitos epitermales de muy baja temperatura, seguramente relacionados con intrusiones (IRGD).

4.2.11. UNIDADES GEOMETALÚRGICAS (UGMS)

Se han diferenciado tres tipos de asociaciones mineralógicas principales: la primera consiste en agregados masivos de sulfuros polimetálicos con contenidos por encima del 50% de la mena (mina El Caporal); una segunda asociación tiene contenidos altos de pirita, menor esfalerita y calcopirita, en proporciones bajas en la mena, y predominio de ganga de cuarzo y líticos (minas de Reina de Oro); la tercera asociación contiene pirita y galena con contenidos bajos de esfalerita y calcopirita (mina Coopcaribona). Las tres menas contienen minerales poco refractarios.

Figura 4.23. Modelo metalogénico generalizado del área de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores



Por otro lado, el tamaño del oro incide en la selección, debido a que el oro en las menas polimetálicas es de menor tamaño, menor de 110 micrómetros, más pequeño que en las menas que contienen menos sulfuros y cuarzo, donde el oro puede alcanzar hasta 250 micrómetros.

De acuerdo con lo expuesto, y debido a la abundancia de sulfuros en la menas, se considera plantear dos unidades geometalúrgicas: la primera permitiría manejar y procesar gran cantidad de sulfuros polimetálicos con oro de tamaño menor de 100 micrómetros, con altos contenidos de plata (sector de minas Caribe y Coopcaribona), y la segunda se destinaría a beneficiar menas con bajos contenidos de sulfuros y partículas grandes de oro (minas de San Pedro Frío y Viejito).

4.3. ANÁLISIS PETROGRÁFICOS DE MATERIAL DE PROCESO METALÚRGICO

4.3.1. LIBERACIÓN DE MINERALES METÁLICOS

Teniendo en cuenta que el distrito minero es muy extenso y que existe gran cantidad de explotaciones mineras, desde minería artesanal hasta mediana minería, se seleccionaron explotaciones mineras que han eliminado el mercurio en sus procesos y quieren mejorar su recuperación. Las operaciones mineras tecnificadas que cuentan con plantas de beneficio de uso continuo y que tienen personal técnico calificado solo se documentan como referencia, sus procesos extractivos y sus procesos metalúrgicos no fueron evaluados.

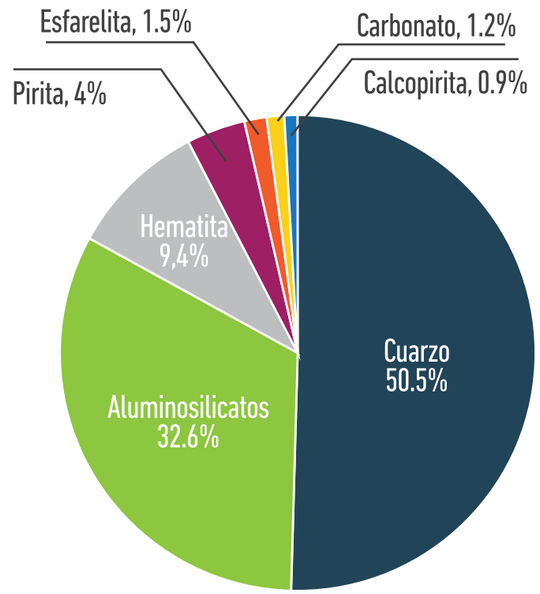
El material de cabeza se analiza considerando tamaño de grano, el grado de liberación, la asociación de minerales y el tamaño de oro encontrado mediante análisis petrográficos para cada una de las plantas de beneficio instaladas y analizadas, en los municipios de la zona minera. Se seleccionaron las operaciones mineras Reina de Oro, Caporal, Monyor, Puntilla, Inasur y Coopcaribona.

4.3.1.1. LIBERACIÓN BINARIA DE MINERALES DE INTERÉS EN LA MINA REINA DE ORO

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada en la planta de beneficio de la mina Reina de Oro (figura 4.24.), indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada por ganga de cuarzo (50,48%), fragmentos líticos derivados de la roca encajante

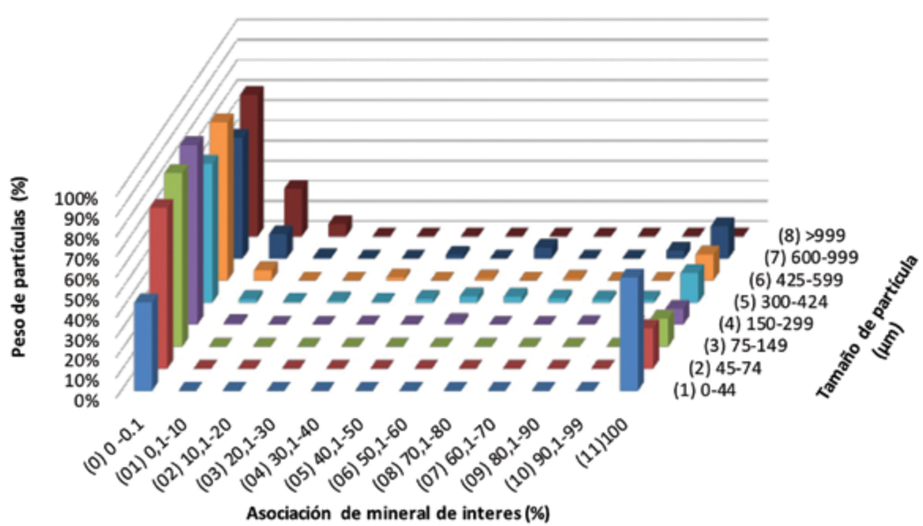
(32,64%), hematita (9,39%), y cantidades menores de carbonatos (1,17%), sulfuros, especialmente pirita (3,964%), esfalerita (1,45%), calcopirita (0,88%), calcosina-covelina (0,021%) y arsenopirita (0,0003%).

Figura 4.24. Distribución mineralógica de la muestra de cabeza de proceso de la mina Reina de Oro. Fuente: autores



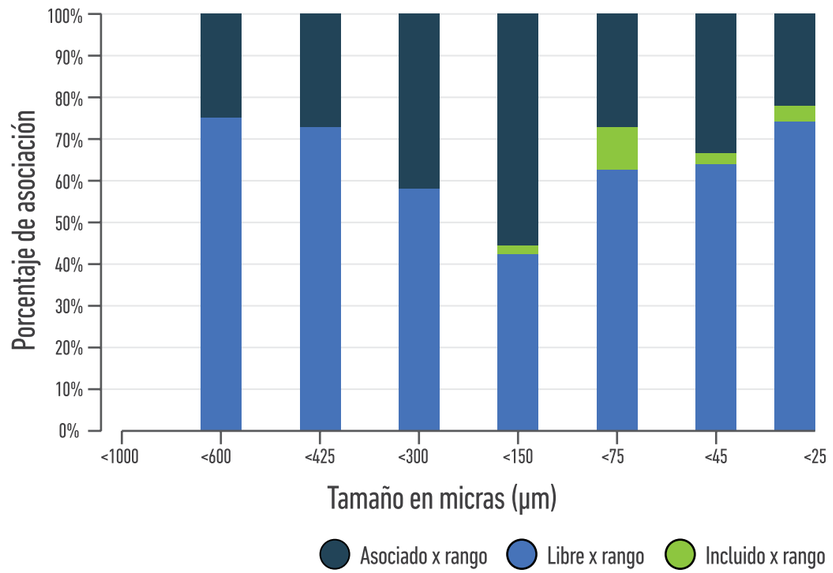
En el espectro de liberación binario de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso de la mina Reina de Oro, los resultados muestran que existe un gran porcentaje de partículas de ganga liberadas (porcentaje de asociación (0) 0-0,1%), así como de partículas de minerales metálicos liberadas (porcentaje de asociación (11) 100%). Solamente existen partículas mixtas con asociación de ganga entre 10 y 30% en tamaños por encima de 425 µm. También es notable el incremento de sulfuros libres en la fracción menor de 45 µm.

Figura 4.25. Porcentaje en peso de partículas por cada rango de tamaño de partícula y porcentaje de asociación de minerales metálicos, correspondientes a la muestra de cabeza de la mina Reina de Oro. Fuente: autores



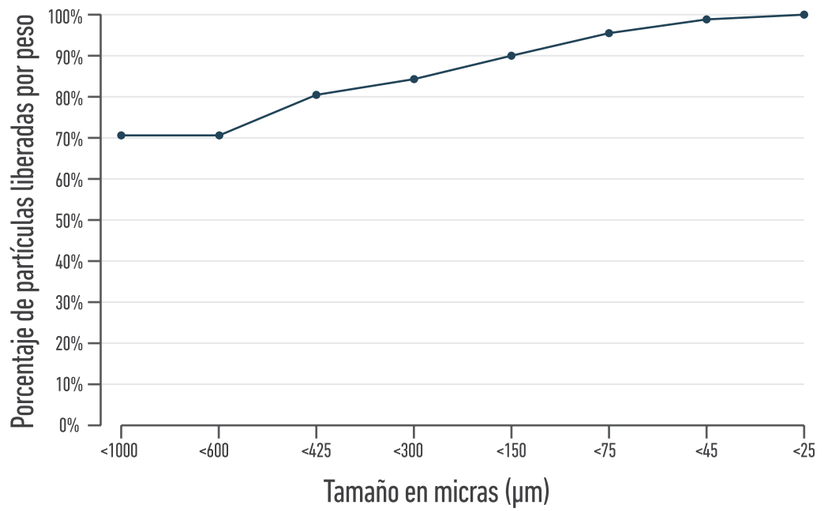
La figura 4.26 muestra la distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por rango de tamaño. Los resultados indican que en el rango de 150 a 300 µm hay un 56,4% de partículas asociadas y un 1,82% de partículas incluidas. Entretanto, para los demás rangos de tamaño el porcentaje de partículas asociadas no excede el 27% (figura 4.26.).

Figura 4.26. Asociación de minerales metálicos y sulfuros por rango de tamaño de la muestra de cabeza de la mina Reina de Oro. Fuente: autores



El porcentaje acumulado de sulfuros y minerales metálicos libres respecto a la clase al rango de tamaño de partícula en µm. En la el primera clase rango de tamaño de (<1000 µm) se encuentra eln 70% de las partículas de sulfuros y minerales metálicos libres de la muestra,. Con la disminución de tamaño de partícula se va acumulando el peso de dichos minerales hasta alcanzar un 100% en la clase el rango de tamaño por debajo de losde <25 µm. Con base en los resultados del análisis fue definido se decidió acondicionar la muestra a un d80 de 425 µm para ser concentrarlada gravimétricamente por en la mesa tipo Wilfley (figura 4.27.).

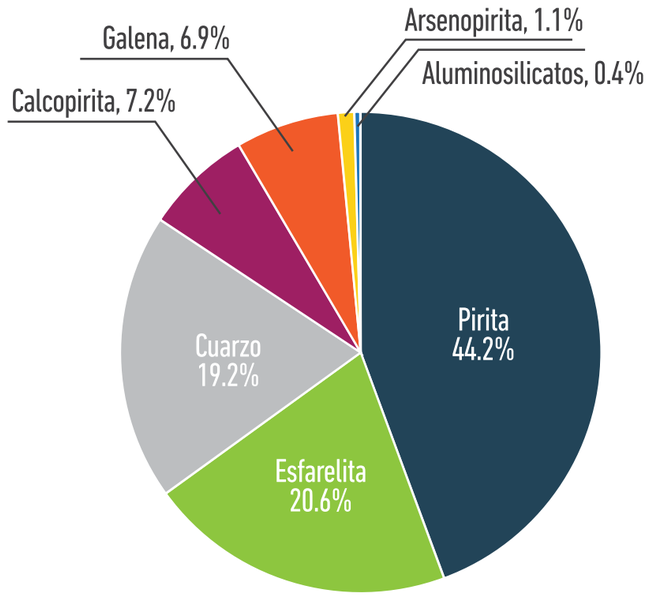
Figura 4.27. Grado de liberación de minerales metálicos y sulfuros en la muestra de cabeza de la mina Reina de Oro. Fuente: autores



4.3.1.2. LIBERACIÓN BINARIA DE MINERALES DE INTERÉS EN LA MINA EL CAPORAL

Los análisis mineralógicos realizados a la muestra de cabeza de proceso colectada en la planta de beneficio de la mina El Caporal (figura 4.28), indican que la distribución mineralógica en porcentaje en peso de la mena está representada por ganga de cuarzo (19,23%), sulfuros, especialmente pirita (44,29%), galena (6,96%), esfalerita (20,63%), calcopirita (7,29%), calcosina-covelina (0,018%), y arsenopirita (1,17%) y fragmentos líticos derivados de la roca encajante (0,413%).

Figura 4.28. Distribución mineralógica de la muestra de cabeza de proceso de la mina El Caporal. Fuente: autores



Los resultados del análisis del espectro de liberación binario de minerales metálicos respecto a minerales de ganga de la muestra de cabeza de proceso de la mina El Caporal muestran que existe un gran porcentaje de partículas de minerales metálicos liberadas (porcentaje de asociación (11) 100%), y en menor proporción partículas de ganga liberadas (porcentaje de asociación (0) 0-0,1%), con una baja proporción de partículas mixtas con asociación de ganga de 10 en los rangos de tamaño por encima de 425 µm (figura 4.29.).

Los resultados del análisis de la distribución de partículas de minerales metálicos y sulfuros ponderados al 100% por rango de tamaño indican que en el rango de tamaño situado entre 300 y 25 µm el porcentaje de partículas incluidas y asociadas no es superior al 6,32%. En los rangos superiores a 425 µm las partículas de minerales metálicos y sulfuros se encuentran totalmente liberadas (figura 4.29.).

El porcentaje acumulado de sulfuros y minerales metálicos respecto al rango de tamaño de partícula en µm. En el primer rango de tamaño, por debajo de 1.000 µm, se encuentra más del 95% de las partículas de sulfuros y minerales metálicos de la muestra. Con la disminución de tamaño de partícula se va acumulando el peso de dichos minerales hasta alcanzar un 100% en el rango menor de 25 µm. Con base en los resultados se decidió acondicionar la muestra a un d80 de 600 µm para concentrarla gravimétricamente en mesa Wilfley, debido a la alta concentración de minerales metálicos y sulfuros, y al alto grado de liberación de los mismos (figura 4.30.).

Figura 4.29. Porcentaje en peso de partículas en cada rango de tamaño de partícula y porcentaje de asociación de minerales metálicos, correspondientes a la muestra de cabeza de la mina El Caporal. Fuente: autores

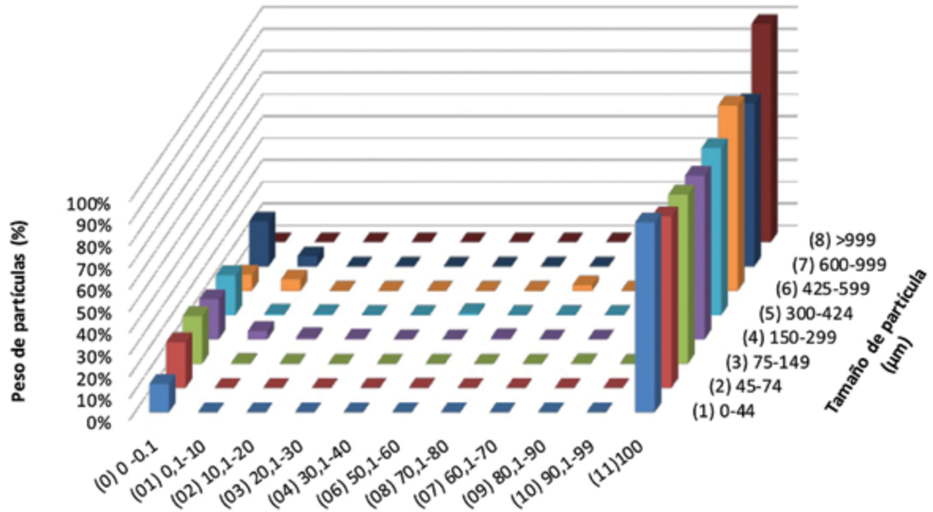


Figura 4.30. Asociación de minerales metálicos y sulfuros por clase de tamaño correspondientes a la muestra de cabeza de la mina El Caporal. Fuente: autores

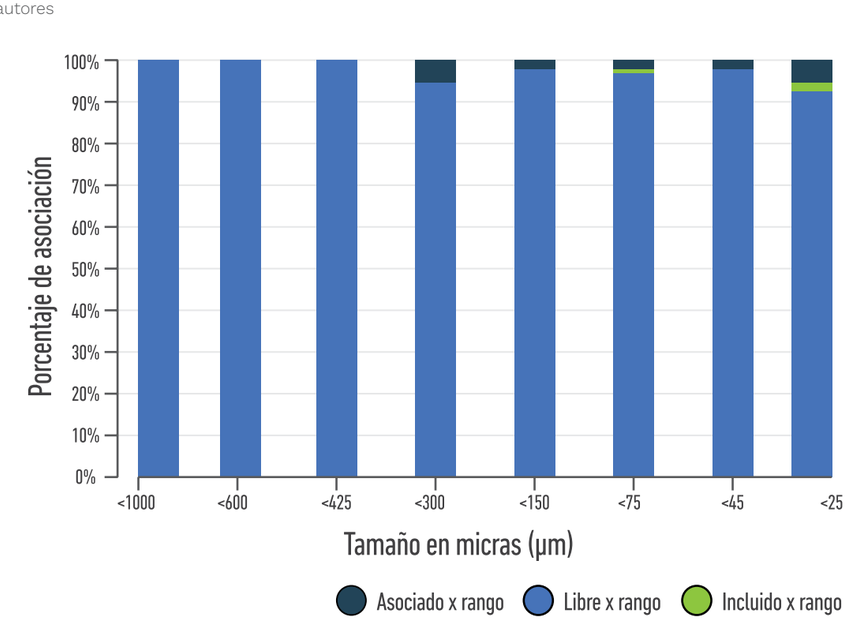
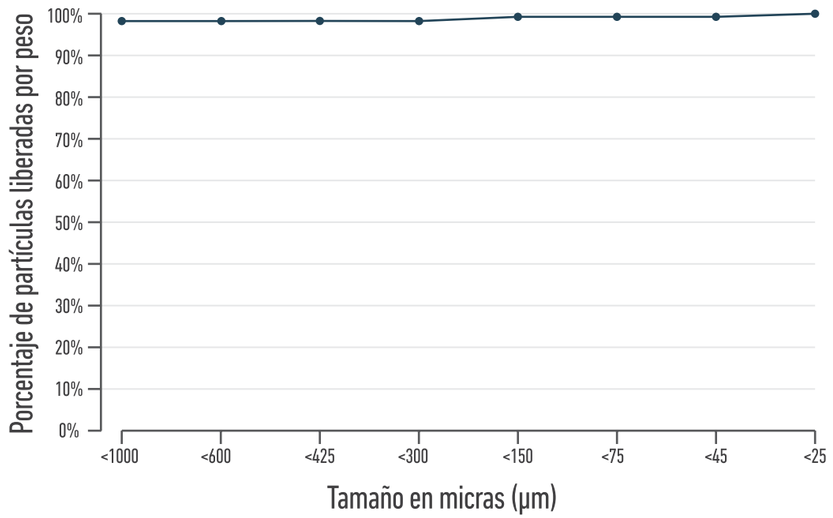


Figura 4.31. Grado de liberación de minerales metálicos y sulfuros en la muestra de cabeza de la mina El Caporal. Fuente: autores



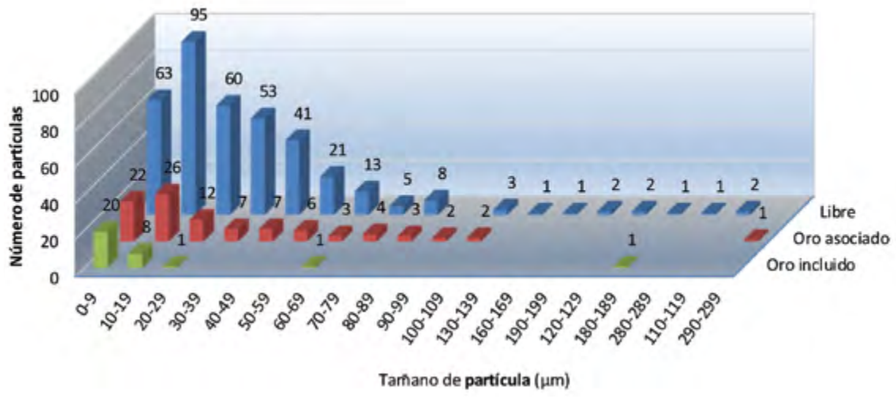
4.3.2. LIBERACIÓN DE ORO

Para la caracterización de la liberación de partículas de oro se analizó una sección delgada pulida que contenía una muestra de mineral particulado obtenido por concentración en batea de cada una de las muestras de cabeza de proceso de las minas seleccionadas. Para determinar el tamaño de grano de las partículas de oro se tomó como referencia el diámetro equivalente (D2eq), que es determinado con base en el área del grano obtenida mediante análisis digital de imágenes, que se aproxima al área de un círculo. Con el diámetro equivalente también es posible calcular el volumen de los granos de oro usando la geometría de una esfera, el peso de los granos equivale al volumen calculado multiplicado por la densidad del oro.

4.3.2.1. LIBERACIÓN DE ORO DE LA MINA REINA DE ORO

El análisis petrográfico de la muestra de la mina Reina de Oro concentrada en batea dio como resultado un total de 498 partículas de oro identificadas, de las cuales 372 estaban libres, 95 estaban asociadas y 31 estaban incluidas. Considerando el diámetro equivalente se observó que el 90% de las partículas contabilizadas se encontraban por debajo de los 60 µm (figura 4.32.).

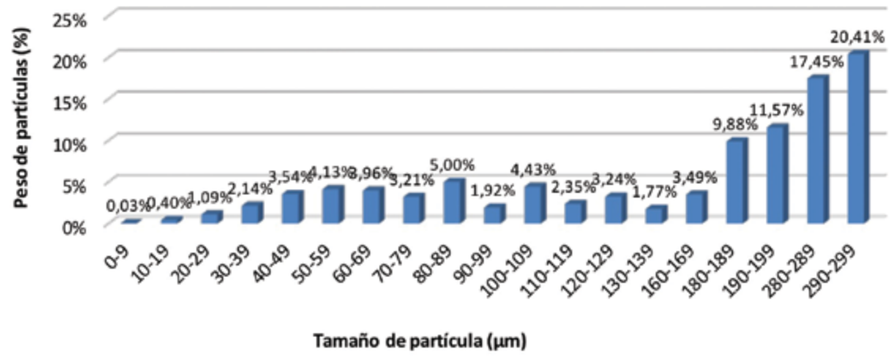
Figura 4.32. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño y su asociación en la muestra de la mina Reina de Oro. Fuente: autores



La distribución en peso de las partículas de oro en función del mineral al cual se encuentran asociadas y su tamaño indica que el 65,85% del oro se encuentra libre, el 28,89% se encuentra asociado a diferentes minerales metálicos y sulfuros, y el 5,25% se encuentra incluido en minerales metálicos y sulfuros. Cabe destacar que las principales asociaciones del oro se producen con partículas de minerales como pirita y galena, principalmente en tamaños de partícula mayores de 180 µm.

La distribución de tamaño de partícula por peso de los granos de oro de la muestra de la mina Reina de Oro indica que la mayor proporción en peso, correspondiente a 88,7% de los granos de oro, se encuentra en los rangos de tamaño que superan los 50 µm. Este oro es recuperable por métodos gravimétricos, mientras que el 11,3% restante, menor de 50 µm, requiere de técnicas como flotación o lixiviación (figura 4.33.).

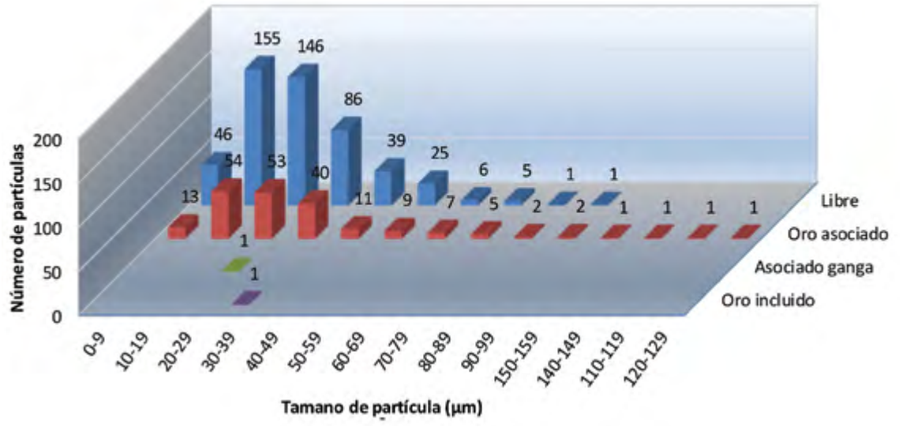
Figura 4.33. Distribución de tamaño de las partículas de oro en peso total en la muestra de la mina Reina de Oro. Fuente: autores



4.3.2.2. LIBERACIÓN DE ORO DE LA MINA EL CAPORAL

De la muestra concentrada en batea, procedente de para la mina El Caporal, el análisis petrográfico dio como resultado un total de 712 partículas de oro identificadas, de las cuales 510 estaban libres, 200 estaban asociadas a minerales metálicos, una estaba incluida en minerales metálicos y una asociada a ganga. Considerando el diámetro equivalente se observa que 90% de las partículas contabilizadas se encontraban por debajo de los 50 µm (figura 4.34.).

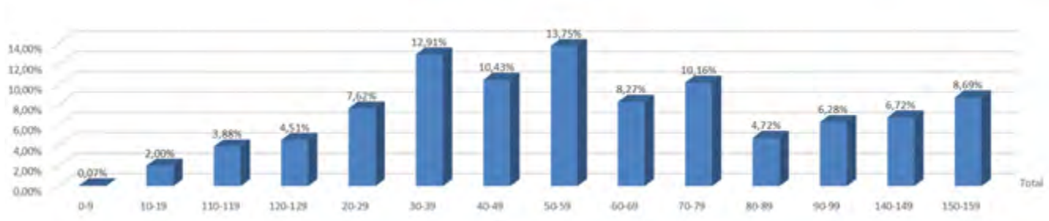
Figura 4.34. Distribución de partículas de oro por rango de tamaño y su asociación en la muestra de la mina El Caporal. Fuente: autores



Los resultados del análisis de la distribución en peso de las partículas de oro en función del mineral al cual se encuentran asociadas y su tamaño de partícula indican que el 46,2% del oro se encuentra libre, el 53,7% se encuentra asociado a diferentes minerales metálicos y sulfuros, el 0,07% se encuentra incluido en minerales metálicos y sulfuros, y el 0,03% se encuentra asociado a ganga. Cabe destacar que las principales asociaciones del oro se producen con partículas de minerales como pirita y galena, en tamaños de partícula mayores de 75 µm.

La distribución de tamaño de partícula por peso de los granos de oro de la muestra de la mina El Caporal indica que la proporción en peso, correspondiente a 53,22% de los granos de oro, se encuentra en los rangos de tamaño mayores de 50 µm. Este oro es recuperable por métodos gravimétricos, mientras que el 46,78% restante, menor a 50 µm, requiere de técnicas como flotación o lixiviación (figura 4.35.).

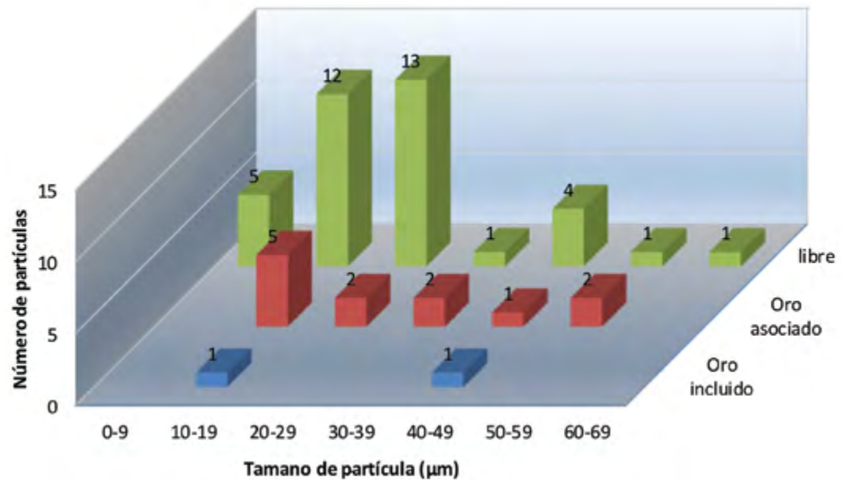
Figura 4.35. Distribución de tamaño de las partículas de Oro en peso total, para la muestra de la mina El Caporal. Fuente: autores.



4.3.2.3. LIBERACIÓN DE ORO DE LA MINA MONYORT

El análisis petrográfico de la muestra concentrada en batea de la mina Monyort dio como resultado un total de 51 partículas de oro identificadas, de las cuales 37 estaban libres, 12 estaban asociadas a minerales metálicos y dos incluidas en minerales metálicos. Considerando el diámetro equivalente se observa que el 100% de las partículas contabilizadas se encontraban por debajo de los 75 µm (figura 4.36.).

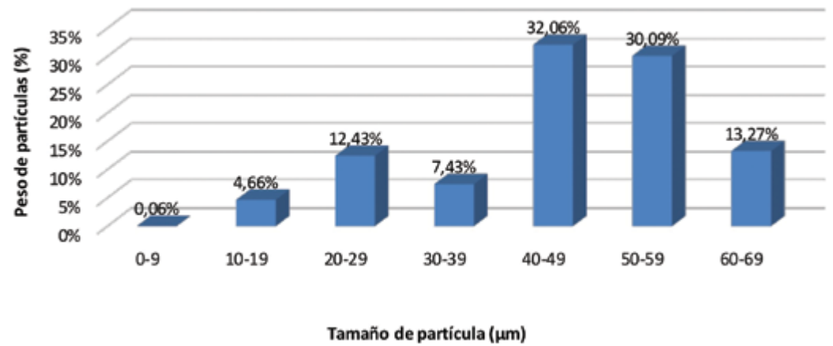
Figura 4.36. Distribución de partículas de Oro por rango de tamaño y su asociación, para la muestra de la mina Monyort. Fuente: autores.



Los resultados del análisis de la distribución en peso de las partículas de oro en función del mineral al cual se encuentran asociadas y su tamaño de partícula indican que el 60,2% del oro se encuentra libre, el 35,3% se encuentra asociado a diferentes minerales metálicos y sulfuros, y el 4,5% se encuentra incluido en diferentes minerales metálicos. Cabe destacar que las principales asociaciones del oro se producen con partículas de minerales como pirita, galena y calcopirita, en tamaños de partícula menores de 50 µm.

La distribución de tamaño de partícula por peso de los granos de oro de la muestra de la mina Monyort indica que la proporción en peso, correspondiente a 13,27% de los granos de oro, se encuentra en los rangos de tamaño mayores de 50 µm. Este oro es recuperable por métodos gravimétricos, mientras que el 86,73% restante, menor a 50 µm, requiere de técnicas como flotación o lixiviación (figura 4.37.).

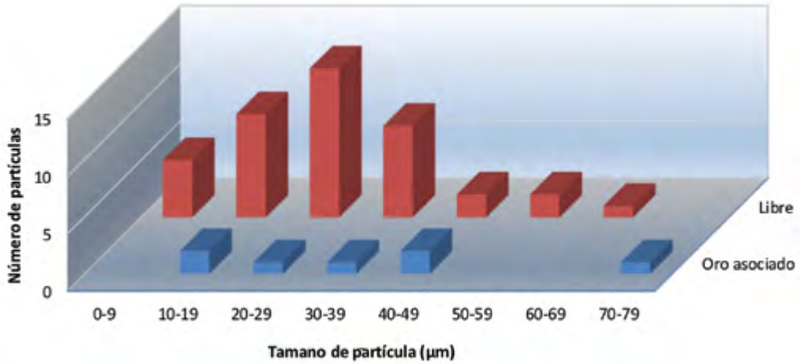
Figura 4.37. Distribución de tamaño de las partículas de oro en peso total en la muestra de la mina Monyort. Fuente: autores.



4.3.2.4. LIBERACIÓN DE ORO DE LA MINA CARIBONA

El análisis petrográfico de la muestra concentrada en batea de la mina Caribona dio como resultado un total de 47 partículas de oro identificadas, de las cuales 40 estaban libres y 7 estaban asociadas a minerales metálicos. Considerando el diámetro equivalente se observa que 100% de las partículas contabilizadas se encontraban por debajo de los 75 µm (figura 4.38.).

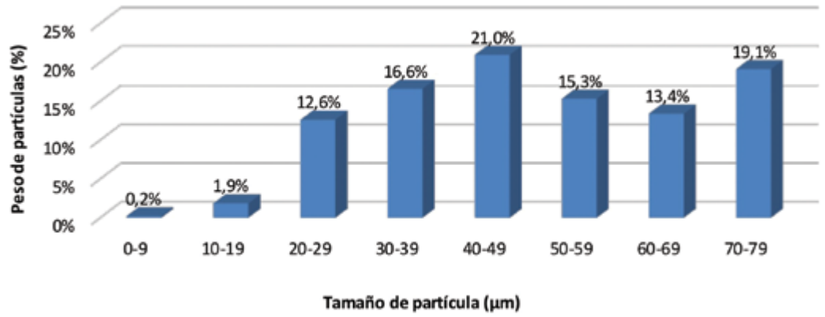
Figura 4.38. Distribución de partículas de Oro por rango de tamaño y su asociación, para la muestra de la mina Caribona. Fuente: autores.



Los resultados del análisis de la distribución en peso de las partículas de oro en función del mineral al cual se encuentran asociadas y su tamaño de partícula indican que el 68,2% del oro se encuentra libre y el 31,8% se encuentra asociado a diferentes minerales metálicos. Cabe destacar que las principales asociaciones del oro se producen con partículas de minerales como pirita y galena, en tamaños de partícula mayores de 50 µm.

La distribución de tamaño de partícula por peso de los granos de oro de la muestra de la mina Caribona indica que la proporción en peso, correspondiente a 67,51% de los granos de oro, se encuentra en los rangos de tamaño mayores de 50 µm. Este oro es recuperable por métodos gravimétricos, mientras que el 32,49% restante, menor a 50 µm, requiere de técnicas como flotación o lixiviación (figura 4.39.).

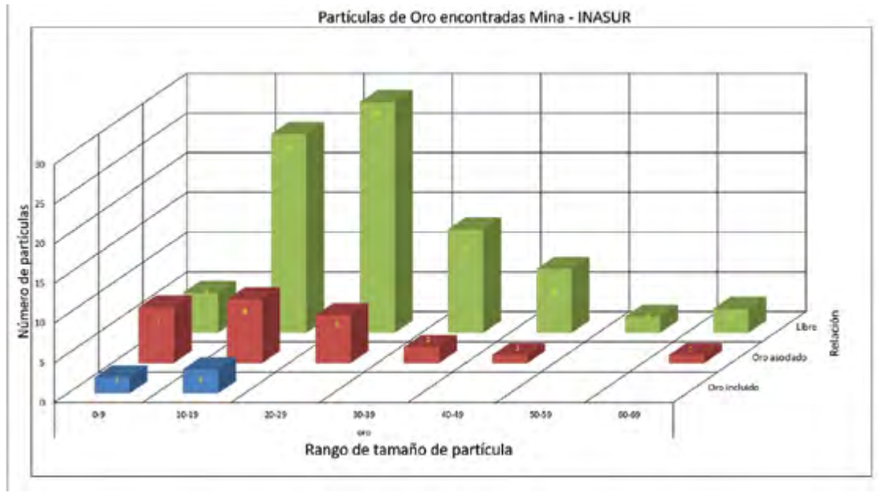
Figura 4.39. Distribución de tamaño de las partículas de oro en peso total en la muestra de la mina Caribona. Fuente: autores.



4.3.2.5. LIBERACIÓN DE ORO EN LA MINA INASUR

El análisis petrográfico de la muestra concentrada en batea para la mina Inasur dio como resultado un total de 115 partículas de Oro identificadas, de las cuales 86 están libres y 25 están asociadas a minerales metálicos y 5 incluidas en sulfuros. Considerando el diámetro equivalente se observa que 100% de las partículas contabilizadas se encuentran por debajo de 100 µm.

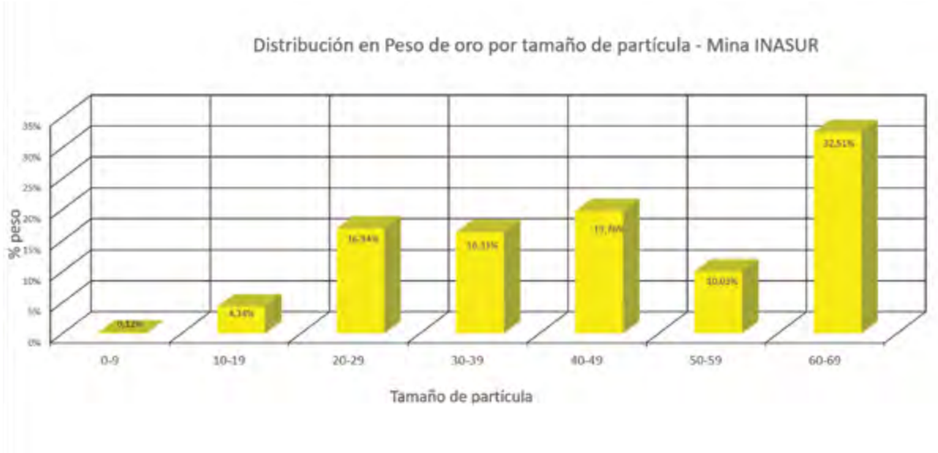
Figura 4.40. Distribución de partículas de Oro por rango de tamaño y asociación, para la mina Inasur. Fuente: autores.



La distribución Total en peso de las partículas de indica que el 83.72% del oro se encuentra libre y el 15.96% se encuentra asociado y el 0.32% incluido en minerales metálicos. Cabe destacar que las principales asociaciones del oro son con partículas de minerales como pirita, esfalerita, galena, hematita y tetraedrita en menor proporción, en los tamaños de partícula menores a 70µm.

La distribución de tamaño de partícula por peso de los granos de Oro de la muestra de la mina Inasur, indica que la proporción en peso correspondiente a 42.5% de los granos de Oro se encuentra en la clase de tamaño mayor a 50 µm, este Oro puede ser recuperable por métodos gravimétricos, mientras que el 57.5% restante menor a 50 µm requiere de técnicas como flotación o lixiviación.

Figura 4.41. Distribución de tamaño de las partículas de Oro en peso, para la muestra de la mina Inasur. Fuente: autores.



4.4. CONSIDERACIONES EN GEOLOGÍA Y MINERALOGÍA PARA EL BENEFICIO

- Rocas ígneas, de grano medio a grueso equigranulares de composición calcoalcalina clasificadas como cuarzodioritas y pertenecientes al batolito de Norosí conforman la roca hospedante de la mineralización. La roca presenta intensa meteorización superficial y alteración hidrotermal en las zonas mineralizadas, lo que hace que la resistencia de la roca disminuya y aporte gran cantidad de minerales de arcilla al proceso metalúrgico.

- La mineralización aurífera se desarrolla a lo largo de estructuras vetiformes formadas por fracturamiento y relleno, están compuestas por bandas de cuarzo de textura masiva y sulfuros masivos dominados por pirita, esfalerita calcopirita y galena; eventualmente se presentan arsenopirita, sulfosales de plata y telururos.

Se considera plantear 2 unidades geometalurgicas, la primera que permita manejar y procesar gran cantidad de sulfuros polimetálicos con oro de tamaño menor a 100 micrometros con altos contenidos de plata. (sector minas Caribe y Coopcaribona) y la segunda para beneficiar menas con bajos contenidos de sulfuros y partículas grandes de oro (minas de san Pedro frio y Viejito).

- El oro se presenta principalmente incluido en pirita o rellenando fracturas de pirita; secundariamente se halla asociado a esfalerita, calcopirita, galena y arsenopirita. Es frecuente encontrar partículas de oro asociadas con galena y sulfosales de plata; cuando está asociado con calcopirita, se encuentra también con tetraedrita.

- Las partículas de oro halladas en veta intacta tienen un tamaño (D2Eq) entre 1,1 µm y 102 µm; predominan los tamaños inferiores a 30 micrómetros. Las partículas de oro se encuentran principalmente incluidas en pirita (78%) y en menor proporción, cerca del 20%, asociado a pirita, arsenopirita, calcopirita, esfalerita y galena. Solamente un 2% se halla libre, relacionado con cuarzo.

- La relación Au/Ag resultante de los análisis de microsonda electrónica indica oro nativo en las minas del sector de mina Caribe y Viejito, cuyo contenido de Ag es siempre menor del 20 wt%, mientras que en la mina Coopcaribona el oro es tipo electrum, con contenidos de plata mayores del 30 wt%.

- Se considera plantear dos unidades geometalúrgicas: la primera permitiría manejar y procesar gran cantidad de sulfuros polimetálicos con oro de tamaño menor de 100 micrómetros, con altos contenidos de plata (sector de minas Caribe y Coopcaribona), y la segunda para beneficiar menas con bajos contenidos de sulfuros y partículas grandes de oro (minas de San Pedro Frío y Viejito).

- Los resultados de composición mineral de las muestras de cabeza de proceso de las diferentes minas de la zona de Santa Rosa del Sur, obtenidos con base en los análisis petrográficos, muestran que dichos minerales contienen altas proporciones de sulfuros y minerales metálicos. Específicamente, la muestra de la mina El Caporal contiene un porcentaje de ganga de cuarzo menor del 20%. La alta concentración de minerales metálicos significa un peso específico alto del mineral de cabeza de proceso, lo que dificulta su beneficio usando procesos de concentración gravimétrica como mesas y ***jigs***.

- Los resultados de liberación binaria de minerales metálicos y sulfuros respecto a minerales de ganga muestran que en su mayoría las partículas se encuentran liberadas por debajo de 425 µm. Porcentajes menores del 10% en peso de partículas con asociaciones entre 10 y 30% de minerales de interés se encuentran en tamaños que sobrepasan los 425 µm; por consiguiente, las muestras de las minas provenientes de la zona de Santa Rosa del Sur no requieren un acondicionamiento (molienda) a tamaños de partícula finos (menores de 150 µm) para obtener una liberación adecuada de los minerales de interés, que posteriormente serán beneficiados por medio de concentración gravimétrica convencional.

- La distribución de tamaño del oro liberado en la primera fase de molienda a malla 600 y 212 micrómetros, indica que cerca del 90% de las partículas se encuentra por debajo de 60 micrómetros, lo cual en términos generales indica que el oro del área de Santa rosa del sur es de tamaño pequeño. El 10% restante corresponde a partículas de tamaño hasta 300 micrómetros.

- Considerando la distribución del oro en peso, las partículas mayores de 60 micrómetros representan cerca del 80% de la distribución de oro. Este mineral puede recuperarse por concentración gravimétrica convencional. Sin embargo, es necesario tener en cuenta que en las minas Monyort y Caribona el oro encontrado por lo general es menor de 70 micrómetros.

- Por lo regular el oro se encuentra libre o asociado a sulfuros con superficies expuestas para la lixiviación con cianuro. Con excepción de la mina Monyort, donde el 4% del oro se halla incluido en sulfuros, probablemente se requiera de molienda adicional para exponer el oro al cianuro.

- Los altos contenidos de plata en la mina Coopcaribona, y la relación íntima del oro con tetraedrita en la mina El Caporal, pueden de alguna manera afectar la velocidad de conurbación.

5. ASPECTOS MINEROS

La actividad minera en el municipio de Santa Rosa del Sur se enfocó principalmente en la explotación de oro de veta.

En este capítulo se identificaron algunas minas subterráneas del municipio, que se visitaron para detallar características mineras de su explotación y posteriormente establecer consideraciones para implementar buenas prácticas mineras con miras al mejoramiento de la producción del oro.

Galería con sostenimiento en puerta alemana en mina de la zona de Santa Rosa del Sur (Bolívar). Fotografía tomada por Jaime Mojica, Servicio Geológico Colombiano

5.1. FUNDAMENTOS TÉCNICO-MINEROS

5.1.1. ETAPAS DE UN PROYECTO MINERO

El proyecto minero se inicia con la etapa de búsqueda de recursos minerales de interés, que comprende la fase de prospección. Luego, en la exploración se realizan estudios más detallados de la geología del depósito mineral, y mediante estudios de prefactibilidad y factibilidad se define si se continúa con el proyecto minero, debido a que la continuidad del proyecto depende de diversos aspectos, como las características del depósito mineral, los recursos y reservas, el precio del mineral en el mercado internacional, la rentabilidad del proyecto, aspectos sociales y de comunidades, los trámites de legalidad minera y legalidad ambiental, áreas de restricción minera, etc., que son determinantes para la que se consolide el proyecto minero.

Los recursos minerales de un yacimiento pueden ser estimados sobre la base de la información geocientífica. Las reservas minerales son un subconjunto modificado de los recursos minerales indicados y medidos, y requieren la consideración de los factores modificadores que afectan la extracción. Estos incluyen factores de minería, procesamiento, metalúrgicos, infraestructura, económicos, de mercado, legales, ambientales, sociales y gubernamentales (CCRRM y ANM, 2018).

Una vez se establece que el proyecto minero continúa, se inicia la etapa de construcción y montaje, en la que, como su nombre lo dice, se instalan y realizan las obras y los accesos necesarios para ejecutar la etapa de explotación del mineral. En la etapa de explotación se realizan tres tipos de labores: desarrollo, preparación y operación.

Estas etapas constituyen el ideal para que un proyecto minero sea llevado a cabo, debido a que es fundamental determinar si se cuenta con recursos y reservas mineras en las fases de exploración, prefactibilidad y factibilidad, en las que se establece la viabilidad de continuar con el desarrollo del negocio minero.

La descripción detallada de las etapas de un proyecto minero se pueden considerar de la siguiente manera:

Prospección. Consiste en localizar anomalías geológicas donde pueda existir un depósito mineral.

Exploración. Consiste en lograr un conocimiento detallado del depósito mineral descubierto en la etapa de prospección. Para ello se realiza un modelo geológico y de recursos del yacimiento y se adelanta el estudio de prefactibilidad para determinar si vale la pena continuar o no con el proyecto.

Evaluación del proyecto. Se basa en el estudio de factibilidad del proyecto, en la evaluación económica (costos, inversiones) y en el análisis de reservas. Además, se realizan los trámites legales, sociales, mineros y ambientales, así como el planeamiento minero.

Construcción y desarrollo. Comprende el conjunto de actividades que permiten el acceso al yacimiento y el establecimiento de la infraestructura para el proyecto. Incluye la adquisición de permisos para iniciar la explotación, el diseño y el planeamiento detallado de la explotación, además de trabajos previos que se realizan para llegar a la mina: vías de acceso, instalaciones, servicios sanitarios, instalaciones eléctricas y de agua, campamentos, montajes mineros y de beneficio.

Desarrollo (minería subterránea). El desarrollo es una etapa intermedia entre la exploración y la extracción propiamente dicha, y comprende las labores mineras encaminadas a crear los accesos y vías internas dentro del depósito, con el fin de preparar la extracción y el transporte del mineral. El desarrollo puede ser productivo o improductivo. Este último, en minería subterránea, ocurre cuando el avance se realiza en estéril (cruzadas). En cambio, es productivo cuando el avance horizontal se realiza con extracción de mineral (construcción de guías). (MME, 2015).

"**Explotación.** 1) Proceso de extracción y procesamiento de los minerales, así como la actividad orientada a la preparación y desarrollo de las áreas que abarca el depósito mineral. 2) Es la aplicación de un conjunto de técnicas y normas geológico mineras y ambientales para extraer un mineral o depósito de carácter económico para su transformación y comercialización. Incluye la fase de producción" (MME, 2015).

"**Preparación.** Labores mineras llevadas a cabo para facilitar la explotación apropiada del yacimiento o depósito, una vez se ha completado la exploración minera y se ha logrado el acceso y el desarrollo tanto en el rumbo como en el buzamiento. Las labores de preparación se realizan en su mayoría, dentro del yacimiento mismo e incluyen: 1) inclinados y tambores, 2) subniveles y sobreguías y 3) algunas cruzadas..." (MME, 2015).

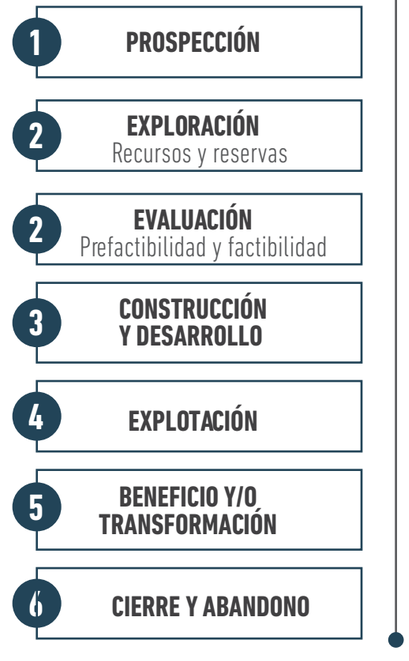
Producción. Durante la producción se extraen y procesan los materiales de interés económico, se readecuan los terrenos intervenidos y se conduce la mina. "Durante esta etapa se ejecuta una serie de actividades y ciclos que permiten que la mina permanezca en operación y producción. Estas son denominadas operaciones unitarias, y se clasifican entre las ejecutadas para desprender el mineral (arranque), para cargarlo (cargue) y para transportarlo hasta la planta o sitio de mercado (transporte). Estas operaciones se apoyan en las denominadas operaciones auxiliares" (MME, 2015).

Beneficio. "Conjunto de operaciones empeladas en el tratamiento de [...] minerales por medios físicos y mecánicos con el fin de separar los componentes valiosos de los constituyentes no deseados [ganga] con el uso de las diferencias en sus propiedades" (MME, 2015).

Cierre y abandono. Finalización de la explotación, abandono de montajes y de infraestructura. Se le llama abandono a la fase del ciclo minero durante la cual tiene lugar la disminución gradual de la producción, se lleva a cabo la ejecución del plan de cierre de la mina y del plan de restauración geomorfológica y ambiental del área intervenida. En esta etapa se retiran los equipos e infraestructura. (MME, 2015).

En la siguiente figura se detallan estas etapas:

Figura 5.1. Etapas de un proyecto minero. Fuente: modificado de Ministerio de Minas y Energía, 2015.



5.1.1.1. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

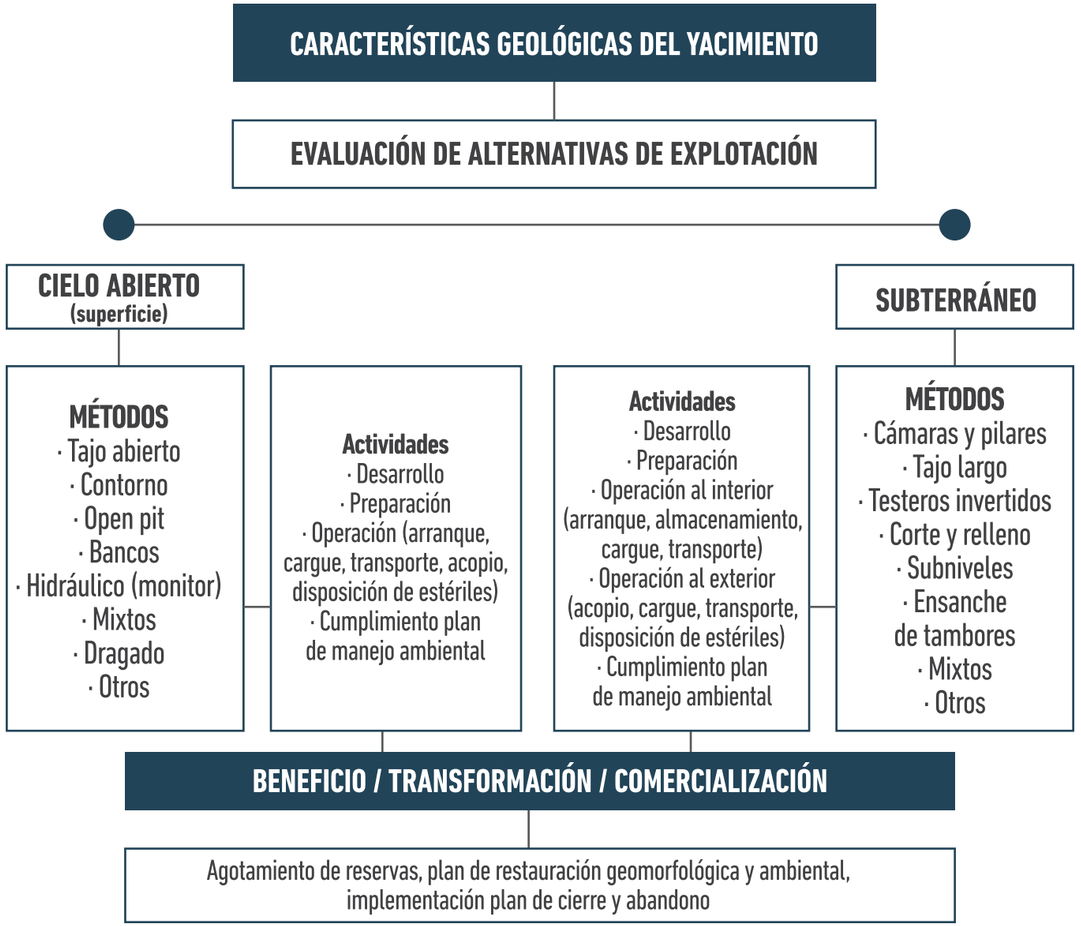
"Los métodos de explotación se definen como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado. Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo. Los métodos de explotación adoptados dependen de varios factores, principalmente, calidad, cantidad, tamaño, forma y profundidad del depósito; accesibilidad y capital disponible" (MME, 2015).

El método de explotación más viable será el que permita mayor recuperación de la inversión; adicionalmente, será el que se adapte mejor a las condiciones geológicas y geométricas del yacimiento. Se deben tener en cuenta la estabilidad de las rocas, el rumbo y buzamiento de la veta y de la roca de caja, el grosor de las vetas y adicionalmente el método debe permitir buenas condiciones de seguridad minera para los trabajadores. También se deberá definir si la explotación se realiza a cielo abierto o en subterráneo.

La minería a cielo abierto comprende las actividades y operaciones mineras desarrolladas en superficie para la extracción del mineral.

La minería subterránea comprende las actividades y operaciones mineras desarrolladas bajo tierra, o subterráneamente (figura 5.2).

Figura 5.2. Sistema y métodos de explotación. Fuente: modificado de Ministerio de Minas y Energía y Ministerio del Medio Ambiente (2001).



Algunos métodos de explotación subterráneos son los siguientes:

Cámaras y pilares

En este sistema se construye una serie de aberturas de desarrollo horizontal o subhorizontal, con conexiones entre estas a intervalos regulares o irregulares que crean un patrón de cámaras y pilares. Los pilares de mineral se dejan para apoyar la roca que los recubre, pero en algunas minas, una vez que la minería ha alcanzado el límite del depósito, algunos o todos los pilares pueden retirarse para recuperarlos (Clark, Hustrulid y Mero, 2017). (figura 5.3. y 5.4.)

Corte y relleno

Este método consiste en arrancar el mineral por franjas horizontales y verticales. Una vez extraída una franja, se rellena con material estéril, que sirve de piso de trabajo a los obreros y permite sostener las paredes de la cámara y, en algunos casos especiales, el techo.

Este sistema se puede adaptar a muchas formas diferentes de cuerpos de mineral y condiciones del terreno; junto con la minería de cámaras y pilares, es el método subterráneo más flexible.

Figura 5.3. Método de explotación por cámaras y pilares en yacimientos horizontales. Fuente: modificado de Clark, Hustrulid y Mero (2017).

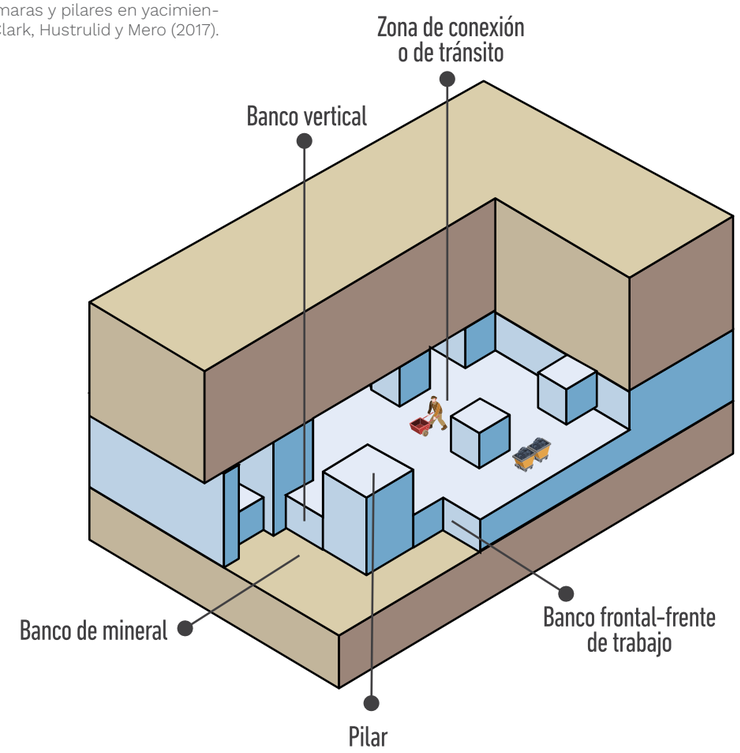
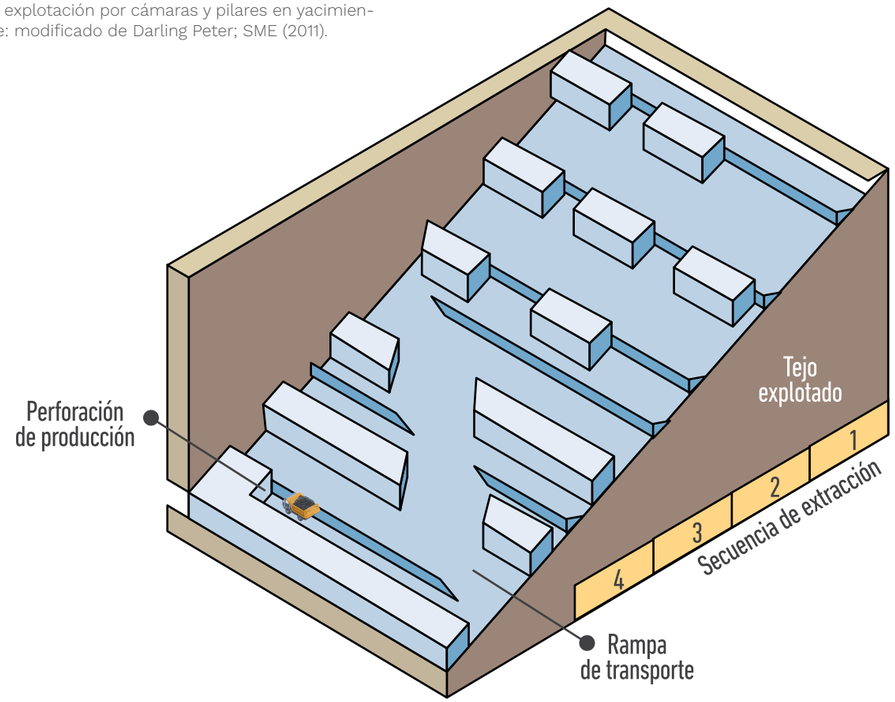


Figura 5.4. Método de explotación por cámaras y pilares en yacimientos inclinados. Fuente: modificado de Darling Peter; SME (2011).



En corte y relleno vertical, la variación más común, comienza en el nivel inferior y avanza hacia arriba. En esta técnica (Here are the types..., 2018), el mineral se excava en franjas horizontales, después de lo cual, la pendiente (espacio minado) se llena con roca de desecho y cemento (llamado relleno). Este relleno ayuda a soportar la roca que lo recubre y evita que se derrumbe, lo que garantiza la seguridad de los mineros y el equipo, además de permitir una ventilación adecuada, contribuye a proporcionar una superficie de trabajo para que los mineros excaven secciones más altas del depósito de mineral.

Usos:

- Depósitos masivos y verticales de mineral
- Depósitos con pendientes pronunciadas (ángulo con horizontal) y buena estabilidad
- Minerales de metales de alta ley, como oro, hierro, plata y cobre
- Cuerpos de mineral de forma irregular

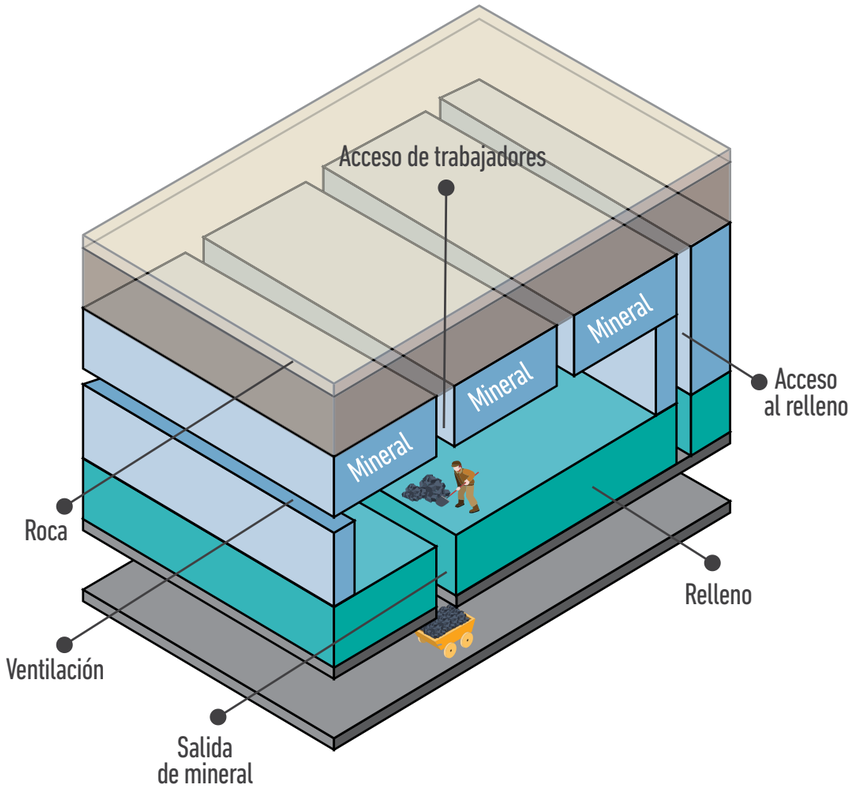
Variaciones:

Corte y relleno descendente: el trabajo avanza desde la parte superior hacia abajo. En este último caso, se debe agregar cemento al relleno para formar un techo resistente bajo el cual trabajar.

En la figura 5.5 se ilustra la minería de corte y relleno en forma escalonada, con acceso provisto por una rampa o túnel. La minería avanza hacia arriba.

Cuando las condiciones del terreno lo permiten, es posible utilizar una combinación de minería de corte y relleno, con subniveles o cámaras y pilares.

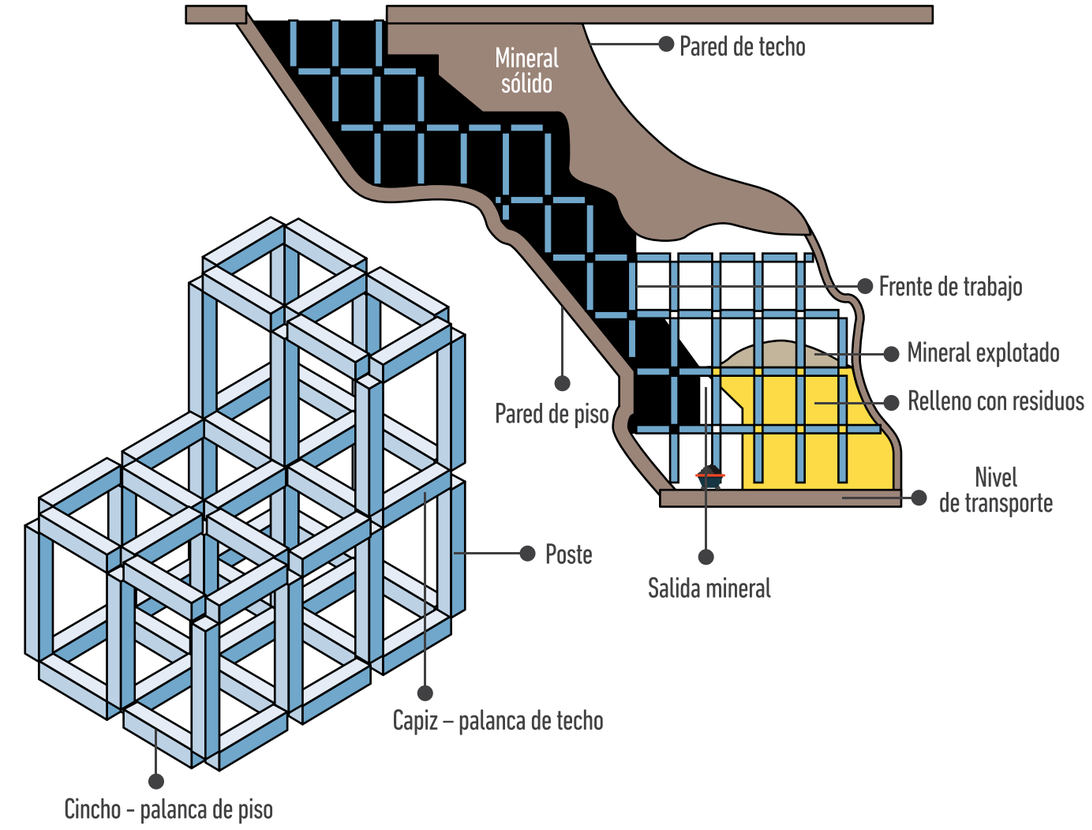
Figura 5.5. Método de explotación corte y relleno. Fuente: modificado de Here are the types... (2018).



Cámaras con soporte en cuadros

Es un método en el que las paredes y la parte posterior de la excavación están soportadas por un sistema de enclavamientos de madera enmarcados o conjunto de cuadros. Un conjunto cuadros de madera o sostenimiento (entibación) con cuadros consiste en un poste vertical y dos miembros horizontales establecidos en ángulos mutuamente rectos. El proceso de extracción es lento y solo se extrae suficiente mineral para proporcionar espacio para la instalación de cada conjunto sucesivo de madera. Las cámaras generalmente se extraen en pisos o paneles horizontales o verticales y los conjuntos de cuadros de cada piso sucesivo se enmarcan en la parte superior del piso anterior creando una red de sostenimiento. (911Metallurgist, 2017).

Figura 5.6. Método de explotación cámara con sostenimiento en cuadros. Fuente: modificado de 911Metallurgist (2017).



Extracción selectiva (resue mining)

Es un método de minería utilizado en vetas estrechas, donde la pared de roca adyacente a la vena se elimina cortando o excavando en pasos o capa por capa, lo que permite extraer el mineral en una condición más limpia, es decir controlando la dilución del mineral.

En este método la roca de la pared adyacente a la vena mineralizada, se retira antes de que se rompa el mineral o viceversa se realiza mediante el control de disparos de la voladura primero el mineral, luego la roca estéril o viceversa. Es empleado en vetas estrechas de menos de 30 pulgadas (76 cm), se produce un mineral más limpio que cuando se rompen la pared y el mineral juntos (Tuck Michael, 2008).

Subniveles (sublevel stoping)

Es un método de explotación en el cual se extrae el mineral a través de tambores verticales, lo cual genera una excavación de grandes dimensiones, denominada cámara. El mineral arrancado se recolecta en embudos o teclas en la base o nivel de la guía de explotación.

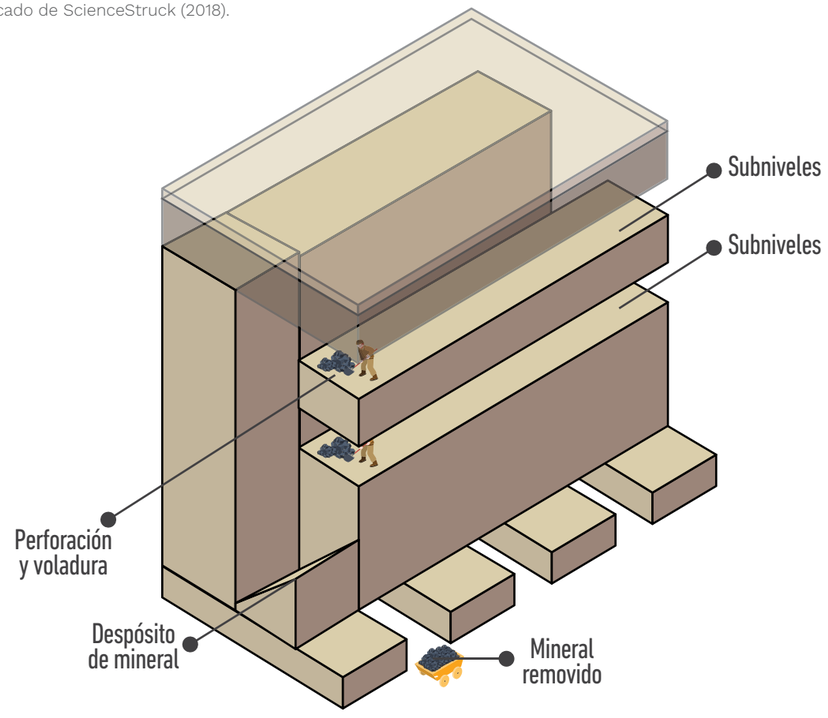
Este método se emplea en yacimientos tabulares de forma vertical o subvertical. Los siguientes son algunos parámetros que hay que tener en cuenta para utilizar este método de explotación:

- Forma: la forma del cuerpo mineralizado debe ser tabular y regular.
- Buzamiento Dip mayor de 50°. El buzamiento debe ser mayor que el ángulo de reposo del material quebrado.
- Geotecnia: la resistencia de la roca mineralizada debe ser moderada a competente, y la roca de caja debe ser competente.
- Tamaño de pilares: las características del mineral determinan el tamaño de los pilares y bloques, estructuras, calidad del macizo rocoso y condiciones operacionales.

El método por subniveles, o sublevel stoping, que se puede utilizar tanto en vetas angostas como en yacimientos masivos, permite tener distintos niveles de trabajo conectados a través de una rampa. Para desarrollar este método de trabajo se debe contar con lo siguiente (figura 5.7.):

- Un nivel base o galería de transporte y puntos de descargue o teclas de extracción
- Zanjas recolectoras de mineral que abarcan toda la extensión del nivel de producción
- Galerías o subniveles de trabajo localizados en altura conforme a la geometría del depósito
- Una galería de acceso a los subniveles de trabajo
- Pilares que harán las veces de soporte
- Tambor o chimenea para iniciar los trabajos de extracción en labor vertical (la extracción se puede hacer de manera ascendente o descendente)

Figura 5.7. Método por subniveles.
Fuente: modificado de ScienceStruck (2018).



El método puede presentar variaciones para ajustarse a las condiciones de la mineralización. Por ejemplo, puede realizarse mediante subniveles en retirada (sublevel retreat), método en el que se requiere un solo nivel para llevar a cabo las actividades de producción; la extracción se realiza en un solo sentido.

Método de tambores paralelos

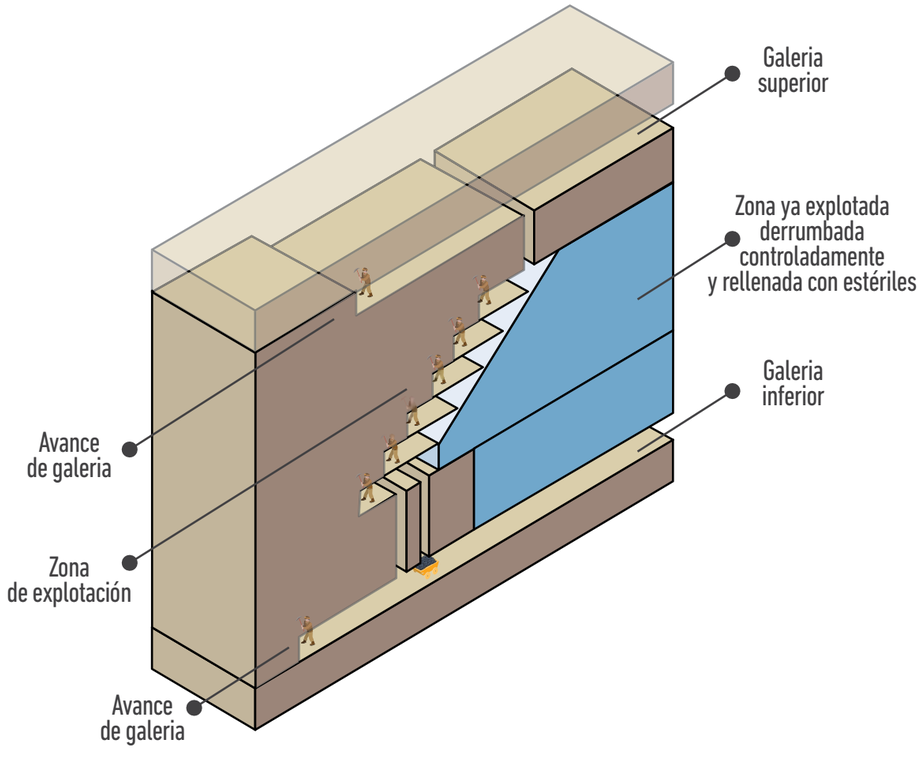
- Se utiliza en mineralizaciones con inclinaciones superiores a los 35°.
- Dependiendo de la dureza de los respaldos, se define si se requiere sostenimiento. Cuando los respaldos son inconsistentes se utiliza sostenimiento en cuadros.
- Los tambores avanzan por el filón siguiendo el buzamiento.
- Se construye un tambor para transporte de material y otro para transporte de personal.
- Se realiza avance en ascenso con frentes cortos y se van formando cámaras cuando los respaldos son competentes. El avance se realiza descendentemente y en frentes cortos cuando el buzamiento es fuerte (80° a 90°) (MME, 1988).

Tajos largos diagonales con testeros o frentes cortos y relleno al piso

Este método es utilizado en yacimientos con fuerte buzamiento, para lo cual se realizan niveles de trabajo. Se parte de la galería superior o inferior y se abre un frente de trabajo que se va ensanchando, formando bloques escalonados que van progresando a medida que avanza la explotación.

El material explotado va cayendo por gravedad hasta la galería inferior de transporte. En vetas muy angostas requiere proceso de selección final para reducir la dilución de mineral, ver figura 5.8.

Figura 5.8. Método de explotación por testeros invertidos. Fuente: autores.



Este método de explotación es empleado en filones con fuerte buzamiento y pequeña competencia. Se practica en yacimientos de pendiente fuerte, principalmente mayores de 60°.

Los escalones son frentes cortos de explotación. En cada uno se ubica un trabajador que se sostiene en un planchón o soporte bajo el techo del mineral que se va a arrancar.

Se puede emplear relleno para controlar los vacíos.

Se inicia en una galería inferior o superior y se abre un frente de trabajo que se va ensanchado y formando bloques escalonados. El descargue se realiza por gravedad hasta la galería inferior, (MME, 1988).

5.1.2. MÉTODOS DE ARRANQUE

Esta operación corresponde a "la fragmentación del macizo rocoso hasta llevarlo a un tamaño que permita su manipulación para ser cargado y transportado. El arranque puede ser realizado con métodos mecánicos (forma continua y discontinua) y también por medio de la perforación con sustancias explosivas (forma discontinua).

"Arranque continuo. Se realiza por medio de la interacción mecánica de una herramienta, máquina o pieza sobre la roca para superar su resistencia y cohesión. [...] permite una extracción y un transporte en forma continua, como, por ejemplo: rozadora, rotopalas, minadores, dragas, entre otros.

"Arranque discontinuo. En este tipo de arranque hay unos procedimientos cíclicos e iterativos donde las técnicas más comunes son las siguientes: aplicaciones mecánicas, eléctricas, la energía química (explosivos), el láser, el calor, energía hidráulica.

Figura 5.9. Arranque manual y herramientas. Fuente: autores.



"Arranque mecánico. En este tipo de arranque se usan máquinas que utilizan los impactos, el rozado, la fuerza hidráulica, el ripiado o la excavación para desprender el mineral. [...] Se usan máquinas de impactos, tales como martillo hidráulico, martillo eléctrico y martillo neumático [o herramientas manuales]" (MME, 2015).

El **arranque manual** con picos y cinceles y mazos se realiza principalmente para arrancar minerales blandos o de textura media.

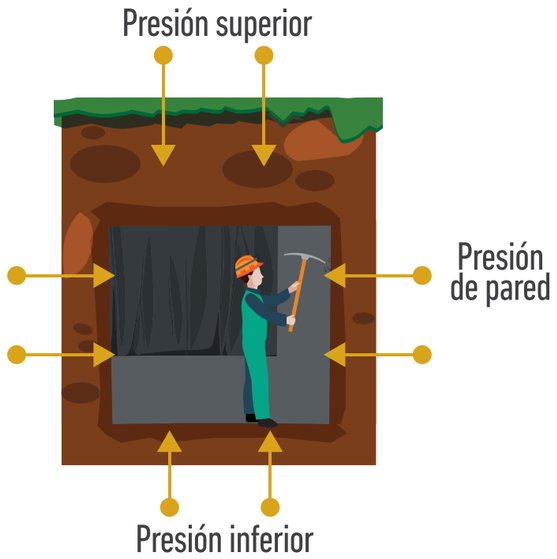
El **arranque con martillo** picador se realiza con aire comprimido y es empleado en rocas de dureza media.

El **arranque con explosivos** se utiliza para fragmentar rocas duras y se complementa con martillo picador o martillo manual.

5.1.3. TIPOS DE SOSTENIMIENTO

Las excavaciones subterráneas presentan presiones de techo, laterales y de piso debido al propio peso de la roca y al espacio generado con la construcción de la galería. según las características geológicas, resistencia, fracturamiento y estabilidad de la roca se puede determinar el tipo de sostenimiento a utilizar natural o artificial. Ver figura 5.10.

Figura 5.10. Presiones en una explotación minera. Fuente: autores.



Estos son los tipos de sostenimiento en minería subterránea:

Sostenimiento natural. Se utiliza en rocas fuertes, estables y resistentes, cuando la roca soporta resistencia a la compresión y a la tensión. El techo y el piso deben ser competentes. Para el sostenimiento natural también se utilizan soportes de material de la misma mina, como son machones y pilares, que se conforman con el mineral y soportan las presiones de la excavación.

Sostenimiento artificial. Se utiliza cuando la roca que se trabaja presenta fallas estructurales o diaclasamientos y cuando, por sus condiciones naturales, no presenta suficiente competencia para sostenerse por sí misma. Por lo tanto, para garantizar la seguridad de la explotación y del personal se requiere implementar el sostenimiento artificial. Entre estos soportes se encuentran la entibación con madera, con puertas de madera como la alemana, medias puertas, canastas y cuadros. En las construcciones y explotaciones de mayor avance tecnológico se utilizan arcos de acero y pernos de anclaje, ver figura 5.11.

"El área de las labores definidas para el transporte debe ser suficientemente amplia, de tal forma que los equipos utilizados puedan circular sin tocar los respaldos (paredes), ni el techo, para no alterar el sostenimiento en dichas labores. El área mínima libre de una excavación minera en galerías debe ser de tres metros cuadrados (3 m2) con una altura mínima de uno

Figura 5.12. Estimación en terreno de la resistencia en comprexión uniaxial. Clases según Brown. Fuente: Hoek E & Brown E. T. (2007).

CLASE	CLASIFICACIÓN DE ROCA SEGÚN RESISTENCIA	RESISTENCIA UNIAXIAL (MPA)	ÍNDICE DE CARGA PUNTUAL (MPA)	ESTIMACIÓN EN TERRENO DE LA RESISTENCIA	EJEMPLOS DE ROCA
R6 (A)	Extremadamente resistente	> 250	> 10	Golpes de martillo geológico sólo causan descostramientos superficiales de la roca.	Basalto fresco, chert, diabasa, gneiss, granito, cuarcita.
R5	Muy resistente	100 - 250	4 - 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse.	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba.
R4	Resistente	50 - 100	2 - 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.	Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos, pizarras.
R3	Moderadamente resistente	25 - 50	1 - 2	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe del martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.	Arcillolita, carbón, concreto, esquistos, pizarra, limolitas.
R2	Débil	5 - 25	(B)	Un golpe con la punta del martillo geológico de una indentación superficial, La roca puede ser descostrada un cortaplumas pero con dificultad.	Creta, sal mineral, potasio.
R1	Muy débil	1 - 5		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas.	Roca muy alterada o muy meteorizada.
R0	Extremadamente débil	0.25 - 1		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.	Salbanda arcillosa dura.

A. Clase según Brown.
B. Para rocas con una resistencia en compresión menor que 25 Mpa los resultados del ensayo de carga puntual son poco confiables.
C. Esta caracterización no exime los análisis de laboratorio y estudios geoestructurales de las rocas para definir su geomecánica y planes de sostenimiento.

Figura 5.11. Tipos de sostenimiento. Fuente: autores.



Puerta de madera



Taco de madera



Arco de acero



Palanca de acero



Concreto



Perno de anclaje

coma ochenta metros (1,80 m)". (Reglamento de Seguridad en Labores Mineras Subterráneas.Decreto 1886 de 2015). Ministerio de Minas y Energia,2015).

El sostenimiento de la mina depende de las condiciones de estabilidad de los respaldos. El análisis de la mecánica de las rocas y sus estructuras geológicas fallas, diaclasamiento, dureza y resistencia es de gran importancia para definir el sostenimiento a implementar en la labor minera, para esto se requiere realizar análisis de laboratorio para establecer la resistencia a la compresión y tensión de la roca. De manera inicial y preliminar se pueden identificar en terreno características de resistencia de la roca con la clasificación de Hoek E & Brown E. T. (2007) que se presentan en la figura 5.12, sin dejar de lado los estudios estructurales, geológicos y análisis de laboratorio.

5.1.4. TIPOS DE VENTILACIÓN

La ventilación de una mina consiste en el proceso de hacer pasar un flujo de aire considerable y necesario para crear las condiciones óptimas para que los trabajadores se encuentren en una atmósfera agradable, limpia y sin gases, estableciendo un circuito para la circulación del aire a través de todas las labores.

La ventilación natural: consiste en el paso natural de un flujo de aire por las labores mineras. Para que el circuito de aire se dé es necesario contar con dos accesos para la entrada y salida de aire los cuales deben tener diferencia de cotas ó nivel. La diferencia de temperatura y presión barométrica genera una diferencia de peso específico entre el aire saliente y entrante, lo cual crea el circuito de ventilación natural.

La mayoría de las minas han utilizado el Sistema de ventilación natural, sin embargo, el artículo 40 del decreto 1886 de 2015 establece que toda "toda labor subterránea debe contar con un circuito de ventilación forzada", la ventilación contribuye a controlar los gases contaminantes de la mina, ver figuras 5.13 y 5.14.

Ventilación Artificial: corresponde al caudal de aire que ingresa a la mina y que se produce como resultado de un efecto mecánico o ventilador.

Los sistemas de ventilación son:
Sistema Soplante o impelente: caudal de aire impulsado por un ventilador hacia el interior de la mina, para

Figura 5.13. Valores límites permisibles para gases contaminantes. Fuente: Minminas, 2015, Decreto 1886. Reglamento de seguridad en labores mineras subterráneas.

CLASIFICACIÓN	GASES	FÓRMULA	TLV-TWA (ppm)	TLV-STEL (ppm)
Sofocante-venenoso	Dióxido de carbono	CO_2	5.000	30.000
Asfixiante-venenoso Explosivo	Monoxido de carbono	CO	25	-
Explosivo Venenoso Olor a huevo podrido	Acido Sulfhidrico	H_2S	1	5
Asfixiante inflamable	Anhidrido sulfuroso	SO_2	-	0.25
Asfixiante	Oxido Nitrico	NO	25	-
Asfixiante	Dioxido de Nitrogeno	NO_2	0.2	-
Explosivo sofocante	Metano	CH_4	-	-
Soporte de la combustión	Oxígeno	O_2	El volumen mínimo de oxígeno para trabajar en una labor bajo tierra es de 19.5% y máximo de 23.5%.	

VLP-TWA: Corresponde al valor límite permisible de tiempo promedio ponderado para una jornada de 8 horas diarias y 40 horas a la semana de trabajo.

VLP-STEL: Valor límite permisible para un corto tiempo de exposición, el cual no debe exceder de 15 minutos; debe existir por lo menos un lapso de 60 minutos entre dos exposiciones sucesivas a este nivel y no mas de 4 veces en la jornada de trabajo.

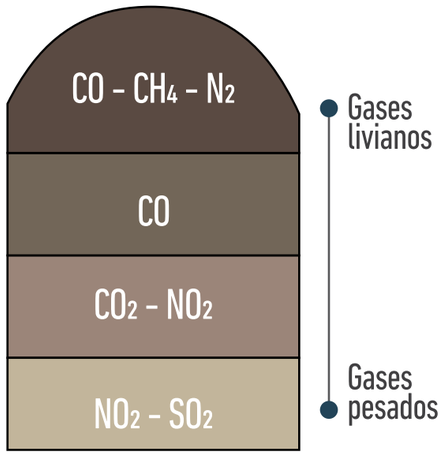
conducir el aire se utilizan mangueras o mangas de plástico o materiales flexibles.

Sistema aspirante: El aire fresco ingresa al frente por la galería y el contaminado es extraído por mangueras de plástico (mangas) o conductos conectados al ventilador aspirante. Las mangueras o mangas deben tener un anillado en espiral rígido para soportar la succión de aire.

Sistema combinado: Aspirante-soplante (impelente), emplea dos tendidos de mangueras de plástico (Mangas) o conductos, uno para extraer aire y el segundo para impulsar aire limpio al frente en avance. (Guía de Seguridad para ventilación de Minas subterráneas, ARL Positiva, 2017).

Para garantizar la seguridad del personal al interior de la mina es necesario controlar los aspectos contaminantes y explosivos como son las partículas de polvo y los gases.

Figura 5.14. Ubicación de gases contaminantes en la mina. Fuente: autores



Las concentraciones máximas de metano (CH4) permitidas y a partir de las que se deben suspender los trabajos y evacuar el personal de manera inmediata hasta que se haya diluido el metano por debajo de los límites máximos permisibles establecidos, los cuales se presentan en la figura 5.15.

Figura 5.15. Concentraciones máximas de metano (CH4). Fuente: Minminas, 2015, Decreto 1886. Reglamento de seguridad en labores mineras subterráneas.

LABOR SUBTERRANEA	PORCENTAJE (%) MÁXIMO PERMISIBLE DE METANO (CH_4)	PORCENTAJE (%) LEL
EN LABORES O FRENTES DE EXPLOTACION O AVANCE	1.0	20%
EN LOS RETORNOS PRINCIPALES DE AIRE	1.0	20%
EN EL RETORNO DE AIRE DE LOS TAJOS	1.5	30%
EN EL RETORNO DE AIRE DE LOS FRENTES DE PREPARACION Y DESARROLLO	1.5	30%

Porcentaje LEL: El límite inferior de explosión (LEL) corresponde al la concentración (en Volumen %) de una mezcla de gas combustible y aire que puede inflamarse y ocasionar explosión.

5.1.5. CARGA Y TRANSPORTE DE MINERAL

En las minas después de haber arrancado el mineral y el material estéril se requiere cargarlo a un medio de transporte por medios manuales con palas y carretillas, baldes o katangas (amarre para cargar en la espalda del minero el mineral en baldes o costales) o por medios mecanizados con palas neumáticas o mecánicas, cargadores para minería subterránea, winche minero, pancer o trasportador blindado, bandas transportadores, malacates, locomotoras con vagones para trasladarlo hasta la superficie, al patio de acopio o a la planta de beneficio.

5.2. ESTUDIO MINERO DE LA ZONA MINERA

5.2.1 METODOLOGÍA DE TRABAJO

El análisis minero se soportó en las siguientes actividades:

- Revisión de antecedentes mineros del municipio de Santa Rosa del Sur, como estadísticas, informes y estudios geológicos de la región.
- Preparación del formulario de recolección de información de campo en los aspectos mineros.
- Reconocimiento cartográfico de la zona, topografía, geología y localización de las minas que se visitarían.
- Contacto telefónico con representantes de la actividad minera en Santa Rosa del Sur.
- Planeación de las actividades de campo.
- En la zona se identificaron las minas que se podían visitar para desarrollar los temas mineros. Para seleccionar las minas se tuvieron en cuenta los temas de seguridad, facilidades de acceso y cronograma de trabajo.
- Socialización con los mineros de las actividades que se desarrollarían.
- En las minas seleccionadas se realizó un recorrido técnico por día con un equipo técnico conformado por un ingeniero de minas, un geólogo y una persona delegada por cada mina, que tuviera buen conocimiento de las actividades que se desarrollan en ella.
- Georreferenciación de minas.
- La información recopilada corresponde a la información visual y escrita capturada en campo y obtenida mediante un formato tipo encuesta que diligenciaron las personas que acompañaron el recorrido de la visita de la mina.
- Para elaborar el informe de descripción y análisis, el ingeniero de minas utilizó los datos de campo que permitían describir aspectos como los siguientes:

MAPE: La minería de oro artesanal y en pequeña escala (MAPE) es la extracción de oro realizada por mineros independientes o compañías pequeñas que cuentan con un capital de inversión y producción limitados. Normalmente es un sistema de producción descentralizado. Algunos gobiernos la definen por la magnitud de la mena procesada (p. ej., menos de 300 toneladas al día) y otros la definen por los métodos de extracción y procesamiento utilizados (p. ej., técnicas manuales o semimecanizadas). (Determinación del uso del mercurio en el sector de la minería de oro artesanal y en pequeña escala MAPE, (ONU, 2017).

Las explotaciones pequeñas son extracciones sin técnica y de poca profundidad, que se realizan "con herramientas e implementos simples de uso manual, accionados por la fuerza humana, y cuya cantidad extraída no sobrepase en ningún caso a las doscientas cincuenta (250) toneladas anuales de material", (MME,2015).

Para este capítulo se define como una mina artesanal aquella que se explota sin técnica minera específica o que combina las prácticas empíricas con algunas técnicas mineras, en la cual se han ido incorporando herramientas y equipos para lograr mayor productividad.

- Sistema y método de explotación de cada MAPE
- Sostenimiento minero
- Tipo de ventilación
- Cargue y transporte de material
- Aspectos ambientales mineros

- La información del capítulo geológico se incorporó tanto en la descripción de las mineralizaciones como para identificar de manera preliminar métodos de explotación que se pueden aplicar en las diferentes vetas.

