

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
Escola de Engenharia
Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais-PPGEM

**ANÁLISE DE PROJETOS LIMITE:
LAVRA A CÉU ABERTO VS LAVRA SUBTERRÂNEA**

Carla De Carli

Dissertação para obtenção do título de Mestre
em Engenharia

Porto Alegre

2013

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
Escola de Engenharia
Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais-PPGEM

**ANÁLISE DE PROJETOS LIMITE: LAVRA A CÉU ABERTO X LAVRA
SUBTERRÂNEA**

Carla De Carli
Engenheira de Minas

Trabalho realizado no Departamento de Engenharia de Minas, da Escola de Engenharia da UFRGS, dentro do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais - PPGEM, como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia.

Área de Concentração: Tecnologia Mineral

Porto Alegre

2013

Esta Dissertação foi julgada adequada para obtenção do título de Mestre em Engenharia, área de concentração Tecnologia Mineral e aprovada em sua forma final, pelo orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós-Graduação.

Orientador: Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Banca Examinadora:

Prof. Dr. Carlos Otávio Petter

Prof. Dr. Luis Eduardo de Souza

Prof. Dr. Paulo Salvadorette

Prof. Dr. Telmo Roberto Strohaecker
Coordenador do PPGEM

AGRADECIMENTOS

Aos professores do DEMIN, especialmente ao meu orientador Rodrigo Peroni, que estiveram sempre super dispostos a me ajudar.

Aos meus amigos e colegas do LPM, pelo companheirismo diário, principalmente ao Erico Felini, que colaborou muito com o desenvolvimento deste trabalho.

Às minhas amigas queridas, por fazerem a minha rotina muito mais divertida.

À minha família e ao meu namorado, por todo o apoio e amor.

Ao CNPq pela bolsa concedida.

À Fundação Luiz Englert pelo suporte aos trabalhos.

SUMÁRIO

RESUMO	xii
ABSTRACT	xiii
Capítulo 1	1
INTRODUÇÃO	1
1.1. Contextualização do Problema	2
1.2. Meta	4
1.3. Objetivos	4
1.4. Metodologia	4
1.5. Organização da Dissertação	6
Capítulo 2	7
CONCEITOS FUNDAMENTAIS	7
2.1. Lavra a Céu Aberto e Lavra Subterrânea	7
2.1.1. Principais Métodos de Lavra a Céu Aberto	8
2.1.1.1. Lavra em Cava (Open Pit Mining)	8
2.1.1.2. Lavra em Tiras (<i>Strip Mining</i>)	10
2.1.2. Principais Métodos de Lavra Subterrânea	11
2.1.2.1. Métodos sem Suporte para o Maciço	11
2.1.2.1.1. Câmaras e Pilares	12
2.1.2.1.2. Realce em Subníveis	13
2.1.2.1.3. Desmonte Vertical em Recuo (VCR)	14
2.1.2.1.4. <i>Shrinkage</i>	15
2.1.2.2. Métodos com Suporte para o Maciço	16
2.1.2.2.1. Corte e Enchimento	16
2.1.2.3. Métodos por Abatimento	17
2.1.2.3.1. <i>Longwall</i>	17
2.1.2.3.2. Abatimento em Subníveis	18
2.1.2.3.3. Abatimento em Bloco	19
2.2. Relação Estéril Minério	20
2.3. Custos de Produção	22
2.4. Função Benefício	23
2.5. Definição de Teor de Corte segundo Algoritmo de Lane	25
2.5.1. Definição do Modelo	27
2.5.1.1. Definições de capacidades	27
2.5.1.2. Definições de custos	28
2.5.1.3. Definições de quantidades	29
2.5.2. Equações Básicas	29
2.5.3. Teor de Corte para Máxima Lucratividade	30
2.5.6. Otimização de Cava e Sequenciamento de Lavra	36

Capítulo 3	39
METODOLOGIA	39
3.1. Metodologia Atual para Definição de Profundidade de Transição	39
3.2. Etapas da Metodologia Proposta	41
3.2.1. Definição dos Parâmetros Econômicos	41
3.2.2. Teor de Corte para Lavra a Céu Aberto	43
3.2.3. Valorização Econômica dos Blocos	44
3.2.4. Definição da Cava Ótima e Sequenciamento	45
3.2.5. Teor de Corte para Lavra Subterrânea	46
3.2.6. Desenvolvimento Subterrâneo	47
3.3. Aplicação da Metodologia aos Estudos de Caso	47
3.3.1. Estudo de Caso A	48
3.3.1.1. Modelo de Blocos	49
3.3.1.2. Definição do Teor de Corte para Lavra a Céu Aberto	50
3.3.1.3. Valorização Econômica dos Blocos	51
3.3.1.4. Definição da Cava Ótima e Sequenciamento	53
3.3.1.5. Teor de Corte para Lavra Subterrânea	57
3.3.1.6. Desenvolvimento Subterrâneo	60
3.3.2. Estudo de Caso B	62
3.3.2.1. Modelo de Blocos	63
3.3.2.2. Definição do Teor de Corte para Lavra a Céu Aberto	64
3.3.2.3. Valorização Econômica dos Blocos	64
3.3.2.4. Definição da Cava Ótima e Sequenciamento	66
3.3.2.5. Teor de Corte para Lavra Subterrânea	69
3.3.2.6. Desenvolvimento Subterrâneo	72
3.3.3. Estudo de Caso C	74
3.3.3.1. Modelo de Blocos	75
3.3.3.2. Definição do Teor de Corte para Lavra a Céu Aberto	76
3.3.3.3. Valorização Econômica dos Blocos	76
3.3.3.4. Definição da Cava Ótima e Sequenciamento	78
3.3.3.5. Teor de Corte para Lavra Subterrânea	82
3.3.3.6. Desenvolvimento Subterrâneo	84
Capítulo 4	87
ANÁLISE COMPARATIVA DOS RESULTADOS	87
4.1. Estudo de Caso A	87
4.1.1. Cenário 1: Lavra somente a Céu Aberto	87
4.1.2. Cenário 2: Lavra somente Subterrânea	88
4.1.3. Cenário 3: Aplicação de Métodos Combinados	89
4.1.4. Análise Comparativa dos Cenários	91
4.2. Estudo de Caso B	92
4.2.1. Cenário 1: Lavra somente a Céu Aberto	92

4.2.2. Cenário 2: Lavra somente Subterrânea	93
4.2.3. Cenário 3: Aplicação de Métodos Combinados	94
4.2.4. Análise Comparativa dos Cenários	96
4.3. Estudo de Caso C	97
4.3.1. Cenário 1: Lavra somente a Céu Aberto	97
4.3.2. Cenário 2: Lavra somente Subterrânea	97
4.3.3. Cenário 3: Aplicação de Métodos Combinados	98
4.3.4. Análise Comparativa dos Cenários	104
Capítulo 5	105
CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES	105
5.1. Conclusões	105
5.2. Recomendações	107
REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	108

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Desenvolvimento subterrâneo variando de acordo com o limite final da cava	3
Figura 2. Fluxograma da metodologia	5
Figura 3. Configuração do método de lavra em cava	9
Figura 4. Imagem aérea da mina de cobre de Kennecott-USA	9
Figura 5. Configuração da lavra em tiras	10
Figura 6. Imagem aérea da mina de caulim de Ipixuna	11
Figura 7. Configuração do método de lavra de câmaras e pilares	12
Figura 8. Configuração do método de realce em subníveis	13
Figura 9. Configuração da lavra pelo método VCR	14
Figura 10. Configuração do método de lavra <i>shrinkage</i>	15
Figura 11. Configuração da lavra por corte e enchimento	17
Figura 12. Configuração do método de <i>longwall</i>	18
Figura 13. Configuração do método de lavra de abatimento em subníveis	19
Figura 14. Configuração do método de abatimento em blocos	20
Figura 15. Modelo descrito pelo algoritmo de Lane (Lane, 1964)	27
Figura 16. Benefício total como função do teor de corte sob diferentes fatores limitantes	33
Figura 17. Figura de um modelo de blocos com topografia (laranja)	37
Figura 18. Variação do preço do ouro entre os anos de 1985 e 2012	42
Figura 19. Vista isométrica oeste-leste da topografia original do depósito A	48
Figura 20. Modelo de blocos (azul) com topografia (verde)	49

Figura 21. Exemplo de sintaxe aplicada ao modelo original para valorização dos blocos pela função benefício _____	52
Figura 22. Modelo de blocos filtrado apenas para teores acima de 0,40 g/t com topografia (cinza) _____	53
Figura 23. Gráfico da relação entre VPL e massa de minério (curva azul) e relação entre REM e massa de minério (curva vermelha) _____	55
Figura 24. Vista isométrica da cava ótima (cinza) com a topografia atual (azul) _____	56
Figura 25. Variação do teor de corte do depósito em função do preço do ouro _____	58
Figura 26. Desenvolvimento das rampas de acordo com as envoltórias do minério (volumes amarelos) _____	61
Figura 27. Vista em planta do depósito _____	62
Figura 28. Vista lateral, representando o mergulho do depósito _____	63
Figura 29. Blocos acima do teor marginal com a topografia _____	65
Figura 30. Gráfico das relações entre VPL e massa de minério (curva azul), e REM e massa de minério (curva vermelha) para as cavas geradas _____	68
Figura 31. Cava otimizada (cinza) com a topografia da área (azul) _____	68
Figura 32. Variação do teor de corte em função do preço do ouro _____	70
Figura 33. Topografia (azul) com envoltórias de teor (vermelho) e rampas de desenvolvimento (verde) _____	73
Figura 34. Cava ótima (cinza) com envoltórias de teor (vermelho) e rampas de desenvolvimento (verde) _____	73
Figura 35. Vista em planta do corpo de minério _____	74
Figura 36. Vista isométrica do corpo mineral (mergulho) _____	75
Figura 37. Blocos acima do teor marginal com a topografia (cinza) _____	77
Figura 38. Gráfico da relação entre VPL e massa de minério (curva azul) e relação entre REM e massa de minério (curva vermelha) das cavas geradas _____	80
Figura 39. Topografia da área (azul) com cava ótima (cinza) _____	80
Figura 40. Gráfico da variação do COG em função da variação do preço do ouro _____	83
Figura 41. Rampas de acesso (verde) às envoltórias de teor (vermelho) a partir da topografia (azul) _____	85
Figura 42. Rampas de acesso (verde) às envoltórias de teor (vermelho) a partir da cava ótima (azul) _____	86
Figura 43. Seção W-E do depósito com topografia (azul), envoltórias de teor (amarelo) e cava final (cinza) _____	88
Figura 44. Seção oeste-leste do corpo de minério com as diferentes cavas analisadas _____	99

LISTA DE TABELAS

Tabela 1. Alimentação do concentrador como uma função do teor de corte do concentrador com a mina operando na sua capacidade total. _____	34
--	----

Tabela 2. Produto refinado como uma função do teor do concentrador com o concentrador operando na sua capacidade.	35
Tabela 3. Alimentação do refino como uma função do teor de corte da lavra com a mina operando na sua capacidade (assumindo 100% de recuperação na concentração).	35
Tabela 4. Parâmetros econômicos aplicados ao estudo.	50
Tabela 5. Categorias incluídas no modelo.	51
Tabela 6. Resultados das cavas finais geradas pelo <i>NPV Scheduler</i> .	54
Tabela 7. Sequenciamento semestral.	56
Tabela 8. Recursos remanescentes após a exaustão da cava medidos e indicados.	58
Tabela 9. Recursos medidos, indicados e inferidos remanescentes após a exaustão da cava "ótima" (100%).	59
Tabela 10. Recursos a partir da topografia medidos e indicados.	59
Tabela 11. Recursos a partir da topografia medidos, indicados e inferidos.	60
Tabela 12. Parâmetros econômicos aplicados ao estudo.	63
Tabela 13. Categorias incluídas no modelo.	64
Tabela 14. Resultados das cavas finais geradas pelo <i>NPV Scheduler</i> .	67
Tabela 15. Resultados do sequenciamento da cava ótima.	69
Tabela 16. Recursos remanescentes indicados após a lavra a céu aberto.	71
Tabela 17. Recursos remanescentes indicados e inferidos após a lavra a céu aberto.	71
Tabela 18. Recursos indicados a partir da topografia.	72
Tabela 19. Recursos indicados e inferidos a partir da topografia.	72
Tabela 20. Parâmetros econômicos aplicados ao estudo.	75
Tabela 21. Classificação das categorias incluídas no modelo.	76
Tabela 22. Resultados das cavas incrementais geradas pelo <i>NPV Scheduler</i> .	79
Tabela 23. Resultados do sequenciamento da cava ótima.	81
Tabela 24. Recursos remanescentes medidos e indicados após a exaustão da cava ótima.	83
Tabela 25. Recursos remanescentes medidos, indicados e inferidos após a exaustão da cava ótima.	84
Tabela 26. Recursos remanescentes medidos e indicados a partir da topografia.	84
Tabela 27. Recursos remanescentes medidos, indicados e inferidos a partir da topografia.	84
Tabela 28. Resultados do cenário de lavra por métodos somente a céu aberto.	87
Tabela 29. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos e indicados.	89
Tabela 30. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos, indicados e inferidos.	89
Tabela 31. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava, incluindo recursos medidos e indicados.	90
Tabela 32. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava, incluindo recursos medidos, indicados e inferidos.	90
Tabela 33. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos e indicados.	90
Tabela 34. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos, indicados e inferidos.	91
Tabela 35. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos e indicados.	91

Tabela 36. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos, indicados e inferidos. _____	92
Tabela 37. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto. _____	93
Tabela 38. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos e indicados. _____	94
Tabela 39. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos, indicados e inferidos. _____	94
Tabela 40. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava, incluindo recursos medidos e indicados. _____	95
Tabela 41. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava, incluindo recursos medidos, indicados e inferidos. _____	95
Tabela 42. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos e indicados. _____	95
Tabela 43. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos, indicados e inferidos. _____	95
Tabela 44. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos e indicados. _____	96
Tabela 45. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos, indicados e inferidos. _____	96
Tabela 46. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto (cava 100%). _____	97
Tabela 47. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos e indicados. _____	98
Tabela 48. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos, indicados e inferidos. _____	98
Tabela 49. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava (cava 100%). _____	100
Tabela 50. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto (cava 90%). _____	100
Tabela 51. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava (cava 90%). _____	101
Tabela 52. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto (cava 80%). _____	101
Tabela 53. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava (cava 80%). _____	101
Tabela 54. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto (cava 70%). _____	102
Tabela 55. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava (cava 70%). _____	102
Tabela 56. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto (cava 60%). _____	102
Tabela 57. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava (cava 60%). _____	103
Tabela 58. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos e indicados. _____	103
Tabela 59. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos, indicados e inferidos. _____	103
Tabela 60. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos e indicados. _____	104
Tabela 61. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos, indicados e inferidos. _____	104

RESUMO

Com o passar dos anos a sociedade tem se tornado gradativamente mais dependente de recursos minerais para o seu funcionamento e para o desenvolvimento de produtos. A maior parte das coisas que cercam o homem necessita de alguma espécie de bem mineral como matéria prima para sua fabricação. Por isso, cada vez mais, a mineração tem sido objeto de estudos, buscando aprimoramento e desenvolvimento nos métodos de extração de minérios. Existem duas formas utilizadas para a extração de bens minerais, uma por uso de métodos de lavra a céu aberto (OP) e outra através da aplicação de métodos para lavra subterrânea (UG). A definição de qual método deve ser aplicado em cada caso depende de diversos fatores, como profundidade e geometria do corpo mineral, competência da rocha portadora do minério e da rocha encaixante, entre outros, mas ao final, aspectos econômicos predominam para a definição da viabilidade de cada um dos possíveis métodos. Porém, existem casos em que a melhor escolha para minerar o depósito não se dá por umas dessas duas opções, e sim, pela combinação de ambas, ou seja, a aplicação da lavra a céu aberto seguida da extração dos recursos remanescentes por lavra subterrânea. A grande dificuldade, nestes casos, é definir qual o momento ideal para a transição de método, de maneira que os resultados do projeto integrado sejam otimizados e que um método não inviabilize o outro. Para isso é necessário analisar as duas opções de lavra individualmente, lavrando somente a céu aberto e lavrando somente por métodos subterrâneos, além de analisar-se a viabilidade do projeto através da combinação dos dois métodos, comparando as opções técnica e economicamente e selecionando a que apresente a melhor resposta ao final, para então tomar-se a decisão de qual alternativa de projeto é o mais indicado para cada caso.

Palavras-chave: planejamento de mina; lavra a céu aberto; otimização de cava; lavra subterrânea; transição de métodos.

ABSTRACT

Over the years, the society has become progressively dependent on mineral resources for its operation and for development of products. The majority of the things that surround the men needs some kind of mineral material as raw material for its manufacture. Therefore, increasingly, mining has been studied aiming to improve and develop methods of mineral extraction. There are two ways that are utilized to mineral extraction, one by open pit methods (OP) e another by application of underground methods (UG). The definition of which one should be applied in each case depends on many factors, such as depth and geometry of the mineral body, strength of the mineralized and bounding rock, among others, but at the end, economic aspects are predominant for the definition of viability of the methods. However, there are some cases where the best choice to mine the deposit is not one of these options, but the combination of both methods, it means, the application of open pit mining followed by extraction of remaining resources by underground mining. The great challenge, in these cases, is to define what is the right moment for the transition of the methods, making sure that the results are optimized and one method do not impede the development of the other one. In this sense, it is necessary to analyze both options individually, mining the deposit only by open pit and mining only by underground, and also analyze the combination of the two methods, comparing these options technically and economically at the end, and then decide which project alternative is the best for each case.

Keywords: mine planning; open pit mining; pit optimization; underground mining; methods transition.

Capítulo 1

INTRODUÇÃO

Há duas diferentes maneiras na mineração para extração do bem mineral da natureza, uma através da aplicação de lavra subterrânea e outra da lavra a céu aberto. Denomina-se lavra a céu aberto aquela na qual todo o processo de remoção do material é feito em ambiente exposto ao ar livre, enquanto a lavra subterrânea se dá em profundidade em ambiente confinado. A aplicação de métodos de lavra a céu aberto em projetos de mineração é visivelmente dominante em relação aos métodos de lavra subterrânea (Nilsson, 1982; Hartman, 1992; Tatiya, 2005). Esse fato se dá por diversas razões, principalmente devido às vantagens obtidas nos métodos a céu aberto, tais como recuperação do depósito, capacidade de produção e mecanização, diluição, segurança, flexibilidade, entre outras (Eezzaddin Bakhtavar, Shahriar, & Oraee, 2008). Contudo, a utilização de métodos de lavra subterrânea também apresenta aspectos favoráveis, com destaque para aqueles relativos à redução de impacto ambiental, devido às questões de confinamento e profundidade das operações (Chadwick, 2008). Este fator tem grande importância para prevenção da degradação de áreas, a qual está relacionada de maneira direta à qualidade de vida do homem. No entanto, em algumas situações, a utilização dos dois métodos de lavra no mesmo depósito pode ser a escolha correta, uma vez que esta combinação se mostra a melhor alternativa para aproveitamento das reservas e otimização dos resultados. O grande desafio é saber qual é este momento para truncamento das operações de lavra a céu aberto e início das operações da lavra subterrânea, de maneira a maximizar o valor do empreendimento de forma integrada ou individualizada, de acordo com o resultado da análise de viabilidade e retorno financeiro (Bakhtavar & Shahriar, 2007; Bakhtavar et al., 2008; Visser & Ding, 2007; Camus, 1992)

Projetos de mineração estão submetidos às análises frequentes de viabilidade, que podem variar em função não só de aspectos econômicos, mas também da incerteza geológica, nível de conhecimento da mineralização, entre diversos outros elementos. No que se refere principalmente ao aspecto de análise econômica, existem fatores a serem considerados num dado momento de progressão da lavra em profundidade, como a

proximidade do limite econômico do depósito para ser lavrado por técnicas a céu aberto. No entanto, na progressão de uma análise de viabilidade, considerando a quantidade e a qualidade dos recursos existentes, um dos dois projetos pode acabar por inviabilizar o outro, seja por uma suspensão prematura das atividades de lavra a céu aberto, ou por um avanço além da profundidade recomendada. Portanto, é importante definir qual o ponto ideal desse limite de lavra a céu aberto que permitiria o desenvolvimento das atividades com a lavra subterrânea, proporcionando a maior rentabilidade para o empreendimento. Aspectos puramente técnico-econômicos podem definir este ponto, considerando principalmente os custos operacionais de cada um dos cenários (céu aberto ou subterrâneo), embora outros fatores também apresentem grande importância na tomada de decisão do método que deve ser aplicada a cada depósito.

1.1. Contextualização do Problema

Existem muitos depósitos minerais que apresentam características favoráveis tanto para a aplicação de métodos de lavra a céu aberto como características para a lavra subterrânea. Isso ocorre principalmente pela inclinação acentuada apresentada pelo corpo de minério, que muitas vezes encontra-se próximo à superfície em determinado ponto, mas devido ao mergulho ou mesmo extensão da mineralização apresenta-se em grandes profundidades em outro extremo. Depósitos com essas características se mostram favoráveis à transição de métodos, ou seja, a aplicação conjugada da lavra a céu aberto seguida da lavra por métodos subterrâneos, de forma que o aproveitamento dos recursos seja maximizado.

Existem diversas dificuldades enfrentadas pelos engenheiros na aplicação de métodos conjugados em um mesmo depósito mineral. A definição do ponto ótimo de transição dos métodos, ou seja, o momento em que as atividades da lavra a céu aberto devem ser suspensas para iniciar-se a lavra subterrânea é a principal delas. Para realizar essa tarefa é necessário um estudo do depósito de forma a avaliar os diversos cenários possíveis para a extração do bem mineral, comparando-os em busca da otimização do resultado final.

Atualmente, o procedimento utilizado para avaliação de cenários e definição da profundidade de transição de método consta simplesmente da análise da razão estéril minério de equilíbrio (*Break Even Stripping Ratio*- BESR) e da razão estéril minério admissível (*Allowable Stripping Ratio*- ASR) (Taylor, 1972). Entretanto, essa técnica pode conduzir a um cenário que não seja ótimo, ou seja, um cenário que apresente resultado

favorável, mas, que quando comparado a outros cenários, não represente o máximo de retorno possível do projeto.

Esse trabalho busca encontrar uma metodologia adequada que possa auxiliar na análise de viabilidade de todos os cenários de extração de uma mina, definindo o ponto de transição considerado ótimo para casos de aplicação de métodos conjugados. A Figura 1 representa as diferentes possibilidades de limite final de cava integrado com o desenvolvimento subterrâneo. Nota-se que o aprofundamento da cava reduz a quantidade de minério remanescente e conseqüentemente a extensão do desenvolvimento subterrâneo, de forma que a exaustão da cava pode vir a inviabilizar o empreendimento do método confinado, uma vez que os recursos remanescentes não justifiquem o investimento necessário para a transição de método (De Carli et al, 2012).