- Se elaboraron consideraciones técnicas a manera de recomendaciones para mejorar las explotaciones y la seguridad del personal.

Para iniciar los trabajos de campo en las minas, inicialmente se realizó una socialización de los objetivos del proyecto con mineros de la zona. Se estableció una programación de las actividades que los grupos de trabajo debían realizar según la disponibilidad y el acceso a las minas; dicha programación se fue ajustando a las diversas condiciones que se presentaron.



Fotografía 5.1. Socialización del proyecto con lo smineros de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.

Para el análisis minero se visitaron cuatro minas de las cuales tres son minas artesanales en pequeña escala (MAPE) de veta y una de pequeña minería.

Con la información obtenida de las minas se plantean consideraciones mineras que pueden servir en los procesos de planificación minera de las explotaciones.

En este estudio, las minas artesanales y en pequeña escala se clasificaron según el avance minero, las herramientas y técnicas utilizadas, propias de las minas artesanales o pequeñas explotaciones. Como base se tuvo en cuenta la siguiente definición: Las explotaciones pequeñas consisten en extracciones en pequeña escala, sin técnica y de poca profundidad, que se realizan con herramientas e implementos simples de uso manual, accionados por la fuerza humana. La cantidad extraída no sobrepasa en ningún caso a las 250 toneladas anuales de material (MinMinas, 2015).

En este capítulo se define como una mina artesanal aquella que se explota sin técnica minera específica o que combina las prácticas empíricas con algunas técnicas mineras, en la cual se han ido incorporando herramientas y equipos para lograr mayor productividad.

“La minería de oro artesanal y en pequeña escala (MAPE) es la extracción de oro realizada por mineros independientes o compañías pequeñas que cuentan con un capital de inversión y de producción limitados. En general, para producir el oro, la mena se extrae de la tierra y se procesa por medio de muchas técnicas manuales o semimecanizadas para luego convertirse en un bien de valor a través de la venta. La MAPE es distinta a la minería en gran escala (MGE), que produce oro en escala mayor y utiliza métodos de explotación y procesamiento totalmente mecanizados. Las MAPE suceden principalmente en zonas rurales de 81 países en desarrollo. Es un productor de oro importante y también el mayor empleador en la minería del oro, pues representa alrededor del 20% (400-600 t/año) de la producción mundial de oro (3200 t /año) y emplea al 90% de los mineros de oro en el mundo. A nivel mundial, las MAPE pueden ser formales o informales, dependiendo de las leyes de cada país y de la capacidad de los mineros para cumplir esas leyes. Sin embargo, la MAPE es reconocida por muchos países y por instituciones mundiales de desarrollo internacional, tales como las Naciones Unidas y el Banco Mundial, como un mecanismo significativo de alivio de la pobreza y una oportunidad importante para el desarrollo. Los ingresos de las MAPE pueden ser de dos a diez veces mayores a los encontrados normalmente en economías agrarias” (ONU, O’neill, J. D. y Telmer, K., 2017).

5.2.2. CARACTERÍSTICAS DE EXPLOTACIONES MINERAS VISITADAS EN SANTA ROSA DEL SUR

Las minas de veta que fueron objeto de análisis desde el punto de vista minero fueron las siguientes:

Figura 5.16. Mina de estuidio en Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.

MINA	MUNICIPIO
PUNTILLA	ARENAL
HGB	ARENAL
LA MANO DE ABRAHAM	ARENAL
COORPCARIBONA	MONTECRISTO

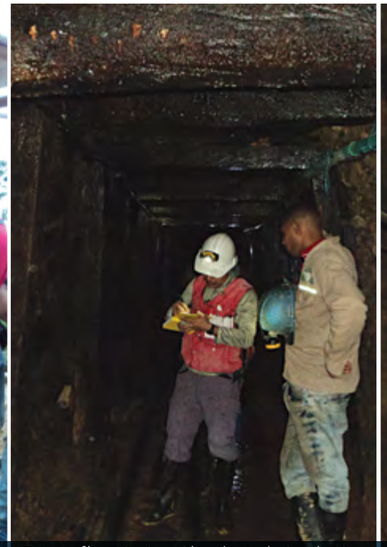
5.2.2.1. MINA ARTESANAL (MAPE) PUNTILLA

La mina Puntilla se localiza en el sector de mina Caribe. Se identificó una labor de acceso que corresponde a una cruzada que conduce hasta una clavada para acceder a dos niveles de explotación en guía (fotografías 5.2 a 5.4).

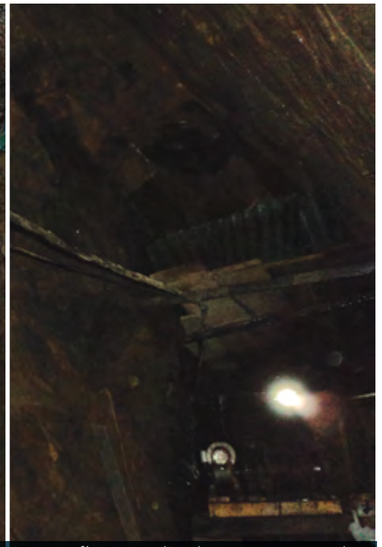
PEQUEÑA EXPLOTACIÓN O MINA ARTESANAL	**Mina Puntilla**
MUNICIPIO	Municipio El Arenal, veredada Santo Domingo-Mina Caribe
SISTEMA	Subterráneo
MENA	Una vetilla de cuarzo-pirita de 0.50 m de ancho en dirección 40/70.
LABORES DE DESARROLLO	Vía de acceso por carreteable en regular estado hasta la mina. El acceso se realizaba por clavadas o tambores verticales, acceso por Inclinado 25°. Sección 2m * 1.4m techo = 2.8m².
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación en guía con arranque selectivo primero el estéril luego la veta o viceversa.
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilador de un (2) caballos 2hp con mangas de 1’ 1/2 pulgada
SOSTENIMIENTO	Cuadros de madera y forro con tablones en las clavada y sostenimiento natural, puerta alemana al interior. y también sostenimiento natural
FORMA DE ARRANQUE	Arranque manual y con martillo perforador neumático con compresor neumático.
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual en baldes y transporte con garrucha y motor eléctrico.
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Actividades mineras muy cercanas a una pequeña quebrada que se infiltra en la mina por fallamiento
No DE PERSONAS VINCULADAS	En la mina artesanal laboran cinco (5) mineros tres (3) en frente de explotación y uno para cargue uno oficios varios



Fotografía 5.2. Socialización con operadores de Mina Puntilla. Fuente: autores.



Fotografía 5.3. Sección de trabajo de 2 x 1.50m de ancho en cruzada. Fuente: autores.



Fotografía 5.4. Inclinado para acceso a los niveles de trabajo. Fuente: autores.

5.2.2.2. MINA LA MANO DE ABRAHAM

Esta mina se localiza en el sector de San Pedro Frío. En la visita se identificaron trabajos de explotación que se desarrollan por medio de una cruzada, y posteriormente una clavada de aproximadamente 80 metros de profundidad, a la cual se accede por una polea con arnés, por donde se descuelga el personal que, a los 20 metros, descansa en una rampla, y luego continúa el descenso por otra polea hasta la guía de trabajo, donde se explota el mineral mediante el método de guías y tambores (fotografías 5.5 a 5.7).

PEQUEÑA EXPLOTACIÓN O MINA ARTESANAL	**Mina La Mano de Abraham**
MUNICIPIO	Sector Mina Caribe
SISTEMA	Subterráneo
MENA	Venillas de cuarzo con sulfuros 220/75. Roca caja granodiorita con alteración clorita.
LABORES DE DESARROLLO	Vía de acceso por carreteable hasta una parte y se continua por sendero hasta la mina. El acceso a la mina se realizaba por una cruzada con longitud de clavadas 104,28 m y se continua por un tambor vertical de 13 m y luego otro de 30 hasta la guía de trabajo donde se encuentra el frente de explotación. Sección 2m * 1.6m = 3.2 m²
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Explotación en guía con arranque selectivo primero el estéril luego la veta o viceversa.
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilador de un (1) caballos 1hp con mangas de 1' 1/2 pulgada
SOSTENIMIENTO	Cuadros de madera y forro con tablones, puerta alemana al interior, y sostenimiento natural.
FORMA DE ARRANQUE	Arranque manual y con dos (2) martillo perforador neumático.
CARGUE Y TRANSPORTE	Cargue manual en baldes y transporte con garrucha o malacate artesanal y motor eléctrico.
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	Actividades mineras muy cercanas a una pequeña quebrada, con descargue de estéril en exterior de bocamina.
No DE PERSONAS VINCULADAS	En la mina artesanal labora diez (10) mineros. En la planta de beneficio laboran cuatro (4) personas



Fotografía 5.5. Sostenimiento con puerta alemana. Fuente: autores.



Fotografía 5.6. Clavada de acceso de personal y extracción. Fuente: autores.



Fotografía 5.7. Transporte de material por cable aéreo. Fuente: autores.

5.2.2.3. MINA HBG

Esta mina se localiza en la vereda Mina Vieja, corregimiento de San Pedro Frío. En el momento de la visita, la mina se encontraba desarrollando trabajos de explotación. El ingreso se hace por un inclinado de ángulo de 50° y posteriormente por una clavada de 130 m de longitud, en total, en dirección 330°, a la que se accede con un malacate por donde se descuelga el personal. La mina tiene otro acceso, compartido con la mina El Manantial, al cual se accede por una cruzada principal con longitud de 240 m en dirección 160°, luego se continúa por una guía de 170 m en dirección 240° hasta acceder a los frentes de trabajo, que se desarrollan con guías y tambores (fotografías 5.8 a 5.10).

PEQUEÑA EXPLOTACIÓN O MINA ARTESANAL	**Mina HBG**
VEREDA	Vereda MIna Vieja, corregimiento San Pedro Frío
SISTEMA	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	A la mina se ingresa por un inclinado y una cruzada.
FORMA DE EXPLOTACIÓN	Guía y tambores
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilador helicoidal tipo búfalo
SOSTENIMIENTO	La roca de caja presenta inestabilidad por lo que se utiliza sostenimiento con puertas alemanas



Fotografía 5.8. Acceso a la mina por inclinado Fuente: autores.



Fotografía 5.9. Acumulación de material en laderas. Fuente: autores.



Fotografía 5.10. Techos de protección de la bocamina. Fuente: autores.

5.2.2.4. MINA COOPCARIBONA

Esta mina se localiza en la vereda Caribona-Mina Walter. En el momento de la visita, la mina se encontraba desarrollando trabajos de explotación. El ingreso a la mina se hace por un inclinado de 180 m de profundidad al cual se accede por escaleras a lo largo del inclinado. La explotación se desarrolla por niveles, por medio de guías amplias, de aproximadamente 3 m de ancho por 3 m de altura. El sostenimiento básicamente es natural (fotografías 5.11 a 5.13).

PEQUEÑA EXPLOTACIÓN O MINA ARTESANAL	**Mina Coopcaribona**
MUNICIPIO	Montecristo- Sector Mina Walter
SISTEMA	Subterráneo
LABORES DE DESARROLLO	Vía de acceso carreteable. Inclinado de acceso a las labores de explotación. Longitud 180m. Se cuenta con tres niveles de trabajo en guías en los cuales la sección ancha 3m *2 m y 3m*3m
FORMA DE EXPLOTACIÓN	La explotación en guía y niveles de trabajo.
FORMA DE VENTILACIÓN	Ventilación artificial
SOSTENIMIENTO	Sostenimiento en la parte superficial con puerta alemana y posteriormente sostenimiento natural.
FORMA DE ARRANQUE	Arranque con explosivos, martillos neumáticos con compresor eléctrico
CARGUE Y TRANSPORTE	Malacate mecánico con capacidad en el coche de 1 tonelada
ASPECTOS AMBIENTALES MINEROS	El material removido se acumula en los alrededores de la bocamina.
BENEFICIO	Cuentan con una planta de beneficio por cianuración



Fotografía 5.11. Coche y malacate de transporte de material. Fuente: autores.



Fotografía 5.12. Inclinado para acceso a labores mineras. Fuente: autores.



Fotografía 5.13. Acceso a labor minera con escaleras. Fuente: autores.

5.3. ANÁLISIS MINERO

El análisis minero presenta las condiciones actuales de las cuatro minas que se visitaron en el municipio de Santa Rosa del Sur, y con base en esta caracterización se presentan consideraciones técnicas que pueden servir en los procesos de planificación minera que podrían desarrollarse en las explotaciones de esta región.

En el análisis minero, inicialmente se describen las condiciones actuales de las minas visitadas y posteriormente se analizan algunos aspectos de método de explotación, dilución y sostenimiento, que son fundamentales en el planeamiento minero.

El planeamiento minero parte de los estudios de exploración geológica, en los que se determinan aspectos como tipos de minerales, recursos, reservas, geometría del depósito, y características como la cantidad y calidad del mineral económicamente explotable. Para esto es importante que los resultados de la exploración geológica se basen en los lineamientos nacionales e internacionales, y de la Comisión Colombiana de Recursos y Reservas Mineras (Crirsco).

El planeamiento de la explotación minera se condensa en el documento denominado Programa de trabajos y obras, en el que se establecen los siguientes componentes, que se constituyen en una herramienta de trabajo del explotador minero:

A. Delimitación definitiva del área de explotación. **B.** Mapa topográfico de dicha área. **C.** Detallada información cartográfica del área, y si se trata de minería marina, especificaciones batimétricas. **D.** Ubicación, cálculo y características de las reservas que se explotarán en desarrollo del proyecto. **E.** Descripción y localización de las instalaciones y obras de minería, depósito de minerales, beneficio y transporte y, si es del caso, de transformación. **F.** Plan minero de explotación, que incluirá la indicación de las guías técnicas que se utilizarán. **G.** Plan de obras de recuperación geomorfológica, paisajística y forestal del sistema alterado. **H.** Escala y duración de la producción esperada. **I.** Características físicas y químicas de los minerales que se explotarán. **J.** Descripción y localización de las obras e instalaciones necesarias para el ejercicio de las servidumbres inherentes a las operaciones mineras. **K.** Plan de cierre de la explotación y abandono de los montajes y de la infraestructura.

La planificación minera en las explotaciones de oro define qué tenor de mineral será el extraído, de acuerdo con el tenor de corte establecido, mediante el cual se determinará la rentabilidad del proyecto minero.

Todo lo referenciado anteriormente determina en qué deben enfocarse las explotaciones mineras para contar con una actividad organizada, técnica y rentable.

5.3.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Con el objetivo de buscar la tecnificación, la racionalidad y la productividad de las pequeñas explotaciones mineras, se realiza un análisis teórico de datos puntuales de las vetas, con el cual, a partir de la proyección inferida de un punto de rumbo y buzamiento, se examinan métodos de explotación que las explotaciones artesanales podrían adaptar.

Las características geológicas de cada veta son las principales condiciones que determinan la elección del método de explotación, debido a que se debe estudiar de manera detallada la forma del yacimiento, el tipo de depósito, la estabilidad de las rocas, el rumbo, el buzamiento de la veta, la resistencia de la roca de caja y de la veta, así como el grosor. Debido a que no se cuenta con información detallada de las mineralizaciones ni con información profunda de exploración, como, por ejemplo, de las perforaciones para determinar la continuidad de la veta, la estructura y la geometría de la mineralización, se tomaron datos puntuales y disponibles de la información levantada por los geólogos en campo y se realizó la proyección inferida de un punto de muestra de la veta, a partir del cual se infirió una longitud en rumbo y en buzamiento.

Con estos datos se establece si la inclinación del buzamiento es vertical u horizontal y si las características de la roca de caja son débiles o fuertes, para relacionar posibles métodos de explotación con base en métodos cualitativos, como el sistema de Boschkov y Wright (1973).

En la siguiente figura se esquematiza la proyección de un punto de una veta en rumbo y buzamiento, como ejemplo para visualizar las proyecciones que se pretenden esquematizar de métodos de explotación con base en los datos puntuales con que se cuenta.

En las minas visitadas se realizó este ejercicio para luego analizar los posibles métodos de explotación que podrían ajustarse a estas proyecciones inferidas.

Actualmente las pequeñas explotaciones y minas artesanales siguen la mineralización a través de guías y tambores o clavadas. En labores antiguas ya intervenidas se desarrollan cruzadas para encontrar la veta más amplia. En la explotación, los mineros artesanales primero explotan la veta y posteriormente proceden a explotar la roca encajante por separado. La explotación generalmente se realiza con el ancho de la veta, y en algunos casos se explotan algunas rocas encajantes que, según se observa, presentan mineralización. Entonces se realiza una explotación selectiva en trabajos por niveles y subniveles, con tambores e inclinados, sin desarrollar un método de explotación específico.

Con el propósito de mejorar las prácticas de explotación de las minas artesanales se analizan métodos de explotación que podrían ajustarse a las condiciones identificadas durante el trabajo de campo.

Existen diferentes métodos de explotación, tanto cuantitativos como cualitativos, como los siguientes (Darling, 2011, cap. 6.3):

- **Sistema de Boschkov y Wright (1973).** Selección cualitativa. Se desarrolla para la selección subterranea. La selección se realiza con la potencia de las vetas, inclinación de veta y resistencia del macizo rocoso.
- **Sistema de Hartman (1987).** Selección culitativa. La selección se realiza en un diagrama de flujo que considera la geometría del yacimiento, la geomecánica del macizo rocoso. Incluye métodos de explotación a cielo abierto.
- **Sistema de Morrison (1976).** Selección cualitativa. La selección se realiza con base en la potencia de la veta, soporte y sostenimiento, y la energía de tensión de deformación.
- **Sistema de Laubscher (1981).** Se basa en la resistencia del macizo rocoso, en el grado de fracturamiento del macizo rocoso y en las discontinuidades.
- **Sistema de Nicholas (1981).** Selección cuantitativa. Se basa en la geometría del deposito, la forma, potencia, el buzamiento, la distribución y resistencia de la roca a la compresión uniaxial, así como en la frecuencia de fracturas.

Entre los métodos cualitativos se encuentra el sistema de Boschkov y Wright (1973), sistema que se basa en la potencia e inclinación del cuerpo mineralizado y la resistencia del macizo rocoso, como se observa en la figura 5.18.

Las minas objeto de este análisis presentan mineralizaciones de oro de tipo vetiformes y vetillas. El estilo de mineralización predominante corresponde a vetas de cuarzo sulfuro blanco masivas (predomina pirita, y en menor proporción, galena, calcopirita y, raramente, esfalerita. Las vetas se encuentran encajadas dentro de rocas ígneas como granitos y granodioritas; también metamórficas afectadas por segmentos del sistema de fallas de Palestina e influidas por el batolito de Norosí.

Los espesores de las vetas oscilan entre 0,15 y 3 metros, con formas tabulares.

Figura 5.17. Esquema de la proyección inferida de un punto de una veta en rumbo y buzamiento. Fuente: autores.

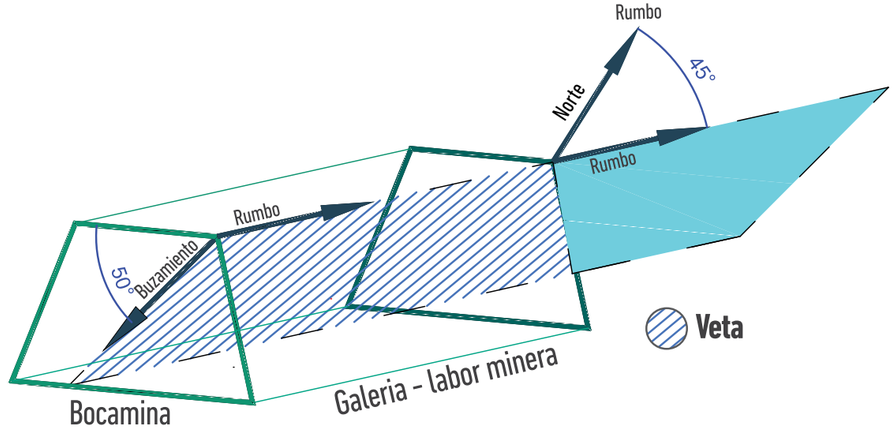


Figura 5.18. Métodos de explotación según el tipo de mineralización, buzamiento y resistencia de la mena y la roca encajante (sistema de Boschkov y Wright). Fuente: autores.

TIPO DE MINERALIZACIÓN	BUZAMIENTO	RESISTENCIA DE LA MENA MINERALIZADA	RESISTENCIA DE LA ROCA DE CAJA	MÉTODO DE MINERÍA COMÚNMENTE APLICADO
Capas delgadas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
				Tajo largo
		Débil o fuerte	Débil	Tajo largo
Capas gruesas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
		Débil o fuerte	Débil	Cavidades en subniveles
Capas muy gruesas	NA	NA	NA	Lo mismo que para masivos
Venas muy delgadas	Inclinado	Débil o fuerte	Débil o fuerte	Extracción selectiva (resuing)
Venas delgadas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
	Inclinado	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas
				Corte y relleno
		Débil	Fuerte	Espacios con sostenimiento cuadrado
	Inclinado	Débil	Débil	Espacios con sostenimiento en cuadros
Venas gruesas	Horizontal	NA	NA	Lo mismo que para masivos
Venas gruesas	Inclinado Inclinado	Fuerte	Fuerte	Tajos descendentes
				Hundimiento (Undergroung glory hole)
				Shrinkage stopes (excavaciones ascendentes)
				subniveles
				Corte y relleno
				Combinación de métodos
		Fuerte	Débil	Corte y relleno
Masivos	NA	Fuerte	Fuerte	Hundimiento controlado Subniveles Corte y relleno Combinación de métodos
	NA	Débil	Fuerte o débil	Subniveles Bloques -camaras Cámaras con sostenimiento en cuadros Combinación de métodos

En la figura 5.19 se resumen las características de los puntos muestreados en las minas visitadas.

Figura 5.19. Rumbo y buzamiento de un punto de veta en pequeñas explotaciones mineras visitadas. Fuente: autores.

MINA	RUMBO	BUZAMIENTO	ANCHO	ROCA DE CAJA	MINERALIZACIÓN
Refugio	30°	85°E	0.45m	Roca granodioritica con alteración propilitica	Veta de cuarzo brechada
Reina de Oro	320°	88°E	0.88m a 1.0m	Tonalita	Veta de cuarzo con sulfuros
Asocafelac	50°	80°E	0.07m	Roca granito	Veta de cuarzo sulfuro carbonato
Puntilla	40°	55°E	0.10-0.20m	Roca granodiorita muy diaclasada con alteración porpilítica	Veta de cuarzo, carbonato sulfuro y vetilleo, frente de mina fallado
Monyor	235°	90°W	0.60-1.2m	Roca granito	Veta de cuarzo, Carbonato, sulfuro
El Caporal	220°	88°E	0.30-0.50m	Roca granodiorítica	Veta de cuarzo con estructura en peine
Manantial	N60°E	75°E	0.30m	Roca granodiorítica fuertemente alterada a sericita y caolinita	Veta de cuarzo sulfuro frene cizallado con concentración de sulfuros metálicos
San Juan			0.37 m	Roca granodiorita	Veta de Cuarzo sulfuro
Inasur	255°	72° E		Roca granodiorita	Vetilleo de cuarzo sulfuros
HBG	60°	62°E	0.40-2.0m	Roca granodiorita	Brecha con salbanda a ambos lados clastos de roca
Mano de Abraham	220°	75°w	0.30m	Roca granodiorita	Veta de Cuarzo con alteración clorita-epidota
El Laberinto	235°	85W	0.30-0.50m	Roca granodiorita	Veta de cuarzo, carbonato y sulfuros
Coopcaribona	40	60E	3.60m	Roca granodiorita	Brecha central de casi 2.0m a los lados zona de venillas de cuarzo y una zona de galena y al otro lado una zona de venillas de pirita y calcopirita seguida de una zona de galena y arsenopirita. Vena en brecha.

El método de explotación que se seleccione deberá ofrecer condiciones para obtener una buena producción y rentabilidad para facilitar el retorno de la inversión a los propietarios de la mina. También, según las condiciones geológicas, establecerá el diseño de las labores de preparación y extracción, así como el sostenimiento del macizo rocoso intervenido, de acuerdo con la geología estructural, y proporcionará las mejores técnicas para realizar una explotación con buenos niveles de producción. La producción tambien tendrá en cuenta el tenor de corte y la dilución del material para establecer un planeamiento minero con rentabilidad. Por otra parte, es necesario tener en cuenta la reducción de impactos en los aspectos ambientales y trabajar con condiciones de seguridad laboral.

En este capítulo se realiza un análisis cualitativo para seleccionar el método de explotación, debido a que el objetivo del proyecto no es realizar análisis puntuales y específicos, sino más bien precisar consideraciones para que los mineros visualicen otros métodos de explotación que pueden mejorar la productividad y el rendimiento de la explotación. Para esto se utiliza el sistema de Boschkov y Wright (1973), que analiza la potencia de las vetas, la inclinación de veta y la resistencia del macizo rocoso.

Las minas analizadas presentan en los puntos muestreados vetas con dirección norte-este orientadas por el fallamiento regional y buzamientos fuertes entre los 55° y 90°, principalmente con inclinación al este. Los espesores de las vetas oscilan entre 0,07 y 3 m, correspondientes a venas delgadas, y de hasta 3,6 m, correspondientes a venas gruesas, lo cual solamente se observó en la mina Coopcaribona. En las minas donde se realizó el análisis minero se identificaron los métodos de explotación que se podrían implementar para mejorar la productividad (véase la figura 5.20.).

Figura 5.20. Métodos de explotación que se podrían implementar en las minas artesanales con venas delgadas y gruesas, y con buzamientos inclinados (sistema de Boschkov y Wright). Fuente: autores.

TIPO DE MINERALIZACIÓN	BUZAMIENTO	RESISTENCIA DE LA MENA MINERALIZADA	RESISTENCIA DE LA ROCA DE CAJA	MÉTODO DE MINERÍA COMÚNMENTE APLICADO
Venas muy delgadas	Inclinado	Débil o fuerte	Débil o fuerte	Extracción selectiva (resuing)
Venas delgadas	Horizontal	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
	Inclinado	Fuerte	Fuerte	Cámaras abiertas
		Débil	Fuerte	Corte y relleno
	Inclinado	Débil	Débil	cámaras con sostenimiento cuadrado
Venas gruesas	Inclinado	Fuerte	Fuerte	cámaras con sostenimiento en cuadros
				Tajos descendentes
				Hundimiento contro-lado(Undergroung glory hole)
				Shrinkage stopes (excava-ciones ascendentes)
				Subniveles
				Corte y relleno
				Combinación de métodos
		Fuerte	Débil	Corte y relleno

*basado en el Sistema de Boshkov y Wright. Métodos de explotación según el tipo de mineralización, buzamiento y resistencia de la mena y roca encajante. SME. mining Engineerin Hanbook 2011.

Con base en la información de los métodos de explotación sugeridos por el sistema de Boschkov y Wright y las caracterísiticas de los puntos muestreados en las minas y sometidas al análisis minero, se identifican los posibles métodos que se pueden aplicar para tecnificar las explotaciones. Es de aclarar que para definir en una mina el comportamiento de la mineralización es necesario realizar estudios geológicos detallados de la mineralización y de las rocas encajantes. Para el presente caso se realiza la proyección inferida de la veta para identificar los métodos proyectados que se pueden implementar en los procesos de tecnificación de la minería artesanal, conforme a datos puntuales tomados en campo. Esta información es solo una proyección, no corresponde a estudios determinantes (figura 5.21.).

MINA	RUMBO	BUZAMIENTO	ANCHO	ROCA DE CAJA	MINERALIZACIÓN	ESTIMACIÓN DE DUREZA*	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN REFERENCIADO
Puntilla	40°	55°E	0.10-0.20m	Roca granodiorita muy diaclasada con alteración propilítica	Veta de cuarzo, carbonato sulfuro y vetilleo, frente de mina fallado.	Muy Resistente	Explotación en guías y tambores, extracción selectiva de mineral. Tambores paralelos	Extracción selectiva (resuing) Corte y relleno
El Caporal	220°	88°E	0.30-0.50m	Roca granodiorítica	Veta de Cuarzo con estructura en peine	Muy Resistente	Explotación en guías extracción selectiva de mineral. Tambores paralelos	Extracción selectiva (resuing) Corte y relleno Cámaras con sostenimiento en cuadro y machones de seguridad
HBG	60°	62°E	0.40-2.0m	Roca granodiorítica	Brecha con salbanda a ambos lados	Muy Resistente	Explotación en guías y tambores, extracción selectiva de mineral. Tambores paralelos	Corte y relleno, cámaras con sostenimiento en cuadros y machones de seguridad
Mano de Abraham	220°	75°w	0.30m	Roca granodiorítica	Veta de Cuarzo con alteración clorita-epidota	Muy Resistente	Explotación en guías y tambores, extracción selectiva de mineral. Tambores paralelos	Extracción selectiva (resuing) Corte y relleno cámaras con sostenimiento en cuadros y machones de seguridad
Coorpcaribona	40	60E	3.60m	Roca granodiorita	Brecha central de casi 2.0m a los lados zona de venillas de cuarzo y una zona de galena y al otro lado una zona de venillas de pirita y calcopirita seguida de una zona de galena y arsenopirita. Vena en brecha	Muy Resistente	Explotación en guías y cámaras con machones de seguridad. Cámaras y pilares	Corte y relleno cámaras con sostenimiento en cuadros y machones de seguridad, subniveles

Figura 5.21. Métodos de explotación que se podrían implementar en las minas artesanales con venas delgadas y gruesas con buzamientos inclinados (Sistema de Boshkov y Wright). Fuente: autores.

*Se requiere realizar análisis de laboratorio de la compresión y de geomecánica de rocas.

En síntesis:

Estas son las labores de desarrollo minero identificadas en las minas del análisis minero:

- Las minas artesanales visitadas de Puntilla, El Caporal, HBG, La Mano de Abraham y Coorpcaribona cuentan con acceso vehicular por vía carreteable en regular estado. A la mina La Mano de Abraham se tiene acceso por vía carreteable y luego se continúa por sendero.

- La mina Coorpcaribona es una explotación de pequeña mineria en proceso de tecnificación que cuenta con un equipo de profesionales en ingeniería de minas, ingeniero ambiental y químicos que ejecutan los procesos de explotación y beneficio.

- La mina La Mano de Abraham es una esplotación artesanal que ha iniciado el proceso de tecnificación siguiendo las recomendaciones de seguridad minera en cuento a sostenimiento, señalización, uso de elementos de protección personal y equipos de trabajo en alturas, como arnés y poleas.

- En cuanto a labores de acceso de personal operativo en las minas Puntilla, El Caporal, HBG y La Mano de Abraham, se realiza por cruzadas y posteriormente por tambores verticales o clavadas. En la mina Coorpcaribona el acceso de personal se realiza por un inclinado y luego por tambores verticales hasta los niveles de explotación. La seguridad en el acceso del personal es fundamental para el buen desempeño del mismo, por lo cual es necesario establecer las mejores alternativas para el ingreso de personal y minimizar el desgaste físico, ya que esta energía se requiere en otras labores de la mina. También hay que contar de manera independiente con labores de acceso de personal y labores para transporte de material. Asimismo, es recomendable hacer la revisión diaria de las labores de acceso, de las escaleras y sostenimiento, revisión del estado del cable y los frenos del malacate, y reportar las observaciones en planillas de inspección diaria. Otro aspecto que debe tenerse en cuenta es la seguridad en la ejecución de trabajos en alturas en el interior de la mina, que requieren el uso de elementos de seguridad, como arnés, manilas, cuerdas de seguridad, mosquetones, poleas y jumpers, entre otros.

Las labores de preparación identificadas en las minas artesanales sobre las que se realizó análisis minero son:

- En las minas Puntilla, El Caporal, HBG, La Mano de Abraham y Coorpcaribona las labores de preparación corresponden a guías y tambores verticales para acceso a las áreas mineralizadas.

- En las minas Puntilla, El Caporal, HBG, La Mano de Abraham la explotación no cuenta con un diseño minero definido; la extracción se realiza por medio de guías y tambores siguiendo la dirección de la veta, algo acorde con la experiencia de los mineros. En la mayoría de las minas se realiza una explotación selectiva del mineral: se explota primero el estéril y luego el mineral, para recuperar mayor cantidad de mineral enriquecido. En la mina Coorpcaribona la labor se realiza en niveles de explotación, para lo cual se conforman guías y pequeñas cámaras con zonas de respaldo para el sostenimiento.

- Las minas artesanales se explotan con herramientas mecanizadas como martillos perforadores eléctricos y neumáticos, y se utilizan explosivos convencionales debido a la dureza de la roca encajante y de respaldos. El cargue de material se realiza de manera manual con palas, y para el transporte se utilizan malacates con baldes, carretas o buguíes, y malacates con vagón o skip; en algunas se utilizan vagonetas artesanales.

- Las mineralizaciones identificadas en el estudio presentaron en general características de vetas delgadas (< 3 m) y respaldos competentes, por lo que se puede pensar en métodos de explotación como corte con relleno y cámaras con pilares. La explotación selectiva se puede utilizar en vetas muy delgadas con resistencia de la roca de caja fuerte o débil. Las metodologias deberán evaluarse en cada mina y se seleccionará finalmente la que ofrezca mejores garantías para la explotación. En la mina Coorpcaribona se identificó una veta de 3,6 m, que corresponde a veta gruesa (> 3 m).

En los puntos muestreados de las minas visitadas se observaron vetas con espesores menores de 0,50 m, como es el caso de las minas Puntilla, El Caporal y La Mano de Abraham. En la mina HBG se identificó una veta con espesores entre 0,40 y 2 m. En las zonas de vetas muy delgadas se podría realizar una explotación selectiva (resuing) de la veta como método de explotación que permite reducir la contaminación del mineral con estéril. Las rocas encajantes de estas minas se asocian con granodioritas que presentan alta resistencia y, al presentar vetas delgadas con espesores menores de 3 m con buzamientos inclinados entre 50 y 90°,

se puede pensar en métodos de explotación por corte y relleno y cámaras abiertas y pilares o machones de seguridad. En las vetas delgadas tambien puede implementarse el método de ensanche de tambores y extracción selectiva (resuing). En la mina Coorpcaribona, que presenta sectores de venas gruesas de hasta 3,6 m, pueden aplicarse los métodos mencionados y además el método de explotación por subniveles. Segun las características de la mineralización se pueden combinar los métodos de explotación, que serán proyectados en el planeamiento minero que se plasma en el documento “Programa de trabajos y obras mineras”.

Estos métodos se ajustan a las condiciones de las minas de la región debido a que las vetas delgadas y los respaldos competentes permiten realizar un diseño de explotación adaptable a las necesidades de mejora de la producción para garantizar la alimentación permanente de las plantas de beneficio.

5.3.2. DILUCIÓN

La producción del mineral de oro es el objetivo de la explotación minera. Esta explotación debe generar un volumen de mineral y un tenor mínimos que hagan rentable la actividad. El tenor del mineral es un factor importante para obtener beneficio económico o generar pérdidas, por lo que se debe buscar un punto de equilibrio en la producción con el tenor del mineral para alcanzar la sostenibilidad económica de la explotación. Para definir el punto de equilibrio se utiliza el tenor de corte y el factor de dilución.

El tenor de corte crítico (TCC, o ***cutoff***) es la concentración de oro que permite obtener beneficio económico al final de la operación. Es el criterio normalmente utilizado en la operación minera para discriminar entre el mineral factible de extraer del depósito con beneficio económico y el estéril (Bascetin et al., 2011 en Franco, Velilla, 2014). Todo lo que esté por debajo de este valor es tratado como estéril y lo que esté por encima de este como mineral útil es aprovechable. Es decir, donde los ingresos obtenidos por el producto igualan a los costos de extracción de éste, es lo que se conoce como punto de equilibrio. (Franco, Velilla, 2014). Esta información se obtiene con detallados estudios geológicos-mineros y económicos de la explotación.

La dilución es el material estéril de la roca encajante que se revuelve o se mezcla con el mineral de la veta. Cuando se explota separando la roca encajante de la veta, no existe dilución. La dilución reduce el tenor de la veta por tonelada explotada (Ortiz, 1991).

El factor de dilución es la relación que se da entre la mezcla del material estéril de la roca encajante y el mineral de la veta en el proceso de extracción. Es un porcentaje de estéril de la roca encajante que se revuelve con la veta. Depende del ancho de la veta y del ancho del corte de explotación. El factor de dilución se obtiene del ancho promedio del corte de explotación y del ancho de veta (Ortiz, 1991).

La dilución del mineral genera costos debido a que se incrementa el transporte de material estéril y se reduce el tenor de mineral. El incremento de la dilución se presenta por condiciones naturales del mineral, de la roca encajante y de respaldo, la forma de la extracción y la malla de voladura.

Hay dos tipos de dilución:
- **Interna.** Corresponde a minerales de baja o nula ley (estéril) que no se pueden separar del bloque mineralizado debido a que están incluidos en este. Esta dilución de difícil de controlar.
- **Externa.** Corresponde a los minerales estériles en contacto con el mineral que se extrae en el bloque de explotación. Esta dilución tiene manejo.

Ejemplo de aplicación: cálculo de dilución en el frente de explotación de la mina El Caporal.

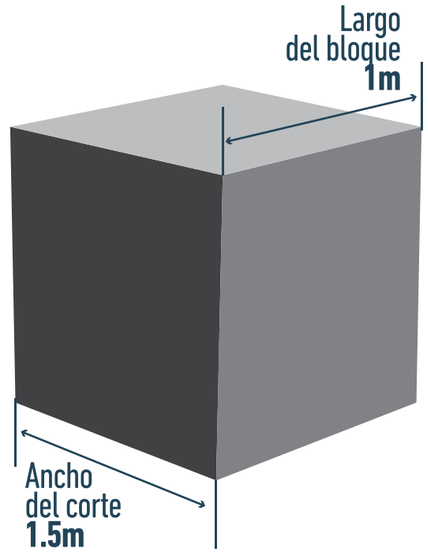
Para el cálculo de la dilución en el bloque de trabajo se siguió la metodología presentada por el geólogo Hernán Ortiz Delgado en el libro Geología minera del oro de veta (1991).

Se realiza un análisis de la dilución externa en un frente de explotación de la mina El Caporal, donde se toma para el ejemplo un bloque conforme el avance de explotación diario. Cada vez que el frente de trabajo avanza o se realiza una voladura, se debería realizar el registro de la dilución y un muestreo de la veta para determinar la calidad y cantidad de mineral que se está obteniendo en la mina, y la información debería registrarse en formatos de registro y muestreo de veta. Esto también determinará el tenor de corte de la mina, es decir, si el bloque que se está explotando es o no rentable y las consideraciones que deberán tomar los geólogos, ingenieros de minas, economistas e inversionistas sobre la rentabilidad de la explotación.

Estos análisis se deberían realizar a medida que se realiza el avance de la explotación, es decir, cada vez que se realizan labores de perforación y voladuras en el frente donde se extrae el mineral que irá a la planta de beneficio.

En la mina El Caporal se realizó muestreo en un frente de explotación con avance de 1 m y ancho de 1,5 m. Para el análisis se presentan los siguientes valores:

Figura 5.22. Localización del bloque de muestra n.° 1, mina El Caporal. Fuente: autores.



Bloque de muestra 1: frente de explotación, abscisa de 180 m, nivel 1.

El bloque que se analiza tiene las siguientes dimensiones:
Corte o ancho de bloque: 1.5 m.
Largo de bloque: 1.0m de avance por voladura en el frente de explotación.
Ancho de veta: 0.50 m.

Características de Caja y veta:
Roca de caja: roca granodiorita.
Muestra de veta de cuarzo y óxidos de hierro: PDH-053-M8087.
Densidad de caja: 2,768 g/cm^3.
Veta: vena de cuarzo con estructura en peine con sulfuros (pirita, galena, calcopirita, covelina) con dirección de 222° y buzamiento de 88°.

La roca caja está en un estado de alteración sericítica muy fuerte, al punto de que no puede reconocerse la composición de la roca original; tiene texturas pseudomorfas. Por su parte, la vena se compone principalmente de cuarzo 2 con textura masiva y localmente en peine, visible mejor en cercanías del límite con la roca de caja. Se acompaña de abundantes sulfuros, entre los que están pirita 1, esfalerita, calcopirita 1 y 2, galena, pirrotina y oro, este último en muy baja concentración. La vena presenta abundantes sulfuros brechados, sin mantener una estructura reconocible. (Petrografía, 2018).

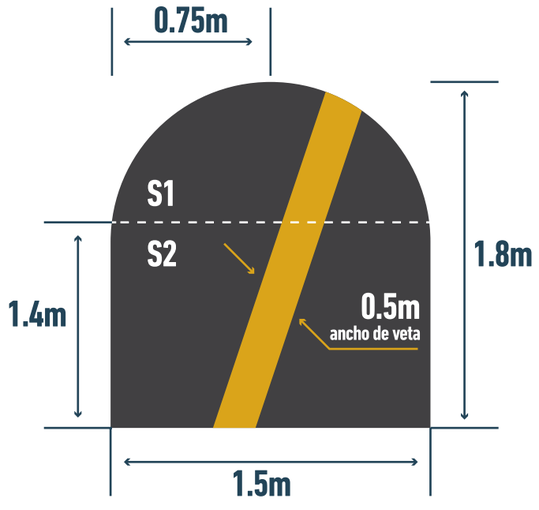
Densidad de la veta: 3,7 t/m^3

a) Dimensiones frente de explotación:
Altura: 1.80 m. Ancho-corte: 1.5 m. Ancho de la veta en el frente de trabajo: 0.5 m.


Fotografía 5.14. Frente de explotación de la mina El Caporal. Fuente: autores.


Fotografía 5.15. Veta de la mina El Caporal. Fuente: autores.

Figura 5.23. Frente de explotación. Ancho de corte y ancho de veta. Fuente: autores.



Para el ejemplo de cálculo de área horizontal del bloque no explotado se toma el ancho del corte por un metro de avance. estos datos deberian ser la sumatoria de varios muestreos para este ejemplo solo se toma un dato del frente analizado.

b) Área horizontal (A): bloque no explotado de 1,5 m x 1 m = 1,50 m^2.

Factor de corrección: corrección del buzamiento del angulo promedio de la veta, se realiza corrección del área debido la inclinación de la veta de la siguiente manera:

Área horizontal proyectada: buzamiento > 45° se proyecta en plano vertical A´= A x sen (B).
Buzamiento <45° se proyecta en plano horizontal
A' = A x cos (B).

Buzamiento sen 88° = 0,999.
Area verdadera (A') = área horizontal m^2/factor de correccion del buzamiento.
A' = 1,5 m^2/0.999 = 1.50 m^2.

c) Área de sección de trabajo: SP

Sección guía promedio: 1,8 m de altura, 1,5 m de ancho en el piso, Área de la sección:
Sección de la Mina Caporal = $S_1 + S_2$

$S_1 = (\pi \times r^2)/2$
$S_2 = b \times h$
S1 = π x 0,75 m^2/2 = 0.884 m^2
S2 = 1.5 m x 1.4 m = 2.1 m
SP = $S_1 + S_2$
SP = 0.884 m^2 + 2.1 m^2
SP = 2,984 m^2

d) Ancho de veta promedio : 0.5 m.

e) Metros cúbicos de mineral = ancho promedio de veta x área verdadera.
Metros cúbicos = 0.5m x 1.5m^2 = 0.75 m^3.

f) Toneladas métricas de mineral en veta:
Toneladas de mineral en veta = metros cúbicos x gravedad específica del mineral.
Toneladas de mineral en veta (Tmv) = 0,75 m^3 x 2,818 t/m^3 = 2.11 t.

g) Valores de oro y plata en veta (el ejemplo solo se realiza para gramos de oro):
Se registran los valores de cada muestra según el avance.
Resultado del laboratorio del SGC de tenor en muestra de oro de veta: 35 g/t. Este análisis se realiza, en este caso, solo para gramos de oro.

h) Gramos de oro y plata.
Gramos de oro = toneladas de mineral en veta x tenores de oro y plata.
Gramos de oro = 2,11 t x 35 g/t = 73,97 g.

i) Ancho promedio de veta.
Ancho promedio de veta = (suma total de metros cúbicos)/(suma total de área verdadera (A')).

Suma total de metros cúbicos = 0,75 m^3.
Suma total área verdadera (A^') = (área horizontal)/(sen(ángulo de buzamiento)).

sen(ángulo de buzamiento) = sen(88°) = 0,999.

Área horizontal = 1,5 m^2.
Área verdadera (A') = (1,5 m^2)/0,999 = 1,50 m^2.
Luego, ancho promedio de veta = (0.75 m^3)/(0.999m^2) = 0,75 m.

j) Valor promedio del tenor de oro y plata.
Valor promedio de tenor de oro y plata = (suma total de gramos de oro y plata)/(suma total de toneladas de mineral en veta).

También se obtiene aplicando:
Valor promedio de tenor de oro y plata = (total de gramos de oro y plata (g))/(suma total de ancho de veta (m))
En este caso, se aplicará la primera ecuación.
Valor promedio de tenor de oro = (73,97g)/(0,75t).
Valor promedio de tenor de oro = 98,62 g/t.

k) Onzas de oro y plata.
Onzas de oro y plata = (total de gramos de oro)/(onza troy).
1 onza troy = 31,1035 g.
Onzas de oro = (98,62 g)/(31,1035 g/onzatroy).
Onzas de oro = 3,17 onzatroy.

l) Ancho del corte = Ancho promedio de la sección de trabajo.

m) Dilución. Mezcla del material estéril de la roca encajante con el mineral de la veta en el proceso de explotación. La dilución disminuye el tenor de la veta.
La dilución promedio en metros.

La dilución se puede medir pesando en kilos o toneladas por m3 un metro cubico (1m3) de material compuesto por mineral explotado suelto y con dilución. Este peso se confronta con las toneladas de mineral explotable puesto en la tolva del molino.

En este ejemplo, el ancho de corte es de 1,5 m y el ancho de veta es de 0,50 m; entonces, la dilución es de 1,0 m.

n) Factor de dilución. Porcentaje de estéril de la roca encajante que se revuelve con la veta. Depende del ancho de la veta y del ancho del corte de explotación.

Existen diversas fórmulas de calcular el factor de dilución. Entre ellas se encuentran las siguientes:
Dilución = 1.0 m
Factor de dilucion del tonelaje FD = (ancho de corte x100%)/(ancho de veta promedio).
FDtonelaje = (1.5 m x 100%)/0,50 m.
FDtonelaje = 300%.
FDtonelaje = 3.

Esta es otra fórmula para calcular la dilución:
Dilución = (toneladas estéril)/(toneladas de oro + toneladas de estéril) x 100%.
Dilución= 1,0m/0,5m +1,0m X 100%= 66,6%

ñ) Factor de dilución de los valores de tenor.
FDvalores = reciíproco matemático de FD tonelaje = 1/FDtonelaje.
FDvalores = 1/3 = 0,33.

o) Toneladas de mineral explotable (TME)
Toneladas de mineral explotable (TME) = toneladas métricas de mineral en veta(Tmv) x FDtonelaje
Toneladas métricas de mineral en veta: 2.11 t.
Factor de dilución del tonelaje: 3.
Toneladas de mineral explotable = reserva minera con dilución.
TME = 2,11 t x 3 = 6,33 t.

p) Valores diluidos o tenores diluidos (Vd).
Valores diluidos (Vd) = tenor promedio tenor de oro x Factor dilución de valores.
Valor promedio del tenor de oro: 98,62 g/t.
Factor de dilución de los valores FDv = 0,33.
Valores Diluidos o tenores diluidos oro (Au).
Vd (oro) = 98,62 g/t x 0,33 = 32,54 g/t.

q) Reserva de mineral de la mina o en el frente de trabajo analizado (Re):
Toneladas de mineral explotable (TME) = 6,33 t reserva minera con dilución.
Valores Diluidos o tenores diluidos oro (Vd) = 32,54 g/t.

Reserva de mineral (en el frente de trabajo) = toneladas de mineral explotable (TME) * valores diluidos (Vd)
Re = 6,33 t x 32,54 g/t = 206 g oro (Au).
Reserva minera (Re): 206 g oro (Au).

Reserva de mineral en onzas troy Au
onzatroy Au = 31.1035 g.
Reserva minera en total de gramos dividido entre 31.1035 g/onza troy Au = 206 g/(au)/31.1035 g
Reserva minera: 6,62 onza troy

r) Reserva de mineral explotable recuperable de la mina (Rer).
Se analiza y establece en la mina un porcentaje de pérdidas de mineral por inconvenientes en la voladura, el cargue y transporte, contaminación.
Porcentaje de pérdidas de mineral en la explotación = 20%
Toneladas de mineral explotable con dilución: 6,33 t.
Toneladas de pérdidas en la explotación: 20% x TME.
Toneladas de pérdidas en la explotación=20% x 6,33 t = 1.26 t.

Toneladas de mineral explotable recuperable = Toneladas de mineral explotable con dilución - toneladas de pérdidas.
Toneladas de mineral explotable recuperable de la mina = 6.33 t - 1.26 t = 5,07 t.

Reserva minera recuperable = toneladas de mineral explotable recuperable x valores diluidos.
Valores diluidos o tenores diluidos Au (Vd) = g/t.
Reserva minera recuperable (Rer) = 5,07 t x 32,54 g/t. Au = 164,98 g = 5,30 onzastroy Au

El tenor de cabeza de mineral para la planta puede rebajar de 1 a 2 g, dependiendo del arranque y transporte de la mina a la planta, y la recuperación del oro depende del proceso que se lleve a cabo en la planta de beneficio.

El análisis anterior permite concluir lo siguiente:
En el ejemplo realizado para la Mina El Caporal, en un metro de avance en el frente de explotación nivel 1 se presentó una dilución de 1,0 m con una veta de ancho de 0,50 m y 1 m de avance, de donde se obtienen 5,07 t de mineral explotable recuperable, es decir 66,6%, con un tenor diluido de oro 32,54 g/t. Como la dilución es alta, la dilución del tenor también lo es.

Cuanto mayor sea la dilución, más se incrementa la cantidad de material que se lleva a la planta de beneficio, pero se disminuye el tenor del mineral y disminuye la cantidad del mineral recuperado, al tiempo que aumentan los costos y se reducen las ganancias para la mina.

Cuando se identifica el mineral y el material estéril que genera la dilución del mineral se pueden establecer acciones para separar estos dos productos de manera que se reduzca la dilución. En la pequeña minería generalmente se realiza una explotación selectiva en los frentes de explotación debido a que los procesos no son continuos y la producción es baja.

En la mina El Caporal se realizó el ejemplo como si se explotara el frente completo de la mina y se tuviera un metro en avance horizontal. En este caso, el frente tiene 1,5 m de ancho y una veta con un espesor de 0,55 m, luego, la dilución métrica es de 1 m y el factor de dilución es de 3. En el cálculo de reserva de mineral explotable recuperable del frente de explotación se obtuvieron los siguientes resultados:

Cuando se identifica el mineral y el material estéril que genera la dilución del mineral pueden establecerse acciones para separar estos dos productos, de manera que se reduzca la dilución. En la pequeña minería generalmente se realiza una explotación selectiva en los frentes de explotación debido a que los procesos no son continuos y la capacidad de procesamiento es baja, y por lo tanto la producción también baja.

La dilución externa se puede controlar con buenas prácticas mineras, como las siguientes: conocer la geología y geometría del depósito mineralizado y de las rocas encajantes, así como la geología estructural del macizo, planear el diseño de la explotación, seleccionar un método de explotación acorde con la mineralización, determinar la topografía de las labores y elaborar planos de avance, muestreo y diseño, diseñar la malla de voladura de acuerdo con las variaciones del corte de explotación y la geometría de la veta y capacitar al personal operativo que realiza las voladuras y el cargue del mineral en temas referentes a reducción de la dilución.

5.3.3. SOSTENIMIENTO

El sostenimiento de las labores mineras subterráneas es fundamental para la seguridad del personal minero y las labores de explotación.

Para definir el sostenimiento es necesario conocer la resistencia y geología estructural del macizo rocoso donde se desarrolla el proyecto minero, debido a que estos definen la calidad, resistencia y mecánica de las rocas y determinan las necesidades de sostenimiento en cada una de las labores de preparación, desarrollo y explotación de la mina. Las minas visitadas en el Municipio de Santa Rosa presentaban en sus respaldos rocas estables y resistentes por lo que generalmente el sostenimiento se realizaba de manera natural. En algunos puntos como los más superficiales de las explotaciones debido a la roca meteorizada se requería instalar sostenimiento artificial tipo puerta alemana.

Las rocas de respaldo de las minas visitadas eran las siguientes:

Figura 5.23. Sostenimiento utilizado en las minas visitadas. Fuente: autores.

MINA	ROCA DE CAJA	ESTIMACIÓN EN TERRENO DE LA RESISTENCIA*	SOSTENIMIENTO UTILIZADO ACTUALMENTE
Puntilla	Roca granodiorita muy diaclasada con alteración propilítica	Muy Resistente. Índice de carga puntual entre 4-10Mpa	Puerta alemana al inicio de La cruzada y posteriormente sostenimiento natural tipo bóveda
El Caporal	Roca granodiorítica	Muy Resistente	Puerta alemana al inicio de La cruzada y posteriormente sostenimiento natural tipo bóveda
HBG	Roca granodiorítica	Muy Resistente	Principalmente sostenimiento natural
La Mano de Abraham	Roca granodiorítica zona superficial meteorizada	Muy Resistente	Puerta alemana en la cruzada y cuadros de madera en la clavada, en el nivel de trabajo puerta alemana y sostenimiento natural
Coorpcaribona	Roca granodiorita	Muy Resistente	Sostenimiento natural en la mayor parte de las labores se identificaron machones de sostenimiento

Estimación en terreno de la resistencia en comprexión uniaxial. Clases según Brown.

En las minas visitadas es importante que se realicen los estudios estructurales y de mecánica de rocas para garantizar la estabilidad de las explotaciones a medida que se vaya avanzando en estas.

De las explotaciones mineras se seleccionó la mina El Caporal para precisar algunas características de la roca de respaldo y del sostenimiento.

Características de Sostenimiento Mina Caporal

La roca de respaldo es muy resistente y tiene bajo fracturamiento, si bien se identificaron zonas de foliación y fallamiento.

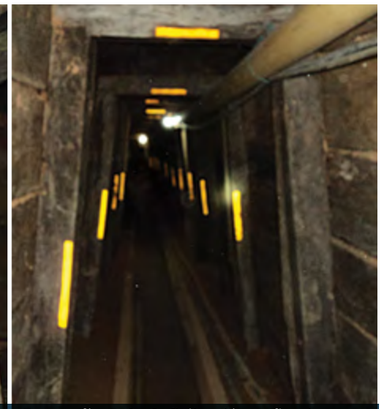
Los puntos con fracturamiento de roca se identificaron de manera preliminar, debido a que solo se hizo



Fotografía 5.16. Sostenimiento natural, mina Puntilla. Fuente: autores.



Fotografía 5.17. Sostenimiento con puerta alemana. Fuente: autores.



Fotografía 5.18. Señalización reflectiva con puerta alemana. Fuente: autores.

una rápida visita en un día, oportunidad en que se caracterizaron algunos aspectos de la mina. Por lo tanto, es importante realizar estudios específicos de geología estructural en la mina para caracterizar el macizo rocoso y el avance de las futuras labores mineras. En la siguiente figura se observan los puntos de fracturamiento identificados preliminarmente, y en las fotografías se observan las características de las rocas de respaldo.

La sección de trabajo en la guía principal por lo regular se encontraba por encima de los 3 m^2, algo acorde con el reglamento de higiene y seguridad en labores mineras subterráneas. No obstante, en otros puntos se requiere adecuación.

Las rocas de respaldos y caja de la labor minera principal en guía corresponden principalmente a granodioritas con alteración sericítica muy fuerte, al punto de que no es posible reconocer la composición de la roca original, que tiene texturas pseudomorfas. Las características de esta roca son las siguientes (Caracterización mineralógica y metalogénica, 2018):

Densidad de caja: 2,768 g/cm^3

Rocas como las granodioritas presentan un índice de carga puntual de entre 4 y 10 Mpa, según la estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial. Clases Hoek y Brown (2007).

En la mina El Caporal se identificaron puntos de fracturamiento de roca en los que es necesario realizar un estudio estructural para determinar los controles y el sostenimiento (figura 5.24).

Este estudio solo brinda una aproximación al comportamiento del macizo rocoso de la mina, debido al alcance del proyecto; sin embargo, esta información, que ha de presentársele al minero, debe tenerse en cuenta para iniciar los estudios de sostenimiento de la mina, cuyas recomendaciones se aplicarán en el plan de sostenimiento, que incluye los estudios del macizo rocoso de la mina, la definición del sostenimiento, las revisiones diarias de sostenimiento y los planes de mejoramiento. La estimación de la resistencia de macizos rocosos según el criterio de Hoek-Brown requiere definir el criterio de falla y evaluar tres propiedades: la resistencia en compresión no confinada de los trozos de roca intacta en el macizo rocoso, el valor de la constante mi de Hoek-Brown para roca intacta y el valor del índice de resistencia geológica GS del macizo rocoso. Otros aspectos que deben tenerse en cuenta son el efecto del agua, debido a que las rocas pueden disminuir su resistencia por el contenido de humedad producida por la presencia de agua en la mina. También la composición mineralógica, el tamaño de grano, el metamorfismo y el fallamiento caracterizan el comportamiento del macizo rocoso. Es necesario tener en cuenta esta información a la hora de definir el sostenimiento minero, que es fundamental para el desarrollo de la operación minera y la seguridad del personal.

Igual que en el caso de la mina El Caporal, en todas las minas, en general, es necesario realizar a diario revisiones del sostenimiento y de los sitios que presenten fracturamiento, diaclasamiento, así como de las

Figura 5.24. Identificación preliminar de zonas de fracturamiento de roca en la guía de acceso. Mina Caporal. Fuente: autores.

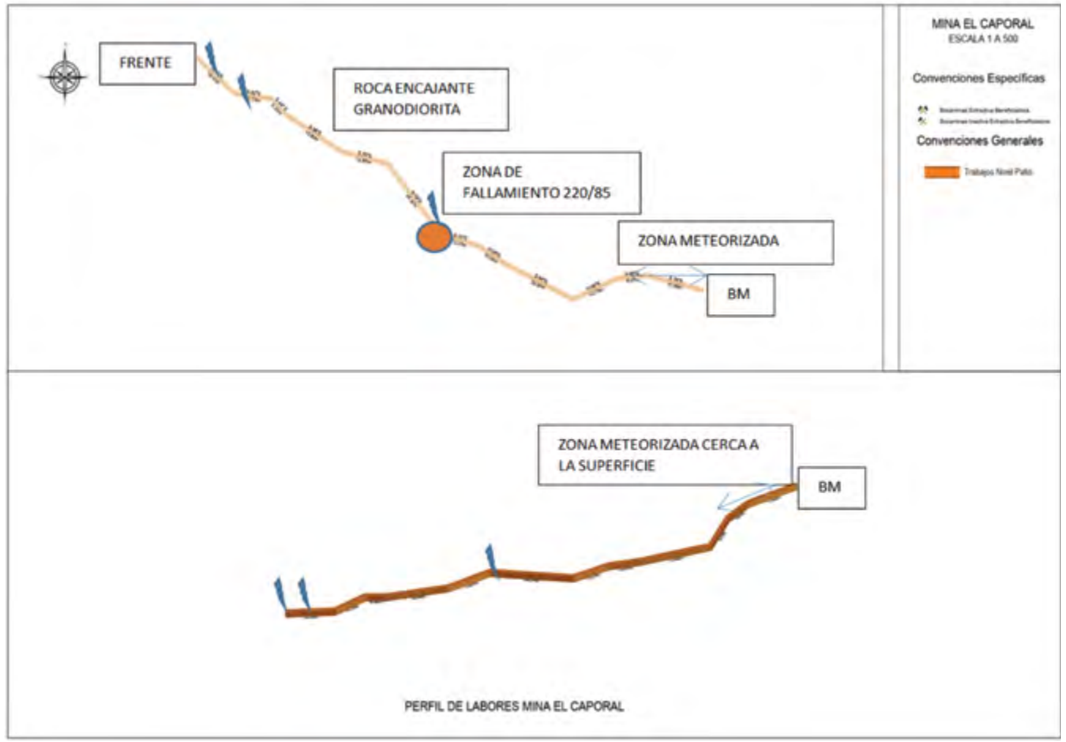


Figura 5.25. Puntos de control. Fuente: autores.

PUNTO DE CONTROL		ABSISA	TIPO DE SOSTENIMIENTO ACTUAL	OBSERVACIÓN
1	Frente de explotación zona de cizalla	Guía nivel 1 abs. 180m	Sostenimiento natural tipo bóveda	Plan de mejoramiento: Programa de sostenimiento-inspección diaria de fracturamiento, establecimiento de sostenimiento artificial para reforzar la zona
2	Falla 220/85	Guía nivel 1. Abs 68m falla 220°/85°	Sostenimiento natural tipo bóveda	

labores en general, para establecer las medidas preventivas y correctivas que se implementarán en los planes de sostenimiento, que se basan en el comportamiento estructural, la medición de diaclasamientos y la geomecánica de las rocas.

Para el minero es importante tener en cuenta los siguientes aspectos referentes al sostenimiento:

- El sostenimiento de las obras subterráneas es necesario para controlar la estabilidad de las excavaciones y para mejorar la seguridad del personal que trabaja o circula por ellas.
- El buen sostenimiento es fundamental para garantizar el tránsito de personal y equipos, y para el desarrollo, preparación y operación de la explotación.
- Un buen sostenimiento permite el desarrollo y operación segura de la explotación.

- Cuando el sostenimiento es natural se deben realizar inspecciones diarias del comportamiento de la roca para identificar zonas de debilidad o fractura, donde es necesario instalar el reforzamiento con sostenimiento artificial.

- Contar con un buen sostenimiento minero es esencial para la seguridad del personal y de la operación minera.

- Según las condiciones del terreno y la fracturación de la roca, se determina el tipo de sostenimiento que se utilizará para garantizar que se conserven las labores mineras, por lo cual es necesario realizar estudios geotécnicos y de geología estructural para determinar las características físicas y de resistencia a la compresión, flexión y tensión de la roca.

- Dependiendo de las condiciones geotécnicas del terreno, se pueden emplear diversos medios de refuerzo de roca, como sostenimiento natural o artificial con puertas de madera, arcos de acero o pernos de anclaje.

- Las puertas de madera sirven para soportar las presiones de techo y paredes de la mina.

- Un taco de madera rolliza sirve para soportar presiones en los techos de las minas.

- Después de las voladuras queda material suelto en el techo o paredes, cuya remoción se realiza con posterioridad o se acumula, lo que aumenta la posibilidad de desplomes, accidentes y obstrucción de los frentes de explotación. Esto hace necesario realizar diariamente el proceso de desabombar el techo de material suelto.

Características técnicas del sostenimiento:
- Ser resistente a las cargas y presiones.

- Ser estable. La fortificación debe conservar la forma que se le proyecta, aun bajo la acción de las cargas.

- Ser duradera: su vida útil debe coincidir con el tiempo que duren las labores de la explotación.

- Ocupar el menor espacio posible para permitir conservar la sección mínima de 3 m^2.

- Las dimensiones de las galerías deben permitir la libre circulación del personal, máquinas y herramientas. En condiciones normales las excavaciones mineras tendrán 3 m^2 y una altura libre de 1,80 metros (Reglamento de seguridad en labores mineras subterráneas) (figura 5.26.).

- Se recomienda mantener limpios los frentes de avance y asegurados los frentes de las labores subterráneas.

- Supervisar y mantener en buenas condiciones las puertas de madera del sostenimiento de la mina.

- Generalmente el sostenimiento en las minas se realiza con puertas alemanas, que se conforman con tres maderas resistentes que conforman un trapecio. Las partes de la puerta son capiz, palancas, tiples, cuñas y forro. El capiz se instala en la parte superior de la puerta, soportada por dos palancas. El capiz puede ser sencillo o de doble diente o patilla. También se utilizan tiples y cuñas para ajustar las puertas y forros de paredes.

- Los tiples son troncos de madera que se instalan perpendicularmente entre las puertas para evitar que se inclinen, para el ajuste del capiz en las palancas se realizan cortes en boca de pescado. Las cuñas son troncos pequeños de madera que se utilizan para ajustar las puertas con la roca, y el forro es la madera utilizada entre la puerta y la roca para evitar caída de roca.

5.3.4. VENTILACIÓN

La ventilación de la mina es necesaria para garantizar una buena atmósfera minera para el personal durante el desarrollo de las operaciones de arranque, voladuras, cargue y transporte.

Figura 5.26. Sostenimiento de puerta alemana Sección mínima 3 m^2. Altura mínima 1.80m. Fuente: autores.



Es importante recordar que en toda labor minera es necesario contar con una entrada y una salida independientes para lograr un circuito de ventilación adecuado y como vía alterna de evacuación de personal. Las labores de entrada y salida independientes preferentemente estarán ubicadas a una distancia de 50 metros una de otra.

La mayor parte de las minas subterráneas visitadas contaban con ventiladores soplantes tipo búfalo, cuya operación debe monitorearse debido a que las mangas o conductos de aire generalmente no son los adecuadas, se utilizan materiales como tela de costal o tubos de PVC. Además, las mangueras sufren deterioro, lo que puede ocasionar pérdidas de caudal de aire, que puede resultar insuficiente para garantizar la buena atmósfera en el interior de la mina. Por ello es importante contar con un termoanemómetro, para medir la temperatura en el interior de la mina y el caudal del aire que se encuentra circulando, con el objeto de identificar si hay que implementar acciones correctivas.

Es importante considerar el caudal mínimo de aire que debe circular en las labores subterráneas. Dicho volumen mínimo se calcula teniendo en cuenta el turno en que hay mayor afluencia de personal, la altitud de las labores sobre el nivel del mar, los gases o vapores nocivos y los gases explosivos. Así, los siguientes son los volúmenes mínimos de caudal de aire:
- Excavaciones mineras por debajo de los 1.500 metros sobre el nivel del mar: 3 m^3/min por cada trabajador.
- Excavaciones mineras por encima de los 1.500 metros sobre el nivel del mar: 6 m^3/min por cada trabajador.

En las labores mineras se debe monitorizar la concentración de gases que se puedan presentar en las minas. Para ello se requiere un multidetector de seis gases y un tablero de registro de las mediciones diarias, donde se registrará la fecha y hora de la medición, el frente de trabajo y las concentraciones de gases detectados.

Es necesario llevar en un libro el registro de las mediciones realizadas. En caso de presentarse altas concentraciones de gases tóxicos o asfixiantes o explosivos, hay que evacuar el personal y ventilar las labores mineras o realizar correctivos a la ventilación hasta que se logre una atmósfera normal.

La temperatura y humedad influyen en la jornada laboral del personal, y estos factores se pueden controlar con la ventilación.

La temperatura efectiva es la combinación de la temperatura del ambiente, la humedad relativa y el movimiento del aire en la mina, que genera la sensación de frío o calor en el personal que se encuentra en el interior de la mina.

La temperatura efectiva en el frente de trabajo se calcula de la siguiente manera:
te = 0.7 th + 0.3 ts – V, donde:
te = temperatura efectiva
th = temperatura húmeda en grados centígrados.

ts = temperatura seca en grados centígrados.
V = Velocidad de la corriente del aire en m/s.

Los tiempos de permanencia del personal en los frentes de trabajo, según la temperatura efectiva son los siguientes:
Temperatura efectiva te (°C) vs Tiempo de permanencia (horas).

5.3.4. USO DE ELEMENTOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

La actividad minera requiere la protección del personal minero, por lo que es necesario utilizar los elementos de protección personal, como son casco, linterna personal, mascarilla, gafas de seguridad, overol, guantes de seguridad, botas con punta de acero y autorrescatador. Para trabajo en alturas en ingreso a las clavadas y ascenso y descenso de escaleras verticales se recomienda el uso de arnés, mosquetones, poleas, cuerdas de seguridad y eslingas, como los que se presentan en la siguiente figura 5.28.

Figura 5.27. Cuadro de Temperatura efectiva Vs tiempo de permanencia. Fuente: autores.

TEMPERATURA EFECTIVA. TE (°C)	TIEMPO DE PERMANENCIA (HORAS)
28°C	Sin limitaciones
29°C	Seis (6) horas
30 °C	Cuatro (4) horas
32 °C	Cero (0) horas En aquellas partes de la mina donde se tenga una temperatura (te) superior a 31 °C, solamente podrán entrar cuadrillas de salvamento de la mina o minero



Fotografía 5.19. Termómetro anemometro. Fuente: https://mlstaticquic-a.akamaihd.net.

El termoanemómetro permite realizar mediciones rápidas y exactas de la velocidad del aire. También se utiliza para determinar el caudal de aire en pies cúbicos por minuto (CFM) y la temperatura del ambiente húmeda y seca.



Fotografía 5.20. Multidetector de gases. Fuente: http://www.equilabser.com.

El multidetector de gases es un equipo que detecta la presencia de los gases contaminantes en la atmósfera minera cuando superan los valores límite permitidos para la exposición y seguridad del personal y de las labores. Ante la alta emanación de gases, el equipo emite una señal óptica y acústica de alarma para que se tomen las medidas correctivas correspondientes.

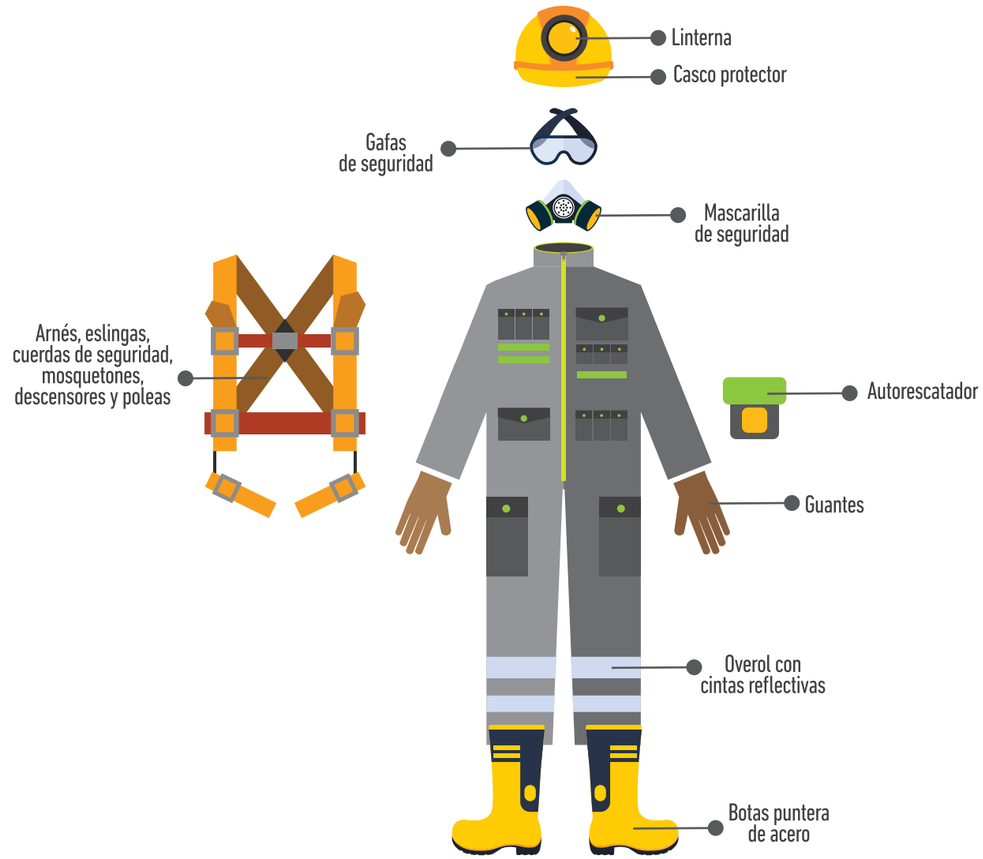
5.3.5. ASPECTOS MINERO-AMBIENTALES

En las explotaciones mineras artesanales visitadas en el municipio de Santa Rosa del Sur se identificaron los siguientes aspectos minero-ambientales:

- Material estéril de mina depositado en alrededores de la explotación
- Aguas de mina descargadas directamente en las laderas o áreas aledañas a la explotación

Los materiales estériles que se derivan de las explotaciones mineras deben ser dispuestos de manera adecuada en un sitio destinado a esta actividad, u organizarlos en niveles para posteriormente revegetalizar las áreas intervenidas. También es posible utilizarlos como relleno en el interior de las explotaciones, y algunos también pueden servir como sostenimiento en las labores ya abandonadas.

Figura 5.28. Elementos de protección personal. Fuente: modificado freepik.com.



Las aguas efluentes de las minas en ocasiones son constantes, y en otras, intermitentes, o no presentan efluentes; algunas presentan óxidos. Las aguas de mina se conducen en canales construidos en el suelo hacia las fuentes hídricas. Estas aguas, con un análisis previo de sus condiciones y características físico-químicas, pueden ser tratadas para aprovecharlas en las plantas de beneficio y otras labores de la mina. También es importante analizarlas al final de su uso, para determinar si el vertimiento está alterando las características naturales del agua, o para considerar si es necesario implementar medidas de control y mitigación, como tanques de sedimentación de partículas.

5.4. CONCLUSIONES EN ASPECTOS MINEROS

- En síntesis, las actividades mineras visitadas de Santa Rosa del Sur son explotaciones pequeñas, explotaciones artesanales (MAPE), con la salvedad de Coopcaribona, que se clasificaría como un caso de pequeña minería. Algunas de estas minas se encuentran en proceso de legalización y tecnificación; sin embargo, la producción es baja en la mayor parte de ellas, y sin aplicar el planeamiento minero dirigido al desarrollo, explotación y beneficio, apenas si sustentan las inversiones de la operación en los tenores obtenidos.

- Los métodos de explotación que se utilizan en las minas artesanales Puntilla, El Caporal, Mano de Abraham y HBG corresponden a explotaciones sin un diseño minero definido. La explotación se basa en la construcción de guías y tambores y la extracción selectiva del mineral de la veta; los mineros artesanales primero explotan la veta y luego proceden a explotar la roca encajante por separado, para obtener el mineral mejor clasificado, que se someterá al proceso de beneficio.

- Las minas analizadas presentan predominantemente un tipo de mineralización que corresponde a vetas de cuarzo con sulfuros; predomina la pirita, y en menor proporción la galena y la calcopirita. Las vetas se encuentran encajadas dentro de rocas ígneas, principalmente granitos y granodioritas del batolito de Norosí, presentan buzamientos inclinados de entre 50° y 90° y rumbos con orientación norte-este. El espesor de las vetas se encuentra entre 0,07 y 3 metros, rango correspondiente a venas angostas, y en la mina Coorpcaribona se encontró un sector con veta de 3,6 m de espesor, correspondiente a veta gruesa.

- Utilizando el Sistema de Boschkov y Wright (1973) se realizó el análisis cualitativo para seleccionar el método de explotación; para ello se tomaron datos puntuales de la potencia de las vetas, la inclinación de veta y la resistencia del macizo rocoso. Los datos puntuales de las mineralizaciones identificadas en el estudio se caracterizaron por ser venas angostas (<3 m) y respaldos competentes, por lo que se puede pensar en métodos de explotación como corte con relleno y cámaras con pilares. Sin embargo, las condiciones de cada mina deberán evaluarse por separado y se seleccionará finalmente el método que ofrezca mejores garantías para la explotación, de manera que las explotaciones artesanales puedan tecnificarse con buenas prácticas mineras que permitan mejorar las labores de desarrollo y explotación, así como mejorar la producción y la seguridad de los mineros.

- El factor de dilución es la relación que en el proceso de extracción se da entre la mezcla del material estéril de la roca encajante y el mineral de la veta. Es un porcentaje de estéril de la roca encajante que se revuelve con la veta. En el ejemplo realizado en la mina El Caporal, la explotación se realiza de manera artesanal y selectiva; en caso de que se explotara el frente completo se utilizaría el cálculo de dilución.

- En este caso, el frente tiene 1,5 m de ancho y la veta un espesor de 0,55 m, con avance horizontal de un metro. En el cálculo de reserva de mineral explotable recuperable del frente de explotación se obtuvieron los siguientes resultados: la dilución métrica es de 1 m, y el factor de dilución es de 3 m; las toneladas de mineral explotable recuperable en el frente ascienden a 6,6 t, y la reserva minera recuperable (66.6%) sería de 76,23 g Au en el frente de explotación.

- Estos cálculos se realizaron solo para un punto de muestreo, a manera de ejemplo, pero lo ideal es realizarlos a lo largo de los bloques explotados y en exploración de los trabajos mineros para determinar los valores de la producción y las reservas de mineral con que cuenta el bloque de trabajo de la mina. Para esto se diligenciarán formatos de compilación de material y se obtendrán los promedios de información del bloque en lo referente a dimensiones, tenor y espesor de veta, y posteriormente, como se irá realizando el cálculo en cada punto, se promediarán los datos recopilados en el bloque exploratorio y en el bloque explotado.

- A medida que se avance en los frentes de explotación y bloques de trabajo, se recomienda realizar muestreos de tenor en veta y de caja, y calcular la dilución, establecer controles para reducir la dilución y llevar registros diarios del comportamiento de la mineralización, dilución y producción, para implementar las acciones de mejoramiento. Estas medidas son necesarias debido a que la producción y los costos de la operación se encuentran relacionados con los ingresos que se obtendrán en la explotación minera artesanal.

- Debe tenerse en cuenta que, al llevar el registro de la producción, levantamiento topográfico, geológico y cartografía, los pequeños proyectos mineros están avanzando en la organización y tecnificación de su actividad, así como en el planeamiento de la explotación con base en la información con que se cuenta de la mina.

- La información del comportamiento del macizo rocoso es la base de la definición del sostenimiento de la mina y del diseño del plan de sostenimiento, en el que también se incluyen las revisiones diarias y el plan de mejoramiento del sostenimiento, que debe sujetarse a los lineamientos del Reglamento de seguridad en las labores mineras subterráneas (Decreto 1886 de 2015). En las minas visitadas, el sostenimiento identificado corresponde principalmente a sostenimiento natural, debido a que las labores se desarrollan en rocas moderadamente resistentes y poco fracturadas; sin embargo, es importante que se realicen los estudios estructurales y de mecánica de rocas para garantizar la estabilidad de las explotaciones a medida que se vaya avanzando en estas.

- En las minas visitadas se cuenta con labores de acceso, que tienen doble función: transporte de mineral y acceso de personal. Por seguridad del personal, es recomendable que estas labores se desarrollen de manera independiente. Además, para mejorar los circuitos de ventilación de la mina es necesario que se cuente con esos dos accesos, que corresponderán a entrada y salida de evacuación.

- Para atender a los aspectos minero-ambientales, puede buscarse un uso alternativo a los materiales estériles de las explotaciones que se van acumulando en los alrededores de las bocaminas, o disponerlos de manera adecuada en sitios específicos y conformando niveles, para controlar su estabilidad, y en sitios alejados de fuentes hídricas. Es importante caracterizar las aguas efluentes de las minas para definir un reúso en las mismas actividades mineras, así como establecer si requieren tratamientos antes de ser vertidas en las fuentes hídricas.

- En síntesis, las actividades mineras visitadas de Santa Rosa del Sur son explotaciones pequeñas, explotaciones artesanales (MAPE), con la salvedad de Coopcaribona, que se clasificaría como un caso de pequeña minería. Algunas de estas minas se encuentran en proceso de legalización y tecnificación; sin embargo, la producción es baja en la mayor parte de ellas, y sin aplicar el planeamiento minero dirigido al desarrollo, explotación y beneficio, apenas si sustentan las inversiones de la operación en los tenores obtenidos.

6. ASPECTOS METALÚRGICOS

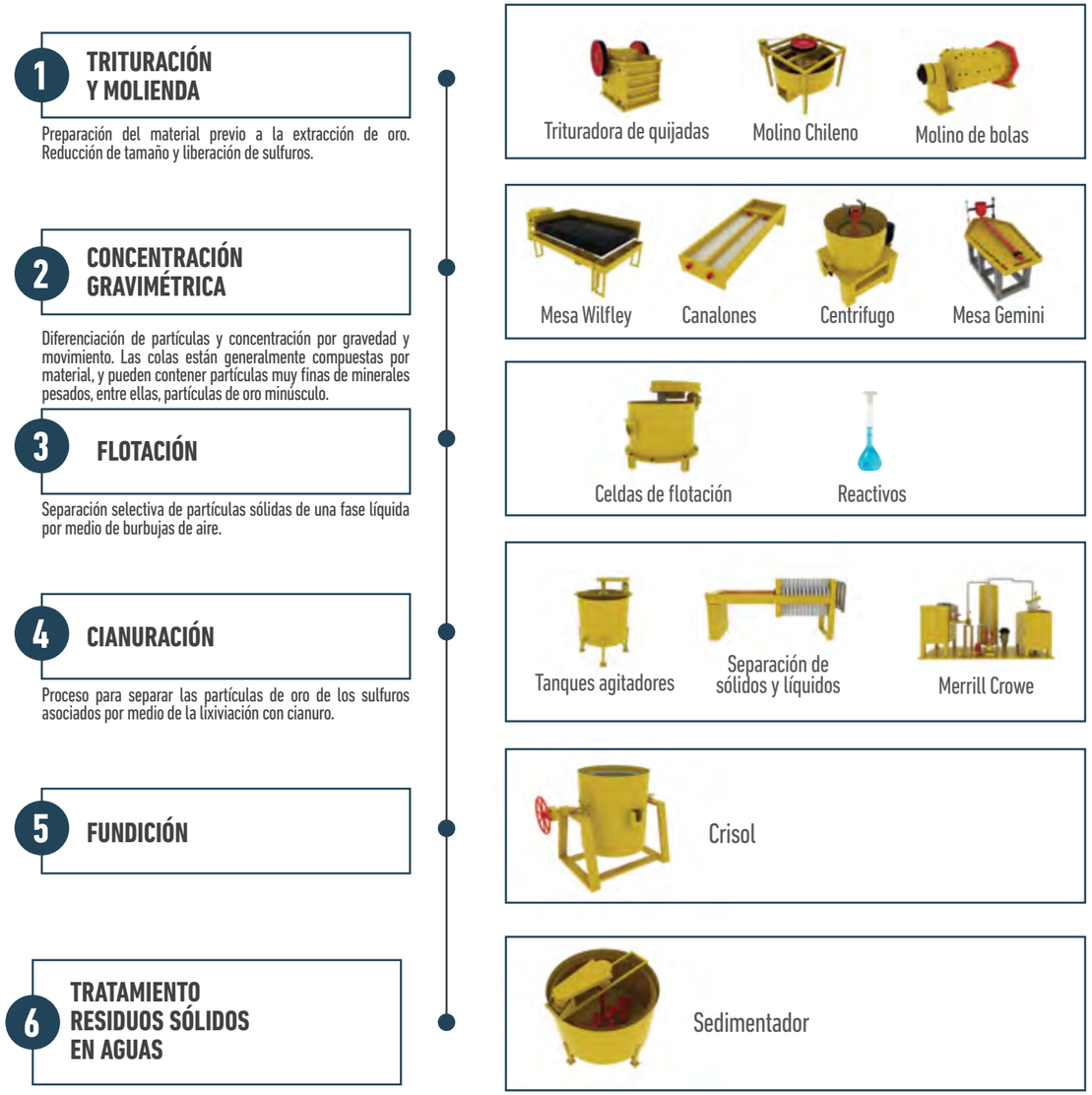
En este capítulo se muestran los diferentes aspectos metalúrgicos que se deben tener en cuenta, partiendo del conocimiento de las fases que comprende el proceso de beneficio y los principales equipos que realizan las operaciones unitarias.

Detalle del diseño de los rifles y alimentación de agua en una mesa Gemini, tulizada para la concentración gravimétrica en la zona de Santa Rosa del Sur (Bolívar). Fotografía tomada por Fabián Ramírez, Servicio Geológico Colombiano

6.1. FUNDAMENTOS TÉCNICOS DEL PROCESO DE BENEFICIO METALÚRGICO

6.1.1. BENEFICIO DE MINERALES EN PLANTA

Figura 6.1. Etapas de beneficio metalúrgico en planta. Fuente: Carvajal Herrera, 2008; Ministerio de Minas y Energía, 2015.



6.1.2. PROCESO DE CONMINUCIÓN (TRITURACIÓN Y MOLIENDA)

La conminución o reducción de tamaño de un mineral representa la primera etapa del beneficio, después de la extracción del mineral de la mina. La conminución es una etapa importante en el beneficio de minerales y contribuye a disminuir en un gran porcentaje los costos operativos y de capital de cualquier planta de procesamiento mineral. Dicho porcentaje oscila entre 30 y 50% del consumo total de energía de una planta, y puede llegar a un 70%, en el caso de minerales muy competentes (Napier, Morrel, Morrison y Kojovic, 1996). Estos pueden ser los objetivos de la conminución:

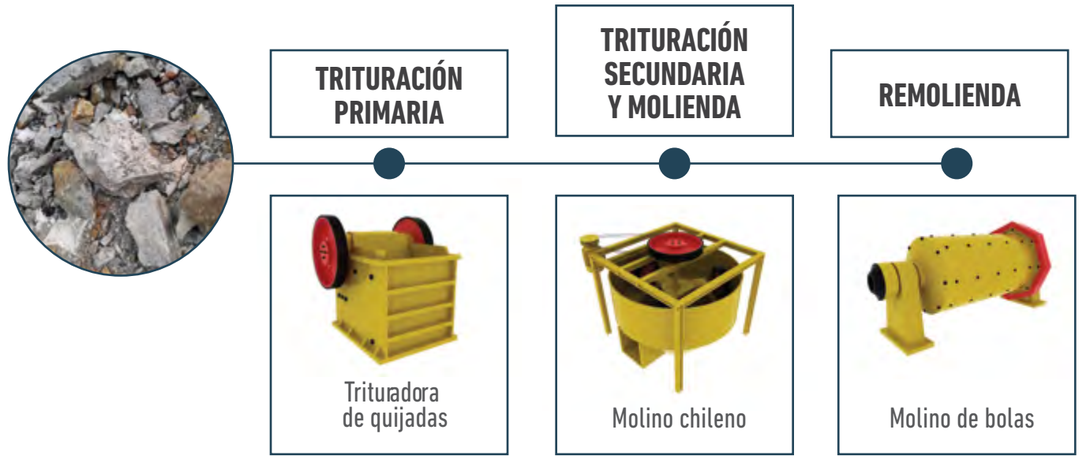
- Producir partículas de tamaño y forma adecuados para su utilización directa
- Liberar los minerales valiosos de los minerales de ganga, de modo que los primeros puedan ser concentrados
- Aumentar el área superficial disponible para reacción química

La reducción de tamaño del mineral extraído de la mina hasta lograr su adaptación a las operaciones de molienda y concentración es realizada en seco y por etapas, sobre todo debido al gran volumen de dichos fragmentos. La reducción en una sola etapa se traduce en mayores gastos energéticos y costos de operación, debido al mayor desgaste de los equipos.

Se puede definir la trituración como el conjunto de operaciones cuyo objeto es reducir grandes fragmentos de mineral a fragmentos menores, para facilitar las operaciones subsiguientes de transporte, molienda, concentración, etc.

El fin principal es entregar a la molienda un producto con tamaño de partícula entre 5 y 20 mm (Wills y Finch, 2016). El proceso de trituración generalmente se divide en trituración primaria (gruesa) y trituración secundaria (media y fina).

Figura 6.2. Diagrama de proceso de conminución (trituración y molienda). Fuente: autores.



6.1.2.1. TRITURACIÓN PRIMARIA (GRUESA)

Para la trituración gruesa se emplean las trituradoras de quijadas y giratorias (cónicas). Los tamaños de alimentación pueden variar, según el tamaño de la planta de beneficio. Así, en plantas que procesan más de 1.000 t/h pueden entregarse fragmentos con dimensiones de hasta 1.500 mm. La fragmentación de los minerales en la trituración primaria se da por la aplicación, fundamentalmente, de las fuerzas de compresión, clivaje y abrasión, aplicadas hasta obtener fragmentos cuya dimensión puede variar entre 300 y 100 mm, que son enviados a las siguientes etapas de trituración.

Trituradora de quijadas

Fotografía 6.1. Modelo de trituradora de quijadas. Fuente: autores.

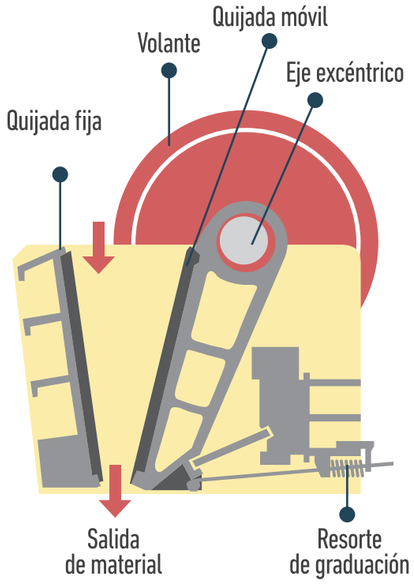


En la trituradora de quijadas, el mineral se fragmenta mediante compresión, en combinación con el clivaje, entre las superficies de las quijadas fija y móvil. La quijada móvil se aproxima (durante la marcha de trabajo) o se aleja (durante la marcha en vacío) de la quijada fija, al rotar el árbol excéntrico. Durante la marcha de trabajo se efectúa la trituración, y durante la marcha en vacío, la descarga por debajo del material triturado por la acción de la gravedad (Metso, 2009).

Existen tres tipos de trituradoras de quijadas, que se clasifican de acuerdo al movimiento de la quijada móvil. En la trituradora de tipo Blake, la quijada móvil es pivotada en la parte superior y puede variar la abertura de salida; la trituradora tipo Dodge es pivotada en la parte inferior y puede variar la abertura de entrada; la trituradora de tipo universal es pivotada en el medio de la quijada móvil y pueden variar tanto las aberturas de entrada como de salida (Wills y Finch, 2016).

Figura 6.3. Diagrama de operación de una trituradora de quijadas. Fuente: autores.

VARIABLES DE ENTRADA	VARIABLES DE OPERACIÓN
· Ángulo de pellizco	· Ancho de abertura de la boca
· Diámetro mineral inicial	· Longitud de la boca
· Diámetro mineral final	· Altura de la pared delantera
· Índice de Bond (kWh/t)	· Capacidad (t/h)
· Coeficiente de variación de peso	· Velocidad (rpm)
· Densidad mineral	· Velocidad crítica (rpm)
· Eficiencia	· Velocidad óptima (rpm)
· Múltiplo de variación de longitud de boca.	· Potencia requerida (HP)



6.1.2.2. TRITURACIÓN SECUNDARIA (FINA)

Después de la trituración gruesa, el material se somete a una trituración en las máquinas de trituración media y fina, en las cuales el proceso se realiza con el tamaño de salida de la trituración primaria hasta tamaños menores de 10 mm. En la trituración media y fina se utilizan principalmente trituradoras cónicas y de impacto.

Trituradora de impacto

Fotografía 6.2. Modelo de trituradora de martillos. Fuente: autores.

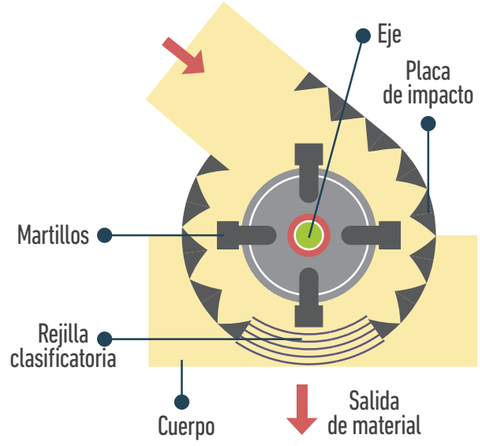


La trituradora de impacto (martillos) es una máquina que aprovecha la energía de un impacto o golpe para fragmentar el mineral. En general, estas máquinas proporcionan tasas mayores de reducción, si se comparan con las que proveen las trituradoras de mandíbulas, así como un buen factor de forma. Sin embargo, en materiales arcillosos su rendimiento disminuye.

La entrada de la alimentación de la trituradora se sitúa en la parte superior, en un lateral con 45° respecto a la vertical; la salida del producto se encuentra en la parte inferior, y tiene una malla que clasifica el mineral que se encuentra en el tamaño adecuado. Las placas de choque, de acero al manganeso, se desgastan de forma desigual, por lo que se diseñan de forma simétrica para invertirlas y aprovecharlas mejor. Suelen ser dentadas para facilitar la fractura del mineral.

Figura 6.4. Diagrama de funcionamiento de la trituradora de martillos y tamaños de trituradoras de martillos, potencia nominal y capacidades aproximadas (Denver, 1954). Fuente: autores.

MODELO	TAMAÑO DE ALIMENTACIÓN (mm)	TAMAÑO DE DESCARGA (mm)	CAPACIDAD (t/h)	POTENCIA DEL MOTOR (kw)	PESO (kg)
400 x 300	< 100	< 10	5-10	11	800
600 x 400	< 120	< 15	10-25	18.5	1500
800 x 600	< 120	< 15	20-35	55	3100
1000 x 800	< 200	< 13	20-40	115	7900
1000 x 1000	< 200	< 15	30-80	132	8650
1300 x 1200	< 250	<1 9	80-200	240	13600



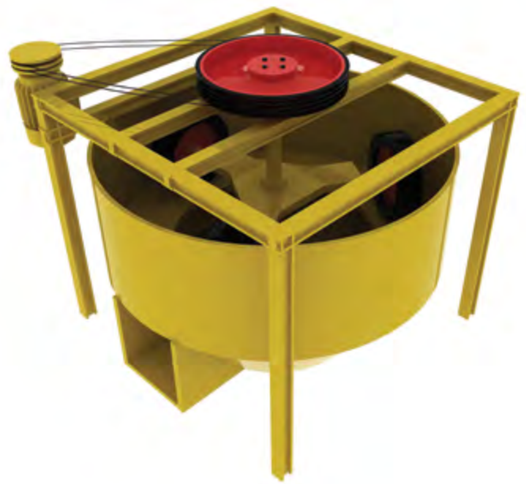
Molino chileno

El molino chileno es la versión moderna del antiguo molino de arrastre (Simonin, 1867). Es una herramienta versátil, pues cumple la función de triturador secundario y molienda. Por ser de fácil limpieza, no retiene material dentro, como sucede con el molino de bolas; además, cumple funciones de concentrador de partículas gruesas y pesadas, como el oro.

El molino consiste esencialmente en discos pesados de acero que giran alrededor de un eje vertical y sobre un anillo con una superficie cóncava. Debido al peso de los discos, estos muelen el material cargado al mismo tiempo que crean corrientes que transportan el producto molido hacia las mallas de descarga. Este diseño (cóncavo y convexo) pre-

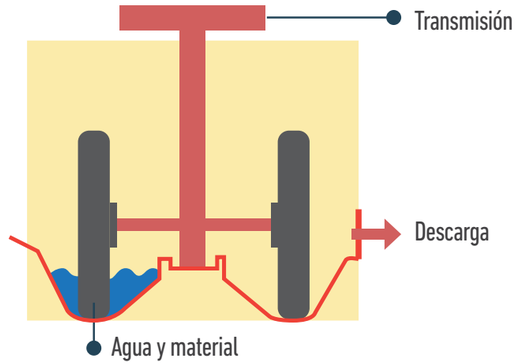
tende mantener el mineral siempre dentro del área de molienda, evitando así la dispersión o derrame. Esta operación contempla bajos costos de operación y mantenimiento, debido a la larga vida útil de sus componentes y la simplicidad de su funcionamiento (Velásquez, Veiga y Hall, 2010).

Fotografía 6.3. Modelo de un molino chileno. Fuente: autores.



El molino chileno es una máquina versátil que permite triturar, moler y concentrar el oro grueso. Para el caso de las asociaciones es muy útil, debido a que cada minero puede trabajar su material sin que exista mezcla con materiales de diferentes minas.

Figura 6.5. Diagrama de funcionamieto de un molino chileno. Fuente: autores.



MODELO	CAPACIDAD (t/h)	DIÁMETRO DEL MOLINO (m)	POTENCIA DEL MOTOR (HP)	PESO APROX. DE DISCOS DE MOLIENDA (kg)
1	12-30	1,5	6	500
2	30-60	1,8	12	1000
3	70-120	2.5	18	1750

6.1.2.3. MOLIENDA

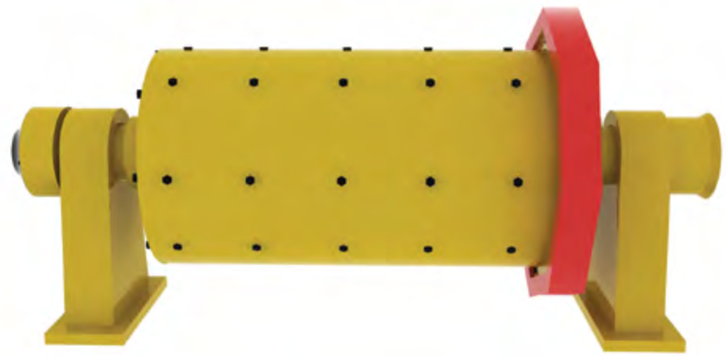
Es la operación final del proceso de conminución y consiste en reducir de tamaño partículas procedentes de la trituración media o fina (con fragmentos menores de 20 mm), hasta un tamaño que se encuentra en el rango de 28 a 200 mallas Tyler en la molienda gruesa, y menores de 325 mallas en la molienda fina. La molienda gruesa se conoce en la práctica como convencional.

En una planta de beneficio de minerales, la molienda es la operación que representa el mayor consumo energético y de elementos consumibles, como revestimientos y medios moledores por tonelada de mineral procesado. Por ese motivo el diseño de los

Se requiere un molino de bolas remoledor para reducir el tamaño de los rechazos de los procesos gravimétricos, con el objetivo de obtener una mejor recuperación en los procesos posteriores, como la flotación y cianuración.

equipos y la definición de los parámetros de operación de la molienda son fundamentales para optimizar los costos y la recuperación de minerales valiosos.

Fotografía 6.4. Modelo de un molino de bolas. Fuente: autores.



Objetivos de la operación

Con base en la etapa del proceso de beneficio de un mineral, la molienda puede tener dos objetivos (austin y concha, 1994): primero, liberar el mineral valioso del mineral de ganga a un tamaño lo más grueso posible; este es el caso de la concentración gravimétrica, en la cual se debe evitar la sobreproducción de finos (lamas). Segundo, obtener el tamaño de partícula apropiado para el proceso de concentración por flotación o para los procesos hidrometalúrgicos en los que se requiere que el mineral valioso esté expuesto en la superficie de las partículas, para que así puedan actuar sobre él los reactivos utilizados en los procesos antes mencionados.

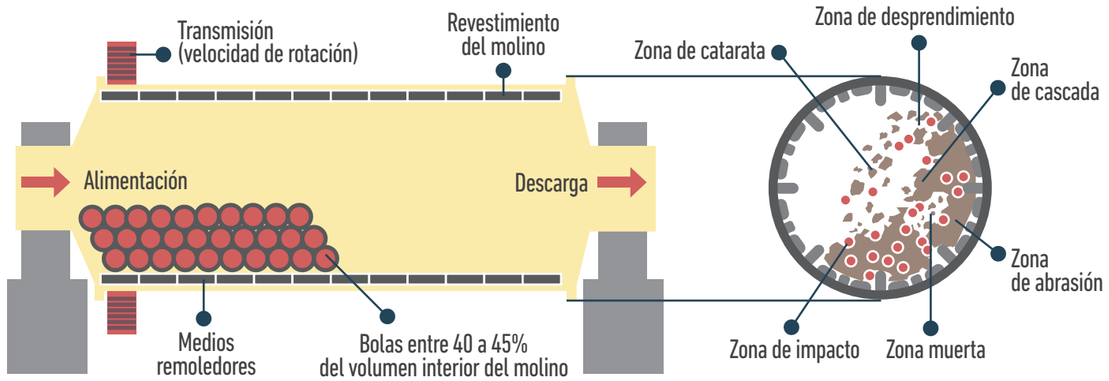
Molino de bolas

Los molinos rotatorios se componen de un tambor cargado con una fracción de entre 25 y 45% de su volumen con medios moledores (bolas de acero, barras y cilindros de acero o guijarros, etc.). Durante la rotación del tambor, los medios moledores son arrastrados conjuntamente por la superficie de las paredes bajo la acción de la fuerza centrífuga y la fuerza de rotación a una altura determinada, y luego se deslizan o caen libremente y muelen el material por impacto y abrasión.

Las bolas (medios moledores) están completamente sueltas, móviles, y son de mayor peso y tamaño que las partículas de mineral que se molerá. Los medios moledores son arrastrados y levantados por la rotación del

VARIABLES DEL EQUIPO	VARIABLES DEL MINERAL	VARIABLES DE OPERACIÓN
· Diámetro x longitud	· Densidad del mineral	· Flujo de alimentación
· Fracción de llenado	· Diámetro máximo de la alimentación	· Densidad de pulpa
· Porcentaje de la velocidad crítica	· Distribución granulométrica de la alimentación	· Consumo energético
· Tamaño máximo de cuerpos moledores	· Índice de Bond molienda	· D80 del producto
· Porcentaje de sólidos		· Distribución granulométrica del producto
· Capacidad nominal		

Figura 6.6. Diagrama de funcionamiento de un molino de bolas, tamaños estándar de molinos de bolas, potencia nominal y capacidades aproximadas. Fuente: 911 Metallurgist, 2018.



DIÁMETRO X LONGITUD (m)	ROTACIÓN APROXIMADA (rpm)	VOLUMEN DE CARGA DE BOLAS (t)	CAPACIDAD (t/h)	POTENCIA DEL MOTOR (kW)	PESO DEL MOLINO (t)
0,9 x 1,8	37	1,5	0,65 - 2	18,5	4,6
0,9 x 3	36	2,7	1,1 - 3,5	22	5,6
1,2 x 2,4	36	3	1,5 - 4,8	30	12
1,2 x 3	36	3,5	1,6 - 5	37	12,8
1,2 x 4,5	32	5	1,6 - 5,8	55	13,8
1,5 x 3	30	7,5	2 - 5	75	15,6
1,5 x 4,5	27	11	3 - 6	110	21
1,5 x 5,7	28	12	2,5 - 6	130	24,7
1,83 x 3	25	11	4 - 10	130	28
1,83 x 4,5	25	15	4,5 - 12	155	32
2,1 x 3	24	15	6,5 - 36	155	34
2,1 x 4,5	24	24	8 - 43	245	42

tambor, en un ángulo tal que la fuerza de gravedad (el propio peso de las bolas) supera a las fuerzas de cohesión y centrífuga de rotación del tambor. Estas, entonces, caen en movimiento de cascada y catarata fracturando así las partículas por impactos y fricciones continuos y repetidos. Esto se logra cuando el molino gira entre un 50 y un 75% de su velocidad crítica (Wills y Finch, 2016).

La velocidad crítica es la velocidad en la cual la fuerza centrífuga, por efecto de giro del molino hace que los cuerpos moledores se mantengan adheridos a la pared del molino y no caigan antes de dar un giro completo.

Ecuación de velocidad crítica fuente (Austin y Concha, 1994):

$$V_c = \frac{42.3}{\sqrt{D_m - D_b}}$$

siendo V_c la velocidad crítica del molino en rpm, D_m el diámetro del molino en m y D_b el diámetro mayor de los cuerpos moledores en m.

6.1.3. CLASIFICACIÓN GRANULOMÉTRICA

Clasificación por cribado

El proceso de separación de sólidos a granel en clases según el tamaño, mediante el cernido a través de uno o varios tamices, se denomina clasificación granulométrica. La clasificación granulométrica en la criba se efectúa con un movimiento relativo del material y la superficie de trabajo (tamiz). Como resultado, se obtienen dos productos: partículas que pasan a través del tamiz (corriente B, llamada de bajo tamaño) y partículas que quedan en la parte superior del tamiz (corriente K, llamada de rechazo).

La función de la criba es dividir la corriente de alimentación en fracciones por tamaño, independientes de su composición química o mineralógica. Las operaciones de cribado a seco generalmente están asociadas a los equipos de trituración, siendo estas las responsables del control del tamaño del producto final y del porcentaje de recirculación de los circuitos de trituración (Austin y Concha, 1994).

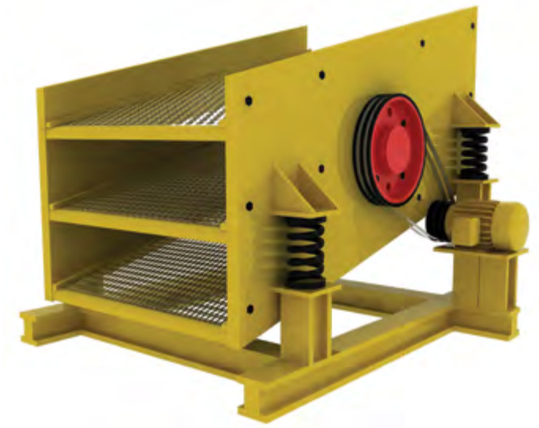
Variables que afectan la operación

La eficiencia del cribado o la probabilidad de que una partícula determinada de la alimentación vaya al rechazo R o al bajo tamaño B depende de la posibilidad que tenga de pasar a través de la abertura del tamiz.

Las partículas sobre la superficie de trabajo se obstaculizan unas a otras, y por ello puede ocurrir que algunas no lleguen a descender hasta la superficie. La posibilidad de que una partícula pase a través de una abertura, una vez llegue a la superficie, depende de tres factores:

1. De las dimensiones de las partículas y del orificio del tamiz
2. De la forma de alimentación y de la posición de llegada a la superficie
3. De la inclinación de la superficie

Fotografía 6.5. Modelo de un criba. Fuente: autores.



Las cribas son útiles principalmente durante las etapas de trituración, en tamaño inferiores a 1/16", pierden su eficiencia debido al taponamiento.

6.1.4. CLASIFICACIÓN HIDRÁULICA

La operación de clasificación se caracteriza por el uso de agua adicional a la de la pulpa de alimentación, introducida de manera que la dirección de su flujo se oponga a la dirección de las partículas que se están realimentando.

En la minería de oro se suelen emplear genéricamente dos tipos de clasificadores hidráulicos: los de corriente horizontal accionados mecánicamente, y los hidrociclones.

Fotografía 6.6. Modelo de un hidrocilón. Fuente: autores.



Hidrociclón

El hidrociclón es un equipo que se emplea, entre otras cosas, para clasificar partículas de tamaños entre 300 y 5 micrones (Wills y Finch, 2016).

La palabra hidrociclón está compuesta por el prefijo hidro-, que se refiere a la operación por vía húmeda (generalmente agua), y ciclón, que alude a la formación interna de un vórtice hidráulico (cuando se opera con agua) o neumático (cuando se opera con aire).

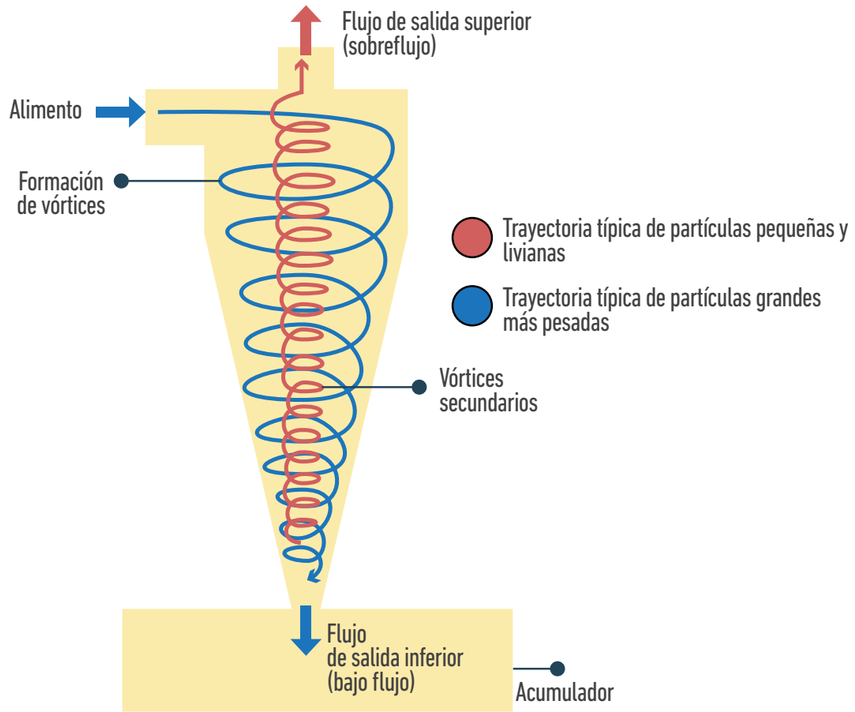
Aunque el hidrociclón es un equipo bastante simple en su forma, su funcionamiento es muy complejo.

Partamos del hecho de que la pulpa entra con una alta velocidad tangencial, que crea un vórtice. Las partículas, debido a este movimiento circular, se ven sometidas a dos fuerzas: una es la fuerza centrífuga, que lanza las partículas hacia las paredes del hidrociclón, y que es producto del movimiento curvilíneo; la otra fuerza es la centrípeta, dirigida, como su nombre lo indica, al centro del equipo. Esta fuerza es el resultado de un movimiento radial originado por un semivacío que se produce en el centro del hidrociclón.

La diferencia de presión entre el vórtice y su centro origina una fuerza que trata de llenar el vacío. Ahora, si al vórtice formado por la pulpa se le introduce un tubo en la parte superior (buscador de vórtice), por este comienza a ascender dicha pulpa y a evacuar el hidrociclón. Por lo tanto, queda un equipo con una entrada tangencial y dos salidas: una superior, que se denomina rebalse, y otra inferior, que se denomina descarga.

Entonces, como el buscador del vórtice está ubicado en el centro del hidrociclón, por él va a evacuarse el material fino que sale por el rebalse, mientras que por la descarga saldrán las partículas más gruesas de la distribución granulométrica que ingresó al equipo y que generalmente son retornadas al equipo de molienda.

Figura 6.7. Diagrama de funcionamiento de un hicrociclón, tamaños de hidrociclones, presiones y capacidades aproximadas. Fuente: Denver, 1954.



PULGADAS	DIÁMETRO (mm)	ALTURA (mm)	PESO (Kg)	VOLUMEN (m^3)	CAUDAL (m^3/h)	PRESIÓN MÁX: (Kg/cm^2)
2"	8"	792	20	0.063	11-17	8
3"	8"	910	26	0.133	18-34	8
4"	16"	1630	105	1.100	52-82	8
6"	20"	2195	230	1.350	98-160	8

Clasificador de espiral

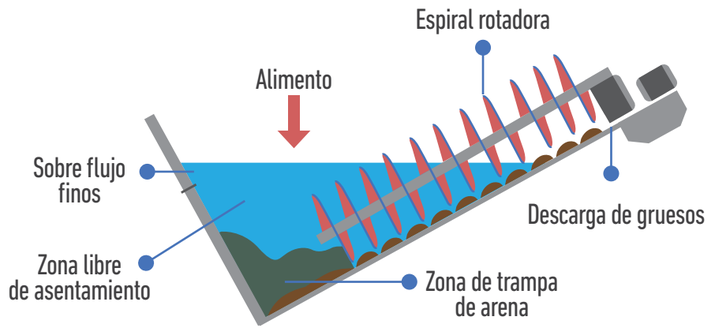
En este tipo de clasificadores hidráulicos, las partículas de mineral con baja velocidad de sedimentación son arrastradas por el fluido y descargadas por rebalse; las partículas de mineral con velocidad de sedimentación alta se depositan en el fondo del equipo y son transportadas a la parte superior por una espiral (Wills y Finch, 2016).

VARIABLES DE OPERACIÓN
· Peso de la pulpa
· Densidad de la pulpa
· Caudal de pulpa
· Diámetro cilíndrico
· Diámetro rebosadero
· Diámetro de alimentación
· Diámetro de descarga

VARIABLES DE ENTRADA
· Masa de sólidos en descarga
· Diámetro mineral rebosadero
· Densidad del sólido
· Densidad de fluido
· Porcentaje de sólidos
· Masa de sólidos por hora
· Caída de presión
· Porcentaje de rebose (Overflow)

Generalmente, los clasificadores en espiral son utilizados para cerrar los circuitos de molienda. Estos tienen la capacidad de absorber con relativa facilidad perturbaciones en el circuito, como variación del flujo o de la distribución de tamaño de partícula de la alimentación. Las principales variables que influyen en la eficiencia de la clasificación y el tamaño de corte son el nivel de pulpa en la zona de sedimentación, la velocidad de la espiral, el porcentaje de sólidos de la pulpa, el flujo y la distribución de tamaño de partícula de la alimentación.

Figura 6.8. Diagrama de funcinamiento de un clasificador de espiral. Fuente: autores.



6.1.5. CONCENTRACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS POR GRAVIMETRÍA

El objetivo principal de la concentración es enriquecer el mineral valioso eliminando los minerales de ganga y minimizando, en lo posible, las pérdidas de mineral.

El concepto de tenor es importante en el desarrollo de los objetivos que se pretenden alcanzar en la concentración de minerales. Podemos definir el tenor de un mineral como la relación que existe entre la

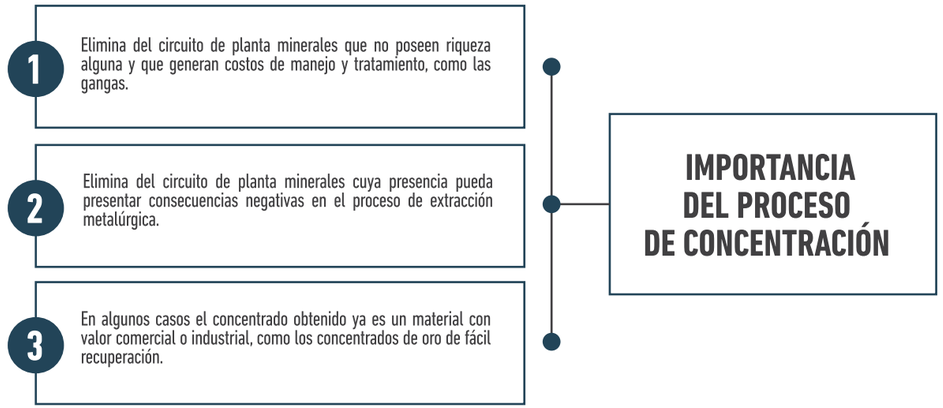
$$\text{TENOR} = \frac{\text{CANTIDAD DE MINERAL ÚTIL}}{\text{CANTIDAD DE MINERALES EXTRAÍDOS}}$$

cantidad másica o volumétrica de mineral de interés o valioso (oro), respecto a la cantidad másica o volumétrica en la mena. Por tanto, el tenor se puede expresar en gramos de mineral útil por tonelada de mineral total (g/t, g/m^3).

Ahora, el objetivo de la concentración es elevar el tenor de una especie mineralógica de un metal u otro material en el concentrador, partiendo del tenor de alimentación.

En el caso ideal, el tenor del material útil, en las colas, debe ser nulo o cercano a cero. Como en todos los procesos no hay escenarios perfectos, este debe minimizarse en la medida de lo posible.

Figura 6.9. Importancia del proceso de concentración. Fuente: autores.



6.1.5.1. CONCENTRACIÓN GRAVITACIONAL O GRAVIMÉTRICA

La concentración gravimétrica puede definirse como la separación de dos o más especies de minerales con diferente peso específico (diferente densidad), causada por el movimiento relativo, bien sea en un medio acuoso o de aire, debido a la respuesta de los sólidos a las fuerzas gravitacionales, centrífugas, de arrastre y empuje (Cetem, 2010).

Para que exista una buena separación debe tenerse en cuenta que no hay que alimentar las máquinas de concentración con distribuciones granulométricas muy amplias, es decir, en las que haya desde partículas muy finas a partículas muy gruesas.

Para una separación gravimétrica efectiva debe existir una diferencia entre los valores de la densidad del mineral y la ganga. Calculando el criterio de concentración se tendrá una idea de la viabilidad de la operación.

VALOR DE CC	SEPARACIÓN	TAMAÑO (mm)
> 2,5	Fácil	Hasta 0,075
1,75 – 2,50	Posible	Hasta 0,150
1,50 – 1,75	Difícil	Hasta 1,7
1,25 – 1,50	Muy difícil	
< 1,25	No posible	

$$CC = \frac{D_h - D_f}{D_l - D_f}$$

D_h: Densidad del mineral pesado
D_f: Densidad del medio fluido
D_l: Densidad del mineral liviano
CC: Criterio de concentración

Canalones

Los canalones son medios concentradores sencillos que constan de canales rectangulares ligeramente inclinados, de fondo plano, cubiertos por bayetas (láminas de tejidos que retienen las partículas pesadas), o canales trasversales denominados rifles.

Fotografía 6.7. Modelo de canalón. Fuente: autores.



Por estos canales pasa una corriente con un flujo de pulpa (25-30% sólidos) descendiente. Las partículas de minerales más gruesas son atrapadas en el fondo de la bayeta o entre los rifles, y las partículas más finas siguen su curso descendente sin ser recolectadas por el canalón; posteriormente el material retenido es recolectado en tanques para su tratamiento.

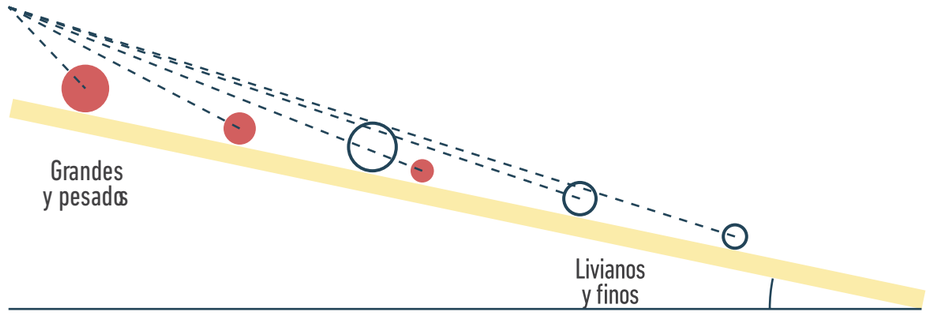
Para este tipo de minería estos canalones son generalmente construidos con concreto, aunque también se encuentran fabricados de madera, aceros convencionales o aceros inoxidables.

Las partículas en el fondo de la película de agua se ven afectadas por los siguientes factores (Cetem, 2010):

- Pendiente del canalón
- Espesor de la película de agua (caudal)
- Los coeficientes de fricción entre las partículas y la superficie
- La gravedad específica de las partículas
- La forma de las partículas
- La rugosidad de la cubierta

Variables de diseño de los canalones

Figura 6.10. Diagrama de principio funcionamiento de los canalones. Fuente: autores.



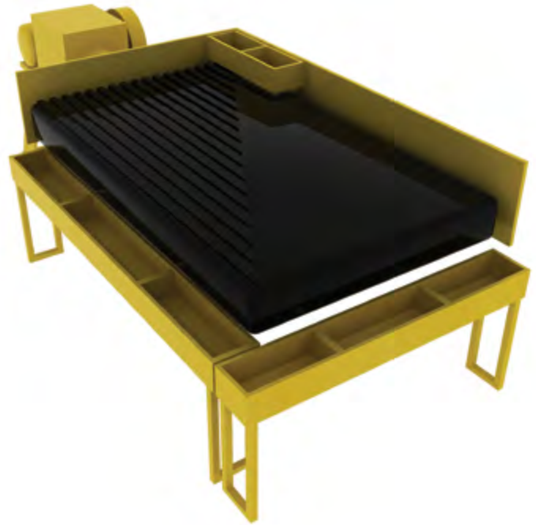
Ancho. Es una de las dos variables más importantes. Existen dos problemas en la escogencia del ancho ideal. En el primero, es deseable tener un ancho angosto para disponer de películas de fluido profundas y permitir la evacuación de partículas grandes, pero genera la pérdida de oro fino. La segunda es que un ancho mayor genera películas poco profundas, lo cual mejora la recuperación del oro, pero la capacidad de arrastre es baja.

Esto indica que es necesario realizar una clasificación previa al proceso y que los anchos más comunes y efectivos son de 42” a 40”.

Longitud. La longitud del canalón depende de la cantidad de finos presentes en la alimentación. La mayoría de partículas gruesas se recupera en los primeros metros, mientras que los finos requieren de mayor longitud.

Inclinación. Las pendientes de los canalones se expresan en porcentajes. Las pendientes más usadas están entre 4 y 5%.

Fotografía 6.8. Modelo de mesa Wilfley. Fuente: autores.

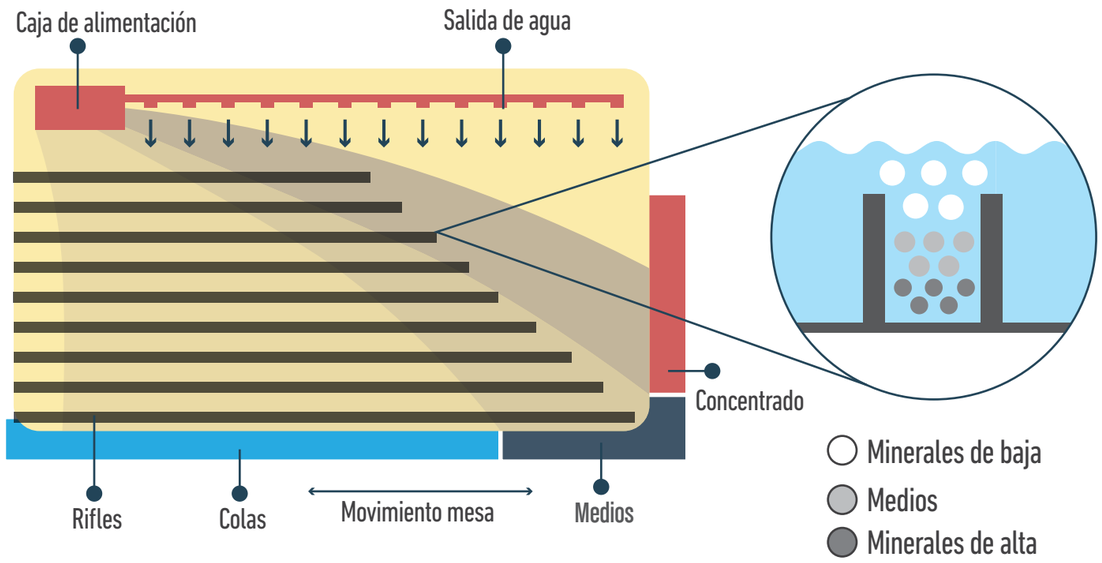


Mesas de concentración (mesa Wilfley)

Este concentrador consiste en una mesa ligeramente inclinada con canales o rifles transversales. Se alimenta con una pulpa cuyo peso está constituido en un 25% por sólidos. La pulpa se introduce en la caja de alimentación y se distribuye por medio del agua de lavado que entra a lo largo de la superficie por el lado de la alimentación. La mesa vibra longitudinalmente por medio del mecanismo, lo que produce un desplazamiento lento hacia la izquierda y un retorno rápido hacia la derecha. Esto hace que las partículas minerales se arrastren lentamente a lo largo de la cubierta paralela en dirección del movimiento más lento.

Las partículas se mueven diagonalmente a través de la cubierta desde el extremo de alimentación. Las más pequeñas y pesadas viajan con mayor velocidad hacia el punto de recolección, en el extremo distante, mientras que las partículas más ligeras y grandes son conducidas al lugar de recolección de colas. Se usan colectores con separadores ajustables para recibir el producto concentrado, medios (mezcla de concentrado y ganga) y colas (ganga liberada).

Figura 6.11. Diagrama de funcionamiento de una mesa de concentración gravimétrica. Fuente: autores.



VARIABLES DE DISEÑO
· Geometría de la mesa
· Material de la superficie
· Rifles (forma y distribución)
· Aceleración de sacudidas
· Velocidad del motor

VARIABLES DE OPERACIÓN
· Inclinación e la mesa
· Densidad de la pulpa alimentada
· Caudal de agua de lavado
· Ubicación del punto de alimentación

TAMAÑO EN MICRONES	CAPACIDAD (t/h)
750-250	1.5-3
400-150	1-2
200-75	0.5-1
100-40	0.2-0.5

Fotografía 6.9. Modelo de un concentrador centrífugo. Fuente: autores.

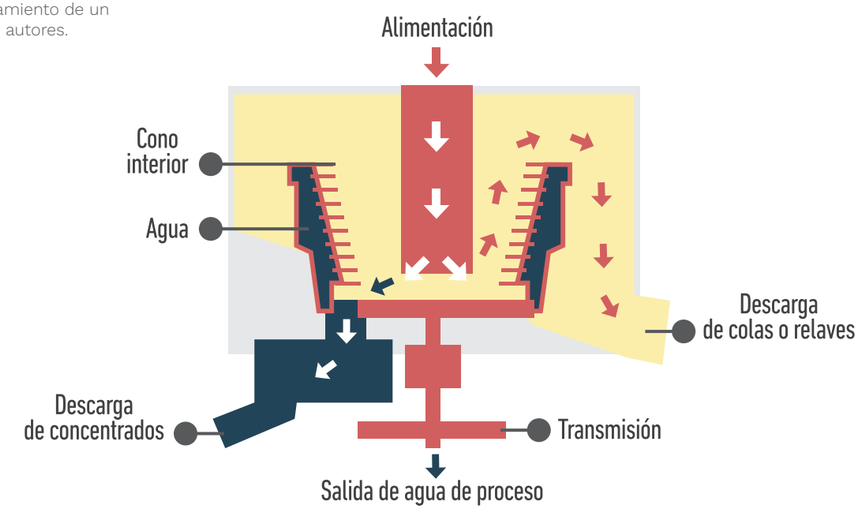


Concentradores centrífugos (tipo Knelson o Falcon)

Los concentradores centrífugos son un tipo de concentrador gravimétrico que hace uso de la fuerza centrífuga y que tiene la ventaja de recuperar partículas finas. La capacidad de dichos equipos para cambiar el campo gravitatorio aparente es una alternativa importante en la recuperación de minerales finos como el oro (Wills y Finch, 2016).

Los concentradores centrífugos más utilizados en la industria mineral son los de tipo Knelson y tipo Falcon. Estos equipos tienen la ventaja de ser compactos, su funcionamiento consiste en la formación de un lecho fluidizado activo en su interior para capturar minerales pesados (Knelson y Jones, 1994). Una fuerza centrífuga de hasta 60 veces la de la gravedad actúa sobre las partículas, atrapando las partículas más densas en una serie de anillos (rifles) ubicados en el compartimiento interior del equipo, mientras que las partículas de baja densidad son descargadas al producto de cola. Las capacidades de las unidades van desde la escala de laboratorio (0,03 t/h) hasta la escala industrial (150 t/h) para partículas que varían en tamaño desde 10 µm hasta un máximo de 6 mm. Generalmente se usa para alimentos en los que el componente denso que se quiere recuperar es una fracción muy pequeña del material total: menos de 0,05% en peso.

Figura 6.12. Diagrama de funcionamiento de un concentrador centrífugo. Fuente: autores.



Estas son las principales variables operacionales de los concentradores centrífugos son:

- Tasa de alimentación de sólidos
- Porcentaje de sólidos de la alimentación
- Frecuencia de rotación
- Caudal de agua
- Caudal de aire
- Tiempo de formación del lecho fluidizado
- Tamaño de partícula de la alimentación

6.1.6. CONCENTRACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS POR FLOTACIÓN

Fotografía 6.10. Modelo de celda de flotación industrial. Fuente: autores.

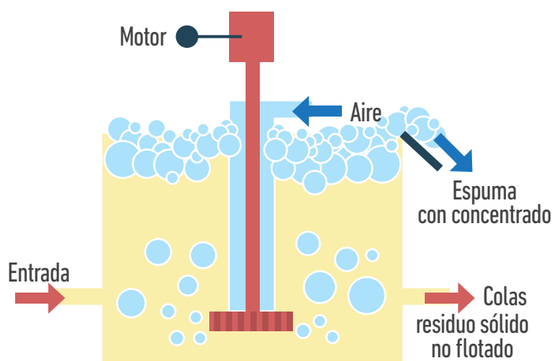


La flotación se basa en la capacidad que tiene la superficie de un sólido de ser o no humectada por el agua.

Cuando dicho sólido se deja humectar, se dice que es hidrófilo (adsorbe agua en su superficie), mientras que, si no se deja mojar, es hidrófobo. Al introducir sólidos hidrófobos en agua, sus superficies no formarán enlaces con los grupos polares; por ende, en presencia de una burbuja que asciende, el mismo se adhiere y la acompaña a flotar en la superficie.

Para retirar este mineral es necesario agregar un reactivo químico (tensoactivo) que disminuye la tensión superficial del agua y permite el paso de las partículas. Este tensoactivo produce una fase de espuma que se puede retirar con una paleta, de forma manual o mecánicamente. Debido a que la gran mayoría de minerales son hidrófilos, es necesario agregar otro reactivo que se adsorba selectivamente sobre la superficie de las partículas de interés. Este reactivo se denomina agente colector y es de enorme importancia en la operación (Bulatovic, 2007).

Figura 6.13. Diagrama de funcionamiento de una celda de flotación. Fuente: autores.



REACTIVOS DE FLOTACIÓN	DESCRIPCIÓN
Agente espumante	Tensoactivo para generar espuma. Generalmente se usa aceite de pino (0.1 libra por tonelada, aprox.)
Agente colector	Para el caso del oro, colectores afines al azufre, generalmente xantatos (0.1 libra por tonelada, aprox.)
Reguladores de pH	Se acostumbra tener un pH de 6 a 7.

VARIABLES DE ENTRADA
· Porcentaje de sólidos
· Densidad del sólido
· Densidad del fluido
· Cantidad de sólido por hora
· Cantidad de celdas

VARIABLES DE OPERACIÓN
· Densidad de la pulpa
· Caudal de pulpa por hora
· Volumen de trabajo en celdas
· Volumen de una sola celda
· Longitud de lado de la celda

6.1.7. CIANURACIÓN

El proceso de lixiviación de oro con cianuro es el principal método desarrollado para extraer el metal, y es utilizado en prácticamente todas las grandes operaciones mineras del mundo.

Las razones que justifican su gran aceptación son tanto económicas como metalúrgicas. En general, con este método se recupera más metal que con el proceso de amalgamación. Además, es más seguro y simple de operar que procesos con cloro o bromo. La barra de oro final resultante de la operación es prácticamente pura.

El proceso de cianuración se basa en el hecho de que las soluciones de cianuro de potasio o sodio tienen una disolución preferencial hacia las partículas de oro metálico que hacia otros materiales.

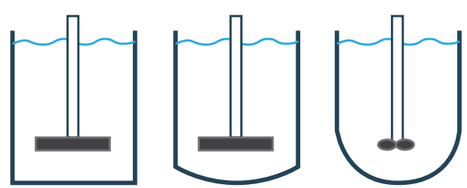
La cianuración es fuertemente afectada por el pH de la solución. Es esencial que la solución de cianuro se mantenga alcalina (altos pH) durante la lixiviación del oro, por las siguientes razones:

- Para prevenir la hidrólisis del ion cianuro
- Para prevenir la descomposición del cianuro por el CO_2 presente en el medio ambiente
- Para neutralizar compuestos ácidos de las menas, tales como sales ferrosas y sulfato de magnesio en las aguas de las plantas, antes de ser agregadas al circuito de cianuración
- Para descomponer el bicarbonato en las aguas de las plantas antes de usarse en la cianuración
- Para ayudar a la sedimentación de partículas, de tal manera que se pueda obtener una solución clara durante la separación de la mena cianurada

La siguiente ecuación engloba la reacción de la cianuració y el compuesto que se analiza.

$$4Au+8NaCN+O_2+2H_2O \leftrightarrow 4Au(CN)^-_2+4OH^-+8Na+$$

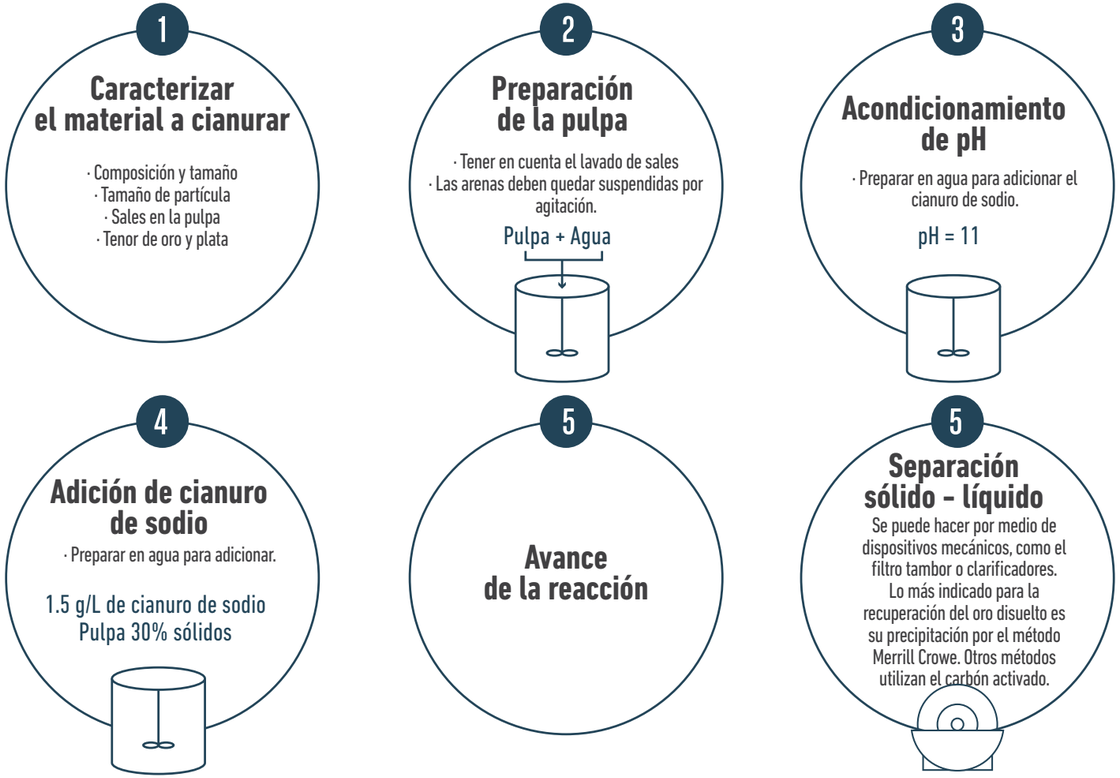
Figura 6.14. Diagrama de tipos de diseño de tanque e impulsores. Fuente: autores.



VARIABLES DE ENTRADA
· Densidad del sólido (kg/m3)
· Densidad del fluido (kg/m3)
· Volumen de la solución (l)
· Velocidad del impulsor (rpm).
· Tipo de fondo del tanque: plano, plato, esférico
· Tipo de impulsor: Hélice paso cuadrado, 3 palas Hélice paso de 2, 3 palas Turbina, 6 palas planas Turbina, 6 palas curvas Turbina, 2 palas planas

VARIABLES DE OPERACIÓN
· Volumen del tanque (l)
· Diámetro del tanque (m)
· Longitud del tanque (m)
· Altura de solución (m)
· Diámetro del agitador (m)
· Ancho del agitador (m)
· Distancia fondo agitador (m)
· Diámetro de los 4 bafles (m)
· Potencia del impulsor (HP)

Figura 6.15. Diagrama del proceso de cianuración. Fuente: autores.



Hay otros métodos para separar la solución rica de las arenas al finalizar la cianuración. El espesador es un sedimentador que entrega solución clarificada por rebose y una pulpa sedimentada con una concentración de sólidos por peso que puede ser mayor del 80%. Esta pulpa puede impulsarse a un filtro prensa, filtro de tambor, o llevarse a un tanque percolador para efectos de recuperar una solución rica y descomponer compuestos ambientalmente dañinos.

Fotografía 6.11. Modelo de filtro prensa y filtro de tambor.
Fuente: autores.



La cianuración industrial de un material aurífero produce una solución cuya concentración de oro está generalmente por encima de 2 miligramos de oro por litro (ppm), dependiendo del material lixiviado y del sistema utilizado.

Durante la precipitación de oro en zinc, la solución aurífera entra en contacto con el zinc y espontáneamente, dado que el zinc es mucho más electropositivo que el oro, ocurre un intercambio por medio del cual el zinc metálico se va solubilizando en la solución, mientras el oro se va precipitando desde ella. Una expresión química que representa el modelo de precipitación de oro en zinc es la siguiente:

$$Au(CN)^{2-} + Zn + 4CN^{-} \longrightarrow Au + 2CN^{-} + Zn(CN)_4^{-2}$$

El zinc puede corroerse por mecanismos que involucren la reducción del agua y oxígeno:

$$Zn + 4CN^{-} + 2H_2O \longrightarrow Zn(CN)_4^{-2} + 2OH^{-} + H_2$$
$$2Zn + O_2 + 8CN^{-} + 2H_2O \longrightarrow 2Zn(CN)_4^{-2} + 4OH^{-}$$

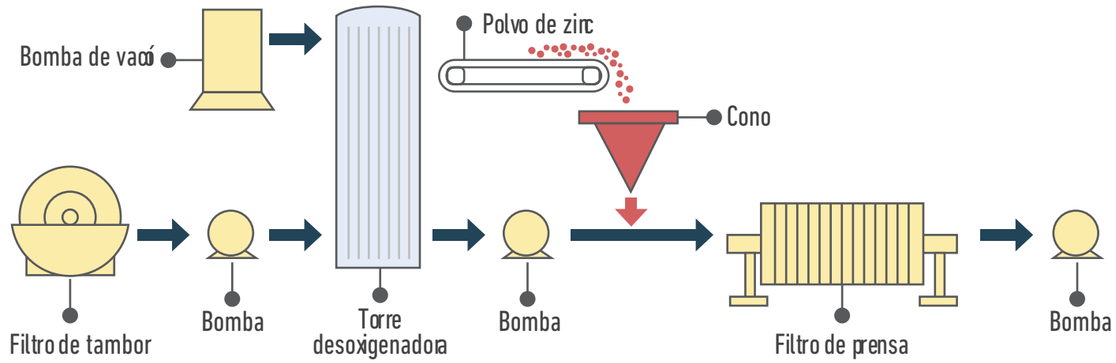
En la práctica se debe adicionar zinc entre cinco y diez veces más que los requerimientos estequiométricos. Asimismo, la presencia de oxígeno disuelto puede provocar la redisolución del oro ya precipitado, por lo que se debe garantizar una condición de vacío para evitarlo. Esto es posible utilizando el sistema Merrill Crowe:

$$2Au + 4CN^{-} + O_2 + 2H_2O \longrightarrow 2Au(CN)^{2-} + H_2O_2 + 2OH^{-}$$

En las condiciones que se aplican típicamente en la industria, se ha encontrado que la transferencia de masa es el paso determinante para el proceso de precipitación. Por ello, es fundamental que el zinc presente una extensa y limpia superficie de reacción (se recomienda zinc en polvo).

La presencia de material particulado fino suspendido en la solución, especialmente arcillas y silicatos coloidales, reduce la eficiencia de la precipitación, posiblemente por cubrir la superficie del zinc, por lo que se debe garantizar un perfecto filtrado de la solución rica.

Figura 6.16. Diagrama del proceso de Merril Crowe. Fuente: autores.



Es muy conocido el efecto benéfico de los iones de plomo en la precipitación a baja temperatura, debido a sus efectos electroquímicos. Concentraciones de Pb^{2+} de 0,01 g/L ejercen un buen efecto en soluciones de 1 a 10 g/t de oro; hay que tener cuidado de no estar por debajo de este valor. Excesos de 0,06 a 0,1 g/L de plomo divalente perjudican el proceso.

Otros iones metálicos divalentes, como Hg, Th Bi, Cd y Cu, en concentraciones muy bajas, han mostrado efectos similares a los del plomo.

6.1.8. FUNDICIÓN

El objetivo de esta operación es procesar los cementos (precipitados de cianuración) de metales preciosos para obtener barras (lingotes) comerciales de oro de alta pureza mediante la determinación de una carga de fundentes apropiada, aplicando las normas de seguridad necesarias.

Los principales métodos de tratamiento de los precipitados para alcanzar metales preciosos son los siguientes:

- Fundición directa
- Fundición después de calcinación
- Tratamiento ácido seguido de fundición

Fundición directa

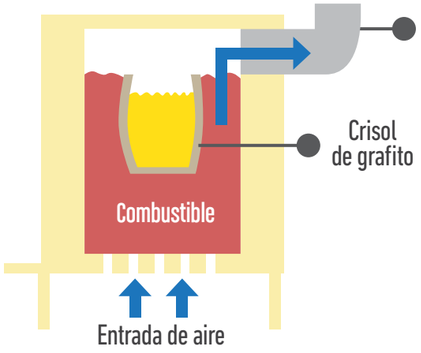
Fotografía 6.12. Modelo de horno con crisol. Fuente: autores.



La fundición directa de precipitados de metales preciosos es una técnica rutinaria utilizada a gran escala. La desventaja de esta operación pirometalúrgica es que el zinc se volatiliza a alta temperatura (> 1100 °C) y suele arrastrar consigo algo de oro, lo cual produce pérdidas que pueden variar del 1 al 5%.

Figura 6.17. Diagrama de horno y crisol. Fuente: autores.

RIESGOS	MEDIDAS DE SEGURIDAD
Inhalación de polvos de calcinas y fundentes.	Uso de mascarillas para polvo.
Quemaduras con herramientas calientes, moldes y salpicaduras con escoria fundida.	En general se usan delantales y guantes de asbesto, botas y caretas.
Astillas de escoria sólida y pedazos fluidos de escoria.	Caretas y guantes de asbesto
Quemaduras con ácido	Debe usarse guantes de caucho, ropa a prueba de ácido, caretas y respiradores.



Las cargas de fundición varían dependiendo de las características de los precipitados. Estas se logran partiendo de ensayos de laboratorio preliminares realizados a una muestra del precipitado, y se establecen las cantidades de los reactivos que se van a utilizar. Entre los más comunes se encuentran los siguientes:

- Carbonato de sodio
- Bórax
- Sílice
- Nitrato de potasio

Las respectivas cargas se homogeneizan, se llevan a crisoles de grafito y se recubren con una capa de bórax. Posteriormente, los crisoles cargados se introducen en el horno para efectuar la fundición a una temperatura de 1.100 °C durante un tiempo que oscila entre una y dos horas. La carga se vacía en moldes previamente parafinados para finalmente, luego del enfriamiento, realizar la separación de la barra de oro de la escoria.

6.1.9. TRATAMIENTO DE RESIDUOS SÓLIDOS EN AGUAS

Para que exista un proceso de beneficio de oro sostenible es importante llevar a cabo el tratamiento de las soluciones resultantes de la cianuración con los métodos presentados en el punto 6.1.7 y una recirculación de las aguas que salen como rechazo en las colas de los procesos de concentración.

Debido a que en las operaciones de concentración es muy poco o nulo el uso de reactivos químicos, es ideal separar los residuos líquidos de los sólidos, para llevar el agua recuperada de nuevo al circuito de beneficio y las colas sólidas a disposición en el patio de relaves. Para llevar a cabo dicha separación, el uso de tanques espesadores es el método óptimo y comúnmente empleado.

Tanques espesadores

Los espesadores son usados para ampliar la concentración de sólidos de un fluido con el fin de realizar una separación sólido-líquido. El principio básico de operación de un espesador es el proceso de sedimentación, en el que las partículas suspendidas en un líquido van cayendo directamente hacia la parte inferior del tanque por efecto de la fuerza de gravedad, con lo cual se clarifica el líquido sobrenadante, que es descargado por rebose en la parte superior del tanque.

Fotografía 6.13. Modelo de tanque espesador. Fuente: autores.

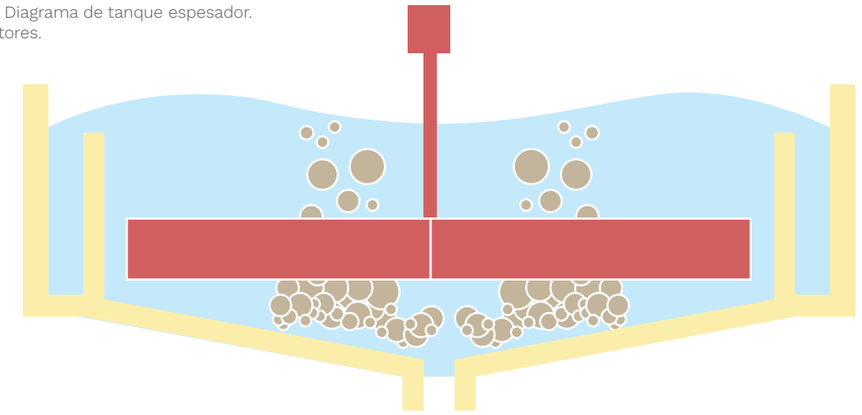


La velocidad de asentamiento es directamente proporcional al tamaño y densidad de las partículas, como también de la densidad y viscosidad del fluido. Cuando las partículas suspendidas son muy pequeñas, se da una suspensión estable. Entonces se utilizan coagulantes o floculantes para romper esta estabilidad de suspensión, a raíz de lo cual las partículas pequeñas se aglomeran y descienden.

Un espesador convencional está compuesto por tanques cilindro-cónicos que constan de un mecanismo que hace girar las hélices que facilitan la descarga del producto por la parte inferior. La alimentación del material (pulpa) llega a un pozo circular en el centro del espesador, que minimiza la agitación. Así se obtiene el líquido claro, que es descargado por rebose en la parte superior de dicho tanque.

El sistema de hélices consiste normalmente en dos brazos radiales unidos a un eje central que, por medio de un motor instalado en la parte superior del eje, mueve lentamente las hélices con el fin de promover la colisión y adhesión de las partículas, que son arrastradas hacia el punto de descarga situado en la zona cónica.

Figura 6.18. Diagrama de tanque espesador. Fuente: autores.



6.2. PROCESO DE BENEFICIO ACTUAL

En su mayoría, las plantas de beneficio de la zona minera del municipio de Santa Rosa del Sur están compuestas por barriles amalgamadores, canalones como medio concentrador, tanques cianuradores por agitación y tanques de precipitación con cinc saturado por agitación. Estos dos últimos procesos son realizados por todas las minas de las zonas visitadas (Caribe, Morales y San Pedro Frío) en un área industrial donde todos los tanques de cianuración y precipitación están junto a la quebrada de cada municipio, retirados de sus plantas de beneficio. Sin recibir tratamiento previo, los lodos de las cianuraciones son arrojados directamente a sitios no adecuados para almacenar este tipo de desechos, situados junto a la quebrada. Esta práctica pone en evidencia el uso de mercurio y mal uso del cianuro, y muy posiblemente bajas recuperaciones en dichos procesos. De ahí la importancia de implementar nuevas alternativas de beneficio para erradicar el uso del mercurio, mejorar el uso del cianuro, aumentar la recuperación de Au en cada etapa del proceso de beneficio e implementar un tratamiento de los residuos de los procesos para minimizar el impacto ambiental que se está causando actualmente.

En el sector sur se encuentra la planta de la Cooperativa Multiactiva Minera del Caribona (Coopcaribona), cuyo proceso de producción es un poco más avanzado que el de las demás plantas de beneficio del sector, no utiliza mercurio para recuperar el oro grueso y ha implementado procesos como concentración por flotación y refinación en mesa Gemini.

Para efectos del desarrollo de la presente guía metodológica, el equipo técnico del SGC selecciona las plantas de beneficio que engloban las características generales comunes en las plantas de la zona minera de estudio, esto permite enfocarse en la construcción de una propuesta de beneficio aplicable a la mayoría de plantas de la comunidad minera de Santa Rosa del Sur; para conocer el detalles de la caracterización de las demás plantas de beneficio visitadas se debe realizar la revisión del informe que apoya la publicación.

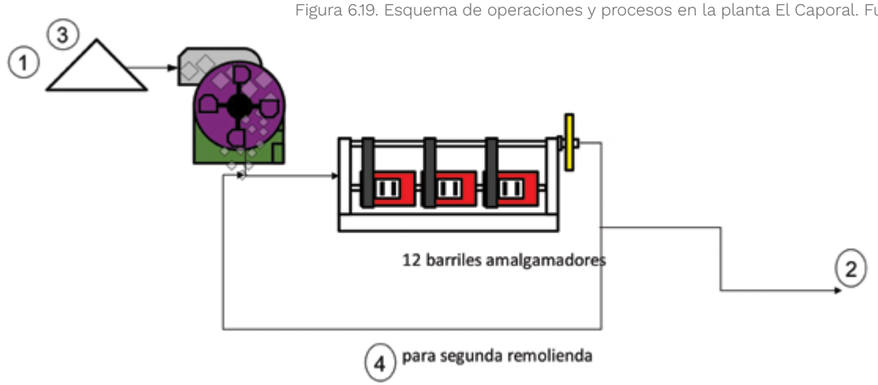
6.2.1 PLANTA DE BENEFICIO DE LA MINA CAPORAL

El esquema de operaciones y procesos para la planta de la mina Caporal se representan en la (Figura 6.19). En las fotografías 6.14 a 6.17 se presentan imágenes de la planta de beneficio.

La planta de beneficio de El Caporal cuenta con los siguientes equipos:
- Trituradora de mandíbulas.
- Doce barriles moledores.
- Un tanque sedimentador de concreto.

Se tiene una expectativa de producción de la planta de 800 kilogramos de material tratados por día, que se molerían en doce barriles. En la primera molienda el material molido es lavado, después de retirado lo fino pasa por una segunda remolienda; esto se realiza tres o cuatro veces por día.

Figura 6.19. Esquema de operaciones y procesos en la planta El Caporal. Fuente: autores.




Fotografía 6.14. Barriles moledores. Fuente: autores.


Fotografía 6.15. Material de molienda. Fuente: autores.


Fotografía 6.16. Tanque sedimentador. Fuente: autores.

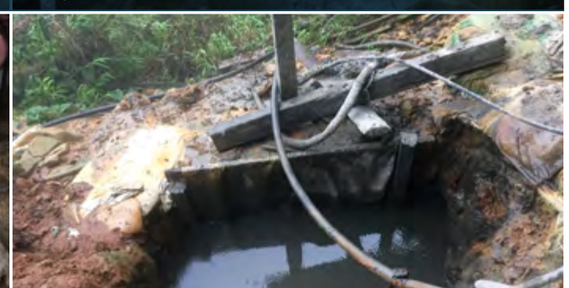

Fotografía 6.17. Tanque sedimentador. Fuente: autores.

Figura 6.20. Relación de las muestras colectadas en la planta de beneficio de la mina Caporal. Fuente: autores.

PUNTO DE COLECTA	DESCRIPCIÓN
1	Cabeza de proceso frente +20 caporal
2	Colas de barriles
3	Cabeza de proceso –10
4	Material molido para segunda remolienda y lavado

6.2.2. PLANTA DE BENEFICIO DE LA MINA REINA DE ORO

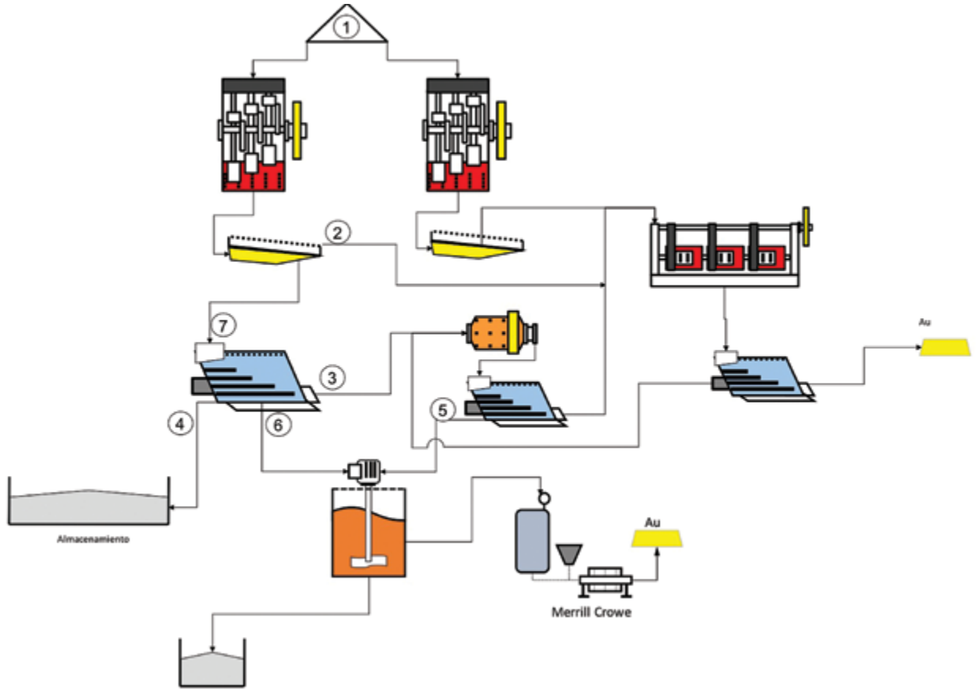
El esquema de operaciones y procesos correspondiente a la planta de la mina Reina de Oro se representan en la figura 6.21. En la fotografías 6.18 a 6.21 se presentan imágenes de la planta de beneficio.

La planta de beneficio de la mina Reina de Oro cuenta con los siguientes equipos:

- Dos molinos de pisones
- Dos canalones
- Dos mesas concentradoras tipo Wilfley
- Un remoledor
- Seis barriles
- Cuatro tanques cianuradores
- Una planta Merril Crowe

Se tiene una expectativa de producción de la planta de 25 toneladas de material tratados por día. Como medios concentradores, esta planta cuenta con dos canalones y dos mesas concentradoras tipo. Esta planta también tiene tanques cianuradores para cianurar los rechazos de las mesas y, por último, para la etapa de precipitación tiene una planta Merril Crowe.

Figura 6.21. Esquema de operaciones y procesos en la planta Reina de Oro. Fuente: autores.





Fotografía 6.18. Molino de bolas. Fuente: autores.



Fotografía 6.19. Molino de pisones. Fuente: autores.



Fotografía 6.20. Mesa de concentración. Fuente: autores.



Fotografía 6.21. Tanques de aguas. Fuente: autores.

Figura 6.22. Relación de las muestras colectadas en la planta de beneficio de la mina Reina de Oro. Fuente: autores.

PUNTO DE COLECTA	DESCRIPCIÓN
1	Cabeza de proceso Reina de Oro
2	Concentrado de tapete Reina de Oro
3	Concentrado de mesa 1 Reina de Oro
4	Colas de Mesa 1 Reina de Oro
5	Colas de Mesa 2 Reina de Oro
6	Medios de mesa 1 Reina de Oro
7	Entrada de mesa 1 Reina de Oro

6.3. PRUEBAS METALÚRGICAS DE LABORATORIO

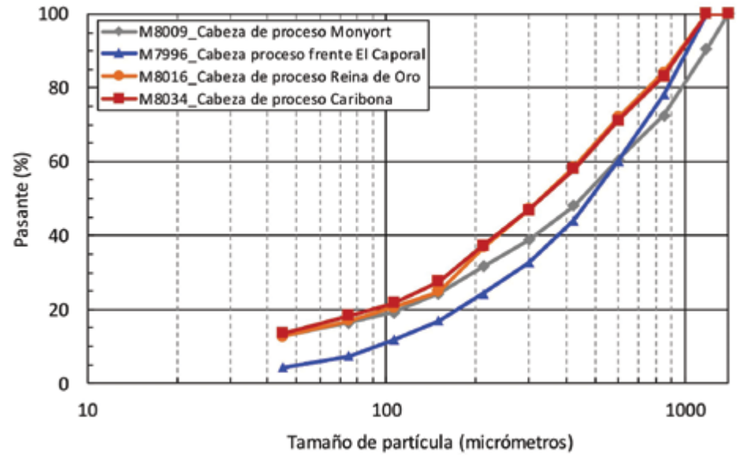
6.3.1. PROPIEDADES FÍSICAS DE LOS MINERALES DE ESTUDIO

Peso específico, índice de Hardgrove en índice de trabajo de Bond (WI)

Figura 6.23. Peso específico e índices de Hardgrove y Bond en diferentes muestras de proceso de la zona de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.

MUESTRA	DENSIDAD (g/cm³)	HARDGROVE	WI Bond (kWh/t)
Cabeza de proceso Monyort	3,21	47,7	11,0
Cabeza proceso frente El Caporal	3,70	58,0	9,1
Cabeza de proceso Reina de Oro	2,72	51,8	10,1
Cabeza de proceso Caribona	2,68	45,6	11,5

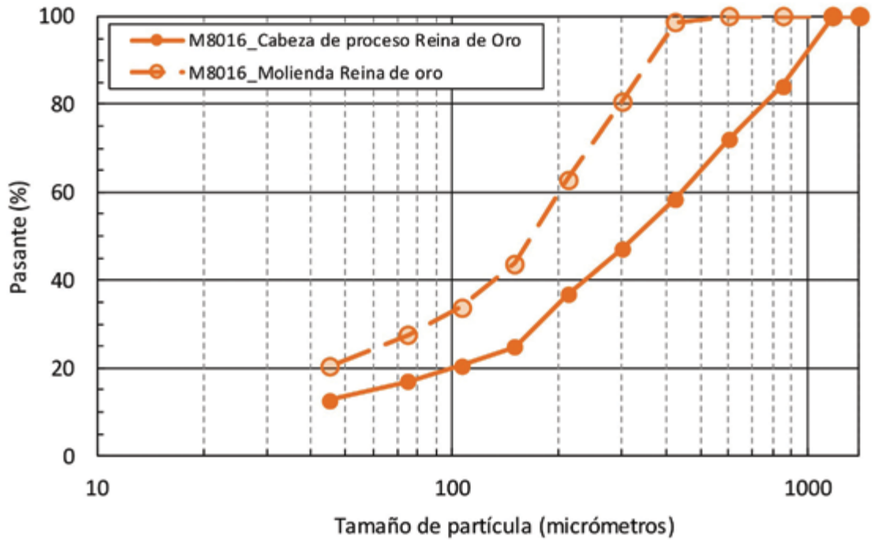
Figura 6.24. Distribuciones de tamaños de partícula de las muestras. Fuente: autores.



6.3.2. PLANTA REINA DE ORO

Acondicionamiento del mineral para concentración gravimétrica

Figura 6.25. Distribuciones de tamaño de partícula de la muestra inicial y el producto (alimentación de la mesa) en la muestra de la mina Reina de Oro. Fuente: autores.



Concentración en mesa del mineral de cabeza de la Mina La Reina de oro

Cabeza: cabeza de molino de la mina Reina de Oro.
Molienda hasta d80 =425 micrómetros.
Tiempo de concentración: 10 minutos.
Agua de fluidización: 7.5 L/m.

Figura 6.26. Concentración en mesa Wilfley del mineral de cabeza de la mina Reina de Oro. Fuente: autores.

IDENTIFICACIÓN	Peso (g)	% Peso	Tenor Au (g/t)	peso Au (µg)	% Recuperación	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza	3555,2	100%	17,49	62204,63		
Concentrado	292,8	8,24%	177,59	51998,35	83,59	10,14
Medios	1944,9	54,71%	2,45	4765,005	7,66	
Colas	1317,5	37,06%	4,13	5441,275	8,75	

Refinación en batea

Cabeza: concentrados del ensayo de mesa Wilfley en Reina de Oro
Molienda hasta d80 = 425 micrómetros
Tiempo de concentración: 5 minutos

Figura 6.27. Refinación en batea de los concentrados de mesa de la mina Reina de Oro. Fuente: autores.

IDENTIFICACIÓN	Peso (g)	% Peso	Tenor Au (g/t)	peso Au (µg)	% Recuperación	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza (concentrado de mesa)	261,424	100%	178.56	46680,79		
Concentrado	1,82	0,70%	5687,135	10377,32	22,23%	31,849
Colas	259,6	99,30%	139,8439	36303,48	77,77%	

Concentración por flotación

Medios y colas de Mesa
Cabeza: medios y colas del ensayo de mesa Wilfley en la mina Reina de Oro.
Molienda hasta d80 = 75 micrómetros.
Tiempo de acondicionamiento: 6 minutos.
Tiempo de espumación: 8 minutos.

Figura 6.28. Resultados de concentración por flotación de los medios y colas del ensayo de mesa de la planta Reina de Oro. Fuente: autores.

TIPO		PESO (g)	% PESO	TENOR Au (g/t)	PESO Au (µg)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Medios de mesa	Cabeza	998,3	100,00%	2,42	2413,4		
	Concentrado	59,2	5,93%	23,63	1399,1	57,97%	9,8
	Colas	939,1	94,07%	1,08	1014,2	42,03%	
Colas de mesa	Cabeza	234,7	100,00%	4,19	983,5		
	Concentrado	30,98	13,20	16,16	500,6	50,91	3,85
	Colas	203,72	86,80	2,37	482,8	49,09	

Cianuración

Estas cianuraciones fueron realizadas en tres etapas, cada etapa consta del montaje de nueva solución de cianuro de sodio. Las líneas rojas de la figura 6.29 y figura 6.30 representan los inicios de las recianuraciones.

Figura 6.29. Indicadores para la cianuración de los concentrados de flotación y colas de batea planta La Reina de Oro. Fuente: autores.

MUESTRA	CONSUMO DE CIANURO DE SODIO (kg/t)	CONSUMO DE HIDRÓXIDO DE CALCIO (kg/t)	TIEMPO DE CIANURACIÓN Y RECUPERACIÓN DE ORO (HORAS)	TAMAÑO DE PARTÍCULA d80 (µm)
Concentrados de flotación	22,89	3,11	78	75
Colas de batea	19,28	1,85	80	75

Figura 6.30. Lixiviación de oro por cianuración de los concentrados de flotación de la planta Reina de Oro. Fuente: autores.

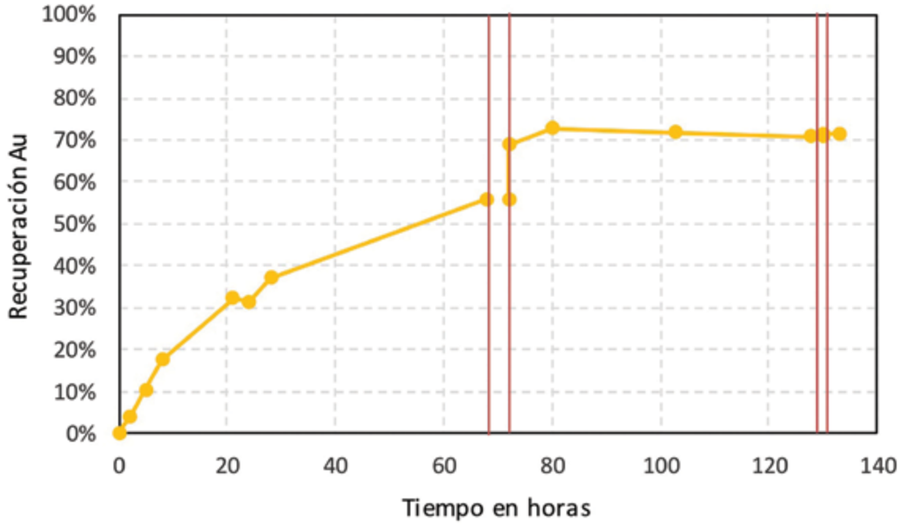
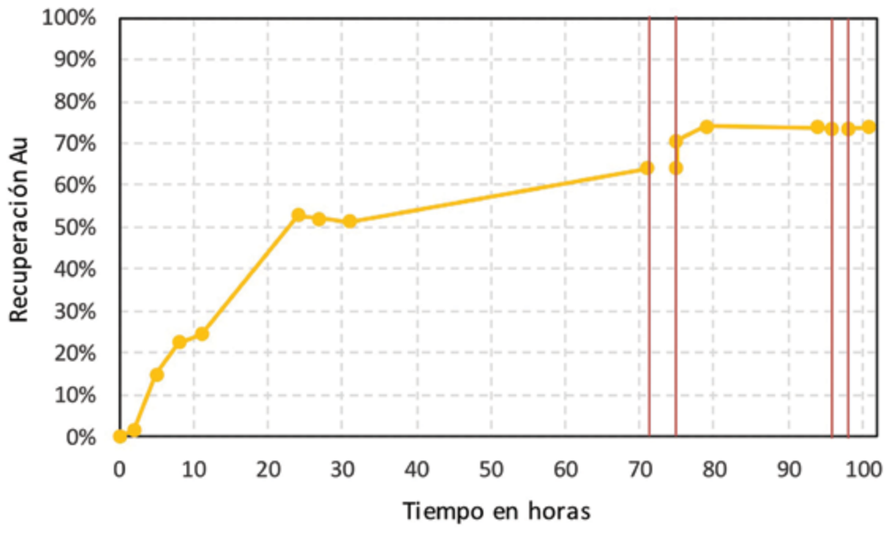


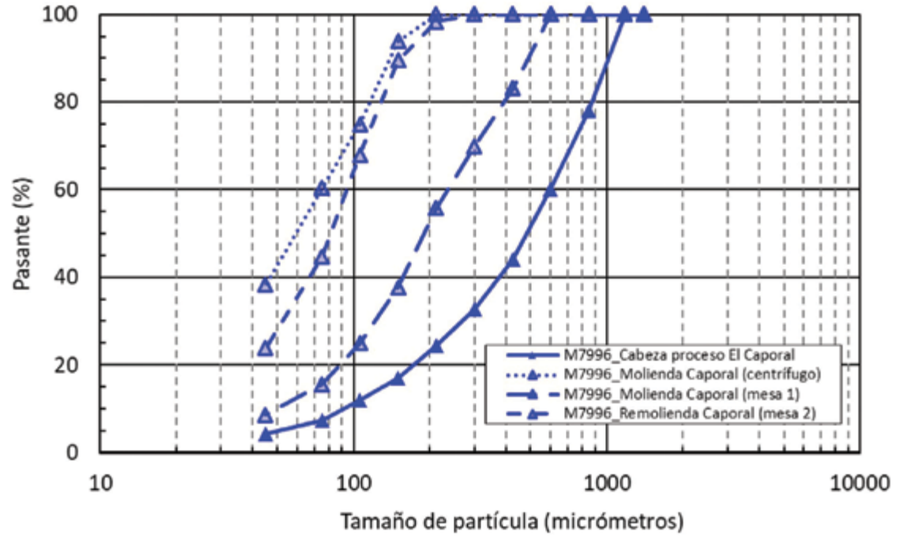
Figura 6.31. Lixiviación de oro por cianuración de las colas de batea de la planta Reina de Oro. Fuente: autores.



6.3.3. PLANTA EL CAPORAL

Acondicionamiento del mineral para concentración gravimétrica

Figura 6.32. Distribución de tamaño de partícula de la muestra inicial y el producto de molienda (alimentación de la mesa Wilfley y concentrado de centrífugo) de la muestra de la mina El Caporal. Fuente: autores.



Concentración en mesa y concentración por centrífugo del mineral El Caporal

Concentración en mesa Wilfley
Cabeza 1: cabeza de proceso en la mina El Caporal
Molienda hasta d80 = 425 micrómetros
Tiempo de concentración: 7 minutos
Agua de fluidización: 6.9 L/m

Cabeza 2: Medios de mesa 1 de la cabeza de proceso Caporal
Molienda hasta d80 = 425 micrómetros
Tiempo de concentración: 7 minutos
Agua de fluidización: 6.9 L/m

Figura 6.33. Concentración en mesa Wilfley del mineral de cabeza de la mina El Caporal. Fuente: autores.

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR Au (g/t)	PESO Au (µg)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza 1	3806,4	100%	70,72	184438,4		
Concentrado	130,4	5,00%	253,0	32991,2	17,89	3,57
Medios	1913,8	73,38%	70,7	135305,6	73,36	
Colas	563,8	21,62%	28,63	16141,56	8,75	
Cabeza 2	1807,8	100%	68,16	123231,1		
Concentrado	44	2,43%	810,66	35669,04	28,94	11,89
Medios	1686,6	93,30%	50,55	85257,63	69,19	
Colas	77,2	4,27%	29,85	2304,42	1,87	

Concentración centrífuga

Cabeza: cabeza de proceso, mina El Caporal
Molienda hasta d80 = 106 micrómetros
Tiempo de concentración: 5 minutos
Agua de fluidización: 80 L/m

Figura 6.34. Concentración centrífuga del mineral de cabeza de la mina El Caporal. Fuente: autores.

IDENTIFICACIÓN	Peso (g)	% Peso	Tenor Au (g/t)	peso Au (µg)	% Recuperación	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza	2692,373	100%	70,70	190350,77		
Concentrado 1	91,1788	3,39	983,45	89670,2	47,11%	13,91
Concentrado 2	79,1942	2,94	124,42	9853,6	5,18%	1,75
Colas	2500	93,67	36,38	91750,4	48,20%	

Refinación en batea

Cabeza 1: concentrados del ensayo de mesa Wilfley en El Caporal
Molienda hasta d80 = 425 micrómetros
Tiempo de concentración: 5 minutos

Cabeza 2: concentrados del ensayo de mesa Wilfley en El Caporal
Molienda hasta d80 = 425 micrómetros
Tiempo de concentración: 5 minutos

Cabeza 3: concentrado 1 del centrífugo en El Caporal
Molienda hasta d80 = 106 micrómetros
Tiempo de concentración: 5 minutos

Cabeza 4: concentrado 2 del centrífugo en El Caporal
Molienda hasta d80 = 106 micrómetros
Tiempo de concentración: 5 minutos

Figura 6.35. Refinación en batea de los concentrados de mesa de la mina El Caporal. Fuente: autores.

IDENTIFICACIÓN	PESO (g)	% PESO	TENOR Au (g/t)	PESO Au (µg)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Cabeza 1	**128,159**	**100%**	**253,03**	**32428,8**		
Concentrado	2,9599	2,31%	5371,168	15898,12	49,02%	21,22
Colas	125,2	97,69%	132,0348	16530,76	50,98%	
Cabeza 2	**44**	**100%**	**810,57**	**35665,26**		**11,97**
Concentrado	2,5	5,68%	9709,193	24272,98	68,06%	
Colas	41,5	94,32%	274,5128	11392,28	31,94%	
Cabeza 3	**87,188**	**100,00%**	**920,40**	**80248,27**		
Concentrado	3,988	4,57%	15853,82	63225,03	78,79%	17,22
Colas	83,2	95,43%	204,60615	17023,23	21,21%	
Cabeza 4	**75,2063**	**100,00%**	**140,57**	**10571,72**		
Concentrado	2,01	2,67%	1759,773	3530,63	33,40%	12,51
Colas	73,2	97,33%	96,18975	7041,09	66,60%	

Concentración por flotación

Cabeza: compost de colas de mesa El Caporal
Molienda hasta d80 = 106 micrómetros
Tiempo de acondicionamiento: 6 minutos
Tiempo de espumación: 8 minutos

Figura 6.36. Resultados de concentración por flotación de los medios y colas del ensayo de mesa en la planta El Caporal. Fuente: autores.

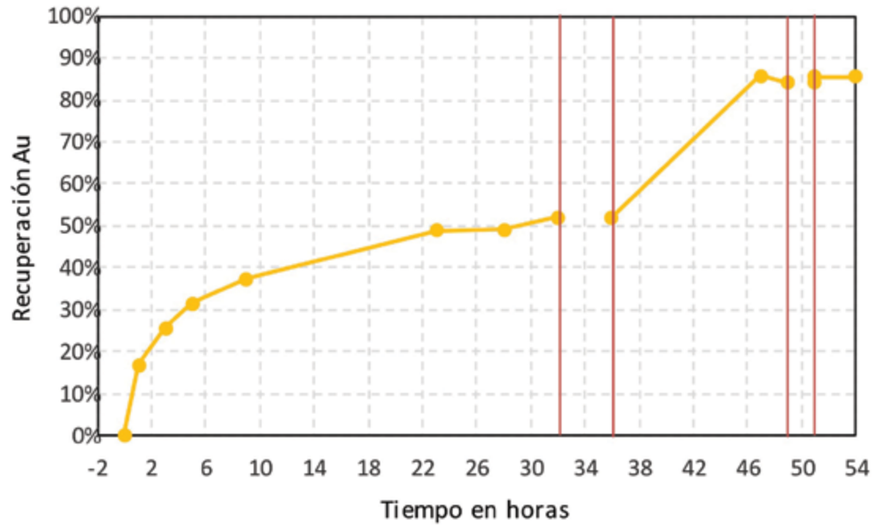
IDENTIFICACIÓN		PESO (g)	% PESO	TENOR Au (g/t)	PESO Au (µg)	% RECUPERACIÓN	RAZÓN DE CONCENTRACIÓN
Compost colas de mesa	Cabeza	498,4	100,00%	23,49	11706,6		
	Concentrado	257,1	51,59%	34,74	8931,7	76,30%	1,47
	Colas	241,3	48,41%	11,50	2775,0	23,70%	

Cianuración

Figura 6.37. Indicadores de la cianuración de compost 1, de las colas de batea (concentrados de mesa), y compost 2, de las colas de batea (concentrado de centrífugo), planta El Caporal Fuente: autores.

MUESTRA	CONSUMO DE CIANURO DE SODIO (kg/t)	CONSUMO DE HIDRÓXIDO DE CALCIO (kg/t)	TIEMPO DE CIANURACIÓN Y RECUPERACIÓN DE ORO (HORAS)	TAMAÑO DE PARTÍCULA d80 (µm)
Concentrados de flotación	18,73	13,22	47	75
Compost 2. Colas de batea	11,25	1,25	49	75

Figura 6.38. Lixiviación de oro por cianuración de los concentrados de flotación, planta El Caporal. Fuente: autores.



6.4. TENORES DE ORO EN LAS PLANTAS VISITADAS

La figura 6.39 muestra los valores de los tenores de oro y plata obtenidos en las diferentes muestras metalúrgicas estraídas de los procesos de beneficio en planta.

Figura 6.39. Lixiviación de oro por cianuración del compost 2 de las colas de batea (concentrado de centrífugo), planta El Caporall Fuente: autores.

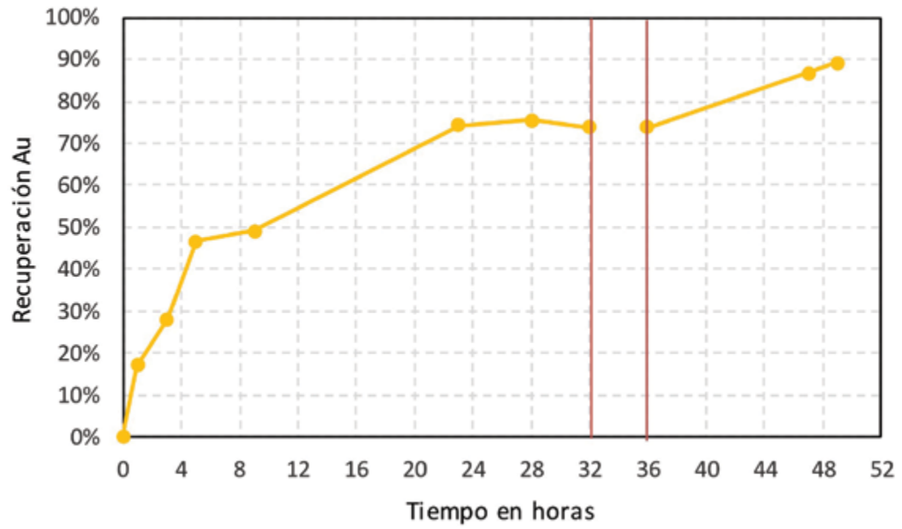


Figura 6.40.Tenores de oro en las plantas visitadas Fuente: autores.

MUESTRA	TENOR ORO (g/t)	TENOR PLATA (g/t)
Cabeza de procesó puntillas	>100	466
Colas barriles puntillas a cianurar	85,6	673
Cabeza de proceso frente +20 caporal	70,7	503
Colas barriles caporal	21,8	21
Cabeza proceso caporal -10 frente caporal	35,9	107
Material molido para remolienda lavado caporal	21,9	70
Cabeza de proceso manantial	9,32	47
Colas de barriles manantial	9,68	54
Colas de cianuracion puntilla	8,66	76
Medios de mesa (normal y refinación) Montyort	3,77	23
Lodos de mesa a cianurar Montyort	12,85	69
Material remolido a cianurar monyort	47	138
Concentrado de mesa monyort	34,8	102
Cabeza de proceso monyort (2)	11,35	45
Cabeza proceso refugio	8,2	17
Concentrado de mesa 1 refugio	64,4	51
Material a remoler (medios y concentrados) refugio	10,9	23
Colas de Mesa (tk) refugio	3,36	16
Arenas a cianurar con hg. (Remolidas) refugio	7,51	12
Cola de cianuracion refugio	2,76	18
Cabeza de proceso reina de oro	17.5	39
Concentrado de tapete reina de oro	>100	200
Concentrado de mesa 1 reía de oro	70,4	125
Colas de Mesa 1 reina de oro	10,65	28
Colas de Mesa2 reina de oro	>100	199
Medios de mesa 1 reina de oro	2,15	8
Entrada de mesa 1 reina de oro	>100	135
Cabeza de proceso HBG	12,4	42
Producto 1 molienda a barriles HBG	15,5	56

MUESTRA	TENOR ORO (g/t)	TENOR PLATA (g/t)
Colas barriles a cianurar HBG	27	116
Colas de cianuracion HBG	5,78	45
Relaves HBG	2,38	23
Cabeza de proceso inasur	2,9	28
Rechazo de mesa a cianurar inasur	2,52	22
Colas de cianuracion inasur	0,95	11
Colas de flotación inasur	1,39	10
Cabeza de proceso caribona	13,75	16
Concentrado de flotacion caribona	75,7	92
Colas de jig caribona	59,6	38
Finos hidrociclon 1 entrada a flotacion Caribona	13,65	12
Rechazo de mesa 1 caribona	89,9	63
Material remolido entrada mesa 2 caribona	>100	76
Entrada mesa geremi caribona	>100	212
Rechazo de mesa 2 caribona	29,3	33
Finos hidrociclon 2 a cianurar caribona	96,5	195
Colas de flotacion esteriles caribona	1,59	6
Colas de cianuracion caribona	34	34
Solución pobre caribona		
Cabeza de proceso walter	69,7	57
Material molido entrada a mesa walter	35,1	30
Rechazo de mesa walter	31,1	29
Lodos acianurar 1 walter	41	64
Lodos a cianurar 2 walter	6	24
Colas de cianuracion Walter	20,5	31
Solución pobre waltet		
Cabeza proceso canelos	6,78	70
Colas proceso Canelos	16	20

6.5. CONSIDERACIONES MINERALÓGICAS DETERMINANTES EN LAS OPERACIONES Y PROCESOS METALÚRGICOS

- Los análisis mineralógicos de la muestra de cabeza de proceso de la mina Reina de Oro indican que más del 80% de la mena corresponde a ganga de cuarzo y de fragmentos líticos derivados de la roca encajante, una proporción baja a sulfuros (inferior al 6%), y el resto a hematita. Esto facilitaría un proceso de cianuración y la neutralización en las pilas de relave. Por otro lado, un gran contraste presenta la planta de la mina El Caporal, ya que cerca del 80% de la mena corresponde a minerales metálicos, como pirita y esfalerita, entre otros; por lo tanto, la ganga de cuarzo tiene cerca del 20%, y la ganga de fragmentos líticos se presenta en muy bajas proporciones.

- En las plantas de beneficio de Monyort y Puntillas la mena tiene una composición mineralógica similar: cerca del 50% está compuesta por minerales metálicos, entre los que prevalecen la pirita y la esfalerita, y en bajas proporciones se presentan calcopirita, galena y arsenopirita. El otro 50% se completa con ganga de cuarzo y fragmentos líticos.

- Los resultados de composición mineral de las muestras de cabeza de proceso de las diferentes minas de la zona de Santa Rosa del Sur, obtenidos de los análisis petrográficos, muestran que dichos minerales contienen variaciones en las proporciones de sulfuros y minerales metálicos. Así por ejemplo, la muestra de la mina El Caporal contiene un porcentaje de ganga de cuarzo menor del 20%. La alta concentración de minerales metálicos significa un peso específico alto del mineral de cabeza de proceso, lo que dificultaría su beneficio usando equipos de concentración gravimétrica convencionales como mesas y jigs; por su parte, en la mina Reina de Oro la proporción de sulfuros y minerales metálicos es del 17%, y los tamaños de oro y la alta presencia de gangas cuarzosas permitirían el uso de equipos gravimétricos como los jigs o las mesas.

- En algunas de las minas, como por ejemplo el Caporal o Coopcaribona, es posible encontrar algún tipo de dificultad en las cianuraciones debido a la presencia de algunos minerales de cobre, como la calcosina-covelina, y de minerales de arsénico, como la tenantita- tetraedrita y la arsenopirita.

Presencia de minerales cianicidas, minerales consumidores de oxígeno y de minerales generadores de acidez:

- Las condiciones mineralógicas indican que no hay inconveniente para la cianuración. Relativamente no hay minerales cianicidas ni consumidores de oxígeno en proporciones significativas.

Grado de liberación de los minerales metálicos:

- En la zona norte (sector Viejitos) de la planta Reina de Oro, la liberación de minerales metálicos está dada en un d80 de 425 micrómetros.

- En todas las plantas de beneficio visitadas de la mina Caribe (zona media del distrito minero de Santa Rosa del Sur), esto es, Puntilla, El Caporal, Monyort y Manantial, se observó que los minerales metálicos se encuentran libres en un 95% en el primer rango de tamaño (<1.000 micrómetros).

Grado de liberación de oro:

- En la planta de Reina de Oro se halló que el oro se encuentra libre en un 71%, 19% incluido y en un 10% asociado a partículas como tetraedrita, esfalerita, galena y pirita, entre otras. En cuanto al tamaño del oro, el 70% de las partículas analizadas se encuentran en un tamaño mayor de los 100 micrómetros.