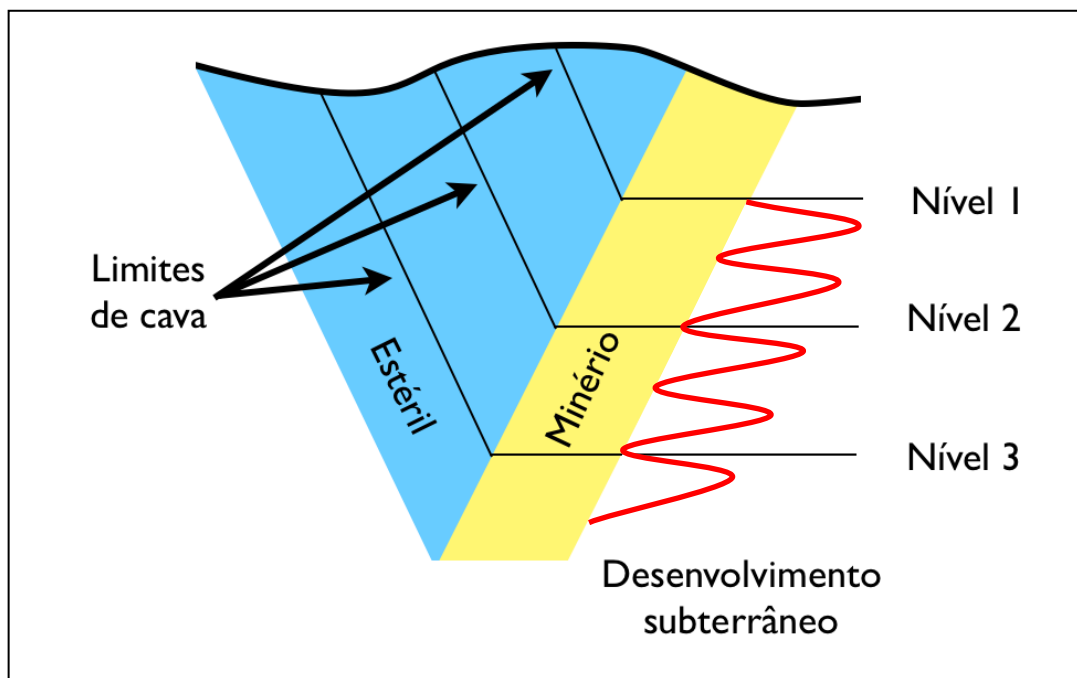


Figura 1. Desenvolvimento subterrâneo variando de acordo com o limite final da cava

Neste trabalho serão realizados três estudos de caso, denominados A, B e C, contendo corpos de minério com diferentes características, principalmente em relação às suas formas e extensão em profundidade. Contudo, todos eles apresentam potencial para a aplicação individual ou combinada de lavra a céu aberto seguida de lavra subterrânea.

1.2. Meta

Com o desenvolvimento deste estudo, busca-se a definição de uma metodologia que proporcione a análise prévia da determinação do ponto ótimo de transição de lavra a céu aberto para lavra subterrânea, que sirva como indicador de casos onde a combinação de ambos os métodos apresenta melhores resultados do que o uso individual de cada um deles, visando obter-se a majoração do valor do projeto.

1.3. Objetivos

Para que seja alcançada a meta traçada para este trabalho, algumas etapas devem ser superadas gradativamente. Estas etapas foram divididas entre objetivos parciais, os quais definem a progressão do estudo para o atingimento da meta proposta, sendo eles:

- Definição de custos aplicados ao projeto;
- Definição do modelo econômico através da função benefício para a lavra a céu aberto e subterrânea;
- Otimização de cava a céu aberto;
- Projeto de desenvolvimento da lavra subterrânea;
- Análises de sensibilidade a parâmetros técnicos e econômicos;
- Análise econômica individual e integrada dos projetos.

1.4. Metodologia

Para o desenvolvimento da metodologia proposta serão utilizados três casos de estudo de depósitos de ouro com mergulho acentuado, os quais possuem características de transição entre métodos de lavra a céu aberto (OP) e lavra subterrânea (UG). A abordagem inicial do trabalho se dará através de revisão bibliográfica sobre os respectivos métodos de lavra e suas aplicabilidades, seguida de compilação de dados econômicos de referência do

estudo e ensaios experimentais nos depósitos com configuração de potencialidade de transição entre a lavra a céu aberto e a subterrânea. Serão aplicadas técnicas de otimização de cava a céu aberto integradas com técnicas de avaliação econômica de projetos para determinar situações de equilíbrio e vantagens para migração (ou não) de projetos de lavra a céu aberto para subterrânea. A figura 2 apresenta o fluxograma da sequência de passos realizados na metodologia aplicada ao estudo.

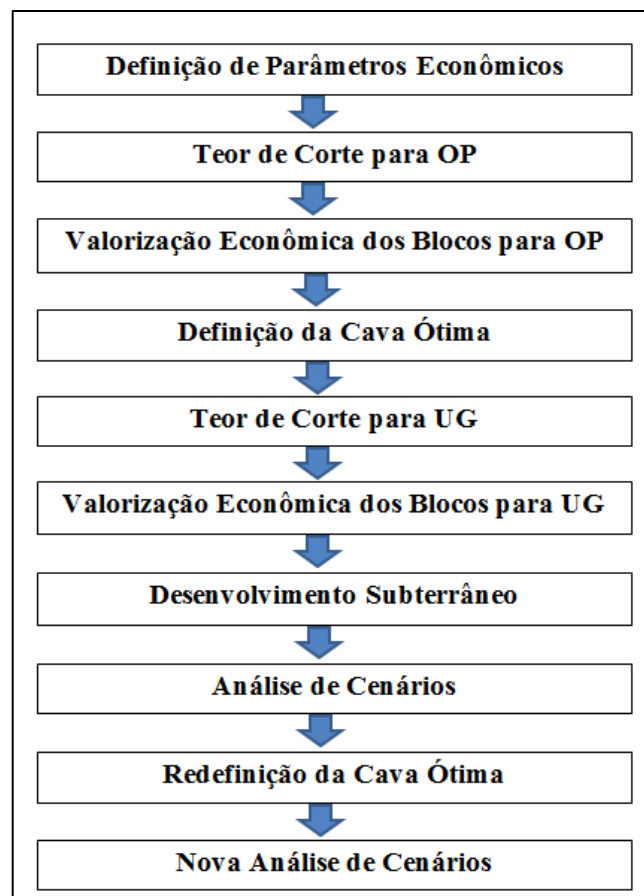


Figura 2. Fluxograma da metodologia

Em cada um dos depósitos em estudo serão analisados três diferentes cenários, sendo o primeiro o cenário onde o corpo de minério é lavrado somente por métodos a céu aberto, o segundo somente por lavra subterrânea, e por último através da combinação dos dois métodos. Os resultados serão então comparados, buscando-se encontrar o cenário que apresente valores máximos de retorno para o projeto.

1.5. Organização da Dissertação

Os próximos capítulos desenvolvidos nessa dissertação estão organizados da seguinte maneira:

- O capítulo 2 apresenta uma revisão bibliográfica sobre os conceitos fundamentais relacionados aos métodos e planejamento de lavra, definições fundamentais que compõem o arcabouço da teoria de teor de corte e relação estéril minério os quais serão vistos e muitas vezes aplicados durante o desenvolvimento do trabalho.
- No capítulo 3 será apresentada a metodologia proposta neste estudo. Para tal, será revisada, no primeiro momento, a metodologia utilizada atualmente para análise de projetos limite, e por fim, serão analisados três estudos de caso com potencial para a aplicação da lavra combinada por métodos a céu aberto e subterrâneos para testar a metodologia proposta. Serão gerados os resultados de cada um dos diferentes cenários possíveis de lavra.
- O capítulo 4 apresenta a análise comparativa e discussão dos resultados apresentados por cada um dos cenários, sendo o cenário 1 a lavra somente a céu aberto, o cenário 2 a lavra somente por métodos subterrâneos e o cenário 3 a combinação de ambos os métodos de lavra.
- Finalmente, no capítulo 5, serão apresentadas as conclusões obtidas através do estudo e recomendações para trabalhos futuros.

Capítulo 2

CONCEITOS FUNDAMENTAIS

Neste capítulo serão apresentados alguns conceitos fundamentais para compreensão do estudo realizado, tais como uma breve descrição dos principais métodos utilizados na mineração e fatores que devem ser considerados durante a etapa de planejamento de lavra.

2.1. Lavra a Céu Aberto e Lavra Subterrânea

Minerar significa executar as etapas de perfuração e detonação, a fim de fragmentar a rocha, seguidas do carregamento e transporte, e muitas vezes também da cominuição do minério para atingir um tamanho apropriado (Nilsson, 1982). Essas operações podem ser feitas tanto em ambiente exposto à superfície como em ambiente confinado. Quando a extração de um depósito mineral ocorre na superfície terrestre, denomina-se este método de lavra a céu aberto. A exploração mineral na qual as operações de extração são realizadas abaixo da superfície da terra é denominada de mineração subterrânea (Hustrulid, 1982). A lavra subterrânea é aplicada quando a profundidade do depósito, a relação estéril minério ou ambos tornam-se excessivos para a exploração em superfície.

A lavra a céu aberto tem aplicação muito mais frequente do que a lavra subterrânea, devido a diversas vantagens atribuídas a este método. Dentre as principais vantagens encontram-se o custo de lavra, a capacidade de produção, menor diluição, versatilidade para qualquer tipo de mineralização e corpo mineral, elevado nível de mecanização, grande recuperação do depósito e ambiente menos agressivo do que nas operações subterrâneas. Contudo, este método também tem suas desvantagens, como a limitação pela profundidade, necessidade de investimento inicial elevado, recuperação da

área após as atividades, disponibilidade de terreno para locação de pilhas de material estéril e barragens de rejeito, entre outras.

2.1.1. Principais Métodos de Lavra a Céu Aberto

Os métodos de lavra a céu aberto mais comumente utilizados na mineração são a lavra em cava (*open pit*) e a lavra em tiras (*strip mining*). A tomada de decisão de qual método deve ser aplicado a cada depósito depende principalmente da geometria da mineralização e espessura da camada de cobertura. Uma breve revisão de cada um dos métodos citados será vista a seguir.

2.1.1.1. Lavra em Cava (Open Pit Mining)

Nesse método de lavra, o material de cobertura do depósito é retirado e armazenado em alguma área reservada para esse propósito. Assim que o minério é exposto, a lavra se dá na forma de bancada, formando uma espécie de cone invertido. Para que haja segurança no desenvolvimento deste método, a estabilidade dos taludes deve ser considerada, de acordo com as características da rocha, deixando-se sempre um ângulo de face nas bancadas. A largura das bancadas também deve estar de acordo com o porte dos equipamentos e deve ser suficiente para acomodar o material desmontado durante o processo. A figura 3 representa a configuração da lavra em cava. É um método que apresenta grande recuperação e pouca diluição na lavra. Sua produtividade é bastante elevada e permite a utilização de equipamentos de grande porte (Peroni, 2008).

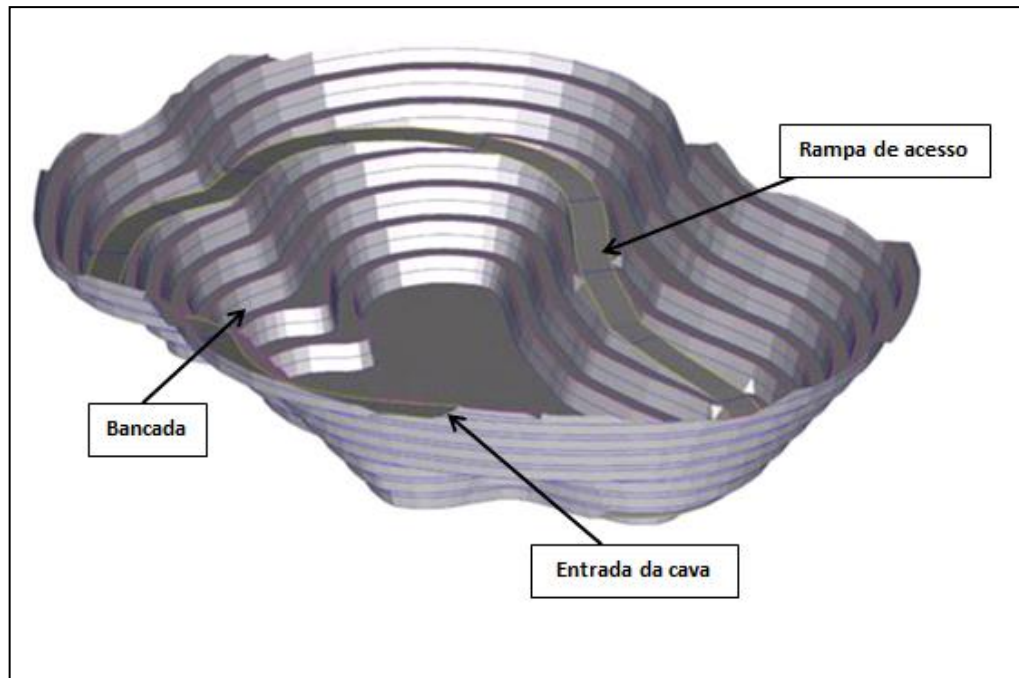


Figura 3. Configuração do método de lavra em cava

Um exemplo de local onde se utiliza esse método é o depósito de cobre de Kennecott, nos Estados Unidos. A figura 4 mostra uma imagem aérea da mina.



Figura 4. Imagem aérea da mina de cobre de Kennecott-USA

2.1.1.2. Lavra em Tiras (*Strip Mining*)

É um método de lavra a céu aberto utilizado em corpos minerais de forma acamadada ou tabular, que se encontram dispostos horizontalmente ou sub-horizontalmente, próximos ao nível da superfície, de forma que a remoção do solo superficial e da cobertura expõe o minério. O principal mineral extraído por esse método é o carvão, uma vez que as características desse tipo de depósito são favoráveis à utilização da lavra em tiras. Após a remoção da cobertura, que é escavada na forma de blocos retangulares (tiras), o corpo mineral é extraído. Essas tiras são paralelas e adjacentes, sendo retiradas sequencialmente por equipamentos e/ou explosivos, e depositadas na tira lavrada no momento anterior. A figura 5 representa a configuração desse método de lavra. O preenchimento das tiras mineradas com a cobertura removida é sistêmico, ou seja, o método garante a recuperação da área minerada, o que é uma de suas principais vantagens. Contudo, diferentemente da lavra em cava, o mesmo equipamento utilizado na retirada da cobertura não pode ser utilizado para a retirada do minério, o que acarreta maiores gastos com investimento de máquinas. A Figura 5 mostra um exemplo da configuração deste método.

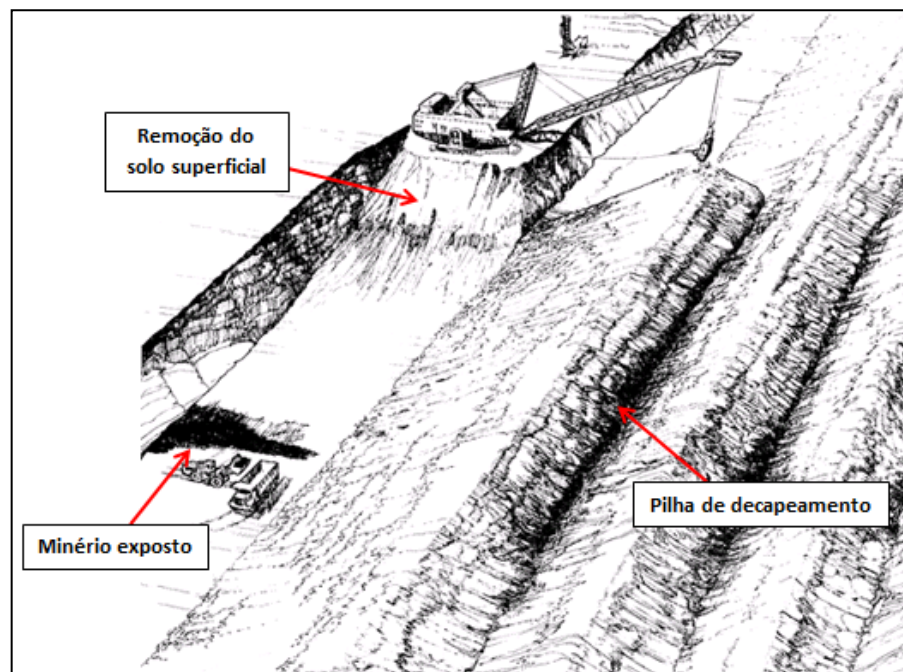


Figura 5. Configuração da lavra em tiras

(Fonte: Hartman & Mutmansky, 2002)

A Figura 6 mostra uma imagem aérea da mina de caulim de Ipixuna, localizada no estado do Pará, minerada através do método de lavra em tiras.



Figura 6. Imagem aérea da mina de caulim de Ipixuna

2.1.2. Principais Métodos de Lavra Subterrânea

Existem diversas formas de classificação de métodos de lavra subterrânea, dentre essas optou-se por utilizar a divisão dos métodos em três principais grupos, os métodos sem suporte para o maciço, os métodos com suporte para o maciço e os métodos de abatimento (Hartman & Mutmansky, 2002). A utilização de cada um deles depende de fatores como competência da rocha encaixante e do corpo mineralizado, forma e profundidade do depósito, tamanho, inclinação (mergulho), teor do minério, entre outros.

2.1.2.1. Métodos sem Suporte para o Maciço

Os métodos sem suporte são aqueles onde não se faz necessário a utilização de suportes artificiais para manter a sustentação das escavações no maciço, ou seja, as próprias

paredes da rocha apresentam competência suficiente para assegurar a estabilidade dos túneis. Contudo, algum reforço pode ser utilizado, como parafusos de teto e arcos metálicos, desde que não seja afetada a capacidade natural de sustentação do maciço. Os principais métodos que constituem esse grupo são: câmaras e pilares, realce em subníveis, desmonte vertical em recuo (VCR) e shrinkage.

2.1.2.1.1. Câmaras e Pilares

O método de lavra de câmaras e pilares é utilizado em depósitos onde o corpo de minério se apresenta pouco inclinado, de forma tabular e com espessura limitada. Desenvolve-se através da criação de câmaras intercaladas por pilares da própria rocha, deixados para a sustentação do teto, conforme Figura 7. Os pilares podem ou não ser minerados após a retirada do minério. Dentre as principais vantagens desse método estão a seletividade da lavra, alta produtividade e grau de flexibilidade (método facilmente modificável), múltiplas frentes de lavra simultâneas, baixa diluição e custo de lavra moderado. Como desvantagens estão a dificuldade de ventilação, a contínua manutenção do teto e a perda de minério nos pilares (quando estes não são recuperados).

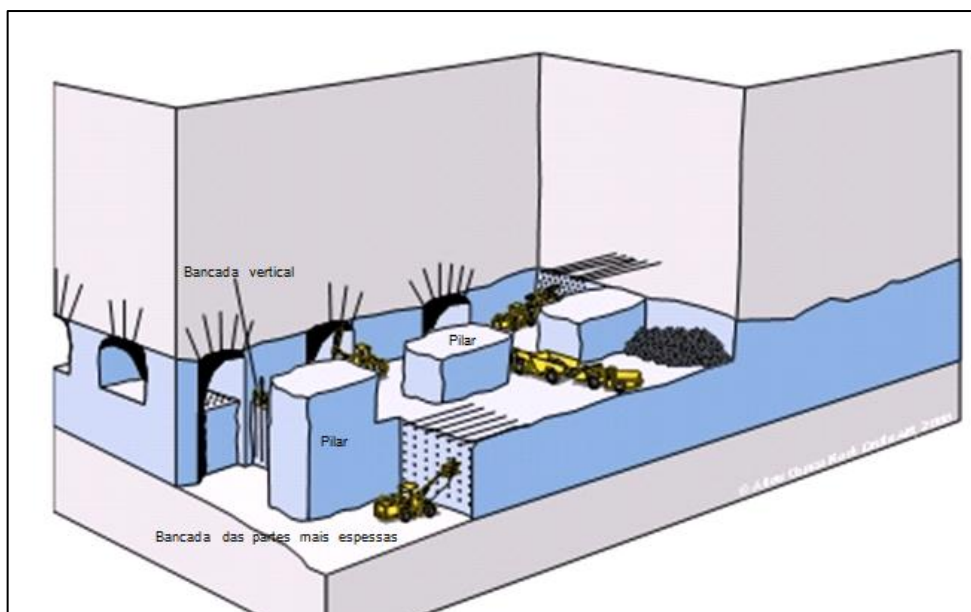


Figura 7. Configuração do método de lavra de câmaras e pilares

(Fonte: Atlas Copco Rock Drills AB, 2007)

2.1.2.1.2. Realce em Subníveis

Método aplicado a depósitos tabulares ou lenticulares, de mergulho bastante acentuado e de espessura alta a moderada. O corpo de minério é removido numa configuração de *stopes*, por meio de desmonte com explosivos. A furação pode ser feita através de furos paralelos ou em forma de leque. Conforme o minério vai sendo retirado há a abertura do *realce* (Figura 8). Pouca mão de obra, segurança, possibilidade de operações unitárias simultâneas e produtividade alta a moderada podem ser citadas como as principais vantagens desse método, enquanto o alto custo, excesso de vibrações e falta de seletividade se apresentam como as desvantagens mais significativas.

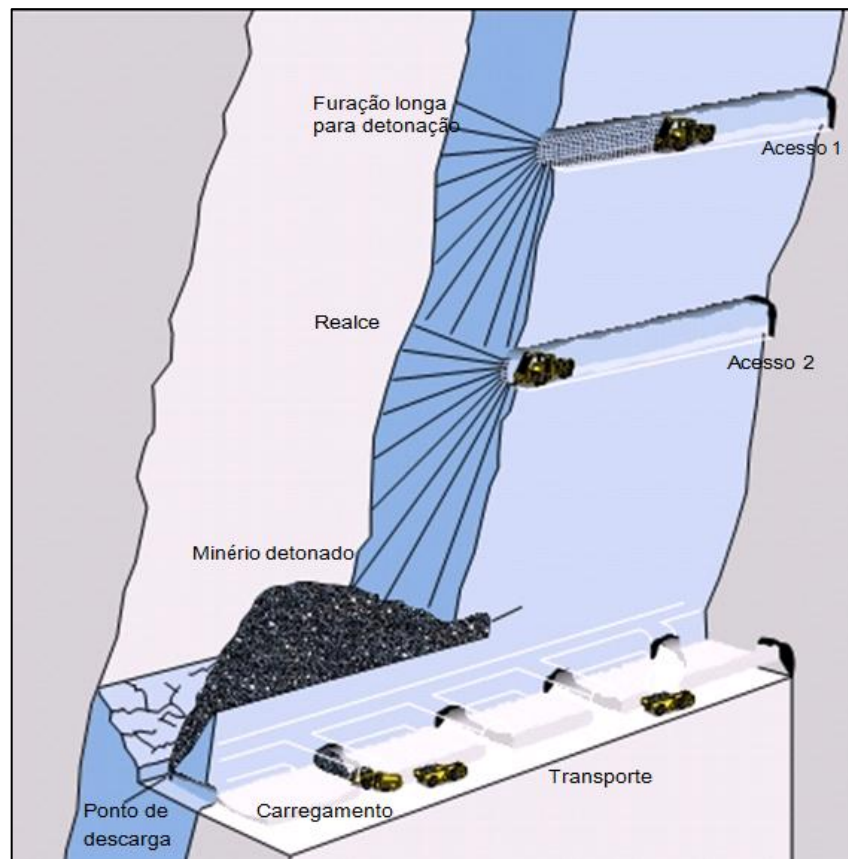


Figura 8. Configuração do método de realce em subníveis

(Fonte: Atlas Copco Rock Drills AB, 2007)

2.1.2.1.3. Desmorte Vertical em Recuo (VCR)

Aplica-se em corpos minerais que apresentam características semelhantes às consideradas para o método de realce em subníveis, contudo exige uma estabilidade inferior para a rocha encaixante. Utiliza de furação paralela, vertical, descendente e cargas esféricas concentradas para fragmentar o minério. A detonação ocorre na base dos furos, avançando no sentido de baixo para cima, recuperando-se o minério detonado na parte inferior do bloco (Figura 9). Dentre as principais vantagens do método estão as altas taxas de produção, segurança, boa ventilação e recuperação. Pode-se citar como desvantagem a complexa atividade de perfuração, bem como a extensa preparação e desenvolvimento da lavra.

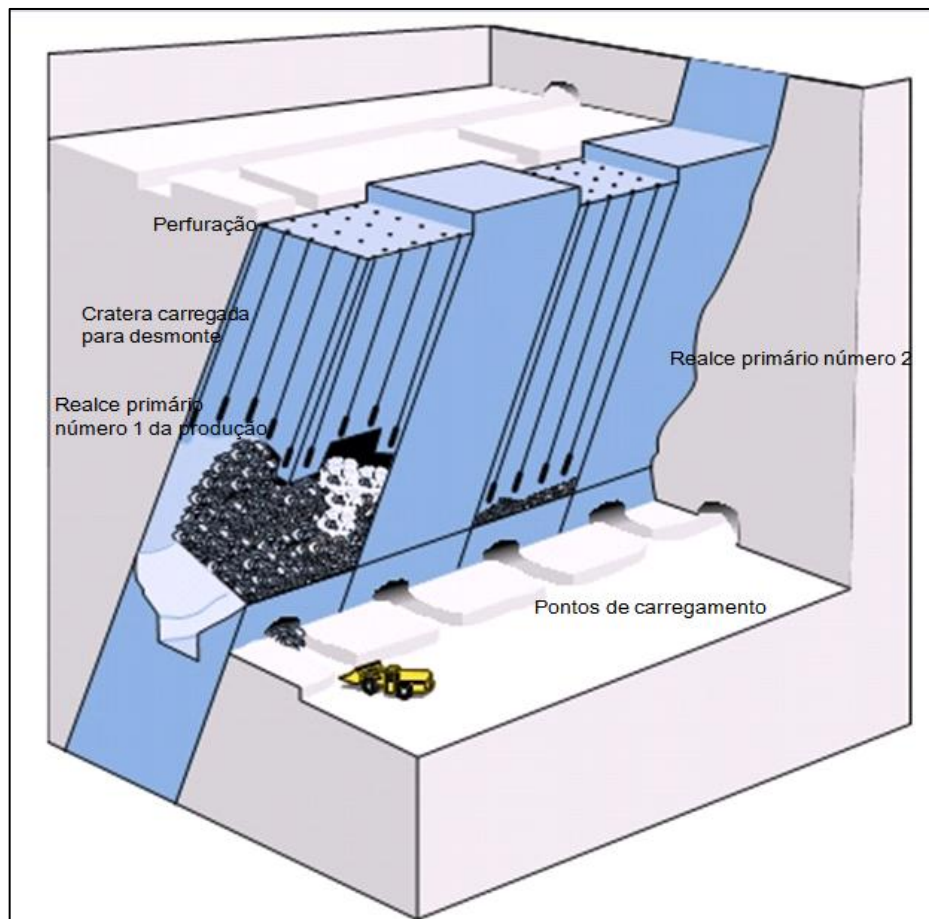


Figura 9. Configuração da lavra pelo método VCR

(Fonte: Atlas Copco Rock Drills AB, 2007)

2.1.2.1.4. *Shrinkage*

Este método é aplicado geralmente para corpos verticais ou subverticais, com espessura variando entre 5 e 20 metros. O minério é removido em fatias horizontais, de baixo para cima, formando uma configuração de *stopes* (Figura 10). A perfuração pode ser feita a partir de galerias em subnível ou em furos longos, como no método VCR. O minério detonado é utilizado provisoriamente como enchimento para sustentação das escavações. As vantagens desse método são os baixos custos envolvidos no desenvolvimento, utilização de equipamentos simples para perfuração e carregamento, e a possibilidade de lavrar corpos de baixa espessura. Porém, o controle do teor de minério é bastante dificultado e o método apresenta produção baixa a razoável, além de apresentar menor segurança, já que se trabalha sobre o material desmontado.

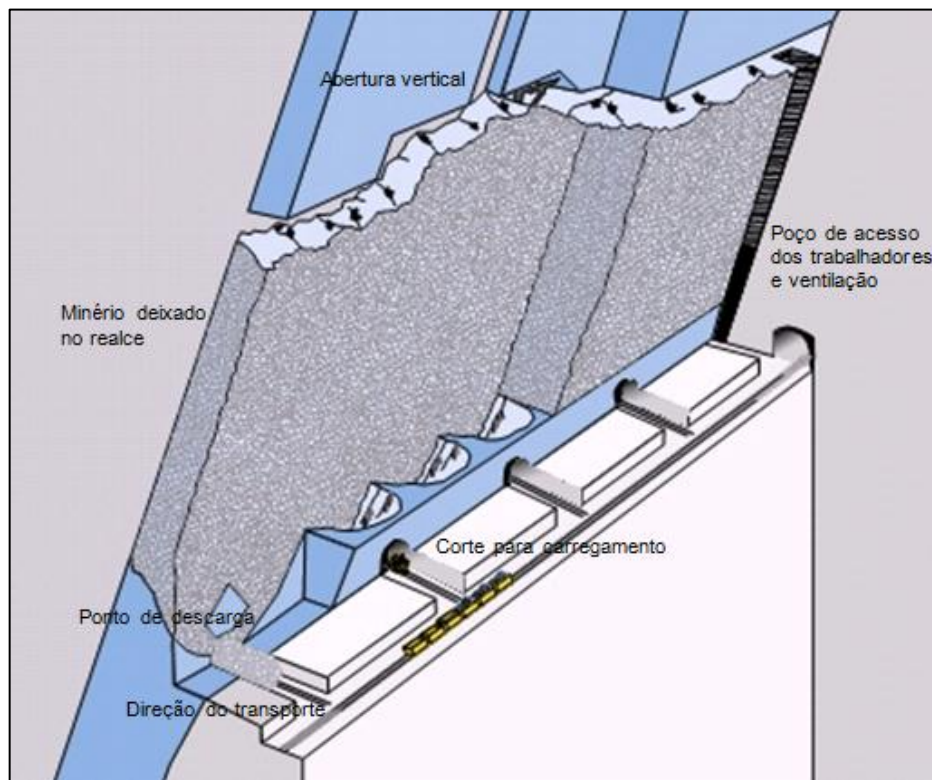


Figura 10. Configuração do método de lavra *shrinkage*

(Fonte: Atlas Copco Rock Drills AB, 2007)

2.1.2.2. Métodos com Suporte para o Maciço

Fazem parte desse grupo os métodos que requerem algum tipo de suporte artificial para o teto e paredes durante o processo de lavra, uma vez que a competência da rocha encaixante não é suficientemente alta para garantir a estabilidade das escavações. O método de corte e enchimento é o de mais destaque nesse grupo.

2.1.2.2.1. Corte e Enchimento

É um método de lavra subterrânea que se aplica a depósitos de formas tabulares a irregulares, com mergulho bastante acentuado e de espessura baixa a moderada. A configuração também é formada por *stopes*, e cada fatia horizontal de rocha é removida após a detonação, e o espaço gerado pelo desmonte é preenchido com algum tipo de material, mantendo assim a estabilidade das escavações (Figura 11). O preenchimento dos vazios evita que ocorra subsidência na superfície do terreno. Outras vantagens são o controle da diluição e a compatibilidade com outros métodos de lavra. Como desvantagens aparecem a mão de obra intensa, difícil ventilação e aplicação somente a minérios de alto teor, uma vez que os custos de lavra do método são muito elevados.

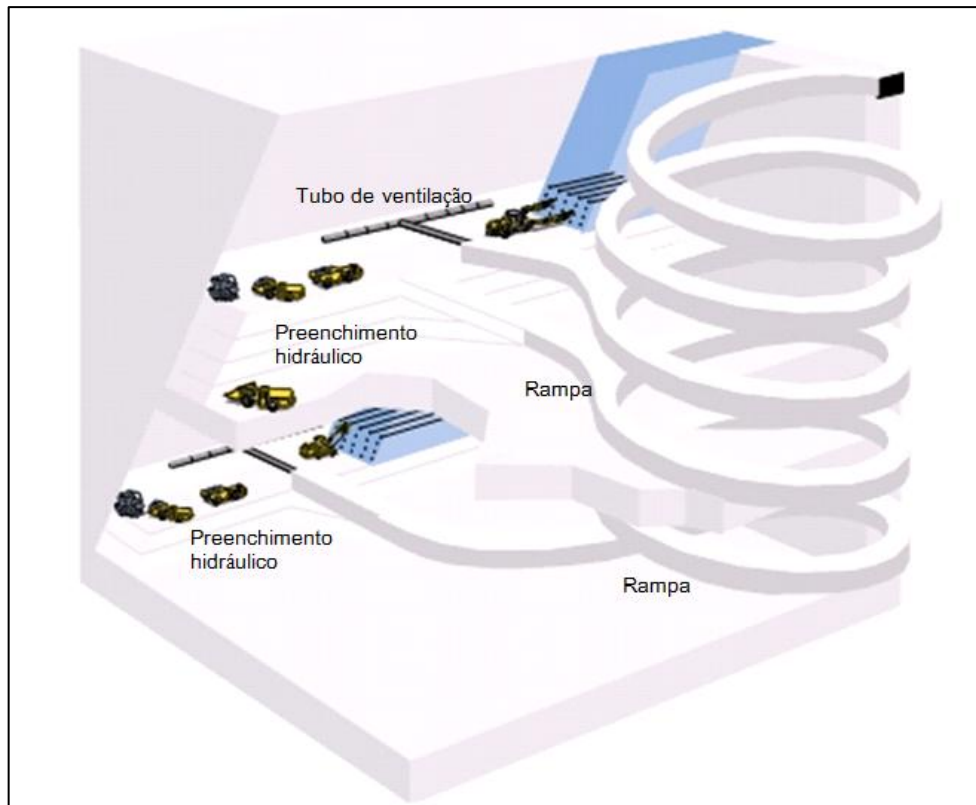


Figura 11. Configuração da lavra por corte e enchimento

(Fonte: Atlas Copco Rock Drills AB, 2007)

2.1.2.3. Métodos por Abatimento

São aqueles onde é provocado o colapso, de forma controlada, da rocha. Para que isso possa ocorrer, é necessário que a rocha portadora do minério e/ou a rocha encaixante (sobrejacente) sejam suficientemente frágeis. Como exemplos de métodos desse grupo aparecem o *longwall*, abatimento em subníveis e abatimento em blocos.

2.1.2.3.1. *Longwall*

Método de boa aplicação para corpos tabulares, extensos em área e de espessura baixa. O minério é retirado de maneira contínua, através de operações de fragmentação mecânica ao longo da frente de trabalho, utilizando de uma vasta quantidade de escoras junto à face e áreas de lavra. Ocorre o desabamento do teto após a mineração do local. A Figura 12 representa a configuração do método. É muito utilizado em minas de carvão, uma

vez que estas apresentam as características adequadas para a aplicação do método. As vantagens principais do *longwall* são o baixo custo operacional, adequação às más condições do teto e a alta recuperação, enquanto a dificuldade do controle de poeiras e emissão de gases, e as longas paralizações que podem ser causadas mesmo por pequenas descontinuidades geológicas são as desvantagens mais significativas.

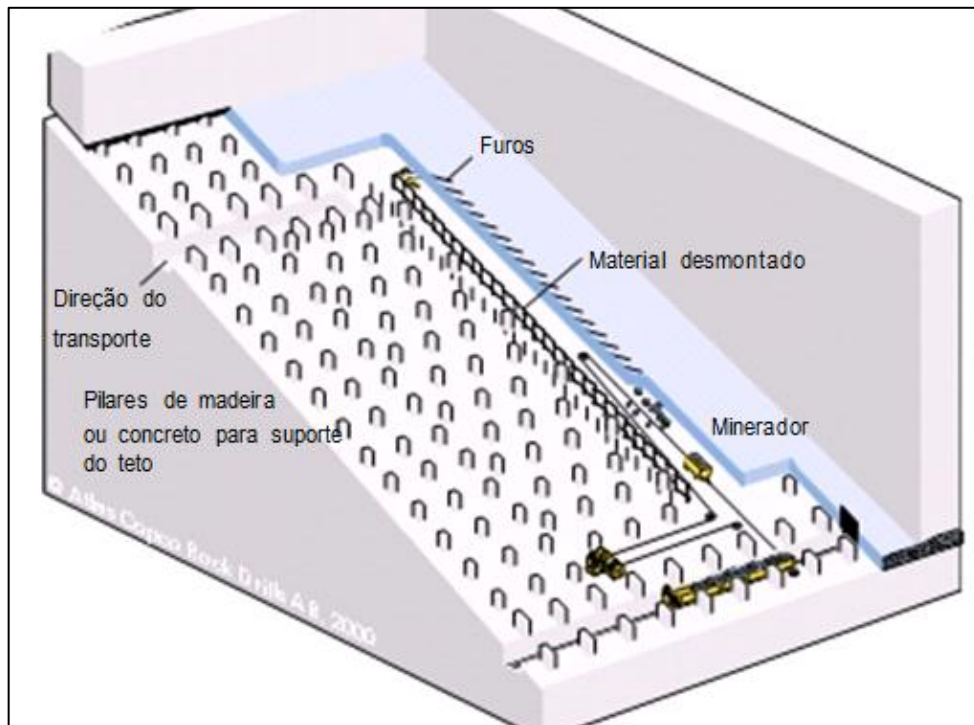


Figura 12. Configuração do método de *longwall*

(Fonte: Atlas Copco Rock Drills AB, 2007)

2.1.2.3.2. Abatimento em Subníveis

Aplicado a depósitos bastante espessos e de inclinação acentuada. Nesse método o corpo mineral é dividido em subníveis verticais, onde se desenvolvem galerias paralelas que atravessam o minério da lapa até a capa. A rocha é perfurada com furação em leque de baixo para cima nos subníveis. A Figura 13 representa a configuração do abatimento em subníveis. É um método que atinge altas taxas de produção e pode trabalhar com muitas frentes de lavra. Além disso, é bastante seguro por manter os operadores dentro de galerias.

Contudo, apresenta grande diluição e subsidência na superfície, tem elevado consumo de explosivos e alto custo de desenvolvimento.

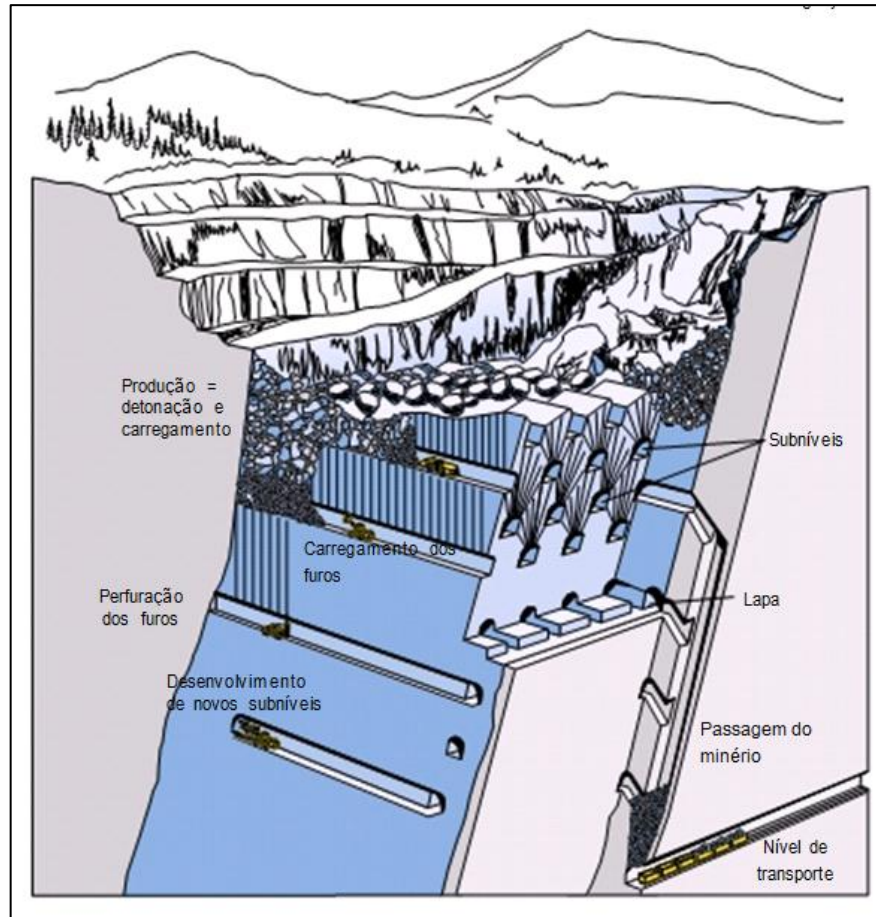


Figura 13. Configuração do método de lavra de abatimento em subníveis

(Fonte: Atlas Copco Rock Drills AB, 2007)

2.1.2.3.3. Abatimento em Bloco

O método é aplicado a depósitos espessos e tabulares, com mergulho acima de 50°. O minério e a rocha da capa devem ser frágeis e de fácil fragmentação. Colunas de rochas são deixadas sem sustentação fazendo com que se fragmentem sob seu peso próprio. O material do teto também deve desmoronar. A abertura inicial deve ser suficientemente ampla para que isso ocorra. A Figura 14 apresenta um exemplo da configuração do abatimento em bloco. Esse método se caracteriza pela taxa de produção, que é superior a qualquer outro método subterrâneo e o custo operacional, que é o menor dentre todos os métodos

subterrâneos. Também não requer operações de desmonte, exceto em fogo secundário. Contudo, o desenvolvimento é muito lento e há muita dificuldade no controle de fragmentação. A subsidência do terreno também é uma desvantagem do método.

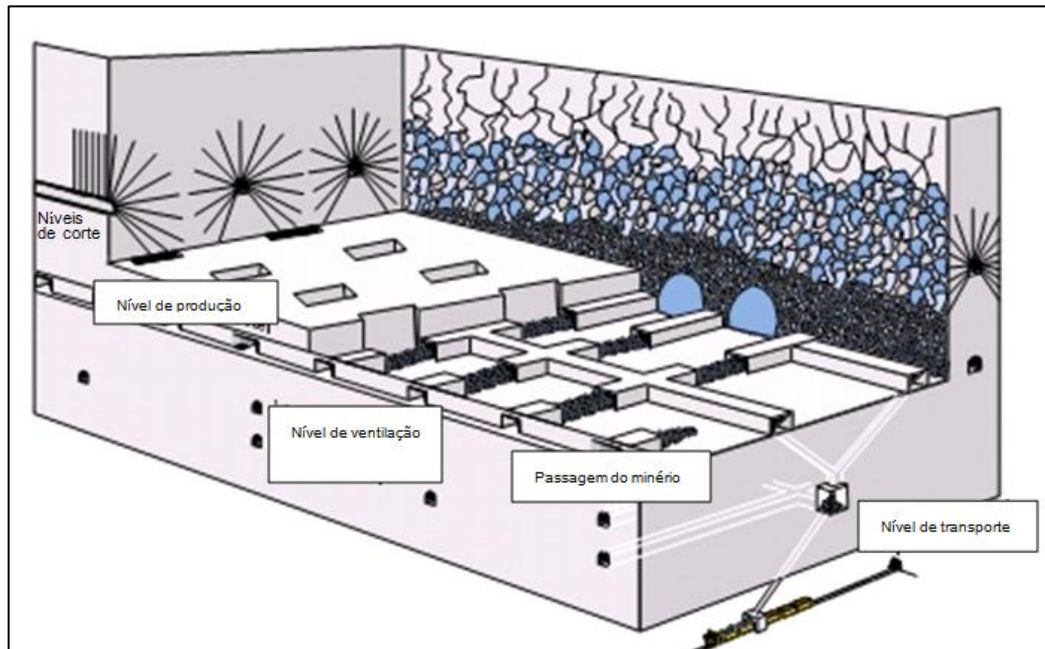


Figura 14. Configuração do método de abate em blocos

(Fonte: Atlas Copco Rock Drills AB, 2007)

2.2. Relação Estéril Minério

O parâmetro conhecido como relação estéril minério é quase universalmente utilizado e representa a quantidade de material estéril que precisa ser movimentada para que uma unidade de minério seja removida do depósito (Hartman, 1992). Normalmente essa relação é expressa em m^3/m^3 , t/t , ou, às vezes, pode também ser descrita em m^3/t , dependendo do tipo de minério ao qual se refere. Normalmente para depósitos de carvão a REM é expressa em m^3/t e em depósitos metálicos em t/t . Se um depósito muda radicalmente a sua geometria ao longo do mergulho, principalmente se a alteração ocorre na parte final do depósito, a relação estéril minério será demasiadamente grande se utilizada a lavra a céu aberto para a extração de todo o corpo mineral (Bakhtavar & Shahriar, 2007).

Existem diferentes classificações de relação estéril minério, sendo as mais utilizadas a REM global, a REM de equilíbrio e a REM máxima permitida. A relação global

(*Overall Stripping Ratio- OSR*) é a proporção da massa total da camada de cobertura na lavra a céu aberto para as reservas totais do mineral, ou, em outras palavras, a razão entre a massa total de resíduos e a massa total de minério (Hartman, 1992), conforme está expresso na equação (1).

$$OSR = \frac{T_m}{T_e} \quad (1)$$

Onde:

T_m - Massa de minério

T_e - Massa de estéril

Para conhecer a relação estéril minério global é necessário primeiro que estejam definidos os limites da cava, e a partir daí então quantificar o minério e o estéril contidos nela. A determinação da profundidade máxima de acordo com a rentabilidade da operação necessita dados sobre os custos totais e as receitas que serão recebidas com a venda do minério e seus subprodutos, se houverem (Tatiya, 2005).

A relação estéril minério de equilíbrio (*Break Even Stripping Ratio- BESR*) é aplicada somente na superfície do poço final e não deve ser confundida com a OSR, que é sempre inferior, caso contrário, não haveria lucro para a operação (Soderberg & Rausch, 1968). A BESR é expressa pela quantidade máxima de material estéril que pode ser removido sendo paga pelo valor líquido obtido pela extração de uma unidade de minério. Geralmente, essa relação pode ser obtida através da equação (2) (Taylor, 1972).

$$BESR = \frac{I - Ct}{C_{sw}} \quad (2)$$

Onde:

I – Receita por tonelada de minério

Ct – Custo de produção por tonelada de minério (incluindo todos os custos até a venda, exceto descobertura)

Csw – Custo de descobertura por tonelada de estéril

A relação estéril minério máxima permitida (*Allowable Stripping Ratio- ASR*) é caracterizada pela maior REM praticada no cenário de mina a céu aberto. Essa relação pode ser determinada aplicando-se a equação (3).

$$ASR = \frac{Cug - Cop}{Cw} \quad (3)$$

Onde:

Cug – Custo de lavra de uma tonelada de minério por métodos subterrâneos

Cop – Custo de lavra de uma tonelada de minério por métodos a céu aberto

Cw – Custo total de 1 t de material estéril removido por métodos a céu aberto

A análise da relação ASR durante a etapa de avaliação econômica do projeto é muito importante, uma vez que esta pode determinar a profundidade onde deve ocorrer a transição de métodos. Para respeitar-se a viabilidade de um projeto a céu aberto, a relação global OSR da cava deve estar sempre abaixo da ASR.