- En la planta de beneficio El Caporal el oro se encontró mucho más fino, ya que el 46,78% de los granos de oro analizados tenían un tamaño menor de 50 micrómetros. Allí el oro se encontró libre en un 46%, y el 54% restante estaba asociado principalmente a minerales metálicos, como pirita y galena.

7. ASPECTOS QUÍMICOS Y AMBIENTALES

La desorganización en los procesos de beneficio de oro, que usan modelos como el de la amalgamación, no son medioambientalmente amigables debido a que, en sistemas tan abiertos, cualquier cantidad de mercurio u otras sustancias tóxicas generadas en el procesamiento del material extraído de las minas se acumulan formando relaves que son descargadas cerca a fuentes hídricas, en el caso del mercurio puede volatilizarse, metilarse, o formar complejos de cianuro poniendo en riesgo el medio ambiente, afectando la relación interdependiente entre los elementos de un ecosistema saludable como son el suelo, el agua, las plantas y los animales.

De ahí las normas y regulaciones ambientales enfocadas a la prevención y cuidado, no solo del medio ambiente, sino también de la salud pública; es por este motivo que se hace necesario el desarrollo de modelos de extracción alternativos o la implementación de planes de mejoramiento en plantas y entables del municipio de Santa Rosa del Sur (Bolívar), que contribuyan a disminuir el impacto ambiental negativo y conlleven a una explotación de recursos minerales que genere ganancias económicas y medio ambientales.

Dicho objetivo se puede lograr partiendo de información actual de las características fisicoquímicas del suelo, subsuelo, sedimentos activos de quebradas y aguas superficiales en contacto con los sedimentos activos, propias de los sectores visitados, tales como composición elemental, pH y contenido de metales pesados, entre otras. A partir de estas características es posible proponer metodologías y procesos más favorables, de modo que se logre controlar el vertimiento de sustancias tóxicas de origen antropogénico y geogénico.

Panorámica de relaves 2, aledaña a la quebrada San Lucas, sector Viejito, municipio de Santa Rosa del Sur. Fotografía tomada por Oscar González Vera, Servicio Geológico Colombiano.

7.1. CONTRIBUCIÓN QUÍMICA A LA CARACTERIZACIÓN Y EL CONTROL DE PROCESOS METALÚRGICOS Y AMBIENTALES

A partir de los análisis químicos de los materiales de mina, planta de beneficio y relaves es posible obtener la siguiente información:

Figura 7.1. Diagrama de contribución química y ambiental. Fuente: autores.



El reconocimiento de la importancia de los recursos ambientales permite evaluar la dimensión del impacto que genera la actividad minera en su entorno y el manejo inadecuado de este. De ahí la necesidad de conformar una estructura particular de estudios químicos y ambientales que, con los aportes metalúrgicos y geológicos, permitan identificar si los efectos producidos por agentes contaminantes pueden ser atribuidos a las actividades mineras de beneficio o a la naturaleza de la formación geológica de los depósitos.

Fotografía 7.1. Panorámica aguas abajo de la quebrada La Estrella, sector de mina Caribe. Fuente: autores.



7.2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS: MÉTODOS Y APLICACIONES QUÍMICAS Y AMBIENTALES

7.2.1. CONTAMINACIÓN POR MERCURIO

El mercurio, por ser líquido a temperatura ambiente y por tener una presión de vapor baja, tiene una movilidad significativa en el aire. Su valor de solubilidad en agua, entre de 0,02 mg/L a 25 °C, indica que es de mediana movilidad en el agua, y su valor log K_{OW} de 5,95 muestra su alta afinidad con la biota animal. Además, el mercurio no solo es altamente bioacumulable, sino que forma parte de una cadena trófica; las especies mayores, como el hombre, pueden no solo acumularlo, sino biomagnificarlo en su organismo.

El mercurio se presenta en la naturaleza en diferentes especies químicas: las de tipo elemental (Hg_0), las de tipo inorgánico (Hg^+, Hg^{2+}) y las orgánicas. El metilmercurio ($HgCH_3$) y el dimetilmercurio ($Hg(CH_3)_2$) son las formas orgánicas más tóxicas que afectan el sistema inmunológico, alteran los sistemas genéticos y enzimáticos y dañan el sistema nervioso, incluyendo la coordinación y los sentidos del tacto, el gusto y la vista.

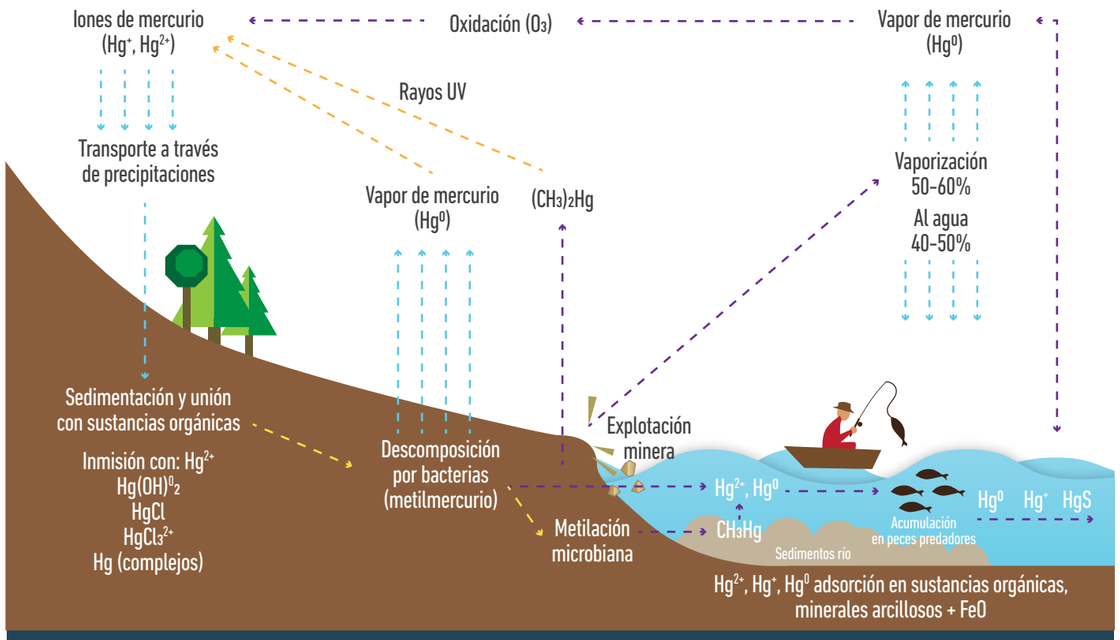
Las principales manifestaciones de intoxicación con mercurio en el organismo humano son los daños que

produce en el sistema nervioso, en el cerebro, en el ADN y en los cromosomas, reacciones alérgicas, cansancio, dolor de cabeza y defectos de nacimiento y abortos.

El mercurio en estado cero es móvil en el ambiente debido a que es ligeramente soluble en el agua (56 ug/L); por lo tanto, la disposición de colas de procesos de amalgamación puede contaminar las aguas subterráneas y las fuentes superficiales. No todos los acuíferos resultan con concentraciones extremas de mercurio (Barringer et al., 2012); sin embargo, un estudio determinó que, en una mina de oro y plata, el mercurio de las colas de proceso se lixivió y contaminó las aguas subterráneas, donde alcanzó concentraciones de hasta 15 ug/L (Foucher et al., 2012).

Otro riesgo es la práctica de cianuración de arenas previamente usadas en amalgamación: el cianuro forma con el mercurio complejos estables, solubles y difíciles de remover (Hg(CN)2 y Hg(CN)4). La lixiviación de complejos de cianuro-mercurio (usualmente en forma Hg+2) incrementa la concentración de mercurio en las aguas subterráneas (Coles y Cochrane, 2006).

Figura 7.2. Diagrama de ciclo del mercurio (Hg). Fuente: autores.

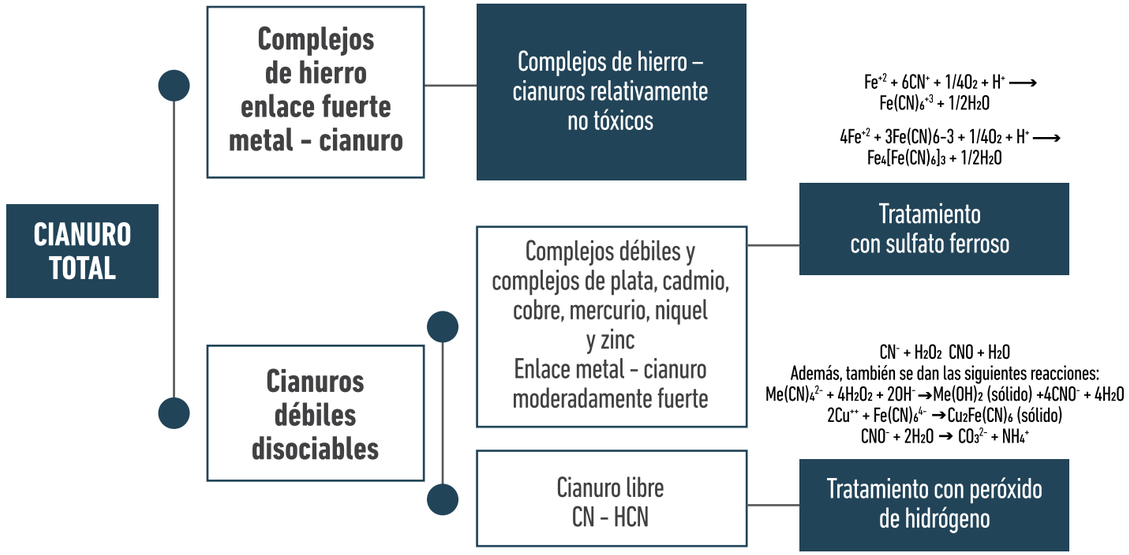


La Ley 1658 de 2013 desarrolla el marco legal "por medio del cual se establecen disposiciones para la comercialización y el uso de mercurio en las diferentes actividades industriales del país, se fijan requisitos e incentivos para su reducción y eliminación y se dictan otras disposiciones". Los ministerios de Minas y Energía, Medio Ambiente y Desarrollo Sostenible, Salud y Protección Social, Trabajo, Agricultura y Desarrollo Rural, Transporte y Comercio, Industria y Turismo, formularon el Plan Único Nacional de Mercurio (Ministerio de Medio Ambiente, 2014)

De igual manera, la Ley 1658 hace referencia a las denominadas "alternativas limpias". En este punto, Colciencias fomentará la realización de investigaciones de tecnologías limpias para la reducción y eliminación del mercurio en los diferentes procesos para obtener el metal precioso. Los ministerios de Minas y Energía; Comercio, Industria y Turismo; Educación y el SENA promoverán y desarrollarán en el marco de sus competencias la realización de programas de formación, capacitación, fortalecimiento empresarial y asistencia técnica para la inserción de las tecnologías limpias en los procesos de beneficio de oro y demás procesos industriales y productivos asociados que requieren la utilización.

7.2.2. CIANURO EN MINERÍA

Figura 7.3. Clasificación de los compuestos de cianuro en la minería de oro y el tratamiento de descomposición aplicado. Fuente: autores.

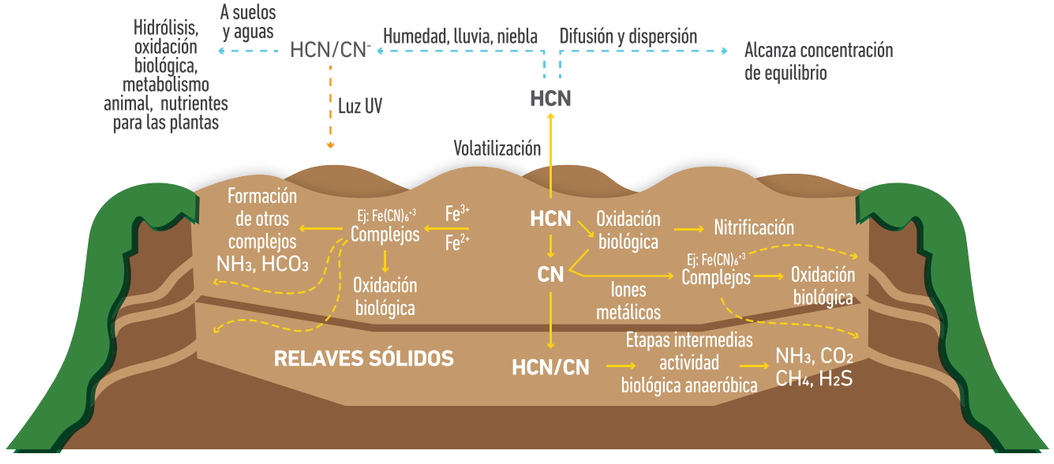


Los compuestos de cianuro presentes en la minería del oro y en las soluciones y efluentes de cianuración comprenden el cianuro libre, sales de cianuro de metales alcalinos y alcalino-térreos, y complejos de cianuros metálicos formados con oro, mercurio, cadmio, zinc, plata, cobre, níquel, hierro y cobalto, elementos que componen los minerales procesados para obtener el oro. Los compuestos de cianuro que se forman en un proceso de cianuración se pueden observar en la figura 7.3.

7.2.2. DINAMICA DEL CIANURO EN UN RELAVE DE RESIDUO MINERO

Debido a las muchas reacciones y transformaciones que experimenta naturalmente, el cianuro no persiste en el ambiente. Los procesos de descomposición y transformación del cianuro son muy efectivos para reducir las concentraciones de cianuro tanto en el agua del estanque de decantación como en los propios relaves.

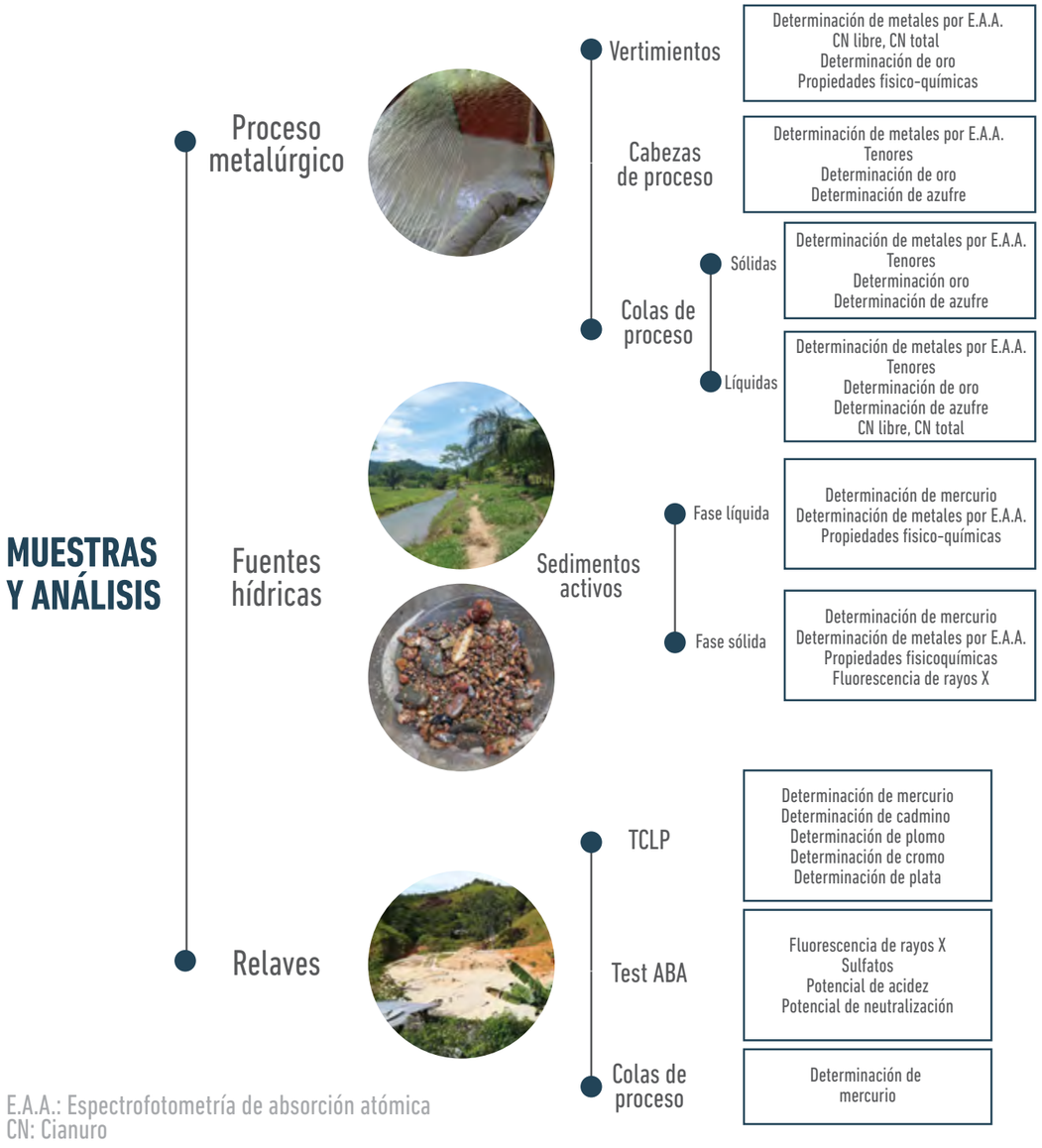
Figura 7.4. Reacciones bioquímicas del cianuro en un material residual de la cianuración. Fuente: modificado a partir de Cáceres (2001).



Estudios han realizado perforaciones para investigar los niveles de cianuro en profundidad dentro de las áreas de almacenamiento de relaves. También han realizado un muestreo lateral en el almacenamiento de relaves para determinar cómo varían las concentraciones de cianuro desde el punto de depósito. Dependiendo de la profundidad y el tiempo de acumulación de los relaves, el cianuro dentro del agua de poro de los relaves puede sufrir muchas transformaciones.

La perforación muestra que la concentración de cianuro disminuye significativamente con la profundidad debido a los procesos de descomposición y transformación. En los cuatro a seis metros superiores de un estanque de relaves activo, el cianuro libre se descompone rápidamente.

Figura 7.5. Diagrama de flujo para toma de muestras y análisis químico-ambiental. Fuente: autores.



E.A.A.: Espectrofotometría de absorción atómica
CN: Cianuro

Sin embargo, por debajo de esa profundidad, el cianuro WAD restante está presente principalmente como complejos de cianuro de cobre. Los procesos de transformación convierten el cianuro de cobre en la forma no tóxica de cianuro de hierro y CuCN insoluble. El cianuro de hierro es un complejo muy estable.

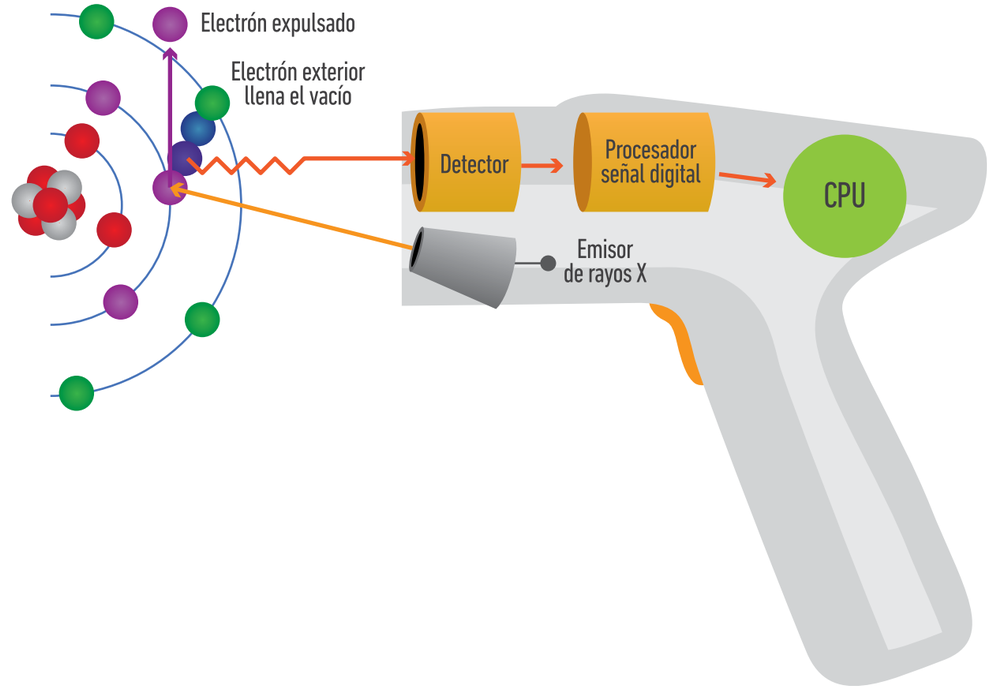
El ciclo de la figura 7.4 se presenta un esquema simplificado del ciclo del cianuro en el que se muestran las diversas especies que se forman a partir del cianuro libre en tanques de relaves.

7.2.3. CARACTERIZACIÓN QUÍMICA Y AMBIENTAL

Diferentes técnicas analíticas, instrumentales y gravimétricas, como la fluorescencia de rayos X, espectrofotometría de absorción atómica, potenciometría (ion CN), determinación de azufre por gravimetría y pruebas ambientales de TCLP y test ABA, se aplican a la caracterización de la composición físico-química de muestras representativas de las etapas de procesamiento de minerales que inciden en el equilibrio del medio ambiente. Para ello se hace una comparación de las muestras tomadas antes y después de dichos procesos. Los tipos de muestras recolectadas son relaves, sedimentos, rocas y vertimientos, a las que se les aplica, como estudio prioritario, la cuantificación y movilidad de mercurio, por ser un metal pesado de alta toxicidad. Además, el análisis químico se interrelaciona con el marco geológico para obtener información útil para determinar la composición elemental de los minerales formadores de roca encajante y los minerales de mena que componen las unidades geológicas presentes en la zona estudiada, y con el marco metalúrgico genera información técnica que permite el seguimiento analítico de las diferentes pruebas realizadas, algo útil para controlar unidades metalúrgicas con miras a desarrollar procesos de beneficio más eficientes.

Como información base para la aplicación y el desarrollo de las metodologías químicas y ambientales enfocadas en cada zona estudiada, se estructuró un diagrama de flujo que contiene específicamente los análisis realizados a las muestras de plantas de explotación y fuentes hídricas visitadas.

Figura 7.6. Fluorescencia de rayos X. Fuente: modificado a partir de Thermo (2015).



7.2.3.1. APLICACIÓN DE LA ESPECTROMETRÍA DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X

Es una técnica no destructiva que emplea una cantidad pequeña de muestra solida (suelos, sedimentos activos, rocas, arenas, metales, entre otros), lo que permite determinar el contenido de varios elementos en una misma lectura, genera una especie de mapa de la composición química del material en fase sólida. La espectrometría de fluorescencia de rayos X (FRX) tiene su fundamento en la interacción existente entre los rayos X y la materia, específicamente debida a la respuesta de un material que luego de ser irradiado y excitado por rayos X se reordena emitiendo una radiación llamada fluorescencia de rayos X, que aporta información del contenido de elementos en cada una de las muestras analizadas (Skoog, Holler, Nieman, 2001: 291-317).

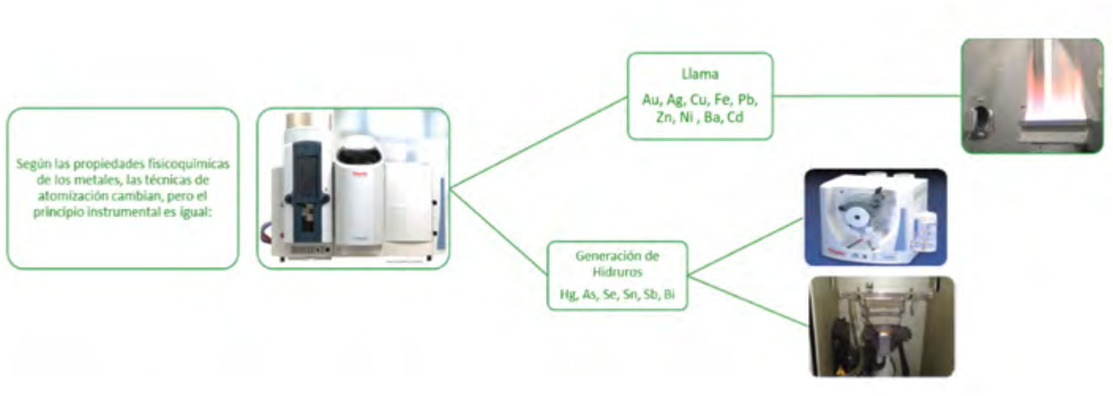
Las muestras sólidas pueden ser rocas, sedimentos activos, relaves, cabezas de proceso, productos intermedios y material de rechazo, de tal modo que en el momento del análisis dichas muestras deben estar pulverizadas (por debajo de los 75 micrones) para adicionar de 2 a 5 gramos y depositarlas en un portamuestras. Posteriormente se realiza el análisis haciendo uso del equipo de fluorescencia de rayos X. Existen dos formas de realizar el análisis: en modo minería, en caso de que se desee determinar elementos que se encuentren mayoritariamente, por lo general por encima del 1% másico, y en modo suelos, para analizar trazas o elementos minoritarios en partes por millón.

7.2.3.2. APLICACIÓN DE LA ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA

Para realizar la determinación de metales (Au, Cu, Zn, Ag, Cr, Pb, Cd, etc.) por absorción atómica de llama es necesario tener las muestras en solución y libres de posibles interferentes, tales como materia orgánica o particulado. Para lograr estas condiciones, y con el objeto de reducir la interferencia por materia orgánica y liberar los metales de la matriz manteniéndolos en solución, es necesario realizar el tratamiento previo de las muestras; se debe realizar el procedimiento de preparación, digestión y preservación. Estos tratamientos se realizan según el tipo de matriz.

El mercurio también es medido con esta técnica, pero este análisis se realiza en ausencia de llama, debido a la fácil volatilidad del elemento cuantificado. Esta metodología de denomina ***absorción atómica-generación de hidruros***. Generalmente, las muestras provienen de diversos orígenes; las más frecuentes son las muestras de aguas, efluentes, rocas, suelos, etc. Como todas las matrices varían, son diferentes en su composición intrínseca y en su respuesta al tratamiento previo de adecuación a la medición por llama.

Figura 7.7. Técnica de espectrofotometría de absorción atómica. Fuente: modificado Thermo, 2015.



La siguiente ecuación engloba la reacción de la cianuración y el compuesto de oro en matriz líquida proveniente de procesos de control metalúrgicos, que es cuantificado por la técnica de espectrofotometría de absorción atómica:

$$4Au+8CN^{-}+O_2+2H_2O \leftrightarrow 4Au(CN)^{-2}+4OH^{-}$$

7.2.3.3. APLICACIÓN DE LA TÉCNICA DE ESPECTROFOTOMETRÍA DE ULTRAVIOLETA VISIBLE

El principio de la espectrofotometría ultravioleta visible involucra la absorción de radiación ultravioleta visible por una molécula, lo cual causa la promoción de un electrón de un estado basal a un estado excitado, con la liberación del exceso de energía en forma de calor. La longitud de onda (λ) comprende entre 160 y 800 nm.

Método colorimétrico para la determinación de oro en campo (púrpura de Cassius)

La determinación de oro por colorimetría es una alternativa de análisis instrumental aplicada cuando no se cuenta con espectrofotómetro de absorción atómica (AA). Este método es aplicable en trabajo de campo. Para la determinación de microcantidades de oro en soluciones cianuradas se realiza la precipitación con zinc para eliminar interferencias. Esta precipitación se realiza con soluciones cianuradas que contengan una concentración de cianuro mayor que o igual a 1 g/L, y cuyos valores de pH sean mayores de once unidades. El precipitado formado se disuelve, y se desarrolla el color usando el método de cloruro estañoso. Este reactivo permite cuantificar oro en soluciones usando la prueba del método púrpura de Cassius.

7.2.3.4. APLICACIÓN DE LA POTENCIOMETRÍA DE ION CIANURO

Para determinar la cantidad de cianuro que se encuentra presente en una solución de proceso, o solución final, para desecharla, es necesario aplicar metodologías instrumentales que combinan destilación y potenciometría. Una de estas es la descomposición de cianuro total a libre, que se realiza mediante el método de electrodo de ion selectivo integrado a un analizador de cianuro. El procedimiento se fundamenta en la destilación de la solución de cianuro mediante enfriamiento de aire; el ácido cianhídrico (HCN) producido durante la reacción es condensado y absorbido por burbujeo en una solución de hidróxido de sodio (NaOH 0,1 M), e inmediatamente es detectado y leído usando el electrodo de ion selectivo para cianuro. El análisis permite determinar cianuro total en cualquier tipo de soluciones, con un rango de detección que abarca desde 5 ppb a 260 ppm. Puede ser aplicado en análisis de aguas residuales, aguas procedentes de procesos metalúrgicos y actividad minera. El equipo utilizado en esta metodología es el cianurómetro.

Figura 7.8. Proceso de titulación de cianuro libre y cianurómetro utilizado en el laboratorio del SGC, sede Cali. Fuente: autores.

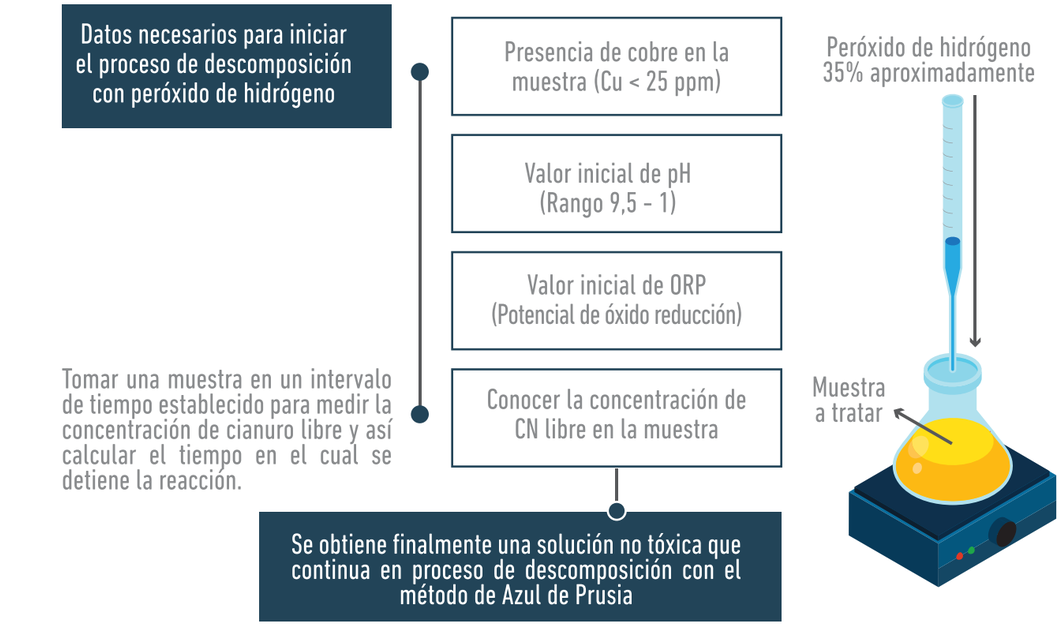


7.2.3.5. TRATAMIENTOS DE DESCOMPOSICIÓN DE CIANURO

De acuerdo con lo expuesto, existen dos formas principales de cianuro: libre y compleja. Para descomponer el cianuro libre se utiliza el método de descomposición con peróxido de hidrógeno al 35%. En ocasiones se encuentran en el mercado concentraciones mayores, que pueden utilizarse de acuerdo al cálculo de reacción. El diagrama presentado expone los parámetros físico-químicos que se deben tener en cuenta en el proceso y los equipos que se requieren.

Método para descomponer el cianuro complejo presente en la solución pobre

Figura 7.9. Tratamiento con método de peróxido de hidrógeno, descomposición cianuro libre. Fuente: autores.



CÁLCULO PARA DOSIFICACIÓN DE PERÓXIDO

1. Concentración de cianuro libre, mediante la titulación con nitrato de plata

2. Tomar el volumen (mL) de muestra a tratar para escalar en litro en planta

3. Conocer la concentración y la densidad del peróxido de hidrógeno (H_2O_2)

Por medio de la ficha técnica o titulación con permanganato de potasio y ácido sulfúrico

Varía dependiendo de la concentración, para este caso es de 0.1 molar

4. $$\text{g/L NaCN libre} = \frac{(10 - \frac{\text{mg NaCN}}{\text{mL } AgNO_3}) * (\text{volumen (mL) } AgNO_3)}{\text{volumen (mL) de muestra a tratar}}$$

5. $$(\frac{0.1 \text{ mol } AgNO_3}{L}) * 1x10^{-3} = 1x10^{-4} \text{ mol } AgNO_3 * (\frac{1 \text{ mol } Ag^+}{1 \text{ mol } AgNO_3}) * (\frac{2 \text{ mol } CN^-}{1 \text{ mol } Ag^+}) * (\frac{1 \text{ mol } NaCN^-}{1 \text{ mol } CN^-}) * (\frac{49.01g \text{ } NaCN^-}{1 \text{ mol } NaCN^-}) * (\frac{1000mg}{1g}) = g \frac{CN^-}{L}$$

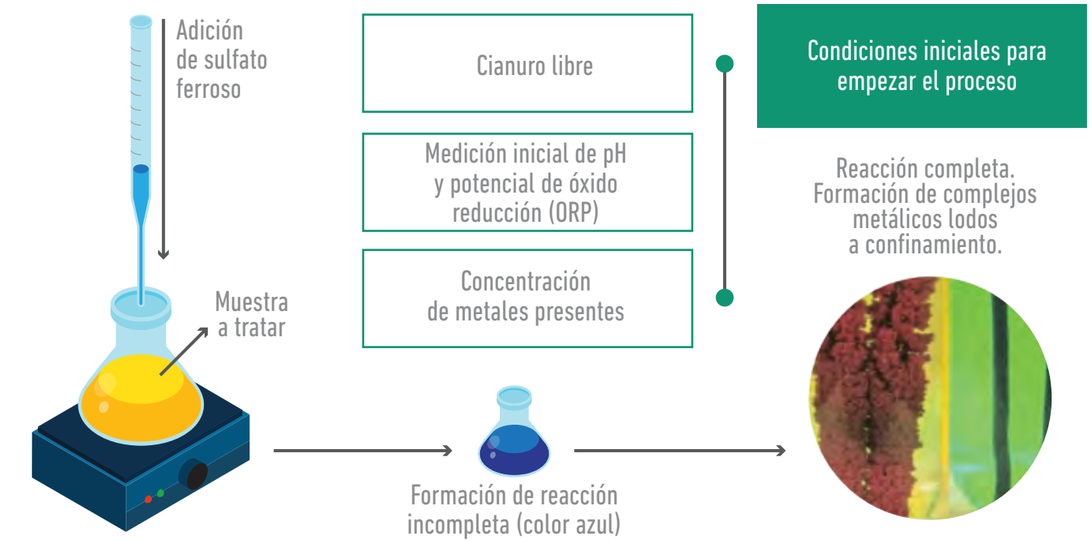
6. $$\frac{X g\ CN^-}{L} = (X \frac{g\ NaCN^-}{L} \text{ libre de muestra a tratar}) * (0.53 \frac{g\ CN^-}{g\ NaCN^-})$$

7. **Fórmula para el consumo de peróxido de hidrógeno, relación 5 a 8 veces para poder escalar la cantidad de H_2O_2 en planta:**

$$X \text{ mL } H_2O_2 \text{ para descomposición de } CN^- = (\frac{X g\ CN^-}{L}) * (1.45 \frac{g}{mL}) * (\frac{1000mL}{1L}) * 5 \text{ ó } X \text{ mL } H_2O_2 = (\frac{X g\ CN^-}{L}) * (1.45 \frac{g}{mL}) * (\frac{1000mL}{1L})$$

La metodología del *azul de Prusia* es el proceso final para completar la descomposición de todos los complejos metálicos transformándolos en compuestos más estables y que no generen impacto negativo en condiciones ambientales. El material (lodo) producto de este proceso es llevado a confinamiento.

Figura 7.10. Diagrama de descomposición de cianuro complejo mediante el método azul de Prusia. Fuente: autores.



CÁLCULO PARA DOSIFICACIÓN DE PERÓXIDO

1. Concentración de cianuro libre no dectable (rango de trabajo ácido formación de HCN si la reacción continua)

2. Concentración de cianuro total: destilación con cianurómetro y titulación (CN^- complejo)

3. Volumen de muestra (mL) que se van a tratar para escalar a litros en planta

4. Concentración de sulfato ferroso: 33%

5. Convertir a moles de CN^- : $X = \frac{\text{Cantidad X de muestra a tratar}}{\text{NaCN}} = \frac{\text{Cianuro de sodio (NaCN)}}{CN^- \text{ (cianuro)}} = \text{cianuro}$

6. **Fórmula para el consumo de sulfato ferroso, relación de 0.5 a 5 veces:**

$$X = \frac{X \text{ mol } CN^-}{L} * \text{volumen (mL) de muestra que se va a tratar} * 0.5 \text{ ó } 5 = \text{moles } FeSO_4 . 7H_2O$$

7. $$\text{Moles de } FeSO_4 . 7H_2O * (\frac{278.05g\ FeSO_4}{1 \text{ mol } FeSO_4}) * (\text{concentración de } FeSO_4 . 7H_2O) = \text{volumen que se va a necesitar de } FeSO_4 . 7H_2O \text{ al 33\%}$$

7.2.3.6. ENSAYO EN LABORATORIO DE LA DESCOMPOSICIÓN DE CIANURO LIBRE Y COMPLEJO A FORMAS ESTABLES

La concentración de cianuro total puede disminuir con el trascurso del tiempo y llegar al valor mínimo o no detectable. Los colores típicos de la precipitación de cianuro, identificados en las reacciones que se llevaron a cabo, son azul, verde y marrón. El exceso de hierro a pH ácido promueve la formación de las siguientes sales complejas y muy estables:

$$3Fe[(CN)6]^{-4} + Fe^{+3} \longrightarrow Fe_4[Fe(CN)6]^3 \quad \text{Ferri-Ferro (azul de prusia)}$$
$$2Fe[(CN)6]^{+3} + Fe^{+2} \longrightarrow Fe_3[Fe(CN)6]^2 \quad \text{Ferro-Ferri (azul de turnbull)}$$
$$Fe[(CN)6]^{-4} + 2Fe^{+2} \longrightarrow Fe_2[Fe(CN)6] \quad \text{Ferro-Ferro (blanco de berlín)}$$

En carencia de hierro se puede formar azul de Prusia soluble, que luego se convierte en hexacianoferroso soluble. Al final de la coagulación-floculación se obtiene un color azul que indica que el tratamiento es incompleto. La solución final se torna marrón.

Figura 7.11. Característica física (color) de las etapas de la descomposición de cianuro libre y complejo. Fuente: autores.



7.2.3.7. PRUEBAS AMBIENTALES PARA RELAVES

Prueba de toxicidad (TCLP: toxicity charactheristics leaching procedure)

El análisis de TCLP es una prueba de lixiviación que mide la liberación de contaminantes en un residuo sólido cuando entra en contacto con fases líquidas. Hace parte de las pruebas de interés que se aplican a residuos de beneficio de minerales auríferos, junto con las pruebas de reactividad de cianuros y sulfuros.

Figura 7.12. Concentraciones máximas permitidas para prueba de TCLP. Fuente: autores.

ELEMENTO	PERMISIBLE EN EL LIXIVIADO* mg/L
Arsénico - As	5,0
Bario - Ba	100
Cadmio- Cd	1,0
Cromo - Cr	5,0
Plomo - Pb	5,0
Mercurio-Hg	0,2
Selenio -Se	1,0
Plata - Ag	5,0

*Concentraciones máximas de contaminantes para la prueba TCLP-Decreto 4741 de 2005.

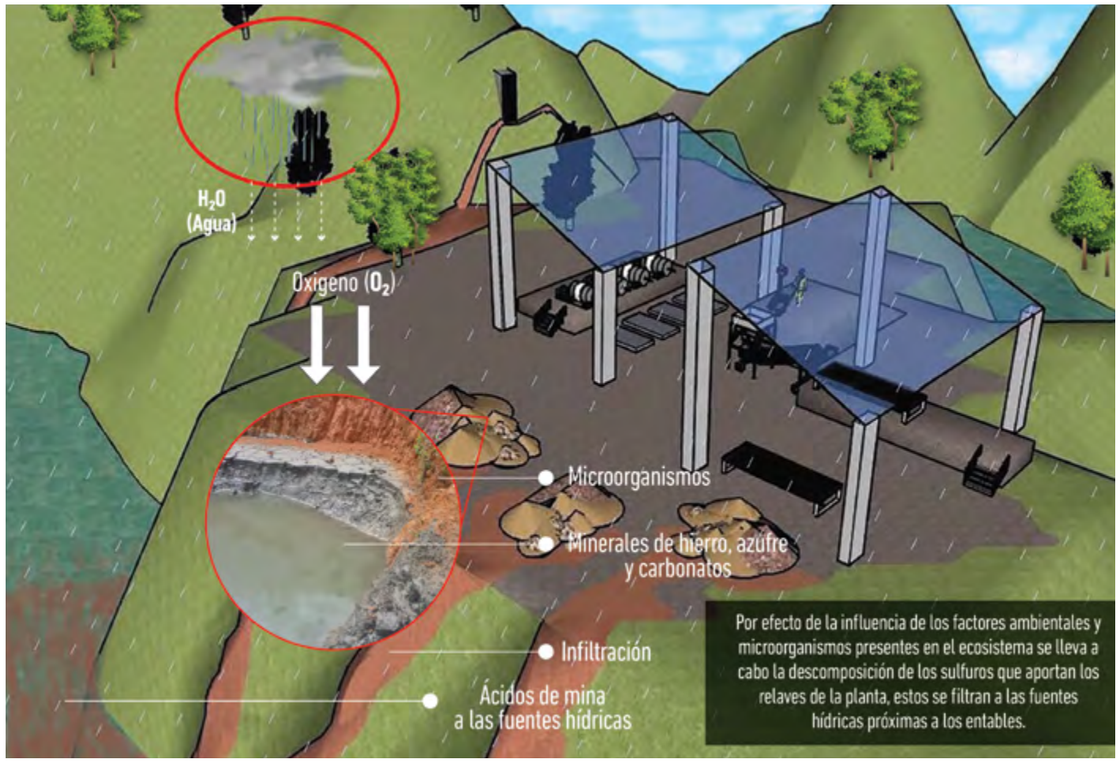
La prueba de TCLP clasifica si el residuo es peligroso o no, entonces no aplican los valores de descarga para residuos industriales líquidos, lo que se usan son los limites asociados a concentraciones máximas que se pueden lixiviar de las muestras y esto depende de cada metal.

Balance ácido base (test ABA) para la predicción del drenaje ácido de minas (DAM)

El drenaje ácido de rocas o de minas es un proceso natural producto de la oxidación atmosférica (por ejemplo, por la acción del agua, oxígeno y dióxido de carbono) de los minerales de sulfuro de hierro, pirita y pirrotina en la presencia de oxígeno, agua y bacterias como el Thiobacillus ferrooxidans. La exposición de minerales sulfurados al ambiente ocurre cuando se abren túneles, se remueve material estéril de una mina o se dispone de residuos producto del proceso de beneficio del mineral de interés (Leal, 2015).

Los minerales, al entrar en contacto con el aire, pueden sufrir procesos de oxidación química y lixiviación de metales, metaloides y aniones. Posteriormente, al interactuar el agua del ambiente con los óxidos formados, genera agua ácida, que contiene iones de metales pesados, que, al ser arrastrados a fuentes de agua superficial o subterránea, terminan contaminándola. En la figura 7.13 se muestra el proceso de generación de drenaje ácido. Estas reacciones geoquímicas se aceleran en áreas mineras debido a que el aire entra en contacto con mayor facilidad con los sulfuros a través de las labores de acceso y la porosidad creada en las pilas de estériles y residuos; a ello se une el cambio de composición química y el incremento de la superficie de contacto de las partículas (Aduvire, 2006)

Figura 7.13. Proceso de generación de drenaje ácido de minas. Fuente: autores.



Los drenajes ácidos de mina, además de un bajo pH contienen una gran cantidad de sólidos en suspensión, con un alto contenido en sulfato y metales (Fe, Al, Mn, Zn, Cu, Pb, Hg, Cd, Ni), que son nocivos para la actividad biológica, contaminan los cursos de agua y pueden llegar a causar daños a las estructuras construidas por el hombre (Çelebi, Öncel y Kobya, 2018). Generalmente, la producción de ácido de un material se mide en función de la presencia de azufre en el mineral.

7.3 PUNTOS DE MUESTREO VISITADOS Y MUESTRAS PUNTUALES ANALIZADAS

En la zona visitada del municipio de Santa Rosa del Sur se tomaron tres puntos de referencia para el estudio ambiental:

- **Sector mina Caribe:** entables Puntilla y Manantial, entable Monyor, entable Los Zarcos y quebrada la Estrella.
- **Sector Viejito:** planta El Refugio, quebrada San Lucas, quebrada La Espada.
- **Sector mina Walter:** planta Coopcaribona, planta Walter, quebrada Walter y río Caribona.

El primero de los puntos de referencia fue el sector de mina Caribe, donde se encuentra una serie de plantas de beneficio de oro a lo largo de la quebrada La Estrella, tal y como se observa en la fotografía 7.4. Dicha



Fotografía 7.2. Quebrada La Estrella aguas arriba del sector minero. Fuente: autores.



Fotografía 7.3. quebrada La Estrella aguas abajo del sector minero. Fuente: autores.



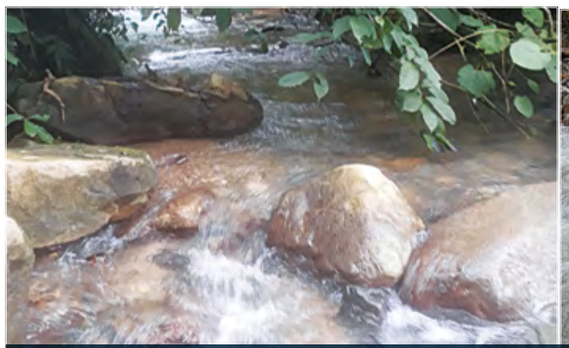
Fotografía 7.4. Quebrada La Estrella entre los entables del sector mina Caribe. Fuente: autores.



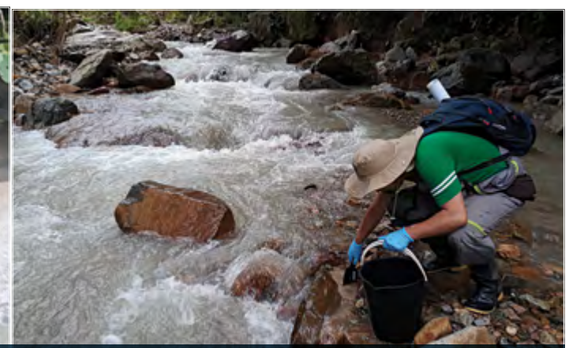
Fotografía 7.5. Relaves de entables del sector mina Caribe. Fuente: autores.

quebrada fue muestreada aguas arriba, aguas intermedias y aguas abajo de la actividad minera del sector, colectando sedimentos activos y aguas superficiales en contacto con los sedimentos; también se colectaron muestras de agua proveniente de la bocamina de la planta Monyort, que llega a la quebrada La Estrella, y dos muestras de relaves pertenecientes al entable Manantial y a la relavera localizada al lado de la quebrada La Estrella, aguas abajo del sector mina Caribe, donde algunos de los entables envían sus residuos de proceso por medio de tuberías; por último, se muestreó un vertimiento generado por esta relavera, el cual drena hacia la quebrada La Estrella. Los puntos de muestreo de esta quebrada se pueden observar en la fotografías 7.2 a 7.5.

El segundo punto de referencia fue el sector de Viejito, donde se colectaron dos relaves pertenecientes a dos relaveras, la primera ubicada debajo de la planta Refugio, que acumula residuos de varias plantas y entables del sector, mientras que la segunda se encuentra ubicada cerca de la quebrada San Lucas, que igualmente reunía los residuos de proceso de varios entables y plantas del sector. Por otra parte, se muestrearon sedimentos activos aguas abajo de la quebrada San Lucas, después de la actividad de beneficio de oro del sector Viejito y aguas arriba de la quebrada La Espada, que desemboca en la quebrada San Lucas, así como también se muestrearon aguas superficiales en contacto con dichos sedimentos (fotografías 7.6 y 7.7.).

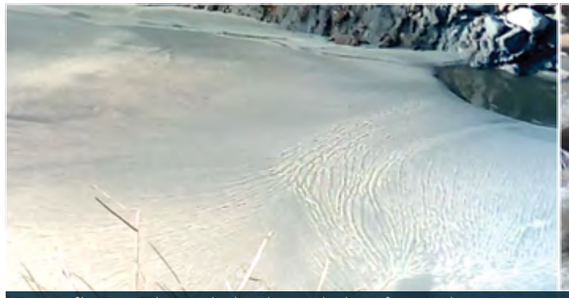


Fotografía 7.6. Quebrada La Espada aguas arriba de la actividad de beneficio del sector Viejito. Fuente: autores.

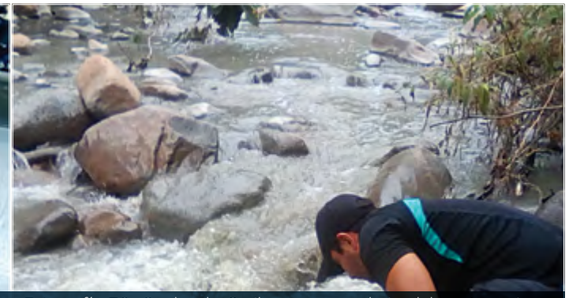


Fotografía 7.7. Quebrada San Lucas, aguas abajo de la actividad de beneficio del sector Viejito. Fuente: autores.

El tercer punto de referencia fue el sector de mina Walter, donde se muestrearon 2 relaves, uno de la relavera en la planta de beneficio Coopcaribona y otro en la relavera de la planta de beneficio Walter, adicionalmente se muestreo el agua proveniente del lavado de molienda de la planta Coopcaribona que cae sobre la quebrada San Lucas y sedimentos activos de la quebrada Walter y el río Caribona, así como, las aguas superficiales en contacto con dichos sedimentos activos.



Fotografía 7.8. Relaves de la planta de beneficio Walter. Fuente: autores.



Fotografía 7.9. Quebrada Caribona aguas abajo del sector minero mina Walter. Fuente: autores.



Fotografía 7.10. Relaves de la planta Coopcaribona. Fuente: autores.



Fotografía 7.11. Campamento y planta de procesamiento de beneficio Walter. Fuente: autores.

7.4. ANÁLISIS QUÍMICOS Y AMBIENTALES

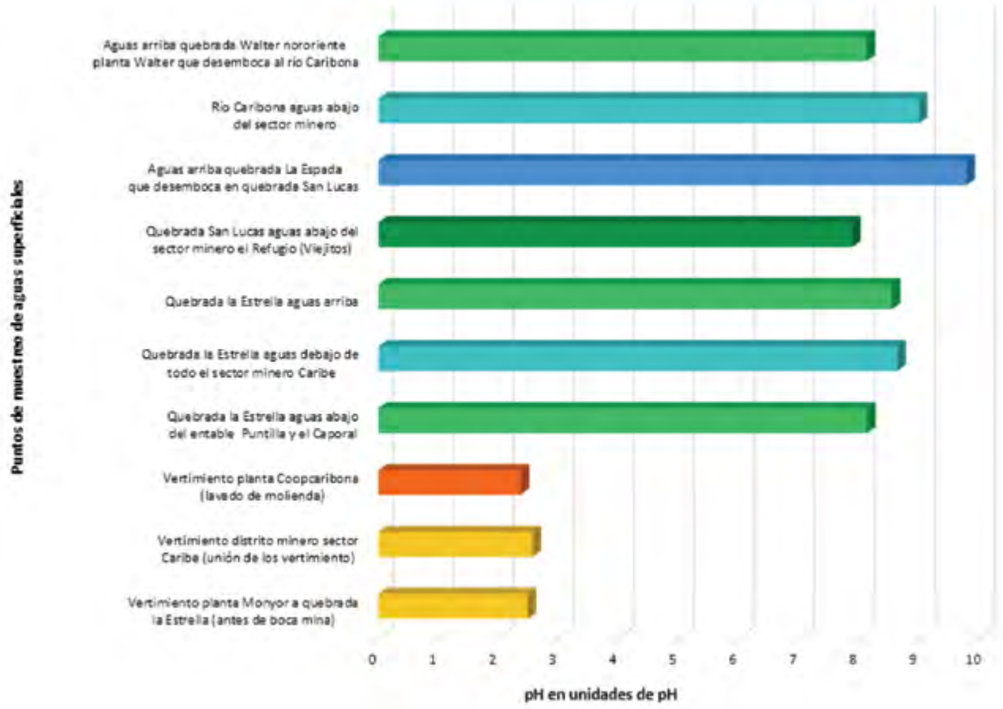
Los ensayos químicos y ambientales aplicando los diferentes métodos analíticos y técnicas instrumentales se realizan con la finalidad de hacer una apreciación de las posibles fuentes que influyen en la estabilidad ambiental del entorno donde se están desarrollando las actividades de metalurgia extractiva. Los resultados obtenidos de estas evaluaciones permiten hacer una aproximación al grado de contaminación al que se está exponiendo el medio, base que permite generar acciones de remediación, control y futura eliminación del efecto negativo en el medio ambiente.

7.4.1. DETERMINACIÓN DE PH

Esta propiedad físico-química puede tomarse como un indicador de la presencia de compuestos que afectan la estabilidad del medio, ya sea con la generación de los drenajes ácidos (ácido pH < 7 hasta 1 unidad de pH), la movilidad de metales o la presencia de compuesto altamente alcalinos (básico pH > 7 hasta 14 unidades de pH), características que se pueden presentar debido a la formación mineralógica propia de la zona o al desarrollo de la actividad minera. El valor de pH en las muestras de aguas superficial tomadas nos facilita el encauzamiento del estudio ambiental en la zona. En general, el comportamiento de las muestras líquidas tomadas en los sectores de estudio del municipio de Santa Rosa del Sur, esto es, los sectores de mina Caribe, Viejito y mina Walter osciló en un rango de 2,36 a 9,77 unidades de pH (figura 7.14). Esta medición se

realizó in situ con la finalidad de predecir un panorama sobre la composición predominante del sector, ya sea de compuestos ácidos, como es el caso de los sulfuros o compuestos alcalinos, como los carbonatos. Respecto a las normas ambientales, es importante tener presente que valores menores de 6 unidades de pH o mayores de 9 unidades de pH están fuera del límite permisible para vertimientos (MinAmbiente, 2015).

Figura 7.14. Valores de pH tomados in situ en muestras líquidas en el municipio de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores, 2019. Medición de pH Thermo Scientific Orion Star.



En las mediciones realizadas es apreciable la alcalinidad de las aguas superficiales tomadas de los puntos de muestreo para observar los sedimentos activos: todas presentan valores de pH mayores de 7,87, hasta un máximo básico de 9,77 (figura 7.14.). Este comportamiento puede atribuirse a la posible presencia de compuestos alcalinos que lo generan. Este es un factor relevante que desfavorece el proceso de movilidad de las especies metálicas presentes en los sedimentos activos, evitando que se genere un fuerte desequilibrio en el medio. Esta condición se ve reflejada en la determinación de mercurio en las muestras líquidas que han entrado en contacto con los sedimentos activos tomados en la zona de estudio de Santa Rosa del Sur. En dichas muestras no se detectó concentración de mercurio (determinación de mercurio por espectrofotometría de absorción atómica, generador de hidruros GH-AAS, límite menor de 2 ppb, equivalente a 0,002 ppm), aun cuando los sedimentos activos presentaron valores significativos de dicho metal. Respecto a la recolección llevada a cabo en los sectores de mina Caribe y mina Walter, donde se tomaron muestras provenientes del agua de la bocamina de la planta Monyor, vertimiento del sector mina Caribe, y muestra del lavado de molienda de la planta Coopcaribona, los valores de pH medidos fueron de 2,48, 2,56 y 2,36, respectivamente; la evaluación de estos datos evidencia la presencia de especies ácidas, que se puede atribuir principalmente a los sulfuros de los metales abundantes en el material de beneficio de los sectores mencionados. El vertimiento tomado presenta un contenido de metales como zinc (5,24 ppm), hierro (1,55 ppm) y mercurio (0,007 ppm, 6,897 µg/kg). Los resultados de esta caracterización son comunes, por ser una muestra resultante de los relaves de procesamiento, donde generalmente se da la acumulación y el aumento en la concentración de compuestos, que son el remanente del beneficio del oro. Además, se debe resaltar que el principal factor por el cual se da esta condición es el valor ácido de pH, que brinda el medio adecuado para la movilidad de los metales. Los valores obtenidos de zinc y mercurio están por encima del límite establecido por la Resolución 631 de 2015 del Ministerio de Ambiente y Desarrollo Sostenible, que expone los valores máximos permisibles en vertimientos.

Las muestras líquidas tomadas en la zona mina Caribe proceden de los puntos de estudio correspondientes a la quebrada La Estrella, aguas arriba, aguas intermedias y aguas abajo de la actividad minera del sector. Los valores de pH determinados están en un rango de 8,12 a 8,62, que indican alcalinidad en el medio. Las aguas muestreadas, al estar en contacto con los sedimentos activos, pueden relacionar su pH con el contenido de elementos representativos cuantificados a partir de la caracterización por FRX de dichos sedimentos, que tienden a presentar solubilidad en el medio. Respecto a las determinaciones por FRX en los sedimentos mencionados, la concentración de especies alcalinas es considerable, como en el caso del potasio, cuyos valores se encuentran en el rango de 2,58 a 3,34%, y el calcio, de 0,20 a 0,97%. Estos dos elementos hacen parte de los carbonatos más comunes, que son sales, y al disolverse en las aguas circundantes se encargan de contrarrestar o mantener básico el medio (Aduvire, 2006). En menor proporción se encuentra el plomo, con una concentración de 39,69 a 300,95 ppm; este elemento se presenta generalmente como sulfuro en la mineralogía del sector, y esta particularidad se debe a que el mineral del cual proviene es comúnmente la galena, que tiene una capacidad de fragmentación muy alta cuando se expone a proceso de molienda, lo que aumenta su superficie de contacto; a la exposición a la que reacciona, dependiendo del medio, como en este caso las aguas son alcalinas, se puede atribuir la formación y el aporte a un carbonato de plomo (cerusita $PbCO_3$); eso explica el aumento de la concentración de plomo en los sedimentos activos, que se da después de los puntos de procesamiento (Navarro, Arnó y Camps, 2016). Respecto a la concentración de azufre, que es el indicador más común de acidez, por la relación con el contendido de sulfuros, sus valores son menores, de 0,03 a 0,66%, y se ven neutralizados por el alto porcentaje de potasio (Pinzón, Ospina y Chávez, 2009).

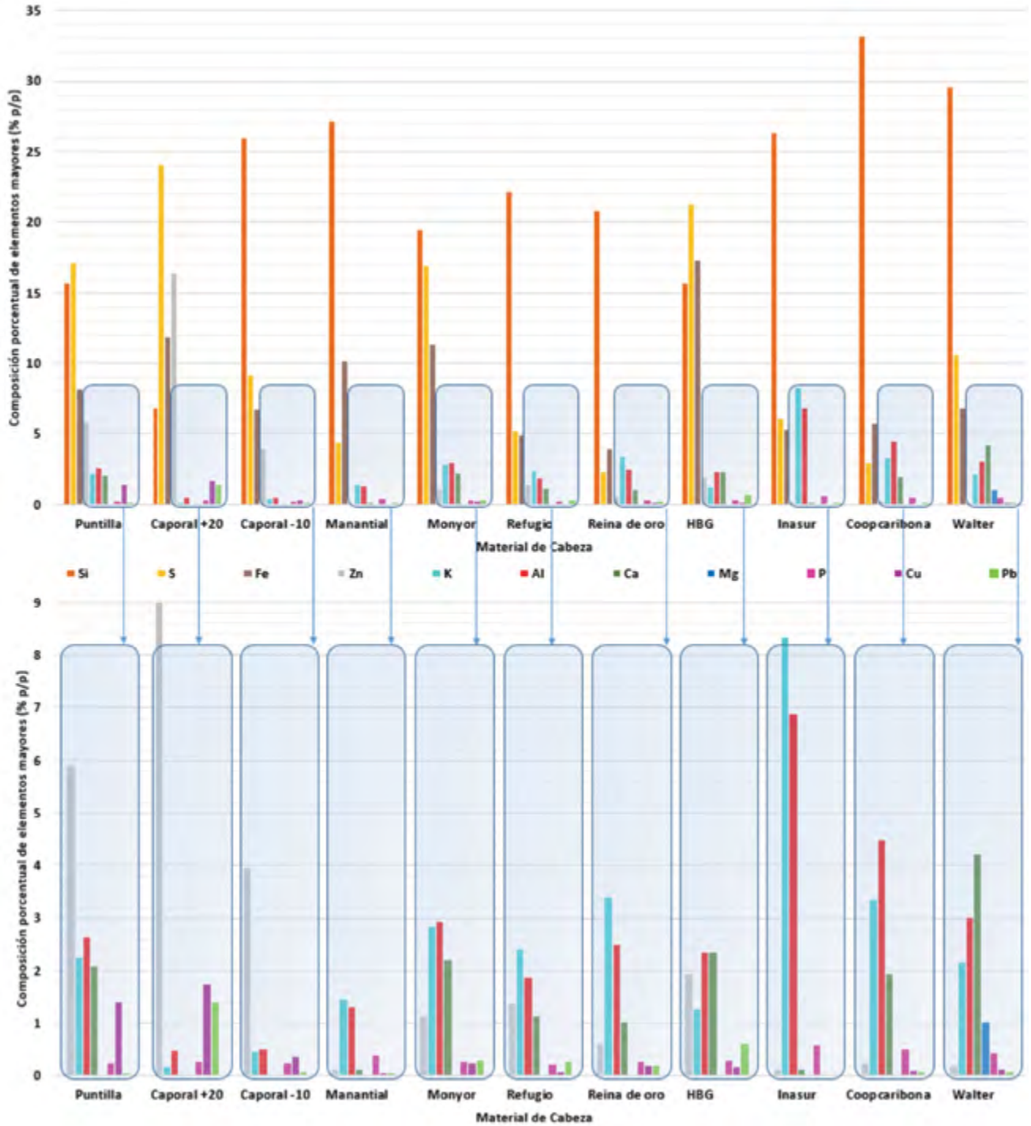
En el sector Viejito se tomó como punto de referencia, aguas arriba de la actividad minera, la quebrada La Espada, donde la muestra líquida obtenida presentó un valor de pH de 9,77, y aguas abajo de las actividades de beneficio se tomó la muestra en la quebrada San Lucas, en la cual desemboca la quebrada La Espada, y se determinó un valor de pH de 7,87. Tan alta alcalinidad en la muestra previa a los tratamientos químicos de procesamiento permite atribuir esta característica a la mineralogía del sector, algo que se puede corroborar con el análisis de FRX de los sedimentos activos en contacto con la muestra líquida mencionada; así, se encontró una concentración de 3,63% de potasio como elemento relacionado con los carbonatos, y un contenido de calcio, que también se presenta como carbonato, de 0,53%. Al ser una muestra poco influida, permite la solubilidad de las especies, por lo cual se logra el valor de pH mencionado (Aduvire, 2006). Como factor comparable se identifica que el pH en la quebrada San Lucas tiene menor tendencia básica (7,87), y para entender el fenómeno se hace una correlación con el análisis de FRX del sedimento activo en contacto con la muestra líquida mencionada y el FRX del material de cabeza de la planta El Refugio, que es el lugar de procesamiento más cercano al punto de muestreo. En los datos de FRX correspondientes al sedimento activo se identifica el contenido de potasio con un valor de 4,11%, calcio con una concentración de 0,67%, y en menor proporción el azufre, con un 0,42%, siendo la concentración de las especies alcalinas y ácidas muy similar a las del sedimento de la quebrada La Espada. Por este motivo, el cambio en el pH puede verse influido por las aguas resultantes del procesamiento metalúrgico de la planta El Refugio, donde el material de cabeza beneficiado tiene una concentración elevada de azufre: 5,26%. La caracterización mineralógica del sector exhibe el contenido de pirita, esfalerita, calcopirita, galena y pirrotina, y en menor cantidad, de potasio, con un 2,41%. Estos valores pueden indicar la alteración del pH aguas abajo del sector y la acción de neutralización del potasio y las demás especies alcalinas a los sulfuros presentes en las aguas circundantes cercanas a la actividad extractiva.

En el sector mina Walter se tomó el río Caribona como la fuente hídrica más influida por la actividad minera realizada en la zona. Los puntos seleccionados para la toma de las aguas circundantes en contacto con los sedimentos activos fueron aguas arriba y aguas abajo de las plantas Coopcaribona y Walter, donde se obtuvieron valores de pH de 8,11 previa a la actividad metalúrgica y 8,98 posterior a esta. El contendido de compuestos de carácter básico se evidencia en las mediciones, razón por la cual puede atribuirse tanto a la presencia de especies alcalinas (carbonatos) en la mineralogía del sector como a los procesos metalúrgicos desarrollados, teniendo en cuenta que las plantas mencionadas emplean en sus procesos extractivos la cianuración como metodología de lixiviación y que para aplicarla debe trabajarse en medios básicos para asegurar la estabilidad del cianuro. Como soporte de esta deducción se hace la comparación con los análisis de FRX de los sedimentos activos en contacto con las muestras de aguas superficiales tomadas, que influyen directamente en la composición de estas muestras por factores de solubilidad y movilidad; así, aguas arriba se cuantifica un porcentaje del 1,63 de potasio y de 1,21% de calcio, ambos elementos de carácter básico. Como elementos de compuestos que generan acidez está el azufre, con un porcentaje bajo, de 0,07%. Además, para la comparación se considera el zinc, con una concentración 37,17 ppm. No se presentan arsénico ni cobre, y el análisis aguas abajo encuentra potasio con 1,81%, calcio con 1,64%, y un aumento considerable

del azufre, con 4,25%, zinc con 1.800,54 ppm, arsénico con 563,29 ppm y cobre con 357,7 ppm. Estos datos ponen en evidencia el aporte de metales que se genera en el procesamiento de los minerales, debido a la característica que presenta comúnmente la fracción rica en oro del material explotado, que normalmente en el fluido hidrotermal (García y Martínez, 1992) de formación contiene sulfuros de metales; en este caso concreto se presentan esfalerita (sulfuro de zinc) y, en menores cantidades, arsenopirita (sulfuro de arsénico-hierro) y calcopirita (sulfuro de cobre-hierro).

7.4.2. ANÁLISIS ELEMENTAL DE MATERIALES DE CABEZA MEDIANTE FLUORESCENCIA DE RAYOS X

Figura 7.15. Composición de elementos mayores en el material de cabeza de las plantas visitadas en el municipio de Santa Rosa del Sur, determinada por la técnica de fluorescencia de rayos X. Fuente: autores.



Los resultados generados por este análisis permiten hacer una caracterización elemental de la composición mineralógica de los depósitos, con la que se pueden determinar las condiciones de formación mineralógica, así como establecer su clasificación. Además, posibilitan el análisis de las muestras sólidas colectadas en campo por los diferentes campos de aplicación; por ejemplo, en el campo metalúrgico dichos resultados sirven de guía para evaluar la eficiencia de las operaciones en el proceso de beneficio; en el campo químico y ambiental brindan un indicador de la movilidad de elementos, tanto de origen geogénico como antropogénico, en relaves y sedimentos activos, siendo de principal interés los relacionados con los metales pesados, elementos tóxicos y generadores de drenaje ácido.

Los resultados del análisis elemental mediante la técnica de fluorescencia de rayos X aplicado a las muestras del material de cabeza de plantas y entables del municipio de Santa Rosa del Sur se presentan en las figuras 7.15 y 7.16. Allí se muestra que la composición de elementos mayores en el material presenta algunas diferencias y similitudes debido a la manera como se formaron los diferentes depósitos minerales en los sectores visitados.

En la figura 7.15 se puede ver que en el sector de mina Caribe, donde se encuentran los entables de beneficio Puntillas, Caporal, Manantial y Monyor, el material de cabeza presenta concentraciones elevadas de azufre y silicio, que oscilan entre 4,45 y 24,11% para el azufre, y 6,87 y 27,16% para el silicio. Esto indica la presencia de materiales que provenían tanto de vetas de sulfuros masivos como de vetas cuarzosas. Lo mismo ocurre en el sector de San Pedro Frío, donde se encuentran las plantas HBG e Inasur, cuyo material de cabeza presentó contenidos de azufre de 21,33 y 6,08%, respectivamente, y contenidos de silicio de 15,73 y 26,34%, respectivamente. Por su parte, en el sector de Viejito, donde se encuentran las plantas Refugio y Reina de Oro, sobresale el silicio como elemento mayor, con una composición de 22,18 y 20,83%, respectivamente, al igual que en el sector de mina Walter, de donde hacen parte las plantas Coopcaribona y Walter, que presentaron un material de cabeza con composición de silicio de 33,17 y 29,59%, respectivamente, porque en estos últimos casos el material provenía principalmente de vetas de cuarzo.

Por otra parte, en cuanto a la composición elemental de metales pesados, entre los elementos mayores se detectó hierro, zinc, plomo y cobre, que en relación con el azufre tal y como se mencionó antes, se le pueden atribuir a sus respectivos sulfuros: pirita, esfalerita, galena y calcopirita. Aunque en el caso del hierro, podría atribuirse igualmente a la presencia de óxidos de hierro, entre otros elementos. Se observó que el material de cabeza que más contiene azufre (24,11%), zinc (16,41%), cobre (1,75%) y plomo (1,42%) fue el de El Caporal +20; ese contenido de metales hace que su material resulte atractivo para el proceso de beneficio, ya que estos elementos comúnmente se encuentran con el oro (Ilyas y Lee, 2018); además, tales concentraciones permiten considerar la mena apta para la extracción de esos metales como subproductos. Por otro lado, es importante advertir que las concentraciones elevadas de estos metales, pueden causar efectos adversos tanto para el medio ambiente como para la salud humana, a raíz de su movilidad y acumulación, bien sea en zonas de bosque o en cuencas hídricas, si se ponen en práctica procesos de extracción o beneficio inapropiados.

Haciendo énfasis en el zinc, que, además de ser un metal pesado, es un elemento anfótero, aparte de El Caporal hubo cuatro plantas o entables que presentaron un contenido relevante de este elemento: Puntillas (5,90%), HBG (1,95%), Refugio (1,39%) y Monyor (1,16%), seguidas por Reina de Oro (0,63%), Caribona (0,26%), Walter (0,20%), Inasur (0,14%) y Manantial (0,12%). En cambio, el plomo osciló entre el 0,03 y el 1,42% en los materiales de cabeza muestreados, y está relacionado con el zinc encontrado, pues estos dos elementos comúnmente mineralizan juntos como galena PbS y esfalerita ZnS (Yang et al., 2016).

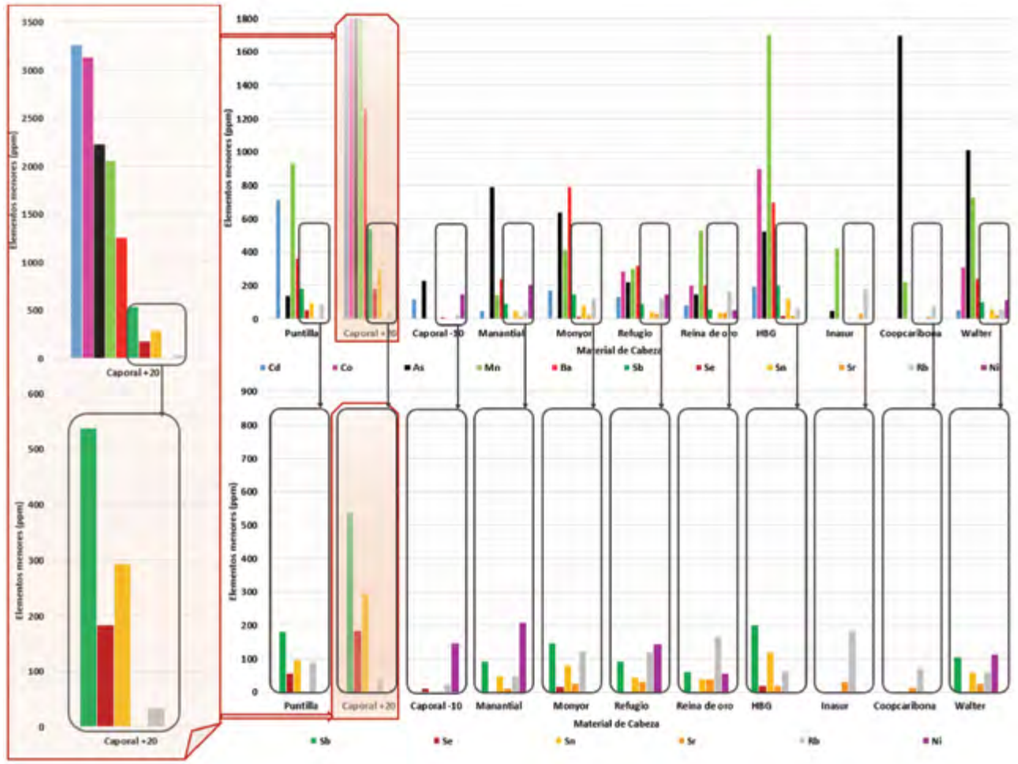
Otros elementos encontrados son metales alcalinos y alcalinotérreos, como potasio, calcio y magnesio; un metal anfótero hallado es el aluminio, que normalmente se encuentra incluido en los elementos mayores. En el municipio de Santa Rosa del Sur se evidencia una mayor composición porcentual de potasio en el entable Inasur (8,33%), debido a que las rocas de donde se extrae este material de cabeza probablemente estén relacionadas con el incremento en el contenido de feldespato potásico y sericita. Del mismo modo, la mayor cantidad de calcio fue detectada en material de cabeza de la planta Walter (4,23%), y se puede sugerir la presencia de carbonatos de calcio $CaCO_3$, como calcita, que indicaría que hubo procesos de alteración hidrotermal durante el proceso de mineralización; sin embargo, en el material de cabeza de El Caporal no se detectó calcio. Por último, el magnesio fue detectado únicamente en Walter (1,04%), en el sector de mina Walter, y posiblemente es aportado por minerales ferromagnesianos de las rocas hospedantes, cuya altera-

ción genera arcillas cloríticas ricas en magnesio. En contraste, el material de cabeza que menor contenido de estos elementos alcalinos y alcalinotérreos presentó fue El Caporal +20, y era de esperarse, porque tiene un mayor contenido de sulfuros metálicos. Es importante destacar que el potasio es un metal alcalino más blando y reactivo que los metales alcalinotérreos calcio y magnesio, por lo que el contenido de potasio debe conducir más decididamente a la alcalinidad de las aguas y suelos o a la neutralización, en caso de que se presenten medios de contacto ácidos.

En cuanto al aluminio, se logró detectar entre 0,50 y 6,89 %, y puede atribuirse a los feldespatos característicos de la roca hospedante y a la presencia de minerales arcillosos derivados de su alteración, como micas ricas en potasio o caolinitas ricas en aluminio, mientras que se logró detectar entre 0,22 y 0,59 % de fósforo, que es un elemento no metálico, lo cual indica el origen magmático de las rocas.

A continuación, se presenta el contenido de elementos menores presentes en el material de cabeza y determinados por la técnica de fluorescencia de rayos X (figura 7.16.).

Figura 7.16. Contenido de elementos traza en el material de cabeza de las plantas visitadas en el municipio de Santa Rosa del Sur, determinado mediante la técnica de fluorescencia de rayos X. Fuente: autores.



En cuanto a los elementos menores, o traza, contenidos en partes por millón (ppm) en el material de cabeza de las plantas de beneficio del municipio de Santa Rosa del Sur, se encontraron algunos de los metales pesados que pueden generar drenajes ácidos (Shahba, 2017). Se pudo observar que, en general, el manganeso y el bario, que comúnmente se encuentran en la roca hospedante y asociados entre ellos (Ye & Wu, 2018), estaban presentes en todos los materiales de cabeza de proceso de los entables y plantas de beneficio, exceptuando el material de El Caporal –10, que no presentó ninguno, y los materiales de Inasur y Coopcaribona, en los que tampoco se encontró bario, aunque sí manganeso. Por otra parte, Railsback (2012), en su tabla periódica de los elementos y sus iones para ciencias de la tierra sugiere que el manganeso presente como elemento traza puede estar estrechamente relacionado con la presencia de hierro (Fe^{3+}), debido a que tanto el Mn^{3+}, el Mn^{4+}, como el Fe^{3+}, son iones ferromangánicos contenidos en la roca hospedante, especialmente en las minas seleccionadas de Santa Rosa del Sur, donde se aprecian contenidos de manganeso de entre 141,08 y 2.056,99 ppm.

El contenido de bario encontrado está relacionado con los procesos hidrotermales tardíos, que favorecen la movilización de iones bario, así como sucede con los iones de calcio, y que además permiten su precipitación como carbonatos (Aliyari, Rastad, Goldfarb y Sharif, 2014). Sin embargo, en los materiales de cabeza de El Caporal no se detectó calcio (figura 7.15.), y hubo una detección mínima en Inasur, lo que concuerda con el contenido de bario. En cambio, en Coopcaribona se detectó un alto contenido de calcio, mas no se encontró bario.

El cadmio se encontró en material de cabeza de El Caporal +20 (3.263,20 ppm), Puntillas (711,01 ppm), HBG (196,50 ppm), Monyor (170,84 ppm), Refugio (130,15 ppm), El Caporal –10 (116,57 ppm), Reina de Oro (81,72 ppm), Walter (55,66 ppm) y Manantial (49,52 ppm), mientras que en el material de Inasur y Coopcaribona no se detectó. Este elemento comúnmente se localiza asociado al zinc como esfalerita (Zhu et al., 2018), y en el material de El Caporal +20 y Puntillas se evidencian los mayores contenidos de ambos elementos, mientras que en Walter, Manantial, Inasur y Coopcaribona el contenido de zinc, como parte de los elementos mayores, fue mínimo. Por consiguiente, se relaciona el bajo contenido o la ausencia de cadmio en estos materiales de cabeza.

El arsénico, que se destaca en todos los materiales de cabeza muestreados, puede ser atribuido a la presencia del mineral arsenopirita (FeAsS), con contenidos elevados, principalmente en el material de cabeza de El Caporal +20 (2.230,12 ppm) y Coopcaribona (1.695,80 ppm), seguidos por el material de Walter (1.012,74 ppm), Manantial (791,04 ppm), Monyor (639,88 ppm), HBG (527,68 ppm), y en los entables restantes por debajo de las 230 ppm (figura 7.16.). El antimonio se encuentra por debajo de las 200 ppm, excepto en El Caporal +20, que contiene 538,06 ppm.

El selenio oscila entre las 16,17 y 183,15 ppm; el estaño, entre 39,14 y 293,58 ppm. Los contenidos más elevados de estos dos elementos se hallaron en el material de cabeza de El Caporal +20, mientras que el estroncio osciló entre 12,30 y 38,29 ppm, y no se detectó en el material de El Caporal ni de Puntillas.

Por último está presente el níquel como elemento traza por conocimientos de depósitos de Ni-Cu, que demuestran la estrecha relación de estos dos elementos con la cristalización del níquel en cantidades menores (Railsback, 2012), además de su relación con el cobalto (Botelho, Dreisingerm y Espinosa, 2019).

7.4.3. CARACTERIZACIÓN DE SEDIMENTOS ACTIVOS

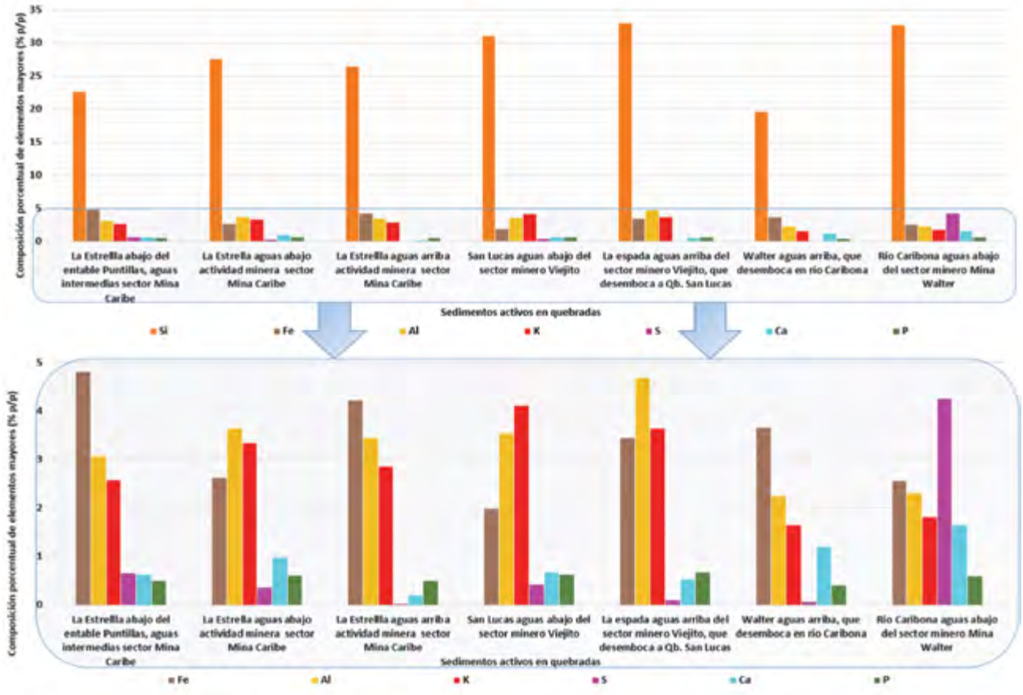
7.4.3.1. ANÁLISIS DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X EN SEDIMENTOS ACTIVOS

De acuerdo con los resultados encontrados en los sedimentos activos de las quebradas muestreadas en el municipio de Santa Rosa del Sur (figura 7.17.), hay principalmente contenidos de silicio, hierro y aluminio como elementos mayores, que se pueden relacionar con la presencia de silicatos y aluminosilicatos. Ellos representan el grupo de minerales de mayor abundancia, pues constituyen el 95 % de la corteza terrestre, y normalmente hacen parte de los sedimentos activos, así como minerales contenedores de hierro, que en este caso son propios de la región.

Otros elementos mayores detectados en sedimentos activos son el potasio, como metal alcalino, y el calcio como metal alcalinotérreo, metales de origen geogénico que presentan movilidad a través del caudal hídrico y por remoción de minas y plantas. Estos elementos pueden ayudar a controlar el pH de los afluentes muestreados, pues evitarían un incremento de la acidez del medio. Además, se logró detectar fósforo en cantidades que fluctúan entre 0,68 y 0,63 %, identificado como elemento de origen geogénico, dado que también se detectó con valores porcentuales similares, tanto en material de cabeza como en sedimentos activos aguas arriba de la actividad minera en los tres sectores visitados.

Por otra parte, se detectaron concentraciones relevantes de azufre en sedimentos activos aguas abajo y en aguas intermedias de las quebradas relacionadas con los sectores mineros visitados, mientras que el azufre detectado en los sedimentos activos muestreados aguas arriba de las quebradas Walter, La Estrella y La

Figura 7.17. Composición de elementos mayores en sedimentos activos de las quebradas visitadas en el municipio de Santa Rosa del Sur, determinada mediante la técnica de fluorescencia de rayos X. Fuente: autores.



Espada, antes de la actividad minera, indican una mínima proporción de este elemento, en comparación con los sedimentos activos en aguas intermedias de la quebrada La Estrella o aguas abajo de la misma, así como de la quebradas San Lucas y el río Caribona, después de la actividad minera, donde se aprecia una mayor proporción de azufre, que evidencia la movilidad de dicho elemento causada por los procesos de beneficio de oro en la minería de Santa Rosa del Sur.

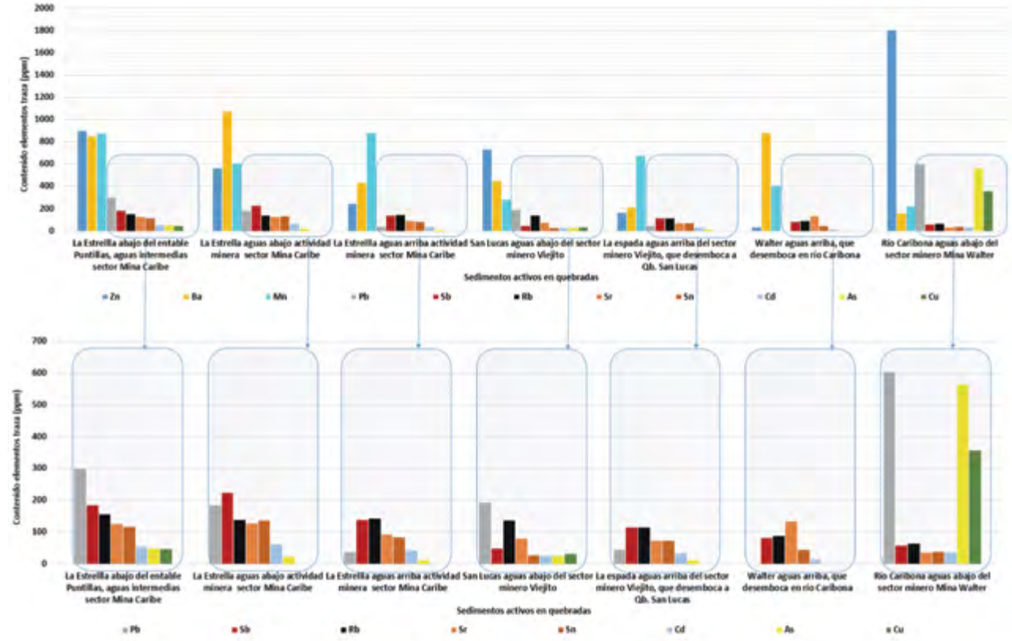
De acuerdo con estos resultados (véanse las figuras 7.15 y 7.17.), se pudo determinar que la movilidad del azufre se presenta principalmente en el sector de mina Walter, donde se evidencia una concentración del elemento de 4,25% aguas abajo en el río Caribona. Este resultado puede ser atribuido al trabajo de minería realizado en esos sectores y, por ende, se puede considerar de origen antropogénico; como tal, puede ser la causa de drenajes ácidos que podrían desequilibrar los ecosistemas.

En cuanto al contenido de los elementos menores presentes en los sedimentos activos de las quebradas muestreadas en el municipio de Santa Rosa del Sur, ver figura 7.18, Se encontraron en mayor abundancia metales pesados, como zinc, bario, manganeso, plomo, arsénico y cobre; los demás elementos menores (antimonio, rubidio, estroncio, estaño y cadmio) se encuentran en menor abundancia.

De acuerdo con lo anterior, y observando la figura 7.18, este estudio reveló que el zinc, plomo, arsénico y cobre están presentes principalmente en los sedimentos activos del río Caribona y de las quebradas La Estrella y San Lucas, aguas abajo de los sectores mina Walter, mina Caribe y Viejito, respectivamente, lo que pone en evidencia la movilidad de dichos metales a través de los procesos realizados en entables o plantas de los sectores relacionados, principalmente en el sector de mina Walter, asociado al río Caribona.

Por otro lado, los elementos bario y manganeso se encuentran tanto en sedimentos activos aguas arriba como aguas abajo de los afluentes muestreados, lo que revela un comportamiento natural de los sectores respecto a estos elementos.

Figura 7.18. Contenido de elementos traza en sedimentos activos de quebradas visitadas en el municipio de Santa Rosa del Sur, determinado por la técnica de fluorescencia de rayos X. Fuente: autores.



Por último, los elementos antimonio, rubidio, estroncio, estaño y cadmio se encuentran presentes similares tanto en sedimentos aguas arriba como aguas abajo de los afluentes muestreados en este estudio, lo que pone de presente una movilidad de origen natural o geogénico.

7.4.3.2. DETERMINACIÓN DE MERCURIO EN SEDIMENTOS ACTIVOS MEDIANTE ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA

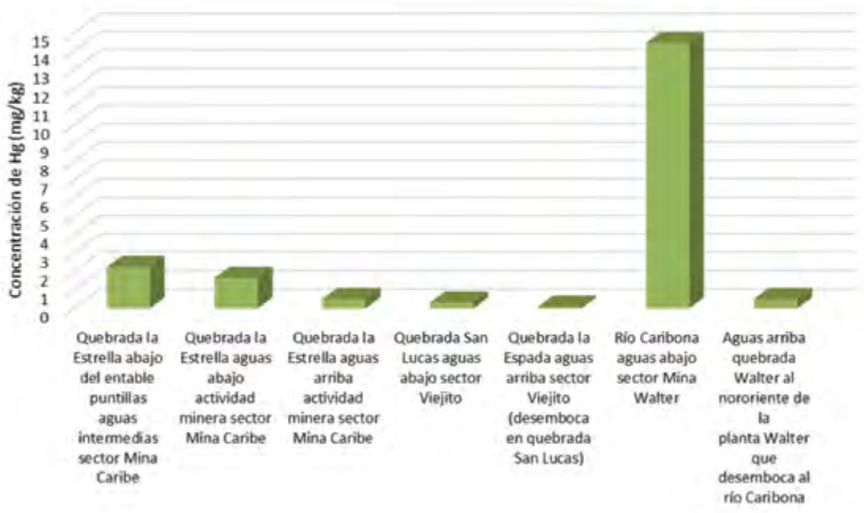
Los sedimentos activos muestreados y los resultados de la cuantificación de mercurio por medio de espectrofotometría de absorción atómica con generación de hidruros se presentan en la figura 7.19.

Se encontraron valores notables de este analito en la muestra tomada aguas abajo del entable Puntillas, intermedia entre las plantas del sector mina Caribe. La concentración obtenida (2,26 mg/kg) indica que existe un aporte de mercurio del proceso de beneficio de la planta Puntillas, que hace uso de este metal para recuperar oro. Aguas abajo de la actividad minera del sector mina Caribe, los sedimentos de la quebrada La Estrella presentan una concentración de Hg de 1,66 ppm, por lo que se asume que este elemento tiene origen antropogénico. Aguas arriba de esta misma quebrada, los niveles de mercurio son iguales a 0,52 mg/kg, un nivel mucho más bajo que el que se presenta luego de Puntillas y de las demás plantas del sector estudiado.

El punto muestreado en la quebrada La Espada, ubicado antes de las plantas del sector Viejito, presenta niveles bajos de mercurio: 0,096 mg/kg. Esta quebrada desemboca en la quebrada San Lucas, en la que se cuantificó una concentración de mercurio superior (0,3220 mg/kg) aguas abajo de la actividad minera del sector, de manera que, en efecto, existe sedimentación de mercurio que llega a las fuentes de agua superficiales.