2.3. Custos de Produção

A determinação dos custos envolvidos em todos os processos que constituem a produção de um bem mineral é muito importante na etapa do planejamento. A definição do custo de cada uma das etapas é determinante para o estudo de viabilidade de um depósito.

Uma superestimativa desses valores pode vir a inviabilizar a extração do minério, enquanto que valores adotados abaixo do mercado resultarão em uma quantidade de minério acima da realidade que pode ser aplicada (Petter, 2012).

A definição dos custos implica diretamente na etapa de decisão do teor de corte do depósito. Os custos envolvidos na produção são utilizados para decidir qual o teor mínimo que um bloco de minério requer para que a sua extração e beneficiamento sejam pagos com o lucro gerado pela quantidade de metal obtida naquele bloco. Portanto, uma estimativa errônea dos custos resulta em um teor de corte para o depósito também incorreto.

Os principais custos envolvidos nas etapas da mineração são:

- Custos de investimentos;
- Custos de lavra a céu aberto e/ou de lavra subterrânea;
- Custos de processamento;
- Custos de refino;
- Custos gerais e administrativos.

No presente estudo os custos relativos a investimento, etapa extremamente importante para que seja possível iniciar as atividades mineiras, não serão considerados, uma vez que os depósitos estudados já possuem toda a infraestrutura necessária para lavra e processamento. Os custos de lavra serão diferenciados para blocos de minério e blocos de estéril, uma vez que a distância de transporte para a planta de beneficiamento não é igual à distância para a pilha de estéril. Foram definidos custos operacionais nas diversas etapas de produção com base nas informações de instalações reais, fornecidas pelas empresas que administram os projetos A, B e C.

2.4. Função Benefício

O valor econômico de cada bloco pode ser calculado através da função benefício (Profit Function - PF). A função benefício é o resultado da diferença entre as receitas e os custos envolvidos na lavra e beneficiamento (para minério) do bloco. Este valor é

calculado de forma diferente para os blocos de minério, minério de teor marginal e estéril (Halatchev, 1999).

A função benefício para os blocos de minério considera todos os custos envolvidos, desde a lavra até o produto final, de acordo com a equação (5).

$$PF (ORE) = (TEOR * R * (PV - CR)) - (C_L + C_P + C_{G\&A}) \quad (5)$$

Onde:

R- Recuperação

PV- Preço de venda

CR - Custo de refino

C_L – Custo de lavra do minério

C_P – Custo de processamento

$C_{G\&A}$ – Custos gerais e administrativos

Para os blocos de minério marginal, os custos de lavra não são considerados no cálculo da função benefício. Isto ocorre porque, independente do material ser considerado minério ou estéril, esses custos estarão presentes no valor final do bloco. Assim, quando o valor final da função benefício for positivo os blocos deverão ser tratados como minério. A equação (6) apresenta a função benefício para blocos de teor marginal.

$$PF (MARGINAL) = (TEOR * R * (PV - CR)) - (INC + C_P + C_{G\&A}) \quad (6)$$

Onde:

INC - Custo incremental da diferença entre transportar o material para a planta de beneficiamento em relação à pilha de estéril (se distância de transporte para a planta for maior que a distância para a pilha de estéril).

Na remoção dos blocos de estéril não há geração de receita, uma vez que o material é todo enviado para a pilha de estéril. Os custos considerados no cálculo são relativos somente à lavra dos blocos, já que estes não serão processados. Assim, a função benefício desses blocos sempre resultará em um valor negativo, conforme mostra a equação (7).

$$PF (WASTE) = -(C_{LE}) \quad (7)$$

Onde:

C_{LE} - Custo de lavra do estéril

A função benefício gerada por um bloco lavrado no cenário a céu aberto não é a mesma que é gerada pelo mesmo bloco quando lavrado por métodos subterrâneos. Isso ocorre pela diferença de custos no processo de lavra de cada um dos cenários. Portanto, neste trabalho, a função benefício dos blocos foi gerada em dois momentos, sendo o primeiro para a lavra em cava e o segundo para lavra subterrânea. Cada um dos cenários obteve uma função benefício vinculada ao modelo de acordo com os custos aplicados a ele.

2.5. Definição de Teor de Corte segundo Algoritmo de Lane

Em 1964, Kenneth Lane (Lane, 1964) escreveu o que veio a ser uma publicação clássica intitulada “Escolhendo o teor de corte ótimo”. Essa seção irá descrever a abordagem e ilustrar com um exemplo. Como discutido anteriormente, o teor de corte é o critério normalmente usado em mineração para distinguir o que é minério do que é estéril dentro de um depósito mineral. O material estéril pode ser encarado de duas maneiras, ser

deixado *in situ* ou enviado para pilhas de estéril. O minério é enviado para a planta de beneficiamento para posterior processamento e comercialização (Hustrulid & Kutcha, 1998).

A escolha do teor de corte pode afetar diretamente os lucros de uma empresa. Essa seção irá examinar os princípios que determinam a melhor escolha de teor de corte sob diferentes circunstâncias.

Uma operação mineira consiste de três etapas distintas:

- Mineração;
- Concentração;
- Refino.

Cada estágio tem seus próprios custos associados e sua capacidade limite. A operação como um todo irá incorrer em custos fixos. Os três critérios econômicos mais importantes que podem ser aplicados são:

Caso 1: Máximo valor presente;

Caso 2: Máximo lucro total;

Caso 3: Máximo lucro imediato.

O máximo valor presente dá a economicidade ótima e é geralmente aplicado, à exceção de circunstâncias especiais. Assim como apresentado por (Lane, 1964), o segundo e terceiro casos correspondem à taxas de desconto especiais do primeiro caso. No caso 2, o máximo lucro total corresponde a uma taxa de desconto de zero por cento (0%) ao passo que o caso 3 é para valores maiores.

Nesse trabalho, o foco é a escolha de um teor de corte que maximize o valor presente do fluxo de caixa da operação.

2.5.1. Definição do Modelo

A representação diagramática dos elementos e símbolos usados no modelo pode ser visualizada na Figura 15 (Hustrulid & Kutcha, 1998). Esta seção apresenta a definição das máximas capacidades, custos unitários e quantidades envolvidas na avaliação.



Figura 15. Modelo descrito pelo algoritmo de Lane (Lane, 1964)

2.5.1.1. Definições de capacidades

M é a quantidade máxima de material (minério e estéril) que uma mina pode produzir em um dado período de tempo (por exemplo, 1000 t/ano). Portanto essa é uma restrição da máxima taxa de avanço dentro do corpo mineralizado.

C é a quantidade máxima de minério na qual pode ser alimentado o beneficiamento em um dado período de tempo (por exemplo, 500 t/ano), assumindo que não

existam restrições de disponibilidade do minério na mina. Um concentrado de teor constante é produzido.

R é a quantidade máxima de produto final gerado em um dado período de tempo (por exemplo, 250 kg/ano), assumindo que não há restrições de disponibilidade de concentrado proveniente da planta de concentração. A importância de um valor máximo pode ser devido à restrição na capacidade de produção da refinaria ou pode ser uma limitação de mercado.

2.5.1.2. Definições de custos

m são os custos de mina expressos em \$/t de material movimentado. Esses são assumidos como sendo independentes se o material for classificado como minério ou estéril. Os custos unitários de mina incluem perfuração, desmonte, carregamento, transporte, etc.

c são os custos de concentração expressos em \$/t de material tratado. O custo unitário c inclui britagem, moagem, flotação, lixiviação, etc. Inclui também gastos com transporte, caso o minério seja carregado a uma distância maior do que o estéril (se não, isto pode se transformar em um crédito ao se calcular c).

r inclui todos os custos decorrentes do produto e dos estágios de venda, tal como fundição, refino, embalagem, frete, seguro, etc. Esses são expressos em termos de unidade monetária por unidade de produto (por exemplo, US\$/Kg).

f são todos os custos fixos, tais como aluguel, administração, manutenção de estradas e prédios, etc., os quais são independentes dos níveis de produção (dentro de níveis normais de variação), mas cessam quando a mina fecha. São expressos em termos de custos fixos ao longo do período de produção considerado (por exemplo, 1 ano). Outros custos como taxas de escritório central, depreciação, etc, não estão incluídos.

s é o preço de venda, expresso em termos do valor por unidade de produto, considerando que todas as taxas de venda estão incluídas em r . Se elas não tiverem sido consideradas, devem ser abatidas de s .

y é a recuperação, é um elemento geral para a concentração e refino. Esta é a proporção de mineral contido no concentrado final com relação à alimentação.

2.5.1.3. Definições de quantidades

T é a extensão do período de produção considerado (por exemplo, 1 ano).

Q_m é a quantidade de material a ser minerado.

Q_c é a quantidade de minério enviado para o concentrador.

Q_r é a quantidade de produto gerado ao longo do período de produção.

2.5.2. Equações Básicas

Usando as definições dadas na seção anterior, as equações básicas podem ser desenvolvidas. Os custos totais T_c serão, portanto:

$$T_c = mQ_m + cQ_c + rQ_r + fT \quad (8)$$

Sendo que o lucro R é:

$$R = sQ_r \quad (9)$$

O lucro P é dado por:

$$P = R - T_c = sQ_r - (mQ_m + cQ_c + rQ_r + fT) \quad (10)$$

Combinando os termos, resulta em:

$$P = (s - r)Q_r - cQ_c + mQ_m - fT \quad (11)$$

Essa é a expressão básica da função benefício. Pode ser usada para calcular o lucro da próxima quantidade (Q_m) de material minerado.

2.5.3. Teor de Corte para Máxima Lucratividade

Passo 1. Determinação do teor de corte econômico – uma operação limitando a capacidade total.

Como indicado, a expressão básica da lucratividade apresentada na equação (11) é:

$$P = (s - r)Q_r - cQ_c + mQ_m - fT$$

Calcular o teor de corte assumindo que a taxa de lavra é o limitante da operação. Se a capacidade de lavra M é o limitante, então o tempo necessário para lavar o material Q_m é:

$$T_m = \frac{Q_m}{M} \quad (12)$$

Assim, a equação (7) torna-se:

$$P = (s - r)Q_r - cQ_c - \left(m + \frac{f}{M}\right)Q_m \quad (13)$$

Para encontrar o teor que maximize o lucro sob essa restrição deve-se primeiro derivar a equação (13) em relação ao teor (g).

$$\frac{dP}{dg} = (s-r) \frac{dQ}{dg} - c \frac{dQ_c}{dg} - \left(m + \frac{f}{M} \right) \frac{dQ_m}{dg} \quad (14)$$

Contudo, a quantidade a ser minerada é independente do teor, consequentemente:

$$\frac{dQ_m}{dg} = 0 \quad (15)$$

Assim a equação (14) torna-se:

$$\frac{dP}{dg} = (s-r) \frac{dQ_r}{dg} - c \frac{dQ_c}{dg} \quad (16)$$

A quantidade de material refinado Q_r é relacionada àquela enviada pela mina para concentração Q_c pela relação abaixo:

$$Q_r = \bar{g}yQ_c \quad (17)$$

Onde \bar{g} é o teor médio enviado para a concentração e y é a recuperação.

Derivando Q_r em relação ao teor encontra-se que:

$$\frac{dQ_r}{dg} = \bar{g}y \frac{dQ_c}{dg} \quad (18)$$

Substituindo-se a equação (18) na equação (16) resulta em:

$$\frac{dP}{dg} = [(s-r)\bar{g}y - c] - c \frac{dQ_c}{dg} \quad (19)$$

O menor valor aceitável de \bar{g} é aquele que minimiza o valor do lucro (P):

$$\frac{dP}{dg} = 0 \quad (20)$$

Desta forma o teor de corte g_m , baseado em restrições de lavra, é o valor do \bar{g} que faz com que $(s-r)\bar{g}y - c = 0$. Assim:

$$g_m = \bar{g} = \frac{c}{y(s-r)} \quad (21)$$

De maneira similar pode-se obter a derivação do teor de corte quando outras operações forem limitantes da produção. Dessa forma, se a etapa de concentração for o fator de limitação tem-se:

$$g_c = \frac{c + \frac{f}{C}}{y(s-r)} \quad (22)$$

Se o refino for a operação limitante, tem-se:

$$g_r = \frac{c}{y(s-r - \frac{f}{R})} \quad (23)$$

A partir dessas definições torna-se possível calcular a quantidade de material que deve ser concentrado e refinado sob os vários teores de corte, assim como pelo tempo

requerido. Com as equações apresentadas podem ser determinados, portanto, três teores de corte, para a lavra sendo o limitante (g_m), para a concentração sendo o limitante (g_c) e para o refino sendo o fator limitante da produção (g_r). A Figura 16 mostra um exemplo de valores do benefício total como função do teor de corte, assumindo cada uma das restrições.

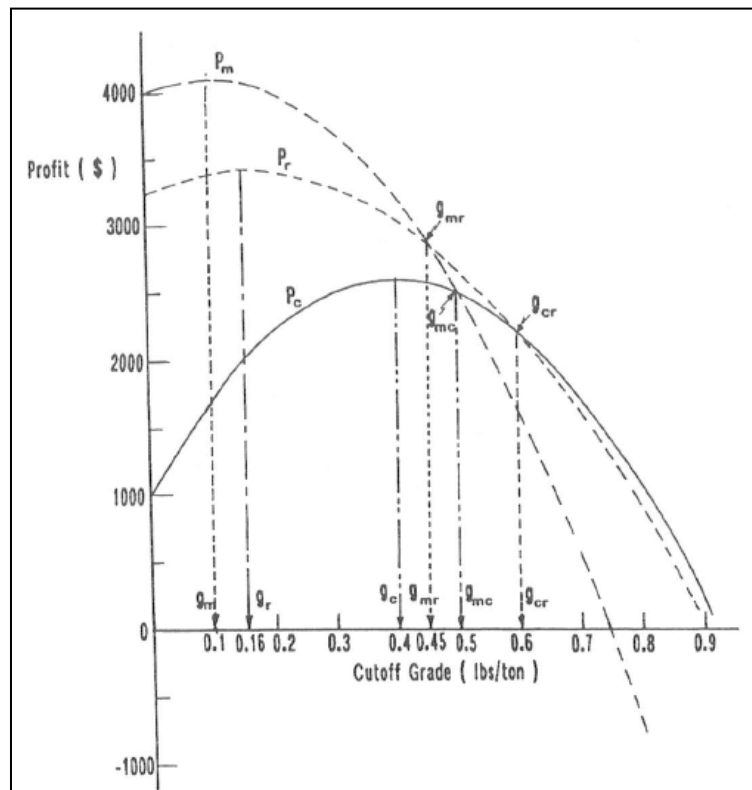


Figura 16. Benefício total como função do teor de corte sob diferentes fatores limitantes

Passo 2. Determinação do teor de corte econômico pelo balanceamento das operações.

No primeiro passo, foi assumido que apenas uma das operações era o fator limitante para a capacidade da produção. Um segundo tipo de teor de corte é baseado simplesmente no balanço de material. Para ser possível calcular o valor do corte, é necessário saber a distribuição de teores do material lavrado. O teor médio do material tratado pode ser encontrado como uma função do teor de corte escolhido. O teor médio e o número de unidades envolvidas são dados como uma função do teor de corte no exemplo da Tabela 1.

Tabela 1. Alimentação do concentrador como uma função do teor de corte do concentrador com a mina operando na sua capacidade total.

Quantidade minerada (Q_m) (tons)	Teor de corte do concentrador (g_c) (lbs/ton)	Alimentação do concentrador (Q_c) (tons)
100	0	100
100	0.1	90
100	0.2	80
100	0.3	70
100	0.4	60
100	0.5	50
100	0.6	40
100	0.7	30
100	0.8	20
100	0.9	10

Para que a mina e o moinho estejam nas suas respectivas capacidades, então:

$$Q_m = 100 \text{ tons}$$

$$Q_c = 50 \text{ tons}$$

Como pode ser visto na Tabela 1, para essa situação o teor de corte deve ser 0.5 lbs/ton. Este teor de corte balanceado entre a lavra e o moinho é expressa como g_{mc} . Para que o concentrador e o refino estejam na sua capacidade total, então:

$$Q_c = 50 \text{ tons}$$

$$Q_r = 40 \text{ tons}$$

A relação entre Q_c e Q_r está apresentada na Tabela 2. Pode-se observar que o teor de corte de balanceamento (g_{cr}) requerido é portanto:

$$g_{cr} = 0.60 \text{ lbs/ton}$$

Tabela 2. Produto refinado como uma função do teor do concentrador com o concentrador operando na sua capacidade.

Quantidade para ser concentrada (Q_c) (tons)	Teor de corte do concentrador (g_c) (lbs/ton)	Teor médio da alimentação do concentrador (\bar{g}_c) (lb/tons)	Produto refinado (Q_r) (lbs)
50	0	0.5	25
50	0.1	0.55	27.5
50	0.2	0.6	30
50	0.3	0.65	32.5
50	0.4	0.7	35
50	0.5	0.75	37.5
50	0.6	0.8	40
50	0.7	0.85	42.5
50	0.8	0.9	45
50	0.9	0.95	47.5

O teor de corte de balanceamento final é entre a lavra e o refino. Como pode ser visto na Tabela 3 (assumindo 100% de recuperação na concentração) o teor de corte de 0.4 lbs/ton gera 42 lbs de produto enquanto o teor de 0.5 lbs/ton gera 37.5 lbs. O nível desejado de 40 lbs de produto encontra-se, portanto, entre os dois teores de corte. Através de interpolação chega-se ao valor aproximado de:

$$g_{mr} = 0.456 \text{ lbs/ton}$$

Tabela 3. Alimentação do refino como uma função do teor de corte da lavra com a mina operando na sua capacidade (assumindo 100% de recuperação na concentração).

Quantidade minerada (Q_m) (tons)	Teor de corte da lavra (g_m) (lbs/ton)	Produto refinado (Q_r) (lbs)
100	0	50
100	0.1	49.5
100	0.2	48
100	0.3	45.5
100	0.4	42
100	0.5	37.5
100	0.6	32
100	0.7	25.5
100	0.8	18
100	0.9	9.5

Portanto, neste exemplo, quando as operações são analisadas de maneira combinada, os teores de corte ótimos são:

$$g_{mc} = 0.50 \text{ lbs/ton}$$

$$g_{cr} = 0.60 \text{ lbs/ton}$$

$$g_{mr} = 0.456 \text{ lbs/ton}$$

2.5.6. Otimização de Cava e Sequenciamento de Lavra

Para realizar-se a etapa de otimização da cava a céu aberto deve-se ter conhecimento da definição dos limites do corpo mineral. Os limites do corpo são construídos através de interpretação geológica e estimativa de teores, sendo possível avaliar a quantidade e a qualidade dos parâmetros de interesse.

A etapa de planejamento de lavra começa com a definição do modelo de blocos. A partir do momento que este modelo é gerado, os próximos passos são a determinação de:

- Minerar ou não um bloco do modelo;
- Quando deverá ser minerado;
- Depois de minerado, quando deverá ser enviado ao processo.

As respostas para cada um dos itens abordados, quando combinadas dentro do contexto global do modelo de blocos, definem a progressão anual da cava e o fluxo de caixa advindo das operações mineiras. A Figura 17 apresenta uma seção W-E de um modelo de blocos juntamente com a topografia, vistos no programa *Studio3*.

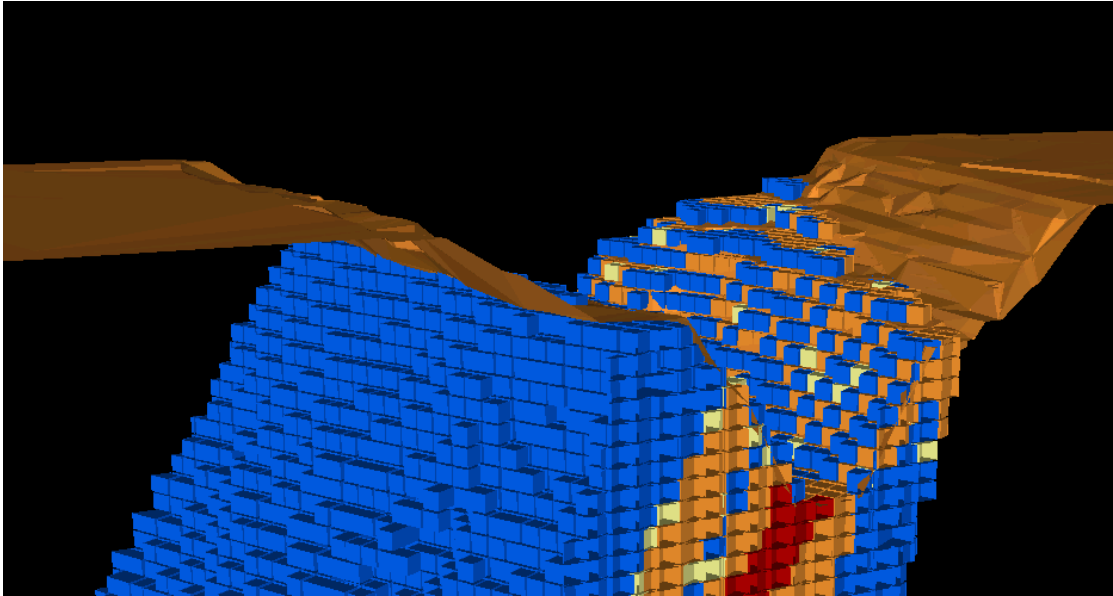


Figura 17. Figura de um modelo de blocos com topografia (laranja)

Foram desenvolvidos procedimentos para geração da chamada cava ótima. O ótimo seria definido como a configuração resultante de um algoritmo que apresentasse (Peroni, 2002):

- Máxima lucratividade;
- Maior valor presente líquido;
- Maior aproveitamento dos recursos minerais.

Dentro desta concepção de otimização existe uma série de algoritmos desenvolvidos que se propõem a atingir os objetivos acima apresentados. Os métodos que alcançaram a maior popularidade e consequente implementação computacional, foram as técnicas dos cones flutuantes (Pana & Carlson, 1966; David et al., 1974; Lemieux, 1979) e do algoritmo de Lerchs-Grossmann (Lerchs & Grossmann, 1965), os quais estão presentes na dissertação de Candido (Candido, 2012). Invariavelmente, esses algoritmos contam com modelos de blocos e para cada bloco é atribuído um valor monetário líquido (de ganho ou de perda). Desde que o valor do bloco seja uma função do preço do minério e dos custos de processo, a cava projetada com esse conjunto de valores fixos tornar-se-á obsoleta com o passar do tempo, quando os preços ou os custos sofrerem mudanças. Os parâmetros econômicos são sistematicamente modificados, um de cada vez, e uma cava é projetada após

cada mudança. A saída da análise de projeto é uma série de cavas na qual cada cava possui seu próprio potencial de ser minerada sob condições econômicas específicas.

Após a projeção da cava final otimizada, é possível então realizar-se o sequenciamento da lavra. Para que o sequenciamento possa ser definido é necessário conhecer-se a capacidade da planta de beneficiamento, bem como a capacidade dos equipamentos envolvidos na lavra e no transporte do minério, uma vez que estes são parâmetros que limitam a quantidade a ser extraída por limite de tempo. De posse desses dados, os blocos contidos dentro da cava ótima são sequenciados respeitando os parâmetros limitantes. A etapa de sequenciamento da lavra define o tempo de vida útil de um projeto de mineração, uma vez que revela a quantidade de anos necessários para se exaurir a cava.

Capítulo 3

METODOLOGIA

A metodologia desenvolvida neste estudo foi dividida em etapas, conforme mostrado na Figura 2. Neste capítulo, cada uma destas etapas será explicada separadamente. Contudo, anterior a este passo, é importante fazer-se uma breve revisão da metodologia utilizada atualmente para a análise de projetos limite, observando-se assim as principais diferenças para aplicação da metodologia proposta neste trabalho.

3.1. Metodologia Atual para Definição de Profundidade de Transição

Existem poucos estudos relacionados com a combinação de métodos de lavra a céu aberto e lavra subterrânea, principalmente no que se refere à profundidade ótima de transição. Contudo, o cenário da mineração mundial indica que muitas minas deverão passar por essa situação no futuro, uma vez que os depósitos mais próximos à superfície estão sendo exauridos e os que possuem extensão em profundidade tendem a atingir sua profundidade máxima econômica nos próximos anos (Fuentes, 2004). A transição de método também pode ser uma alternativa em casos onde fatores econômicos, sociais e ambientais se tornam uma barreira para a mineração (Chen et al., 2003).

Os estudos para determinar a profundidade de transição da lavra a céu aberto para subterrânea têm sido feitos apenas nos últimos anos, a fim de resolver o problema da transição de um certo número de minas com potencial para lavra combinada. Finalmente, um reduzido número deles levaram a um método ótimo básico.

O primeiro método utilizado para esse objetivo foi nomeado de relação estéril minério admissível (ASR) que foi expressa por uma relação com ênfase no custo de exploração de uma tonelada de minério em cenário Ug e em cenário OP, assim como, nos

custos de remoção de estéril relacionado a uma tonelada de minério extraído por OP (Soderberg & Rausch, 1968), conforme foi explicado no capítulo anterior. Em 1982, um algoritmo desenvolvido por Nilsson baseado em fluxo de caixa e Valor Presente Líquido (VPL) foi apresentado (Nilsson, 1982). Então, em 1992 para destacar a profundidade de transição como uma questão importante dos depósitos com aplicação de métodos combinados, o algoritmo anterior (1982) foi novamente representado e revisado (Nilsson, 1992). Em 1997, a taxa de desconto também foi citada como um parâmetro de grande impacto no processo (Nilsson, 1997).

Em 1992, outro algoritmo para este destino foi introduzido por Camus. Este algoritmo foi baseado em modelos de blocos e considerava os valores líquidos dos blocos econômicos relativos à exploração por OP e por Ug. A abordagem consiste basicamente na execução do algoritmo para céu aberto levando em conta um custo alternativo, devido à exploração subterrânea (Camus, 1992).

Em 1998 houve a introdução de programas computacionais para auxiliar na tomada de decisão sobre a profundidade de transição de métodos. Estes foram baseados na simulação de cenários operacionais devidamente quantificados, possibilitando assim, inúmeras análises comparativas (Tulp, 1998).

Em 2001 e 2003, uma abordagem com o método da relação estéril minério admissível (ASR), baseado em forma matemática foi introduzido. Os volumes de minério e de resíduos dentro do limite da cava foram assumidos como função da profundidade constante (cava final) (Chen et al., 2001; Chen et al., 2003).

Um algoritmo heurístico em 2007, durante a criação de um *software* para determinar a profundidade de transição ideal do OP para Ug, foi exibido (Visser & Ding, 2007). Neste mesmo ano, outro algoritmo heurístico, este com base na avaliação econômica do modelo de blocos, com valores de bloco para Op e Ug, também foi introduzido. O processo principal do algoritmo é a comparação entre os valores do benefício em cada opção de lavra adotada, obtendo como resultado final, o melhor cenário conjugado, considerando os benefícios em cada fase de lavra ou nível de aprofundamento da mina (Bakhtavar & Shahriar, 2007; Bakhtavar et al., 2008).

Portanto, embora muitos algoritmos tenham sido desenvolvidos buscando resolver a problema de determinação da profundidade de transição de métodos, ainda hoje não existe uma metodologia ideal que possa ser utilizada. A mais aplicada pelos profissionais

ainda é aquela que considera a relação estéril minério limite (ASR), com base no modelo econômico dos blocos.

3.2. Etapas da Metodologia Proposta

Visando a geração dos resultados de cada cenário possível de lavra (céu aberto, subterrâneo ou combinado) e posterior análise comparativa, a metodologia proposta neste estudo foi aplicada em etapas. Cada uma das etapas realizadas será explicada individualmente a seguir.

3.2.1. Definição dos Parâmetros Econômicos

A primeira etapa para o desenvolvimento da metodologia proposta se dá pela definição dos parâmetros econômicos do depósito. Para que qualquer estudo possa ser realizado é necessário primeiramente conhecer alguns valores associados à lavra, ao beneficiamento e à venda do bem mineral. Os custos que estão envolvidos em um projeto mineiro são de extrema importância para a análise de pré viabilidade. A partir desses custos que serão calculados e avaliados os recursos minerais do depósito.

Os principais parâmetros econômicos que devem ser conhecidos e/ou definidos para a realização desse estudo são (as unidades se referem a minério de ouro):

- Custo de lavra para minério (US\$/t);
- Custo de lavra para estéril (US\$/t);
- Custo de processamento (US\$/t tratada);
- Custos gerais e administrativos (US\$/t);
- Custo de refino (US\$/oz);
- Recuperação do processo (%);
- Recuperação da lavra (%);
- Preço de venda do metal (US\$/oz).

Neste projeto foram estudados três depósitos de ouro, os quais pertencem a empresas que concederam os valores de cada um dos parâmetros econômicos acima, com base nos seus próprios dados reais. Contudo, para casos onde esses números não são conhecidos, é possível estimá-los através do uso de programas destinados a essa função, tais como o programa MAFMO, por exemplo.

O preço de venda do ouro foi definido considerando a sua variação nos últimos anos. A Figura 18 mostra a grande flutuação do preço deste metal, sendo, portanto, muito importante que se tenha cautela no momento da escolha do valor a ser utilizado para o estudo de viabilidade de um projeto. Neste trabalho utilizou-se o valor de venda como sendo US\$1.200,00/oz Au para os depósitos A e C, e US\$1.300,00/oz Au para o depósito B. Salienta-se que o valor de preço adotado foi determinado com base em uma análise de longo prazo e esse aspecto é independente para a análise realizada. Apesar de ser um fator significativo, a variação do preço possui incidência sobre o resultado da cava e sobre a viabilidade do projeto subterrâneo, mas o valor em si não influi na metodologia.

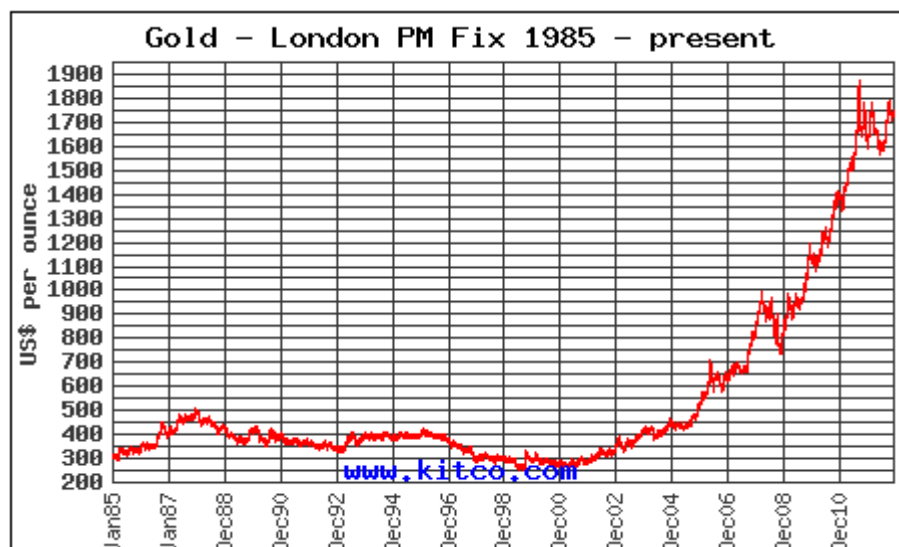


Figura 18. Variação do preço do ouro entre os anos de 1985 e 2012

(Fonte: www.kitco.com)

3.2.2. Teor de Corte para Lavra a Céu Aberto

O teor de corte (Lane, 1964) é o critério normalmente usado em mineração para distinguir o que é minério do que é estéril dentro de um depósito mineral, conforme foi explicado no capítulo anterior. A escolha do teor de corte pode afetar diretamente os lucros de uma empresa, sendo uma etapa que deve ser realizada com muito cuidado. O primeiro teor que deve ser determinado é o chamado teor de corte de equilíbrio (*Break Even Cut Off Grade-BCOG*) que é definido como o teor mínimo do limite que paga por todos os custos envolvidos na produção, ou seja, custos de lavra e processamento do bloco e os custos gerais e administrativos da empresa (Noble, 1993; Lane, 1988; Hustrulid e Kutcha, 1998), fazendo com que o lucro obtido pela extração daquela parcela de material se iguale a zero. A fórmula utilizada para obtenção deste teor de corte está apresentada na equação (24) (Rendu, 2008).

$$BCOG = \frac{C_L + C_P + C_{G\&A}}{R(PV - CR)} \quad (24)$$

Onde:

C_L – Custo de lavra

C_P – Custo de processamento

$C_{G\&A}$ - Custos gerais e administrativos

R - Recuperação

PV – Preço de venda

CR – Custo de refino

Considerando-se que a capacidade de extração não é restrição em uma mina, o BCOG pode ser reduzido a um teor de corte marginal (MCOG). O único fator que difere da fórmula anterior, relativa ao BCOG, é que os custos de lavra são excluídos do cálculo, considerando-se que o bloco irá ser extraído de qualquer maneira. Como anteriormente este seria tratado como estéril, é acrescentado na fórmula um elemento chamado de custo

incremental (Inc) (Rendu, 2008). Este elemento se dá pela diferença de custo entre lavar um bloco de minério e um bloco de estéril. Esta diferença é normalmente expressa pela variação de distância de transporte entre os dois destinos, a planta de beneficiamento ou a pilha de estéril. A equação (25) apresenta a fórmula para o MCOG.

$$MCOG = \frac{Inc + C_P + C_{G\&A}}{R(PV - CR)} \quad (25)$$

Onde:

Inc – Custo incremental de transporte

3.2.3. Valorização Econômica dos Blocos

O valor econômico de cada bloco do modelo foi calculado através da função benefício (Profit Function - PF) (De Carli et al., 2012). Conforme foi visto no capítulo anterior, a fórmula difere para os blocos de minério, minério marginal e estéril:

- $PF (ORE) = (AU * R * (PV - CR)) - (C_L + C_P + C_{G\&A}) \quad (5)$

- $PF (MARGINAL) = (AU * R * (PV - CR)) - (INC + C_P + C_{G\&A}) \quad (6)$

- $PF (WASTE) = -(C_{LE}) \quad (7)$

De posse do valor do teor de corte de equilíbrio e teor de corte marginal do depósito, bem como da definição da função benefício para cada tipo de bloco, utiliza-se o software *Studio 3* para a aplicação desses dados ao modelo. O modelo de blocos é constituído por informações das coordenadas x, y e z dos furos, teor, densidade, tonelagem, classificação

da categoria do bloco (medido, indicado ou inferido), entre outras. A partir desse modelo utiliza-se das ferramentas disponíveis no software para criar um novo modelo de blocos, a partir do original, que contenha, além destas informações, um campo denominado função benefício. Cada bloco receberá um valor de benefício, de acordo com sua classificação (minério, minério marginal ou estéril).

Após a geração do modelo carimbado pela função benefício, é possível determinar o valor econômico de cada bloco. Com base nesses dados, define-se então a chamada cava ótima do depósito mineral.

3.2.4. Definição da Cava Ótima e Sequenciamento

Depois do cálculo do valor econômico de cada um dos blocos do modelo é gerada a cava ótima, através do uso do aplicativo *NPV Scheduler*, o qual possui implementado o algoritmo de Lerchs-Grossmann (Lerchs & Grossmann, 1965), maximizando o valor presente líquido (NPV) do depósito. O ótimo está definido como a configuração resultante de um algoritmo que alcance os objetivos definidos, sendo para este estudo, a máxima lucratividade e maior valor presente líquido. A cava ótima deve levar em consideração fatores como o valor econômico de cada bloco, condições geomecânicas, escala de produção, taxa de desconto, entre outros. A determinação do limite ótimo da cava final de qualquer projeto de mineração é um dos maiores desafios do projeto. Tais limites precisam ser definidos no início dos trabalhos de planejamento de lavra e devem ser reconsiderados, novamente e rotineiramente, durante toda a vida útil da mina (Carmo et al., 2006; Curi, 2010)

Para rodar o procedimento de otimização de cava no aplicativo *NPV Scheduler*, o modelo de blocos, já valorizado economicamente pela função benefício, é importado do software *Studio 3*. Para que o programa possa gerar a cava ótima, é necessário informar alguns parâmetros de entrada, sendo os principais deles:

- Ângulo de talude (que pode ser definido por regiões);
- Produção anual;
- Taxa de desconto anual.

Após a importação do modelo e informação dos parâmetros, a cava ótima é gerada, de acordo com os critérios selecionados no aplicativo. Também são geradas as cavas intermediárias, que são aquelas resultantes da variação do preço do bem mineral, acompanhando o percentual de variação sugerido nos dados de entrada.

De posse da cava final otimizada, a próxima etapa é o sequenciamento da extração dos blocos contidos nela, que também foi realizada com o auxílio do programa *NPV Scheduler*. A produção anual da mina é o fator de maior peso para a realização do sequenciamento, e deve sempre respeitar a capacidade limite da planta de beneficiamento e dos equipamentos. Neste estudo utilizou-se valores de produção e capacidade da frota conforme sugeridos pelas empresas responsáveis pelas minas, as quais já possuem usinas em funcionamento devido a outros depósitos localizados próximos aos depósitos analisados neste projeto.

Após o sequenciamento da lavra o tempo de vida útil da mina é determinado e o valor presente líquido obtido pela cava final também. Terminada esta etapa, a cava ótima é então exportada novamente para o programa *Studio 3*, para fins de estudo de recursos remanescentes e possível continuação da lavra por métodos subterrâneos.

3.2.5. Teor de Corte para Lavra Subterrânea

Uma vez obtidos os resultados do cenário de mineração a céu aberto, parte-se para o estudo da lavra subterrânea. O primeiro passo para definição dos blocos de minério e blocos de estéril é o cálculo do teor de corte de equilíbrio (BCOG).

Para calcular-se o teor mínimo que o material precisa ter para que as receitas se igualem aos custos, ou seja, para que o lucro final seja zero, utilizou-se da mesma equação aplicada ao BCOG da lavra a céu aberto.

$$BCOG = \frac{C_L + C_P + C_{G\&A}}{R(PV - CR)} \quad (24)$$

Contudo, é importante lembrar-se que os valores aplicados à fórmula não serão os mesmos, uma vez que, o custo de lavra, por exemplo, do cenário subterrâneo é bastante superior ao custo de lavrar a céu aberto.

3.2.6. Desenvolvimento Subterrâneo

Após a definição dos blocos de minério do modelo para o cenário subterrâneo, utilizou-se de uma ferramenta do programa *Studio 3* para o desenho das envoltórias de teor mínimo chamadas de *Grade Shells*. Essas envoltórias têm por objetivo fazer uma separação do minério e estéril contidos no corpo mineral, com base no teor de corte, a fim de abranger somente o material que deve ser extraído na lavra subterrânea.

Com a criação das envoltórias de teor é possível então dar-se início ao desenho das rampas de acesso ao minério no cenário confinado. Como ainda não se sabe se este cenário se apresentará como o mais favorável para o depósito em estudo, apenas as rampas principais de acesso às envoltórias entram nos cálculos dos custos de desenvolvimento subterrâneo. Porém, se confirmado que a lavra por métodos subterrâneos apresenta melhor retorno para o projeto, é importante dar-se sequência a esta etapa, abrangendo também os custos envolvidos com os acessos secundários e frentes de lavra.

3.3. Aplicação da Metodologia aos Estudos de Caso

Para uma melhor visualização e compreensão de cada uma das etapas que constituem a metodologia sugerida neste trabalho, foram realizados três diferentes estudos de caso em projetos reais que estão em operação. Os dados de entrada referentes a cada um dos projetos foram obtidos com base em relatórios concedidos pelas respectivas empresas responsáveis e estimativas realizadas. Os custos de investimentos não foram utilizados nesses projetos, uma vez que todos eles já possuem a infraestrutura necessária para o início das atividades.

De posse dessas informações, utilizou-se os softwares *Studio 3* e *NPV Scheduler 4* para aplicação da metodologia. Cada um dos casos de estudo será visto e analisado separadamente a seguir.

3.3.1. Estudo de Caso A

O primeiro caso de estudo, denominado A, onde foi aplicada a metodologia deste trabalho, se refere a um corpo de minério de ouro. Este depósito foi lavrado previamente por métodos a céu aberto, portanto o estudo partirá de uma topografia que apresenta três cavas já mineradas (uma maior e duas de pouca profundidade), conforme mostra a Figura 19.

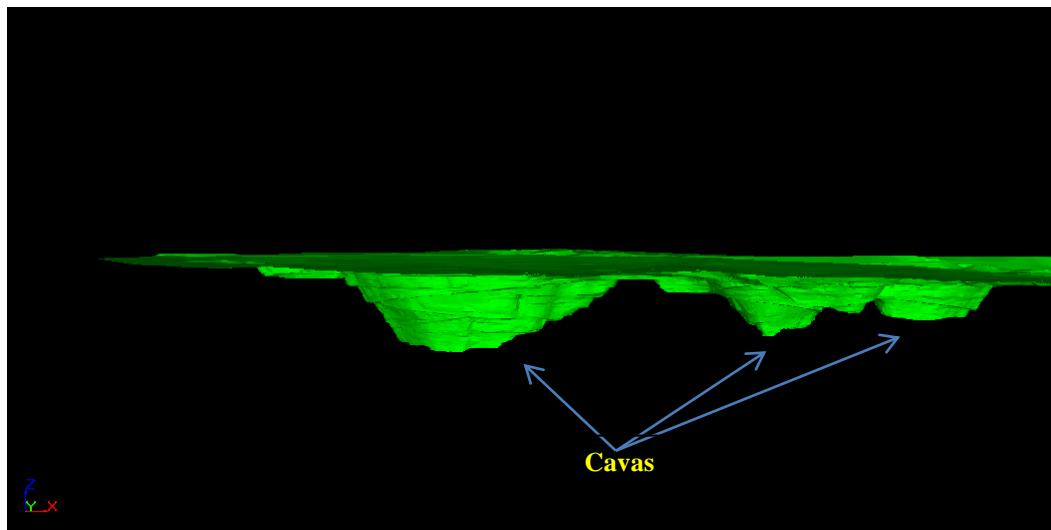


Figura 19. Vista isométrica oeste-leste da topografia original do depósito A

A disposição espacial do depósito, quando analisada em planta, é de 115° a partir do norte. O corpo de minério apresenta mergulho de aproximadamente 55° (conforme ilustrado na Figura 20) na direção de 205° . A parte mais profunda do modelo de blocos está situada na cota de -200 metros no eixo z.

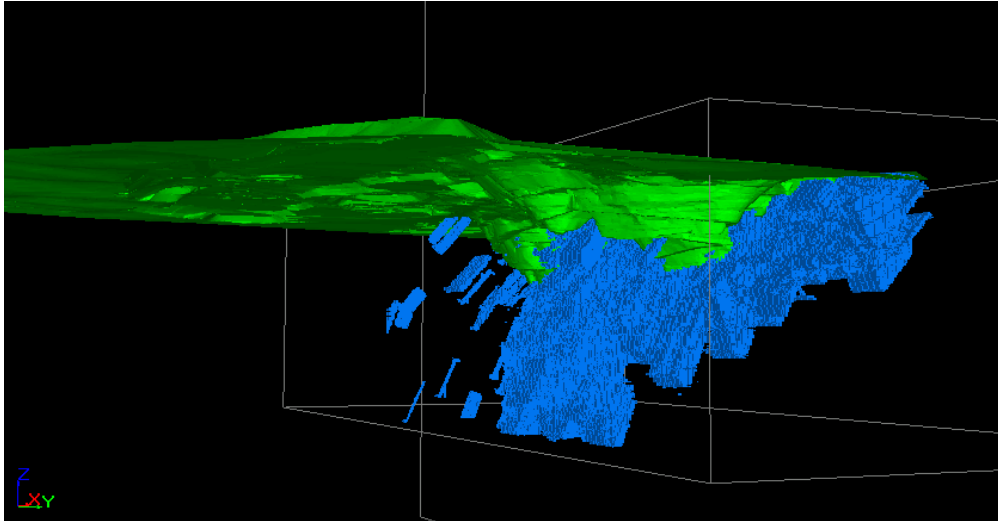


Figura 20. Modelo de blocos (azul) com topografia (verde)

3.3.1.1. Modelo de Blocos

O estudo teve por base o modelo de blocos previamente estimado e fornecido pela empresa responsável pela mina. Posteriormente esse modelo foi transformado de forma a redimensionar o tamanho dos blocos (Peroni, 1998) para compatibilização com os programas disponíveis (*Studio 3* e *NPV Scheduler 4*) e então para tratamento dos dados e desenvolvimento do trabalho.

O modelo contém 1.741.110 blocos, que apresentam informações sobre as coordenadas x, y e z, teor, classe do bloco, entre outras. O modelo da topografia da região também foi disponibilizado pela empresa, assim como os parâmetros econômicos necessários para a realização do estudo, os quais estão apresentados na Tabela 4. Com base na avaliação da flutuação do preço do ouro nos últimos decidiu-se utilizar neste projeto o valor de venda de US\$ 1.200,00/oz Au. Todos os outros valores contidos na tabela foram definidos com base nos dados fornecidos pela empresa.

Tabela 4. Parâmetros econômicos aplicados ao estudo.

Custo de lavra- Minério	US\$ 2,15/t
Custo de lavra- Estéril	US\$ 2,00/t
Custo de processamento+ G&A	US\$ 14,00/t tratada
Custo de refino	US\$ 11,00/oz Au (US\$ 0,35/g Au)
Recuperação do processo	93%
Recuperação da lavra	98%
Preço de venda do ouro	US\$ 1.200,00/oz Au (US\$ 38,60/g Au)

3.3.1.2. Definição do Teor de Corte para Lavra a Céu Aberto

Uma vez definido os parâmetros econômicos do projeto, o primeiro passo a ser realizado é o cálculo do teor de corte do minério no equilíbrio (Break Even Cut Off Grade - BCOG), que pode ser encontrado aplicando-se os valores apresentados na Tabela 4 a equação 24 (Rendu, 2008):

$$BCOG = \frac{2,15 + 14}{0,93(38,58 - 0,35)} = 0,45 \text{ g/t}$$

O valor do teor de corte no equilíbrio encontrado para este depósito é, portanto, 0,45 g/t. Todos os blocos acima deste teor são considerados minério. Porém, abaixo deste valor ainda é necessário diferenciar os blocos de estéril daqueles de teor marginal. Para tal, utiliza-se a equação 25 (Rendu, 2008):

$$MCOG = \frac{0,15 + 14}{0,93(38,58 - 0,35)} = 0,40 \text{ g/t}$$

Após a aplicação dos valores na fórmula, define-se que todos os blocos que possuem teor abaixo de 0,40 g/t não geram receita e, portanto, devem ser enviados para a pilha de estéril. Os blocos que apresentam teor entre 0,40 g/t e 0,45 g/t serão tratados como minério marginal.