Por su parte, y como se observa en la figura 7.19, la muestra de sedimentos del río Caribona, tomada aguas abajo del sector mina Walter, presenta los niveles más altos de mercurio, equivalentes a 14,45 ppm, por lo que se infiere que el proceso de beneficio de oro emplea mercurio y este se ha movilizado alrededor de la zona.

Figura 7.19. Concentración de mercurio en sedimentos activos. Fuente: autores.



Dado que en Colombia no existe reglamentación sobre los niveles máximos permisibles de metales pesados en sedimentos activos ni en el suelo, en general, los resultados obtenidos se compararon con la legislación canadiense (Gaudet, Lingard, Cureton, Keenleyside, Smith y Raju, 1995), que establece que un sedimento activo es de calidad apropiada cuando la concentración de mercurio es de 0,17 mg/kg.

Según referencia bibliográfica sobre elementos traza en el suelo (Kabata Pendias, 2001), una concentración de mercurio entre 1 y 3 mg/L es tóxico para la flora y la fauna, debido a que altera las funciones metabólicas de las plantas. Los sedimentos activos muestreados no superan esos límites, por lo que pueden no ser tóxicos para las especies vivas del medio.

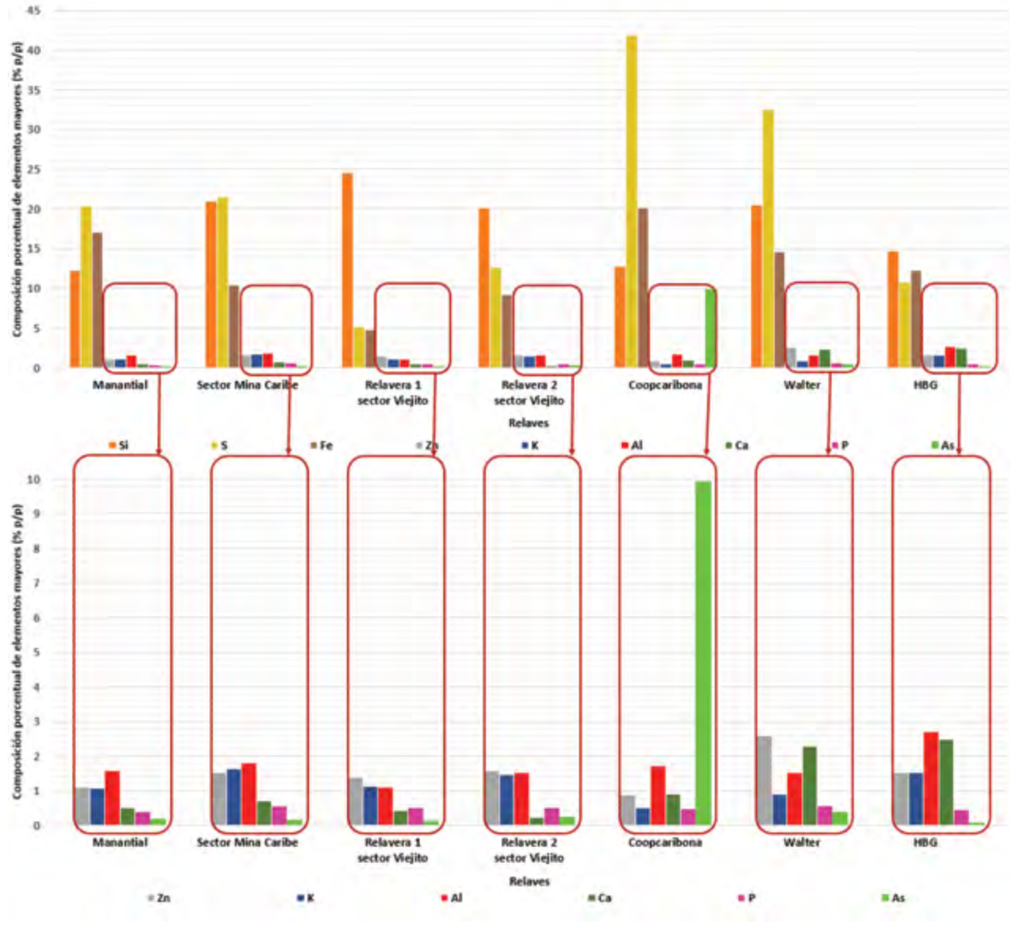
MacDonald, Ingersoll y Berger (2000) presentan valores de referencia del nivel de efecto umbral del mercurio, TEC (sigla en inglés de ***threshold effect concentration***), que se define como la concentración que no debería tener efectos dañinos en los microorganismos que viven en contacto con el sedimento, en diferentes metales de interés ambiental. En el caso del mercurio, se recomienda una concentración no mayor de 0,18 mg/kg, nivel en que no es tóxico. Dada esta recomendación, se puede decir que es probable que los organismos presentes en los puntos muestreados en las quebradas La Estrella, San Lucas, Walter y río Caribona estén siendo afectados por las concentraciones de mercurio determinadas en el laboratorio.

7.4.4. CARACTERIZACIÓN DE RELAVES

7.4.4.1. ANÁLISIS DE RELAVES MEDIANTE FLUORESCENCIA DE RAYOS X

De acuerdo con los resultados de fluorescencia de rayos X ilustrados en la figura 7.20, los relaves muestreados en el municipio de Santa Rosa del Sur presentan entre los elementos mayores una acumulación de silicio que oscila entre el 12,23 y el 24,52%, y de azufre que fluctúa entre 5,19 y 41,95%, debido a que los materiales de cabeza procesados en el sector de Viejito y mina Walter provenían de vetas de cuarzo con alto contenido de sulfuros, mientras que en los sectores de San Pedro Frío y mina Caribe provenían principalmente de vetas de sulfuro masivo con incrustaciones de cuarzo. Con respecto al azufre, se logró determinar que en los relaves de Coopcaribona este elemento se ha acumulado en cantidades abrumadoras, pues de un 2,93% contenido en material de cabeza, en los relaves ha ascendido hasta 41,95%.

Figura 7.20. Composición de elementos mayores en los relaves visitados en el municipio de Santa Rosa del Sur, determinada mediante la técnica de fluorescencia de rayos X. Fuente: autores.



Por otra parte, se encontraron elementos como hierro, zinc, aluminio y arsénico. En Coopcaribona, el contenido de este último llegó a 9,92%, mientras que en los demás entables osciló entre 0,06 y 0,39%. También se evidenció la acumulación de arsénico en los relaves de dicha planta, puesto que el material de cabeza contiene 1.695,80 ppm, o lo que en porcentaje másico equivale al 0,17%. Lo mismo ocurre con el hierro, que se incrementa en un 14,29% tras observar la diferencia entre material de cabeza y relave en esa misma planta. Aunque en los demás relaves muestreados se observa un incremento de hierro y azufre, con excepción de los relaves de HBG, en los relaves de Coopcaribona se presentan los contenidos más altos de dichos elementos.

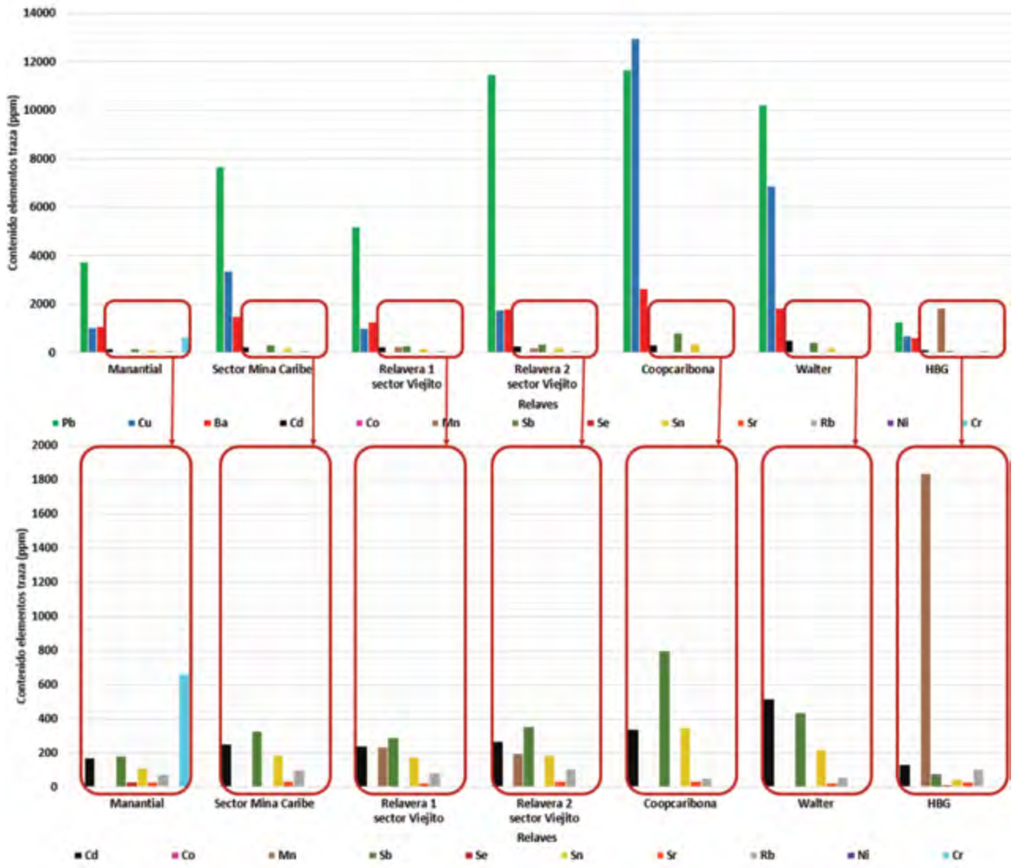
En el ámbito ambiental, estos resultados son muy importantes, porque la acumulación de azufre en los relaves conduce a la aparición de drenajes ácidos, como consecuencia de la oxidación de sulfuros finos en condiciones de exposición al agua o aire, y catalizada por microorganismos, pues los drenajes ácidos asociados a la minería se caracterizan por contener hidrógeno, iones metálicos y sulfatos (Çelebi et al., 2018), además del contenido de arsénico.

Por otra parte, el contenido de potasio se atribuye a minerales arcillosos y micas provenientes del material de cabeza. Este elemento, por ser alcalino, puede contribuir a controlar la acidez del medio de contacto, junto con elementos alcalinotérreos detectados, como calcio y magnesio, pertenecientes a calcitas o carbonatos de calcio y magnesio, entre otros minerales.

Respecto a estos elementos, en general no se aprecia un incremento significativo que determine una acumulación considerable en los relaves muestreados. Es posible que estos elementos, por su naturaleza y baja electronegatividad, presenten movilidad a través del suelo como iones K^+, Mg^{2+} y Ca^{2+} en agua como medio de transporte.

Por otro lado, el aluminio, también presente, proviene de minerales arcillosos del material de cabeza, mientras que el fósforo hace parte de las apatitas que se han acumulado en los relaves estudiados.

Figura 7.21. Contenido de elementos traza en los relaves visitados en el municipio de Santa Rosa del Sur, determinado mediante la técnica de fluorescencia de rayos X. Fuente: autores.



En cuanto a los elementos menores de los relaves visitados en el municipio de Santa Rosa del Sur (figura 7.21.), se observó principalmente la acumulación de plomo, proveniente del material de cabeza, como se describió antes. En este caso se aprecian contenidos de plomo que varían desde 1.255,16 ppm, en HBG, hasta 10.222,64 ppm, en Walter, y 11.692,92 ppm en Coopcaribona. De acuerdo con estos resultados, y comparando la cantidad de plomo con la de zinc, se observa que hay un mayor contenido en relaves que en material de cabeza, con excepción del sector mina Caribe, donde hay varios entables que vierten sus desechos en la zona de relaves; sin embargo, hay expectativa de acumulación, pero comparado solo con el material de cabeza de El Caporal.

Otro de los elementos menores presentes en los relaves, y más representativos en este estudio, es el cobre, que hace parte del material de cabeza. Con este elemento ocurre algo similar que con el plomo, pues se evidencia que el cobre se está acumulando en estos relaves con contenidos que oscilan entre 691,56 ppm, en HBG, 6.856,29 ppm, en Walter, y 12.971,00 ppm en Coopcaribona, pero disminuye en los relaves del sector mina Caribe.

Con respecto al bario y al manganeso, en los relaves se observaron cantidades del primero que oscilaban entre 634,43 y 2.644,48 ppm, y entre 199,90 y 1.834,98 ppm las de manganeso. También se detectó cadmio en un rango de 171,11 a 516,61 ppm, asociado a la presencia de esfalerita ZnS en el material de cabeza, y también reportado como elemento mayor en relaves (figuras 7.15 y 7.20, respectivamente).

Por otra parte, aunque el cobalto se detectó en material de cabeza de las plantas visitadas en Santa Rosa del Sur (figura 7.15), no se evidenció su presencia en los respectivos relaves, mientras que el antimonio, encontrado en material de cabeza, también se halló en relaves, en contenidos más elevados, principalmente en Coopcaribona y Walter; en cambio, en el sector mina Caribe los resultados evidencian menor cantidad de este elemento respecto al material de cabeza trabajado en dicho sector. Selenio y cromo únicamente se detectaron en los relaves del entable Manantial, y posiblemente están relacionados con material de cabeza antiguo procesado que podría haber contenido dichos elementos, ya que en el material de cabeza actual no hubo evidencia de ellos.

El estaño se encuentra en todos los relaves muestreados; sin embargo, en Coopcaribona se evidencia una mayor acumulación.

Por último, con la técnica de FRX se logró determinar la presencia de estroncio y rubidio en cantidades por debajo de 107 ppm, ya que estos elementos normalmente hacen parte de los suelos.

7.4.4.2. DETERMINACIÓN DE METALES POR ESPECTROFOTOMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA EN RELAVES

En las figuras 7.22 a 7.24 se presenta la determinación de metales pesados en el material de residuo del proceso de beneficio de las plantas Manantial, sector mina Caribe, Sector Viejito, Coopcaribona, Mina Walter y HBG.

Figura 7.22. Resultados de contenido de metales pesados en relaves. Fuente: autores.

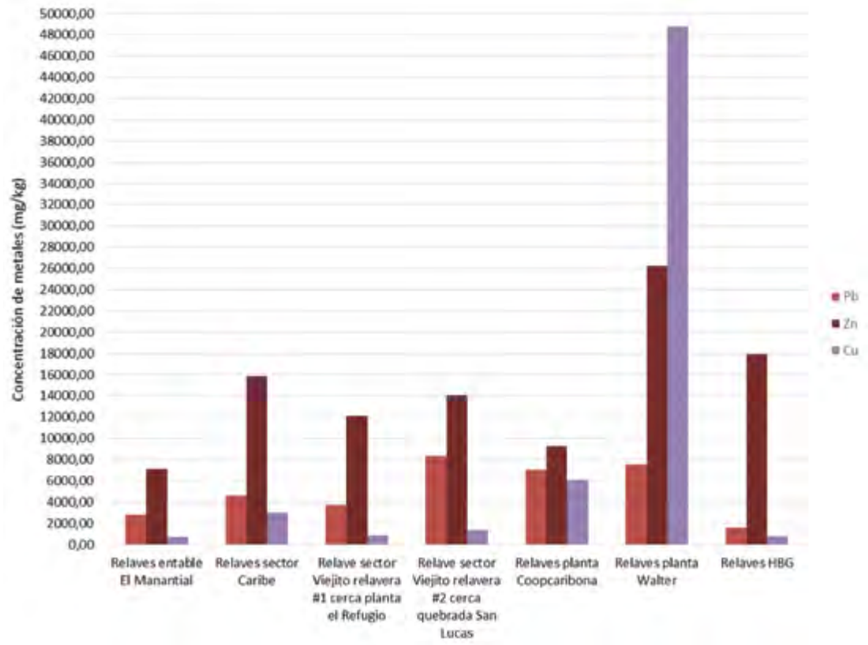
DESCRIPCIÓN	Pb (mg/kg)	Cr (mg/Kg)	Cu (mg/Kg)	Cd (mg/kg)	Zn (mg/Kg)	Hg (mg/kg)	Ag (mg/kg)
Relaves entable Manantial	2802,49	35,374	706,87	85,506	7104,40	108,30	45,991
Relaves sector Caribe	4614,31	20,741	2996,01	125,80	15881,52	54,457	28,342
Relave sector Viejito #1 cerca planta el Refugio	3729,02	11,388	865,04	113,87	12122,20	12,475	10,920
Relave sector Viejito #2 cerca quebrada San Lucas	8303,66	10,494	1376,57	127,70	14088,35	24,798	18,329
Relaves planta Coopcaribona	7010,32	D.L.C	6112,85	88,965	9257,31	66,331	20,007
Relaves planta Walter	7532,22	0,814	48797,49	308,64	26269,91	37,923	16,550
Relaves HBG	1614,65	45,929	819,33	127,05	17958,65	10,707	10,932

D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación.

La determinación de metales objeto del estudio ambiental por espectrofotometría de absorción atómica permitió establecer las concentraciones de los mismos y relacionarlos con las consecuencias asociadas a ellos. El análisis de los resultados se realizó con base en los minerales presentes en los relaves, según la petrografía. En la figura 7.23 se presentan las concentraciones de zinc, cobre y plomo, elementos que se encuentran en mayor proporción.

El plomo se encuentra en concentraciones que, según la Agencia de Protección Ambiental de Estados Unidos (Usepa, 1996), pueden ser consideradas tóxicas, dado que en todos los casos se superan los 100 mg/kg. De igual forma, según Kabata Pendias (2001), al exceder las 300 partes por millón es probable que exista inhibición del proceso de fotosíntesis y del crecimiento de las plantas que se desarrollen en este suelo. De acuerdo con los resultados de la caracterización mineralógica presentada en el capítulo geológico, existe una proporción significativa de galena, un mineral de plomo y azufre al que se encuentra asociado el oro. Debido a la explotación de este último, se expone al ambiente galena, en la cual se cuantificaron elevadacon-

Figura 7.23. Resultados de determinación de plomo, cobre y zinc en relaves. Fuente: autores.



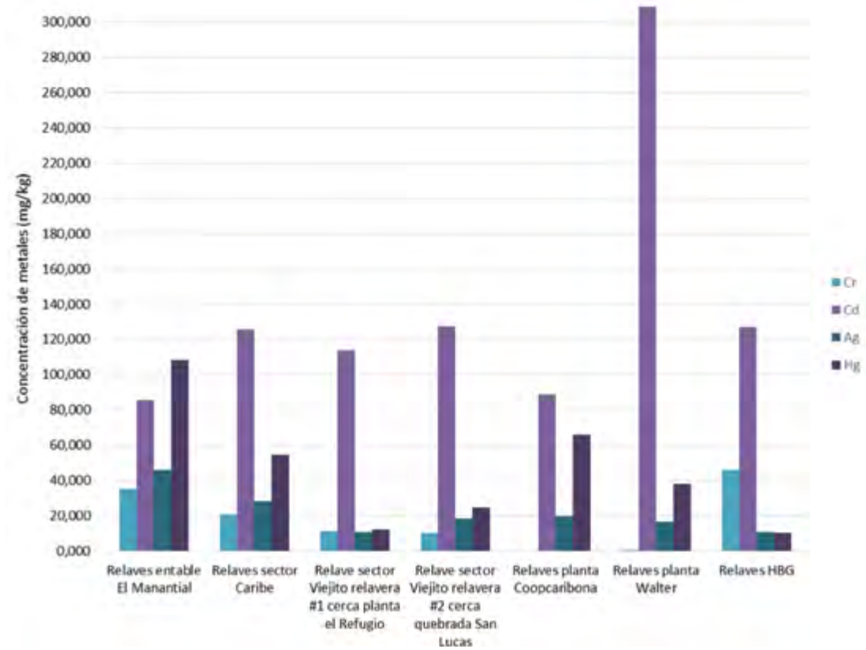
centraciones de plomo, que van desde las 1.614,65 ppm, en la muestra tomada del relave HGB, hasta 8.303,66 ppm en la muestra tomada en el sector Viejito, relavera #2.

En la caracterización de relaves se considera importante analizar el Zn, debido a que es un metal pesado que al presentarse en altas concentraciones tiene efectos negativos en el ambiente. Según los resultados presentados en la figura 7.23, el Zn se halla en concentraciones muy altas, y es el segundo metal predominante en la zona, debido a minerales que contienen el elemento, como es el caso de la esfalerita. Dada la exposición de los relaves visitados a distintos fenómenos ambientales, es factible la biodisponibilidad de los metales analizados y, por ende, pueden ser altamente tóxicos para especies de flora, en las que podrían alterar la permeabilidad de la membrana celular e inhibir el proceso de fotosíntesis. Según la Environmental Protection Agency (1996), concentraciones superiores a 500 mg/kg son tóxicas en suelos.

El cobre cuantificado procede de minerales como la calcopirita. En la muestra del relave de la planta Walter se registró la mayor concentración de cobre, igual a 48.797,49 mg/kg, y en el relave del sector mina Caribe se cuantificaron 2.996,01 mg/kg de este analito. En estas plantas se infiere una concentración mayor de minerales de cobre. En orden descendente, se cuantificó el cromo en Coopcaribona, sector mina Caribe, sector Viejito 2, sector Viejito 1, relave HBG del sector San Pedro Frío, y entable Manantial, lo cual coincide con la presencia de minerales de cobre en esas zonas. Teniendo presente que, en todos los casos, se superan las 100 ppm, se podría considerar un alto riesgo ambiental para la flora, dado que estos niveles pueden causar inhibición de síntesis de clorofila en especies de plantas, y en el caso de la fauna y los microorganismos existe riesgo de intoxicación e inhibición de las funciones normales. Sin embargo, y al igual que con todos los metales pesados estudiados, es necesario analizar la biodisponibilidad de los mismos basándose en la forma química y física en que se encuentran y en la capacidad de los organismos para absorberlos (Galán, 2008).

Por su parte, el cromo se encontró en concentraciones de 45 ppm en la muestra de HBG 35 ppm en el relave de Manantial. Según la literatura, concentraciones superiores a las 30 ppm, representan un nivel de toxicidad alto para el desarrollo de la flora debido a que este elemento puede interrumpir la actividad del suelo, pues inhibe a microorganismos presentes en él; además, puede acumularse en plantas y animales y limita el crecimiento de algunas especies de plantas, lo que significa la disminución de la diversidad de flora. De acuerdo con los reportes de FRX, el cromo estuvo por debajo del límite de cuantificación, y por espectrofotometría de absorción atómica se encontraron concentraciones bajas en las muestras de los demás relaves estudiados.

Figura 7.24. Resultados de determinación de mercurio, plata, cadmio y cromo en relaves. Fuente: autores.



El cadmio cuantificado se debe a la presencia del mismo en las rocas madre en la que se formó el suelo, en las cuáles, según el estudio petrográfico de la zona, hay contenidos apreciables de esfalerita ZnS, un mineral de zinc al que se asocia el cadmio debido a su afinidad química. Teniendo en cuenta los niveles altos de Zn, se puede correlacionar su presencia con la del cadmio. Asimismo, en el ambiente, el cadmio tiene efectos altamente tóxicos que inhiben los procesos metabólicos de los organismos vivos. En todas las muestras de relaves, la concentración de cadmio excede las 30 ppm, por lo que representan un riesgo potencial para la salud y el ambiente.

Con respecto al Hg, en la muestra del relave de HBG y de Manantial se cuantificaron entre 10,71 y 108,30 ppm, como valores máximo y mínimo. Aunque el Hg se encuentra en menor proporción que metales como el Zn, el Pb, Cd, y Cu, su concentración es altamente tóxica. Según la literatura, este metal no debe superar los 3 mg/kg en suelos (Acosta, 2007); de lo contrario representa un riesgo para el desarrollo normal de las funciones biológicas de plantas y animales que entren en contacto con él.

7.4.4.3. PROCEDIMIENTO DE LIXIVIACIÓN CARACTERÍSTICA DE TOXICIDAD (TCLP)

La prueba TCLP se realizó en siete muestras, correspondientes a relaves de las plantas Manantial, sector mina Caribe, sector Refugio, Coopcaribona, Walter y HBG. En la figura 78.25 se presenta la descripción de las muestras tomadas y los resultados de la determinación de plata (Ag), plomo (Pb), cadmio (Cd), cromo (Cr) y mercurio (Hg), metales pesados de interés ambiental que se encuentran en la lista de contaminantes tóxicos según el Decreto 4741 de 2005.

La presencia de plata, plomo, cadmio, cromo, mercurio, arsénico y otros metales pesados puede significar un riesgo tóxico para el ambiente y los seres humanos, dada su capacidad de producir efectos biológicos adversos, puesto que pueden bioacumularse y biomagnificarse en los seres vivos.

Los valores de los metales obtenidos mediante la prueba TCLP (figura 7.26.) permiten conocer la liberación de estos en el ambiente cuando entran en contacto con fases líquidas. Estos resultados se comparan con

Figura 7.25. Concentraciones de elementos con potencial peligroso, prueba TCLP. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	mg/L				µg/L
	Pb	Ag	Cd	Cr	Hg
Relaves entable Manantial	15,0125	D.L.C	0,4621	D.L.C	2,4443
Relaves sector Mina Caribe	45,8674	D.L.C	0,7187	D.L.C	D.L.C
Relave sector Viejito #1 cerca planta el Refugio	41,7286	D.L.C	0,4157	D.L.C	D.L.C
Relave sector Viejito #2 cerca quebrada San Lucas	91,5879	D.L.C	0,4318	D.L.C	D.L.C
Relaves planta Coopcaribona	23,7865	D.L.C	D.L.C	D.L.C	D.L.C
Relaves planta Walter	79,0918	D.L.C	D.L.C	D.L.C	D.L.C
Relaves HBG	D.L.C	D.L.C	D.L.C	D.L.C	D.L.C

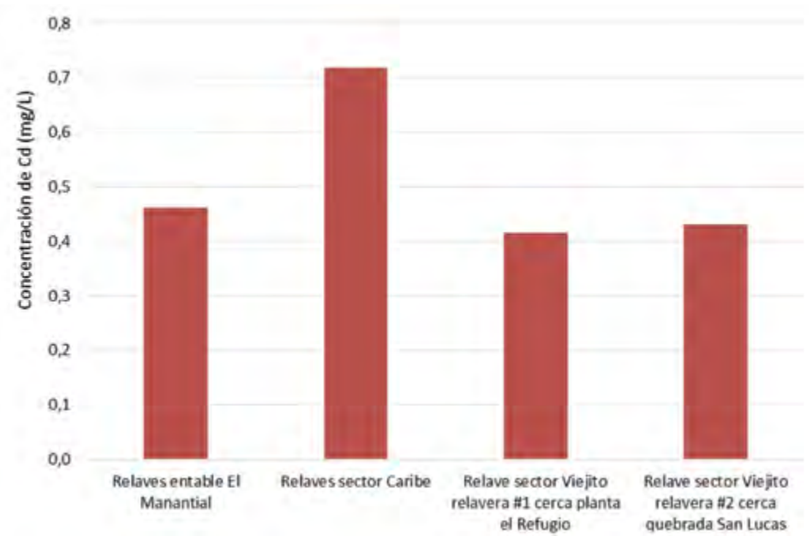
D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación.

los límites establecidos en el Decreto 4741 de 2005, “Por el cual se reglamenta parcialmente la prevención y manejo de los residuos o desechos peligrosos generados en el marco de la gestión integral” y se establecen las concentraciones máximas permisibles en la prueba para clasificar el residuo como peligroso o no peligroso (MinAmbiente, 2005).

De acuerdo con los resultados presentados, en ninguna de las muestras tomadas en campo existe una concentración detectable mediante la técnica de espectrofotometría de absorción atómica de plata ni de cromo. Esto se debe a la baja concentración de estos metales, como se presentó en la caracterización de relaves (figura 7.23.), por lo que su lixiviación no es cuantificable por medio de la técnica empleada. De igual forma, en el relave de HBG no se cuantificó ninguno de los metales estudiados, por lo que puede considerarse no tóxico.

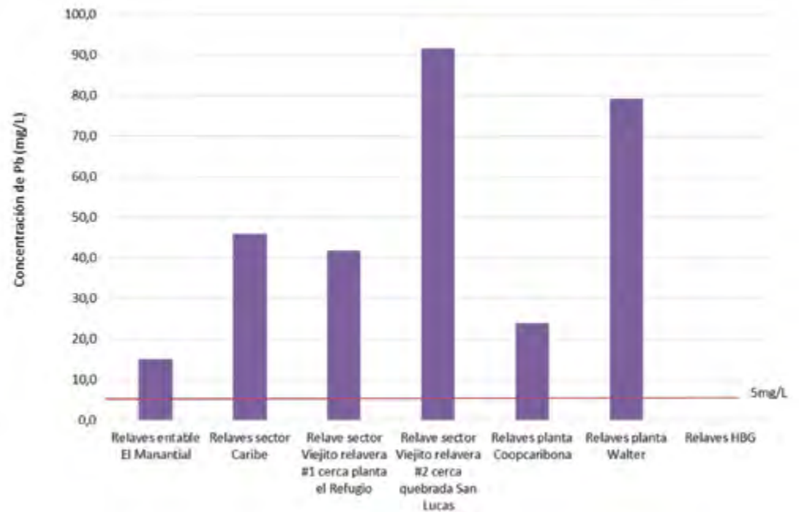
En las figuras 7.26 y 7.27 se presentan las concentraciones en el lixiviado de cadmio y de plomo, que fueron los analitos detectados por el equipo de espectrofotometría de absorción atómica. Los resultados se compararon con los límites establecidos por la norma colombiana y se determinó que en todos los casos existe toxicidad asociada a la lixiviación de plomo, pues se exceden los 5 mg/L. En la muestra del relave del sector Viejito 2 se tienen 91,59 partes por millón de plomo, que supera el valor permisible en un 1.820%, y algo similar ocurre en el relave de la planta Walter, donde se cuantificaron 79,09 partes por millón del metal mencionado. La alta lixiviación de plomo se asocia con la galena, que sufre procesos de fragmentación durante el procesamiento del material de cabeza y, al aumentar el área superficial de la misma, puede reaccionar y formar cerusita ($PbCaCO_3$), que es más reactiva, por lo cual se lixivia.

Figura 7.26. Resultados de determinación de Cd en el lixiviado. Fuente: autores.



Aunque se detectó la presencia de cadmio en el lixiviado de Manantial, sector mina Caribe, y sector Viejito, no supera el valor establecido por la norma.

Figura 7.27. Resultados de determinación de Pb en el lixiviado. Fuente: autores.



Es posible que la presencia de los metales analizados en el relave no implique una lixiviación de los mismos, puesto que pueden quedar inmovilizados en las pilas de desechos. Las razones para ello se basan en las características físico-químicas del suelo, como el pH y la mineralización, puesto que los metales analizados se pueden hallar en una matriz cuarzosa que evita la lixiviación de los mismos. Según la determinación de pH presentada en numeral 7.4.1 y corroborada en el numeral 7.4.4.4 (test ABA), se trata de muestras de carácter básico, lo cual reduce significativamente la movilidad de los metales analizados.

7.4.4.4. BALANCE DE ÁCIDO BASE (TEST ABA) PARA PREDECIR EL DAM

En la caracterización química ambiental se determinó la capacidad de generar drenaje ácido de los relaves pertenecientes a las diferentes plantas de beneficio que fueron visitadas. En la figura 7.28 se consignan los códigos de identificación de las muestras, la descripción de estas, el valor de pH inicial de cada una medido en el laboratorio y el porcentaje de carbonatos determinado por titulación volumétrica.

Figura 7.28. Muestras de relaves de las plantas de benéfico de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	pH EN LABORATORIO (UNIDADES)	CARBONATOS (%) $CaCO_3$
Relaves entable Manantial	2,77	1,73
Relaves sector mina Caribe	8,26	2,00
Relave sector Viejito relavera #1 cerca planta el Refugio	5,59	3,51
Relave sector Viejito relavera #2 cerca quebrada San Lucas	3,42	3,14
Relaves planta Coopcaribona	7,39	3,41
Relaves planta Walter	8,26	4,97
Relaves HBG	8,59	4,96

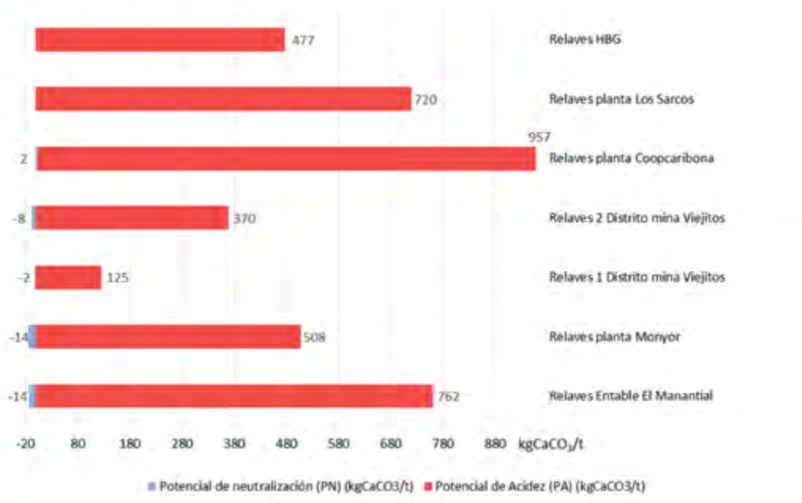
En la figura 7.29 se presentan los resultados obtenidos del potencial de neutralización y el potencial de acidez, a partir de los cuales se establece el potencial neto de neutralización y se categoriza cada muestra como potencial o no potencial generadora de drenaje ácido de minas.

Figura 7.29. Resultados obtenidos para el Test ABA modificado. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	POTENCIAL DE NEUTRALIZACIÓN (NP) ($kgCaCO_3/t$)	POTENCIAL DE ACIDEZ (PA) ($kgCaCO_3/t$)	POTENCIAL NETO DE NEUTRALIZACIÓN (PNN) ($kgCaCO_3/t$)	CRITERIO (PN/PA)	RESULTADO
Relaves entable Manantial	-14,04	761,69	-775,73	-0,02	Alto potencial de generación de DAM
Relaves sector mina Caribe	-14,20	508,03	-522,23	-0,03	Alto potencial de generación de DAM
Relave sector Viejito #1 cerca planta el Refugio	-2,06	124,54	-126,60	-0,02	Alto potencial de generación de DAM
Relave sector Viejito#2 Q. uebrada San Lucas	-8,19	370,28	-378,47	-0,02	Alto potencial de generación de DAM
Relaves planta Coopcaribona	2,23	956,53	-954,29	0,00	Alto potencial de generación de DAM
Relaves planta Walter	16,14	720,23	-704,09	0,02	Alto potencial de generación de DAM
Relaves HBG	29,49	476,96	-447,47	0,06	Alto potencial de generación de DAM

D.L.C. = Debajo de límite de cuantificación.

Figura 7.30. Resultados de aplicación de Test ABA modificado. Fuente: autores.



En los resultados presentados en la figura 7.30 queda en evidencia un potencial de acidez elevado en las muestras analizadas, que se relaciona con los reportes de fluorescencia de rayos X (FRX) presentados en las figuras 7.20 y 7.21, en las que se observan concentraciones apreciables de azufre y hierro, que indican la presencia de sulfuros polimetálicos y bajas concentraciones de carbonatos.

Dado el resultado del potencial de acidez y el de neutralización, se tiene un potencial neto de neutralización inferior a 20 kg $CaCO_3/t$, indicador del balance de acidez-basicidad (CIMMT, 2007), y una relación de estos inferior a 3, lo cual indica que las muestras tienen baja capacidad de neutralización de acidez (Morales, 2003). De manera que se espera que, debido a la exposición ambiental de los minerales presentes en los relaves, se generen sustancias ácidas que solubilicen los metales contenidos en las rocas y drenen a fuentes hídricas cercanas, que resultarían contaminadas por la acumulación de metales pesados o por el pH bajo.

Los resultados del test ABA indican que todas las muestras de relaves tomadas en las plantas de beneficio de Santa Rosa del Sur presentan un alto potencial de generación de drenaje ácido de minas.

El porcentaje de carbonatos de las muestras analizadas es apreciable; sin embargo, el potencial de acidez en todos los casos es alto, por los sulfuros. El potencial de neutralización del relave HBG es el más alto, y se puede relacionar con el mayor contenido de carbonatos (4,97%); sin embargo, la capacidad ***buffer*** es menor que el potencial de acidez, por lo que existe un alto potencial de generación de DAM.

El estudio petrográfico indica la presencia de sulfuros polimetálicos, como pirita (FeS_2) en mayor proporción, esfalerita (ZnS), galena (PbS), calcopirita ($CuFeS_2$) y arsenopirita (FeAsS) de tamaño más pequeño, a los cuales está asociado, en gran medida, el oro. Eventualmente aparece arsenopirita (FeAsS). En contraste, el contenido de minerales capaces de neutralizar la acidez generada por los minerales mencionados es bajo, de manera que el balance ácido base tiende a ser negativo.

Una vez realizado el balance, se establece que es mayor la concentración de sulfuros polimetálicos que al entrar en contacto con el oxígeno se oxidan y, debido a las precipitaciones, generan ácido que drena a las fuentes de agua cercanas y pueden afectar la flora, fauna, el paisaje y el suelo.

7.4.5. CARACTERIZACIÓN DE VERTIMIENTOS

La finalidad del muestreo de los vertimientos es hacer una estimación general de los posibles factores que pueden estar generando un desequilibrio ambiental con el aporte de metales y la alteración del pH de las fuentes hídricas influidas. Por este motivo, como parámetro fundamental en la evaluación de este tipo de muestras se hace una medición de pH in situ en el punto de toma (figura 7.14.), con el objetivo de hacer una identificación aproximada del estado e influencia en el sector de los relaves o materiales residuales del procesamiento metalúrgico de donde proviene dicho vertimiento. Esta información es el principal insumo para enfocar la caracterización ambiental y constituye una base que puede compararse con las pruebas ambientales de lixiviación, lo que permite predecir la posible generación de drenajes ácidos y, además, la movilidad de metales o la solubilidad de sales que generen alcalinidad en el medio.

Para identificar el factor de impacto de los vertimientos se tienen como referencia los parámetros ambientales establecidos por la Resolución 631 de 2015 (MinAmbiente, 2015), sobre vertimientos, a partir de la cual se toman como analitos de interés para el estudio ambiental el contenido de metales como plata, hierro, zinc, plomo, cadmio, cromo y níquel, de los cuales, en los sectores mineros estudiados, solo presentaron concentración el hierro, debajo del límite máximo permitido, y el zinc, con un valor que supera levemente el límite establecido por la norma ambiental (figura 7.31.). La determinación de mercurio, que es el metal de mayor interés por su característica de metal pesado bioacumulable, informó de movilidad en el vertimiento, con un valor considerable respecto al límite que debe cumplir un trabajo ambientalmente adecuado (figura 7.32.) (Resolución 631 de 2015).

Figura 7.31. Determinación de mercurio en vertimientos por espectrofotometría de absorción atómica, generación de hidruros en el municipio de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	Ag (mg/L)	Cu (mg/L)	Fe (mg/L)	Zn (mg/L)	Pb (mg/L)	Cd (mg/L)	Cr (mg/L)	Ni (mg/L)	Hg (µg/L)
VertimientossSector Mina Caribe	D.L.C.	D.L.C.	1,547	5,240	D.L.C.	D.L.C.	D.L.C.	D.L.C.	6,897

Como muestra representativa, en el sector mina Caribe se recolectó el vertimiento generado por la cancha de relaves que recibe el material residual de las diferentes plantas de beneficio que procesan material en el lugar. De los metales cuantificados se detectó concentración de zinc (5,240 ppm) y mercurio (6,897 ppb, o 0,006 ppm), valores que exceden levemente el parámetro ambiental (Resolución 631 de 2015). Los resultados obtenidos de zinc y mercurio, y el pH ácido de 2,56 en el vertimiento, pueden justificarse a partir de las concentraciones determinadas por FRX para los diferentes analitos relacionados en el relave del que proviene dicha muestra, en el que se encuentra zinc con un valor de 1,52%, mercurio con 54,46 ppm (54.460 ppb) y un contenido de azufre elevado (21,49%), que es el principal indicador de la acidez presente y el medio favorable para la movilidad de los metales en el vertimiento, que, a pesar de ser mínima la concentración disuelta respecto de los valores del relave, genera una alteración en las aguas circundantes del sector de extracción metalúrgica. La presencia de mercurio en bajas concentraciones en los vertimientos relacionadas con los procesos de beneficio debe considerarse un indicador para prevenir el uso de este metal y evitar la contaminación de fuentes hídricas relacionadas. Esto se debe a que, en general, todas las formas de mercurio que entran en los sistemas acuáticos pueden convertirse en metilmercurio, que puede ser directamente biomagnificado por organismos acuáticos a través de la cadena alimenticia, de manera que es posible que esta contaminación afecte la flora y fauna circundante.

Como medida complementaria para el estudio químico y ambiental se tomaron muestras de aguas de procesos previos a la alteración química del beneficio metalúrgico, en las que solo influye la mineralogía propia

Figura 7.32. Contenido de metales de interés ambiental en aguas de etapas iniciales de procesamiento, sector mina Caribe y mina Walter, Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	Ag (mg/L)	Cu (mg/L)	Fe (mg/L)	Zn (mg/L)	Pb (mg/L)	Cd (mg/L)	Cr (mg/L)	Ni (mg/L)	Hg (µg/L)
Vertimiento planta Monyor a quebrada la Estrella	D.L.C.	D.L.C.	3,607	2,664	D.L.C.	D.L.C.	D.L.C.	D.L.C.	D.L.C.
Vertimiento lavado de molienda planta Coopcaribona	D.L.C.	1,454	3,694	1,820	D.L.C.	D.L.C.	D.L.C.	D.L.C.	D.L.C.

de la zona visitada. Los puntos seleccionados fueron el sector mina Caribe, donde se recolectó una muestra proveniente de la bocamina de la planta Monyor, y el sector mina Walter, donde se tomó agua proveniente del proceso de lavado de molienda. Estas etapas fueron seleccionadas para verificar si se generaba un aporte natural de acidez y de metales por una posible movilidad al medio, debido al contenido representativo de sulfuros en el material de procesamiento de dichos sectores. Esta información se corroboró con los datos generados por las mediciones de pH in situ, los análisis de FRX que reportaron el material de cabeza (figuras 7.15 y 7.16.) y los resultados obtenidos en la prueba ambiental para determinar el drenaje ácido de minas, que informó una alta probabilidad de generación de DAM en los relaves del sector mina Caribe y los de la planta Coopcaribona (figura 7.30.), que puede ser equiparada con el pH indicador de drenaje ácido de rocas (figura 7.14.).

El valor de pH del agua de bocamina (drenaje de roca) de la planta Monyor es de 2,48, y en el lavado de molienda de la planta Coopcaribona es de 2,36. Se presenta, pues, una condición muy ácida, que se puede relacionar con la solubilidad de compuestos sulfurosos oxidados debido al contenido de dichos minerales, como la pirita, esfalerita y calcopirita en los sectores mencionados (Hinojosa, 2002). Esto se ve reflejado en el material de procesamiento de ambas plantas, que exhiben los elementos relacionados con los minerales indicados, donde se determina que en la planta Monyor hay azufre con un valor de 17,0%, zinc con 1,16% y hierro con 11,35%. En el material de cabeza de la planta Coopcaribona se encuentran valores de 2,93% para azufre, 5,78% para hierro, 0,26% para zinc y 0,11% para cobre (figura 7.15.). La evidencia de movilidad de metales por la formación de aguas ácidas, tanto en el mineral en roca como en el mineral molido, se refleja en el pH y en las concentraciones de metales disueltos encontradas en dichas aguas (figura 7.32.).



Fotografía 7.12. Florero en planta de beneficio de Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.

Figura 7.33. Caracterización química y ambiental de las muestras recolectadas en los sectores mina Caribe y San Pedro Frío, Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.

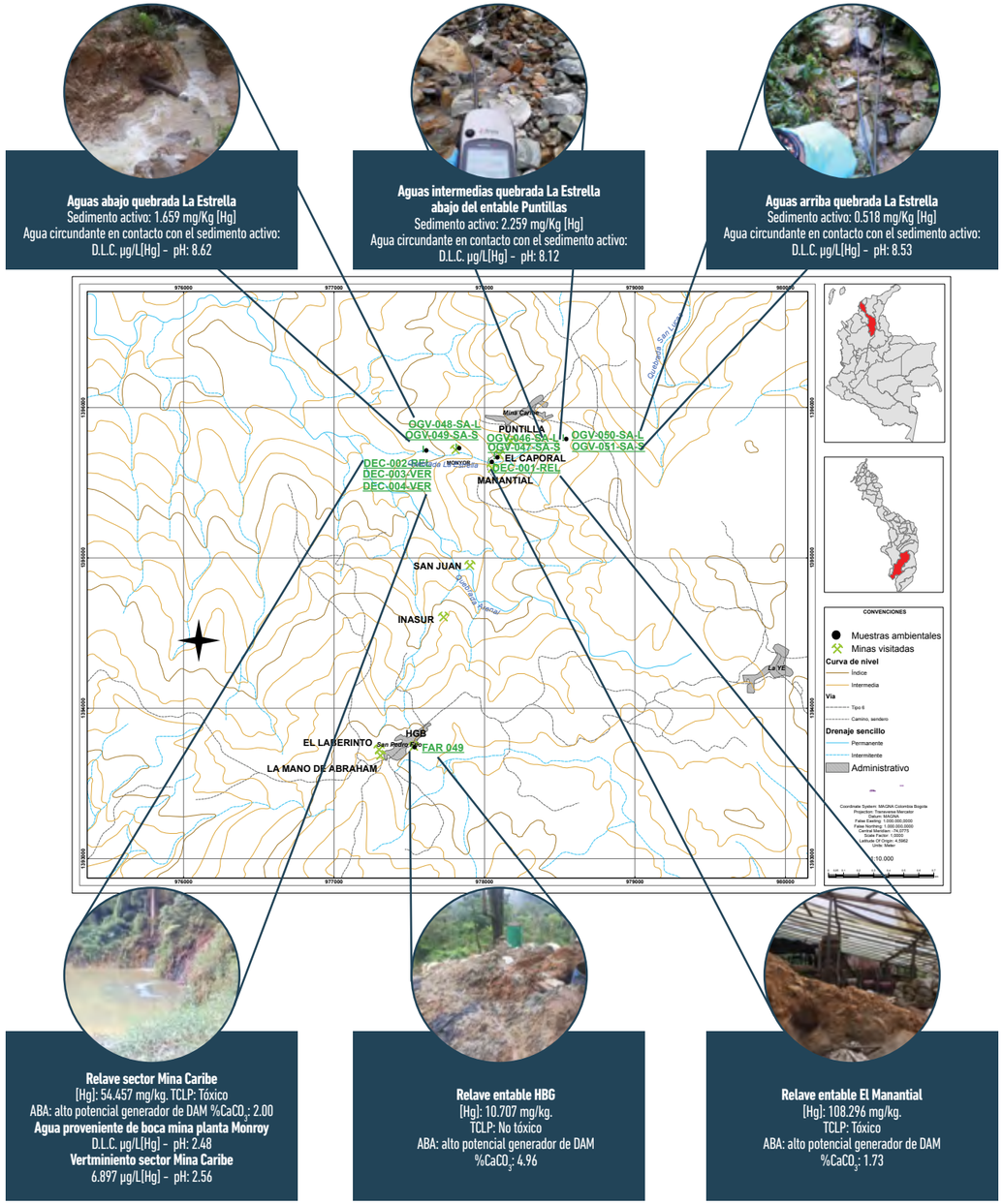


Figura 7.34. Caracterización química y ambiental de las muestras recolectadas en el sector Viejito, Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.

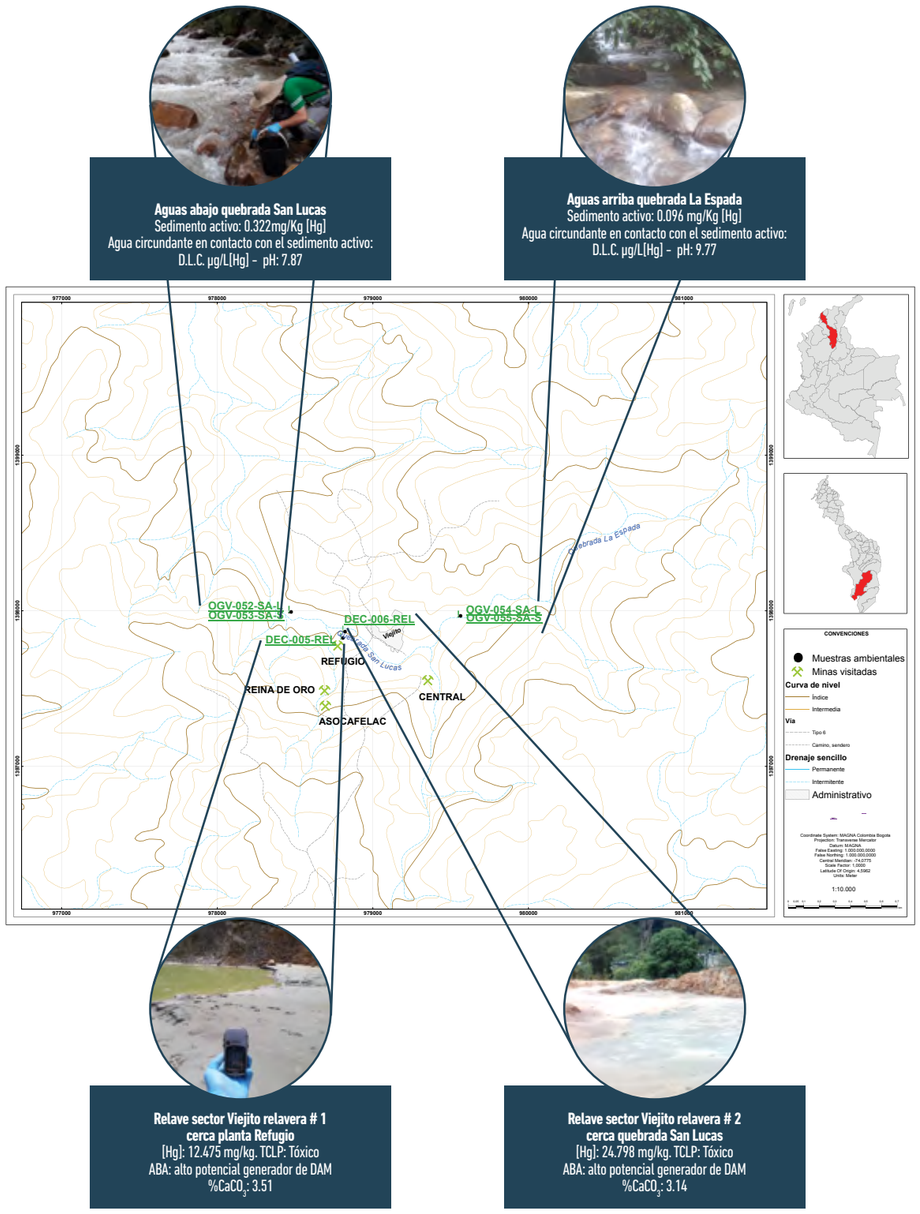
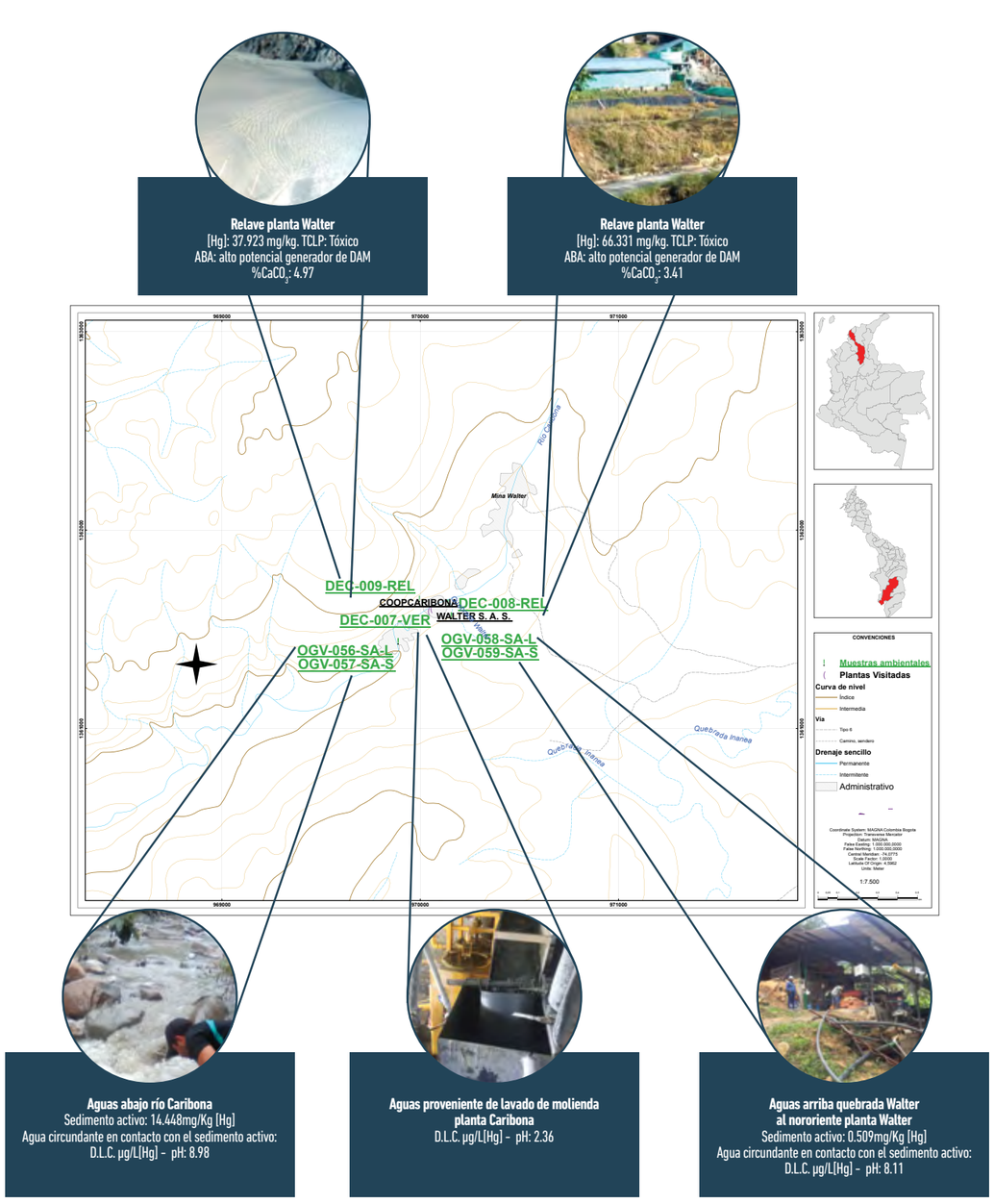


Figura 7.35. Caracterización química y ambiental de las muestras recolectadas en el sector mina Walter, Santa Rosa del Sur. Fuente: autores.



7.5. CONCLUSIONES QUÍMICAS Y AMBIENTALES

- Mediante las mediciones de pH como parámetro físico-químico representativo, se identifica que las aguas superficiales en contacto con los sedimentos activos muestreados de los sectores de Santa Rosa del Sur presentan un contenido de especies alcalinas considerable, en un rango de 7,87 a 9,77 unidades de pH. Esta condición se encuentra asociada a la solubilidad de cationes como el potasio y el calcio, que exhiben contendidos porcentuales en los sedimentos activos relacionados, siendo los elementos asociados a los carbonatos los que aportan sales de basicidad.

- Por ello, al ser alcalinas las aguas circundantes, la probabilidad de que las especies metálicas caracterizadas en los sedimentos activos presenten solubilidad y movilidad es mínima. Esta correlación se aplica principalmente al mercurio, que es el analito de interés, y con el cual se puede evidenciar que, aun presentándose en concentraciones considerables en los sedimentos activos, en las aguas que estaban en contacto con dichos sedimentos no se detectó concentración (determinación de mercurio por espectrofotometría de absorción atómica, generador de hidruros GH-AAS, límite menor de 2,0 ppb equivalente a 0,002 ppm).

- Los datos obtenidos de la caracterización del vertimiento proveniente de la relavera, sector mina Caribe, ponen en evidencia la movilidad de algunos metales (zinc, hierro y mercurio) que van a las fuentes hídricas cercanas y que su estabilidad se ve favorecida por el medio ácido del vertimiento. Cabe resaltar que, aun presentándose los metales disueltos en el medio, la relación con el alto contenido de los mismos en el relave del cual proviene el vertimiento es mínima. Este fenómeno se puede presentar por procesos lentos de oxidación de los sulfuros relacionados con los metales mencionados o por la presencia de estos mismos asociados a compuestos estables o de baja reactividad.

El análisis de mercurio en los sedimentos activos muestreados aguas arriba y aguas abajo de las quebradas La Estrella, San Lucas, Walter y el río Caribona evidenció su presencia en cantidades superiores a las recomendaciones canadienses y estadounidenses (Gaudet, Lingard, Cureton, Keenleyside, Smith y Raju, 1995; MacDonald, Ingersoll y Berger, 2000). Los efectos dañinos en especies vivas podrían presentarse en las zonas estudiadas, dado que los porcentajes de mercurio cuantificados mediante la técnica instrumental EAA-GH sobrepasan el nivel de efecto umbral (0,18 mg/kg). Esto indica que el mercurio empleado en el beneficio del oro se ha movilizado hacia los sedimentos activos de las quebradas que reciben vertimientos, lo cual implica la contaminación del medio y la consecuente afectación de los organismos vivos allí presentes.

- A partir del análisis de espectrofotometría de absorción atómica (EAA) para determinar la presencia de metales en los relaves del entable Manantial, sector mina Caribe, sector Viejito, Walter, Coopcaribona y HBG, se concluye que hay presencia en concentraciones elevadas de plomo, zinc y cobre, que se relacionan con la acumulación de minerales como la galena, esfalerita y calcopirita, respectivamente. De igual forma, las concentraciones de mercurio cuantificadas son altas, y constituyen un riesgo para el ambiente y los seres humanos, a los que puede llegar a través de la cadena trófica.

- Se resalta también el cromo, cadmio y plata como metales pesados que, al igual que los ya mencionados (determinación por EAA), contribuyen al desequilibrio natural del medio, dado que, por sus características, pueden bioacumularse y biomagnificarse, con lo cual la contaminación puede transferirse desde especies de plantas a animales, para llegar finalmente a los seres humanos, en quienes causará problemas de salud. Estos metales tienen origen en la composición mineralógica de la zona estudiada.

- El análisis de mercurio en los sedimentos activos muestreados aguas arriba y aguas abajo de las quebradas La Estrella, San Lucas, Walter y el río Caribona evidenció su presencia en cantidades superiores a las recomendaciones canadienses y estadounidenses (Gaudet, Lingard, Cureton, Keenleyside, Smith y Raju, 1995; MacDonald, Ingersoll y Berger, 2000). Los efectos dañinos en especies vivas podrían presentarse en las zonas estudiadas, dado que los porcentajes de mercurio cuantificados mediante la técnica instrumental EAA-GH sobrepasan el nivel de efecto umbral (0,18 mg/kg). Esto indica que el mercurio empleado en el beneficio del oro se ha movilizado hacia los sedimentos activos de las quebradas que reciben vertimientos, lo cual implica la contaminación del medio y la consecuente afectación de los organismos vivos allí presentes.

De acuerdo con los resultados mostrados por FRX se aprecia un contenido de elementos pesados y tóxicos (Zn, Pb, Cu y As) que, aunque son de origen geogénico, están presentando movilidad hacia las quebradas a través de los procesos de beneficio de oro desarrollados por la minería actual, lo que pone en evidencia la falta de control sobre los residuos del proceso, también conocidos como relaves.

- El contacto directo de los relaves con el agua proveniente de las precipitaciones, y la naturaleza ácida de las especies presentes en ellos facilitan la movilidad de cationes metálicos. Debido a ello es necesario evaluar la disposición de los mismos y mitigar el impacto ambiental que generan por su toxicidad. Al realizar la prueba de lixiviación característica de toxicidad (TCLP) se encontró que la muestra del relave del entable Manantial, en el sector mina Caribe, así como las muestras de la planta Coopcaribona y del relave de la planta Walter presentan concentraciones elevadas de plomo, que sobrepasan los límites permisibles establecidos en el Decreto 4741 de 2005. Es probable que los metales pesados caracterizados en las mismas muestras de relaves no lixivien debido a que se encuentran en una matriz cuarzosa que inhibe su movilidad.

- A partir del ensayo para la predicción de DAM se identificó un potencial de acidez elevado aportado por los sulfuros polimetálicos presentes en todos los relaves, que sufren procesos de oxidación y posterior formación de ácido sulfúrico, que modifica el pH natural de las fuentes de agua a las cuales drena, y que por tal razón afecta la fauna, la flora y el paisaje. A partir del resultado de los potenciales determinados en las muestras tomadas se tienen potenciales netos de neutralización inferiores a 20 kgCaCO3/t y una relación entre los potenciales de neutralización y de acidez inferiores a 3, lo cual indica que las muestras tienen baja capacidad de neutralización de acidez.

- Los resultados obtenidos mediante la técnica de fluorescencia de rayos X en elementos mayores, aplicada al material de cabeza de plantas o entables muestreados en el municipio, revelan contenidos de azufre elevados, principalmente en los entables de El Caporal, Puntilla, Monyor y HBG.

- De acuerdo con los resultados mostrados por FRX se aprecia un contenido de elementos pesados y tóxicos (Zn, Pb, Cu y As) que, aunque son de origen geogénico, están presentando movilidad hacia las quebradas a través de los procesos de beneficio de oro desarrollados por la minería actual, lo que pone en evidencia la falta de control sobre los residuos del proceso, también conocidos como relaves.

- Mediante la técnica de FRX, este estudio reveló que en el sector de mina Walter, el zinc (1.800,54 ppm), plomo (603,11 ppm), cobre (357,70 ppm) y arsénico (563,29 ppm), presentes como elementos traza, podrían ser los elementos más contaminantes (Aliyari, Rastad, Goldfarb y Sharif, 2014) presentes en los sedimentos activos del río Caribona, debido a sus concentraciones elevadas.

- En los relaves de la planta Coopcaribona, ubicada en el sector mina Walter, se encontró una mayor acumulación de elementos residuales, como azufre y metales pesados (Fe, Pb y Cu), lo que puede ser un

indicador de un buen control de residuos en esta planta, ya que se puede relacionar dicha acumulación con la limitada movilidad generada por una buena contención y por la ubicación de la cancha o patio de relaves.

7.6. RECOMENDACIONES

- Los depósitos de relaves, al contener metales pesados como arsénico, plomo, mercurio, cromo, zinc y cadmio, entre otros, son intrínsecamente peligrosos para la salud y el ambiente. En contacto con los cauces de ríos, todos los compuestos tóxicos presentes pueden tener efectos graves en la biodiversidad. Dadas las condiciones en las cuales se encuentran los depósitos de relaves del proceso de beneficio del oro, se recomienda el diseño de áreas destinadas para tal fin, con la infraestructura adecuada para evitar la exposición de minerales a los fenómenos ambientales como las precipitaciones y la meteorización, que promueven la generación de drenaje ácido de mina y la movilidad de metales pesados, con la consecuente pérdida de la biodiversidad debida a agentes contaminantes.

- Existen algunas opciones en estudio para contrarrestar los impactos ambientales de los relaves, como la fitorremediación, la fitoestabilización y el reprocesamiento de minerales; de manera que se recomienda realizar investigaciones en estas áreas.

8. RUTA METALÚRGICA PROPUESTA PARA LA ZONA MINERA

Luego de realizar el recorrido por los aspectos relevantes que deben tenerse en cuenta en el proceso de beneficio de oro, en este capítulo se presenta la propuesta de ruta metalúrgica adecuada para aplicar en la zona minera, propuesta desarrollada de acuerdo con las características geológicas y mineralógicas, pruebas metalúrgicas y la caracterización físico-química de relaves.

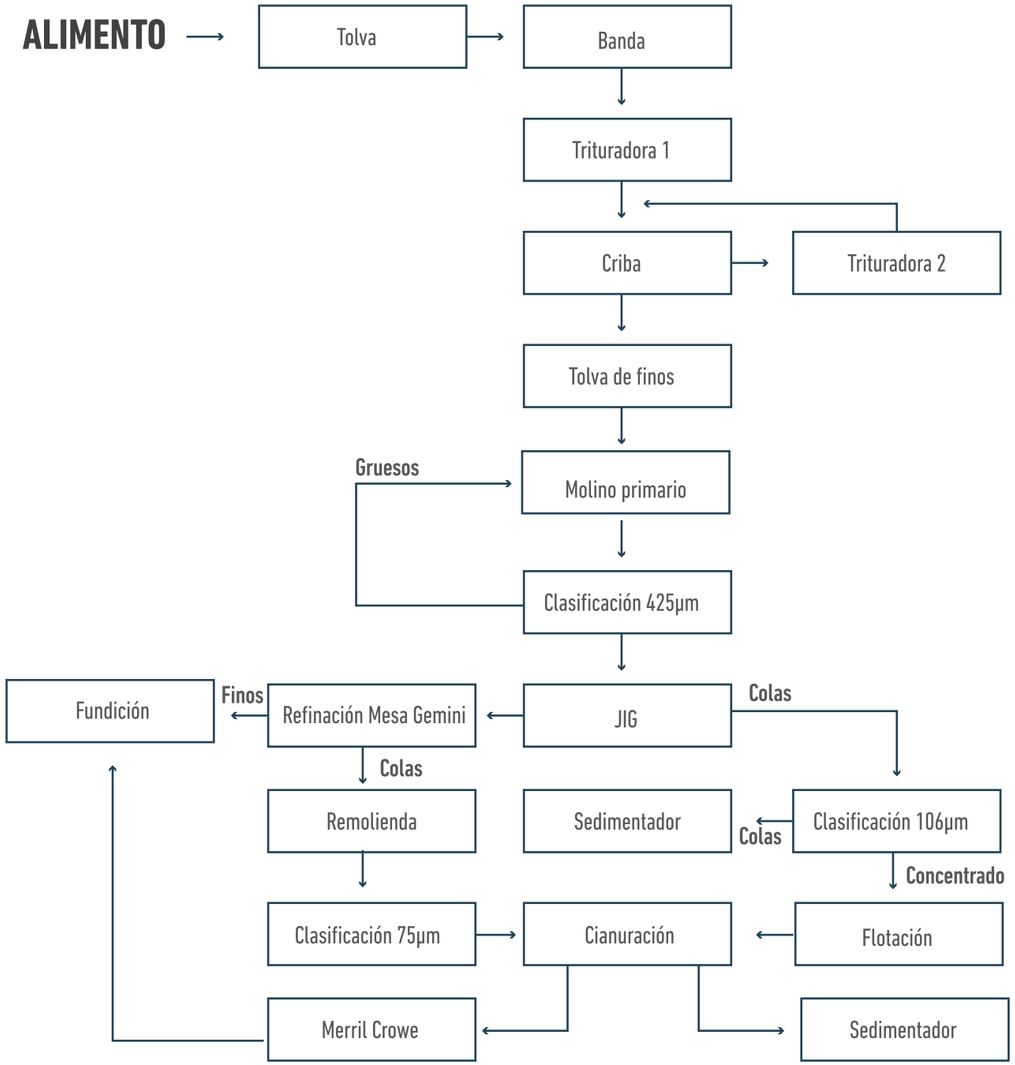
Ingreso de material proveniente de la mina a tolva de gruesos, allí, inicia su transito para el beneficio metalúrgico. Fotografía tomada por Jaime Mojica, Servicio Geológico Colombiano

8.1. PROCESO DE BENEFICIO SUGERIDO

Para el distrito minero de Santa Rosa del Sur (Bolívar) se proponen dos rutas metalúrgicas:

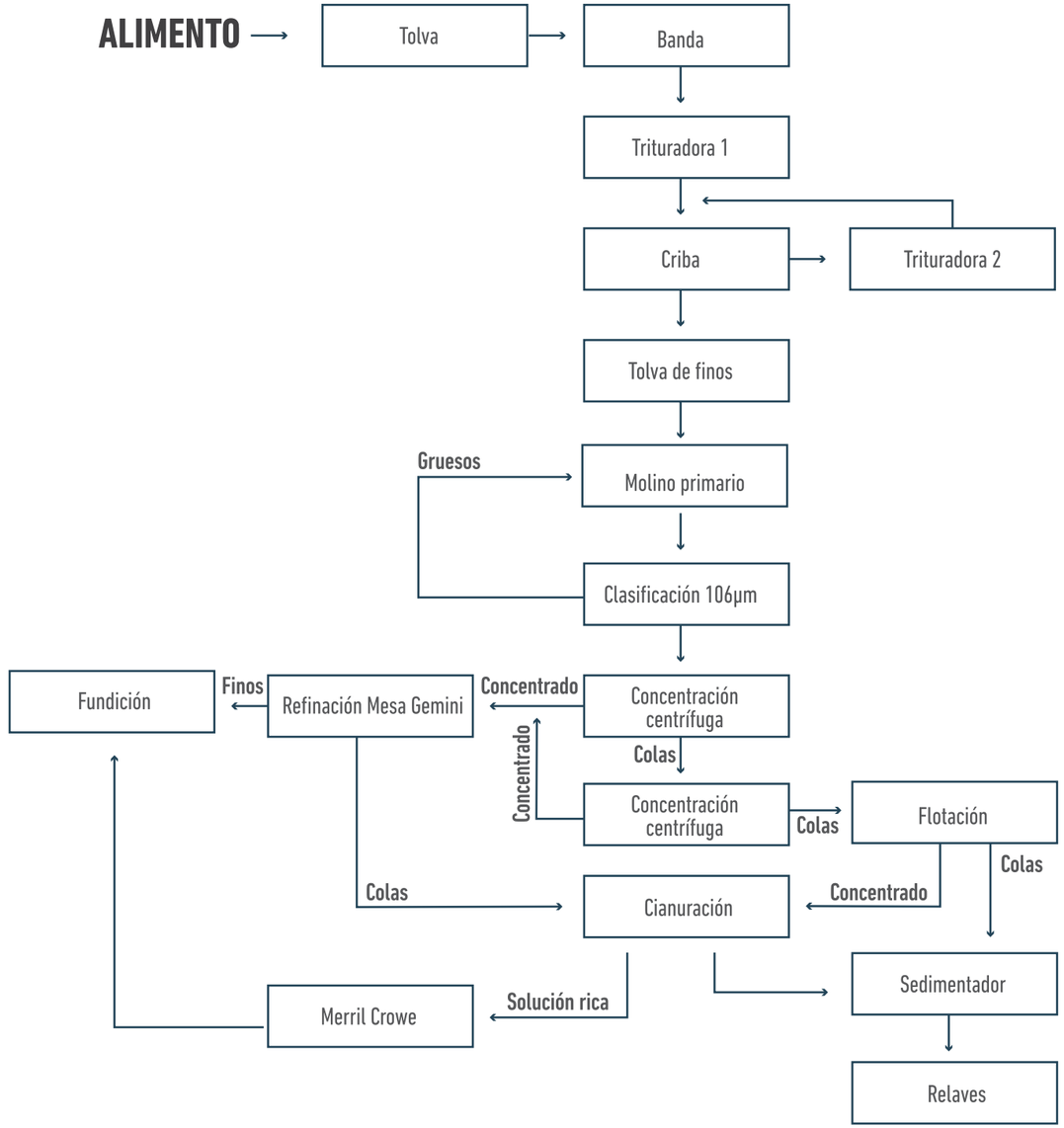
- La primera ruta, propuesta para minerales de bajas concentraciones de sulfuros, consta de una etapa inicial de concentración por gravimetría. Los rechazos de esta primera etapa siguen a una concentración por flotación y los concentrados pasan a un proceso de refinación, que se trabaja con una mesa Gemini, del que se obtiene un superconcentrado listo para pasar a la etapa de fundición. Los rechazos de refinación gravimétrica y los concentrados de flotación son llevados a cianuración, pero antes las colas de refinación son remolidas a un tamaño por debajo de los 75 micrómetros. La solución rica en oro es llevada a una precipitación sobre cinc en polvo, en ausencia de oxígeno, en un proceso conocido como Merril Crowe.

Figura 8.1. Ruta metalúrgica propuesta 1. Fuente: autores.



- La segunda ruta metalúrgica, propuesta para minerales con altas concentraciones de sulfuros, está constituida por una primera etapa de concentración centrífuga con dos equipos en serie, operada en condiciones de tamaño de partícula y velocidad de giro controladas. Los concentrados de esta etapa van a refinación con mesa Gemini y posteriormente a fundición de los superconcentrados. Los rechazos de la concentración por centrifugación son llevados a concentración por flotación, y los concentrados de esta etapa, junto con los rechazos de refinación, son llevados a cianuración. Posteriormente la solución rica en oro es llevada a precipitación sobre cinc en polvo, en ausencia de oxígeno, en el proceso Merril Crowe.

Figura 8.2. Ruta metalúrgica propuesta 2. Fuente: autores.



8.2. BALANCES DE MATERIA DE LOS PROCESOS SUGERIDOS

Se presentan el diagrama de flujo sugerido con el balance de materia que permiten visualizar y tener control de la cantidad de mineral de entrada y salida, así como de oro procesado en cada etapa del circuito de beneficio.

Figura 8.3. Balance de masa de la ruta metalúrgica propuesta 1. Fuente: autores.

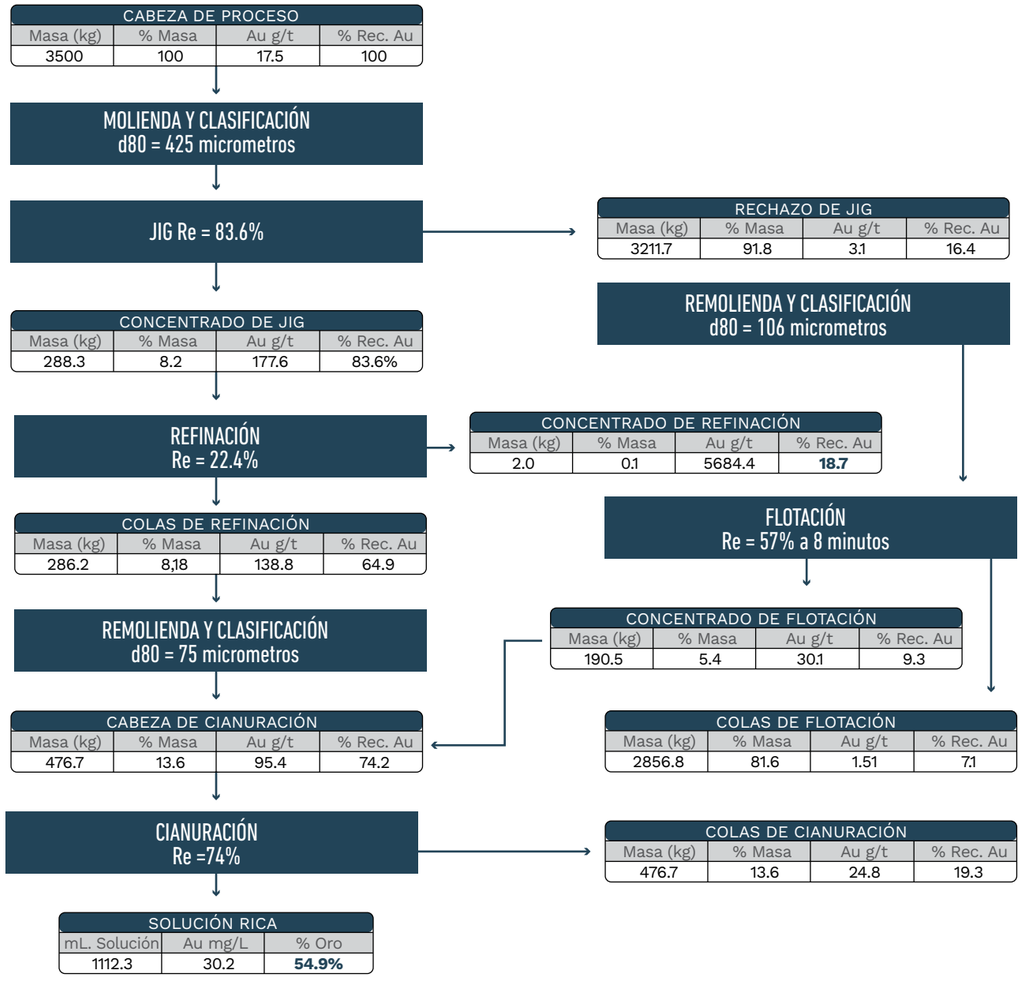
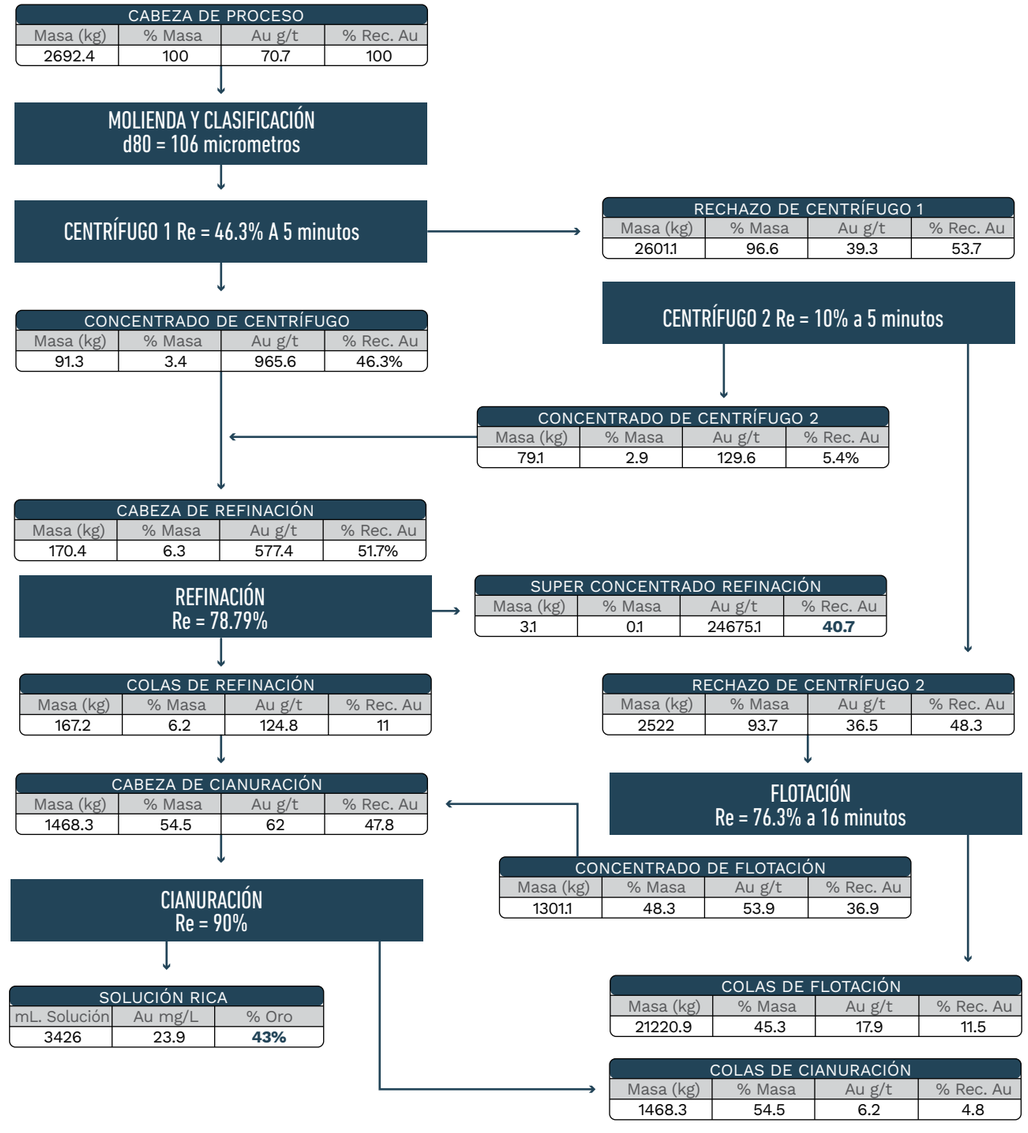


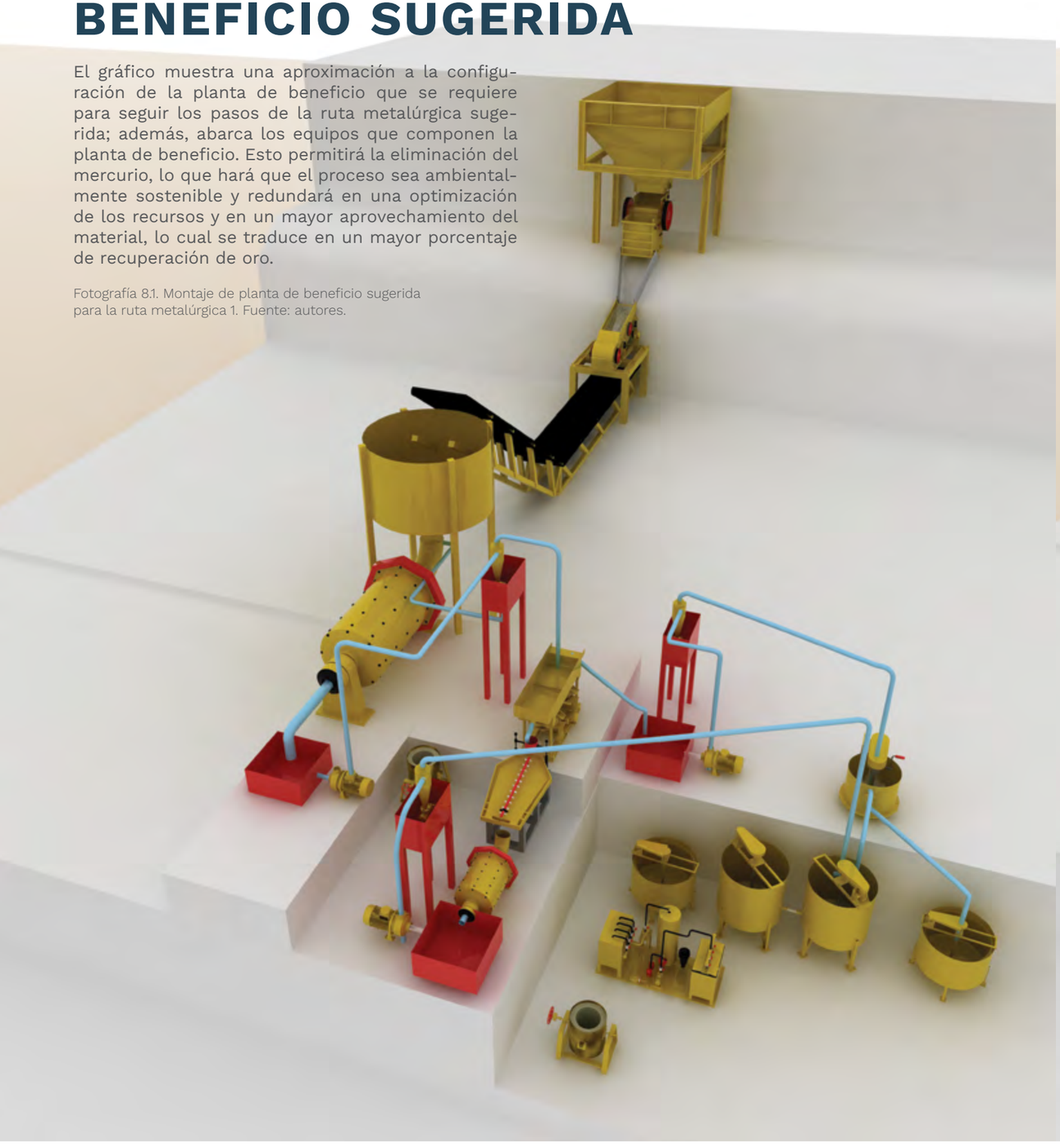
Figura 8.4. Balance de masa de la ruta metalúrgica propuesta 2. Fuente: autores.



8.3. MONTAJE DE LA PLANTA DE BENEFICIO SUGERIDA

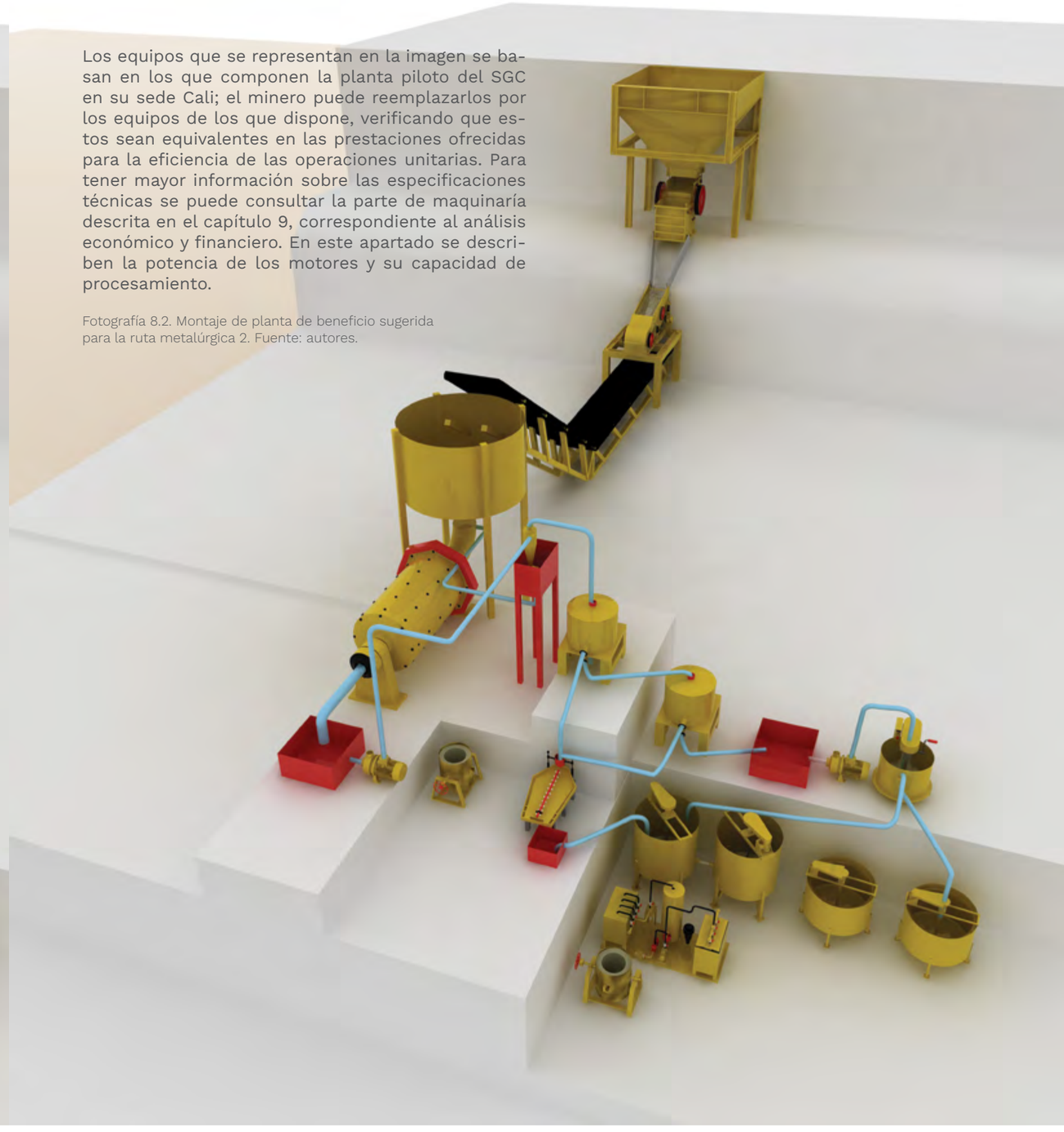
El gráfico muestra una aproximación a la configuración de la planta de beneficio que se requiere para seguir los pasos de la ruta metalúrgica sugerida; además, abarca los equipos que componen la planta de beneficio. Esto permitirá la eliminación del mercurio, lo que hará que el proceso sea ambientalmente sostenible y redundará en una optimización de los recursos y en un mayor aprovechamiento del material, lo cual se traduce en un mayor porcentaje de recuperación de oro.

Fotografía 8.1. Montaje de planta de beneficio sugerida para la ruta metalúrgica 1. Fuente: autores.



Los equipos que se representan en la imagen se basan en los que componen la planta piloto del SGC en su sede Cali; el minero puede reemplazarlos por los equipos de los que dispone, verificando que estos sean equivalentes en las prestaciones ofrecidas para la eficiencia de las operaciones unitarias. Para tener mayor información sobre las especificaciones técnicas se puede consultar la parte de maquinaría descrita en el capítulo 9, correspondiente al análisis económico y financiero. En este apartado se describen la potencia de los motores y su capacidad de procesamiento.

Fotografía 8.2. Montaje de planta de beneficio sugerida para la ruta metalúrgica 2. Fuente: autores.



8.4. DIAGRAMA DE FLUJO CORRESPONDIENTE A LA PLANTA DE BENEFICIO SUGERIDA

A continuación, se muestra el diagrama de flujo de la planta de beneficio que se implementaría en la zona minera, con sus respectivas líneas de entradas y salidas de cada operación unitaria. Este diagrama responden a la ruta metalúrgica propuesta y al montaje de la planta sugerida.

Figura 8.5. Diagrama de flujo de la planta de beneficio sugerida para la ruta metalúrgica 1. Fuente: autores.