3.3.1.3. Valorização Econômica dos Blocos

Definidos o BCOG e MCOG do depósito, o próximo passo se dá pela valorização econômica de cada bloco do modelo. Para isso, a partir do modelo obtido gera-se a função benefício no *Studio 3*, contendo, além das informações originais, um campo denominado função benefício. O objetivo deste campo é classificar cada bloco de acordo com o teor apresentado por ele. Também se adicionou ao modelo a densidade da rocha ($2,78 \text{ t/m}^3$) de forma a obter-se o valor de tonelagem relativo a cada bloco, e os campos BCOG e MCOG.

Para que o bloco seja considerado minério, duas condições devem ser preenchidas. Além de possuir teor acima do MCOG é necessário que ele faça parte das categorias 1 ou 2 de acordo com os critérios de classificação de recursos criados pela empresa e tradicionalmente usados por empresas de acordo com as orientações dadas pelos principais códigos de classificação de recursos e reservas (CIM, 2000; AusIMM, 2004; Souza, 2007) que consideram apenas recursos medidos e indicados para valorização econômica dos blocos, penalizando os inferidos. A Tabela 5 representa todas as categorias contidas no modelo original e suas respectivas classificações.

Tabela 5. Categorias incluídas no modelo.

CATEGORIA	CLASSIFICAÇÃO	TIPO DE ROCHA
-1	Não classificado	Estéril
1	Medido	Minério
2	Indicado	Minério
3	Inferido	Estéril
4	Não classificado	Estéril

Utilizando então as três equações da função benefício (para minério, para estéril e para minério marginal) calcula-se o valor econômico de cada um dos blocos do modelo (Halatchev, 1999).

$$PF (ORE) = (AU * 0,93 * (38,58 - 0,35)) - (2,15 + 14)$$

$$PF (MARGINAL) = (AU * 0,93 * (38,58 - 0,35)) - (0,15 + 14)$$

$$PF (WASTE) = -(2)$$

O cálculo do valor de cada bloco foi gerado pelo programa *Studio 3*, conforme as condições impostas. A Figura 21 mostra uma imagem da sintaxe aplicada para a geração do novo modelo valorizado com a função benefício dos blocos.

```

IF (DENSITY==0) DENSITY=2.78END
TONNES=XINC*YINC*ZINC*DENSITY
PRECO=1200/31.1035
MINORE=2.15
MINWASTE=2
TRANSPORTE=MINORE-MINWASTE
PROC=14
REF=0.35
REC=0.93
MCOG=(PROC+TRANSPORTE) / ((PRECO-REF) *REC)
BCOG=(MINORE+PROC) / ((PRECO-REF) *REC)
IF (AU>=BCOG)
FB=(AU*REC*(PRECO-REF)) - (MINORE+PROC)
END
IF (AU<MCOG) FB=- (MINWASTE) END
IF (AU<BCOG AND AU>=MCOG) FB=(AU*REC*(PRECO-REF)) - (TRANS+PROC) END
IF (CATEG=0) FB=- (MINWASTE) END
IF (CATEG=3) FB=- (MINWASTE) END
IF (CATEG=4) FB=- (MINWASTE) END
ERASE (PRECO, MINORE, MINWASTE, PROC, MCOG, REF, REC, TRANSPORTE)

```

Figura 21. Exemplo de sintaxe aplicada ao modelo original para valorização dos blocos pela função benefício

A Figura 22 mostra a imagem extraída do *Studio 3* ilustrando a topografia da região juntamente com o modelo de blocos filtrado apenas para blocos com teores acima do teor de corte marginal.

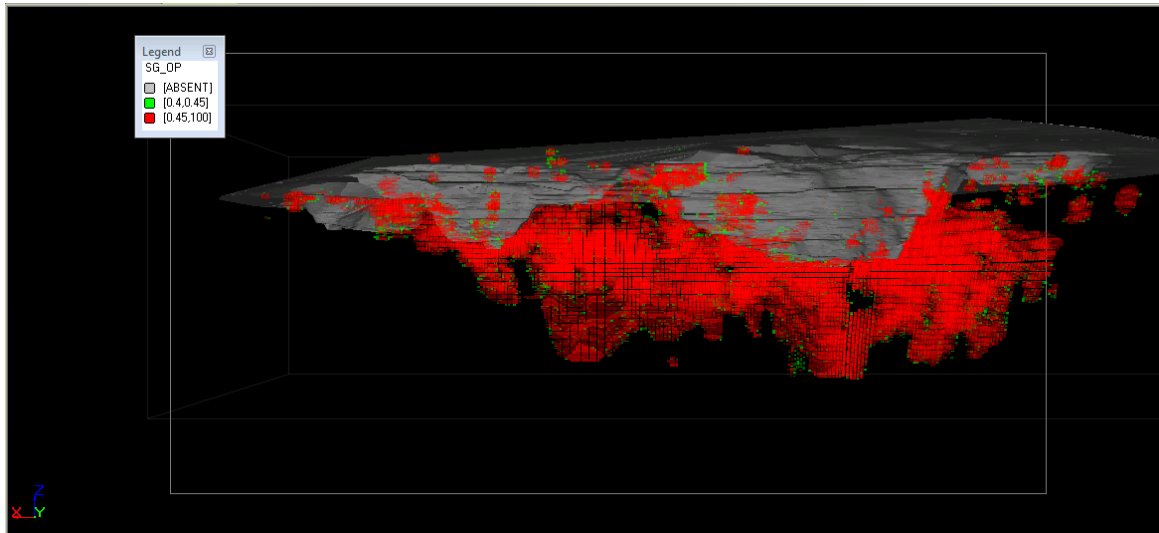


Figura 22. Modelo de blocos filtrado apenas para teores acima de 0,40 g/t com topografia (cinza)

3.3.1.4. Definição da Cava Ótima e Sequenciamento

Após a geração do novo modelo, carimbado agora com o campo do valor econômico dos blocos, este foi importado para o programa *NPV Scheduler*, para fins de definição da cava ótima. De posse da receita proveniente de cada um dos blocos, o *software* utiliza do algoritmo de Lerchs-Grossmann (Lerchs & Grossmann, 1965) para buscar a cava que apresente maior valor econômico para o projeto. Para isso, é necessário fornecer ao programa as seguintes informações de entrada:

- Ângulo global de talude: com base nos relatórios referentes á área este ângulo ficou definido como 51° para todas as regiões;
- Produção anual: 1.260.000 t (considerando-se as capacidades da frota de equipamentos e planta de beneficiamento);
- Taxa de desconto anual: 7% (valor adotado pela empresa considerando que é um projeto de curta duração).

Além destes dados, é possível utilizar também uma variação para o preço do bem mineral. O preço foi variado até 150% do seu valor inicial (US\$ 1.200,00/t), de forma que a cada 5% de variação uma nova cava fosse gerada. A Tabela 6 mostra os resultados encontrados para cada uma das cavas. Conforme definido, a cava ótima (100% do preço adotado para o ouro) é aquela que apresenta um retorno máximo para o projeto, ou seja, maximiza o valor presente líquido (NPV).

Tabela 6. Resultados das cavas finais geradas pelo *NPV Scheduler*.

Cava	Fator	VPL (\$)	Minério (t)	Total Au (g)	REM	Teor (g/t)	Total Oz
1	5%	3.649.881	101.081	158.210	1,7	1,56	5.086
2	10%	4.408.016	145.085	203.986	1,8	1,40	6.558
3	15%	5.288.373	190.861	255.362	1,9	1,33	8.210
4	20%	7.132.926	269.069	358.353	2,3	1,33	11.521
5	25%	8.565.999	332.860	443.769	2,7	1,33	14.267
6	30%	9.537.838	394.930	513.290	2,9	1,30	16.502
7	35%	9.785.601	419.200	536.003	3,0	1,28	17.232
8	40%	9.934.616	435.744	551.821	3,0	1,27	17.741
9	45%	24.532.029	1.156.195	1.678.747	6,8	1,45	53.972
10	50%	26.948.533	1.284.370	1.885.150	7,1	1,47	60.608
11	55%	28.175.338	1.349.172	1.997.927	7,4	1,48	64.234
12	60%	31.116.571	1.539.324	2.310.683	8,1	1,50	74.290
13	65%	31.324.847	1.563.177	2.340.182	8,1	1,50	75.238
14	70%	31.772.075	1.636.485	2.419.777	8,1	1,48	77.797
15	75%	32.010.192	1.658.982	2.457.651	8,2	1,48	79.015
16	80%	32.144.276	1.694.135	2.494.913	8,2	1,47	80.213
17	85%	32.888.504	1.832.548	2.705.362	8,8	1,48	86.979
18	90%	32.900.174	1.833.820	2.709.061	8,8	1,48	87.098
19	95%	32.908.316	1.849.760	2.720.619	8,8	1,47	87.469
20	100%	32.914.849	1.871.235	2.738.685	8,8	1,46	88.050
21	105%	32.880.190	1.947.682	2.849.590	9,1	1,46	91.616
22	110%	32.859.929	1.973.942	2.870.462	9,1	1,45	92.287
23	115%	32.581.900	2.067.517	2.989.959	9,4	1,45	96.129
24	125%	31.899.824	2.216.845	3.165.874	9,8	1,43	101.785
25	130%	31.632.559	2.243.846	3.210.169	10,0	1,43	103.209
26	135%	31.384.122	2.283.857	3.255.504	10,1	1,42	104.666
27	140%	31.314.482	2.307.480	3.273.321	10,1	1,42	105.239
28	145%	26.165.185	3.125.425	4.072.133	10,8	1,30	130.922
29	150%	25.563.201	3.183.524	4.144.316	11,0	1,30	133.242

A Figura 23 apresenta a série de *cavas aninhadas* geradas, variando o preço do ouro em até 150% do preço considerado. O círculo laranja indica o ponto máximo da curva azul, que representa a cava que proporciona a maximização do valor presente líquido (VPL). A curva vermelha representa a relação estéril minério fornecida por cada cava. Para a cava de 100% a relação estéril minério (Hartman, 1992) obtida é 8.8. Esta curva pode ser usada para análise integrada posterior e tomada de decisão na seleção de cenários de cava, caso a quantidade de material estéril se torne um problema devido à disponibilidade de áreas próximas para disposição das pilhas.

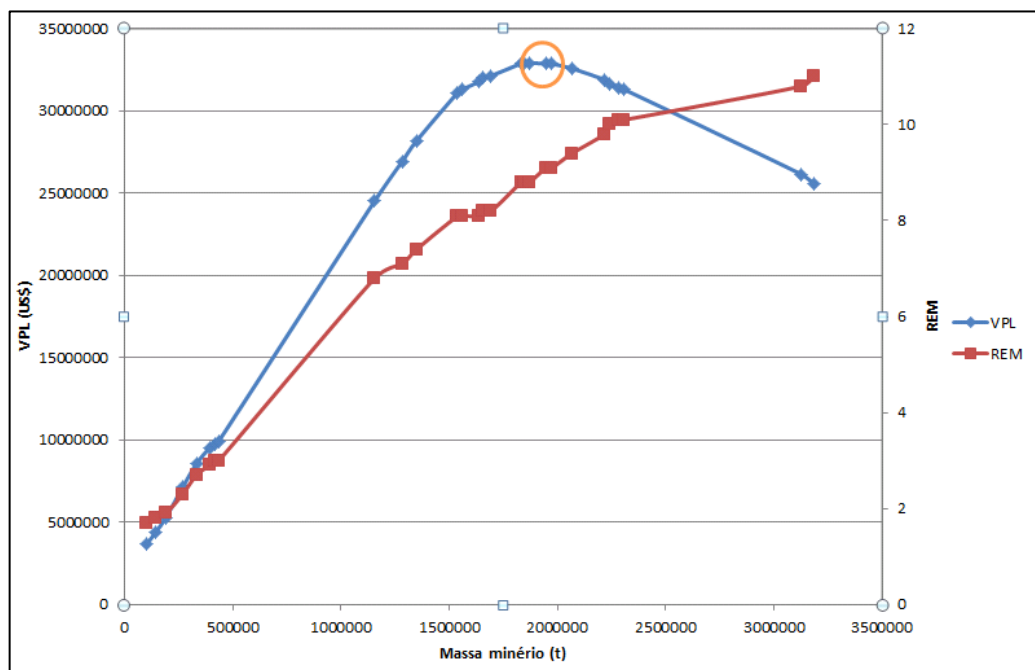


Figura 23. Gráfico da relação entre VPL e massa de minério (curva azul) e relação entre REM e massa de minério (curva vermelha)

A Figura 24 representa uma seção da cava ótima (cinza) para o valor de 100% do preço aplicado neste estudo, juntamente com a topografia da região (azul).

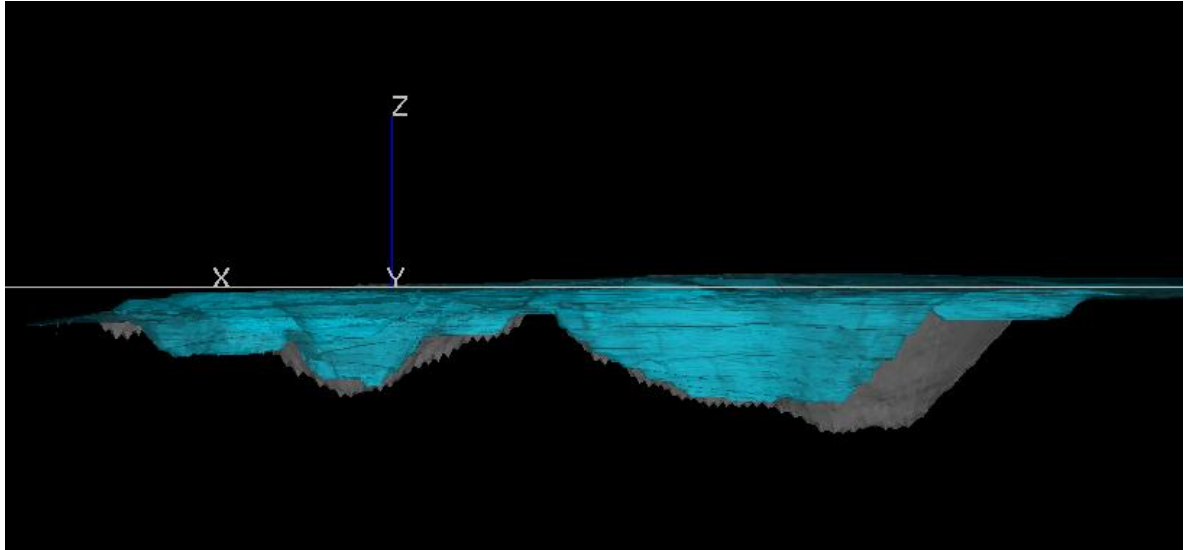


Figura 24. Vista isométrica da cava ótima (cinza) com a topografia atual (azul)

A próxima etapa é gerar o sequenciamento da extração dos blocos contidos dentro da cava ótima. Este procedimento também é realizado pelo programa *NPV Scheduler*, a partir das informações fornecidas, citadas anteriormente. O sequenciamento foi condicionado por dois parâmetros, a relação estéril minério e o teor médio de ouro, os quais deveriam manter-se constantes, bem como pela produção anual de 1.260.000 t. Os resultados foram gerados para períodos semestrais, e estão apresentados na Tabela 7.

Tabela 7. Sequenciamento semestral.

Dados Incrementais							
Semestre	Rocha	VPL	REM	Minério	Teor	AU	AU
	toneladas	\$		toneladas	g/t	g	Oz
1	13.307.141	-11.508.220	20,37	622.633	1,07	667.923	21.474
2	3.177.552	22.823.527	4,14	618.056	1,78	1.098.075	35.304
3	1.769.470	19.895.507	1,85	621.194	1,53	953.299	30.649
4	13.511	477.814	0,44	9.351	2,07	19.388	623
Total	18.267.674	31.688.627	8,76	1.871.235	1,46	2.738.685	88.051
Dados Acumulados							
Semestre	Rocha	VPL	REM	Minério	Teor	AU	AU
	toneladas	\$		toneladas	g/t	g	Oz
1	13.307.141	-11.508.220	20,37	622.633	1,07	667.923	21.474
2	16.484.693	11.315.307	12,29	1.240.690	1,42	1.765.998	56.778
3	18.254.163	31.210.813	8,80	1.861.884	1,46	2.719.297	87.427
4	18.267.674	31.688.627	8,76	1.871.235	1,46	2.738.685	88.051

Como se pode observar, devido a pouca quantidade de material contido na cava, uma vez que este depósito já teve a maior parte de suas reservas extraídas, o sequenciamento resultou num período de apenas 2 anos para atingir sua cava final otimizada. A estacionarização da relação estéril minério e do teor médio também foi comprometida em virtude da pequena quantia de material remanescente no depósito. O valor presente líquido final após o sequenciamento foi de US\$ 31.688.627.

3.3.1.5. Teor de Corte para Lavra Subterrânea

Para a realização do estudo dos recursos remanescentes após o cenário de mineração a céu aberto, a primeira etapa é a determinação do teor de corte para a lavra subterrânea. Para tal, utiliza-se novamente a equação do BCOG (*Break Even Cut Off Grade*), atualizando, porém, o valor do custo de lavra, que passa a ser agora US\$ 27,00/t, de acordo com as informações contidas nos relatórios fornecidos pela empresa responsável pela mina.

$$BCOG = \frac{27 + 14}{0,93(38,58 - 0,35)} = 1,16 \text{ g/t}$$

O valor do teor mínimo de corte para a lavra subterrânea encontrado é 1,16 g/t. A cava final está relacionada com o preço de venda do ouro, portanto esta pode ser ampliada ou até reduzida em função do mercado. Uma análise da variação do teor de corte do depósito em função do preço do ouro foi realizada, e as curvas geradas por essa variação estão ilustradas na Figura 25. A curva azul representa o teor de corte para lavra a céu aberto, enquanto a curva vermelha mostra a variação do teor de corte para lavra subterrânea.

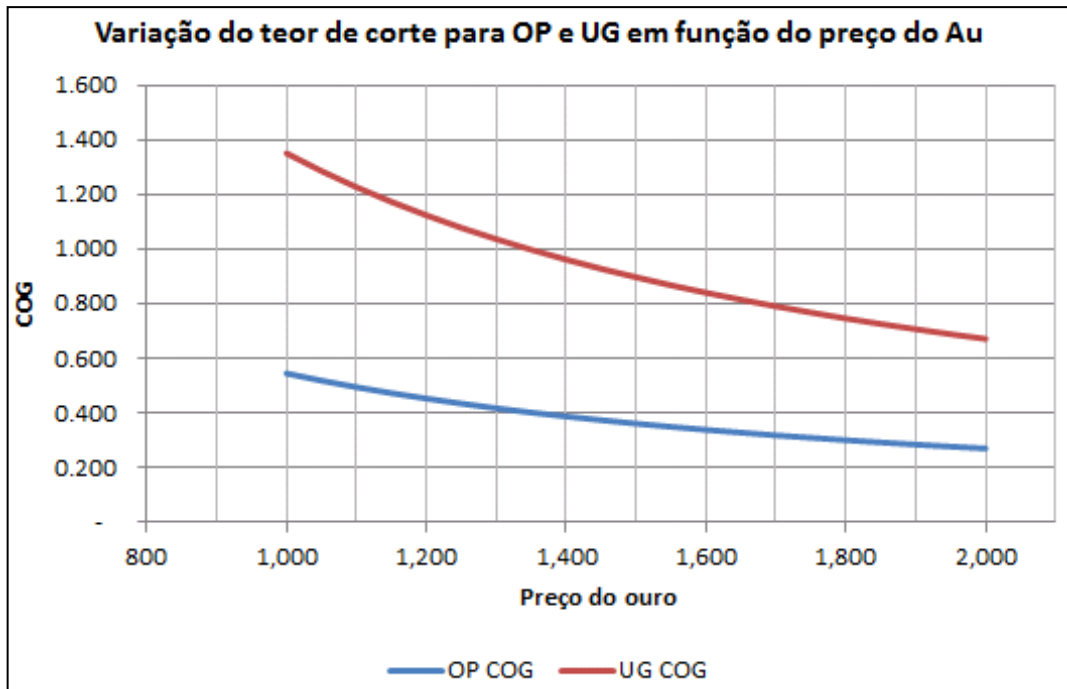


Figura 25. Variação do teor de corte do depósito em função do preço do ouro

Com base no teor de corte de 1,16 g/t, foram calculados os recursos remanescentes do depósito, após a exaustão da cava. Também calculou-se a quantidade total de material acima do teor de corte a partir da topografia original, para análise do cenário de lavra somente subterrânea. Para tal, aplica-se uma legenda diferente para cada faixa de teor dos blocos. A Tabela 8 mostra a quantidade e o teor médio do material remanescente após a lavra a céu aberto para cada intervalo de teor, considerando apenas as classes 1 e 2, ou seja, os recursos medidos e indicados.

Tabela 8. Recursos remanescentes após a exaustão da cava medidos e indicados.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,1]	2.006.614	0,06
[0,1-0,2]	2.702.217	0,14
[0,2-0,4]	4.162.487	0,29
[0,4-0,45]	643.871	0,42
[0,45-1,16]	2.608.395	0,69
[1,16-100]	1.029.927	1,96

O resultado dos recursos remanescentes considerando, além das classes 1 e 2, a classe 3, referente aos recursos inferidos, encontra-se na Tabela 9.

Tabela 9. Recursos medidos, indicados e inferidos remanescentes após a exaustão da cava "ótima" (100%).

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,1]	2.897.303	0,06
[0,1-0,2]	3.467.941	0,14
[0,2-0,4]	5.148.135	0,28
[0,4-0,45]	770.582	0,42
[0,45-1,16]	3.346.152	0,70
[1,16-100]	1.300.258	1,93

Para a análise do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos o resultado da avaliação de recursos medidos e indicados está presente na Tabela 10, enquanto a

Tabela 11 apresenta os resultados abrangendo também os recursos inferidos apresentados como potencial de expansão do projeto.

Tabela 10. Recursos a partir da topografia medidos e indicados.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,1]	2.274.707	0,06
[0,1-0,2]	3.099.181	0,14
[0,2-0,4]	4.948.719	0,29
[0,4-0,45]	789.027	0,42
[0,45-1,16]	3.467.713	0,70
[1,16-100]	1.767.359	2,20

Tabela 11. Recursos a partir da topografia medidos, indicados e inferidos.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,1]	3.178.050	0,06
[0,1-0,2]	3.879.446	0,14
[0,2-0,4]	5.962.792	0,29
[0,4-0,45]	924.088	0,42
[0,45-1,16]	4.250.799	0,70
[1,16-100]	2.065.966	2,15

Em caso de aplicação da lavra subterrânea ao depósito, o método considerado foi o de realce em subníveis, devido às características do corpo de minério. Um pilar de segurança de 30 metros de espessura deve ser deixado entre a cava e as aberturas subterrâneas, contudo, é possível fazer a recuperação deste pilar ao final das operações, e por essa razão ele não interfere na análise dos recursos remanescentes.

3.3.1.6. Desenvolvimento Subterrâneo

Definido o valor do teor de corte da lavra subterrânea, utiliza-se o programa *Studio 3* para a geração das envoltórias dos blocos de minério, denominadas *Grade Shells*, os quais representam os possíveis painéis de lavra. As rampas de desenvolvimento subterrâneo são definidas de forma que acessem essas envoltórias, permitindo a extração do minério. O custo de desenvolvimento de um metro de rampa adotado foi de US\$ 3.500,00. Em caso do cenário subterrâneo mostrar-se a melhor opção para o projeto, outros elementos devem ser considerados na planilha de custos, tais como frentes de lavra e acessos secundários. Contudo, para uma primeira análise, não há necessidade de desenvolver tais elementos, uma vez que

não está decidido qual método deve ser aplicado ao projeto e essa fase de decisão é ainda conceitual. O que foi adotado em termos de penalização em função do método escolhido é a recuperação do depósito que varia conforme o tipo de método de lavra subterrâneo adotado conforme descrito no capítulo 2.

As rampas de acesso principal, geradas a partir da topografia da região, para desenvolvimento do projeto somente por métodos subterrâneos totalizaram aproximadamente 6.800 metros de extensão. Caso o desenvolvimento seja aplicado após a exaustão da cava ótima (cenário combinado), essa extensão será reduzida para 3.850 metros, já que neste caso a rampa partirá do fundo da cava. A Figura 26 mostra uma imagem da topografia da área, juntamente com as envoltórias de teor, as rampas de desenvolvimento subterrâneo e a cava final.

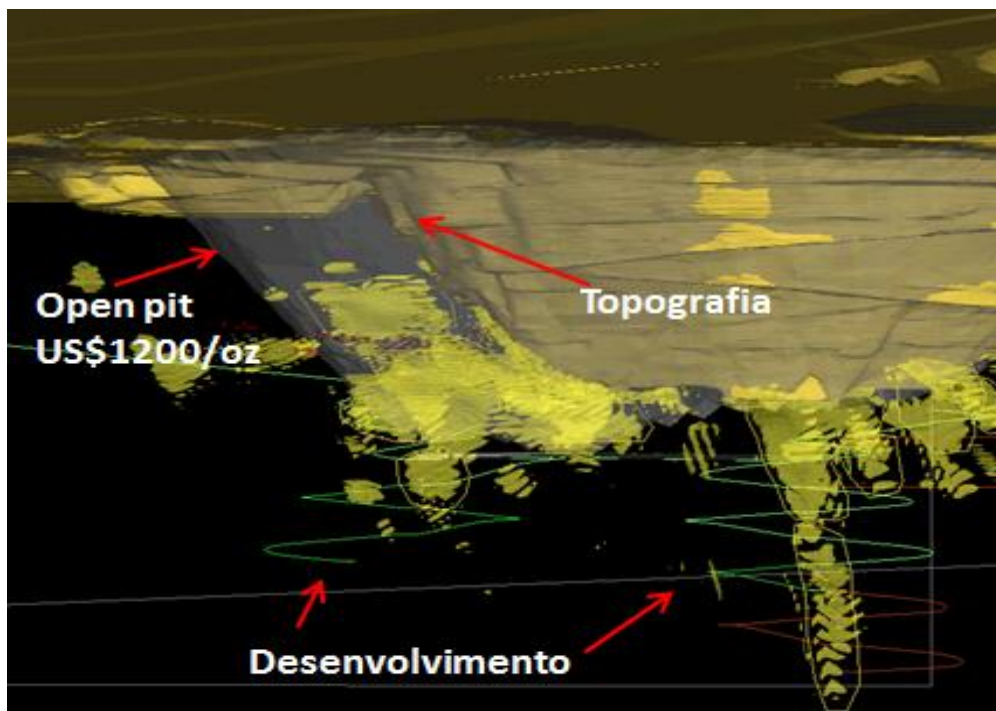


Figura 26. Desenvolvimento das rampas de acordo com as envoltórias do minério (volumes amarelos)

A produção de minério no cenário subterrâneo, respeitando a capacidade da planta de beneficiamento e dos equipamentos deve ser em média de aproximadamente 420.000 toneladas por ano. De acordo com a quantidade de material avaliada após a exaustão da cava, a mineração subterrânea se dará em aproximadamente 4 anos, considerando que é necessário um ano para o desenvolvimento dos acessos até que seja possível de fato a

extração propriamente dita dos blocos de minério nos realces de lavra. No caso da aplicação de métodos confinados sem prévia mineração a céu aberto, as atividades se estendem para aproximadamente 6 anos. Portanto, tanto na combinação de métodos quanto no cenário de lavra somente subterrânea, o projeto apresenta o mesmo tempo de vida útil.

3.3.2. Estudo de Caso B

O segundo depósito estudado, depósito B, encontra-se na mesma região que o primeiro. Se trata também de um corpo de minério de ouro que apresenta características muito semelhantes ao previamente mencionado, embora de dimensões mais reduzidas considerando a massa total do depósito, porém, este não passou por nenhum desenvolvimento ainda, tratando-se de uma área com topografia original. A Figura 27 mostra a disposição do corpo mineral no terreno. A direção do corpo é de 130° a partir do norte. Neste caso, a parte mais profunda do minério está na cota de 35 metros no eixo z. O mergulho encontra-se na direção de 40° , a partir do norte, com inclinação de aproximadamente 45° , conforme Figura 28.

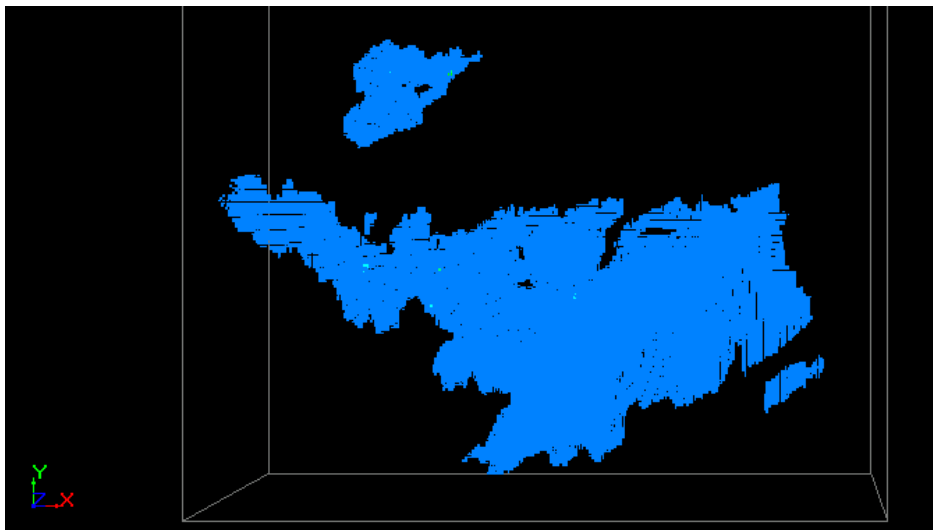


Figura 27. Vista em planta do depósito

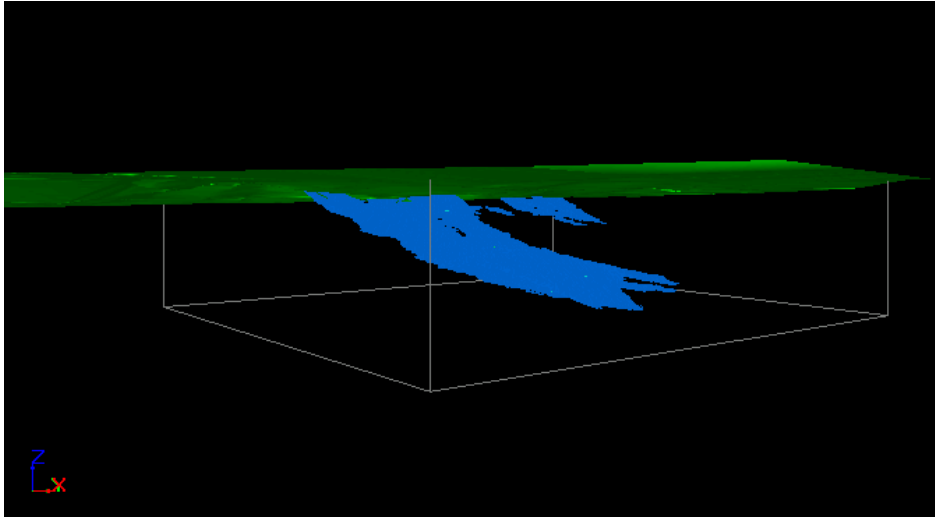


Figura 28. Vista lateral, representando o mergulho do depósito

3.3.2.1. Modelo de Blocos

O banco de dados utilizado neste estudo é composto por 334.859 dados, com informações sobre as coordenadas x, y e z, teor, classe do bloco, assim como no modelo do estudo de caso A. Os parâmetros econômicos aplicados estão apresentados na Tabela 12. Apesar de encontrar-se na mesma região do depósito A, existem alguns parâmetros que se diferenciam por questões como a distância à planta de beneficiamento e as características da rocha.

Tabela 12. Parâmetros econômicos aplicados ao estudo.

Custo de lavra- Minério	US\$ 6,5/t
Custo de lavra- Estéril	US\$ 2,55/t
Custo de processamento+ G&A	US\$ 14,00/t tratada
Custo de refino	US\$ 11,00/oz Au (US\$ 0,35/g Au)
Recuperação do processo	90%
Recuperação de lavra	98%
Preço de venda do ouro	US\$ 1.300,00/oz Au (US\$ 41,80/g Au)

3.3.2.2. Definição do Teor de Corte para Lavra a Céu Aberto

Os valores apresentados na Tabela 12 são substituídos nas equações 24 e 25 para definição do teor de corte de equilíbrio e teor de corte marginal na lavra a céu aberto (Rendu, 2008).

$$BCOG = \frac{6,5 + 14}{0,90(41,8 - 0,35)} = 0,55 \text{ g/t}$$

$$MCOG = \frac{3,95 + 14}{0,90(41,8 - 0,35)} = 0,48 \text{ g/t}$$

Como resultado encontra-se, portanto, os teores de 0,55 g/t e 0,48 g/t para o BCOG e MCOG, respectivamente.

3.3.2.3. Valorização Econômica dos Blocos

Definidos o BCOG e MCOG do depósito, se realiza então a etapa de valorização econômica de cada bloco. As categorias incluídas no modelo encontram-se na Tabela 13. Conforme os critérios de classificação adotados pela empresa a densidade amostral do modelo é insuficiente para classificar blocos como recursos medidos, portanto está classificação não está presente neste depósito. A densidade da rocha é de 2,6 t/m³, para todas as categorias.

Tabela 13. Categorias incluídas no modelo.

CATEGORIA	CLASSIFICAÇÃO	TIPO DE ROCHA
0	Não classificado	Estéril
2	Indicado	Minério
3	Inferido	Estéril

Aplicando-se as três equações da função benefício gera-se um novo modelo no *Studio 3*, contendo o valor econômico de cada um dos blocos (Halatchev, 1999).

$$PF (ORE) = (AU * 0,90 * (41,8 - 0,35)) - (6,5 + 14)$$

$$PF (MARGINAL) = (AU * 0,90 * (41,8 - 0,35)) - (3,95 + 14)$$

$$PF (WASTE) = -(2,55)$$

O novo modelo considera minério todos os blocos que atendem as condições de possuir teor acima do MCOG e fazer parte da categoria 2. Para todos os blocos restantes foi atribuída uma função benefício negativa. A Figura 29 mostra a imagem da topografia do depósito com os blocos acima do teor marginal.

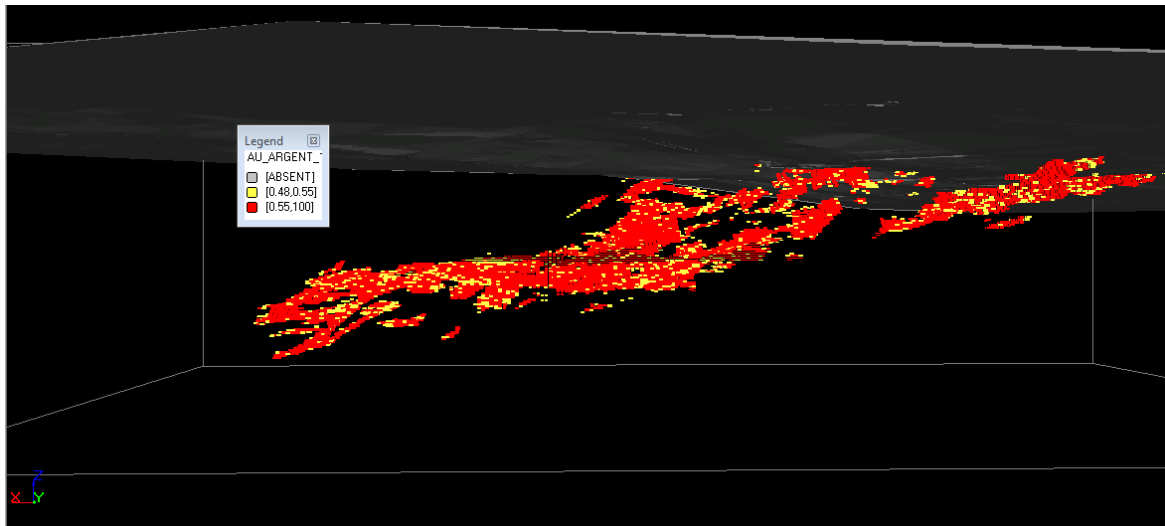


Figura 29. Blocos acima do teor marginal com a topografia

3.3.2.4. Definição da Cava Ótima e Sequenciamento

A partir do novo modelo de blocos construído no programa *Studio 3*, gera-se então a cava que otimiza o valor presente líquido do projeto. Para tal, aplica-se os seguintes parâmetros:

- Ângulo global de talude: com base nos relatórios referentes à área este ângulo ficou definido como 48° para todas as regiões;
- Produção anual: 140.000 t (considerando-se as capacidades da frota de equipamentos e planta de beneficiamento);
- Taxa de desconto anual: 7% (valor adotado pela empresa considerando que é um projeto de curta duração).

Uma vez definidos os parâmetros de entrada do *NPV Scheduler*, as cavas referentes a cada percentual do preço adotado (US\$ 1.300,00/oz), que foi variado em até 150%, são então geradas no programa. Os resultados de cada uma das cavas estão ilustrados na Tabela 14. O maior valor presente líquido do projeto deve estar associado à cava que representa 100% do preço adotado, uma vez que este é o objetivo maior da otimização considerando o critério do VPL.

Tabela 14. Resultados das cavas finais geradas pelo *NPV Scheduler*.

CAVA	Fator	VPL (\$)	Minério (t)	Total Au (g)	REM	Teor (g/t)	Total Oz
1	5%	3.089.253	104.000	154.665	1,8	1,49	4.973
2	10%	3.822.029	119.891	187.276	2,0	1,56	6.021
3	15%	4.812.463	141.357	232.878	2,2	1,65	7.487
4	20%	5.134.958	149.094	248.869	2,4	1,67	8.001
5	25%	5.294.646	154.253	258.205	2,5	1,67	8.301
6	30%	5.587.518	170.477	280.821	2,7	1,65	9.029
7	35%	5.729.170	176.717	290.994	2,8	1,65	9.356
8	40%	5.787.588	181.792	296.923	2,8	1,63	9.546
9	45%	5.914.202	194.854	311.736	3,0	1,60	10.023
10	50%	5.918.198	196.019	312.816	3,0	1,60	10.057
11	55%	6.407.331	209.331	352.006	4,0	1,68	11.317
12	60%	6.421.833	211.744	354.810	4,0	1,68	11.407
14	70%	6.514.580	223.808	371.275	4,3	1,66	11.937
15	75%	6.623.146	236.954	391.438	4,6	1,65	12.585
16	80%	6.685.557	244.358	404.358	4,9	1,65	13.000
17	85%	6.700.658	246.771	408.626	5,0	1,66	13.138
18	90%	6.701.187	248.352	409.781	5,0	1,65	13.175
20	100%	6.701.312	249.683	411.031	5,0	1,65	13.215
21	105%	6.680.812	281.382	447.434	5,5	1,59	14.385
22	110%	6.679.675	281.965	448.491	5,5	1,59	14.419
23	115%	6.677.926	283.046	449.676	5,5	1,59	14.457
24	125%	6.674.615	284.627	451.344	5,5	1,59	14.511
25	130%	6.673.295	285.376	452.071	5,5	1,58	14.534
26	135%	6.661.147	290.618	457.052	5,6	1,57	14.695
27	140%	6.654.837	292.032	458.752	5,6	1,57	14.749
28	145%	6.635.576	293.946	461.323	5,7	1,57	14.832
29	150%	6.559.533	295.942	467.822	6,0	1,58	15.041

A série de cavas geradas variando o preço do ouro em até US\$ 1.950,00/oz está ilustrada na Figura 30. O círculo laranja indica o ponto máximo da curva azul, que representa a cava que proporciona a maximização do valor presente líquido, enquanto a curva vermelha representa a relação estéril minério (Hartman, 1992) referente a cada uma das cavas. Para a cava selecionada a relação estéril/minério é de 5:1 t/t.

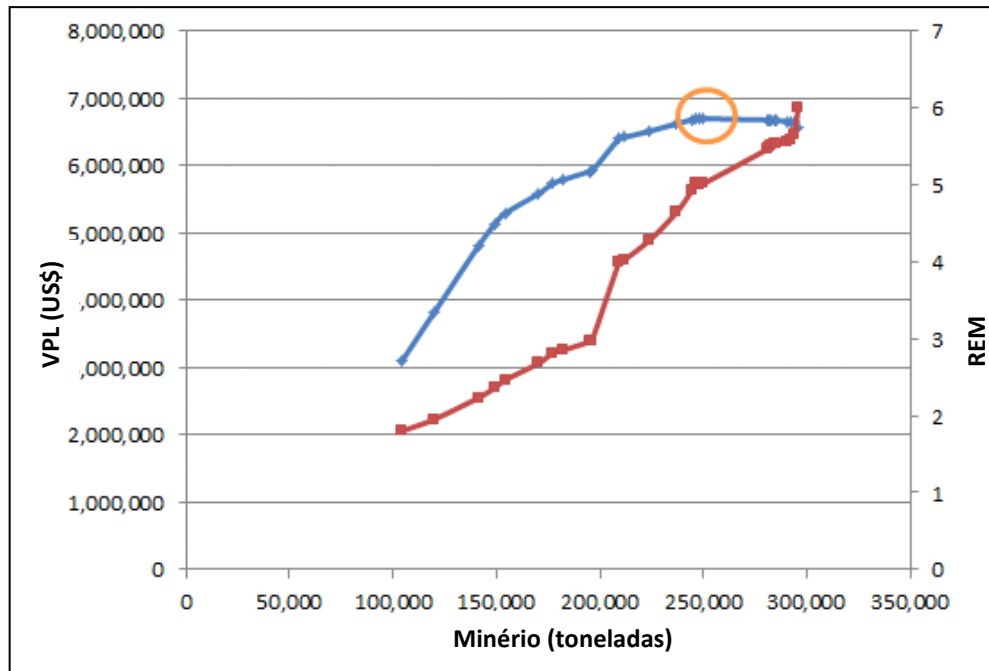


Figura 30. Gráfico das relações entre VPL e massa de minério (curva azul), e REM e massa de minério (curva vermelha) para as cavas geradas

A cava ótima encontrada para o preço do ouro adotado de US\$ 1.300,00/oz está ilustrada na Figura 31 juntamente com a topografia da área. Nota-se que a cava final do depósito é composta por diferentes fundos de pouca profundidade.

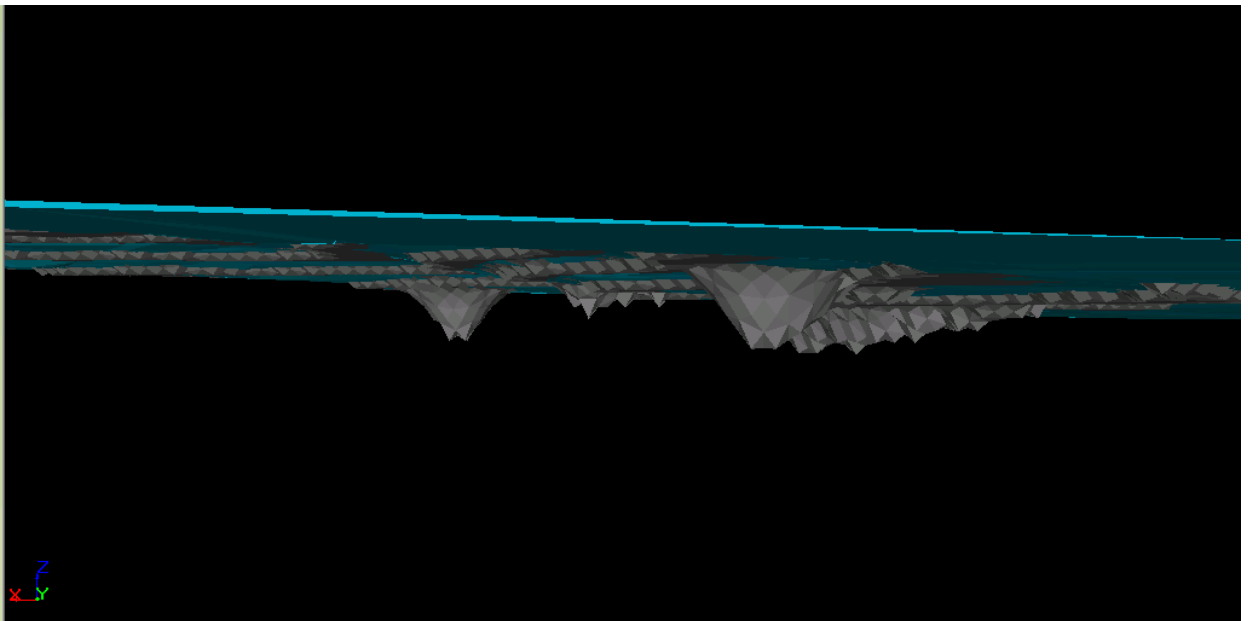


Figura 31. Cava otimizada (cinza) com a topografia da área (azul)

A próxima etapa do estudo consiste em sequenciar a retirada dos blocos contidos na cava ótima. O sequenciamento foi realizado para períodos de seis meses, conforme pode ser visto na Tabela 15, e foi restrito pelos mesmos dois parâmetros aplicados no estudo de caso A, a relação estéril minério e o teor médio de ouro, os quais deveriam manter-se aproximadamente constantes. A produção anual, conforme citado anteriormente, ficou definida em 140.000 t.

Tabela 15. Resultados do sequenciamento da cava ótima.