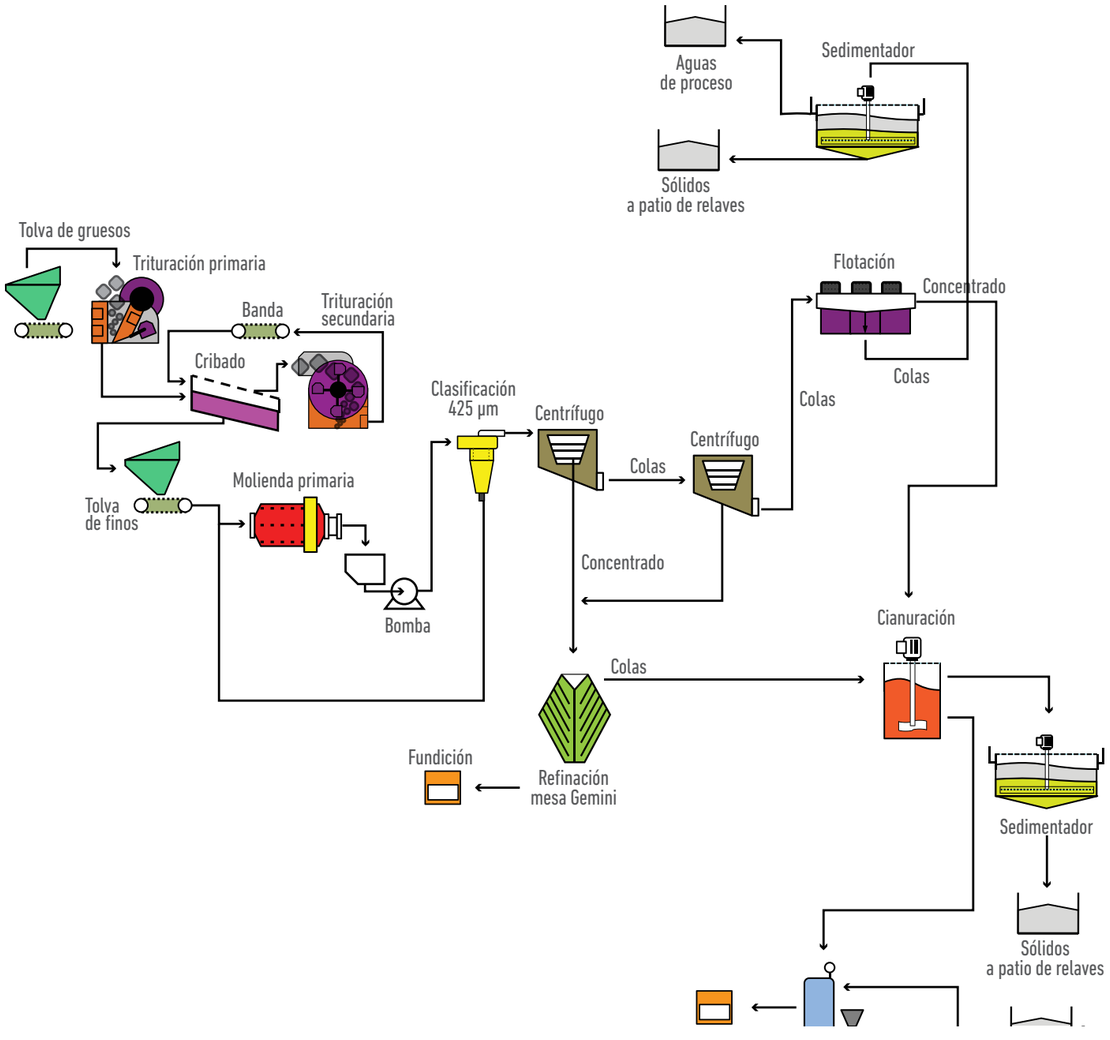
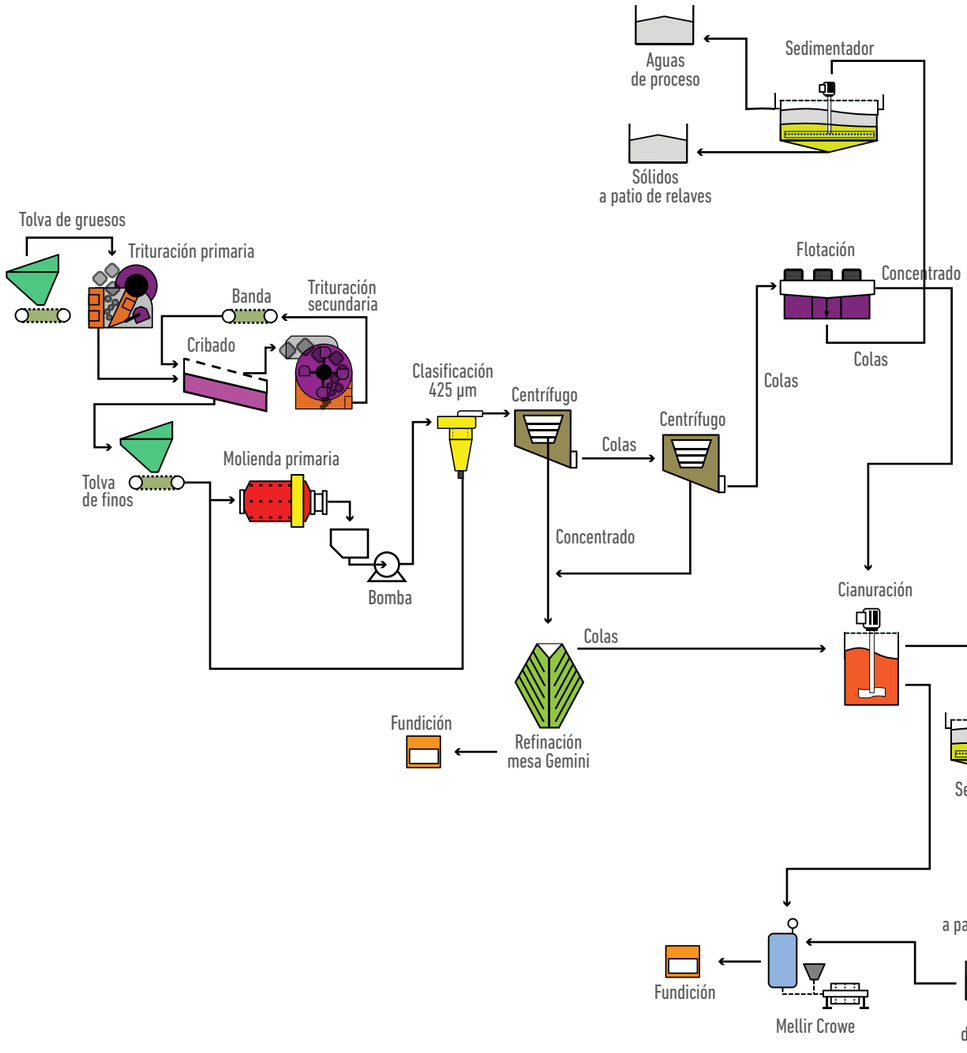


Figura 8.6. Diagrama de flujo de la planta de beneficio sugerida para la ruta metalúrgica 2. Fuente: autores.



Para tener mayor información sobre las especificaciones técnicas se puede consultar la parte de maquinaría descrita en el capítulo 9, correspondiente al análisis económico y financiero.

Convenciones

SÍMBOLO	MÁQUINA	FOTOGRAFÍA
	TOLVA	
	TRITURADORA DE QUIJADAS	
	CRIBA VIBRATORIA	
	MOLINO CHILENO	
	MOLINO DE BOLAS	
	HIDROCICLÓN	
	BANDA TRANSPORTADORA	
	MERRIL CROWE	
	CELDAS DE FLOTACIÓN CIRCULARES	
	TANQUE DE COLAS	

SÍMBOLO	MÁQUINA	FOTOGRAFÍA
	JIG CONCENTRADOR GRAVIMÉTRICO	
	CAJA DE PULPA	
	BOMBA CENTRÍFUGA	
	MESA DE CONCENTRACIÓN	
	TANQUES AGITADORES	
	TANQUE SOLUCIÓN RICA	
	TANQUE SOLUCIÓN POBRE	
	TANQUE DE AGUA DE PROCESO	
	SEDIMENTADOR / TANQUE ESPESADOR	
	FUNDICIÓN CRISOL	

8.5. CONSIDERACIONES SOBRE LAS PLANTAS DE BENEFICIO EN LA ZONA ESTUDIADA

- Respecto a las plantas de beneficio de la zona de Santa Rosa del Sur y los procesos metalúrgicos encontrados en dichas plantas, es posible afirmar que el proceso de beneficio aurífero está limitado a la extracción con barriles, como medios de concentración, canalones y cianuraciones, exceptuando la planta de beneficio de Coopcaribona, que cuenta con tecnologías un poco más avanzadas, como la flotación, y también con clasificadores de tamaño de grano, como los hidrociclones. Cabe resaltar que en gran parte de la zona se carece de conocimiento técnico sobre metalurgia extractiva.

- En todo el distrito minero de Santa Rosa del Sur se cianura de una manera similar: el proceso químico es realizado en tres etapas, cada una de las cuales dura ocho horas; sigue la adición de una nueva solución de cianuro de sodio, precipitando el oro lixiviado en cada etapa, en algunos casos con cinc saturado por agitación, y en otros, con el sistema Merril Crowe.

- En cuanto al tratamiento de los residuos, esta zona carece de tratamiento de las colas de cada proceso; por lo tanto, es necesario tratar dichos residuos para preservar el medio ambiente.

8.6. CONCLUSIONES SOBRE LOS MATERIALES QUE ALIMENTAN LAS PLANTAS DE BENEFICIO DE LA ZONA ESTUDIADA Y EL MÉTODO METALÚRGICO

- Con el método extractivo propuesto en la ruta metalúrgica 1 (gravimetría) se obtuvo una recuperación neta de oro del 83,6%, y con la segunda ruta metalúrgica (centrifugación), una recuperación de oro del 83,7%.

Con el método extractivo propuesto en la ruta metalúrgica 1 (gravimetría) se obtuvo una recuperación neta de oro del 83,6%, y con la segunda ruta metalúrgica (centrifugación), una recuperación de oro del 83,7%.

- El método extractivo propuesto en la primera ruta metalúrgica, enfocado en los minerales que contienen más sílice, consiste fundamentalmente en una molienda relativamente gruesa (d80 < 425 micrómetros) del material procesado, seguida de una concentración gravimétrica para separar los sulfuros de los silicatos y la posterior recuperación del oro mediante sucesivas refinaciones del concentrado. En este paso se obtiene cerca del 20% del oro; el restante es recuperado por el método de cianuración.

- El método extractivo de la segunda ruta metalúrgica propuesta, enfocado en los minerales que contienen más sulfuros, consiste fundamentalmente en una molienda relativamente fina (d80 < 106 micrómetros) del material procesado, seguida de una concentración centrífuga operada en condiciones de tamaño controlado de partícula, y la posterior recuperación del oro mediante sucesivas refinaciones del concentrado. Con este paso se obtiene cerca del 40% del oro, un 10% restante es recuperado por

el método de cianuración de las colas de refinación, y queda una cola del proceso en los centrífugos equivalente al 93% de la masa, con un tenor cercano a 35 g/t, que tiene valor comercial sin necesidad de realizar ninguna otra actividad de beneficio.

- El mineral de la mina Reina de Oro tiene una buena respuesta a la concentración en mesa, ya que su contenido de minerales metálicos no es mayor del 10%, mientras que para el mineral de El Caporal la concentración gravimétrica no es la idónea; por lo tanto, la centrifugación es una buena opción en esta planta, ya que el contenido de minerales metálicos es mayor del 80%.

- Para la precipitación del oro con cinc hay que tener controlada la cantidad de cinc soluble en la solución.

- En cuanto al cianuro libre y total en las soluciones de rechazo, no se aprecian tratamientos de descomposición de este componente. Hay que advertir del perjuicio que causa particularmente el cianoaurato de mercurio, generado al combinarse colas de amalgamación con el proceso de cianuración.

8.6.1. CONSIDERACIONES SOBRE LA REDUCCIÓN DE TAMAÑO

- El circuito de reducción de tamaño que se practica en la zona consiste en trituradora de quijadas-molino primario y barriles amalgamadores. Al no haber clasificación del producto de molienda, muchas partículas de tamaño excesivo van a la concentración, lo que distorsiona la operación. Se plantea una preparación del material sometiéndolo a una reducción de tamaño secuencial, primero con la trituradora de mandíbulas, seguida por el pulverizador, que puede ser de martillo, para continuar con la molienda en molino de bolas.

- La molienda primaria puede llevarse a cabo tomando como una clasificación de control un tamaño de grano de 425 micrómetros, en la primera ruta metalúrgica, y de 106 micrómetros en la segunda ruta metalúrgica. Se sugiere que la molienda secundaria, a un tamaño menor de 75 micrómetros, se aplique a los minerales que se van a flotar y a cianurar.

8.6.2. CONSIDERACIONES SOBRE LA CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

- En la planta de Reina de Oro, la recuperación promedio en la mesa concentradora tipo Wilfley fue de 83%, con razones de concentración de 10 veces.

- En la planta El Caporal, la recuperación mediante el concentrador centrífugo Knelson fue del 52%, en el 6,3% de la masa, con una razón de concentración de 14 veces.

- El material neto de rechazo de la operación de concentración gravimétrica contiene más del 40% del oro y debe molerse a un d80 de por lo menos 75 micrómetros antes de someterlo al proceso de flotación.

8.6.3. CONSIDERACIONES SOBRE LA CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

- En la planta Reina de Oro, las recuperaciones de las flotaciones de los rechazos de concentración gravimétrica por mesa Wilfley fueron moderadas, ya que oscilaron entre 51 y 57%.

- No se debe descartar la flotación como alternativa para las colas de los centrífugos, pues se podría llegar como mínimo a un 74% de recuperación del oro presente en esas colas.

8.6.4. CONSIDERACIONES SOBRE LA CIANURACIÓN

- Las cianuraciones efectuadas en la planta de beneficio de Reina de Oro arrojaron recuperaciones moderadas, de alrededor del 73% de la lixiviación del oro que entra a este proceso químico: un 56% en la primera cianuración y un 17% en la segunda, llevada a cabo con nueva solución de cianuro de sodio.

- En la planta de beneficio de El Caporal las cianuraciones arrojaron recuperaciones altas, de alrededor del 90% de la lixiviación del oro que entra a este proceso químico: un promedio de 60% se obtuvo en la primera cianuración, y un 30% en la segunda, realizada con nueva solución de cianuro de sodio.

- Se mostró efectivo el proceso de reemplazar la solución de cianuro de sodio por una nueva solución (recianuración), gracias a lo cual, en el proceso químico, se elevaron las recuperaciones en promedio de un 30% respecto a lo que se había recuperado y estabilizado en la primera solución.

8.7. CONCLUSIONES SOBRE LA SUSTITUCIÓN DE LA AMALGAMACIÓN

- En la zona se conocen y en algunos casos se practican las técnicas alternativas para abolir el mercurio. Los resultados de tenor obtenidos de las muestras tomadas en plantas desarrolladas son similares a los obtenidos en este documento con la ruta metalúrgica propuesta.

- La recuperación de oro con el método alternativo propuesto se incrementa dos veces respecto a lo que se obtiene con el método de amalgamación actualmente utilizado.

La recuperación de oro con el método alternativo propuesto se incrementa dos veces respecto a lo que se obtiene con el método de amalgamación actualmente utilizado.

8.8. RECOMEDACIONES SOBRE METALURGIA

- Con el estudio metalogénico y los análisis químicos y metalúrgicos se concluye que deben definirse varias unidades geometalúrgicas. La mina Reina de oro y la Mina Caporal se encuentran en unidades diferentes.

- Los diagramas de flujo de operaciones y procesos de las rutas metalúrgicas propuesta en esta guía, junto con las condiciones de los ensayos metalúrgicos en el laboratorio reportados, dan una indicación de las condiciones principales bajo las cuales debe llevarse a cabo las etapas de las rutas metalúrgicas propuestas.

- Para la Mina Reina de oro se encontró que una molienda primaria relativamente gruesa , a una distribución de 425 micrones (d80) , una concentración gravimétrica convencional en Jig o mesa, flotación del rechazo y cianuración, es un esquema promisorio.

- En La Mina Caporal se encontró que la partícula de oro tiende a ser de menor tamaño que en otras áreas de la zona y que hay un gran porcentaje de dichas partículas propensas a ser arrastradas en el rechazo de una concentración convencional en mesas. La concentración gravimétrica de oro por centrifugación

reportó resultados significativamente mejores para el caso del material muestreado de esta mina. Se recomienda por ello la aplicación de la concentración en concentrador gravimétrico, aplicando estrictamente las medidas de control de los parámetros que exige una correcta aplicación de esta técnica (uniformidad en el tamaño de partícula, en el caudal y condiciones de pulpa de la alimentación, en el tiempo de concentración, en el caudal y la presión de flujo de agua de fluidización).

- Para el material de la Mina el Caporal , a pesar de la fácil liberación de los minerales metálicos la asociación y tamaño de la partícula de oro impone que la molienda primaria sea fina para asegurar la liberación de las partículas de oro y promover así su adecuado comportamiento en la concentración centrífuga.

- Para una mejor respuesta, en particular de la flotación del material de la Mina Caporal, y en general, de todo el proceso, se recomienda reducir el tamaño de control de la molienda por debajo de los 106 micrones. Podría experimentarse con un tamaño de corte de 75 micrones y calcular con ello rendimientos en la productividad y gasto de recursos para tomar decisiones.

- Tanto en Reina de oro como en Caporal, la cianuración es significativamente lenta y reporta gastos excesivos de cianuro de sodio, a pesar que la partícula de oro es pequeña y no haya manifestaciones irrebatibles de la presencia de minerales cianicidas. El análisis de microscopía electrónica reporta la presencia de arsénico, telurio y bismuto en la partícula de oro en la mina El Caporal y puede ser el efecto de estos elementos que generen la cinética lenta de la cianuración y los gastos grados de cianuro. De acuerdo a los resultados de laboratorio parece conveniente hacer cianuraciones por etapas cortas que una sola a tiempo extendido.

- Tanto en Reina de oro como en Caporal, el análisis económico reporta que el tenor de corte a partir del cual la actividad es rentable es de 10 gramos de oro por tonelada.

9. ESTUDIO ECONÓMICO Y FINANCIERO

La toma de decisiones de inversión en proyectos de reconversión y modernización tecnológica de una empresa minera requiere un análisis económico y financiero riguroso, a fin de establecer la pertinencia de emprender el proyecto y efectuar una asignación eficiente de recursos.

En este capítulo se aportan los fundamentos teóricos y metodológicos mínimamente necesarios para que el minero pueda realizar un ejercicio de planeación y evaluación financiera de la operación futura de su mina y de su planta de beneficio, después de haber implementado alguna de las dos rutas metalúrgicas propuestas en esta guía.



Panorámica de planta de beneficio de la zona de Santa Rosa del Sur. Fotografía tomada por Fhilly Abueta, Servicio Geológico Colombiano

9.1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS PARA LA EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO

Esta primera sección se dedica al estudio de generalidades teóricas sobre los proyectos de inversión y al análisis de cada una de las etapas que comprende el estudio y la evaluación financiera de proyectos de inversión.

Los proyectos de inversión tienen varios orígenes. En el caso de los proyectos de modernización tecnológica, estos resultan de la necesidad de las empresas de aumentar su productividad, adoptar prácticas responsables con el medio ambiente y disminuir costos directos para competir eficientemente en el mercado, en función del precio y la calidad, y, a la vez, contribuir al desarrollo sostenible del lugar o comunidad en donde se desarrolla el proyecto.

9.1.1. GENERALIDADES SOBRE LOS PROYECTOS DE INVERSIÓN

9.1.1.1. DEFINICIÓN

Un proyecto de inversión puede definirse como un plan que consta de dos elementos esenciales: el primero, una serie de actividades secuenciales e interrelacionadas entre sí, y el segundo, la descripción de un agregado de recursos o medios que permitirán realizar la materialización de una idea, la solución de un problema o la satisfacción de una necesidad.

9.1.1.2. CLASIFICACIÓN

De modo general, los proyectos de inversión pueden clasificarse de tres formas:

1. **Según la categoría.** Según esta clasificación, los proyectos pueden ser de prestación de servicios o de producción o fabricación de bienes (en este caso, el proyecto es de producción de bienes).
2. **Según la actividad económica.** Esta clasificación se efectúa con base en el sector económico que atiende el proyecto (en este caso, el sector económico del proyecto es el de minería aurífera).
3. **Según el carácter y la naturaleza de la entidad que los promueva.** De acuerdo con esta característica, los proyectos se clasifican en privados (con ánimo de lucro) y públicos (sin ánimo de lucro) (en este caso, el proyecto es de carácter privado con ánimo de lucro).

9.1.1.3. EL CICLO DE LOS PROYECTOS

La expresión *ciclo de vida de un proyecto* hace referencia al conjunto de etapas secuenciales que van desde su inicio hasta su cierre. En la formulación y evaluación de proyectos es indispensable disponer de información oportuna, confiable y suficiente en cada una de estas etapas, con el objetivo de que el inversionista pueda tomar la mejor decisión en función de sus necesidades.

Las etapas del ciclo de vida de los proyectos son la propuesta, la preinversión, la inversión y la operación.

La propuesta

En esta etapa se llevan a cabo los estudios diagnósticos necesarios para identificar el problema o los problemas que se esperan solucionar, al igual que las oportunidades de negocio que puedan ser aprovechadas.

En el caso de los proyectos de modernización tecnológica, esta etapa corresponde a todos los estudios diagnósticos del sistema de operación que se realizan con el fin de identificar necesidades de reemplazo de maquinarias y equipos obsoletos y la sustitución de procesos.

La preinversión

Esta etapa comprende la realización de estudios previos a la toma de decisiones de inversión. Por lo general, esta etapa se divide en dos fases: la formulación y la evaluación.

- **La formulación del proyecto**

En la fase de formulación, los estudios técnicos que se efectúan tienen como objetivo fundamental establecer los mejores procedimientos para satisfacer la necesidad o solucionar los problemas previamente identificados, así como cuantificar los recursos necesarios para la implementación de la propuesta de mejora y, finalmente, estimar los ingresos y egresos que resultarán de la operación del proyecto.

La etapa de formulación del proyecto se puede desarrollar en dos niveles: prefactibilidad y factibilidad.

Prefactibilidad

En los estudios de prefactibilidad, las investigaciones se realizan de forma preliminar a partir de información proveniente de fuentes primarias (trabajo de campo) y secundarias (bibliográficas). Vale la pena aclarar que en algunos casos la información secundaria es limitada, por lo cual es necesario realizar una investigación más profunda antes de decidir la elaboración de un estudio definitivo o de factibilidad.

Factibilidad

En los estudios de factibilidad, o definitivos, las investigaciones que se realizan son de mayor profundidad, puesto que la información resultante debe permitir la definición de estrategias definitivas para la materialización de la propuesta. Por lo general, los estudios de prefactibilidad o de factibilidad contienen los siguientes estudios:

- Estudio de mercado, que permite verificar la existencia de mercado para el bien o servicio, por medio del estudio de la demanda, la oferta y los precios del bien que se va a producir.
- Estudio técnico, que tiene como propósito evaluar la viabilidad técnica de la producción del producto para alcanzar los objetivos del proyecto y descartar contingencias técnicas que impidan su implementación.
- Estudio organizacional, que permite verificar la mejor forma de organización o estructura empresarial del proyecto productivo, de acuerdo con sus características y necesidades específicas.
- Estudio financiero, que permite cuantificar el monto de las inversiones necesarias para la implementación de la propuesta y definir potenciales ingresos y los posibles egresos de operación durante el período de evaluación del proyecto. Para el efecto se considera la información resultante de los estudios que le anteceden (de mercado, organizacional y técnico).

- **La evaluación del proyecto**

En esta fase se valora la viabilidad de la propuesta de inversión tomando como referencia la información contenida en cada uno de los informes técnicos. El objetivo fundamental de esta fase es evaluar la bondad financiera de las alternativas encontradas, con el fin de aceptarlas o rechazarlas, conforme a las exigencias de rentabilidad del inversionista.

La inversión

En esta etapa se materializan las acciones contenidas en los estudios técnicos que se efectuaron en la etapa de preinversión, lo cual da como resultado la adquisición de bienes o servicios que servirán para satisfacer la necesidad o solucionar los problemas previamente identificados.

La etapa de inversión comprende el período en que se toma la decisión de implementar el proyecto (desembolso del dinero) y finaliza en el momento en que el proyecto inicia su operación.

La operación

Esta etapa corresponde al período de permanente producción de bienes o prestación de servicios. En el caso de los proyectos de modernización tecnológica, la etapa de operación inicia en el momento en que se utiliza la maquinaria y se emplean procesos nuevos para la producción de bienes.

9.1.2. ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DE PROYECTOS DE INVERSIÓN

9.1 2.1. PROPÓSITO DEL ESTUDIO FINANCIERO

El estudio financiero integra la información contenida en los demás estudios técnicos, y su objetivo primordial es valorar el monto de la inversión necesaria para la implementación de la propuesta, así como estimar los ingresos y egresos de la operación del proyecto durante el tiempo de evaluación.

9.1.2.2. ETAPAS DEL ESTUDIO FINANCIERO

La elaboración del estudio financiero comprende tres etapas: a) inversión inicial, b) ingresos operacionales, y c) costos operacionales.

Teniendo en cuenta que el presente capítulo tiene por objetivo primordial aportar información suficiente al minero para que por su cuenta realice un ejercicio de planeación financiera, en esta sección se incluye una explicación detallada de cada una de las etapas que comprende el estudio y la evaluación financiera de proyectos de inversión.

Inversión inicial

Esta etapa consiste en la identificación y cuantificación monetaria de los costos de la inversión para la puesta en marcha de la propuesta. Estas inversiones están representadas en activos fijos y activos diferidos.

- **Activos fijos**

Son aquellos activos tangibles que se emplean de forma constante en la producción de bienes y servicios. El costo de estos activos comprende, además del valor de su compra, los demás gastos en que incurre la empresa para dejarlos en condiciones de uso. Algunos ejemplos de este tipo de activos son los terrenos, edificaciones, maquinaria y equipos, vehículos, minas y canteras, entre otros.

A su vez, estos activos fijos se subdividen en tres clases: a) no depreciables (con vida útil ilimitada), b) depreciables (con vida útil limitada) y c) agotables (representados en recursos naturales cuya cantidad y valor disminuyen al ser extraídos).

- **Activos diferidos**

Son aquellos activos o inversiones que se realizan en contratación de servicios o derechos que se requieren para la puesta en marcha del proyecto. Algunos ejemplos de este tipo de activos son las licencias ambientales para la explotación de recursos naturales, pago de estudios técnicos y pago de permisos o derechos adquiridos, entre otros.

La inversión en compra de maquinaria y equipos requeridos para la adecuación de la planta se recupera descontando su valor de las utilidades que se reportan a la DIAN para efectos de pagar el impuesto de renta

Costos operacionales

De acuerdo con el ***Glosario minero*** de 2017, el costo operacional es el total que se deriva de las erogaciones que hace el contratista por concepto del pago de salarios al personal, y de todos los otros gastos relacionados con el desarrollo de la operación.

En el caso de los proyectos que tienen como objeto la producción de bienes, los costos operacionales se subdividen en costos directos y costos indirectos.

- **Costos directos**

Son aquellas erogaciones o gastos que tienen relación directa con la fabricación del producto. Algunos de estos están relacionados con materia prima, insumos, mano de obra directa (operarios), mantenimiento, depreciación de maquinaria y equipos, etc.

- **Costos indirectos**

Son aquellas erogaciones o gastos que no se relacionan directamente con la fabricación del producto. Algunos de estos están relacionados con mano de obra indirecta (servicios de aseo y vigilancia), servicios públicos, arrendamiento de plantas, etc.

Se puede precisar que una inversión es conveniente si al final del período de evaluación de esta se logra recuperar con intereses y deja un excedente.

Ingresos operacionales

De acuerdo con el ***Glosario minero*** de 2017, los ingresos operacionales son la entrada de dinero a una empresa derivada de la venta de sus productos, servicios, operaciones financieras y otros.

9.1.2.3. PROPÓSITO DE LA EVALUACIÓN FINANCIERA

La evaluación financiera de proyectos tiene como objetivo fundamental comprobar la pertinencia de iniciar un proyecto, para lo cual es necesario valorar la rentabilidad de la inversión a la luz de las exigencias de rentabilidad propias del inversionista.

9.1.2.4. ETAPAS DE LA EVALUACIÓN FINANCIERA

La evaluación financiera de proyectos comprende esencialmente dos etapas: la construcción del flujo de caja del proyecto y la aplicación de métodos de evaluación para establecer la conveniencia de emprender o no un proyecto.

El valor anual del desgaste de la maquinaria y de los equipos por uso (depreciación) se debe incluir en el flujo de caja del proyecto como gasto deducible de los impuestos que hay que pagar.

La construcción del flujo de caja del proyecto

El flujo de caja constituye una herramienta esencial para la evaluación de proyectos, pues contiene el registro sistematizado de la información financiera necesaria para construir los indicadores de rentabilidad del proyecto. En efecto, esta herramienta permite determinar los flujos netos de efectivo que se utilizan en las técnicas de evaluación de proyectos.

Los componentes del flujo de caja son: a) inversión inicial del proyecto, b) ingresos y egresos reales de efectivo, c) depreciación y amortización, d) impuestos causados y pagados.

Debe tenerse en cuenta que, en la construcción del flujo de caja se consideran los ingresos y egresos en el momento en que ocurren.

Aplicación de métodos para evaluar proyectos de inversión

Entre los métodos más reconocidos para la evaluación financiera de proyectos de inversión se encuentran la tasa interna de retorno (TIR), el valor presente neto (VPN) y la relación beneficio-costo (RB/C).

Valor presente neto

El valor presente neto (VPN) es una cifra monetaria que resulta de comparar el valor presente de los ingresos con el valor presente de los egresos; es decir, es el valor de la diferencia entre los ingresos y egresos del proyecto (flujos netos de efectivo) en pesos de la misma fecha (Mesa, 2010).

Para comparar la diferencia de los ingresos y egresos del proyecto en pesos de una misma fecha se requiere trasladar estas cifras monetarias del futuro al presente, para lo cual es necesario definir una tasa de descuento.

Los criterios para aceptar o rechazar un proyecto utilizando el VPN, de acuerdo con lo planteado por Meza (2010), son los siguientes:

- Si el VPN es mayor de cero, se acepta el proyecto (el inversionista gana más de lo que quería ganar: el VPN indica cuánto más ganó en pesos del presente).
- Si el VPN es igual a cero, es indiferente aceptar el proyecto (el inversionista gana lo que quería ganar después de recuperar la inversión inicial).
- Si el VPN es menor de cero, se rechaza el proyecto (el VPN indica la cantidad de dinero en pesos del presente que faltó para que el inversionista ganara lo que pretendía ganar —esto no indica pérdida—).

Tasa interna de retorno

La tasa interna de retorno (TIR) es un indicador de rentabilidad financiera que indica hasta cuánto el inversionista podría aumentar su rendimiento a partir de lo invertido en el proyecto (tasa de descuento). En este caso, la TIR es la tasa que hace que el VPN sea igual a cero.

Los criterios para aceptar o rechazar un proyecto utilizando la TIR, de acuerdo con lo planteado por Meza (2010), son los siguientes:

- Si la TIR es mayor que la tasa de descuento, se acepta el proyecto (el inversionista obtiene un rendimiento mayor que el esperado).
- Si la TIR es igual a la tasa de descuento, es indiferente aceptar o no el proyecto (el inversionista es indiferente respecto a emprender o no el proyecto).
- Si la TIR es menor que la tasa de descuento, se rechaza el proyecto (el inversionista gana menos de lo que pretendía ganar).

Análisis de la relación beneficio-costo

En este análisis se mide la relación beneficio-costo (RB/C) de un proyecto, que se obtiene mediante la división de la suma total de los ingresos generados durante el tiempo de evaluación entre la sumatoria de los costos del mismo, ambas sumas valoradas en pesos de hoy.

Para calcular la relación beneficio-costo es necesario aplicar la fórmula del VPN para traer a valor presente los valores futuros de los ingresos y costos del proyecto.

Los criterios para aceptar o rechazar un proyecto utilizando la relación beneficio-costo son los siguientes:

- Si la RB/C es mayor que uno, se acepta el proyecto (los beneficios son mayores que los costos, aun si se incluye la inversión inicial).
- Si la RB/C es igual a cero, es indiferente aceptar o no el proyecto (los beneficios son iguales a los costos).
- Si la RB/C es menor que uno, se rechaza el proyecto (los beneficios son menores que los costos).

9.2. METODOLOGÍA PARA EL ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO EN LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR – RUTA METALÚRGICA 1

En esta sección se enseña la metodología que se emplea en cada una de las etapas del estudio y evaluación financiera del proyecto, correspondiente a la ruta metalúrgica 1 propuesta para la zona minera de Santa Rosa del Sur, al mismo tiempo que se exponen las recomendaciones técnicas (provenientes de los estudios geológico, minero, metalúrgico y químico-ambiental) que soportan la definición de las variables de operación de la mina y de la planta de beneficio que representa las condiciones típicas de la zona, y se presentan los supuestos que se tuvieron en cuenta para realizar la proyección de ingresos y egresos de la operación futura, durante el horizonte de evaluación definido.

Variables de operación futura de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de Santa Rosa del Sur – Ruta Metalúrgica 1

Para la realización del estudio financiero se establecieron unas variables de operación de la mina y de la planta de beneficio típicas de la zona, que fueron determinadas por el equipo técnico a partir de la información recolectada en campo y los resultados de los estudios técnicos efectuados.

Figura 9.1. Variables de operación futura de la mina y planta de beneficio. Fuente: autores.

VARIABLE	VALOR
Tiempo de trabajo en mina	8 h/día
Volumen de material de mina extraído	40 t/día
Volumen de material estéril extraído	30 t/día
Volumen de material mineral extraído	10 t/día
Capacidad de procesamiento de la planta	1,25 t/h
Tiempo de funcionamiento de la planta	8 h/día
Volumen de procesamiento	10 t/día
Turnos por día	1 por día
Días de operación al mes	26 días
Volumen de procesamiento	260 t/mes
Tenor de corte por tonelada de material de mina	10,0 g/t
Porcentaje total de recuperación de oro	74%
Recuperación total de oro	7,40 g/t

9.2.1. ESTUDIO FINANCIERO

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente las inversiones en activos fijos y diferidos que se requieren para la puesta en marcha de la ruta metalúrgica 1, como se explica enseguida.

9.2.1.1. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE LA INVERSIÓN INICIAL

Activos fijos

La inversión en activos fijos está representada en la adquisición de maquinaria y equipo tanto para las operaciones de extracción del material de mina, como para las operaciones unitarias del proceso de beneficio (incluyendo el costo de instalaciones eléctricas e hidráulicas para su funcionamiento) y el costo del montaje del laboratorio.

- **Maquinaria y equipo**

  Con el fin de implementar los nuevos procesos que se detallan en la ruta metalúrgica contenida en esta guía se ha incluido este rubro, que comprende el costo de la maquinaria y los equipos que se deben adquirir para mejorar algunos de los procesos que se están llevando a cabo en la operación de extracción del mineral y en la planta de beneficio".

  Para la definición de la maquinaria y los equipos que deben comprarse se partió del inventario inicial de las minas y plantas de la zona, con el objetivo de no incurrir en costos innecesarios y así optimizar los recursos disponibles.

  En la siguiente tabla se detalla la maquinaria y los equipos nuevos que se requieren para mejorar las operaciones en la fase de extracción del mineral, de acuerdo con las condiciones e inventario actual de las minas de la zona.

Figura 9.2. Maquinaria y equipos nuevos para la fase de extracción del mineral. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN DE MAQUINARIA Y EQUIPO	ESPECIFICACIÓN TÉCNICA	CANTIDAD
Perforadora neumática	26 kg	5
Picador neumático	8,5 kg	2
Rotomartillo eléctrico	599 x 134 x 287 mm	2
Ventiladores axiales	90 m^3/minuto	2
Extractor, ventilador axial	45 m^3/minuto	1
Compresor portátil diésel	Unidad compresora 5 años (10.000 horas)	1
Planta eléctrica diésel doméstica	9,6 kW	1
Bomba autocebante	1,5 hp	4
Bomba sumergible	1,5 hp	2
Malacate con motor	3 hp	2

La puesta en marcha de la propuesta de modernización requiere la compra total de la maquinaria que se relaciona enseguida. Estas especificaciones técnicas corresponden al volumen de material mineral que se debe extraer por día y a la capacidad de procesamiento de la planta de beneficio definida por el equipo técnico.

De igual manera, en la figura 9.3. se relaciona la maquinaria y los equipos nuevos que deberán ser adquiridos para la implementación de la ruta metalúrgica 1.

- **Instalaciones eléctricas e hidráulicas**

Este rubro comprende el costo de materiales y el pago de honorarios del personal calificado que llevará a cabo las adecuaciones eléctricas e hidráulicas necesarias para la instalación y puesta en funcionamiento de la maquinaria y los equipos nuevos.

Figura 9.3. Maquinaria y equipos nuevos para la implementación de la ruta metalúrgica 1. Fuente: autores.

PROCESOS	MÁQUINA Y DESCRIPCIÓN	ESPECIFICACIÓN TÉCNICA	CANTIDAD
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Tolva para almacenar material de mina	4 m x 4 m x 2 m	1
	Trituradora de quijadas	10"x 16"	1
	Criba vibratoria	1,20 x 2,40	1
	Trituradora de martillos	24" x 10"	1
	Banda transportadora con estructura de soporte (20 metros)	18"	1
	Tolva para material triturado	4 m x 4 m x 2 m	1
	Caja de pulpa	0,80 m x0,80 m x 1 m	3
	Bomba de sólidos	2,5" x 2"	3
	Hidrociclón 1	4"	1
	Hidrociclón 2	4"	1
	Hidrociclón 3	4"	1
	Molino de bolas primario	4" x 5" - 1,20 x 1,50	1
	Molino de bolas secundario	1,0 m x 2,5 m	2
CONCENTRACIÓN	JIG	8 x 12 dúplex	1
	Mesa gemini de refinación	40 kg/h	1
	Tanque espesador	2,5 m	2
	Celda de flotación circular	1,2 X 1,2	2
CIANURACIÓN	Tanques de cianuración agitada	D=3 m, H=3 m	1
	Tanque para precipitación de oro en cinc	D= 3 m, H = 3,5 m	1
	Precipitación, sistema Merril Crowe	5 a 10 m^3/hora	1
	Sistema de aire	2,5 hp	1
FUNDICIÓN	Horno con crisol	Capacidad de 15 kg	1
MANEJO AMBIENTAL	Bomba para soluciones de 2" x 1,5" de alta	5 hp	1
	Bomba para soluciones de 2" x 1,5" de baja	2 hp	1
	Bomba sumergible	2 hp	1
	Tanque en lámina	Capacidad de 30 m^3	1
	Tanques auxiliares en propileno	1000 L	1
	Tanque auxiliares en lámina para neutralización	D = 3 m, H = 3,5 m	1
	Tanque reactor	D = 3 m, H = 3 m	1
	Filtro prensa	35 marcos	1

- **Montaje de laboratorio**

Este rubro comprende el costo del montaje del laboratorio requerido para obtener información oportuna y veraz acerca de la eficiencia de las operaciones implicadas en el proceso, y de los impactos ambientales de tipo químico que se estén causando con el proceso de beneficio.

El monto de las inversiones que se requieren para mejorar las operaciones en la fase de extracción del mineral y la adecuación de la planta de beneficio (maquinaria y equipo, instalaciones eléctricas e hidráulicas y montaje de laboratorio) dependerá de las características de cada mina y de cada planta, así como de la negociación del minero con su proveedor.

Activos diferidos

La adquisición del siguiente activo diferido está sujeta a las condiciones propias de cada unidad de explotación.

- **Licencia ambiental**

  Este rubro comprende el costo de los estudios previos que se deben realizar para tramitar la solicitud de la licencia ambiental y el valor que se debe pagar a la autoridad ambiental competente, una vez sea aprobada la licencia.

9.2.1.2. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE COSTOS DE LA FASE DE EXTRACCIÓN

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente cada uno de los costos directos de la fase de extracción del material de mina.

Costos directos de la fase de extracción

Los costos directos de la fase de extracción del mineral tienen que ver con la adquisición de insumos (partes, accesorios, herramientas, suministros, combustible y explosivos), la compra de elementos de seguridad industrial, la contratación de mano de obra, el mantenimiento de maquinaria y equipos, el pago de energía eléctrica y la depreciación de bienes físicos.

- **Insumos para la fase de extracción**

  Respecto al rubro de insumos, se tiene en cuenta el costo mensual de la adquisición de partes y accesorios de la maquinaria y los equipos, las herramientas y los suministros para la extracción, y el combustible y los explosivos utilizados.

  En las siguientes tablas se muestra el detalle de los insumos que se utilizan en las operaciones de extracción del material de mina, de acuerdo con los metros de avance en la exploración definidos previamente por el equipo técnico (26 metros de avance mensual, según variables de operación de la mina y de la planta típicas de la zona).

Para el desarrollo de la explotación minera y el beneficio de oro se debe contar con dos criterios básicos: a) trabajar bajo el amparo de un título minero, y b) contar con licencia ambiental.

Figura 9.4. Insumos para la fase de extracción. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD
PARTES Y ACCESORIOS	
Acople 3/4 espigo CH	2 unidades
Acople 3/4 macho CH	2 unidades
Acople 3/4 macho CH	2 unidades
Abrazadera 3/4 CH	2 unidades
Barra de avance	1 unidades
Broca helicoidal SDS MAX DIAGER 32*690	3 unidades
Broca helicoidal SDS MAX DIAGER 1. 174*36 (32*920 mm)	3 unidades
Barrena integral Sandvik de 3" (0,80) cm	2 unidades
Barrena integral Sandvik de 4" (1,20) cm	2 unidades
HERRAMIENTAS Y SUMINISTROS	
Carretas	4 unidades
Palas	6 unidades
Picas	6 unidades
Manguera para aire comprimido 1"	104 metros
Manguera para agua 1"	104 metros
Tablón de madera x 2 mts	60 tablones
Palancas de madera*	168 unidades
Cable encauchetado 3 x 10"	52 metros
Toma eléctrica	2 unidades
Clavos de acero de 3"	2 cajas.25 unidades
Clavija industrial	2 unidades
Bombillos de litio	8 unidades
Ducto plástico para ventilador (mangas)	104 metros
Aceite mobil ALMO 527	2 unidades
COMBUSTIBLE Y EXPLOSIVOS	
Combustible diésel	208 galones
Indugel Plus AP (26 x 250 mm) caja de 25 kilogramos*	253 kg
Anfo Rezar, bulto de 25 kilogramos*	156 kg
Detonador común n.° 8 (caja de 100 unidades)*	1.560 unidades
Mecha lenta de seguridad (caja de 500 metros)*	3.600 metros

(*) En este rubro se tiene en cuenta el costo adicional mensual que representa el pago del traslado de los explosivos con escolta, desde el punto de venta hasta la mina.

- **Mano de obra para la fase de extracción**

  En este rubro se cuantifica el pago mensual de los salarios del personal vinculado a la operación de extracción del mineral, los aportes a seguridad social que deben ser asumidos por el empleador con base en la Ley 100 de 1993 (salud, pensión y ARL), los aportes parafiscales que deben destinarse al Instituto de Bienestar Familiar (ICBF), al SENA y a las cajas de compensación familiar (CCF), así como la respectiva provisión mensual para el pago de las prestaciones sociales (prima, vacaciones, cesantías e intereses de cesantías).

- **Salarios de los empleados**

  El costo de mano de obra se calcula para un total de diez empleados, conforme a la distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, que se muestran en la siguiente tabla:

Figura 9.5. Distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, fase de extracción. Fuente: autores.

PROCESO	CARGO	CANTIDAD DE OPERARIOS	TURNOS X DÍA	SUELDO BÁSICO X MES (COP)	AUX. TRANSPORTE X MES (COP)	SALARIO TOTAL X MES (COP)*
Frente de explotación	Operario	6	1	828.116	97.032	5.550.888
Carga y transporte	Operario	8	1	828.116	97.032	7.401.184
Preparación	Operario	3	1	828.116	97.032	2.775.444
Desarrollo	Operario	2	1	828.116	97.032	1.850.296
General	Supervisor	1	1	828.116	97.032	925.148
	Total	**20**				**18.502.960**

(*) El salario total asignado a los operarios y el supervisor corresponde al valor del salario mínimo mensual vigente en Colombia durante 2019.

Aportes al Sistema General de Seguridad Social

El cálculo de aportes a cargo del empleador, con destino al Sistema General de Seguridad Social (SGSS), se realizó con base en los sueldos básicos por mes que se indicaron en la tabla anterior.

Fórmula para calcular los aportes a seguridad social (SGSS)

Aportes a seguridad social ($/mes) = sueldo básico ($) × % aportes (EPS, AFP, ARL)

- **Aportes parafiscales**

El cálculo de aportes parafiscales que corresponden a una contribución obligatoria del empleador con destino al Servicio Nacional de Aprendizaje, al Instituto Colombiano de Bienestar Familiar y a las cajas de compensación familiar, con el propósito de que dicho aporte permita a estas entidades ejecutar las labores para las cuales fueron creadas, se estimó conforme a los salarios básicos asignados a los empleados.

Fórmula para calcular los aportes a parafiscales
Aportes parafiscales ($/mes) = sueldo básico ($) × % aporte (SENA, ICBF, CCF)

Figura 9.6. Tablas de aportes a seguridad social y parafiscales. Fuente: autores.

CONCEPTO	APORTE SGSS COP ($)	DESCRIPCIÓN
EPS (salud)	$ 70.390	Aporte total (12,5 %): $ 103.515 Aporte del empleador (8,5 %): $70.390 Aporte del trabajador (4 %): $33.125
Pensión (AFP)	$ 99.374	Aporte total (16 %): $ 132.499 Aporte empleador (12 %): $99.374 Aporte trabajador (4 %): $33.125
ARL	$ 57.637	Aporte total Riesgo V (6,96 %): $57.637 Aporte empleador: $57.637
Total:	**$ 227.401**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en la Ley 100 de 1993.

- **Prestaciones sociales**

El cálculo de la provisión mensual sobre el valor de la nómina, para el pago de prestaciones sociales a los trabajadores, se estimó con base en el salario mensual total asignado a cada operario.

Fórmula para calcular la provisión para pago de prestaciones sociales
Provisión ($/mes) = salario total ($) × % de carga prestacional (prima, vacaciones, cesantías)

CONCEPTO	APORTES PARAFISCALES COP($)	DESCRIPCIÓN
Caja de Compensación Familiar	$ 33.125	Aporte total al CCF: (4 %) a cargo del empleador
ICBF	$ 24.843	Aporte total al ICBF: (3 %) a cargo del empleador
SENA	$ 16.562	Aporte total al SENA -: (2 %) a cargo del empleador
Total:	**$ 74.530**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en los porcentajes establecidos en el Código Sustantivo del Trabajo.

Fórmula para calcular la provisión para intereses de cesantías
Provisión para pago de intereses de cesantías ($/mes) = cesantías ($) x 12%

- **Elementos de protección personal para la fase de extracción**

Este rubro comprende el costo de la adquisición de los elementos que conforman el equipo de protección personal de los operarios de la mina.

Para calcular este costo se consideró la frecuencia de compra de los elementos y las respectivas cantidades, para establecer un factor de conversión que permitiera convertir el costo total en un costo mensual. Lo anterior, teniendo en cuenta que estos elementos tienen frecuencia de compra diferente.

La figura 9.8 contiene el detalle de los elementos de protección personal que se requieren para garantizar la seguridad de los trabajadores de la mina.

Figura 9.8. Elementos de protección personal para trabajadores en mina. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	FRECUENCIA DE COMPRA	CANTIDAD*
Arnés en X Expert Line	Quinquenal	22 unidades
Línea de vida de 16 mm, 50 metros	Quinquenal	20 unidades
Cargador individual CH	Anual	20 unidades
Lámpara KL5LM naranja 8.000 lux	Anual	20 unidades
Cargador para lámpara	Anual	20 unidades
Lámpara KL4MS	Anual	20 unidades
Casco con portalámpara	Anual	20 unidades
Overol tipo piloto con cinta	Cuatrimestral	20 unidades
Cinturón minero de nylon con anillo	Cuatrimestral	20 unidades
Bota de seguridad exportadora	Cuatrimestral	20 unidades
Bota conga II	Cuatrimestral	20 unidades
Fono Samuray (protector auditivo externo)	Cuatrimestral	20 unidades
Conjunto de 2 piezas de ajuste en broche (impermeable)	Cuatrimestral	20 unidades
Respirador media cara 7500	Cuatrimestral	20unidades
Guante de nylon de nitrilo	Mensual	20 unidades
Filtros para partículas 7993B A/E 110167-5	Mensual	20 unidades
Lente Nitro II AF 110005-0	Mensual	20 unidades
Protector reusable Libus - Reflex bolsa (protector auditivo de inserción)	Mensual	20 unidades
Autorescatador modelo Ci-30KS	Anual	22 unidades
Monitor multigas IBRID MX6- multidetector seis gases	Bianual	2 unidades
Estuche portátil, multidetector	Anual	2 unidades
Paquete de calibración 1 año	Anual	2 unidades

(*) Las cantidades se determinaron para un total de 20 empleados.

Figura 9.7. Tablas de aportes a prestaciones sociales. Fuente: autores.

CONCEPTO	PRESTACIONES SOCIALES COP($)	DESCRIPCIÓN
Cesantías (8,33%)	$ 77.065	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Intereses de cesantías (12%)	$ 9.251	(12 %): corresponde al 12 % sobre el valor a pagar de las cesantías
Prima de servicios (8,33%)	$ 77.065	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Vacaciones (4,17%)	$ 38.579	(4,17 %): la ley del trabajo establece 15 días hábiles consecutivos de vacaciones anuales remuneradas
TOTAL	**$ 201.960**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en Ley 1607 de 2012.

El cálculo de los aportes al SGSS y de las contribuciones parafiscales se debe realizar sobre la base del sueldo básico, es decir, sin tener en cuenta el auxilio de transporte, en tanto que la liquidación de las prestaciones sociales se debe tomar como base del cálculo del salario total, esto es, el sueldo básico más el auxilio de transporte.

- **Mantenimiento de los bienes físicos para la fase de extracción**

En este rubro se cuantifican todos los gastos necesarios para conservar la maquinaria y los equipos en buenas condiciones, a efectos de que trabajen con rendimiento normal durante su vida útil y prolonguen sustancialmente su tiempo de uso.

El costo del mantenimiento de la maquinaria y de los equipos se estableció como un porcentaje equivalente a 0,75% del valor comercial de la maquinaria (este valor incluye el costo del mantenimiento preventivo y correctivo y la compra de repuestos).

Fórmula para calcular el costo de mantenimiento
Costo de mantenimiento ($) = valor comercial total ($) x 0,75%

- **Costo de energía eléctrica para la fase de extracción**

En este rubro se cuantifica el costo de la energía eléctrica mensual que se consume en el proceso de extracción del mineral.

El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados para la extracción del mineral y el número de horas al día durante las cuales se utilizarían, de acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos.

El costo total por energía eléctrica mensual se calcula con base en el consumo en kWh/mes, y la tarifa por kW que se paga a la empresa que suministra el servicio.

Fórmula para calcular el costo mensual de energía eléctrica
Costo de la energía eléctrica ($) = consumo energía (kWh/mes) × tarifa kW ($)

La figura 9.9. contiene el detalle del consumo de energía eléctrica por mes para cada equipo.

Figura 9.9. Consumo de energía eléctrica por equipo. Fuente: autores.

EQUIPO	CANTIDAD	POTENCIA DE MOTOR hp	POTENCIA DE MOTOR Kw	POTENCIA EFECTIVA Kw	HORAS TRABAJO	Kw/ DÍA	Kw/ MES
Rotomartillo eléctrico	2	2	1,5	1,20	8	19,2	499,2
Ventiladores axial	2	2	1,5	1,20	8	19,2	499,2
Bomba sumergible	2	1,5	1,125	0,90	8	14,4	374,4
Extractor ventilador axial	1	2	1,5	1,20	8	9,6	249,6
Motor malacate	2	3	2,25	1,80	8	28,8	748,8
Total:						**91**	**2.371**

- **Depreciación maquinaria y equipo para la fase de extracción**

En este rubro se valora la reducción en el valor de la maquinaria como consecuencia de su uso. Debe tenerse en cuenta que, pese a que la depreciación no representa una salida de efectivo, este mecanismo debe considerarse a efectos de recuperar la inversión en activos fijos.

El método de línea recta está reconocido por la DIAN para descontar el valor de la depreciación de la base de cálculo del impuesto de renta y complementarios.

El valor de depreciación mensual de cada equipo se estimó por medio del método en línea recta, utilizando como referencia un tiempo de vida útil de diez años.

Fórmula para calcular la depreciación de la maquinaria y equipo
Costo depreciación ($) = valor comercial del equipo ($) / tiempo de vida útil (meses)

9.2.1.3. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE COSTOS DE LA FASE DE BENEFICIO

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente cada uno de los costos (directos e indirectos) de la operación de la planta de beneficio, conforme a la ruta metalúrgica 1 propuesta.

De acuerdo con el diagrama de operaciones de la ruta metalúrgica 1 propuesta (figura 8.5.), los costos de operación se cuantificaron y clasificaron para cada uno de los siguientes procesos:

- Trituración y molienda
- Concentración (gravimétrica y por flotación)
- Cianuración
- Fundición
- Manejo ambiental

Costos directos de la fase de beneficio

Los costos directos del proceso de beneficio tienen que ver con la adquisición de materia prima e insumos, la contratación de mano de obra, el mantenimiento de maquinaria y equipos, análisis y pruebas de laboratorio, pago de servicios públicos (energía eléctrica y agua) y depreciación de bienes físicos.

- **Materia prima para la fase de beneficio-costo de extracción**

  El costo de materia prima corresponde al valor que se debe pagar por cada tonelada de material mineral puesto en tolva. En este ejercicio, el costo de la materia prima se define como el costo de extracción del mineral, el cual incluye los rubros mencionados en la sección 9.2.1.2, “Identificación y valoración de costos de la fase de extracción”.

Figura 9.10. Insumos para la fase de beneficio. Fuente: autores.

PROCESOS	DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CONSUMO / TONELADA*	CONSUMO MENSUAL**
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Cuerpos moledores	kg	1,2	312
	Revestimientos trituradora primaria	kg	1,2	312
	Revestimientos trituradora secundaria	kg	1,2	312
	Revestimientos de molino primario	kg	1,2	312
	Revestimientos de molino secundario	kg	1,2	312
CIANURACIÓN***	Cianuro de sodio (NaCN)	kg	20,72	733
	Cal (CaO)	kg	2,35	83
	Hidróxido de sodio (potasa)	kg	0,0391	1,38
	Acetato de plomo	kg	0,003	0,11
	Polvo de zinc	kg	0,024	0,849
	Celite (Diactive 12)	kg	0,013	0,460
FLOTACIÓN****	Aero 5160 (contratipo A31)	kg	0,045	10,7
	Aero 8255 (contratipo A31)	kg	0,045	10,7
	Amil Xantato de potasio	kg	0,085	20,3
	Espumante aero-froth65	kg	0,04	9,5
	Sulfato de cobre	kg	0,08	18,4
FUNCICIÓN	Bórax Pentahidratado	kg	0,044	11
	Carbonato de sodio	kg	0,008	2
	Sílice - Cuarzo	kg	0,025	7
MANEJO AMBIENTAL	Floculante	kg	0,004	1
	Ácido sulfúrico	kg	0,300	78
	Peróxido de hidrógeno	kg	0,269	70

(*) La dosificación por tonelada fue determinada por el equipo técnico. (**) La cantidad consumida mensualmente se estimó para 260 toneladas, conforme a las variables de operación de la planta. (***) La cantidad de mineral que va a cianuración corresponde al 13,5% del material de cabeza.(****) La cantidad de mineral que va a flotación corresponde al 91,8% del material de cabeza.

Debe tenerse en cuenta que en la estimación de los costos totales de la fase de beneficio, al costo de extracción por cada tonelada de material procesado se le descuenta el valor de la depreciación de los bienes físicos y maquinaria utilizados en esta fase, a efectos de facilitar la sistematización de la información en el flujo de caja del proyecto.

- **Insumos para la fase de beneficio**

Respecto al rubro de insumos, se tiene en cuenta el costo de los reactivos y elementos químicos que se emplean en cada proceso, según se detalla en la figura 9.10.

- **Mano de obra para la fase de beneficio**

En este rubro se cuantifica el pago mensual de los salarios del personal vinculado a la operación de beneficio, los aportes a seguridad social que deben ser asumidos por el empleador con base en la Ley 100 de 1993 (salud, pensión y ARL), los aportes parafiscales que deben destinarse al Instituto de Bienestar Familiar (ICBF), al SENA y a las cajas de compensación familiar (CCF), así como la respectiva provisión mensual para el pago de las prestaciones sociales (prima, vacaciones, cesantías e intereses de cesantías).

Figura 9.11. Distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, fase de beneficio. Fuente: autores.

PROCESO	CARGO	CANTIDAD DE OPERARIOS	TURNOS X DÍA	SUELDO BÁSICO X MES (COP)	AUX. TRANSPORTE X MES (COP)	SALARIO TOTAL X MES (COP)*
Trituración y Molienda	Operario	1	1	828.116	97.032	925.148
Concentración	Operario	1	1	828.116	97.032	925.148
Flotación	Operario	1	1	828.116	97.032	925.148
Cianuración y fundición	Operario	2	1	828.116	97.032	1.850.296
	Total	**5**				**4.625.740**

(*) El salario total asignado a los operarios y el supervisor corresponde al valor del salario mínimo mensual vigente en Colombia durante 2019.

Salarios de los empleados

El costo de mano de obra se calcula para un total de nueve empleados, conforme a la distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, que se muestran en la siguiente tabla:

- **Aportes al Sistema General de Seguridad Social**

El cálculo de aportes a cargo del empleador, con destino al Sistema General de Seguridad Social (SGSS) se realizó con base en los sueldos básicos por mes que se indicaron en la tabla anterior.

Fórmula para calcular los aportes a seguridad social
Aportes a seguridad social ($/mes) = sueldo básico ($) × % aportes (EPS, pensión, ARL)

- **Aportes parafiscales**

El cálculo de aportes parafiscales que corresponden a una contribución obligatoria del empleador con destino al Servicio Nacional de Aprendizaje, al Instituto Colombiano de Bienestar Familiar y a las cajas de compensación familiar, con el propósito de que dicho aporte permita a estas entidades ejecutar las labores para las cuales fueron creadas, se estimó conforme a los salarios básicos asignados a los empleados.

Figura 9.12. Tablas de aportes a seguridad social y parafiscales. Fuente: autores.

CONCEPTO	APORTE SGSS COP ($)	DESCRIPCIÓN
EPS (salud)	$ 70.390	Aporte total (12,5 %): $ 103.515 Aporte del empleador (8,5 %): $70.390 Aporte del trabajador (4 %): $33.125
Pensión (AFP)	$ 99.374	Aporte total (16 %): $ 132.499 Aporte empleador (12 %): $99.374 Aporte trabajador (4 %): $33.125
ARL	$ 57.637	Aporte total Riesgo V (6,96 %): $57.637 Aporte empleador: $57.637
Total:	**$ 227.401**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en la Ley 100 de 1993.

Fórmula para calcular los aportes a parafiscales
Aportes parafiscales ($/mes) = sueldo básico ($) × % aporte (SENA, ICBF, CCF)

- **Prestaciones sociales**

El cálculo de la provisión mensual sobre el valor de la nómina, para el pago de prestaciones sociales a los trabajadores, se estimó con base en el salario mensual total asignado a cada operario.

Fórmula para calcular la provisión para pago de prestaciones sociales
Provisión ($/mes) = salario total ($) × % de carga prestacional (prima, vacaciones, cesantías)

Fórmula para calcular la provisión para intereses de cesantías
Provisión para pago de intereses de cesantías ($/mes) = cesantías ($) x 12 %

- **Mantenimiento de los bienes físicos de la fase de beneficio**

En este rubro se cuantifican todos los gastos necesarios para conservar la maquinaria y los equipos de la planta de beneficio en buenas condiciones, a efectos de que trabajen con rendimiento normal durante su vida útil.

El costo del mantenimiento de la maquinaria y de los equipos se estableció como un porcentaje equivalente a 0,30 % del valor comercial de la maquinaria (este valor incluye el costo del mantenimiento preventivo y correctivo y la compra de repuestos).

Fórmula para calcular el costo de mantenimiento
Costo de mantenimiento ($) = valor comercial total ($) x 0,30 %

- **Análisis y pruebas de laboratorio de la fase de beneficio**

Este rubro comprende el costo de los ensayos de laboratorio que deben realizarse cada mes con el objetivo de disponer de información oportuna y veraz acerca de la eficiencia de las operaciones en cada uno de los procesos, así como de los impactos ambientales de tipo químico que se estén generando.

Figura 9.13. Tablas de aportes a prestaciones sociales. Fuente: autores.

CONCEPTO	APORTES PARAFISCALES COP($)	DESCRIPCIÓN
Caja de Compensación Familiar	$ 33.125	Aporte total al CCF: (4 %) a cargo del empleador
ICBF	$ 24.843	Aporte total al ICBF: (3 %) a cargo del empleador
SENA	$ 16.562	Aporte total al SENA -: (2 %) a cargo del empleador
Total:	**$ 74.530**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en los porcentajes establecidos en el Código Sustantivo del Trabajo.

CONCEPTO	PRESTACIONES SOCIALES COP($)	DESCRIPCIÓN
Cesantías (8,33%)	$ 77.065	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Intereses de cesantías (12%)	$ 9.251	(12 %): corresponde al 12 % sobre el valor a pagar de las cesantías
Prima de servicios (8,33%)	$ 77.065	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Vacaciones (4,17%)	$ 38.579	(4,17 %): la ley del trabajo establece 15 días hábiles consecutivos de vacaciones anuales remuneradas
TOTAL	**$ 201.960**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en Ley 1607 de 2012.

El cálculo de los aportes al SGSS y de las contribuciones parafiscales se debe realizar sobre la base del sueldo básico, es decir, sin tener en cuenta el auxilio de transporte, en tanto que la liquidación de las prestaciones sociales se debe tomar como base del cálculo del salario total, esto es, el sueldo básico más el auxilio de transporte.

En la siguiente tabla se relacionan los tipos de ensayos, tipos de muestras y cantidades mínimas que se deben realizar en cada mes de la operación.

Servicios públicos de la fase de beneficio

Es necesario precisar que en los costos indirectos de fabricación (CIF) usualmente se tienen en cuenta los costos de los servicios públicos. Sin embargo, en este ejercicio financiero se clasifica el costo del consumo de agua y energía como costos directos del proceso de operación, con el objetivo de establecer un punto de referencia para evaluar el aumento de consumo de energía que se generaría en la planta, a partir de la implementación de la propuesta tecnológica, y estimar el costo del consumo de agua en el proceso de beneficio.

Figura 9.14. Análisis y pruebas de laboratorio de la fase de beneficio. Fuente: autores.

PROCESOS	TIPO DE ENSAYO	TIPO DE MUESTRA	CANTIDAD (UNIDAD/MES)
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Ensayos al fuego	Cabeza general	26
CONCENTRACIÓN	Ensayos al fuego	Cola de flotación	26
	Ensayos al fuego	Concentrado de mesa	26
	Ensayos al fuego	Superconcentrado	8
FUNDICIÓN	Ensayos al fuego	Fundido	8
CIANURACIÓN	Ensayos al fuego	Cola de cianuración	26
	Absorción atómica	Oro en solución de cianuración	52
	Absorción atómica	Oro en solución pobre	26
	Absorción atómica	Cinc en solución pobre	2
	Absorción atómica	Cobre en solución	2
MANEJO AMBIENTAL	Absorción atómica	Ambientales	4

- **Costo de energía eléctrica**

En este rubro se cuantifica el costo de la energía eléctrica que se consume mensualmente en el proceso de beneficio.

El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la planta y el número de horas al día durante las cuales se utilizarían, de acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos para la planta de beneficio. La siguiente tabla contiene el detalle del consumo de energía eléctrica por mes para cada equipo.

El costo total por energía eléctrica mensual se calcula con base en el consumo en kWh/mes, y la tarifa por kW que se paga a la empresa que suministra el servicio.

Figura 9.15. Consumo de energía por equipos de la fase de beneficio. Fuente: autores.

	EQUIPO	CANTIDAD	POTENCIA DE MOTOR hp	POTENCIA DE MOTOR Kw	POTENCIA EFECTIVA Kw	HORAS TRABAJO	Kw/ DÍA	Kw/ MES
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Trituradora de quijadas	12	9,00	7,20	1	8	57,6	1.498
	Criba vibratoria	2	1,50	1,20	1	8	9,6	250
	Trituradora de martillos	25	18,75	15,00	1	8	120	3.120
	Banda transportadora	3	2,25	1,80	1	8	14,4	374
	Molino de bolas primario	25	18,75	16,88	1	8	135	3,510
	Molino de bolas secundario	25	18,75	16,88	2	8	270	7.020
	Bomba de Sólidos	7,5	5,63	4,50	3	8	108	2.808
	Total trituración y molienda							**18.580**
CONCENTRACIÓN	JIG	2	1,5	1,20	1	8	9,6	250
	Mesa gemini de refinación	1	0,75	0,60	1	8	4,8	125
	Tanque espesador	2	1,5	1,20	2	8	19,2	499
	Celda de flotación circular	2,5	1,875	1,50	2	8	24	624
	Total concentración							**1.498**
CIANURACIÓN	Tanque de agitación (lixiviación)	12	9	7,20	1	12	86,4	2.246
	Precipitación, sistema Merril Crowe	12	9	7,20	1	8	57,6	1.498
	Sistema de aire	2,5	1,875	1,50	1	12	18	468
	Total cianuración							**4.212**
MANEJO AMBIENTAL	Tanque de agitado para neutralización	12	9	7,20	1	8	57,6	1.498
	Bombas para recirculación de aguas y soluciones	5	3,75	3,00	3	8	72	1.872
	Total manejo ambiental							**3.370**
							Total	**27.659**

Fórmula para calcular el costo mensual de energía eléctrica
Costo de la energía eléctrica ($) = consumo energía (kW-h/mes) × tarifa kW ($)

- **Costo del agua**

En este rubro se cuantifica el costo por consumo de agua en el proceso de beneficio de la planta, de acuerdo con la tarifa reportada por la empresa prestadora del servicio en la zona.

Para determinar la cantidad de agua que se consume en el proceso de beneficio de la planta, el equipo técnico realizó un ejercicio experimental basándose en un balance hídrico de masa, mediante el cual se logró establecer que el consumo específico de agua por tonelada de mineral procesado es de 0,53 m3.

Fórmula empleada para calcular el costo mensual de agua
Costo del agua ($) = consumo de agua (m³/mes) × tarifa m³ ($)

Depreciación de la maquinaria y el equipo para la fase de beneficio

En este rubro se valora la reducción en el valor de la maquinaria como consecuencia de su uso. Debe tenerse en cuenta que, pese a que la depreciación no representa una salida de efectivo, este mecanismo debe considerarse a efectos de recuperar la inversión en activos fijos.

El método de línea recta está reconocido por la DIAN para descontar el valor de la depreciación de la base de cálculo del impuesto de renta y complementarios.

El valor de depreciación mensual de cada equipo se estimó por medio del método en línea recta, utilizando como referencia un tiempo de vida útil de diez años.

Fórmula para calcular la depreciación de la maquinaria y el equipo
Costo depreciación ($) = valor comercial del equipo ($) / tiempo de vida útil (meses)

Costos indirectos de la fase de beneficio

En este análisis, los costos indirectos de fabricación (CIF) se calculan en un 10 % de la suma de los costos directos de la planta de beneficio.

El costo e ingreso unitario, es decir, el valor por cada gramo de oro, se calcula dividiendo el valor de los costos totales del mes entre el número de gramos recuperados, y viceversa.

Fórmula para calcular los CIF
CIF ($) = valor de costos directos ($) × 10 %

Costos totales de la fase de beneficio

Los costos totales de la operación mensual de la planta de beneficio se determinan mediante la suma de los costos directos e indirectos.

Fórmula para calcular el costo total
Costos totales mensuales ($) = total de los costos directos mensuales ($) + total de los costos indirectos mensuales ($)

9.2.1.4. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE INGRESOS DE OPERACIÓN

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente los ingresos mensuales que se obtienen de la operación de la planta de beneficio después de la implementación de la ruta metalúrgica 1. Para esto se debe multiplicar la cantidad de oro producido en gramos por el precio al que se vende cada gramo de oro.

La cantidad de oro recuperado se halla mediante la aplicación de la siguiente fórmula:

Fórmula para calcular la cantidad de oro por tonelada procesada
Oro recuperado por tonelada (g) = tenor (g) × % de recuperación total

Figura 9.16. Recuperación de oro en la fase de beneficio. Fuente: autores.

CANTIDAD DE MATERIAL PROCESADO (t)	TENOR	RECUPERACIÓN TOTAL (%)*	CANTIDAD RECUPERADA (g/t)**
1	10,0	100	10,0
1	10,0	74%	7,40

(*) Con la implementación de la propuesta tecnológica (ruta metalúrgica 1) se puede alcanzar mínimo un 74 % de recuperación de oro por tonelada. (**) En la zona minera de Santa Rosa del Sur el tenor de corte en el cual es rentable la operación de la ruta metalúrgica 1 sugerida es de mínimo 10 gramos por tonelada.

En la zona minera de Santa Rosa del Sur el tenor de corte en el cual es rentable la operación de la ruta metalúrgica sugerida es de mínimo 10 gramos por tonelada.

Una vez se ha determinado la cantidad de oro recuperado por cada tonelada de mineral procesada, se emplea la siguiente fórmula para establecer la cantidad de oro que se produce en un mes:

Fórmula para calcular la producción mensual de oro
Producción mensual de oro (g) = oro recuperado por tonelada (g) × mineral procesado mensualmente (t)

Finalmente, se utiliza la siguiente fórmula para determinar los ingresos mensuales por la venta de oro producido:

Fórmula para calcular los ingresos mensuales por venta de oro
Ingresos totales mensuales ($) =producción mensual de oro (g) × precio del oro ($/g)

9.2.2. EVALUACIÓN FINANCIERA

En esta sección se expone la metodología que se emplea en las dos etapas de la evaluación financiera y se presentan los supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de ingresos y costos de operación durante el horizonte definido para la evaluación del proyecto.

Recordemos que la evaluación financiera de proyectos comprende esencialmente dos etapas: la construcción del flujo de caja del proyecto y la aplicación de métodos de evaluación para establecer la conveniencia de emprender o no un proyecto.

9.2.2.1. CONSTRUCCIÓN DEL FLUJO DE CAJA DEL PROYECTO

El tiempo definido para medir la bondad financiera del proyecto, u horizonte de evaluación del proyecto, es de cinco años.

A continuación se explican cada uno de los componentes del flujo de caja y los supuestos que se utilizaron para la proyección de ingresos y costos de operación de la planta de beneficio en cada uno de los años que comprende el horizonte de evaluación.

Inversión inicial

El monto de la inversión inicial se registra en la estructura del flujo de caja en el año cero. Esto se debe a que la inversión se realiza antes de poner en marcha el proyecto.

Ingresos gravables

Los ingresos gravables que se registran en el flujo de caja del proyecto son los mismos ingresos operacionales que resultan de la venta de oro producido en cada año.

- **Supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de los ingresos gravables**

La producción anual se mantiene constante en el horizonte de evaluación del proyecto (cada año se produce la misma cantidad de oro). A partir del segundo año, el precio del oro aumenta en una proporción del 3% anual.

Fórmula para calcular los ingresos gravables anuales
Ingresos gravables en el año 1 ($) = producción de oro en el año 1 (g) × precio del oro en el año 1 ($/g)

Egresos deducibles

Los egresos deducibles que se registran en el flujo de caja del proyecto son los costos de operación, la depreciación y el pago de regalías.

La tasa para la liquidación de regalías por explotación de oro es del 4% sobre la producción en boca de mina, según lo establece el artículo 16 de la Ley 756 de 2002.

Fórmula para la liquidación de las regalías
Regalías del año 1 ($) = (producción de oro el año 1 (g) × precio fijado por el Banco de la República en el año 1 ($/g) x 4%

- **Supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de los egresos deducibles**

1. A partir del 2.° año, el costo de la materia prima (representado en el costo de extracción) aumenta en una proporción del 3% anual
2. A partir del 2.° año, el costo de los insumos aumenta en una proporción del 2% anual
3. A partir del 2.° año, el costo de mano de obra aumenta en una proporción del 4% anual
4. A partir del 2.° año, el precio para la liquidación de las regalías aumenta en una proporción de 3% anual

Los demás costos de operación (mantenimiento, análisis y pruebas de laboratorio, servicios públicos y costos indirectos de fabricación) permanecen constantes en el horizonte de evaluación del proyecto, es decir que para cada año el costo en estos rubros es el mismo.

Las regalías corresponden a una contraprestación económica que debe reconocerse al Estado por la explotación de un recurso natural no renovable. En este caso, las regalías se pagan por la producción de oro, debido a que después de beneficiar el mineral este no se regenera. De conformidad con los artículos 58, 332 y 360 de las Constitución Política de Colombia de 1991, toda explotación de recursos naturales no renovables de propiedad estatal genera una regalía como contraprestación económica.

Utilidad operacional

La utilidad operacional es la ganancia obtenida por la empresa, antes del pago de impuestos.

Fórmula para calcular la utilidad antes de pagar impuestos
Utilidad operacional del año 1 ($) = ingresos gravables en el año 1 ($) – egresos deducibles en el año 1 ($)

Margen de utilidad operacional

Este indicador determina el porcentaje que queda por cada peso de venta después de deducir todos los costos y gastos de la operación de la planta de beneficio.

Fórmula para calcular el margen de utilidad operacional
Margen de utilidad operacional del año 1 (%) = (utilidad operacional en el año 1 ($) / ingresos gravables en el año 1 ($) × 100

Impuestos

En el flujo de caja del proyecto se debe estimar el impuesto de renta, que corresponde a una contribución que grava el ingreso de las personas y entidades económicas. Este impuesto sobre la renta incluye el gravamen al trabajo, al capital y la combinación de ambos (Glosario minero, 2017).

En la última reforma tributaria, contenida en la Ley 1819 del 29 de diciembre de 2016, se estableció el 33% como tarifa general del impuesto de renta para las personas jurídicas.

Debe tenerse en cuenta que en el momento de la liquidación del impuesto de renta se toman como base los ingresos gravables generados en el último año y se descuenta el monto correspondiente a los costos de operación, o egresos deducibles.

Fórmula para calcular el impuesto de renta
Impuesto de renta del año 1 ($) = utilidad antes de pagar impuestos del año 1 ($) × 33%

Utilidad neta

La utilidad neta es la ganancia obtenida por la empresa después de haber pagado impuestos.

Fórmula para calcular la utilidad neta
Utilidad neta del año 1 ($) = utilidad operacional del año 1 ($) – impuesto de renta del año 1 ($)

Margen de utilidad neta

Este indicador determina el porcentaje que queda por cada peso de venta después de deducir todos los costos y gastos de la operación de la planta de beneficio, incluido el pago de impuesto de renta.

Fórmula para calcular el margen de utilidad neta
Margen de utilidad neta del año 1 (%) = (utilidad neta del año 1 ($) / ingresos gravables en el año 1 ($)) × 100

Flujo neto de efectivo

Los flujos netos de efectivo son los beneficios futuros que genera el proyecto en cada año que comprende el horizonte de evaluación.

Fórmula para calcular el flujo neto de efectivo
Flujo neto de efectivo en el año 1($) = utilidad neta en el año 1 ($) + depreciación en el año 1 ($)

9.2.2.2. APLICACIÓN DE MÉTODOS PARA EVALUAR PROYECTOS

Enseguida se presentan las fórmulas que se emplearon para calcular los indicadores de evaluación financiera del proyecto ruta metalúrgica 1.

Valor presente neto (VPN)

Para el cálculo del VPN se utilizaron dos tasas de descuento: la primera, equivalente al 20%, y la segunda, del 30%. Recordemos que la tasa de descuento (TD) se utiliza para trasladar los flujos netos de efectivo del futuro al presente.

Fórmula para calcular el VPN

$$\text{VPN} = (-)\ \text{inversión inicial (\$)} + \frac{\text{FNE (\$)}_{\text{año 1}}}{(1+\text{TD})^1} + \frac{\text{FNE (\$)}_{\text{año 2}}}{(1+\text{TD})^2} \ldots \frac{\text{FNE (\$)}_{\text{año 5}}}{(1+\text{TD})^5}$$

Tasa interna de retorno (TIR)

Fórmula para calcular la TIR

$$TIR = (-)\ \frac{-\text{Inversión Inicial}_{(\$)} + \Sigma^{5}_{t=1}\ \text{FNE}_{(\$)}}{\Sigma^{5}_{t=1}\ (\text{TD}_{(\%)} \times \text{FNE}_{(\$)})}$$

Relación beneficio/costo (RB/C)

Antes de calcular la relación beneficio/costo se requiere estimar el valor presente neto (VPN) de los beneficios y de los costos. Para esto se utilizaron dos tasas de descuento: la primera, equivalente al 20%, y la segunda, del 30%.

Fórmulas para calcular el valor presente de los ingresos y de los costos

$$\text{VPN Ingresos} = \frac{\text{Ingresos operacionales año 1}}{(1+\text{TD})^{1}} + \frac{\text{Ingresos operacionales año 2}}{(1+\text{TD})^{2}} \ldots \frac{\text{Ingresos operacionales año 5}}{(1+\text{TD})^{5}}$$

$$\text{VPN Costos} = \frac{\text{Costos operacionales año 1}}{(1+\text{TD})1} + \frac{\text{Costos operacionales año 2}}{(1+\text{TD})2} \ldots \frac{\text{Costos operacionales año 5}}{(1+\text{TD})5}$$

Después de estimar el valor presente neto (VPN) de los ingresos y de los costos se procede a calcular la relación beneficio/costo (RB/C) a partir de la aplicación de la siguiente fórmula:

Fórmula para calcular la relación beneficio/costo (RB/C)

$$\text{Relación beneficio/costo} = \frac{\Sigma^{5}_{t=1}\ (\text{VPN})\ \text{Ingresos}_{(\$)}}{\Sigma^{5}_{t=1}\ (\text{VPN})\ \text{Costos}_{(\$)}}$$

Debe tenerse en cuenta que para el cálculo de la RB/C, en los costos operacionales no se tiene en cuenta la depreciación de los bienes físicos y la maquinaria.

9.3. ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO DE LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR – RUTA METALÚRGICA 1

En esta sección se presentan los resultados del ejercicio financiero, el monto de recursos económicos que se requieren para la inversión inicial, los costos totales y el valor de la producción en función de los parámetros de operación definidos para la mina y la planta, y los indicadores que comprueban la viabilidad financiera del proyecto ruta metalúrgica 1, de acuerdo con las condiciones iniciales típicas en la zona.

Figura 9.17. Inversión inicial. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	COSTO COP ($)*	% PARTICIPACIÓN SOBRE COSTOS TOTALES
Activos fijos		
Maquinaria y equipos nuevos, operaciones de extracción	154.864.920	11%
Maquinaria y equipos nuevos, operaciones de beneficio	1.117.726.779	79%
Instalaciones eléctricas e hidráulicas	150.823.999	10%
Total activos fijos	**1.423.415.698**	

(*) Los precios cotizados se encuentran detallados en el informe técnico.

Figura 9.18. Costos de la fase de extracción. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	COP $	COP ($/t)*
Mano de obra	28.580.704	109.926
Partes y accesorios	4.055.470	15.598
Herramientas y suministros	9.632.178	37.047
Combustible y explosivos	13.875.314	53.367
Elementos de seguridad industrial	9.880.096	38.000
Mantenimiento	1.161.487	4.467
Energía eléctrica	1.190.342	4.578
Depreciación maquinaria y equipo	1.290.541	4.964
Total	**69.666.132**	**267.947**

(*) El costo de extracción del mineral por cada tonelada, descontando el valor de la depreciación de los bienes físicos, es de COP 262.983/t.

Figura 9.19. Estructura de los costos de la fase de extracción de oro, operación futura en mina. Fuente: autores.



Figura 9.20. Costos de operación total (extracción + beneficio) por mes. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	COP ($)
COSTOS DIRECTOS	
Materia prima	68.375.580
Insumos	18.326.678
Mano de obra	7.145.195
Mantenimiento	3.353.180
Análisis y pruebas de laboratorio	23.786.667
Servicios públicos	14.257.467
Depreciación de maquinaria y equipo	10.604.931
Total costos directos	**145.849.697**
COSTOS INDIRECTOS	
Costos indirectos de fabricación (CIF)	14.584.970
Total costos directos + indirectos	**160.434.666**

Figura 9.21. Estructura de los costos de la fase de beneficio, operación futura en planta. Fuente: autores.

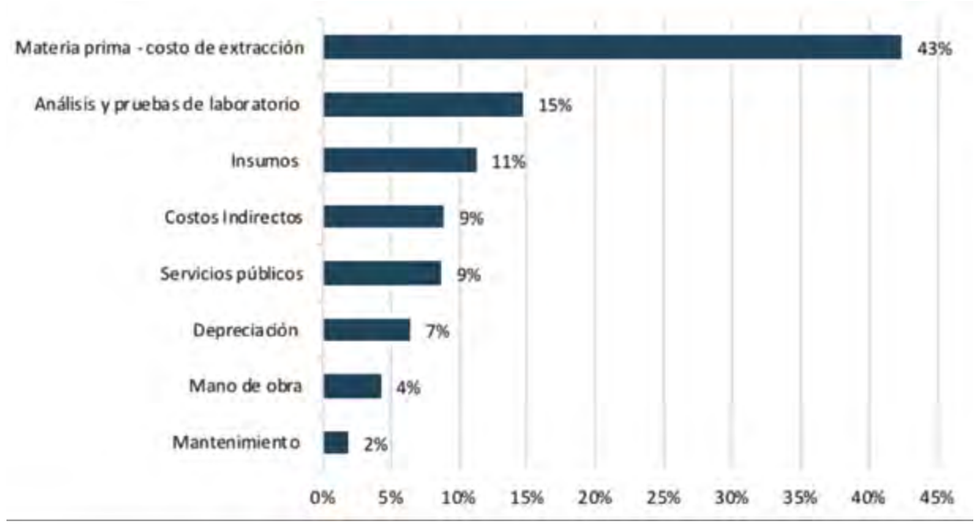


Figura 9.22. Ingresos de operación futura, por mes. Fuente: autores.

TENOR DE CORTE (g/t)	RECUPERACIÓN DE ORO (%)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/t)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/mes)	PRECIO UNITARIO DE ORO ($/g)*	COP ($)
10,0	74	7,40	1.924	119.815	230.524.060

(*) Corresponde al precio promedio internacional del oro en 2018. Fuente: cálculo propio con base en información del equipo técnico y el Banco de la República.

Figura 9.23. Flujo de caja del proyecto en horizonte de evaluación (cinco años). Fuente: autores.

CONCEPTO	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
(1) inversión inicial (–)	-1.423.415.698					
Total inversión inicial	-1.423.415.698					
(2) Ingresos gravables (+)						
Ingresos operacionales		2.766.288.720	2.849.277.382	2.934.755.703	3.022.798.374	3.113.482.325
Total ingresos gravables		**2.766.288.720**	**2.849.277.382**	**2.934.755.703**	**3.022.798.374**	**3.113.482.325**
(3) Egresos deducibles (–)						
Costos operacionales		1.797.956.826	1.833.644.462	1.870.392.070	1.908.231.993	1.947.197.581
Regalías (4 %)		88.521.239	91.176.876	93.912.182	96.729.548	99.631.434
Depreciación		127.259.170	127.259.170	127.259.170	127.259.170	127.259.170
Total egresos deducibles		**2.013.737.235**	**2.052.080.508**	**2.091.563.423**	**2.132.220.710**	**2.174.088.185**
(4) Utilidad antes de impuestos		752.551.485	797.196.874	843.192.280	890.577.664	939.394.140
(5) Margen de utilidad operacional		27,2%	28,0%	28,7%	29,5%	30,2%
(6) Impuestos (–)						
Impuesto de renta (33 %) (–)		248.341.990	263.074.968	278.253.453	293.890.629	310.000.066
Total impuestos		**248.341.990**	**263.074.968**	**278.253.453**	**293.890.629**	**310.000.066**
(7) Utilidad neta		504.209.495	534.121.906	564.938.828	596.687.035	629.394.074
(8) Margen de utilidad neta		18,2%	18,7%	19,2%	19,7%	20,2%
(9) Depreciación (+)		127.259.170	127.259.170	127.259.170	127.259.170	127.259.170
(10) Flujo neto de efectivo	**-1.423.415.698**	**631.468.665**	**661.381.075**	**692.197.998**	**723.946.205**	**756.653.244**

9.3.1. RESULTADOS E INTERPRETACIÓN DE INDICADORES DE EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO DE LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR – RUTA METALÚRGICA 1

El VPN del proyecto de implementación de la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de Santa Rosa del Sur, a una tasa de descuento del 20 %, es de COP 615.885.408

El VPN del proyecto de implementación de la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de Santa Rosa del Sur, a una tasa de descuento del 30 %, es de COP 226.006.673

Figura 9.24. Indicadores de evaluación financiera del proyecto de la zona, ruta metalúrgica 1. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	TASA DE DESCUENTO 20 %	TASA DE DESCUENTO 30 %
Valor presente neto (VPN)	$615.885.408	$ 226.006.673
Tasa interna de retorno (TIR)	38%	38%
Relación beneficio/costo (RB/C)	1,56	1,56

Teniendo en cuenta que el VPN es mayor que cero (para ambas tasas de descuento), se concluye que el proyecto es viable desde el punto de vista financiero, pues los dineros invertidos en el proyecto rinden más que estas tasas de interés de oportunidad.

La TIR anual obtenida es mayor que las dos tasas de interés de oportunidad del inversionista, definidas en este proyecto como el 20 y 30 % anuales. Se concluye que este proyecto se justifica desde el punto de vista financiero, en la medida en que los dineros que permanecen invertidos en el proyecto rinden a una tasa superior al costo de oportunidad definido.

Para este proyecto, la relación beneficio/costo a tasas de interés de oportunidad del 20 y 30 % es de 1,56, en ambos casos. De este resultado se concluye que el proyecto es viable desde el punto de vista financiero, pues los beneficios son mayores que los costos.

9.4. ESTUDIO FINANCIERO DE LA OPERACIÓN ACTUAL VS. LA OPERACIÓN FUTURA – RUTA METALÚRGICA 1

En esta sección se exponen los resultados del estudio financiero de la operación actual de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de Santa Rosa del Sur, a partir de los cuales se estableció una base de comparación (en términos de porcentaje de recuperación, cantidad de oro recuperado, costo unitario de producción, margen de utilidad operacional y de utilidad neta), para analizar la viabilidad económica de la implementación de la ruta metalúrgica propuesta.

Variables de operación actual de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de santa rosa del sur

Figura 9.25. Variables de operación actual de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera. Fuente: autores.

VARIABLE	VALOR
Tiempo de trabajo en mina	8 h/día
Volumen de material de mina extraído	40 t/día
Volumen de material estéril extraído	30 t/día
Volumen de material mineral extraído	10 t/día
Capacidad de procesamiento	1,25 t/h
Funcionamiento de la planta	8 h/día
Volumen de procesamiento	10 t/día
Turnos por día	1 por día
Días de operación al mes	26 días
Volumen de procesamiento	260/mes
Tenor por tonelada de material de mina	10,0 g/t
Porcentaje total de recuperación de oro	50 %
Recuperación total de oro	5,0 g/t

Debe tenerse en cuenta que las variables de la operación actual de la mina y planta de beneficio típica de la zona se definieron a partir de la información recolectada en trabajo de campo por el equipo técnico.

9.4.1. RESULTADOS DE LA OPERACIÓN ACTUAL DEL BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR – RUTA METALÚRGICA 1

Figura 9.26. Costos actuales de la fase de extracción, por mes. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	COP $	COP ($/t)*
Mano de obra	40.012.986	153.896
Partes y accesorios	1.955.318	7.520
Herramientas y suministros	7.228.999	27.804
Combustible y explosivos	14.033.019	53.973
Elementos de seguridad industrial	6.324.658	24.326
Mantenimiento	946.278	3.640
Energía eléctrica	771.072	2.966
Depreciación maquinaria y equipo	1.081.694	4.160
Total	**72.354.024**	**278.285**

(*) El costo de extracción del mineral por cada tonelada, descontando el valor de la depreciación de los bienes físicos, es de COP $274.124 /t.

Figura 9.27. Estructura de costos actuales de la fase de extracción de oro. Fuente: autores.



Figura 9.28. Costos de la operación actual (extracción + beneficio), por mes. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	COP ($)
COSTOS DIRECTOS	
Materia prima	71.272.330
Insumos	4.343.976
Mano de obra	11.432.311
Mantenimiento	1.570.490
Servicios públicos	7.608.778
Depreciación de maquinaria y equipo	5.444.167
Total costos directos	**101.672.051**
COSTOS INDIRECTOS	
Costos indirectos de fabricación (CIF)	10.167.205
Total costos directos + indirectos	**111.839.257**

Figura 9.29. Estructura de los costos actuales de la fase de beneficio. Fuente: autores.



Figura 9.30. Ingresos de la operación actual, por mes. Fuente: autores.

PROCESO	RECUPERACIÓN DE ORO (%)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/t)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/mes)	PRECIO UNITARIO DE ORO ($/g)*	COP ($)
10,00	50	5,0	1.300	119.815	155.759.500

(*) Corresponde al precio promedio internacional del oro en 2018. Fuente: cálculo propio con base en información del equipo técnico y el Banco de la República.

Figura 9.31. Flujo de caja de la operación actual en horizonte de evaluación (cinco años). Fuente: autores.

CONCEPTO	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
(1) Ingresos gravables (+)					
Ingresos operacionales	1.869.114.000	1.925.187.420	1.982.943.043	2.042.431.334	2.103.704.274
Total ingresos gravables	**1.869.114.000**	**1.925.187.420**	**1.982.943.043**	**2.042.431.334**	**2.103.704.274**
(2) Egresos deducibles (–)					
Costos operacionales	1.276.741.080	1.312.147.992	1.348.666.007	1.386.330.641	1.425.178.572
Depreciación	59.811.648	61.605.997	63.454.177	65.357.803	67.318.537
Regalías	65.330.000	65.330.000	65.330.000	65.330.000	65.330.000
Total egresos deducibles	**1.401.882.728**	**1.439.083.990**	**1.477.450.184**	**1.517.018.444**	**1.557.827.108**
(3) Utilidad antes de impuestos	467.231.272	486.103.430	505.492.859	525.412.890	545.877.166
(4) Margen de utilidad operacional	25,0%	25,2%	25,5%	25,7%	25,9%
(5) impuestos (–)					
Impuesto de renta (33 %) (–)	154.186.320	160.414.132	166.812.643	173.386.254	180.139.465
Total impuestos	**154.186.320**	**160.414.132**	**166.812.643**	**173.386.254**	**180.139.465**
(6) Utilidad neta	313.044.953	325.689.298	338.680.215	352.026.636	365.737.701
(7) Margen de utilidad neta	16,7%	16,9%	17,1%	17,2%	17,4%
(8) Depreciación (+)	65.330.000	65.330.000	65.330.000	65.330.000	65.330.000
(9) Flujo neto de efectivo	**378.374.952**	**391.019.298**	**404.010.215**	**417.356.636**	**431.067.701**

Los supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de ingresos y costos de operación actual son los mismos que se definieron para la operación futura de la mina y planta de beneficio típicas de la zona.

9.4.2. RESUMEN DE INDICADORES DE OPERACIÓN ACTUAL VS. OPERACIÓN FUTURA – RUTA METALÚRGICA 1

Figura 9.32. Resumen de indicadores de operación actual vs. operación futura. Fuente: autores.

INDICADOR	OPERACIÓN ACTUAL	OPERACIÓN FUTURA
Recuperación de oro (gr/t)	50	74
Cantidad de oro recuperado por tonelada	5,00 gr	7,40 gr
Costo de producción unitario por gramo de oro	COP 86.030	COP 83.386
Costo de producción unitario por onza troy de oro	USD 836	USD 810
Utilidad antes de impuestos por gramo de oro	COP 29.951	COP 32.595
Utilidad antes de impuestos por onza troy de oro	USD 291	USD 317
Margen de utilidad operacional (promedio 5 años)	25,5	28,7%
Utilidad después de impuestos por gramo de oro	COP 20.067	COP 21.839
Utilidad después de impuestos por onza troy de oro	USD 195	USD 212
Margen de utilidad neta (promedio 5 años)	17,1%	19%
Indicador de productividad (producto/insumo)	1,39	1,44

Precio de venta por gramo de oro: COP 119.815. Precio de venta por onza de troy de oro: USD 1.165. Tasa de cambio utilizada: COP 3.200/USD. Factor de conversión utilizado: 1 onza troy = 31,1034768 gramos

9.4.3. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE INDICADORES DE OPERACIÓN ACTUAL VS. OPERACIÓN FUTURA DE LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR – RUTA METALÚRGICA 1

En el escenario actual de la operación de la mina y la planta de beneficio típicas de la zona minera de Santa Rosa del Sur, el costo unitario de producir 1 g de oro es de COP 86.030, mientras que la implementación de la ruta metalúrgica reduce este costo a COP 83.386.

Esta disminución en costo de producción, junto con el aumento de los ingresos por un porcentaje de mayor recuperación de oro, se traduce en un incremento de la utilidad neta de 8,8%.

La adopción integral de la ruta metalúrgica 1 como una alternativa para mejorar los niveles de eficiencia en el proceso de beneficio de oro permite a la empresa minera incrementar la productividad total en aproximadamente 3,6%, al pasar de una razón producto/insumo total de 1,39, bajo las condiciones de la producción actual de la mina y la planta de beneficio típicas de la zona, a una razón de productividad de 1,44 con la implementación de la ruta metalúrgica 1 y con el tenor mínimo que garantiza su viabilidad desde el punto de vista financiero.

Esto corrobora la generación de beneficios económicos a la empresa minera y se espera que represente, desde el punto de vista financiero, un incentivo para que el empresario adopte la presente propuesta y desarrolle su operación con el estricto cumplimiento de los estándares técnico-administrativos y legales.

Cabe resaltar que se estableció que en el escenario de producción actual el costo unitario de producir un gramo de oro es de aproximadamente COP 86.030, mientras que se espera que, con la operación futura, el costo unitario del gramo de oro sea de COP 83.386. Este resultado indica una reducción efectiva de los costos unitarios de 3,7%.

Como anexo a la presente guía encontrará un simulador en formato Excel, en el que podrá introducir las variables de operación deseadas (según las características propias de la mina y de la planta de beneficio) y efectuar un ejercicio de planeación financiera para estimar los costos unitarios de operación, los márgenes de utilidad operacional y determinar los rendimientos futuros de la inversión necesaria para la implementación de la ruta metalúrgica.

Debe tenerse en cuenta que los costos y utilidades mencionados anteriormente, están calculados sobre la base de un tenor de corte de 10g/t, que corresponde al tenor mínimo que garantiza la viabilidad de la implementación de la ruta metalúrgica 1.

9.5. CONSIDERACIONES SOBRE LA OPERACIÓN ACTUAL DE BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR

- En el estudio financiero de la operación actual de la planta se utilizó como referencia un porcentaje de recuperación de oro de 50 % por cada tonelada de mineral procesado, obtenido en el proceso de concentración gravimétrica, de acuerdo con la información colectada en campo por el equipo técnico.

- Teniendo en cuenta que el tenor de corte definido para la zona minera de Santa Rosa del Sur, ruta metalúrgica 1, es de 10 gramos por tonelada, y que la operación actual permite una recuperación promedio del 50 %, en el estudio financiero se estimó una recuperación de 5 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.

- El costo de la materia prima, definido en este ejercicio como el costo de extracción del mineral por cada tonelada, es de COP 274.124/t, excluyendo el costo por la depreciación de bienes físicos.

- Los rubros más representativos en la estructura de costos de la fase de extracción del mineral son la mano de obra y la compra de combustible y explosivos, cada uno con una participación sobre los costos totales de 55,3 y 19,4 %, respectivamente.

- El rubro más representativo en la estructura de costos de la operación actual de la planta es la materia prima, cada uno con una participación sobre los costos totales de 43 %.

- Se estableció que la planta de beneficio tiene un consumo de agua por cada tonelada de mineral procesado de aproximadamente 0,53 m^3.

- El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la mina y en la planta de beneficio, así como del número de horas al día durante las cuales se utilizarían. De acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos para la mina y la planta de beneficio, el consumo de energía actual es de 15.950 kW/mes, lo que equivale a un costo promedio de energía eléctrica mensual de COP 8.007.101.

- El costo unitario aproximado, teniendo en cuenta los parámetros de la operación actual definidos para la planta, es de COP 86.030 por cada gramo de oro y de USD 836 por cada onza troy de oro.

- El precio de venta que se utilizó como referencia para el estudio financiero de la operación actual corresponde al precio del oro promedio internacional del año 2018. Este precio es de COP 119.815/g y de USD 1.165/onza troy.

- La ganancia unitaria (antes de pagar impuestos) aproximada es de COP 29.951/g de oro y de USD 291/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 25,5 %, en promedio, para los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.

- La ganancia unitaria (después de pagar impuestos) aproximada es de COP 20.067/g de oro y de USD 195/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 17,1 %, en promedio, para los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.

9.6. CONSIDERACIONES SOBRE LA OPERACIÓN FUTURA DE BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR, RUTA METALÚRGICA 1

- Se estableció un potencial de procesamiento anual de las plantas de beneficio de la zona, después de la implementación de la ruta metalúrgica, de 3.120 toneladas de mineral, lo cual implica un funcionamiento de la planta de 26 días al mes y un procesamiento de 10 toneladas de mineral al día.

- La implementación de la propuesta de adecuación tecnológica para mejorar la eficiencia del proceso de beneficio del oro permite alcanzar hasta un 74 %. Este porcentaje es mayor que la recuperación promedio que se obtiene en la planta en las condiciones actuales.

- Teniendo en cuenta que el tenor de corte del material de cabeza promedio que se procesa en la planta es de mínimo 10 gramos, y que la implementación de la ruta metalúrgica en la operación futura permite una recuperación mínima aproximada de 74 %, se espera una recuperación de 7,40 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.

Teniendo en cuenta que el tenor de corte del material de cabeza promedio que se procesa en la planta es de mínimo 10 gramos, y que la implementación de la ruta metalúrgica en la operación futura permite una recuperación mínima aproximada de 74 %, se espera una recuperación de 7,40 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.

- Se definió un esquema conservador, en el cual se obtiene una recuperación de oro equivalente al 74 % por cada tonelada de material mineral procesado. Sin embargo, estos rendimientos pueden ser superiores al 85 %.

- A partir de las características de las minas y las plantas típicas de la zona y las variables de operaciones definidas por el equipo técnico, se realizó un inventario de la maquinaria y de los equipos nuevos que se deben adquirir para la operación de extracción del mineral y de la planta de beneficio, con el fin de implementar la ruta metalúrgica contenida en esta guía. El monto de recursos que deberán invertirse es de COP 1.423.415.698.

- La definición del inventario de maquinaria y equipo nuevos, tanto para la fase de extracción del mineral como para la de beneficio, con sus respectivas especificaciones técnicas, se costeó en su totalidad con el fin de evaluar la rentabilidad de nuevos emprendimientos.

- Los rubros más representativos de la estructura de costos de la fase de extracción son la mano de obra y el costo de los explosivos y combustible, cada uno con una participación sobre los costos totales de 41 y 20 %, respectivamente.

- Los rubros más representativos de la estructura de costos de la operación futura de la planta son el costo de extracción y el costo de los análisis y pruebas de laboratorio, cada uno con una participación sobre los costos totales de 43 y 15 %, respectivamente.

- El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la mina y en la planta de beneficio y del número de horas al día durante las cua-

les se utilizarían. De acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos, el consumo de energía de toda la operación es de 30.030 kW/mes.

- A partir de experimentos de laboratorio efectuados por el equipo técnico se determinó la dosificación adecuada de los insumos y elementos químicos que se deben utilizar en cada uno de los procesos de la operación de beneficio.

El período de recuperación de la inversión en adecuaciones, con las tasas de interés de oportunidad del 20 y 30% anuales, es de aproximadamente 3,2 años, para la ruta metalúrgica 1, con el tenor mínimo de corte que garantiza la viabilidad de su implementación.

- El material mineral que debe ir a cianuración corresponde al 13,6% del total de material de cabeza, es decir que, por cada 10 toneladas procesadas por día, 1,36 toneladas se cianuran.
- El costo unitario aproximado que se puede alcanzar con la implementación de la propuesta de adecuación es de COP 83.386 por cada gramo de oro, y de USD 810 por cada onza troy.
- El costo de los análisis y pruebas de laboratorio que se deben realizar para tener el control de la eficiencia de cada uno de los procesos de la operación y los impactos ambientales asociados a elementos tóxicos que se pueden generar puede racionalizarse con la inversión futura en el montaje de un laboratorio.
- Se prevé que este laboratorio puede tener una demanda potencial de las empresas mineras de la zona.
- El precio de venta que se utilizó como referencia para el estudio financiero de la operación futura corresponde al precio del oro promedio internacional del año 2018. Este precio es de COP 119.815/g y de USD 1165/onza troy.
- Con la implementación de la presente propuesta de modernización tecnológica se alcanza una ganancia unitaria (antes de pagar impuestos) de COP 32.595/g de oro y de USD 317/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 28,7%, en promedio, en los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.
- Con la implementación de la presente propuesta de modernización tecnológica se alcanza una ganancia unitaria neta (después de pagar impuestos) de COP 21.839/g de oro y de USD 212/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad neta de 19%, en promedio, en los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.
- Se estableció que la inversión en adecuación de las plantas de beneficio de la zona minera de Santa Rosa del Sur, a partir de la implementación de la ruta metalúrgica 1, se justifica desde el punto de vista financiero, ya que los resultados de los indicadores demuestran que los beneficios son mayores que los costos, incluyendo la inversión inicial, y que los dineros invertidos en el proyecto rinden más que las tasas de interés de oportunidad de 20 y 30% anuales.
- El período de recuperación de la inversión en adecuaciones, con las tasas de interés de oportunidad del 20 y 30% anuales, es de aproximadamente 3,2 años, para la ruta metalúrgica 1, con el tenor mínimo de corte que garantiza la viabilidad de su implementación.

9.7. METODOLOGÍA PARA EL ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO EN LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR, RUTA METALÚRGICA 2

En esta sección se enseña la metodología que se emplea en cada una de las etapas del estudio y evaluación financiera del proyecto, correspondiente a la ruta metalúrgica 2 propuesta para la zona minera de Santa Rosa del Sur, al mismo tiempo que se exponen las recomendaciones técnicas (provenientes de los estudios geológico, minero, metalúrgico y químico-ambiental) que soportan la definición de las variables de operación de la mina y de la planta de beneficio que representa las condiciones típicas de la zona, y se presentan los supuestos que se tuvieron en cuenta para realizar la proyección de ingresos y egresos de la operación futura, durante el horizonte de evaluación definido.

Variables de operación futura de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de Santa Rosa del Sur – Ruta Metalúrgica 2

Para la realización del estudio financiero se establecieron unas variables de operación de la mina y de la planta de beneficio típicas de la zona, que fueron determinadas por el equipo técnico a partir de la información recolectada en campo y los resultados de los estudios técnicos efectuados.

Figura 9.33. Variables de operación futura de la mina y planta de beneficio. Fuente: autores.

VARIABLE	VALOR
Tiempo de trabajo en mina	8 h/día
Volumen de material de mina extraído	40 t/día
Volumen de material estéril extraído	30 t/día
Volumen de material mineral extraído	10 t/día
Capacidad de procesamiento de la planta	1,25 t/h
Tiempo de funcionamiento de la planta	8 h/día
Volumen de procesamiento	10 t/día
Turnos por día	1 por día
Días de operación al mes	26 días
Volumen de procesamiento	260 t/mes
Tenor de corte por tonelada de material de mina	10,0 g/t
Porcentaje total de recuperación de oro	84%
Recuperación total de oro	8,40 g/t

9.7.1. ESTUDIO FINANCIERO

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente las inversiones en activos fijos y diferidos que se requieren para la puesta en marcha de la ruta metalúrgica 2, como se explica enseguida.

9.7.1.1. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE LA INVERSIÓN INICIAL

Activos fijos

La inversión en activos fijos está representada en la adquisición de maquinaria y equipo tanto para las operaciones de extracción del material de mina, como para las operaciones unitarias del proceso de beneficio (incluyendo el costo de instalaciones eléctricas e hidráulicas para su funcionamiento) y el costo del montaje del laboratorio.

- **Maquinaria y equipo**

  Con el fin de implementar los nuevos procesos que se detallan en la ruta metalúrgica contenida en esta guía se ha incluido este rubro, que comprende el costo de la maquinaria y los equipos que se deben adquirir para mejorar algunos de los procesos que se están llevando a cabo en la operación de extracción del mineral y en la planta de beneficio".

Para la definición de la maquinaria y los equipos que deben comprarse se partió del inventario inicial de las minas y plantas de la zona, con el objetivo de no incurrir en costos innecesarios y así optimizar los recursos disponibles.

En la siguiente tabla se detallan la maquinaria y los equipos nuevos que se requieren para mejorar las operaciones en la fase de extracción del mineral, de acuerdo con las condiciones e inventario actual de las minas de la zona.

Figura 9.34. Maquinaria y equipos nuevos para la fase de extracción del mineral. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN DE MAQUINARIA Y EQUIPO	ESPECIFICACIÓN TÉCNICA	CANTIDAD
Perforadora neumática	26 kg	5
Picador neumático	8,5 kg	2
Rotomartillo eléctrico	599 x 134 x 287 mm	2
Ventiladores axiales	90 m^3/minuto	2
Extractor, ventilador axial	45 m^3/minuto	1
Compresor portátil diésel	Unidad compresora 5 años (10.000 horas)	1
Planta eléctrica diésel doméstica	9,6 kW	1
Bomba autocebante	1,5 hp	4
Bomba sumergible	1,5 hp	2
Malacate con motor	3 hp	2

Figura 9.35. Maquinaria y equipos nuevos para la implementación de la ruta metalúrgica 2. Fuente: autores.

PROCESOS	MÁQUINA Y DESCRIPCIÓN	ESPECIFICACIÓN TÉCNICA	CANTIDAD
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Tolva para almacenar material de mina	4 m x 4 m x 2m	1
	Trituradora de quijadas	10"x 16"	1
	Criba vibratoria	1,20 x 2,40	1
	Trituradora de martillos	24" x 10"	1
	Banda transportadora con estructura de soporte (20 metros)	18"	1
	Tolva para material triturado	4 m x 4 m x 2m	1
	Caja de pulpa	0,80 m x 0,80 m x 1m	3
	Bomba de sólidos	2,5" x 2"	3
	Hidrociclón 1	4"	1
	Molino de bolas primario	4" x 5" - 1,20 x 1,50	1
CONCENTRACIÓN	Concentrador centrífugo	8 x 12 dúplex	2
	Mesa gemini de refinación	Capacidad 3 – 6 t/h	1
	Tanque espesador	2,5 m	2
	Celda de flotación circular	1,2 X 1,2	2
CIANURACIÓN	Tanques de cianuración agitada	D = 3 m, H = 3 m	1
	Tanque para precipitación de oro en Zinc	D = 3 m, H = 3,5 m	1
	Precipitación, sistema Merril Crowe	5 a 10 m^3/hora	1
	Sistema de aire	2,5 hp	1
FUNDICIÓN	Horno con crisol	Capacidad de 15 kg	1
MANEJO AMBIENTAL	Bomba para soluciones de 2" x 1,5" de alta	5 hp	1
	Bomba para soluciones de 2" x 1,5" de baja	2 hp	1
	Bomba sumergible	2 hp	1
	Tanque delámina	Capacidad de 30 m^3	1
	Tanques auxiliares de propileno	1000 L	1
	Tanque auxiliares de lámina para neutralización	D = 3m, H = 3,5 m	1
	Tanque reactor	D = 3 m, H = 3 m	1
	Filtro prensa	35 marcos	1

De igual manera, en la figura 9.35. se relacionan la maquinaria y los equipos nuevos que deberán ser adquiridos para la implementación de la ruta metalúrgica 2.

- **Instalaciones eléctricas e hidráulicas**

Este rubro comprende el costo de materiales y el pago de honorarios del personal calificado que llevará a cabo las adecuaciones eléctricas e hidráulicas necesarias para la instalación y puesta en funcionamiento de la maquinaria y los equipos nuevos.

- **Montaje de laboratorio**

Este rubro comprende el costo del montaje del laboratorio requerido para obtener información oportuna y veraz acerca de la eficiencia de las operaciones implicadas en el proceso, y de los impactos ambientales de tipo químico que se estén causando con el proceso de beneficio.

Activos diferidos

La adquisición del siguiente activo diferido está sujeta a las condiciones propias de cada unidad de explotación.

- **Licencia ambiental**

Este rubro comprende el costo de los estudios previos que se deben realizar para tramitar la solicitud de la licencia ambiental y el valor que se debe pagar a la autoridad ambiental competente, una vez sea aprobada la licencia.

La puesta en marcha de la propuesta de modernización (ruta metalúrgica 2) requiere la compra total de la maquinaria que se relaciona enseguida. Estas especificaciones técnicas corresponden al volumen de material mineral que se debe extraer por día y a la capacidad de procesamiento de la planta de beneficio definida por el equipo técnico.

El monto de las inversiones que se requieren para mejorar las operaciones en la fase de extracción del mineral y la adecuación de la planta de beneficio (maquinaria y equipo, instalaciones eléctricas e hidráulicas y montaje de laboratorio) dependerá de las características de cada mina y de cada planta, así como de la negociación del minero con su proveedor.

9.7.1.2. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE COSTOS DE LA FASE DE EXTRACCIÓN

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente cada uno de los costos directos de la fase de extracción del material de mina.

Costos directos de la fase de extracción

Los costos directos de la fase de extracción del mineral tienen que ver con la adquisición de insumos (partes, accesorios, herramientas, suministros, combustible y explosivos), la compra de elementos de seguridad industrial, la contratación de mano de obra, el mantenimiento de maquinaria y equipos, el pago de energía eléctrica y la depreciación de bienes físicos.

- **Insumos para la fase de extracción**

Respecto al rubro de insumos, se tiene en cuenta el costo mensual de la adquisición de partes y accesorios de la maquinaria y los equipos, las herramientas y los suministros para la extracción, y el combustible y los explosivos utilizados.

Figura 9.36. Insumos para la fase de extracción. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD
PARTES Y ACCESORIOS	
Acople 3/4 espigo CH	2 unidades
Acople 3/4 macho CH	2 unidades
Acople 3/4 macho CH	2 unidades
Abrazadera 3/4 CH	2 unidades
Barra de avance	1 unidades
Broca helicoidal SDS MAX DIAGER 32*690	3 unidades
Broca helicoidal SDS MAX DIAGER 1. 174*36 (32*920 mm)	3 unidades
Barrena integral Sandvik de 3" (0,80) cm	2 unidades
Barrena integral Sandvik de 4" (1,20) cm	2 unidades
HERRAMIENTAS Y SUMINISTROS	
Carretas	4 unidades
Palas	6 unidades
Picas	6 unidades
Manguera para aire comprimido 1"	104 metros
Manguera para agua 1"	104 metros
Tablón de madera x 2 mts	60 tablones
Palancas de madera*	168 unidades
Cable encauchetado 3 x 10"	52 metros
Toma eléctrica	2 unidades
Clavos de acero de 3"	2 cajas.25 unidades
Clavija industrial	2 unidades
Bombillos de litio	8 unidades
Ducto plástico para ventilador (mangas)	104 metros
Aceite mobil ALMO 527	2 unidades
COMBUSTIBLE Y EXPLOSIVOS	
Combustible diésel	208 galones
Indugel Plus AP (26 x 250 mm) caja de 25 kilogramos*	253 kg
Anfo Rezar, bulto de 25 kilogramos*	156 kg
Detonador común n.° 8 (caja de 100 unidades)*	1.560 unidades
Mecha lenta de seguridad (caja de 500 metros)*	3.600 metros

(*) En este rubro se tiene en cuenta el costo adicional mensual que representa el pago del traslado de los explosivos con escolta, desde el punto de venta hasta la mina.

Para el desarrollo de la explotación minera y el beneficio de oro se debe contar con dos criterios básicos: a) trabajar bajo el amparo de un título minero, y b) contar con licencia ambiental.

En la figura 9.36 se muestra el detalle de los insumos que se utilizan en las operaciones de extracción del material de mina, de acuerdo con los metros de avance en la exploración definidos previamente por el equipo técnico (26 metros de avance mensual, según variables de operación de la mina y de la planta típicas de la zona).

- **Mano de obra para la fase de extracción**

En este rubro se cuantifica el pago mensual de los salarios del personal vinculado a la operación de extracción del mineral, los aportes a seguridad social que deben ser asumidos por el empleador con base en la Ley 100 de 1993 (salud, pensión y ARL), los aportes parafiscales que deben destinarse al Instituto de Bienestar Familiar (ICBF), al SENA y a las cajas de compensación familiar (CCF), así como la respectiva provisión mensual para el pago de las prestaciones sociales (prima, vacaciones, cesantías e intereses de cesantías).

- **Salarios de los empleados**

El costo de mano de obra se calcula para un total de diez empleados, conforme a la distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, que se muestran en la siguiente tabla:

Figura 9.37. Distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, fase de extracción. Fuente: autores.

PROCESO	CARGO	CANTIDAD DE OPERARIOS	TURNOS X DÍA	SUELDO BÁSICO X MES (COP)	AUX. TRANSPORTE X MES (COP)	SALARIO TOTAL X MES (COP)*
Frente de explotación	Operario	6	1	828.116	97.032	5.550.888
Carga y transporte	Operario	4	1	828.116	97.032	3.700.592
Preparación	Operario	5	1	828.116	97.032	4.625.740
Desarrollo	Operario	4	1	828.116	97.032	3.700.592
General	Supervisor	1	1	828.116	97.032	925.148
	Total	**20**				**18.502.960**

(*) El salario total asignado a los operarios y el supervisor corresponde al valor del salario mínimo mensual vigente en Colombia durante 2019.

Aportes al Sistema General de Seguridad Social

El cálculo de aportes a cargo del empleador, con destino al Sistema General de Seguridad Social (SGSS), se realizó con base en los sueldos básicos por mes que se indicaron en la tabla anterior.

Fórmula para calcular los aportes a seguridad social (SGSS)

Aportes a seguridad social ($/mes) = sueldo básico ($) × % aportes (EPS, pensión, ARL)

- **Aportes parafiscales**

El cálculo de aportes parafiscales que corresponden a una contribución obligatoria del empleador con destino al Servicio Nacional de Aprendizaje, al Instituto Colombiano de Bienestar Familiar y a las cajas de compensación familiar, con el propósito de que dicho aporte permita a estas entidades ejecutar las labores para las cuales fueron creadas, se estimó conforme a los salarios básicos asignados a los empleados.

Fórmula para calcular los aportes a parafiscales
Aportes parafiscales ($/mes) = sueldo básico ($) × % aporte (SENA, ICBF, CCF)

- **Prestaciones sociales**

El cálculo de la provisión mensual sobre el valor de la nómina, para el pago de prestaciones sociales a los trabajadores, se estimó con base en el salario mensual total asignado a cada operario.

Fórmula para calcular la provisión para pago de prestaciones sociales
Provisión ($/mes) = salario total ($) × % de carga prestacional (prima, vacaciones, cesantías)

Fórmula para calcular la provisión para intereses de cesantías
Provisión para pago de intereses de cesantías ($/mes) = cesantías ($) x 12 %

- **Elementos de protección personal para la fase de extracción**

Este rubro comprende el costo de la adquisición de los elementos que conforman el equipo de protección personal de los operarios de la mina.

Para calcular este costo se consideró la frecuencia de compra de los elementos y las respectivas cantidades, para establecer un factor de conversión que permitiera convertir el costo total en un costo mensual. Lo anterior, teniendo en cuenta que estos elementos tienen frecuencia de compra diferente.

La figura 9.8 contiene el detalle de los elementos de protección personal que se requieren para garantizar la seguridad de los trabajadores de la mina.

Figura 9.38. Tablas de aportes a seguridad social y parafiscales. Fuente: autores.

CONCEPTO	APORTE SGSS COP ($)	DESCRIPCIÓN
EPS (salud)	$ 70.390	Aporte total (12,5 %): $ 103.515 Aporte del empleador (8,5 %): $70.390 Aporte del trabajador (4 %): $33.125
Pensión (AFP)	$ 99.374	Aporte total (16 %): $ 132.499 Aporte empleador (12 %): $99.374 Aporte trabajador (4 %): $33.125
ARL	$ 57.637	Aporte total Riesgo V (6,96 %): $57.637 Aporte empleador: $57.637
Total:	**$ 227.401**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en la Ley 100 de 1993.

CONCEPTO	APORTES PARAFISCALES COP($)	DESCRIPCIÓN
Caja de Compensación Familiar	$ 33.125	Aporte total al CCF: (4 %) a cargo del empleador
ICBF	$ 24.843	Aporte total al ICBF: (3 %) a cargo del empleador
SENA	$ 16.562	Aporte total al SENA -: (2 %) a cargo del empleador
Total:	**$ 74.530**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en los porcentajes establecidos en el Código Sustantivo del Trabajo.

CONCEPTO	PRESTACIONES SOCIALES COP($)	DESCRIPCIÓN
Cesantías (8,33%)	$ 77.065	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Intereses de cesantías (12%)	$ 9.251	(12 %): corresponde al 12 % sobre el valor a pagar de las cesantías
Prima de servicios (8,33%)	$ 77.065	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Vacaciones (4,17%)	$ 38.579	(4,17 %): la ley del trabajo establece 15 días hábiles consecutivos de vacaciones anuales remuneradas
TOTAL	**$ 201.960**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en Ley 1607 de 2012.

El cálculo de los aportes al SGSS y de las contribuciones parafiscales se debe realizar sobre la base del sueldo básico, es decir, sin tener en cuenta el auxilio de transporte, en tanto que la liquidación de las prestaciones sociales se debe tomar como base del cálculo del salario total, esto es, el sueldo básico más el auxilio de transporte.

Figura 9.39. Elementos de protección personal para trabajadores en mina. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	FRECUENCIA DE COMPRA	CANTIDAD*
Arnés en X Expert Line	Quinquenal	22 unidades
Línea de vida de 16 mm, 50 metros	Quinquenal	20 unidades
Cargador individual CH	Anual	20 unidades
Lámpara KL5LM naranja 8.000 lux	Anual	20 unidades
Cargador para lámpara	Anual	20 unidades
Lámpara KL4MS	Anual	20 unidades
Casco con portalámpara	Anual	20 unidades
Overol tipo piloto con cinta	Cuatrimestral	20 unidades
Cinturón minero de nylon con anillo	Cuatrimestral	20 unidades
Bota de seguridad exportadora	Cuatrimestral	20 unidades
Bota conga II	Cuatrimestral	20 unidades
Fono Samuray (protector auditivo externo)	Cuatrimestral	20 unidades
Conjunto de 2 piezas de ajuste en broche (impermeable)	Cuatrimestral	20 unidades
Respirador media cara 7500	Cuatrimestral	20unidades
Guante de nylon de nitrilo	Mensual	20 unidades
Filtros para partículas 7993B A/E 110167-5	Mensual	20 unidades
Lente Nitro II AF 110005-0	Mensual	20 unidades
Protector reusable Libus - Reflex bolsa (protector auditivo de inserción)	Mensual	20 unidades
Autorescatador modelo Ci-30KS	Anual	22 unidades
Monitor multigas IBRID MX6- multidetector seis gases	Bianual	2 unidades
Estuche portátil, multidetector	Anual	2 unidades
Paquete de calibración 1 año	Anual	2 unidades

(*) Las cantidades se determinaron para un total de 20 empleados.

- **Mantenimiento de los bienes físicos para la fase de extracción**

En este rubro se cuantifican todos los gastos necesarios para conservar la maquinaria y los equipos en buenas condiciones, a efectos de que trabajen con rendimiento normal durante su vida útil y prolonguen sustancialmente su tiempo de uso.

El costo del mantenimiento de la maquinaria y de los equipos se estableció como un porcentaje equivalente a 0,75% del valor comercial de la maquinaria (este valor incluye el costo del mantenimiento preventivo y correctivo y la compra de repuestos).

Fórmula para calcular el costo de mantenimiento
Costo de mantenimiento ($) = valor comercial total ($) x 0,75%

- **Costo de energía eléctrica para la fase de extracción**

En este rubro se cuantifica el costo de la energía eléctrica mensual que se consume en el proceso de extracción del mineral.

El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados para la extracción del mineral y el número de horas al día durante las cuales se utilizarían, de acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos.

El costo total por energía eléctrica mensual se calcula con base en el consumo en kWh/mes, y la tarifa por kW que se paga a la empresa que suministra el servicio.

Fórmula para calcular el costo mensual de energía eléctrica
Costo de la energía eléctrica ($) = consumo energía (kWh/mes) × tarifa kW ($)

La siguiente figura contiene el detalle del consumo de energía eléctrica por mes para cada equipo.

Figura 9.40. Consumo de energía eléctrica por equipo. Fuente: autores.

EQUIPO	CANTIDAD	POTENCIA DE MOTOR hp	POTENCIA DE MOTOR Kw	POTENCIA EFECTIVA Kw	HORAS TRABAJO	Kw/ DÍA	Kw/ MES
Rotomartillo eléctrico	2	2	1,5	1,20	8	19,2	499,2
Ventiladores axial	2	2	1,5	1,20	8	19,2	499,2
Bomba sumergible	2	1,5	1,125	0,90	8	14,4	374,4
Extractor ventilador axial	1	2	1,5	1,20	8	9,6	249,6
Motor malacate	2	3	2,25	1,80	8	28,8	748,8
Total:						**91**	**2.371**

- **Depreciación de maquinaria y equipo para la fase de extracción**

En este rubro se valora la reducción en el valor de la maquinaria como consecuencia de su uso. Debe tenerse en cuenta que, pese a que la depreciación no representa una salida de efectivo, este mecanismo debe considerarse a efectos de recuperar la inversión en activos fijos.

El método de línea recta está reconocido por la DIAN para descontar el valor de la depreciación de la base de cálculo del impuesto de renta y complementarios.

El valor de depreciación mensual de cada equipo se estimó por medio del método en línea recta, utilizando como referencia un tiempo de vida útil de diez años.

Fórmula para calcular la depreciación de la maquinaria y equipo
Costo depreciación ($) = valor comercial del equipo ($) / tiempo de vida útil (meses)

9.7.1.3. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE COSTOS DE LA FASE DE BENEFICIO

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente cada uno de los costos (directos e indirectos) de la operación de la planta de beneficio, conforme a la ruta metalúrgica 2 propuesta.

De acuerdo con el diagrama de operaciones de la ruta metalúrgica 2 propuesta (figura 8.6.), los costos de operación se cuantificaron y clasificaron para cada uno de los siguientes procesos:

- Trituración y molienda
- Concentración (gravimétrica y por flotación)
- Cianuración
- Fundición
- Manejo ambiental

Costos directos de la fase de beneficio

Los costos directos del proceso de beneficio tienen que ver con la adquisición de materia prima e insumos, la contratación de mano de obra, el mantenimiento de maquinaria y equipos, análisis y pruebas de laboratorio, pago de servicios públicos (energía eléctrica y agua) y depreciación de bienes físicos.

- **Materia prima para la fase de beneficio-costo de extracción**

El costo de materia prima corresponde al valor que se debe pagar por cada tonelada de material mineral puesto en tolva. En este ejercicio, el costo de la materia prima se define como el costo de extracción del mineral, el cual incluye los rubros mencionados en la sección 9.7.1.2, “Identificación y valoración de costos de la fase de extracción”.

Figura 9.41. Insumos para la fase de beneficio. Fuente: autores.

PROCESOS	DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CONSUMO / TONELADA*	CONSUMO MENSUAL**
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Cuerpos moledores	kg	1,2	312
	Revestimientos trituradora primaria	kg	1,2	312
	Revestimientos trituradora secundaria	kg	1,2	312
	Revestimientos de molino primario	kg	1,2	312
	Revestimientos de molino secundario	kg	1,2	312
CIANURACIÓN***	Cianuro de sodio (NaCN)	kg	20,72	733
	Cal (CaO)	kg	2,35	83
	Hidróxido de sodio (potasa)	kg	0,0391	1,38
	Acetato de plomo	kg	0,003	0,11
	Polvo de zinc	kg	0,024	0,849
	Celite (Diactive 12)	kg	0,013	0,460
FLOTACIÓN****	Aero 5160 (contratipo A31)	kg	0,045	10,7
	Aero 8255 (contratipo A31)	kg	0,045	10,7
	Amil Xantato de potasio	kg	0,085	20,3
	Espumante aero-froth65	kg	0,04	9,5
	Sulfato de cobre	kg	0,08	18,4
FUNCICIÓN	Bórax Pentahidratado	kg	0,044	11
	Carbonato de sodio	kg	0,008	2
	Sílice - Cuarzo	kg	0,025	7
MANEJO AMBIENTAL	Floculante	kg	0,004	1
	Ácido sulfúrico	kg	0,300	78
	Peróxido de hidrógeno	kg	0,269	70

(*) La dosificación por tonelada fue determinada por el equipo técnico. (**) La cantidad consumida mensualmente se estimó para 260 toneladas, conforme a las variables de operación de la planta. (***) La cantidad de mineral que va a cianuración corresponde al 13,5% del material de cabeza.(****) La cantidad de mineral que va a flotación corresponde al 91,8% del material de cabeza.

Debe tenerse en cuenta que en la estimación de los costos totales de la fase de beneficio, al costo de extracción por cada tonelada de material procesado se le descuenta el valor de la depreciación de los bienes físicos y maquinaria utilizados en esta fase, a efectos de facilitar la sistematización de la información en el flujo de caja del proyecto.

- **Insumos para la fase de beneficio**

Respecto al rubro de insumos, se tiene en cuenta el costo de los reactivos y elementos químicos que se emplean en cada proceso, según se detalla en la figura 9.41.

- **Mano de obra para la fase de beneficio**

En este rubro se cuantifica el pago mensual de los salarios del personal vinculado a la operación de beneficio, los aportes a seguridad social que deben ser asumidos por el empleador con base en la Ley 100 de 1993 (salud, pensión y ARL), los aportes parafiscales que deben destinarse al Instituto de Bienestar Familiar (ICBF), al SENA y a las cajas de compensación familiar (CCF), así como la respectiva provisión mensual para el pago de las prestaciones sociales (prima, vacaciones, cesantías e intereses de cesantías).

Figura 9.42. Distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, fase de beneficio. Fuente: autores.

PROCESO	CARGO	CANTIDAD DE OPERARIOS	TURNOS X DÍA	SUELDO BÁSICO X MES (COP)	AUX. TRANSPORTE X MES (COP)	SALARIO TOTAL X MES (COP)*
Trituración y Molienda	Operario	1	1	828.116	97.032	925.148
Concentración	Operario	1	1	828.116	97.032	925.148
Flotación	Operario	1	1	828.116	97.032	925.148
Cianuración y fundición	Operario	2	1	828.116	97.032	1.850.296
	Total	**5**				**4.625.740**

(*) El salario total asignado a los operarios y el supervisor corresponde al valor del salario mínimo mensual vigente en Colombia durante 2019.

Salarios de los empleados

El costo de mano de obra se calcula para un total de nueve empleados, conforme a la distribución de operarios por proceso y la asignación salarial, que se muestran en la siguiente tabla:

- **Aportes al Sistema General de Seguridad Social**

El cálculo de aportes a cargo del empleador, con destino al Sistema General de Seguridad Social (SGSS) se realizó con base en los sueldos básicos por mes que se indicaron en la tabla anterior.

Fórmula para calcular los aportes a seguridad social
Aportes a seguridad social ($/mes) = sueldo básico ($) × % aportes (EPS, AFP, ARL)

- **Aportes parafiscales**

El cálculo de aportes parafiscales que corresponden a una contribución obligatoria del empleador con destino al Servicio Nacional de Aprendizaje, al Instituto Colombiano de Bienestar Familiar y a las cajas de compensación familiar, con el propósito de que dicho aporte permita a estas entidades ejecutar las labores para las cuales fueron creadas, se estimó conforme a los salarios básicos asignados a los empleados.
Fórmula para calcular los aportes a parafiscales
Aportes parafiscales ($/mes) = sueldo básico ($) × % aporte (SENA, ICBF, CCF)

- **Prestaciones sociales**

El cálculo de la provisión mensual sobre el valor de la nómina, para el pago de prestaciones sociales a los trabajadores, se estimó con base en el salario mensual total asignado a cada operario.

Fórmula para calcular la provisión para pago de prestaciones sociales
Provisión ($/mes) = salario total ($) × % de carga prestacional (prima, vacaciones, cesantías)

Fórmula para calcular la provisión para intereses de cesantías
Provisión para pago de intereses de cesantías ($/mes) = cesantías ($) x 12 %

- **Mantenimiento de los bienes físicos de la fase de beneficio**

En este rubro se cuantifican todos los gastos necesarios para conservar la maquinaria y los equipos de la planta de beneficio en buenas condiciones, a efectos de que trabajen con rendimiento normal durante su vida útil.

Figura 9.43. Tablas de aportes a seguridad social y parafiscales. Fuente: autores.

CONCEPTO	APORTE SGSS COP ($)	DESCRIPCIÓN
EPS (salud)	$ 70.390	Aporte total (12,5 %): $ 103.515 Aporte del empleador (8,5 %): $70.390 Aporte del trabajador (4 %): $33.125
Pensión (AFP)	$ 99.374	Aporte total (16 %): $ 132.499 Aporte empleador (12 %): $99.374 Aporte trabajador (4 %): $33.125
ARL	$ 57.637	Aporte total Riesgo V (6,96 %): $57.637 Aporte empleador: $57.637
Total:	**$ 227.401**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en la Ley 100 de 1993.

CONCEPTO	APORTES PARAFISCALES COP($)	DESCRIPCIÓN
Caja de Compensación Familiar	$ 33.125	Aporte total al CCF: (4 %) a cargo del empleador
ICBF	$ 24.843	Aporte total al ICBF: (3 %) a cargo del empleador
SENA	$ 16.562	Aporte total al SENA –: (2 %) a cargo del empleador
Total:	**$ 74.530**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en los porcentajes establecidos en el Código Sustantivo del Trabajo.

CONCEPTO	PRESTACIONES SOCIALES COP($)	DESCRIPCIÓN
Cesantías (8,33%)	$ 77.065	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Intereses de cesantías (12%)	$ 9.251	(12 %): corresponde al 12 % sobre el valor a pagar de las cesantías
Prima de servicios (8,33%)	$ 77.065	(8,33 %): equivale a un mes de salario por cada año trabajado o según el tiempo laborado
Vacaciones (4,17%)	$ 38.579	(4,17 %): la ley del trabajo establece 15 días hábiles consecutivos de vacaciones anuales remuneradas
TOTAL	**$ 201.960**	

(*) Cálculo sobre el valor de un salario mínimo mensual vigente en Colombia en 2019, con base en Ley 1607 de 2012.

El cálculo de los aportes al SGSS y de las contribuciones parafiscales se debe realizar sobre la base del sueldo básico, es decir, sin tener en cuenta el auxilio de transporte, en tanto que la liquidación de las prestaciones sociales se debe tomar como base del cálculo del salario total, esto es, el sueldo básico más el auxilio de transporte.

El costo del mantenimiento de la maquinaria y de los equipos se estableció como un porcentaje equivalente a 0,30% del valor comercial de la maquinaria (este valor incluye el costo del mantenimiento preventivo y correctivo y la compra de repuestos).

Fórmula para calcular el costo de mantenimiento
Costo de mantenimiento ($) = valor comercial total ($) x 0,30%

- **Análisis y pruebas de laboratorio de la fase de beneficio**

Este rubro comprende el costo de los ensayos de laboratorio que deben realizarse cada mes con el objetivo de disponer de información oportuna y veraz acerca de la eficiencia de las operaciones en cada uno de los procesos, así como de los impactos ambientales de tipo químico que se estén generando.

En la siguiente tabla se relacionan los tipos de ensayos, tipos de muestras y cantidades mínimas que se deben realizar en cada mes de la operación.

Figura 9.44. Análisis y pruebas de laboratorio de la fase de beneficio. Fuente: autores.

PROCESOS	TIPO DE ENSAYO	TIPO DE MUESTRA	CANTIDAD (UNIDAD/MES)
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Ensayos al fuego	Cabeza general	26
CONCENTRACIÓN	Ensayos al fuego	Cola de flotación	26
	Ensayos al fuego	Concentrado de mesa	26
	Ensayos al fuego	Superconcentrado	8
FUNDICIÓN	Ensayos al fuego	Fundido	8
CIANURACIÓN	Ensayos al fuego	Cola de cianuración	26
	Absorción atómica	Oro en solución de cianuración	52
	Absorción atómica	Oro en solución pobre	26
	Absorción atómica	Cinc en solución pobre	2
	Absorción atómica	Cobre en solución	2
MANEJO AMBIENTAL	Absorción atómica	Ambientales	4

Servicios públicos de la fase de beneficio

Es necesario precisar que en los costos indirectos de fabricación (CIF) usualmente se tienen en cuenta los costos de los servicios públicos. Sin embargo, en este ejercicio financiero se clasifica el costo del consumo de agua y energía como costos directos del proceso de operación, con el objetivo de establecer un punto de referencia para evaluar el aumento de consumo de energía que se generaría en la planta, a partir de la implementación de la propuesta tecnológica, y estimar el costo del consumo de agua en el proceso de beneficio.

- **Costo de energía eléctrica**

En este rubro se cuantifica el costo de la energía eléctrica que se consume mensualmente en el proceso de beneficio.

El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la planta y el número de horas al día durante las cuales se utilizarían, de acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos para la planta de beneficio. La siguiente tabla contiene el detalle del consumo de energía eléctrica por mes para cada equipo.

El costo total por energía eléctrica mensual se calcula con base en el consumo en kWh/mes, y la tarifa por kW que se paga a la empresa que suministra el servicio.

Fórmula para calcular el costo mensual de energía eléctrica
Costo de la energía eléctrica ($) = consumo energía (kW-h/mes) × tarifa kW ($)

Figura 9.45. Consumo de energía por equipos de la fase de beneficio. Fuente: autores.

	EQUIPO	CANTIDAD	POTENCIA DE MOTOR hp	POTENCIA DE MOTOR Kw	POTENCIA EFECTIVA Kw	HORAS TRABAJO	Kw/ DÍA	Kw/ MES
TRITURACIÓN Y MOLIENDA	Trituradora de quijadas	12	9,00	7,20	1	8	57,6	1.498
	Criba vibratoria	2	1,50	1,20	1	8	9,6	250
	Trituradora de martillos	25	18,75	15,00	1	8	120	3.120
	Banda transportadora	3	2,25	1,80	1	8	14,4	374
	Molino de bolas primario	25	18,75	16,88	1	8	135	3,510
	Bomba de Sólidos	7,5	5,63	4,50	2	8	72	1.872
	Total trituración y molienda							**10.624**
CONCENTRACIÓN	JIG	2	1,5	1,20	1	8	9,6	250
	Mesa gemini de refinación	1	0,75	0,60	1	8	4,8	125
	Tanque espesador	2	1,5	1,20	2	8	19,2	499
	Celda de flotación circular	2,5	1,875	1,50	2	8	24	624
	Total concentración							**1.498**
CIANURACIÓN	Tanque de agitación (lixiviación)	12	9	7,20	1	12	86,4	2.246
	Precipitación, sistema Merril Crowe	12	9	7,20	1	8	57,6	1.498
	Sistema de aire	2,5	1,875	1,50	1	12	18	468
	Total cianuración							**4.212**
MANEJO AMBIENTAL	Tanque de agitado para neutralización	12	9	7,20	1	8	57,6	1.498
	Bombas para recirculación de aguas y soluciones	5	3,75	3,00	3	8	72	1.872
	Total manejo ambiental							**3.370**
							Total	**19.703**

- **Costo del agua**

En este rubro se cuantifica el costo por consumo de agua en el proceso de beneficio de la planta, de acuerdo con la tarifa reportada por la empresa prestadora del servicio en la zona.

Para determinar la cantidad de agua que se consume en el proceso de beneficio de la planta, el equipo técnico realizó un ejercicio experimental basándose en un balance hídrico de masa, mediante el cual se logró establecer que el consumo específico de agua por tonelada de mineral procesado es de 0,53 m3.

Fórmula empleada para calcular el costo mensual de agua
Costo del agua ($) = consumo de agua (m³/mes) × tarifa m³ ($)

Depreciación de la maquinaria y el equipo para la fase de beneficio

En este rubro se valora la reducción en el valor de la maquinaria como consecuencia de su uso. Debe tenerse en cuenta que, pese a que la depreciación no representa una salida de efectivo, este mecanismo debe considerarse a efectos de recuperar la inversión en activos fijos.

El método de línea recta está reconocido por la DIAN para descontar el valor de la depreciación de la base de cálculo del impuesto de renta y complementarios.

El valor de depreciación mensual de cada equipo se estimó por medio del método en línea recta, utilizando como referencia un tiempo de vida útil de diez años.

Fórmula para calcular la depreciación de la maquinaria y el equipo
Costo depreciación ($) = valor comercial del equipo ($) / tiempo de vida útil (meses)

Costos indirectos de la fase de beneficio

En este análisis, los costos indirectos de fabricación (CIF) se calculan en un 10 % de la suma de los costos directos de la planta de beneficio.

Fórmula para calcular los CIF
CIF ($) = valor de costos directos ($) × 10 %

El costo e ingreso unitario, es decir, el valor por cada gramo de oro, se calcula dividiendo el valor de los costos totales del mes entre el número de gramos recuperados, y viceversa.

Costos totales de la fase de beneficio

Los costos totales de la operación mensual de la planta de beneficio se determinan mediante la suma de los costos directos e indirectos.

Fórmula para calcular el costo total
Costos totales mensuales ($) = total de los costos directos mensuales ($) + total de los costos indirectos mensuales ($)

9.7.1.4. IDENTIFICACIÓN Y VALORACIÓN DE INGRESOS DE OPERACIÓN

Figura 9.46. Recuperación de oro en la fase de beneficio. Fuente: autores.

CANTIDAD DE MATERIAL PROCESADO (t)	TENOR	RECUPERACIÓN TOTAL (%)*	CANTIDAD RECUPERADA (g/t)**
1	10,0	100	10,0
1	10,0	84%	8,40

(*) Con la implementación de la propuesta tecnológica se puede alcanzar mínimo un 84 % de recuperación de oro por tonelada. (**) Para la zona minera de Santa Rosa del Sur el tenor de corte bajo el cual es rentable la operación de la ruta metalúrgica 2, es de mínimo 10,0 gramos por tonelada.

En la zona minera de Santa Rosa del Sur el tenor de corte con el cual es rentable la operación de la ruta metalúrgica 2 es de mínimo 10 gramos por tonelada.

En esta etapa se identificaron y valoraron monetariamente los ingresos mensuales que se obtienen de la operación de la planta de beneficio después de la implementación de la ruta metalúrgica 1. Para esto se debe multiplicar la cantidad de oro producido en gramos por el precio al que se vende cada gramo de oro. La cantidad de oro recuperado se halla mediante la aplicación de la siguiente fórmula:

Fórmula para calcular la cantidad de oro por tonelada procesada
Oro recuperado por tonelada (g) = tenor (g) × % de recuperación total

Una vez se ha determinado la cantidad de oro recuperado por cada tonelada de mineral procesada, se emplea la siguiente fórmula para establecer la cantidad de oro que se produce en un mes:

Fórmula para calcular la producción mensual de oro
Producción mensual de oro (g) = oro recuperado por tonelada (g) × mineral procesado mensualmente (t)

Finalmente, se utiliza la siguiente fórmula para determinar los ingresos mensuales por la venta de oro producido:

Fórmula para calcular los ingresos mensuales por venta de oro
Ingresos totales mensuales ($) =producción mensual de oro (g) × precio del oro ($/g)

9.7.2. EVALUACIÓN FINANCIERA

En esta sección se expone la metodología que se emplea en las dos etapas de la evaluación financiera y se presentan los supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de ingresos y costos de operación durante el horizonte definido para la evaluación del proyecto.

Recordemos que la evaluación financiera de proyectos comprende esencialmente dos etapas: la construcción del flujo de caja del proyecto y la aplicación de métodos de evaluación para establecer la conveniencia de emprender o no un proyecto.

9.7.2.1. CONSTRUCCIÓN DEL FLUJO DE CAJA DEL PROYECTO

El tiempo definido para medir la bondad financiera del proyecto, u horizonte de evaluación del proyecto, es de cinco años.

A continuación se explican cada uno de los componentes del flujo de caja y los supuestos que se utilizaron para la proyección de ingresos y costos de operación de la planta de beneficio en cada uno de los años que comprende el horizonte de evaluación.

Inversión inicial

El monto de la inversión inicial se registra en la estructura del flujo de caja en el año cero. Esto se debe a que la inversión se realiza antes de poner en marcha el proyecto.

Ingresos gravables

Los ingresos gravables que se registran en el flujo de caja del proyecto son los mismos ingresos operacionales que resultan de la venta de oro producido en cada año.

- **Supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de los ingresos gravables**

La producción anual se mantiene constante en el horizonte de evaluación del proyecto (cada año se produce la misma cantidad de oro). A partir del segundo año, el precio del oro aumenta en una proporción del 3% anual.

Fórmula para calcular los ingresos gravables anuales
Ingresos gravables en el año 1 ($) = producción de oro en el año 1 (g) × precio del oro en el año 1 ($/g)

Egresos deducibles

Los egresos deducibles que se registran en el flujo de caja del proyecto son los costos de operación, la depreciación y el pago de regalías.

La tasa para la liquidación de regalías por explotación de oro es del 4% sobre la producción en boca de mina, según lo establece el artículo 16 de la Ley 756 de 2002.

Fórmula para la liquidación de las regalías
Regalías del año 1 ($) = (producción de oro el año 1 (g) × precio fijado por el Banco de la República en el año 1 ($/g) x 4%

- **Supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de los egresos deducibles**

1. A partir del 2.º año, el costo de la materia prima (representado en el costo de extracción) aumenta en una proporción del 3% anual

Las regalías corresponden a una contraprestación económica que debe reconocerse al Estado por la explotación de un recurso natural no renovable. En este caso, las regalías se pagan por la producción de oro, debido a que después de beneficiar el mineral este no se regenera. De conformidad con los artículos 58, 332 y 360 de las Constitución Política de Colombia de 1991, toda explotación de recursos naturales no renovables de propiedad estatal genera una regalía como contraprestación económica.

2. A partir del 2.° año, el costo de los insumos aumenta en una proporción del 2% anual
3. A partir del 2.° año, el costo de mano de obra aumenta en una proporción del 4% anual
4. A partir del 2.° año, el precio para la liquidación de las regalías aumenta en una proporción de 3% anual

Los demás costos de operación (mantenimiento, análisis y pruebas de laboratorio, servicios públicos y costos indirectos de fabricación) permanecen constantes en el horizonte de evaluación del proyecto, es decir que para cada año el costo en estos rubros es el mismo.

Utilidad operacional

La utilidad operacional es la ganancia obtenida por la empresa, antes del pago de impuestos.

Fórmula para calcular la utilidad antes de pagar impuestos
Utilidad operacional del año 1 ($) = ingresos gravables en el año 1 ($) – egresos deducibles en el año 1 ($)

Margen de utilidad operacional

Este indicador determina el porcentaje que queda por cada peso de venta después de deducir todos los costos y gastos de la operación de la planta de beneficio.

Fórmula para calcular el margen de utilidad operacional
Margen de utilidad operacional del año 1 (%) = (utilidad operacional en el año 1 ($) / ingresos gravables en el año 1 ($) × 100

Impuestos

En el flujo de caja del proyecto se debe estimar el impuesto de renta, que corresponde a una contribución que grava el ingreso de las personas y entidades económicas. Este impuesto sobre la renta incluye el gravamen al trabajo, al capital y la combinación de ambos (Glosario minero, 2017).

En la última reforma tributaria, contenida en la Ley 1819 del 29 de diciembre de 2016, se estableció el 33% como tarifa general del impuesto de renta para las personas jurídicas.

Debe tenerse en cuenta que en el momento de la liquidación del impuesto de renta se toman como base los ingresos gravables generados en el último año y se descuenta el monto correspondiente a los costos de operación, o egresos deducibles.

Fórmula para calcular el impuesto de renta
Impuesto de renta del año 1 ($) = utilidad antes de pagar impuestos del año 1 ($) × 33%

Utilidad neta

La utilidad neta es la ganancia obtenida por la empresa después de haber pagado impuestos.

Fórmula para calcular la utilidad neta
Utilidad neta del año 1 ($) = utilidad operacional del año 1 ($) – impuesto de renta del año 1 ($)

Margen de utilidad neta

Este indicador determina el porcentaje que queda por cada peso de venta después de deducir todos los costos y gastos de la operación de la planta de beneficio, incluido el pago de impuesto de renta.

Fórmula para calcular el margen de utilidad neta
Margen de utilidad neta del año 1 (%) = (utilidad neta del año 1 ($) / ingresos gravables en el año 1 ($)) × 100

Flujo neto de efectivo

Los flujos netos de efectivo son los beneficios futuros que genera el proyecto en cada año que comprende el horizonte de evaluación.

Fórmula para calcular el flujo neto de efectivo
Flujo neto de efectivo en el año 1($) = utilidad neta en el año 1 ($) + depreciación en el año 1 ($)

9.2.2.2. APLICACIÓN DE MÉTODOS PARA EVALUAR PROYECTOS

Enseguida se presentan las fórmulas que se emplearon para calcular los indicadores de evaluación financiera del proyecto ruta metalúrgica 2.

Valor presente neto (VPN)

Para el cálculo del VPN se utilizaron dos tasas de descuento: la primera, equivalente al 20%, y la segunda, del 30%. Recordemos que la tasa de descuento (TD) se utiliza para trasladar los flujos netos de efectivo del futuro al presente.

Fórmula para calcular el VPN

$$\text{VPN} = \text{(-) inversión inicial (\$)} + \frac{\text{FNE (\$)}_{\text{año 1}}}{(1+\text{TD})^1} + \frac{\text{FNE (\$)}_{\text{año 2}}}{(1+\text{TD})^2} \ldots \frac{\text{FNE (\$)}_{\text{año 5}}}{(1+\text{TD})^5}$$

Tasa interna de retorno (TIR)

Fórmula para calcular la TIR

$$\text{TIR} = (-)\ \frac{-\text{Inversión Inicial}_{(\$)} + \sum_{t=1}^{5} \text{FNE}_{(\$)}}{\sum_{t=1}^{5} \text{TD}_{(\%)} \times \text{FNE}_{(\$)}}$$

Relación beneficio/costo (RB/C)

Antes de calcular la relación beneficio/costo se requiere estimar el valor presente neto (VPN) de los beneficios y de los costos. Para esto se utilizaron dos tasas de descuento: la primera, equivalente al 20%, y la segunda, del 30%.

Fórmulas para calcular el valor presente de los ingresos y de los costos

$$\text{VPN Ingresos} = \frac{\text{Ingresos operacionales año 1}}{(1+\text{TD})^1} + \frac{\text{Ingresos operacionales año 2}}{(1+\text{TD})^2} \ldots \frac{\text{Ingresos operacionales año 5}}{(1+\text{TD})^5}$$

$$\text{VPN Costos} = \frac{\text{Costos operacionales año 1}}{(1+\text{TD})1} + \frac{\text{Costos operacionales año 2}}{(1+\text{TD})2} \ldots \frac{\text{Costos operacionales año 5}}{(1+\text{TD})5}$$

Después de estimar el valor presente neto (VPN) de los ingresos y de los costos se procede a calcular la relación beneficio/costo (RB/C) a partir de la aplicación de la siguiente fórmula:

Fórmula para calcular la relación beneficio/costo (RB/C)

$$\text{Relación beneficio/costo} = \frac{\sum_{t=1}^{5} \text{VPN}_{\text{Ingresos}_{(\$)}}}{\sum_{t=1}^{5} \text{VPN}_{\text{Costos}_{(\$)}}}$$

Debe tenerse en cuenta que para el cálculo de la RB/C, en los costos operacionales no se tiene en cuenta la depreciación de los bienes físicos y la maquinaria.

9.8. ESTUDIO Y EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO DE LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR – RUTA METALÚRGICA 2

En esta sección se presentan los resultados del ejercicio financiero, el monto de recursos económicos que se requieren para la inversión inicial, los costos totales y el valor de la producción en función de los parámetros de operación definidos para la mina y la planta, y los indicadores que comprueban la viabilidad financiera del proyecto ruta metalúrgica 2, de acuerdo con las condiciones iniciales típicas en la zona.

Figura 9.47. Inversión inicial. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	COSTO COP ($)*	% PARTICIPACIÓN SOBRE COSTOS TOTALES
Activos fijos		
Maquinaria y equipos nuevos, operaciones de extracción	154.864.920	11%
Maquinaria y equipos nuevos, operaciones de beneficio	1.094.262.597	78%
Instalaciones eléctricas e hidráulicas	150.823.999	11%
Total activos fijos	**1.399.951.516**	

(*) Los precios cotizados se encuentran detallados en el informe técnico.

Figura 9.48. Costos de la fase de extracción. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	COP $	COP ($/t)*
Mano de obra	28.580.704	109.926
Partes y accesorios	4.055.470	15.598
Herramientas y suministros	9.632.178	37.047
Combustible y explosivos	13.875.314	53.367
Elementos de seguridad industrial	9.880.096	38.000
Mantenimiento	1.161.487	4.467
Energía eléctrica	1.190.342	4.578
Depreciación de maquinaria y equipo	1.290.541	4.964
Total	**69.666.132**	**267.947**

(*) El costo de extracción del mineral por cada tonelada, descontando el valor de la depreciación de los bienes físicos, es de COP 262.983/t.

Figura 9.49. Estructura de los costos de la fase de extracción de oro, operación futura en mina. Fuente: autores.



Figura 9.50. Costos de operación total (extracción + beneficio) por mes. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	COP ($)
COSTOS DIRECTOS	
Materia prima	68.375.580
Insumos	41.205.959
Mano de obra	7.145.195
Mantenimiento	3.282.788
Análisis y pruebas de laboratorio	23.786.667
Servicios públicos	10.263.555
Depreciación de maquinaria y equipo	10.409.396
Total costos directos	**164.469.139**
COSTOS INDIRECTOS	
Costos indirectos de fabricación (CIF)	16.446.914
Total costos directos + indirectos	**180.916.053**

Figura 9.51. Estructura de los costos de la fase de beneficio, operación futura en planta. Fuente: autores.

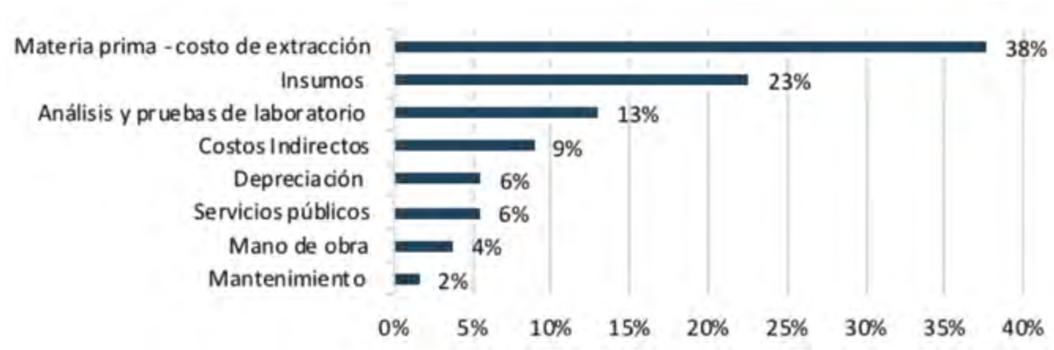


Figura 9.52. Ingresos de operación futura, por mes. Fuente: autores.

TENOR DE CORTE (g/t)	RECUPERACIÓN DE ORO (%)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/t)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/mes)	PRECIO UNITARIO DE ORO ($/g)*	COP ($)
10,0	84	8,40	2.184	119.815	261.675.960

(*) Corresponde al precio promedio internacional del oro en 2018. Fuente: cálculo propio con base en información del equipo técnico y el Banco de la República.

Figura 9.53. Flujo de caja del proyecto en horizonte de evaluación (cinco años). Fuente: autores.

CONCEPTO	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
(1) inversión inicial (–)	-1.399.951.516					
Total inversión inicial	**-1.399.951.516**					
(2) Ingresos gravables (+)						
Ingresos operacionales		3.140.111.520	3.234.314.866	3.331.344.312	3.431.284.641	3.534.223.180
Total ingresos gravables		**3.140.111.520**	**3.234.314.866**	**3.331.344.312**	**3.431.284.641**	**3.534.223.180**
(3) Egresos deducibles (–)						
Costos operacionales		2.046.079.879	2.087.807.645	2.130.716.186	2.174.840.260	2.220.215.683
Regalías (4 %)		100.483.569	103.498.076	106.603.018	109.801.109	113.095.142
Depreciación		124.912.752	124.912.752	124.912.752	124.912.752	124.912.752
Total egresos deducibles		**2.271.476.199**	**2.316.218.472**	**2.362.231.956**	**2.409.554.120**	**2.458.223.576**
(4) Utilidad antes de impuestos		868.635.321	918.096.393	969.112.356	1.021.730.521	1.075.999.604
(5) Margen de utilidad operacional		27,7%	28,4%	29,1%	29,8%	30,4%
(6) Impuestos (–)						
Impuesto de renta (33 %) (–)		286.649.656	302.971.810	319.807.077	337.171.072	355.079.869
Total impuestos		**286.649.656**	**302.971.810**	**319.807.077**	**337.171.072**	**355.079.869**
(7) Utilidad neta		581.985.665	615.124.584	649.305.278	684.559.449	720.919.735
(8) Margen de utilidad neta		18,5%	19,0%	19,5%	20,0%	20,4%
(9) Depreciación (+)		124.912.752	124.912.752	124.912.752	124.912.752	124.912.752
(10) Flujo neto de efectivo	**-1.399.951.516**	**706.898.416**	**740.037.335**	**774.218.030**	**809.472.200**	**845.832.486**

9.8.1. RESULTADOS E INTERPRETACIÓN DE INDICADORES DE EVALUACIÓN FINANCIERA DEL PROYECTO DE LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR – RUTA METALÚRGICA 2

El VPN del proyecto de implementación de la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de Santa Rosa del Sur, a una tasa de descuento del 20%, es de COP 881.379.728.

El VPN del proyecto de implementación de la ruta metalúrgica propuesta para la zona minera de Santa Rosa del Sur, a una tasa de descuento del 30%, es de COP 445.332.239.

Figura 9.54. Indicadores de evaluación financiera del proyecto de la zona, ruta metalúrgica 1. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	TASA DE DESCUENTO 20 %	TASA DE DESCUENTO 30 %
Valor presente neto (VPN)	$ 881.379.728	$ 445.332.239
Tasa interna de retorno (TIR)	45%	45%
Relación beneficio/costo (RB/C)	1,56	1,56

Teniendo en cuenta que el VPN es mayor que cero (para ambas tasas de descuento), se concluye que el proyecto es viable desde el punto de vista financiero, pues los dineros invertidos en el proyecto rinden más que estas tasas de interés de oportunidad.

La TIR anual obtenida es mayor que las dos tasas de interés de oportunidad del inversionista, definidas en este proyecto como el 20 y 30% anuales. Se concluye que este proyecto – Ruta Metalúrgica 2, se justifica desde el punto de vista financiero, en la medida en que los dineros que permanecen invertidos en el proyecto rinden a una tasa superior al costo de oportunidad definido.

Para este proyecto, la relación beneficio/costo a tasas de interés de oportunidad del 20 y 30% es de 1,56, en ambos casos. De este resultado se concluye que el proyecto es viable desde el punto de vista financiero, pues los beneficios son mayores que los costos.

9.9. ESTUDIO FINANCIERO DE LA OPERACIÓN ACTUAL VS. LA OPERACIÓN FUTURA – RUTA METALÚRGICA 2

En esta sección se exponen los resultados del estudio financiero de la operación actual de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de Santa Rosa del Sur, a partir de los cuales se estableció una base de comparación (en términos de porcentaje de recuperación, cantidad de oro recuperado, costo unitario de producción, margen de utilidad operacional y de utilidad neta), para analizar la viabilidad económica de la implementación de la ruta metalúrgica propuesta.

Variables de operación actual de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera de santa rosa del sur

Figura 9.55. Variables de operación actual de la mina y planta de beneficio típicas de la zona minera. Fuente: autores.

VARIABLE	VALOR
Tiempo de trabajo en mina	8 h/día
Volumen de material de mina extraído	40 t/día
Volumen de material estéril extraído	30 t/día
Volumen de material mineral extraído	10 t/día
Capacidad de procesamiento	1,25 t/h
Funcionamiento de la planta	8 h/día
Volumen de procesamiento	10 t/día
Turnos por día	1 por día
Días de operación al mes	26 días
Volumen de procesamiento	260/mes
Tenor por tonelada de material de mina	10,0 g/t
Porcentaje total de recuperación de oro	50 %
Recuperación total de oro	5,0 g/t

Debe tenerse en cuenta que las variables de la operación actual de la mina y planta de beneficio típica de la zona se definieron a partir de la información recolectada en trabajo de campo por el equipo técnico.

9.9.1. RESULTADOS DE LA OPERACIÓN ACTUAL DEL BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR

Figura 9.56. Costos actuales de la fase de extracción, por mes. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	COP $	COP ($/t)*
Mano de obra	40.012.986	153.896
Partes y accesorios	1.955.318	7.520
Herramientas y suministros	7.228.999	27.804
Combustible y explosivos	14.033.019	53.973
Elementos de seguridad industrial	6.324.658	24.326
Mantenimiento	946.278	3.640
Energía eléctrica	771.072	2.966
Depreciación maquinaria y equipo	1.081.694	4.160
Total	**72.354.024**	**278.285**

(*) El costo de extracción del mineral por cada tonelada, descontando el valor de la depreciación de los bienes físicos, es de COP $274.124 /t.

Figura 9.57. Estructura de costos actuales de la fase de extracción de oro. Fuente: autores.



Figura 9.58. Costos de la operación actual (extracción + beneficio), por mes. Fuente: autores.

DESCRIPCIÓN	COP ($)
COSTOS DIRECTOS	
Materia prima	71.272.330
Insumos	4.343.976
Mano de obra	11.432.311
Mantenimiento	1.570.490
Servicios públicos	7.608.778
Depreciación de maquinaria y equipo	5.444.167
Total costos directos	**101.672.051**
COSTOS INDIRECTOS	
Costos indirectos de fabricación (CIF)	10.167.205
Total costos directos + indirectos	**111.839.257**

Figura 9.59. Estructura de los costos actuales de la fase de beneficio. Fuente: autores.



Figura 9.60. Ingresos de la operación actual, por mes. Fuente: autores.

PROCESO	RECUPERACIÓN DE ORO (%)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/t)	RECUPERACIÓN DE ORO (g/mes)	PRECIO UNITARIO DE ORO ($/g)*	COP ($)
10,00	50	5,0	1.300	119.815	155.759.500

(*) Corresponde al precio promedio internacional del oro en 2018. Fuente: cálculo propio con base en información del equipo técnico y el Banco de la República.

Figura 9.61. Flujo de caja de la operación actual en horizonte de evaluación (cinco años). Fuente: autores.

CONCEPTO	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
(1) Ingresos gravables (+)					
Ingresos operacionales	1.869.114.000	1.925.187.420	1.982.943.043	2.042.431.334	2.103.704.274
Total ingresos gravables	**1.869.114.000**	**1.925.187.420**	**1.982.943.043**	**2.042.431.334**	**2.103.704.274**
(2) Egresos deducibles (–)					
Costos operacionales	1.276.741.080	1.312.147.992	1.348.666.007	1.386.330.641	1.425.178.572
Depreciación	59.811.648	61.605.997	63.454.177	65.357.803	67.318.537
Regalías	65.330.000	65.330.000	65.330.000	65.330.000	65.330.000
Total egresos deducibles	**1.401.882.728**	**1.439.083.990**	**1.477.450.184**	**1.517.018.444**	**1.557.827.108**
(3) Utilidad antes de impuestos	467.231.272	486.103.430	505.492.859	525.412.890	545.877.166
(4) Margen de utilidad operacional	25,0%	25,2%	25,5%	25,7%	25,9%
(5) impuestos (–)					
Impuesto de renta (33 %) (–)	154.186.320	160.414.132	166.812.643	173.386.254	180.139.465
Total impuestos	**154.186.320**	**160.414.132**	**166.812.643**	**173.386.254**	**180.139.465**
(6) Utilidad neta	313.044.953	325.689.298	338.680.215	352.026.636	365.737.701
(7) Margen de utilidad neta	16,7%	16,9%	17,1%	17,2%	17,4%
(8) Depreciación (+)	65.330.000	65.330.000	65.330.000	65.330.000	65.330.000
(9) Flujo neto de efectivo	**378.374.952**	**391.019.298**	**404.010.215**	**417.356.636**	**431.067.701**

Los supuestos que se tuvieron en cuenta para la proyección de ingresos y costos de operación actual son los mismos que se definieron para la operación futura de la mina y planta de beneficio típicas de la zona.

9.9.2. RESUMEN DE INDICADORES DE OPERACIÓN ACTUAL VS. OPERACIÓN FUTURA – RUTA METALÚRGICA 2

Figura 9.62. Resumen de indicadores de operación actual vs. operación futura. Fuente: autores.

INDICADOR	OPERACIÓN ACTUAL	OPERACIÓN FUTURA
Recuperación de oro (gr/t)	50	84
Cantidad de oro recuperado por tonelada	5,00 gr	8,40 gr
Costo de producción unitario por gramo de oro	COP 86.030	COP 82.837
Costo de producción unitario por onza troy de oro	USD 836	USD 805
Utilidad antes de impuestos por gramo de oro	COP 29.951	COP 33.144
Utilidad antes de impuestos por onza troy de oro	USD 291	USD 322
Margen de utilidad operacional (promedio 5 años)	25,5	29,1%
Utilidad después de impuestos por gramo de oro	COP 20.067	COP 22.206
Utilidad después de impuestos por onza troy de oro	USD 195	USD 216
Margen de utilidad neta (promedio 5 años)	17,1%	19%
Indicador de productividad (producto/insumo)	1,39	1,45

Precio de venta por gramo de oro: COP 119.815. Precio de venta por onza de troy de oro: USD 1.165. Tasa de cambio utilizada: COP 3.200/USD. Factor de conversión utilizado: 1 onza troy = 31,1034768 gramos

9.9.3. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE INDICADORES DE OPERACIÓN ACTUAL VS. OPERACIÓN FUTURA DE LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR – RUTA METALÚRGICA 2

La adopción integral de la ruta metalúrgica 2 como una alternativa para mejorar los niveles de eficiencia en el proceso de beneficio de oro permite a la empresa minera incrementar la productividad total en aproximadamente 4,3%, al pasar de una razón producto/insumo total de 1,39, bajo las condiciones de la producción actual de la mina y la planta de beneficio típicas de la zona, a una razón de productividad de 1,45 con la implementación de la ruta metalúrgica y con el tenor mínimo que garantiza su viabilidad desde el punto de vista financiero.

Esto corrobora la generación de beneficios económicos a la empresa minera y se espera que represente, desde el punto de vista financiero, un incentivo para que el empresario adopte la presente propuesta y desarrolle su operación bajo el estricto cumplimiento de los estándares técnico-administrativos y legales.

Cabe resaltar que se estableció que en el escenario de producción actual el costo unitario de producir un gramo de oro es de aproximadamente COP 86.030, mientras que se espera que, con la operación futura, el costo unitario del gramo de oro sea de COP 82.837. Este resultado indica una reducción efectiva de los costos unitarios de 3,71%.

Como anexo a la presente guía encontrará un simulador en formato Excel, en el que podrá introducir las variables de operación deseadas (según las características propias de la mina y de la planta de beneficio) y efectuar un ejercicio de planeación financiera para estimar los costos unitarios de operación, los márgenes de utilidad operacional y determinar los rendimientos futuros de la inversión necesaria para la implementación de la ruta metalúrgica.

En el escenario actual de la operación de la mina y la planta de beneficio típicas de la zona minera de Santa Rosa del Sur, el costo unitario de producir 1 g de oro es de COP 86.030, mientras que la implementación de la ruta metalúrgica reduce este costo a COP 82.837

Esta disminución en costo de producción, junto con el aumento de los ingresos por un porcentaje de mayor recuperación de oro, se traduce en un incremento de la utilidad neta de 10,6%

Debe tenerse en cuenta que los costos y utilidades mencionados anteriormente, están calculados sobre la base de un tenor de corte de 10g/t, que corresponde al tenor mínimo que garantiza la viabilidad de la implementación de la ruta metalúrgica 2

9.10. CONSIDERACIONES SOBRE LA OPERACIÓN ACTUAL DE BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR

- En el estudio financiero de la operación actual de la planta se utilizó como referencia un porcentaje de recuperación de oro de 50% por cada tonelada de mineral procesado, obtenido en el proceso de concentración gravimétrica, de acuerdo con la información colectada en campo por el equipo técnico.
- Teniendo en cuenta que el tenor de corte definido para la zona minera de Santa Rosa del Sur, ruta metalúrgica 2, es de 10 gramos por tonelada, y que la operación actual permite una recuperación promedio del 50%, en el estudio financiero se estimó una recuperación de 5 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.
- El costo de la materia prima, definido en este ejercicio como el costo de extracción del mineral por cada tonelada, es de COP 274.124/t, excluyendo el costo por la depreciación de bienes físicos.
- Los rubros más representativos en la estructura de costos de la fase de extracción del mineral son la mano de obra y la compra de combustible y explosivos, cada uno con una participación sobre los costos totales de 55,3 y 19,4%, respectivamente.
- El rubro más representativo en la estructura de costos de la operación actual de la planta es la materia prima, cada uno con una participación sobre los costos totales de 43%.
- Se estableció que la planta de beneficio tiene un consumo de agua por cada tonelada de mineral procesado de aproximadamente 0,53m^3.
- El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la mina y en la planta de beneficio, así como del número de horas al día durante las cuales se utilizarían. De acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos para la mina y la planta de beneficio, el consumo de energía actual es de 15.950 kW/mes, lo que equivale a un costo promedio de energía eléctrica mensual de COP 8.007.101.
- El costo unitario aproximado, teniendo en cuenta los parámetros de la operación actual definidos para la planta, es de COP 86.030 por cada gramo de oro y de USD 836 por cada onza troy de oro.
- El precio de venta que se utilizó como referencia para el estudio financiero de la operación actual corresponde al precio del oro promedio internacional del año 2018. Este precio es de COP 119.815/g y de USD 1.165/onza troy.
- La ganancia unitaria (antes de pagar impuestos) aproximada es de COP 29.951/g de oro y de USD 291/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 25,5%, en promedio, para los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.
- La ganancia unitaria (después de pagar impuestos) aproximada es de COP 20.067/g de oro y de USD 195/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 17,1%, en promedio, para los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.

9.11. CONSIDERACIONES SOBRE LA OPERACIÓN FUTURA DE BENEFICIO DE ORO EN LA ZONA MINERA DE SANTA ROSA DEL SUR, RUTA METALÚRGICA 2

- Se estableció un potencial de procesamiento anual de las plantas de beneficio de la zona, después de la implementación de la ruta metalúrgica 2, de 3.120 toneladas de mineral, lo cual implica un funcionamiento de la planta de 26 días al mes y un procesamiento de 10 toneladas de mineral al día.

- La implementación de la propuesta de adecuación tecnológica para mejorar la eficiencia del proceso de beneficio del oro permite alcanzar hasta un 84%. Este porcentaje es mayor que la recuperación promedio que se obtiene en la planta en las condiciones actuales.

- Teniendo en cuenta que el tenor de corte del material de cabeza promedio que se procesa en la planta es de mínimo 10 gramos, y que la implementación de la ruta metalúrgica en la operación futura permite una recuperación mínima aproximada de 84%, se espera una recuperación de 8,40 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.

Teniendo en cuenta que el tenor de corte del material de cabeza promedio que se procesa en la planta es de mínimo 10 gramos, y que la implementación de la ruta metalúrgica en la operación futura permite una recuperación mínima aproximada de 84%, se espera una recuperación de 8,40 gramos por cada tonelada de mineral beneficiada.

- Se definió un esquema conservador, en el cual se obtiene una recuperación de oro equivalente al 84% por cada tonelada de material mineral procesado. Sin embargo, estos rendimientos pueden ser superiores al 90%.

- A partir de las características de las minas y las plantas típicas de la zona y las variables de operaciones definidas por el equipo técnico, se realizó un inventario de la maquinaria y de los equipos nuevos que se deben adquirir para la operación de extracción del mineral y de la planta de beneficio, con el fin de implementar la ruta metalúrgica contenida en esta guía. El monto de recursos que deberán invertirse es de COP 1.399.951.516.

- La definición del inventario de maquinaria y equipo nuevos, tanto para la fase de extracción del mineral, como para la de beneficio, con sus respectivas especificaciones técnicas, se costeó en su totalidad con el fin de evaluar la rentabilidad de nuevos emprendimientos.

- Los rubros más representativos de la estructura de costos de la fase de extracción son la mano de obra y el costo de los explosivos y combustible, cada uno con una participación sobre los costos totales de 41 y 20%, respectivamente.

- Los rubros más representativos de la estructura de costos de la operación futura de la planta son el costo de extracción e insumos, cada uno con una participación sobre los costos totales de 38 y 23%, respectivamente.

- El consumo de energía eléctrica por cada equipo se determinó a partir de la potencia efectiva de los motores empleados en la mina y en la planta de beneficio y del número de horas al día durante las cuales se utilizarían. De acuerdo con los parámetros de operación previamente definidos, el consumo de energía de toda la operación es de 22.074 kW/mes.

- A partir de experimentos de laboratorio efectuados por el equipo técnico se determinó la dosificación adecuada de los insumos y elementos químicos que se deben utilizar en cada uno de los procesos de la operación de beneficio.

El período de recuperación de la inversión en adecuaciones, con las tasas de interés de oportunidad del 20 y 30% anuales, es de aproximadamente dos años para la ruta metalúrgica 2, con el tenor mínimo de corte que garantiza la viabilidad de su implementación.

- El material mineral que debe ir a cianuración corresponde al 54,5% del total de material de cabeza, es decir que, por cada 10 toneladas procesadas por día, 5,45 toneladas se cianuran.

- El costo unitario aproximado que se puede alcanzar con la implementación de la propuesta de adecuación es de COP 82.837 por cada gramo de oro, y de USD 805 por cada onza troy.

- El costo de los análisis y pruebas de laboratorio que se deben realizar para tener el control de la eficiencia de cada uno de los procesos de la operación y los impactos ambientales asociados a elementos tóxicos que se pueden generar puede racionalizarse con la inversión futura en el montaje de un laboratorio. Se prevé que este laboratorio puede tener una demanda potencial de las empresas mineras de la zona.

- El precio de venta que se utilizó como referencia para el estudio financiero de la operación futura corresponde al precio del oro promedio internacional del año 2018. Este precio es de COP 119.815/g y de USD 1165/onza troy.

- Con la implementación de la presente propuesta de modernización tecnológica se alcanza una ganancia unitaria (antes de pagar impuestos) de COP 33.144/g de oro y de USD 322/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad operacional de 29,1%, en promedio, en los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.

- Con la implementación de la presente propuesta de modernización tecnológica se alcanza una ganancia unitaria neta (después de pagar impuestos) de COP 22.206/g de oro y de USD 216/onza troy de oro. Esto corresponde a un margen de utilidad neta de 19%, en promedio, en los cinco años contemplados como horizonte de evaluación.

- Se estableció que la inversión en adecuación de las plantas de beneficio de la zona minera de Santa Rosa del Sur, a partir de la implementación de la ruta metalúrgica 2, se justifica desde el punto de vista financiero, ya que los resultados de los indicadores demuestran que los beneficios son mayores que los costos, incluyendo la inversión inicial, y que los dineros invertidos en el proyecto rinden más que las tasas de interés de oportunidad de 20 y 30% anuales.

- El período de recuperación de la inversión en adecuaciones, con las tasas de interés de oportunidad del 20 y 30% anuales, es de aproximadamente dos años para la ruta metalúrgica 2, con el tenor mínimo de corte que garantiza la viabilidad de su implementación.

10. GLOSARIO

El objetivo de este glosario es unificar los conceptos técnicos que se emplean en el contenido de la guía, con la intención de que los mineros a quienes está dirigida se apropien y apliquen los términos correctos frecuentes en su actividad productiva.

Fotografía panorámica de campamento Caribona de Santa Rosa del Sur (Bolívar). Fotografía tomada por Gabriel Pantoja, Servicio Geológico Colombiano

Aa

Acopio. 1. Acción y el efecto de acopiar o reunir. 2. Se entiende como el sitio donde se ubican los minerales que se extraen.

Acotar. Hacer o poner números o cotas en un croquis, mapa topográfico, plano, etc.

Actividad económica. Es la creación de valor agregado mediante la producción de bienes y servicios en la que intervienen la tierra, el capital, el trabajo y los insumos intermedios.

Activo. Conjunto de todos los bienes y derechos con valor monetario que son propiedad de una empresa, institución o individuo, y que se reflejan en su contabilidad.

Adecuación ambiental. Acción de manejo o corrección destinada a hacer compatible una actividad, obra o proyecto con el ambiente, o para que no lo altere significativamente.

Administradora de riesgos profesionales (ARP). Entidad aseguradora de riesgos profesionales reglamentada por el Decreto 1722 de 1994, que se refiere a la afiliación y a las cotizaciones del Sistema General de Riesgos Laborales.

Agua de drenaje de mina. Aguas que se bombean en los frentes de trabajo de minería, bien sea a cielo abierto o subterráneos.

Agua subterránea. Agua del subsuelo que ocupa la zona saturada.

Alteración. 1. Cambio en la composición química o mineralógica de una roca, producido generalmente por meteorización o por acción de soluciones hidrotermales. 2. En general, el término se refiere a cambios físicos o químicos experimentados por rocas y minerales después de su formación, promovidos por procesos exógenos como meteorización, o por procesos endógenos como magmatismo o fallamiento.

Alteración argílica. Tipo de alteración hidrotermal, también denominada argílica intermedia, caracterizada por la presencia de caolinita o montmorillonita.

Alteración fílica. Tipo de alteración hidrotermal, también denominada cuarzo sericítica, o simplemente sericítica, caracterizada por el desarrollo de sericita y cuarzo secundario. Es el resultado de una hidrólisis moderada a fuerte de los feldespatos, en un rango de temperatura de 300 a 400 °C.

Alteración potásica. Alteración desarrollada en presencia de soluciones casi neutras y a altas temperaturas (400 a 600 °C), que se caracteriza por la formación de nuevos silicatos de potasio, como feldespato potásico secundario o mica (biotita) secundaria, con posible presencia de anhidrita.

Amortización. Reconocimiento contable de la pérdida gradual de valor de un activo fijo a lo largo de su vida física o económica. Los activos amortizables permiten dar como gasto del ejercicio un porcentaje de su valor.

Análisis. Proceso de identificar una pregunta, modelar un evento, investigar modelos, interpretar resultados y dar recomendaciones.

Ancho mínimo para explotación. Es el ancho mínimo horizontal que permite explotar una veta, según el equipo que se utilice. Si el ancho de la veta es menor que el ancho mínimo de minado, durante la explotación el tajo correspondiente tiene que ampliarse a este último ancho, lo que ocasiona una dilución.

Arcilla. 1. El término hace referencia a rocas sedimentarias y, en general, a un material terroso de grano fino que se hace plástico al ser mezclado con una cantidad limitada de agua. Las arcillas son siempre de grano muy fino, y el límite superior en el tamaño de los granos corresponde, por lo general, a un diámetro de 0,004 mm (menores de 4 µm). En mineralogía y petrografía sus variedades se conocen como arcillolitas.

Arena (rocas sedimentarias). Término textural usado para designar materiales o partículas producto de la desintegración natural o artificial de rocas preexistentes. Su tamaño oscila entre 0,0625 y 2 mm de diámetro.

Arenisca. Roca sedimentaria detrítica terrígena compuesta como mínimo por un 85% de materiales tamaño arena, generalmente granos de cuarzo más o menos redondeados, con tamaños entre 0,0625 y 2 mm. Son rocas comunes y se constituyen en componente esencial de numerosas series estratigráficas, en capas regulares o irregulares, y también en lentejones. El color de estas rocas varía de blanco a gris claro, o pueden encontrarse diversamente coloreadas, según la naturaleza del cemento, como rojo (óxidos de hierro), verde (glauconita) y otros. Las variedades se distinguen por el tamaño del grano, la naturaleza del cemento o la presencia de elementos particulares. Su mineral esencial es el cuarzo; sus minerales accesorios, el feldespato, micas, cemento silíceo, de óxidos de hierro y de calcita. A veces contiene minerales pesados, como el rutilo, entre otros. Su textura es de grano medio y redondeado. Su distribución es homogénea y pocas veces contienen fósiles.

Arranque. El arranque de un mineral es la fragmentación del macizo rocoso hasta reducirlo a un tamaño que permita su manipulación para ser cargado y transportado. El arranque puede ser realizado con métodos mecánicos (forma continua y discontinua) y también por medio de la perforación con sustancias explosivas (forma discontinua).

Arranque mecánico. En este tipo de arranque se usan máquinas que utilizan los impactos, la roza, la fuerza hidráulica, el ripiado o la excavación para desprender el mineral. En minería subterránea se usan máquinas de impacto tales como martillo hidráulico, martillo eléctrico y martillo neumático.

Autoridad ambiental. Es la autoridad que tiene a su cargo fiscalizar los recursos naturales renovables; aprobar estudios de impacto ambiental; adoptar términos y guías; aprobar o no la licencia ambiental, de acuerdo con el artículo 195 de la Ley 685 del 2001; delimitar geográficamente las reservas forestales; sancionar de acuerdo con las normas ambientales, y recibir los avisos de iniciación y terminación de las explotaciones mineras.

Autoridad minera. Es el Ministerio de Minas y Energía o, en su defecto, la autoridad nacional que, de conformidad con la organización de la Administración Pública y la distribución de funciones entre los entes que la integran, tiene a su cargo la administración de los recursos mineros, la promoción de los aspectos atinentes a la industria minera, así como la administración del recaudo y distribución de las contraprestaciones económicas, con el fin de desarrollar las funciones de titulación, registro, asistencia técnica, fomento, fiscalización y vigilancia de las obligaciones emanadas de los títulos y solicitudes de áreas mineras.

Azimut. 1. Dirección de una línea medida en sentido de las agujas del reloj, referida a un sistema de referencia, usualmente la red de meridianos. 2. Ángulo medido en el sentido de las agujas del reloj a partir del norte; su valor está comprendido entre 0 y 360 grados sexagesimales (400 grados centesimales). Se denomina “rumbo” si se mide con respecto al norte magnético, mientras que se emplea el término azimut geográfico si se mide con respecto al norte geográfico. 3. Ángulo que con el meridiano forma el círculo vertical que pasa por un punto de la esfera celeste o del globo terráqueo.

Bb

Barequeo. Lavado de arenas por medios manuales, sin ninguna ayuda de maquinaria o medios mecánicos, con el objeto de separar y recoger metales preciosos contenidos en dichas arenas. También puede aplicarse a la recolección de piedras preciosas y semipreciosas.

Barrena. 1. Herramienta que se usa para perforar. 2. Parte de una herramienta de perforación que corta la roca. Se le llama barreno a un agujero practicado en una roca, que se rellena de pólvora u otro explosivo, para hacerla volar.

Barretero. Minero que con una barrena y una maceta, una porra o un martillo pesado, abre orificios (barrenos) que se llenan de pólvora u otros explosivos que, al estallar, sueltan los minerales de la roca.

Bauxita. Roca formada por óxidos de aluminio y de hierro hidratados (fórmula Al2O3xH2O) que suele presentar aspecto terroso, arcilloso o pisolítico, con colores que van del blanco sucio al pardo, con zonas más oscuras. Es la única mena comercial del aluminio. Su composición química es variable en el detalle, y define su calidad industrial. Las bauxitas se explotan para la extracción metalúrgica del aluminio, del que son la única mena. Los principales yacimientos de bauxita se localizan en Australia, Brasil, Guayana y Surinam.

Beneficio de minerales. Conjunto de operaciones empleadas para el tratamiento de menas y minerales por medios físicos y mecánicos, con el fin de separar los componentes valiosos de los constituyentes no deseados a partir de las diferencias en sus propiedades.

Bienes finales. Bienes y servicios que conforman la demanda final; son aquellos cuyo proceso de producción se ha concluido en el periodo y están disponibles para su utilización; la mayor parte ha sido técnicamente terminada, es decir, no será objeto de una nueva transformación en el periodo.

Bioacumulación. Es el proceso de acumulación de sustancias químicas en organismos vivos, de forma que alcanzan concentraciones más elevadas que las concentraciones en su medio o en los alimentos. Las sustancias propensas a la bioacumulación alcanzan concentraciones crecientes a medida que se avanza en el nivel trófico en la cadena alimenticia.

Biogeoquímico(a). Interacción entre los compuestos geoquímicos y los organismos vivos. La biogeoquímica es necesaria para comprender el funcionamiento de los seres vivos, desde el nivel de organización celular hasta el ecosistema que conforman. Además, esta ciencia permite comprender el porqué de muchos de los problemas ambientales (cambio climático, destrucción de la capa de ozono, contaminación ambiental), y de procesos esenciales para la sociedad (producción de cultivos, reciclaje de residuos, depuración ambiental). El desarrollo de la biogeoquímica se adapta muy bien a aquellas regiones que presentan una vegetación muy densa y donde la cartografía geológica es difícil de ser llevada a cabo por ausencia de afloramientos.

Bocamina. 1. La entrada a una mina, generalmente consistente en un túnel horizontal. 2. Sitio en superficie por donde se accede a un yacimiento mineral.

Bomba (equipo). 1. Máquina para evacuar agua u otro líquido, accionada eléctrica o neumáticamente. 2. Aparato mecánico utilizado para transferir líquidos o gases de un lugar a otro, por ejemplo, la bomba de Cornualles (tipo de bomba desarrollada en Cornualles, Inglaterra, utilizada en el siglo XIX en minas profundas para elevar agua subterránea) o la bomba de trasiego. 3. Aparato mecánico para comprimir o atenuar gases.

Broca. 1. Aparato o herramienta utilizada para el corte de suelos y rocas, utilizada en perforaciones o sondeos del subsuelo, que se ensambla en la parte final de la sarta de perforación.

Buzamiento (geología general). Ángulo de inclinación que forma un filón, estructura o capa rocosa con un plano horizontal, medido perpendicularmente a la dirección o rumbo del filón.

Cc

Capacidad minera instalada. Es la máxima cantidad de producción que una mina ha sido diseñada para producir.

Capital. 1. Stock de recursos disponibles en un momento determinado para la satisfacción de necesidades futuras; es decir, es el patrimonio poseído susceptible de generar una renta. Constituye uno de los tres principales elementos que se requieren para producir un bien o un servicio. 2. Es la suma de todos los recursos, bienes y valores movilizados para la constitución y la puesta en marcha de una empresa.

Capital de inversión. Es la suma de todos los recursos, bienes y valores movilizados para la constitución y la puesta en marcha de una empresa. Es su razón económica. Cantidad invertida en una empresa por los propietarios, socios o accionistas.

Canteras de formación de aluvión. Llamadas también canteras fluviales. Corresponden a las canteras situadas en las laderas de ríos, donde éstos, como agentes naturales de erosión, transportan durante grandes recorridos las rocas y aprovechan su energía cinética para depositarlas en zonas de menor potencialidad para formar grandes depósitos de estos materiales, entre los cuales se encuentran desde cantos rodados y gravas hasta arena, limos y arcillas. En el entorno ambiental, una cantera de aluvión tiene mayor aceptación en terrazas alejadas del área de influencia del cauce que directamente sobre él. En las canteras de río, los materiales granulares que se encuentran son muy competentes en obras civiles, debido a que el continuo paso y transporte del agua desgasta los materiales y al final quedan aquellos que tienen mayor dureza y, además, con características geométricas típicas, como sus aristas redondeadas. Estos materiales son extraídos con palas mecánicas y cargadores de las riberas y cauces de los ríos.

Cartucho de explosivo. 1. Explosivo de dimensiones específicas y debidamente forrado con papel especial. 2. Carga cilíndrica de explosivos (indugel, fexagel y otros).

Chimenea. 1. Una entrada vertical a una mina hecha hacia abajo desde la superficie. 2. Excavación vertical o inclinada que desemboca directamente en la superficie y está destinada a la extracción del mineral, al descenso y al ascenso del mineral y los materiales. En la chimenea van canalizados los cables eléctricos, las tuberías de conducción de agua y aire comprimido; a través de esta se efectúa la ventilación de todas las labores subterráneas.

Cianuración. Método para extraer oro o plata a partir de un mineral triturado o molido, mediante disolución en una solución de cianuro de sodio o potasio.

Cianuro de sodio. Compuesto químico ampliamente usado en las plantas de tratamiento de minerales de oro para disolver oro y plata.

Ciclo geoquímico. Ocurrencia de cambios geológicos que se dividen en dos etapas: ciclo mayor, que comprende todos los procesos involucrados en la formación de rocas (ígneas, sedimentarias y metamórficas); ciclo menor, asociado a la formación de suelos a partir de las rocas preexistentes. Ambas etapas se reintegran en diferentes momentos de la cadena para dar nuevamente inicio al proceso o ciclo geoquímico.

Ciclo minero. Diferentes fases que ocurren durante el desarrollo de un proyecto minero, definidas en el Plan Nacional de Desarrollo Minero del Ministerio de Minas y Energía, que abarcan desde la gestación de un proyecto hasta su cierre. El ciclo minero tiene las siguientes cinco fases: gestación del proyecto, exploración, desarrollo minero, producción y desmantelamiento.

Cierre y abandono. Finalización de la explotación, abandono de montajes y de infraestructura. Se le llama abandono a la fase del ciclo minero durante la cual tiene lugar la disminución gradual de la producción, se lleva a cabo la ejecución del plan de cierre de la mina y del plan de restauración geomorfológica y ambiental del área intervenida. En esta etapa se retiran los equipos e infraestructura. (MME, 2015).

Cinética. Velocidad de disolución de un analito. En el caso de la cianuración, se denomina velocidad de disolución de oro. Cantidad de sustancia/tiempo.

Cizalla. Deformación resultante del esfuerzo que causa o tiende a causar que partes contiguas de un cuerpo se deslicen relativamente una con otra en una dirección paralela a su plano de contacto. Este es el modo de falla de un cuerpo en el cual la porción de masa sobre un lado de un plano o superficie se desliza y pasa sobre el lado opuesto. Este término también se usa para referirse a superficies y zonas de falla por cizalla, y a superficies a lo largo de las cuales han ocurrido movimientos diferenciales.

Clasificación (beneficio). Operación de separación de los componentes de una mezcla de partículas de minerales en dos o más fracciones, de acuerdo con su tamaño, forma y densidad. Cuando se realiza en medio húmedo, la operación también depende de las propiedades del fluido en el que se encuentran las partículas, así como de las características reológicas de la pulpa.

Clasificación manual. Selección manual de material en concentrados o preconcentrados antes de ser llevados a la planta de beneficio. La selección puede ser, en el caso de menas de oro, negativa (eliminación de material de ganga) o positiva (selección de granos gruesos de oro); en ambos casos se reduce la carga de material que va a la planta de beneficio.

Código de Minas. Cuerpo de normas que regulan las relaciones entre los organismos y entidades del Estado, y de los particulares entre sí, sobre las actividades de prospección, exploración, explotación, beneficio, transporte, aprovechamiento y comercialización de los recursos no renovables que se encuentren en el suelo o el subsuelo, sean de propiedad de la nación o de privados. Estas normas están contenidas en la Ley 685 del 2001, Código de Minas vigente (Congreso de la República de Colombia, 2001).

Comercialización. En minería, compraventa de minerales o de cualquier producto resultante de la actividad minera.

Compresor. Máquina para producir aire comprimido, con una presión mayor a la atmosférica, mediante la elevación de la presión del aire al valor de trabajo deseado. El aire comprimido pasa de la estación compresora y llega a las instalaciones a través de tuberías. Se distinguen dos tipos básicos de compresores: el primero trabaja según el principio de desplazamiento; en él la compresión se obtiene por la admisión de aire en un recinto hermético, donde se reduce el volumen el gas, lo que incrementa la presión interna. El segundo tipo es el compresor dinámico, que funcionan por aceleración molecular: el aire se aspira y es acelerado a gran velocidad; la energía cinética del aire se convierte en presión estática.
Concentración (beneficio). Operación unitaria en la cual se busca eliminar el material que no es de interés económico con el fin de disminuir el volumen de mineral que debe procesarse. Para esta separación se pueden utilizar propiedades físicas (diferencia de densidad, atracción de campos magnéticos o eléctricos) o físico-químicas de los minerales.

Concentración gravimétrica. Método de concentración que aprovecha la diferencia en el peso específico entre los minerales que se quieren separar.

Concentración mecánica. Tratamiento del mineral bruto por procedimientos físicos que aumentan su riqueza al eliminar una parte mayor o menor del material estéril. Entre tales procedimientos figuran el lavado, la clasificación, trituración, molienda, dimensionado y pulido de rocas.

Concentración por medios densos. Método de concentración que se basa en la diferencia de densidades entre el fluido empleado para la operación y los minerales que interesa separar. Durante el proceso, las partículas más densas que el fluido se hunden, mientras las livianas flotan.

Concentración residual. Acumulación de minerales in situ como resultado de procesos de meteorización de las rocas. Las lateritas se producen por este tipo de procesos.

Concentrado. Es el producto enriquecido de las operaciones de concentración de minerales.

Concentrado bulk. Concentrado que contiene más de un metal con valor comercial.

Concentrador (industria minera). 1. Planta donde la mena es separada en material de valor (concentrados) y material de desecho (colas). 2. Se le llama así a un aparato de la planta de concentración, como las celdas de flotación, jigs, electromagnetos, mesa vibratoria, entre otros. 3. Aparato en el que, mediante aire, agua o gravedad, se lleva a cabo la concentración mecánica de una mena.

Concentrador centrífugo. Son equipos que utilizan la fuerza centrífuga generada por la rotación a alta velocidad del depósito que se alimenta con el mineral en forma de pulpa. Uno de estos equipos es el concentrador Knelson.

Concentrados de batea. Fracción pesada de un sedimento que se obtiene por separación mecánica mediante movimiento circular de la batea para determinar el contenido de minerales metálicos o de alto peso específico.

Concentrador de espiral. Concentrador conformado por cinco o seis espirales cerrados en los cuales se efectúa la separación por efecto de la fuerza centrífuga. El funcionamiento de un concentrador de espiral está basado en el principio de concentración a través de un flujo laminar. Este fenómeno se fundamenta en el hecho de que una partícula que se desliza en un canal circular a través de una película de fluido está sujeta, por lo menos, a cuatro fuerzas: fuerza gravitacional, fuerza centrífuga, empuje del líquido y roce contra el fondo del canal.

Concentrador Knelson. Concentrador centrífugo que cuenta con un cono invertido, dotado en su interior con una serie de rebordes circulares. La rotación del cono desarrolla fuerzas del hasta sesenta veces la fuerza de la gravedad. Al alimentarlo con la pulpa se establece un lecho o zona de concentración donde las partículas más pesadas quedan atrapadas en el lecho. A través de unas perforaciones existentes en la pared del cono se inyecta agua para evitar la compactación del lecho y crear cierta fluidez que permita concentrar las partículas de mayor densidad. Los equipos más grandes de este tipo pueden tratar hasta noventa toneladas métricas por día.

Concordancia. Relación geométrica entre dos unidades estratigráficas superpuestas en las que existe paralelismo entre los materiales infra y suprayacentes.

Construcción y desarrollo. Comprende el conjunto de actividades que permiten el acceso al yacimiento y el establecimiento de la infraestructura para el proyecto. Incluye la adquisición de permisos para iniciar la explotación, el diseño y el planeamiento detallado de la explotación, además de trabajos previos que se realizan para llegar a la mina: vías de acceso, instalaciones, servicios sanitarios, instalaciones eléctricas y de agua, campamentos, montajes mineros y de beneficio.

Construcción y montaje. Consiste en la preparación de los frentes mineros y en la instalación de obras, servicios, equipos y maquinaria fija necesarios para iniciar y adelantar la extracción o la captación de los minerales, su acopio, su transporte interno y su beneficio.

Contaminación ambiental. Acción que resulta de la introducción por el hombre, directa o indirectamente, en el medio ambiente, de contaminantes que, tanto por su concentración, al superar los niveles máximos permisibles establecidos, como por el tiempo de permanencia, hacen que el medio receptor adquiera características diferentes de las originales, perjudiciales o nocivas para la naturaleza, la salud y la propiedad.

Contrato de concesión. Son contratos administrativos celebrados entre el Estado (Ministerio de Minas y Energía, como representante de la Nación) y un particular (persona natural o jurídica) para efectuar, por cuenta y riesgo de este, los estudios, trabajos y obras de exploración de minerales de propiedad estatal que puedan encontrarse en una zona determinada, y para explotarlos en los términos y condiciones establecidos en la legislación vigente en el momento de su celebración. Comprende como parte de su objeto las fases de exploración técnica, explotación económica, beneficio de los minerales y cierre o abandono de los trabajos, y obras correspondientes.

Control de aguas o desagüe (industria minera). En minería, acciones y obras para la evacuación de aguas de desecho, como sistemas técnicos para la evacuación de aguas en forma de cunetas y estaciones de bombeo, entre otros.

Costo (finanzas). 1. En un sentido amplio, es la medida de lo que se debe dar o sacrificar para obtener o producir algo. 2. Es un gasto, una erogación o desembolso en dinero o especie, acciones de capital o servicios, hecho a cambio de recibir un activo. El efecto tributario del término costo (o gasto) es el de disminuir los ingresos para obtener la renta. 3. La transformación o la destrucción de valor en el transcurso de actividades onerosas destinadas a la producción de bienes o utilidad.

Costo ambiental. Son los gastos necesarios para la protección, la conservación, el mejoramiento y la rehabilitación del medio ambiente. Es el valor económico que se les asigna a los efectos negativos de una actividad productiva para la sociedad.

Costo de conversión. Equivale a los recursos invertidos en procesar el mineral de una etapa a otra del beneficio.

Costo de inversión. Costo equivalente a los intereses correspondientes al capital invertido en una maquinaria, equipo o en cualquier actividad que conduzca a una mejora en la producción.

Costo de operación. Es el total que se deriva de las erogaciones que hace el contratista por concepto del pago de salarios al personal y de todos los otros gastos relacionados con el desarrollo de la operación.

Costo por depreciación. Es el que resulta de la disminución del valor original de la maquinaria.

Costo por mantenimiento. Costos originados por todas las erogaciones necesarias para conservar la maquinaria en buenas condiciones, a efectos de que trabaje con rendimiento normal durante su vida económica. Se divide en mayor y menor: en el mantenimiento mayor se consideran todas las erogaciones necesarias para efectuar reparaciones a la maquinaria en talleres especializados, o aquellas que deban realizarse en el campo, con personal especializado, y que requieran retirar la maquinaria de los frentes de trabajo por un tiempo considerable; incluye mano de obra, repuestos y renovación de partes de la maquinaria, así como otros materiales necesarios. En el mantenimiento menor se consideran todas las erogaciones necesarias para efectuar los ajustes rutinarios, reparaciones y cambios de repuestos que se efectúan en las propias obras, así como cambios de líquidos hidráulicos, aceites de transmisión, filtros, grasas y estopas. Incluye el personal y el equipo auxiliar que realizan estas operaciones de mantenimiento, los repuestos y otros materiales que sean necesarios.

Crédito. Transacción que implica una transferencia de dinero con el compromiso de que será reembolsado transcurrido un determinado tiempo. Generalmente incluye el pago de una remuneración en forma de intereses. Quien transfiere el dinero se convierte en acreedor, y el que lo recibe, en deudor.

Cristalización. Formación de porciones de materia con estructura cristalina, y en ciertos casos, con formas poliédricas, a partir de una solución o de un líquido, gas o sólido amorfo. Cuando un metal líquido se solidifica, los átomos asumen una posición definitiva en la red cristalina. La fatiga o falla de los metales debido a esfuerzos repetitivos, algunas veces es erradamente atribuida a la cristalización.

Cruzada. Son labores horizontales, perpendiculares al rumbo del cuerpo mineralizado.

Dd

Dato. Hecho verificable sobre la realidad; un dato puede ser una medida, una ecuación o cualquier tipo de información que pueda ser verificada (en caso contrario se trataría de una creencia).

Demanda. 1. Precio en dinero al que el mercado está dispuesto a comprar. 2. Es la manifestación de la voluntad de comprar un número de unidades de un título valor a un precio dado en el mercado de valores, expresada por un comisionista según órdenes recibidas de algún cliente.

Depósito mineral. Concentración natural de sustancias minerales útiles, que bajo circunstancias favorables puede ser extraída con beneficio económico.

Derecho a explotar. Es el derecho que tiene el beneficiario de un título minero para realizar un conjunto de operaciones que tienen por objeto la extracción o la captación de los minerales yacentes en el suelo o el subsuelo dentro de un área determinada.

Derrumbe. 1. Hundimiento de un tajo o un corte (cámara). 2. Colapso de labores mineras.

Desabombar. Actividad que consiste en detectar y forzar la caída, controlada, de fragmentos de roca relativamente grandes, o "planchones" o "petacas" (fragmentos de roca) que se encuentren fracturados y ligeramente desprendidos del techo o los costados de una galería o labor minera subterránea, y que podrían caer de improviso. Esta actividad es obligatoria y periódica en las zonas agrietadas.

Desanche. Método de retirar mineral para formar una cavidad o una cámara subterránea en un depósito de filones estrechos. Primero es volada la roca de respaldo a un lado del filón, y después, el mineral.

Desarrollo (minería subterránea). El desarrollo es una etapa intermedia entre la exploración y la extracción propiamente dicha, y comprende las labores mineras encaminadas a crear los accesos y vías internas dentro del depósito, con el fin de preparar la extracción y el transporte del mineral. El desarrollo puede ser productivo o improductivo. Este último, en minería subterránea, ocurre cuando el avance se realiza en estéril (cruzadas). En cambio, es productivo cuando el avance horizontal se realiza con extracción de mineral (construcción de guías). (MME, 2015).

Desarrollo sostenible. 1. Desarrollo que conduce al crecimiento económico, a la elevación de la calidad de vida, a la productividad de las personas y al bienestar social, sin agotar la base de los recursos naturales renovables en que se sustenta, ni deteriorar el medio ambiente o el derecho de las generaciones futuras a utilizarlo para la satisfacción de sus propias necesidades, es decir, fundado en medidas apropiadas para la preservación de la integridad de los ecosistemas, la protección del ambiente y el aprovechamiento de los elementos naturales, de manera que no se comprometa la satisfacción de las necesidades de las generaciones futuras. 2. Es el mejoramiento de la calidad de vida humana ajustada a la capacidad de carga de los ecosistemas; implica la satisfacción de las necesidades actuales sin comprometer la satisfacción de las necesidades de las futuras generaciones.

Detonador eléctrico. Fulminantes elaborados de tal manera que pueden hacerse detonar cuando una corriente eléctrica pasa por los hilos de conexión.

Detrítico. Materiales sedimentarios conformados por fragmentos de rocas preexistentes.

Diagrama de operaciones (beneficio) (diagrama de flujo). Es una representación gráfica de la secuencia de operaciones realizadas durante el procesamiento de un mineral.

Difracción de rayos X. Es una técnica instrumental no destructiva que sirve para analizar un amplio rango de materiales, tales como minerales, polímeros, catalizadores, plásticos, compuestos farmacéuticos, cerámicos y semiconductores, entre otros.

Dilución. Material de bajo o nulo tenor de mineral valioso (estéril) que se extrae durante las operaciones mineras y por lo tanto forma parte de las reservas.

Dique. Cuerpo tabular de roca ígnea intrusiva, relativamente largo y delgado, que rellena una fisura o una fractura profunda en rocas más antiguas, y las corta discordantemente (corta la estratificación de las capas). Pueden aparecer varios diques dispuestos paralelamente entre sí, y cuando son afectados por erosión pueden dar lugar a relieves descalzados, por ser los materiales del dique más resistentes que los circundantes, o formar una depresión en forma de fosa, en el caso contrario.

Discordancia. Es una superficie de erosión entre dos cuerpos de roca, que representa un hiato o espacio significativo en la sucesión estratigráfica.

Distrito minero. Porción o área de terreno de un país, generalmente designada con un nombre, cuyos límites han sido descritos y dentro de la cual existen minerales que son extraídos según las reglas y regulaciones establecidas por los mineros locales. No existe límite de extensión territorial para definir un distrito minero, y sus linderos se pueden cambiar, siempre y cuando no se afecten otros derechos.

Dorsales. Conocidas también como dorsales meso-oceánicas, son elevaciones submarinas o sistemas montañosos de las cuencas oceánicas, a lo largo de las cuales se producen episodios de rifting, que implican formación de corteza oceánica nueva, a medida que el magma fluye en forma ascendente y se solidifica. Las dorsales están relacionadas con procesos de tectónica de placas del tipo divergente, que implica que el fondo oceánico (corteza oceánica) vaya creciendo y se expanda.

Ee

Empresa. Unidad institucional o combinación más pequeña de unidades productivas institucionales que abarca y controla, directa o indirectamente, todas las funciones necesarias para realizar sus actividades de producción. Depende de una sola entidad propietaria o de control; puede, sin embargo, ser heterogénea en cuanto a su actividad económica, así como a su emplazamiento. En Colombia, corresponde a la persona jurídica.

Endógeno. Todos aquellos procesos geológicos que se generan en el interior de la Tierra, como, por ejemplo, metamorfismo, cristalización magmática y segregación magmática.

Erosión. 1. Fenómeno de descomposición y desintegración de materiales de la corteza terrestre por acciones mecánicas o químicas. 2. Pérdida física de suelo transportado por el agua o por el viento, causada principalmente por deforestación, el laboreo del suelo en zonas no adecuadas, en momentos no oportunos, con las herramientas impropias o utilizadas en exceso, especialmente en zonas de ladera, con impactos adversos tan importantes sobre el recurso como la pérdida de la capa o del horizonte superficial con sus contenidos y calidades de materiales orgánicos, fuente de nutrientes y cementantes que mantienen una buena estructura y, por tanto, un buen paso del agua y el aire. En la minería, la erosión hídrica es la más grave, y puede ser laminar, en regueros o surcos y en barrancos o cárcavas. 3. Conjunto de procesos externos (exógenos) que mediante acciones físicas y químicas (como agua, hielo o viento) transforman las formas creadas por los procesos endógenos.

Escala de minería. Escala de clasificación que toma como base fundamental el volumen o el tonelaje de materiales útiles y estériles extraídos de una mina durante un determinado período de tiempo. De la capacidad instalada de extracción de materiales dependen las inversiones, el valor de la producción, el empleo, el grado de mecanización de la mina y demás aspectos de orden técnico, económico y social. Los rangos de producción dependen del mineral o material que se explote.

Escala de valores del oro. Escala utilizada para medir la pureza del oro, cuya unidad es el quilate. Cubre un rango de uno a veinticuatro quilates, y el oro de mayor pureza es calificado con veinticuatro quilates. Si una pieza tiene doce quilates, quiere decir que la aleación con la que está fabricada tiene 50% de oro.

Espesor. Ancho o grosor de una veta, estrato u otra masa mineral, medido perpendicularmente o en la misma dirección del buzamiento y el rumbo. El espesor real es siempre el ancho de la veta, estrato u otro, en su punto más delgado. El espesor real de una veta muestreada puede hallarse según la fórmula e = h X senᅡ, donde h = espesor horizontal, e = espesor real, y ᅡ = ángulo de buzamiento. En esta fórmula, el ángulo "ᅡ" se sabe por mediciones previas, y el ancho horizontal puede medirse con un nivel. Es importante que el ancho horizontal sea medido en ángulo recto con respecto al rumbo.

Estéril. 1. Se dice de la roca o del material de vena que prácticamente no contiene minerales de valor recuperables, que acompañan a los minerales de valor y que es necesario remover durante la operación minera para extraer el mineral útil.

Estratificación. 1. Estructuración o arreglo en capas de una roca determinada. 2. Proceso de arreglo de las rocas sedimentarias, originado por algún cambio en la naturaleza de los materiales que están siendo depositados o en las condiciones del ambiente de sedimentación.

Estudio de factibilidad. Comprende toda la información con la que se realiza la evaluación de un proyecto, que habilita para tomar la decisión definitiva sobre la realización o sobre el proyecto mismo. El estudio de factibilidad debe suministrar una base técnica económica y comercial para tomar la decisión sobre inversiones que vayan a realizarse en un proyecto minero industrial, lo mismo que sobre sus condiciones operativas y procedimientos asociados.

Estudio de factibilidad minera. Estudio en el cual se recopila la información geológico-minera obtenida desde el reconocimiento hasta la exploración detallada: se modela el yacimiento, se diseña la explotación, se determina el volumen de reservas recuperables y se evalúan la calidad técnica y la viabilidad económica del proyecto de explotación minera. Este estudio permite verificar todas las informaciones geológicas, técnicas, ambientales, jurídicas y económicas relativas al proyecto; conduce a la toma de decisiones en materia de inversiones y constituye un documento que los bancos aceptan para las gestiones de financiación de un proyecto.

Estudio de impacto ambiental (EIA). 1. Documento técnico que debe presentar el titular del proyecto del cual se efectuará la declaración de impacto ambiental, que es recopilado antes de iniciar un proyecto; este estudio examina los efectos que tendrán las actividades del proyecto sobre las áreas naturales circundantes de un terreno. 2. Instrumento de planificación ambiental para la toma de decisiones con respecto al desarrollo de acciones o proyectos, exigido por la autoridad ambiental, de carácter preventivo, cuyo propósito es identificar, valorar y definir las medidas de preservación, mitigación, control, corrección y compensación de los impactos o consecuencias, y efectos ambientales que las acciones de un proyecto, obra o actividad pueden causar sobre la calidad de vida del hombre y su entorno. El contenido del EIA incluye: a) resumen del EIA; b) descripción del proyecto; c) descripción de los procesos y las operaciones; d) delimitación, caracterización y diagnóstico de las condiciones ambientales de las áreas de influencia; e) estimación y evaluación de impactos ambientales, y f) plan de manejo ambiental para prevenir, mitigar, corregir y compensar posibles impactos. Debe incluir plan de seguimiento y monitoreo, y plan de contingencia.

Estudio de prefactibilidad. Es una evaluación preliminar de la idea de un proyecto. Es la definición de un plan sobre el cual trabajar, con cálculo de los costos, basado en datos físicos y experimentales limitados. En términos generales, este tipo de estudio consiste en realizar una evaluación más profunda de las alternativas encontradas viables y en determinar la bondad de ellas. Su principal finalidad es apoyar la decisión sobre la viabilidad o inviabilidad del proyecto, o determinar la necesidad de análisis más detallados.

Estudios geológicos. Recopilación de información geológica de un área o una región, con el objetivo primordial de desarrollar minería, exploración minera u obras civiles, entre otras acciones. Un estudio geológico provee información sobre litología, estructuras y presencia de minerales, entre otros aspectos. Estos estudios pueden ser generales o detallados; por ejemplo, en el caso de túneles para obras civiles, un estudio geológico suministra información metro a metro de la zona que se va a perforar, con detalles de la estructura, la permeabilidad, los niveles freáticos, la dureza de las distintas unidades rocosas y otros aspectos necesarios para determinar la solución a los problemas que se van a encontrar antes de que la perforación alcance las zonas donde existan estos posibles problemas, para de esta manera ahorrar tiempo y dinero e incluso salvar vidas humanas.

Evaluación del proyecto. Se basa en el estudio de factibilidad del proyecto, en la evaluación económica (costos, inversiones) y en el análisis de reservas. Además, se realizan los trámites legales, sociales, mineros y ambientales, así como el planeamiento minero.

Excavación. 1. Proceso de remoción de material de suelo o roca de un lugar para transportarlo a otro. La excavación incluye operaciones de profundización, voladura, ruptura, cargue y transporte, tanto en superficie como bajo tierra. 2. Pozo, fosa, hoyo o cualquier corte resultante de una excavación.

Exploración. Consiste en lograr un conocimiento detallado del depósito mineral descubierto en la etapa de prospección. Para ello se realiza un modelo geológico y de recursos del yacimiento y se adelanta el estudio de prefactibilidad para determinar si vale la pena continuar o no con el proyecto.

Explosiones de polvo de sulfuro. En las minas subterráneas, es el riesgo de combustión espontánea de polvo que contiene sulfuros minerales y es transportado por el aire.

Explosivo. Los explosivos son sustancias que tienen poca estabilidad química y que son capaces de transformarse violentamente en gases. Esta transformación puede realizarse a causa de una combustión o por acción de un golpe, impacto, fricción u otra causa, en cuyo caso dichas sustancias reciben el nombre de explosivos detonantes, como es el caso de las dinamitas y los nitratos de amonio.

Explotación (industria minera). 1. Proceso de extracción y procesamiento de los minerales, así como la actividad orientada a la preparación y el desarrollo de las áreas que abarca el depósito mineral. 2. Es la aplicación de un conjunto de técnicas y normas geológico-mineras y ambientales para extraer un mineral o depósito de carácter económico, para su transformación y comercialización. 3. El artículo 95 de la Ley 685 de 2001 (Código de Minas) define la explotación como “el conjunto de operaciones que tienen por objeto la extracción o captación de los minerales yacentes en el suelo o subsuelo del área de la concesión, su acopio, su beneficio y el cierre y abandono de los montajes y de la infraestructura”.

Explotaciones pequeñas. Se consideran explotaciones pequeñas y de poca profundidad las que se realizan con herramientas e implementos simples de uso manual, accionados por la fuerza humana, y cuya cantidad extraída no sobrepasa las 250 toneladas anuales de material.

Explotaciones tradicionales. Las explotaciones tradicionales son aquellas áreas en las cuales hay yacimientos de minerales explotados tradicionalmente por numerosas personas vecinas del lugar y que, por sus características y ubicación socioeconómica, son la única fuente de abastecimiento regional de los minerales extraídos.
Exógeno. Son todos los procesos geológicos superficiales, como, por ejemplo, la meteorización.

Extraíble (mineral de interés o valioso). Parte económica o subeconómica del yacimiento que puede ser extraída durante la operación normal de la mina.

Ff

Factibilidad. es un estudio técnico y económico exhaustivo de la opción de desarrollo seleccionada para un proyecto minero, que incluye evaluaciones apropiadamente detalladas de los factores modificadores aplicables, junto con cualquier otro factor operacional relevante y los análisis financieros detallados que son necesarios para demostrar, al momento de presentar el reporte que la extracción está razonable justificada (económicamente explotable). Los resultados de estudio pueden razonablemente servir como base para la decisión final para que el titular o institución bancaria, proceda al financiamientos o desarrollo del proyecto.”

Filón. Relleno de minerales que ha colmado una fisura en la corteza terrestre.

Fluidos hidrotermales. Son fluidos que pueden contener agua a alta temperatura, y son volátiles y químicamente activos. Su origen puede ser magmático o de aguas meteóricas que se calientan y ascienden. Los fluidos hidrotermales pueden transportar y depositar metales, lo cual produce alteraciones químicas en las rocas con las cuales interactúan.

Flujo de caja (cash flow). Refleja los cobros y pagos del negocio o empresa en un periodo determinado. No incluye partidas de la cuenta de resultados que no corresponden a movimientos de caja, como, por ejemplo, amortizaciones y provisiones.

Fundición. Proceso pirometalúrgico mediante el cual un metal es llevado del estado sólido al líquido.

Gg

Galerías. Túneles horizontales en el interior de una mina subterránea.

Ganga. 1. Minerales que no presentan interés económico en un yacimiento; aquella parte de una mena que no es económicamente deseable, pero que no puede ser desechada en minería. Es separada de los minerales de mena durante los procesos de concentración. Este concepto se opone al de mena. Es el material estéril o inútil que acompaña al mineral que se explota. Generalmente son minerales no metálicos, o bien la roca encajante, y muy ocasionalmente pueden ser minerales metálicos. Los minerales de ganga son aquellos que no son beneficiables, pero en algunos casos pueden llegar a ser económicamente explotables (al conocerse alguna aplicación nueva para estos), en cuyo caso dejarían de ser ganga; por ejemplo, el mineral de ganga es galena. 2. La roca de derroche que rodea un depósito de mineral; también la materia de menor concentración en un mineral.

Gas (industria minera). 1. Término usado por los mineros para referirse a un aire impuro, especialmente con combinaciones explosivas. 2. Gases combustibles (metano), mezcla de aire y gases combustibles, u otras mezclas de gases explosivos que se encuentran en las minas.

Gases esenciales. En minería, el aire atmosférico y el oxígeno, los gases indispensables para la vida del hombre.

Gases explosivos. En minería, gases que en altas concentraciones forman mezclas explosivas con el aire: metano (CH_4); monóxido de carbono (CO, explosivo en concentraciones entre 13 y 75 %) y C_2H_2 y H_2S.

Gases nitrosos (NO y NO_2). Son derivados de diferentes óxidos de nitrógeno. Se encuentran como mezcla en diferentes concentraciones como productos habituales en las voladuras practicadas en los frentes. Estos

dos gases no se separan nunca en esta situación, por lo que hay que reconocerlos juntos, aunque los porcentajes varíen constantemente. Producen la muerte por edema pulmonar, por lo que es preciso tener cuidado en los momentos inmediatos a la pega, y conviene regar la carga de tierra para disolverlos. Se detectan mediante tubos colorimétricos. Su característica más destacada es su olor acre.

Gases sofocantes. En minería, gases que producen ahogo, y en altas concentraciones pueden producir la muerte: nitrógeno (N_2); dióxido de carbono (CO_2), que cuando es mayor que 15% en volumen, es mortal; metano (CH_4) y el gas de carburo (C_2H_2), producido por la acción del agua sobre el carburo de calcio, que produce un característico olor a ajo.

Gases tóxicos. En minería, gases nocivos al organismo por su acción venenosa: monóxido de carbono (CO); humos nitrosos (de olor y sabor ácidos); sulfuro de hidrógeno (ácido sulfhídrico) (H_2S) (su límite permisible es de 8 pm), que tiene olor a huevos podridos, y anhídrido sulfuroso (SO_2), que en concentraciones mayores del 15% en volumen, es mortal (su límite permisible es de 1,6 pm).

Geólogo. Profesional que tiene conocimientos sobre la composición, la estructura y la evolución de la Tierra; conoce la distribución de las rocas en el espacio y en el tiempo. Esta distribución de las rocas y los minerales permite al geólogo encontrar yacimientos de minerales, petróleo y gas. Además, esta disposición permite conocer la geología, requisito para asentar edificios, puentes y carreteras sin riesgo para la vida humana.

Geoquímica. 1. Estudia la distribución, la dispersión en la naturaleza (ciclos) y la concentración de elementos químicos en minerales, cuerpos mineralizados, rocas, suelos, aguas y atmósfera, y toma como base las propiedades de sus iones y átomos. 2. Estudio espacial y temporal de los elementos químicos y sus especies, y de los procesos físico-químicos que controlan su movilidad, su transformación y su acumulación en el medio ambiente. 3. Estudio de los elementos químicos y de los procesos en los cuales intervienen, en el interior y sobre la superficie terrestre.

Geoquímica de minerales. Geoquímica de los metales principales y trazas componentes de los minerales.

Grava (rocas sedimentarias). Material redondeado producto de la desintegración, natural o artificial, de cualquier tipo de roca, especialmente de aquellas ricas en cuarzo, cuyo diámetro es superior a 2 mm.

Grisú. Mezcla de metano con aire en proporciones variables, que puede contener algún que otro gas (como etano y anhídrido carbónico, entre otros), si bien es el metano, que puede alcanzar porcentajes muy altos, el que determina sus características. Estas características son: altamente combustible y arde con llama azulada; es incoloro, insípido, asfixiante y pesa menos que el aire. Puede desplazar al oxígeno en la mezcla de aire hasta niveles en los que el porcentaje de oxígeno (O_2) sea lo suficientemente bajo para no permitir la supervivencia humana, y tiende a acumularse en los lugares altos de las labores, donde la velocidad de ventilación es insuficiente.

Guía (industria minera). Es una galería subterránea que sigue el rumbo del cuerpo mineralizado (vena, veta, filón, manto o capa). Las guías no tienen salida directa a la superficie y están destinadas al transporte de cargas, circulación de personal, ventilación, desagüe, y conducen a los frentes de trabajo.

Hh

Horizonte de evaluación del proyecto. Tiempo definido para medir la bondad financiera del proyecto.

Ii

Impacto ambiental. 1. Alteración o cambio neto parcial, positivo o negativo (adverso o benéfico), en el medio ambiente o en alguno de sus componentes, resultante de actividades, productos o servicios de una organización. Un impacto ambiental conduce a un problema ambiental. La intensidad de la alteración está relacionada con la capacidad de acogida del territorio donde se desarrolla la actividad impactante. 2. Efecto que las actuaciones humanas producen en el medio ambiente.

Impuesto. Pago obligatorio de dinero que exige el Estado a los individuos o empresas que no están sujetos a contraprestación directa, con el fin de financiar los gastos propios de la administración del Estado y la provisión de bienes y servicios de carácter público, tales como administración de justicia, gastos de defensa, subsidios y muchos otros. Solo por ley pueden establecerse los impuestos, de cualquier naturaleza que sean, señalarse sus modalidades, su repartición o su supresión. Las dos categorías fundamentales son los impuestos directos e indirectos.

Impuesto sobre la renta. Contribución que grava el ingreso de las personas y entidades económicas. El impuesto sobre la renta incluye el gravamen al trabajo, al capital y la combinación de ambos. Es un impuesto directo, porque incide en forma específica sobre el ingreso de las personas y de las sociedades mercantiles. En Colombia, la tasa del impuesto a la renta es del 33%, y se paga anualmente.

Información. Acción y efecto de adquirir conocimiento o formación mediante el aprendizaje y el entendimiento. La información es un proceso por el cual, del conjunto de datos accesibles, se extrae y elabora aquel subconjunto que tiene relevancia para el sujeto que se informa.

Infraestructura minera. Conjunto de bienes, instalaciones y servicios establecidos (agua, pozos sépticos, acueducto, energía, entre otros), básicos para el normal desarrollo de una operación minera. La infraestructura minera, como un todo, constituye un gran sistema compuesto por subsistemas, que deben considerarse desde diferentes puntos de vista y no exclusivamente desde el económico. Un subsistema importante es, por ejemplo, el transporte, que está compuesto por caminos, carreteras, vías férreas, aeropuertos, puertos, entre otros, e incluye vehículos, instalaciones y otros muchos bienes más y, desde luego, organizaciones que incluyen a las personas que las manejan.

Ingresos. Entrada de dinero a una empresa, derivada de la venta de sus productos, servicios, operaciones financieras y otros rubros.

Interés. Compensación que se debe dar a un sujeto económico por su disposición a desprenderse de dinero, que se formaliza a través de las operaciones de crédito o de préstamo.

Inversión. Bienes comprados por las personas o las empresas para aumentar su stock de capital.

Inversión en bienes de equipo. Equipos y estructuras que compran las empresas para utilizarlos en la producción futura.

Inversionista. Es quien coloca su dinero en un título valor o alguna alternativa que le genere un rendimiento futuro, ya sea una persona o una sociedad.

Inclusiones fluidas. Son fluidos que se encuentran atrapados dentro de un mineral con estructura cristalina. Se encuentran en cristales que se forman a partir de fluidos (por ejemplo, agua o magma) y no suelen sobrepasar 0,1 mm de diámetro. Según sus orígenes, se pueden distinguir tres tipos de inclusiones fluidas: a) Primarias, que se forman durante el crecimiento del cristal y pueden presentarse aisladas, en pequeños grupos de inclusiones fluidas sin orientación particular, o alineadas paralelamente a las zonas de crecimiento del cristal. b) Secundarias, que se forman en fracturas en cristales, que han sido penetradas por fluidos para luego sellarse mediante la autorreparación del cristal; se presentan como lineamientos de inclusiones que llegan a tocar la superficie del cristal, e incluso, a veces, pueden continuar en cristales aledaños. c) Seudosecundarias: se trata de inclusiones que por sus lineamientos parecen secundarias, aunque en realidad son primarias; se las considera un subgrupo de las inclusiones primarias. De las inclusiones fluidas se puede obtener información como la temperatura y la presión a la cual se formó el mineral, qué contenedor, además del tipo fluido del cual se formó, y la densidad de tal fluido.

Ll

Licencia ambiental. 1. Es la autorización que otorga la autoridad competente a una persona natural o jurídica para que adelante la ejecución de un proyecto, obra o actividad. En ella se establecen los requisitos, las obligaciones y las condiciones que el beneficiario debe cumplir para prevenir, mitigar o corregir los efectos indeseables que el proyecto, obra o actividad autorizada puede causar en el ambiente. 2. Autorización que otorga la autoridad competente para la construcción, el montaje, la explotación objeto del contrato y el beneficio, y para las labores adicionales de exploración durante la etapa de explotación. Se otorga de manera global y comprende, además, los permisos, autorizaciones y concesiones de carácter ambiental para hacer uso de los recursos necesarios en el proyecto minero.

Litificación. Proceso mediante el cual un material se convierte en roca compacta en la corteza terrestre.

Lixiviable. Material extraíble o tratable mediante técnicas de lixiviación.

Lixiviación (beneficio). Proceso hidro-metalúrgico mediante el cual se realiza la disolución selectiva de los diferentes metales que contiene una mena, por medio de una solución acuosa que contiene un reactivo químico apropiado.

Lixiviación (geoquímica). 1. Remoción de elementos químicos desde un material natural (por ejemplo, suelo), mediante su disolución en agua y su transporte o movilización descendente a través de un terreno o medio sólido poroso. 2. Proceso natural mediante el cual, por acción del agua, se liberan y transportan elementos a través de un perfil (suelo) hacia los horizontes inferiores.

Lixiviación a presión. Disolución selectiva de un mineral en medio acuoso ácido o básico, mediante la aplicación de altas presiones y temperaturas. El proceso se realiza en equipos denominados autoclaves.

Lixiviación biológica. 1. Proceso de recuperación de metales de minerales de bajo tenor que se basa en liberar una solución de los metales con la utilización de bacterias. 2. Es el proceso de usar bacterias que se presentan naturalmente para acelerar la oxidación de minerales sulfídicos que contienen algunas formas de oro y, a la vez, previenen que los químicos lixiviantes alcancen el oro. Cuando la mena es expuesta a grandes concentraciones de estos organismos que consumen sulfuros, se pueden remover cantidades suficientes de material sulfídico para luego recuperar el oro mediante procesos normales de lixiviación.

Lixiviación por percolación. Proceso de lixiviación en el cual la solución lixiviante y las aguas de lavado pueden circular por efecto de la gravedad a través de las partículas de mineral en el interior de un tanque o en el suelo, y disolver el metal de interés. Generalmente, las partículas del mineral apto para este proceso deben tener un tamaño entre 6 y 9 mm.

Lixiviados. Solución obtenida por extracción o lixiviación; tal es el caso de la solución resultante de la percolación descendente de agua meteórica a través del suelo o de desechos sólidos que contienen sustancias solubles (por ejemplo, en un relleno sanitario).

Mm

Manejo de aguas (industria minera). Proceso en el que, en un área minera, se produce un descenso de la tabla de agua subterránea mediante bombeo de pozos para luego ser transportada y utilizada o recargada en el sistema de aguas subterráneas mediante infiltración, reinyección o irrigación.

Medio ambiente. Conjunto de condiciones físicas, químicas y biológicas que rodean a un organismo.

Mena. 1. Mineral de base del que es posible extraer otro mineral de mayor pureza e importancia económica. La molibdenita (sulfuro de molibdeno), por ejemplo, es la principal mena del molibdeno. 2. Minerales que presentan interés económico en un yacimiento; este concepto se opone al de ganga. En general, es un término que se refiere a minerales metálicos y que designa al mineral del que se extrae el elemento de interés. Para aprovechar mejor la mena suele ser necesario su tratamiento, que por lo regular comprende dos etapas: el tratamiento en el sitio de mina para aumentar la concentración del mineral en cuestión (procesos hidrometalúrgicos y flotación, entre otros), y el tratamiento metalúrgico final, que permite extraer el elemento químico en cuestión (tostación y electrólisis, entre otros).

Metalogénesis. Proceso que permite definir y, dado el caso, mostrar en un mapa, las áreas que pueden contener concentraciones minerales.

Metalogenia. Rama de la geología que estudia el origen de los yacimientos minerales, sus relaciones con las rocas que los contienen, las estructuras que los controlan y las leyes que gobiernan la distribución de los depósitos minerales en la corteza terrestre. Esta definición considera todas las variables en el espacio y en el tiempo.

Metalografía. Descripción y clasificación de metales mediante el estudio de la estructura de un metal-aleación y la relación con la composición química, y con las propiedades mecánicas y físicas.

Metalurgia. 1. Estudio y tecnología de los metales y aleaciones. 2. Es la ciencia de extraer metales de las respectivas menas por medios mecánicos y procesos químicos, y de prepararlos para su uso.

Metamorfismo. Proceso por el cual se producen profundas transformaciones mineralógicas, estructurales y químicas en rocas o minerales, debido a bruscas variaciones en las condiciones de presión y temperatura, y que da lugar a la formación de un nuevo tipo de rocas llamadas metamórficas. Esencialmente, es un proceso isoquímico que conduce al estado sólido, con cristalización de nuevos minerales, llamados neoformados, y adquisición de texturas y estructuras particulares diferentes de las de la roca originaria. Cualquier roca, sea ígnea, sedimentaria o metamórfica, puede ser afectada por el metamorfismo. Hay varios esquemas para distinguir diferentes tipos de metamorfismo: a) según la extensión sobre la cual tuvo lugar el metamorfismo: metamorfismo regional y local; b) según las condiciones (ambiente) geológicas: orogénico, de enterramiento, de fondo oceánico, dinámico, de contacto y dinamotérmico; c) según el principal factor controlante durante el metamorfismo (temperatura [T], presión [P], presión de agua [PH2O], esfuerzos, deformaciones): térmico; d) según la causa particular del metamorfismo: de impacto, hidrotermal, por quema de combustibles naturales (raro), por rayos (descargas eléctricas naturales); en esta categoría se puede incluir el metamorfismo de contacto, el pirometamorfismo y el metamorfismo asociado con el emplazamiento de cuerpos tectónicos calientes; e) según si el metamorfismo es el resultado de un único o de múltiples eventos: monometamorfismo, polimetamorfismo: una roca o complejo de rocas pueden presentar los efectos de más de un evento metamórfico (por ejemplo, dos metamorfismos regionales o un metamorfismo de contacto y uno regional), y f) si el metamorfismo está asociado con un incremento o descenso de la temperatura: prógrado, retrógrado.

Metasomatismo. 1. Proceso, prácticamente simultáneo, de solución capilar y deposición, por medio del cual un nuevo mineral o agregado de minerales, de composición química parcial o totalmente diferente, se desarrolla en el cuerpo de un antiguo mineral o agregado de minerales. 2. Proceso por el cual un mineral es reemplazado por otro de diferente composición química, debido a un grupo de reacciones que permiten la introducción de material de fuentes externas. 3. Proceso de solución y deposición simultánea que ocurre a través de pequeñas aperturas, generalmente submicroscópicas, y principalmente por acción de soluciones acuosas hipogénicas, que da como resultado un nuevo mineral de composición total o parcialmente diferente, y que puede desarrollarse en el cuerpo de un antiguo mineral o agregado de minerales.

Metilmercurio. El metilmercurio (a veces escrito como metil-mercurio) es un catión organometálico de fórmula química [CH3Hg]+. Se trata de un compuesto neurotóxico capaz de concentrarse en el organismo (bioacumulación) y concentrarse, asimismo, en las cadenas alimentarias (biomagnificación), que ocupa un lugar especial debido a que cierto porcentaje de la población mundial está expuesta a él de una u otra forma, y su toxicidad está mejor caracterizada por la investigación médica que la de otros compuestos orgánicos del mercurio.

Mineral. 1. Sustancia homogénea originada por un proceso genético natural, con composición química, estructura cristalina y propiedades físicas constantes dentro de ciertos límites. 2. Minerales que se caracterizan por una estructura cristalina y por una composición química determinadas, que pertenecen a un rango de variaciones continuas y que se encuentran en equilibrio bajo unas condiciones termodinámicas determinadas. 3. El Código de Minas define el mineral como la sustancia cristalina, por lo general inorgánica, con características físicas y químicas propias debido a un agrupamiento atómico específico.

Mineral asociado. Categoría en la que se incluyen los minerales que hacen parte integral del cuerpo mineralizado objeto del contrato de concesión. Véase ganga.

Mineral de alteración. Mineral que se forma como producto de reacciones físico-químicas de fluidos hidrotermales o de actividad ígneo-volcánica con minerales que componen las rocas encajantes. Se excluyen los minerales formados por meteorización o intemperismo. Los tipos de alteración hidrotermal más comunes son potásica, skarn, fílica, propílica, argílica, subpropílica, albitización, piritización, carbonatización, ceolitización, alunitización, caolinización, silicificación, dolomitización, turmalinización, epidotización, argílica avanzada, sericítica, cloritización.

Mineral de mena. Véase mena.

Mineralización. Procesos naturales por los cuales los minerales son introducidos en las rocas. Los procesos de mineralización más conocidos son segregación magmática; diferenciación magmática, hidrotermal; sublimación; metasomatismo de contacto; metamorfismo; sedimentación; evaporación; concentración residual; oxidación y enriquecimiento supergénico; concentración mecánica, y eólico.

Mineralogía. Ciencia que estudia los minerales: la manera en que se combinan, cristalizan, presentan y distribuyen estos compuestos, sus diversas características físicas y químicas, su origen y su distribución en la corteza terrestre. Está ligada a la geología (que estudia los procesos físicos que determinaron la formación de la Tierra).

Minería. Ciencia, técnicas y actividades que tienen que ver con el descubrimiento, la exploración y la explotación de yacimientos minerales. Estrictamente hablando, el término se relaciona con los trabajos subterráneos y a cielo abierto (en superficie) encaminados al arranque y al tratamiento de una mena o la roca asociada. La minería es una de las actividades más antiguas de la humanidad, y consiste en la obtención selectiva de minerales y otros materiales que se encuentran en la corteza terrestre.

Minería de subsistencia. Es la actividad minera desarrollada por personas naturales o grupo de personas que se dedican a la extracción y recolección a cielo abierto de arenas y gravas de río destinadas a la industria

de la construcción, arcillas, metales preciosos, piedras preciosas y semipreciosas por medios y con herramientas manuales, sin la utilización de ningún tipo de equipo mecanizado o maquinaria para su arranque. Incluye las técnicas de barequeo (véase) y de recolección de minerales. No comprende las actividades que se desarrollan en espacios subterráneos sin título minero (Ministerio de Minas y Energía, Decreto 1666 de 2016).

Minería formal. Actividad cuyas unidades productivas desarrollan las labores mineras con título minero vigente o bajo el amparo de este, y con instrumento ambiental, y cumplen con los parámetros técnicos, ambientales, económicos, laborales y sociales de la industria, definidos por la legislación vigente en estos aspectos.

Minería ilegal. Es la minería que se desarrolla sin estar inscrita en el Registro Minero Nacional y, por lo tanto, sin título minero. Es la minería desarrollada de manera artesanal e informal, al margen de la ley. También incluye trabajos y obras de exploración sin título minero. Incluye minería amparada por un título minero, pero en la que la extracción, o parte de ella, se realiza por fuera del área amparada por la licencia.

Minería legal. Es la minería amparada por un título minero, que es el acto administrativo escrito mediante el cual se otorga el derecho a explorar y explotar el suelo y el subsuelo mineros de propiedad nacional, según el Código de Minas. El título minero deberá estar inscrito en el Registro Minero Nacional.

Minería tradicional. La minería tradicional es aquella que se ha ejercido desde antes de la vigencia de la Ley 685 de 2001, en un área específica, en forma continua o discontinua, por personas naturales o grupos de personas naturales o asociaciones sin título minero inscrito en el Registro Minero Nacional, en yacimientos minerales de propiedad del Estado y que, por las características socioeconómicas de éstas y la ubicación del yacimiento, constituyen para dichas comunidades la principal fuente de manutención y generación de ingresos, además de considerarse una fuente de abastecimiento regional de los minerales extraídos. Esta minería es también informal y puede ser objeto de procesos de formalización a los que hacen referencia los artículos 31 y 257 de la Ley 685 de 2001, así como los programas de que trata el capítulo XXIV de la Ley 685 de 2001 (Código de Minas). Por lo anterior, se entiende que la minería tradicional es una subespecie de la minería informal.

Modelo. Una abstracción de la realidad. Un modelo es estructurado como un conjunto de reglas y procedimientos utilizados para derivar nueva información que puede ser analizada para ayudar a resolver problemas de planeación.

Molienda. Operación de reducción de tamaño de un mineral realizada después de la trituración. Puede ser de tipo primario o secundario, según el tamaño requerido del producto.

Molienda autógena. Proceso de reducción de tamaño llevado a cabo en un cilindro rotatorio, en el cual el efecto moledor es causado por la fricción mutua entre las partículas de mineral.

Molienda semiautógena (SAG). Método de molienda de roca y minerales en el cual el medio moledor está compuesto por trozos grandes del mismo material que se intenta moler, y bolas de acero.

Molino. Máquina usada en la molienda de minerales.

Molino de arrastre. Molino para minerales que consiste en una o más piedras grandes arrastradas por un lecho circular.

Molino de barras. Molino para molienda fina (última etapa de la molienda, en la que el material que se entrega pasa por un tamiz de malla de 1 mm2 de sección), similar a los molinos de bolas. Es un equipo cilíndrico que tiene en su interior barras de acero que, cuando el molino gira, caen sobre el material.

Molino de bolas. Cilindro metálico cuyas paredes están reforzadas con material fabricado con aleaciones de acero al manganeso. Estas molduras van apernadas al casco del molino y se sustituyen cuando se gastan. El molino gira y la molienda se lleva a cabo por efecto de las bolas de acero al cromo o manganeso que, al girar con el molino, son retenidas por las ondulaciones de las molduras a una altura determinada, desde donde caen y pulverizan por efecto del impacto el material mineralizado mezclado con agua.

Molino de guijarros. Molino cilíndrico, similar al molino de barras, con solo un compartimiento y una carga de partículas de mineral cribadas como medio de molienda. Son muy usados en las minas de oro de Sudáfrica. Se utilizan cuando la proporción de tamaños gruesos es demasiado baja, donde la fracción gruesa de la alimentación se separa y el resto se tritura hasta un tamaño más fino, y se introduce todo en el molino de guijarros para completar la molienda fina.

Molino tubular. Aparato que consiste en un cilindro giratorio, lleno aproximadamente hasta la mitad de varillas y bolas de acero, en el cual se introduce la mena triturada para obtener una molienda más fina.

Oo

Oferta. 1. Precio al cual se ofrece un título para la venta. En la cotización de determinado título el offer constituye el precio más bajo que un vendedor está dispuesto a recibir por dicho título en ese momento dado. 2. Situación por la cual una sociedad hace público su deseo de adquirir una participación mayoritaria en otra.

Onza troy. Unidad de masa en la cual son comercializados metales preciosos como el oro y el platino. Una onza troy equivale a 31,103 g.

Pp

Permiso ambiental. Autorización que concede la autoridad ambiental para el uso o el beneficio temporal de un recurso natural.

Petrografía (petrología). Rama de la geología que estudia las rocas desde el punto de vista genético (origen) y su relación con otras rocas.

Planta de procesamiento de minerales. Instalación industrial o semiindustrial en la cual un mineral es tratado para la recuperación de los metales o compuestos de interés mediante una secuencia de operaciones o procesos unitarios, que utiliza algún tipo de energía (eléctrica, mecánica, hidráulica o térmica) para la operación de los equipos o máquinas.

Pre-factibilidad. es un estudio exhaustivo de un rango de opciones para la viabilidad técnica y económica de un proyecto minero que ha avanzado hasta una etapa en la que se ha establecido un método preferido de extracción y procesamiento de mineral, ya sea en minería subterránea o a cielo abierto, incluye un análisis financiero basado en suposiciones razonables de los factores modificadores.

Preparación (desarrollo minero). Labores mineras llevadas a cabo para facilitar la explotación apropiada del yacimiento o depósito, una vez se ha completado la exploración minera y se ha logrado el acceso y el desarrollo tanto en el rumbo como en el buzamiento. Las labores de preparación se realizan, en su mayoría, dentro del yacimiento mismo, e incluyen: a) inclinados y tambores, b) subniveles y sobreguías y c) algunas cruzadas, “chutes” de descargue, algunas clavadas y verticales, y otros trabajos.

Preparación de minerales. Es una parte de la metalurgia extractiva que comprende la secuencia de operaciones físicas y mecánicas (trituración, molienda, clasificación, aglomeración, concentración) mediante las cuales se adecúa el mineral para procesos posteriores de extracción sin producir alteración química del alimento.

Presión de vapor. Es la presión de la fase gaseosa o vapor de un sólido o un líquido sobre la fase líquida, para una temperatura determinada, en la que la fase líquida y el vapor se encuentran en equilibrio dinámico. Su valor es independiente de las cantidades de líquido y vapor presentes mientras existan ambas.

Producción (aspectos económicos). Es la suma del valor de todos los bienes y servicios producidos por los agentes económicos residentes, ofrecidos para diferentes usos, incluido el consumo intermedio.

Producción (industria minera). Fase del ciclo minero (véase) que tiene como objetivo la extracción, la preparación o el beneficio, el transporte y la comercialización del mineral. Es la fase de mayor duración, generalmente entre diez y treinta años, y depende del nivel de reservas, el tipo de explotación y las condiciones de la contratación.

Productividad. Relación entre lo producido y los medios empleados, tales como mano de obra, materiales, energía y maquinaria, entre otros.

Producto (industria minera). Cantidad de mineral obtenido en un proceso o una operación, que puede servir a la vez como alimento para un tratamiento posterior.

Propiedades físicas. Son las características que se pueden medir u observar sin alterar la composición de la sustancia, como, por ejemplo, el color, olor, la masa, forma, solubilidad, densidad, punto de fusión, etc.

Propiedades químicas. Son aquellas que pueden ser observadas cuando una sustancia sufre un cambio en su composición. Por ejemplo, oxidación.

Prospección. Consiste en localizar anomalías geológicas donde pueda existir un depósito mineral.

Provincia metalogénica. Región en la que una serie de depósitos minerales tienen características comunes.

Proyecto de inversión. Es un plan que contiene un conjunto de actividades coordinadas entre sí para posibilitar el cumplimiento de un propósito específico o la materialización de una idea. En este sentido, los proyectos son un instrumento básico de información para la toma de decisiones de inversión.

Pruebas de planta piloto. Pruebas que buscan identificar las mejores condiciones de operación de una planta de beneficio del mineral.

Rr

Recuperación (industria minera). Relación entre el peso del componente útil en el concentrado de mineral y el del mismo componente en el alimento de la operación unitaria. Por lo general se expresa en porcentaje y, en ocasiones, sirve como indicativo del rendimiento de una operación de preparación de minerales.
Recursos naturales. Son elementos de la naturaleza susceptibles de ser utilizados por el hombre para la satisfacción de sus necesidades o intereses económicos, sociales y espirituales. Se dividen en recursos renovables (véase) y recursos no renovables (véase).

Recursos naturales no renovables. Son los recursos que no tienen capacidad de recuperarse o regenerarse después de ser aprovechados, aunque posiblemente se regeneren en escalas de tiempo geológico grandes.

Recursos naturales renovables. Son aquellos cuya fuente es abundante y se generan a una velocidad tal que pueden ser utilizados repetidas veces por el hombre, sin arriesgar su agotamiento.

Regalía. 1. Compensación por el uso de la propiedad ajena basada en un porcentaje acordado de los ingresos resultantes de su uso. Por ejemplo, la que recibe un fabricante por el uso de su maquinaria en la fábrica de otra persona. Regularmente, las regalías se asocian con la actividad extractiva, más especialmente con la actividad petrolera. 2. De conformidad con los artículos 58, 332 y 360 de la Constitución Política, toda explotación de recursos naturales no renovables de propiedad estatal genera una regalía como contraprestación obligatoria.

Relave (o cola). Conjunto de desechos tóxicos de procesos mineros resultado de la concentración de minerales, por lo general constituido por una mezcla de rocas molidas, agua y minerales de ganga (o sin valor comercial), aunque también se encuentran bajas concentraciones de metales pesados, tales como cobre, plomo y mercurio, y metaloides como el arsénico.

Reserva mineral: es la parte económicamente explotable de un recurso mineral medido y/o indicado, esto incluye el material de dilución y pérdidas que pueden ocurrir cuando el material es explotado o extraído y está definido apropiadamente por estudios de pre factibilidad o factibilidad que incluyen la aplicación de factores modificadores. (minería, procesamientos, metalúrgicos, infraestructura, económicos, de mercado, legales, ambientales, sociales y gubernamentales). Las reservas minerales incluyen reservas probables y probadas.

Roca encajante (yacimientos minerales). Unidad o cuerpo de roca que contiene un recurso mineral.

Rocas metamórficas. Toda roca que en estado sólido ha sufrido cambios texturales y composicionales (físico-químicos) causados por variaciones de presión y temperatura. Según el grado de metamorfismo, estos cambios pueden ser o no más evidentes.

Rocas sedimentarias. Son las que se forman por la acumulación y la compactación de sedimentos, en un proceso llamado litificación. Se presentan estratificadas y pueden contener fósiles.

Rocas volcánicas, ígneas o magmáticas. Rocas ígneas que se forman a partir de la consolidación de material del magma que fluyó hacia la superficie terrestre (lava) o fue lanzado violentamente (de forma explosiva) desde un volcán (piroclastos como, por ejemplo, ceniza). Una característica importante de las rocas volcánicas es que tienen una tasa de enfriamiento alta, es decir, el paso desde magma a roca es rápido. Las formas de solidificación de las vulcanitas están estrechamente relacionadas con su contenido en SiO2, con el contenido gaseoso de los fundidos respectivos y con la viscosidad de la lava.

Ss

Sector. Conjunto de empresas o instituciones dedicadas a una misma actividad económica.

Sedimento. Material sólido que se asienta desde el líquido cuando se encuentra en suspensión.

Silicificación. Introducción de sílice o reemplazo de componentes por sílice. La sílice formada o introducida es generalmente cuarzo de grano fino, calcedonia u ópalo, y puede rellenar poros o reemplazar minerales existentes. El término es aplicable a procesos magmáticos, hidrotermales o diagenéticos.

Sistema General de Riesgos Profesionales. Conjunto de normas, entidades y procedimientos destinados a prevenir, proteger y atender a los trabajadores de los efectos de las enfermedades y los accidentes que puedan ocurrir con ocasión o como consecuencia del trabajo.

Sostenibilidad. Es el deber de manejar adecuadamente los recursos naturales renovables, así como garantizar la integridad y el disfrute del ambiente; es compatible y concurrente con la necesidad de fomentar y desarrollar racionalmente el aprovechamiento de los recursos mineros como componentes básicos de la economía nacional y del bienestar social.

Sulfuros. Minerales formados a partir del enlace entre el azufre y otro elemento químico, en especial un metal (Zn, Cu, Pb, Hg, Sb, Bi, Ni).

Tt

Tasa de descuento. Se puede definir como el costo de oportunidad en que se incurre al tomar la decisión de invertir en el proyecto, en lugar de hacerlo en otras alternativas que pueda ofrecer el mercado financiero.

Tasa interna de retorno (TIR). Indicador de la rentabilidad de un activo financiero. Es aquella tasa de descuento que iguala el valor presente de los flujos de ingresos futuros (intereses, amortizaciones parciales), con el costo de la inversión inicial. Corresponde al rendimiento que obtendría el inversionista de mantener el instrumento hasta su vencimiento, bajo el supuesto de que reinvierte los flujos de ingresos a la misma tasa. En el caso de instrumentos de renta fija, es equivalente al rendimiento a vencimiento.

Tenor. Porcentaje neto de mineral económicamente recuperable de una mena.

Tenor de cabeza. La ley promedio de la mena alimentada al molino. Esta expresión se refiere al dato de tenor del material que entra a la planta de beneficio, y se calcula tanto para el producto como para los coproductos y subproductos.

Tenor de colas. Tenor, ley o concentración de mineral en las colas que se desechan al final del proceso mineralúrgico (beneficio).

Título minero de exploración. Es el acto administrativo que confiere a una persona el derecho exclusivo a realizar, dentro de una zona determinada, trabajos dirigidos a establecer la existencia de minerales y sus reservas en calidad y cantidad comercialmente explotables.

Título minero de explotación. Es el derecho que tiene el titular de la licencia de exploración que ha sido clasificado en forma definitiva como de pequeña minería para convertir su título en licencia de explotación.

Tonelada métrica. Unidad de peso equivalente a 1.000 kg o 2.205 lb.

Transformación. Transformación minera 1). Conjunto de operaciones fisicoquímicas o metalúrgicas a que se somete un mineral después de ser beneficiado, para obtener un primer producto comercial utilizable por la industria y el consumidor. 2). De acuerdo con el Código de Minas, es la modificación mecánica o química del mineral extraído y beneficiado, a través de un proceso industrial del cual resulte un producto diferente no identificable con el mineral en su estado natural.

Trituración. Reducción inicial del tamaño del mineral hasta un grado que permita su molienda.

Trituración primaria. Proceso por el cual el mineral es triturado entre 1/2 a 1/6 de su tamaño original, como preparación para la siguiente etapa de reducción (segunda o tercera etapa de trituración o circuito de molienda).

Trituración primaria, secundaria y terciaria. Etapas en las que se realiza la trituración o la reducción de tamaño de las rocas y los minerales con el fin de reducir los costos de energía; la reducción en una sola etapa incurre en mayores gastos energéticos. Convencionalmente denominadas trituración gruesa, media y fina (primaria, secundaria y terciaria).
Trituración selectiva. Proceso que consiste en evitar triturar excesivamente las partículas que ya han alcanzado el tamaño deseado, lo que se consigue cribando o tamizando previamente el material triturado.

Trituradora. Maquinaria para romper y reducir de tamaño fragmentos o trozos grandes de roca y otros materiales.

Trituradora de cono. Máquina que tritura el mineral en el espacio de un cono de trituración montado en forma excéntrica, y otro cono truncado fijo llamado tazón.

Trituradora de mandíbulas. Máquina que utiliza placas de acero (una fija y otra móvil) para romper las rocas. Esta trituradora rompe el material al presionarlo entre las dos placas de acero (mandíbulas) que forman una cámara en forma de cuña.

Trituradora de rodillos. Trituradora en la cual el material es roto entre dos rodillos rotatorios que se mueven en sentido contrario a las manecillas del reloj, que pasan a través de una ranura en el fondo de la máquina. Cuando la presión es muy grande, los rodillos se separan aumentando la distancia entre ellos y, por tanto, el tamaño del grano final. Se utiliza para la trituración de menas quebradizas (frágiles) antes de la separación gravimétrica hidromecánica de fracciones de grano medio.

Uu

Utilidad neta. Ganancia obtenida por una empresa en un periodo determinado después de haber pagado impuestos y otros gastos.

Vv

Valor en libros. Importe por el que aparece registrado un activo en los libros contables de una empresa.

Ventas. Importe de todas las ventas que ha efectuado una empresa en un periodo dado, ya sea que se hayan realizado de contado o a crédito.

Veta. Cuerpo de roca tabular o laminar que penetra cualquier tipo de roca. Muchos depósitos de minerales importantes se presentan en forma de vetas junto con otros minerales asociados.

Vida útil. La vida útil de un equipo es el lapso durante el cual este está en condiciones de realizar el trabajo para el cual fue diseñado, sin que los gastos de su operación excedan los rendimientos económicos obtenidos por este, por mínimos que sean. La vida útil de una máquina depende de múltiples y complejos factores, entre los que se pueden enumerar fallas de fabricación, falta de protección contra los agentes atmosféricos, desgaste excesivo debido a uso anormal, vibraciones y fricción de sus partes móviles, manejo de diferentes operadores e irresponsabilidad de estos y descuidos técnicos, entre otros.

Vida útil del proyecto. Tiempo durante el cual se espera que el proyecto genere beneficios.

Zz

Zona de falla. Área relacionada con un plano de falla que puede constar hasta de cientos de metros a los lados del plano de falla. Alberga numerosas fallas pequeñas en las cataclasitas y milonitas asociadas.

11. REFERENCIAS



Clavada de ingreso a la mina. Fotografía tomada por Jaime Mojica, Servicio Geológico Colombiano

Acosta, M. (2007). Determinación de metales pesados en suelos agrícolas del valle del Mezquital, HGO. Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo, 20-21.

Aduvire, O. (2006). Drenaje ácido de mina: generación y tratamiento. Tratamiento de aguas ácidas de mina. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España. Dirección de Recursos Minerales y Geoambientales.

Agencia Nacional de Minería (2018). Metales preciosos acumulado al IV trimestre del 2017.

Aliyari, F., Rastad, E., Goldfarb, R. J. y Sharif, J. A. (2014). Geochemistry of hydrothermal alteration at the Qolqoleh gold deposit, Northern Sanandaj-Sirjan metamorphic belt, Northwestern Iran: Vectors to high-grade ore bodies. Journal of Geochemical Exploration, 140, 111-125. https://doi.org/10.1016/j.gexplo.2014.01.007.

Álvarez, J., 1983. Geología de la Cordillera Central y el Occidente Colombiano y petroquímica de los intrusivos granitoides mesocenozoicos. Boletín Geológico Ingeominas 6 (2): 175 p. Bogotá.

Álvarez, M., Ordóñez, O., Valencia, M., Romero, A. 2007. Geología de la Zona de Influencia de la Falla Otú en el Distrito Minero Segovia-Remedios. Dyna, Año 74, N°153, p 41-51. Medellín.

ANM (Agencia Nacional de Minería) (2019). Delimitación de área en el nordeste antioqueño y el sur de Bolívar. Disponible en https://www.anm.gov.co/?q=content/subeccion-22-delimitacion-de-area-en-nordeste-antioqueno-y-el-sur-de-bolivar.

ANM (Agencia Nacional de Minería) (2017). Bullets Bolívar, caracterización de la actividad minera departamental.

ANM (Agencia Nacional de Minería) (2018). Metales preciosos acumulado al IV Trimestre del 2017.

ARL Positiva, 2017. Guía de Seguridad para labores mineras subterráneas.

Austin, L. G. y Concha, F. (eds.). (1994). Diseño y simulación de circuitos de molienda y clasificación. Concepción, Chile: CYTED.

Avellaneda, M., Córdoba, E. y Gil, B. (2014). Un análisis descriptivo de la presencia de mercurio en agua, sedimento y peces de interés socio-económico en la Amazonia colombiana. Colombia Amazónica, 149-159.

Barringer, J. L., Szabo, Z., Kauffman, L. J., Barringer, T. H., Stackelberg, P. E., Ivahnenko, T., ... Krabbenhoft, D. P. (2005). Mercury concentrations in water from an unconfined aquifer system, New Jersey coastal plain. Science of the Total Environment, 346(1–3), 169–183. https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2004.11.013.

Bogotá, J., & Aluja, J. 1981. Geología de la Serranía de San Lucas. Geología Norandina, Bogotá, 49-55 p.

Botelho Junior, A. B., Dreisinger, D. B. y Espinosa, D. C. R. (2019). A review of nickel, copper, and cobalt recovery by chelating ion exchange resins from mining processes and mining tailings. Mining, Metallurgy & Exploration, 36 (1), 199-213. https://doi.org/10.1007/s42461-018-0016-8.

Broughton, L. (1995). Guía ambiental para el manejo de drenaje ácido de minas. Sub-Sector Minería; IV. Disponible en http://www.ingenieroambiental.com/4014/compendio-drenaje.pdf.

Cáceres, G. (2001). Impacto ambiental de la minería del oro. Revista Metalurgica UTO, 22, 19–28. Retrieved from http://www.revistasbolivianas.org.bo/scielo.php?pid=S2078-55932001000200004&script=sci_arttext.

Caracterización mineralógica y metalogénica (2018). Bogotá: SGS-UNAL 2018. Convenio 19 de 2018.

Castro G. (2011). Efecto del mercurio en los peces y la salud pública en el Perú. Lima: Sistema de Revisiones en Investigación Veterinaria de San Marcos (Sirivs). Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

Cediel, F., Caceres, C., 2000, Geological Map of Colombia: Geotec, Ltd., Bogotá, 3rd Edition, digital format with legend and tectono-stratigraphic chart.

Cediel, F., Shaw, R.P. and Cáceres, C., 2003, Tectonic Assembly of the Northern Andean Block, in, Bartolini, C., Buffler, R.T. and Blickwede, J., eds., The Circum-Gulf of Mexico and Caribbean - Hydrocarbon habitats, basin formation, and plate tectonics: AAPG Memoir 79, p. 815 - 848.

Cediel F (2018) Phanerozoic orogens of Northwestern South America: cordilleran-type orogens, taphrogenic tectonics and orogenic float. In: Cediel F, Shaw RP (eds) Geology and tectonics of Northwestern South America: the Pacifc-Caribbean-Andean junction. Springer, Cham, pp 3–89.

Celada C. M. et al. 2016. Mapa Metalogénico De Colombia.

Çelebi, E. E., Öncel, M. S. y Kobya, M. (2018). Acid production potentials of massive sulfide minerals and lead-zinc mine tailings: A medium-term study. Water Science and Technology, 77 (1), 260-268. https://doi.org/10.2166/wst.2017.541.

CIMMT y S S. A. (2007). Aplicación de test SPLP, test ABA y evaluación de generación neta de acidez a muestras geológicas de Compañía Minera del Pacífico. Santiago de Chile.

Clavijo, J. (1995a). Mapa Geológico de Colombia.Plancha 75 - Aguachica. Escala 1:100.000.Memoria explicativa. INGEOMINAS, Bucaramanga.

Clavijo J, Mantilla L, Pinto J, Berna L, Perez A (2008) Evolución geológica de la Serranía de San Lucas, norte del valle medio del Magdalena y noroeste de la Cordillera Oriental. Boletín de Geología 3045–62.

Coles, C. A., & Cochrane, K. (2006). Mercury Cyanide Contamination of Groundwater From Gold. Sea to Sky Geotechnique, 1118–1122. Retrieved from http://www.engr.mun.ca/~ccoles/Publications/0227-231.pdf.

Comisión Colombiana de Recursos y Reservas Minerales, Agencia Nacional de Minería (2018). Estándar colombiano de recursos y reservas minerales.

Congreso de la República de Colombia (1993). Ley 100 de 1993, “Por la cual se crea el Sistema de Seguridad Social Integral y se dictan otras disposiciones”. Bogotá.

Congreso de la República de Colombia (2012). Ley 1607 de 2012, “Por la cual se expiden normas en materia tributaria y se dictan otras disposiciones”. Bogotá.

Congreso de la República de Colombia (2016). Ley 1819 del 29 de diciembre de 2016, “Por medio de la cual se adopta una reforma tributaria estructural, se fortalecen los mecanismos para la lucha contra la evasión y la elusión fiscal, y se dictan otras disposiciones”. Bogotá.

Congreso de la República de Colombia (2001). Ley 685 de 2001, “Por la cual se expide el Código de Minas y se dictan otras disposiciones”. Bogotá.

Consorcio GSG (GEOMINAS – SERVIMINAS - GEMI). 2015a. Memoria Plancha 84 – Los Canelos. Servicio Geológico Colombiano, Medellín, 149 p.

Craw, D. y Mackenzie, D. (2016). Macraes orogenic gold deposit (New Zealand): Origin and development of a World class gold mine. Springer International Publishing.

Darling, P. (ed.) (2011). SME Mining engineering handbook (3.ª ed.). SME.

Environmental Protection Agency (1992). Procedure toxicity characteristic leaching. Method 1311. USA Norm.

Foucher, D., Hintelmann, H., Al, T. A., & MacQuarrie, K. T. (2013). Mercury isotope fractionation in waters and sediments of the Murray Brook mine watershed (New Brunswick, Canada): Tracing mercury contamination and transformation. Chemical Geology, 336, 87–95. https://doi.org/10.1016/j.chemgeo.2012.04.014.

Franco, G., Velilla, D. A. (2014). Planeamiento minero como función de la variación de la ley de corte crítica. Boletín Ciencias de la Tierra (35). https://doi.org/10.15446/rbct.n35.34650.

Galán, E. y Romero, A. (2008) Contaminación de suelos por metales pesados. Departamento de Cristalografía, Mineralogía y Química Agrícola. Facultad de Química. Universidad de Sevilla.

García, C., Moreno, J. L., Hernández Fernández, M. T. y Polo, A. (2002). Metales pesados y sus implicaciones en la calidad del suelo. Ponencia, Segundas Jornadas Científicas sobre Medio Ambiente del CCMA-CSIC.

García, J. y Martínez, J. (1992). Recursos minerales de España. Estudios Geológicos, 48 (3-4). 845-846.

Gaudet, C., Lingard, S., Cureton, P., Keenleyside, K., Smith, S. y Raju, G. (1995). Canadian environmental quality guidelines for mercury. Water, Air, and Soil Pollution, 80 (1-4), 1149-1159.

Hall, R., Álvarez, J., Rico, H. & Vásquez, H. 1972. Geología del Departamento de Antioquia y Caldas (Sub-zona II-A).-Boletín Geológico, XX (1), p. 1-85. INGEOMINAS.

Herrera Herbert, J. y Gómez Jaén, J. P. (2007). Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.

Herrera Núñez, J., Rodríguez Corrales, J., Coto Campos, J. M., Salgado Silva, V. y Borbón Alpízar, H. (2013). Evaluación de metales pesados en los sedimentos superficiales del río Pirro. Revista Tecnología en Marcha, 26 (1), 27.

Hinojosa, O. (2002). Oxidación de sulfuros: importante proceso de pretratamiento. Universidad técnica de Oruro. Revista metalúrgica (23).

Hoek, E. y Brown, E. T. (2007). Estimación de la resistencia de macizos rocosos en la práctica. En Estándares para la caracterización geotécnica de rocas, estructuras y macizos rocosos, Primer Taller Geotécnico Interdivisional, División Chuquicamata de Codelco, Chile, La Serena, 2 al 4 de julio de 1997.

Ilyas, S. y Lee, J.-C. (2018). Gold metallurgy and the environment. (Vol. 1). New York: CRC Press.

Kabata Pendias, A. (2001). Trace elements in soils and plants (3.ª ed.). Boca Raton, London, New York, Washington: CRC Press.

Kawatra, S. K. (2009). Froth flotation: Fundamental principles. Disponible en http://www.chem.mtu.edu/chem_eng/faculty/kawatra/Flotation_Fundamentals.pdf.

Knelson, B., Jones, R., (1994). “A new generation of Knelson concentrators” a totally secure system goes on line. Miner. Eng. 7 (2-3), 201-207.

Kuikka, J. (2018). Major and trace element characteristics of biotite and chlorite as proxies for gold ore mineralization. (Tesis). Disponible en https://helda.helsinki.fi/bitstream/handle/10138/231586/Kuikka_Gold_proxies.pdf.

Lawrence, R. W. y Scheske, M. (1997). A method to calculate the neutralization potential of mining wastes. Environmental Geology, 32 (2), 100-106.

Leal, L. T. C. (2015). Drenajes ácidos de mina: formación y manejo. Revista Esaica, 1 (1), 53-57.

Leal-Mejía, H. 2011. Phanerozoic gold metallogeny in the colombian andes: a tectono-magmatic approach. Ph.D. thesis, Barcelona (Catalonia), Spain, University of Barcelona, 1.000p.

Leal-Mejía, H. et al. 2018 Geology and Tectonics of Northwestern South America : The Pacific-Caribbean-Andean Junction, edited by Fabio Cediel, and Robert Peter Shaw, Springer, 2018. ProQuest Ebook Central, http://ebookcentral.proquest.com/lib/eafit/detail.action?docID=5491588. Created from Eafit on 2018-09-18 08:13:32. Copyright © 2018. Springer.

Lilli, M. A., Nikolaidis, N. P., Moraetis, D., Kalogerakis, N. y Karatzas, G. P. (2014). Characterization and mobility of geogenic chromium in soils and river bed sediments of Asopos basin. Journal of Hazardous Materials, 281, 12-19. https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2014.07.037.

López Domínguez, M. G. y Pérez Salazar, A. (2018). Pruebas de lixiviación como evaluación ambiental de materiales. México: Secretaría de Comunicaciones y Transportes Instituto Mexicano del Transporte. Publicación Técnica (515).

MacDonald, D. Ingersoll, C. Berger, T. (2000). Development and evaluation of consensus-based sediment quality guidelines for freshwater ecosystems. Archives of Environmental Contamination and Toxicology (39), 20-31.

Mantilla, L. C., Clavijo, J., Pinto, J. E., Páez, L. E., Pérez, A., Quintero, I., Cuellar, M. (2006b). Cartografía geológica de 9.600 km2 de la serranía de San Lucas: Planchas 55 (El Banco), 64 (Barranco de Loba), 85 (Simití) y 96 (Bocas del Rosario). Aporte a su evolución geológica. Memoria explicativa de la Plancha 64 - Barranco de Loba. Ingeominas, Bogotá, 221 p.

Martínez López, C., Torres Ágredo, J., Gutiérrez, M. D., Mellado Romero, A. M., Paya Bernabeu, J. J. y Monzó Balbuena, J. M. (2013). Uso de test de lixiviación para determinar la migración de contaminantes en morteros de sustitución con residuos de catalizador de craqueo catalítico (FCC). Revista de la Facultad de Minas de la Universidad Nacional de Colombia, sede Medellín, 80 (181), 163-170.

Maya, M. & González, H. 1995. Unidades litodémicas en la Cordillera Central de los Andes Colombianos. Boletín Geológico, 35 (2-3), p. 43-57, INGEOMINAS, Medellín.

Metso, (2009) Manual de trituración y cribado.

Meza Orozco, J. J. (2010). Evaluación financiera de proyectos. Bogotá: Ecoe ediciones.

MinAmbiente (2005). Decreto 4741 de 2005. Concentraciones máximas de contaminantes para la prueba TCLP. Tabla 3 del anexo III.

MinAmbiente (2015). Resolución 631 de 2015. Artículo 10. Parámetros físico-químicos a monitorear y sus valores máximos permisibles en los vertimientos puntuales de aguas residuales no domésticas (ARnD) a cuerpos de aguas superficiales de actividades de minería.

MinMinas (1988). Métodos de explotación minera, vetas y aluvión. Bogotá: MinMinas.

MinMinas (2001). Guía minero ambiental de explotación. Bogotá: MinMinas.

MinMinas (2015). Glosario técnico minero. Disponible en https://www.minminas.gov.co/documents/10180/698204/GLOSARIO+MINERO+FINAL+29 -05-2015.pdf/cb7c030a-5ddd-4fa9-9ec3-6de512822e96.

Morales, A. (2003). Determinación y mitigación del potencial de generación ácido en botaderos de estériles, mina del proyecto Desarrollo Teniente División El Teniente, Codelco-Chile. En Congreso Geológico Chileno, Concepción.

Napier-Munn, T. J., Morrel, S., Morrison, R. D. y Kojovic, T. (1996). Mineral Comminution circuits: Their operation and optimisation. Queensland, Australia: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre.

Nava Alonso, F., Elorza Rodríguez, E. Pérez Garibay, R. y Uribe Salas, A. (2007). Análisis químico de cianuro en el proceso de cianuración. Revista de Metalurgia, 43 (1). 20-28. ISSN: 0034-85700.

Navarro, A., Arnó, G., Camps, V. (2016). Incidencia ambiental de las actividades mineras en la zona del Priorat (Tarragona). Universidad Politécnica de Cataluña, Departamento de Mecánica de Fluidos, Etseiat.

Newmont Goldport (2019). Diagrama del proceso minero. Disponible en goldcorpguatemala.com/institucional/operacion/diagrama-del-proceso-minero/2019.

Olías, M. y Nieto, J. (2015). Background conditions and mining pollution throughout history in the Río Tinto (SW Spain). Environments, 2 (3), 295-316.

Ortiz Delgado, H. (1991). Geología minera del oro de veta. Bogotá: Colciencias.

Pinzón, L., Ospina, E. y Chávez, A. (2009) interacción de los metales pesados entre el sedimento y la columna de agua en el caso del río Bogotá. Revista Gestión Integral en Ingeniería Neogranadina, 1.

PNUD, MinTrabajo, Corporación Desarrollo y Paz del Magdalena Medio (2015). Proyecto Ecohabitats, Proyecto Perfil Productivo de Santa Rosa del Sur.

Petrografía (2018). Convenio Unicaldas-Unal, SGC.

Prieto Méndez, J., González Ramírez, C. A., Román Gutiérrez, A. D. y Prieto García, F. (2009). Contaminación y fitotoxicidad en plantas por metales pesados provenientes de suelos y agua. Tropical and Subtropical Agroecosystems, 10 (1).

Proyecto Perfil Productivo de Santa Rosa del Sur 2012 (2015). Proyecto de las Naciones Unidas para el Desarrollo (PNUD), MinTrabajo, Corporación Desarrollo y Paz del Magdalena Medio.

Railsback, L. B. (2012). An Earth scientist's periodic table of the elements and their ions. Geological Society of America's Map and Charts, (October), https://doi.org/10.1130/2004AESPT.

Sarmiento, G., Puentes, J. & Sierra, C. 2015. Evolución Geológica y Estratigrafía del Sector Norte del Valle Medio del Magdalena. Geología Norandina No. 12, p. 51-82.

Sciencestruck (2018). Here are the types of underground mining and their applications. Disponible en https://sciencestruck.com/types-of-underground-mining-their-applications visitado noviembre 2018.

Sillitoe, R.H. (2008). Major gold deposits and belts of the North and South American Cordillera: Distribution, tectonomagmatic settings, and metallogenic considerations. Economic Geology, 103(4), 663-687. doi: 10.2113/ gsecongeo.103.4.663.

Simonin, P. (1867). La vie souterraine ou les mines et les mineurs. Paris: Imprimerie Générale de CH. Lahure.

SENA (2001). Cartillas mineras.

Servicio Nacional de Geología y Minería de Chile (2019). Servicio Nacional de Geología y Minería. Chile. Disponible en http://www.minmineria.gob.cl/glosario-minero-r/relave/.

Shahba, S. (2017). Iron ore waste classification according to unep guidelines (case study: Golgohar mining and industrial complex in Sirjan, Iran). Applied Ecology and Environmental Research, 15 (4), 943-956. https://doi.org/10.15666/aeer/1504_943956.

Skoog, D., Holler, F., Nieman, T. (2001). Principios de análisis instrumental (5.ª ed.). Editorial McGraw-Hill. Madrid. 219-240.

UIS-SGC (2006a) Memoria Explicativa De La Cartografía Geológica De La Plancha 85 Simití, Sur De Los Departamentos De Bolívar Y Cesar.

UIS-SGC (2006b) Memoria explicativa de la cartografía geológica de la plancha 64 Barranco de Loba, sur del departamento de Bolívar.

US Environmental Protection Agency. (1996). Soil screening guidance: Technical background document (2.ª ed.). Washington, DC: Office of Emergency and Remedial Response, U. S. Environmental Protection Agency.

Velásquez López, P. C., Veiga, M. M., y Hall, K. (2010). Mercury balance in amalgamation in artisanal and small-scale gold mining: Identifying strategies for reducing environmental pollution in Portovelo-Zaruma, Ecuador. Journal of Cleaner Production, 18 (3), 226-232. https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2009.10.010.

Villagómez, D., and Spikings, R.A. 2013. Thermochronology and tectonics of the Central and Western Cordilleras of Colombia: Early Cretaceous–Tertiary evolution of the Northern Andes. Lithos, 160-161: 228-249.

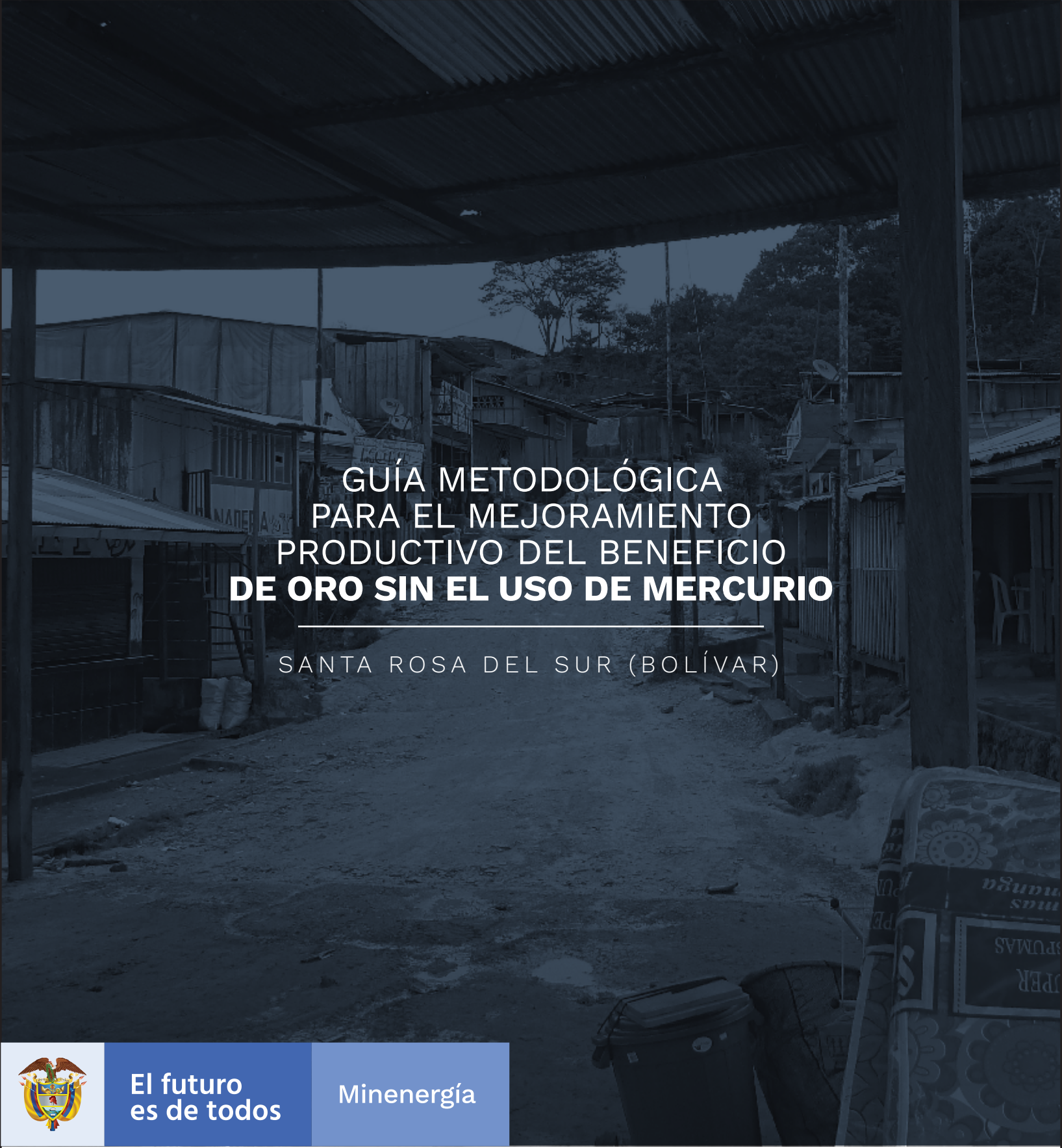
Villa Posada, V. y Franco Sepúlveda, G. (2013). Diagnóstico minero y económico del departamento de Bolívar. Universidad Nacional de Colombia, sede Medellín Bolívar.

Wills, B. A., y Finch, J. (2016). Wills' Mineral Processing Technology (8.ª ed.). Montréal: Elsevier.

Yang, F., Wang, G., Cao, H., Li, R., Tang, L., Huang, Y. y Guo, N. (2016). Geoscience frontiers timing of formation of the Hongdonggou Pb-Zn polymetallic ore deposit, Henan Province, China: Evidence from Rb-Sr isotopic dating of sphalerites. Geoscience Frontiers. https://doi.org/10.1016/j.gsf.2016.06.001.

Ye, M. F. y Wu, G. L. (2018). Mineralogical analysis of a chrome ore from South Africa. Minerals, Metals and Materials Series, Part F8, 615-623. https://doi.org/10.1007/978-3-319-72484-3_65.

Zhu, C., Wen, H., Zhang, Y., Yin, R., Cloquet, C. y Zhu, C. (2018). Cd isotope fractionation during sulfide mineral weathering in the Fule Zn-Pb-Cd deposit, Yunnan Province, Southwest China. Science of the Total Environment, 616-617, 64-72. https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2017.10.293.



GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO **DE ORO SIN EL USO DE MERCURIO**

SANTA ROSA DEL SUR (BOLÍVAR)

El futuro es de todos

Minenergía

ISBN: 978-958-52317-9-5

SERVICIO GEOLÓGICO COLOMBIANO