Dados Incrementais							
Semestre	Rocha	VPL	REM	Minério	Teor	AU	AU
	t	\$		t	g/t	g	oz
1	439.712	1.377.920	4,8527	75.130	1,3757	103.354	3.323
2	434.138	2.592.843	4,8237	74.547	1,8522	138.074	4.439
3	456.768	1.703.150	4,9869	76.294	1,533	116.963	3.760
4	170.726	995.440	6,2	23.712	2,22	52.640	1.692
Total	1.501.344	6.669.354	5,013	249.683	1,6462	411.031	13.215
Dados Acumulados							
Semestre	Rocha	VPL	REM	Minério	Teor	AU	AU
	t	\$		t	g/t	g	oz
1	439.712	1.377.920	4,8527	75.130	1,3757	103.354	3.323
2	873.850	3.970.764	4,8382	149.677	1,613	241.428	7.762
3	1.330.618	5.673.913	4,8884	225.971	1,586	358.391	11.523
4	1.501.344	6.669.354	5,013	249.683	1,6462	411.031	13.215

O sequenciamento resultou num período de 2 anos para atingir sua cava final otimizada. Neste depósito conseguiu-se manter a relação estéril minério e o teor médio de ouro bastante próximos dos objetivos definidos. O valor presente líquido final da cava após o sequenciamento foi de US\$ 6.669.354.

3.3.2.5. Teor de Corte para Lavra Subterrânea

Para a determinação do teor de corte para a lavra subterrânea utiliza-se novamente a equação do BCOG (*Break Even Cut Off Grade*), atualizando-se o valor do custo

de lavra, que passa a ser agora US\$ 26,00/t, de acordo com os relatórios fornecidos pela empresa responsável pela mina.

$$BCOG = \frac{26 + 14}{0,90(41,8 - 0,35)} = 1,07 \text{ g/t}$$

O valor do teor de corte para a lavra subterrânea encontrado é 1,07 g/t. A variação do teor de corte em função do preço do ouro pode ser vista na Figura 32. A curva azul representa o teor de corte para lavra a céu aberto, enquanto a curva vermelha mostra a variação do teor de corte para lavra subterrânea. Observa-se que existe uma convergência do teor de corte do UG em direção ao teor de corte do OP na medida que o preço do metal sobe. Isso significa que para preços maiores a viabilidade de lavra subterrânea torna-se cada vez mais atrativa viabilizando porções cada vez mais pobres do depósito que anteriormente não seriam viáveis economicamente. Do ponto de vista de aproveitamento dos recursos minerais isso representa um acréscimo relevante de recursos para o mesmo desenvolvimento ou com pequeno acréscimo de desenvolvimento.

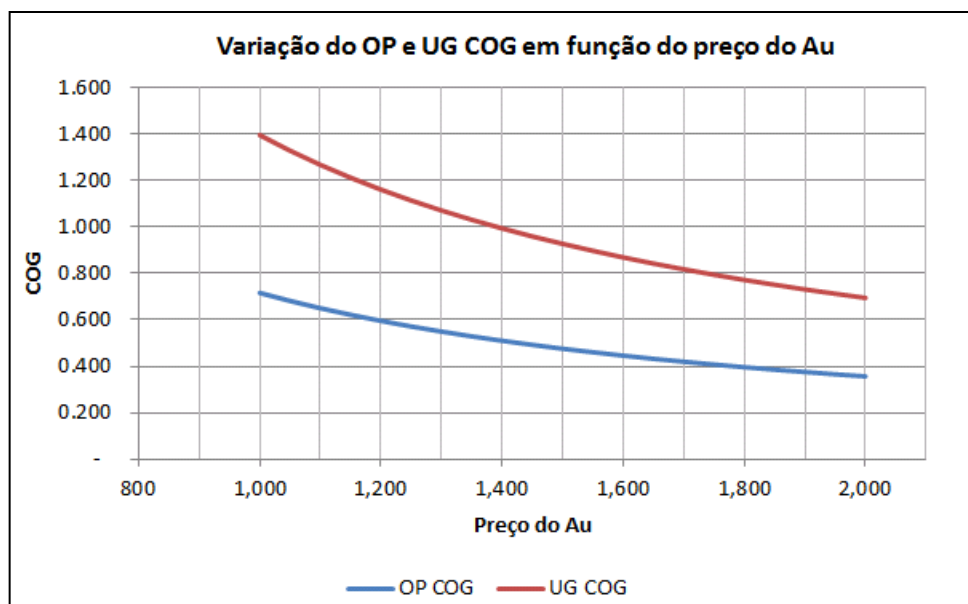


Figura 32. Variação do teor de corte em função do preço do ouro

A partir do teor de corte da lavra subterrânea, de 1,07 g/t, calcula-se então os recursos remanescentes da mina. Aplica-se, portanto, uma legenda diferente para cada faixa de teor dos blocos. A Tabela 16 mostra a quantidade e o teor médio do material remanescente no depósito (faixa de teor 1,07-100) após a lavra a céu aberto para cada intervalo de teor, considerando apenas a classe 2, ou seja, os recursos indicados.

Tabela 16. Recursos remanescentes indicados após a lavra a céu aberto.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,48]	4.430.643	0,17
[0,48-0,55]	165.165	0,51
[0,55-1,07]	630.752	0,76
[1,07-100]	712.869	2,11

O resultado dos recursos remanescentes considerando, além da classe 2, a classe 3, referente aos recursos inferidos, encontra-se na última linha da Tabela 17.

Tabela 17. Recursos remanescentes indicados e inferidos após a lavra a céu aberto.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,48]	5.755.272	0,17
[0,48-0,55]	213.453	0,51
[0,55-1,07]	813.622	0,76
[1,07-100]	825.167	2,07

Para o cenário da aplicação apenas de métodos subterrâneos no depósito, o resultado dos recursos remanescentes indicados pode ser visualizado na última linha da Tabela 18, enquanto a

Tabela 19 contém os resultados considerando também os recursos inferidos.

Tabela 18. Recursos indicados a partir da topografia.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,48]	4.648.048	0,17
[0,48-0,55]	181.552	0,51
[0,55-1,07]	718.215	0,77
[1,07-100]	834.139	2,16

Tabela 19. Recursos indicados e inferidos a partir da topografia.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,48]	5.979.753	0,17
[0,48-0,55]	230.097	0,51
[0,55-1,07]	902.781	0,76
[1,07-100]	947.887	2,12

No cenário subterrâneo o método que mais se adapta ao corpo de minério e suas características é o realce em subníveis. Assim como no primeiro estudo de caso, um pilar de segurança de 30 metros de espessura foi considerado entre a cava e as aberturas subterrâneas, podendo este ser recuperado ao final das operações.

3.3.2.6. Desenvolvimento Subterrâneo

Utiliza-se o programa *Studio 3* para a geração das envoltórias do minério os quais devem abranger apenas os blocos acima do teor de corte (1,07 g/t). Rampas de desenvolvimento também são definidas de forma a acessar as envoltórias. O custo de desenvolvimento de um metro de rampa adotado foi idêntico ao do primeiro estudo de caso, US\$ 3.500,00.

As rampas geradas para o acesso as envoltórias totalizaram 2.750 metros, aproximadamente. No caso da aplicação de métodos conjugados, essa extensão reduzirá à cerca de 2.400 metros, uma vez que partirá do fundo da cava otimizada. A Figura 33 mostra uma imagem da topografia da área, juntamente com as envoltórias do minério e as rampas de desenvolvimento subterrâneo. A Figura 34 mostra a modificação do acesso principal quando combinado com a cava ótima do cenário a céu aberto.

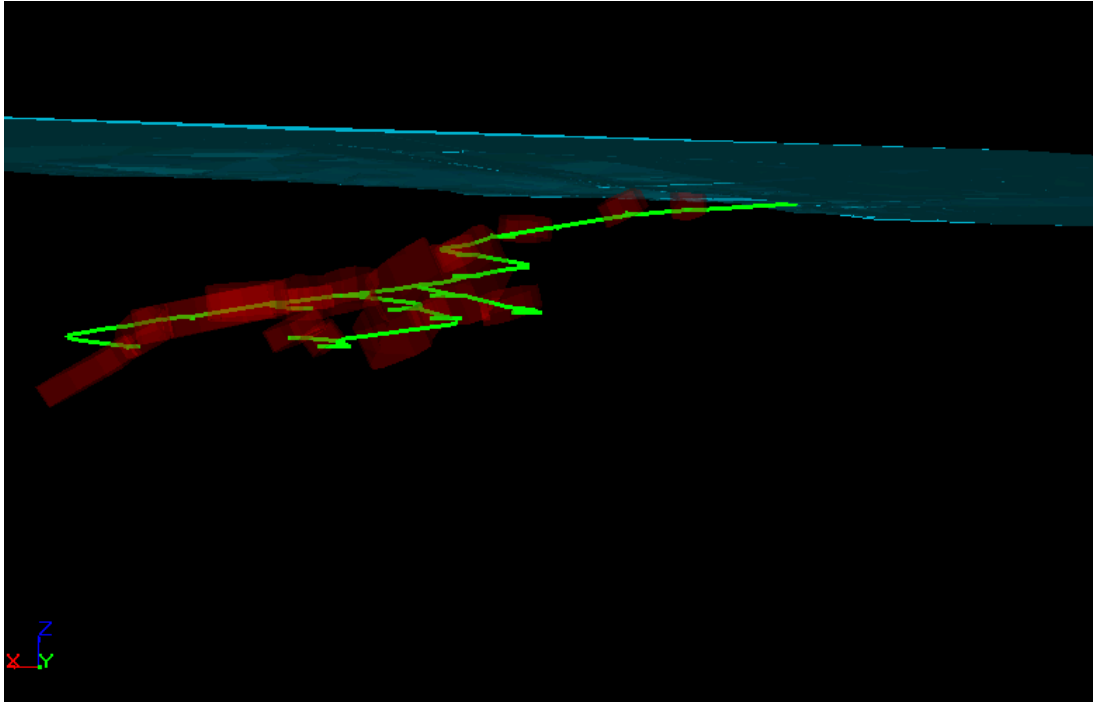


Figura 33. Topografia (azul) com envoltórias de teor (vermelho) e rampas de desenvolvimento (verde)

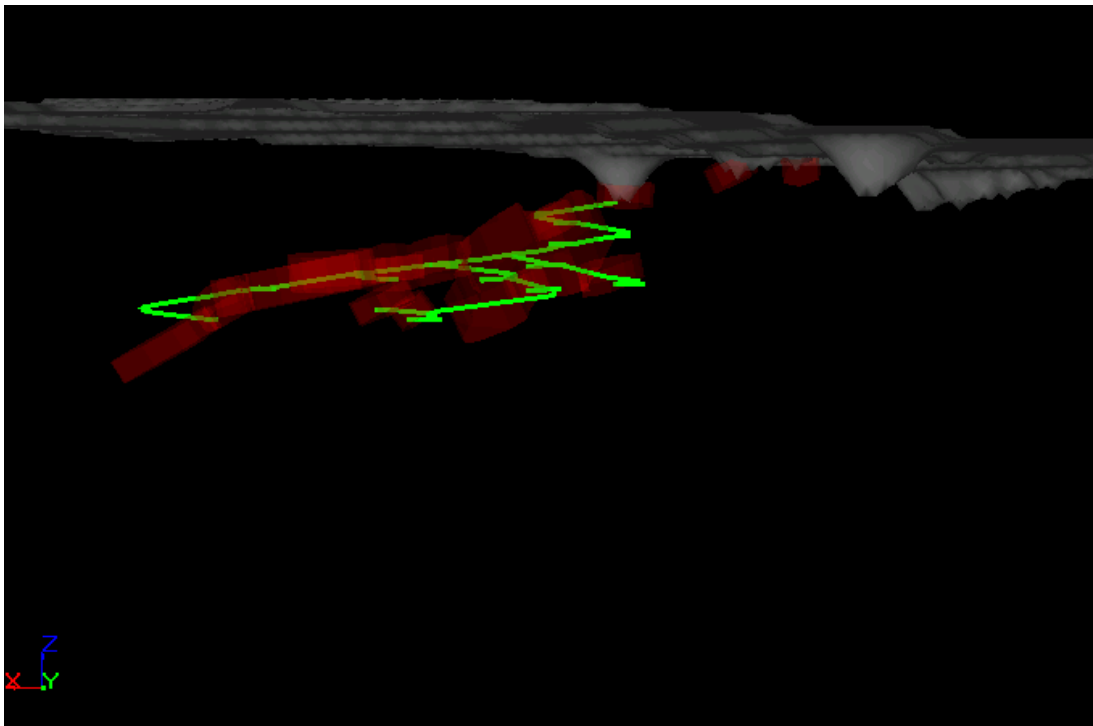


Figura 34. Cava ótima (cinza) com envoltórias de teor (vermelho) e rampas de desenvolvimento (verde)

A produção de minério para este depósito no cenário subterrâneo deve ser em média 180.000 toneladas por ano. Portanto, de acordo com a quantidade de material avaliada

após a exaustão da cava, a mineração subterrânea desse depósito terá vida útil de aproximadamente 5 anos, já que é necessário um ano para o desenvolvimento dos acessos antes da mineração dos blocos de valor. No caso da aplicação somente de métodos confinados, as atividades se estendem a 6 anos.

3.3.3. Estudo de Caso C

Por último, a metodologia será aplicada a um depósito C, localizado em diferente área, mas também referente a minério de ouro. Este corpo apresenta características diferenciadas dos corpos A e B, principalmente em relação ao mergulho, que é mais acentuado. Por ser um corpo mineral que se aproxima da superfície e vai ganhando profundidade, este também aparenta ter potencial para o desenvolvimento combinado de métodos de lavra. A Figura 35 mostra a disposição do minério na área. A profundidade máxima atingida pelo corpo mineral encontra-se na cota de -100 metros no eixo z. O mergulho do corpo é de aproximadamente 64° na direção de 300° a partir do norte. A Figura 36 mostra uma vista lateral do corpo mineral.

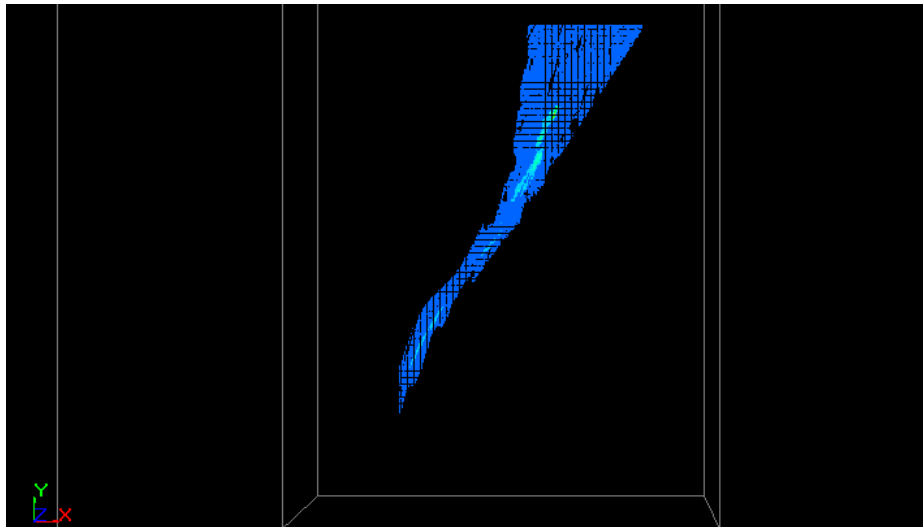


Figura 35. Vista em planta do corpo de minério

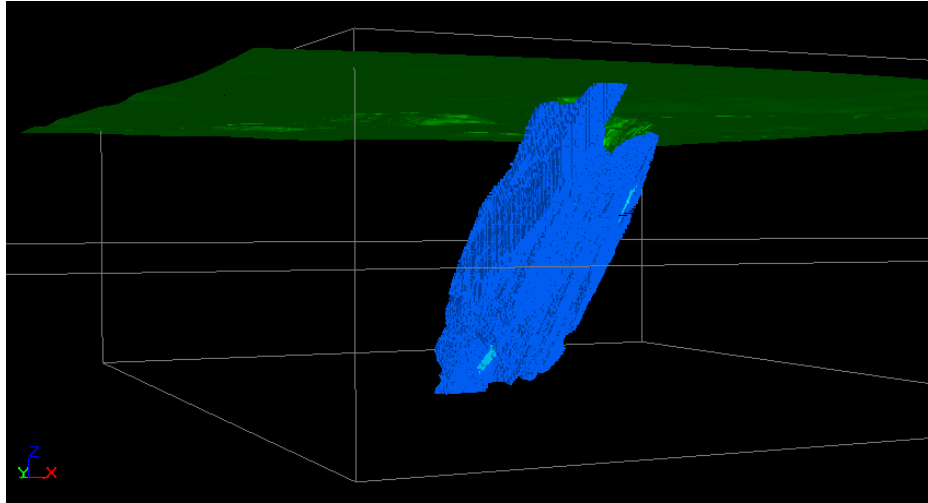


Figura 36. Vista isométrica do corpo mineral (mergulho)

3.3.3.1. Modelo de Blocos

O modelo de blocos com as informações sobre teor, coordenadas, etc, referentes ao depósito é composto por 1.402.155 blocos. A Tabela 20 apresenta os parâmetros econômicos adotados neste estudo de caso.

Tabela 20. Parâmetros econômicos aplicados ao estudo.

Custo de lavra- Minério	US\$ 2,9/t
Custo de lavra- Estéril	US\$ 1,4/t
Custo de processamento+ G&A	US\$ 7,22/t tratada
Custo de refino	US\$ 11,00/oz Au (US\$ 0,35/g Au)
Recuperação do processo	93%
Recuperação de lavra	98%
Preço de venda do ouro	US\$ 1.200,00/oz Au (US\$ 38,6/g Au)

3.3.3.2. Definição do Teor de Corte para Lavra a Céu Aberto

Utilizando as equações definidas anteriormente (Rendu, 2008) para o cálculo do teor de corte de equilíbrio (BCOG) e teor de corte marginal (MCOG) encontra-se:

$$BCOG = \frac{2,9 + 7,22}{0,93(38,6 - 0,35)} = 0,285 \text{ g/t}$$

$$MCOG = \frac{1,4 + 7,22}{0,93(38,6 - 0,35)} = 0,245 \text{ g/t}$$

Portanto, o teor de corte de equilíbrio que deve ser aplicado neste estudo é de 0,285 g/t de ouro enquanto o teor marginal apresenta-se em 0,245 g/t.

3.3.3.3. Valorização Econômica dos Blocos

Assim como nos exemplos anteriores, é necessário redefinir o modelo inicial de forma que este passe a conter um campo com o valor econômico dos blocos. O modelo contém 4 tipos de categorias relacionadas com a sistemática de classificação de recursos adotada para o projeto, conforme Tabela 21..

Tabela 21. Classificação das categorias incluídas no modelo.

CATEGORIA	CLASSIFICAÇÃO	TIPO DE ROCHA
0	Não classificado	Estéril
1	Medido	Minério
2	Indicado	Minério
3	Inferido	Estéril

A partir da definição dos teores limitantes do minério, utiliza-se a função benefício para valorização de cada um dos blocos (Halatchev, 1999), conforme equações abaixo:

$$PF (ORE) = (AU * 0,93 * (38,6 - 0,35)) - (2,9 + 7,22)$$

$$PF (MARGINAL) = (AU * 0,93 * (38,6 - 0,35)) - (1,5 + 7,22)$$

$$PF (WASTE) = -(1,4)$$

O novo modelo carimbado com a função benefício dos blocos considera minério todos os blocos que possuem teor acima do MCOG e fazem parte das categorias 1 ou 2. Não atendendo essas condições o bloco recebe valor negativo. A Figura 37 mostra a topografia do depósito com os blocos acima do teor marginal.

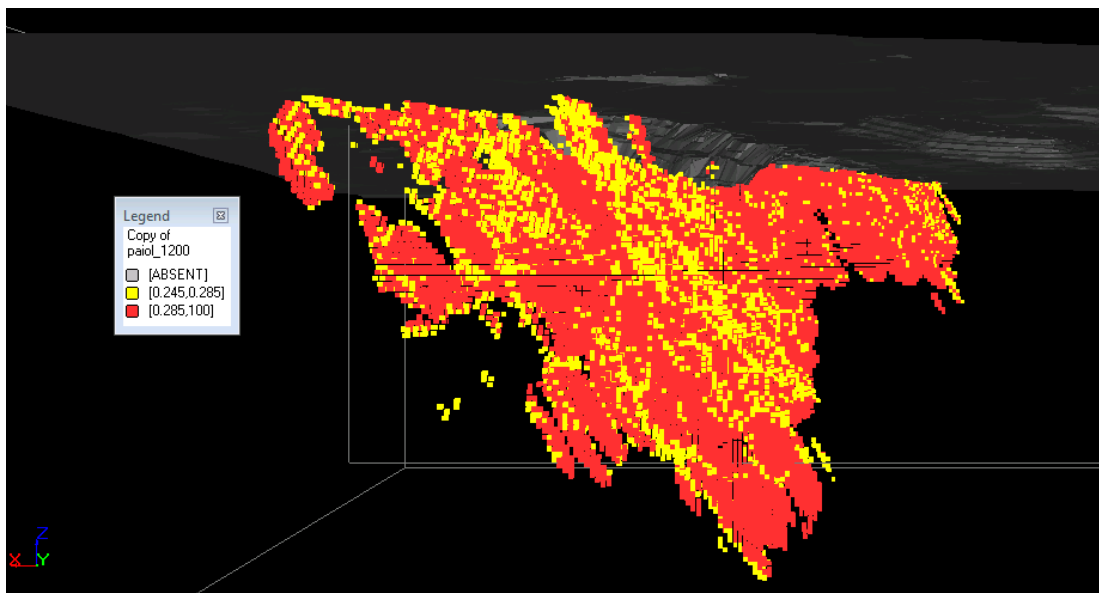


Figura 37. Blocos acima do teor marginal com a topografia (cinza)

3.3.3.4. Definição da Cava Ótima e Sequenciamento

A cava que otimiza o valor presente líquido do projeto (VPL) é então gerada no *NPV Scheduler* com base no modelo de blocos, valorizado economicamente. Os parâmetros aplicados nesta etapa são:

- Ângulo global de talude: com base nos relatórios referentes à área, este ângulo ficou definido em quatro diferentes regiões, conforme o tipo de litologia encontrado no depósito, sendo:
 - Região 1: 45°
 - Região 2: 25°
 - Região 3: 36°
 - Região 4: 47°
- Produção anual: 1.500.000 t (considerando-se as capacidades da frota de equipamentos e planta de beneficiamento);
- Taxa de desconto anual: 7% (valor definido pela empresa).

Após a aplicação dos parâmetros ao programa *NPV Scheduler*, os resultados das cavas geradas de acordo com cada percentual do preço base (US\$ 1.200,00/oz), que foi variado em até 150%, estão ilustrados na Tabela 22. A cava que representa 100% do valor do ouro é aquela que apresenta maior valor presente líquido ao projeto, conforme destacado na tabela.

Tabela 22. Resultados das cavas incrementais geradas pelo *NPV Scheduler*.

Cava	Fator	VPL (\$)	Minério (t)	Total Au (g)	REM	Teor (g/t)	Total Oz
1	5%	32.110.514	1.874.076	1.405.530	0,69	0,75	45.189
2	10%	61.201.895	3.413.704	2.745.107	1,15	0,80	88.257
3	15%	83.960.126	4.960.561	3.962.003	1,54	0,80	127.381
4	20%	102.503.410	6.376.657	5.114.880	1,86	0,80	164.447
5	25%	116.992.541	7.658.681	6.134.917	2,16	0,80	197.242
6	30%	127.647.078	8.744.630	6.975.397	2,40	0,80	224.264
7	35%	130.952.508	9.201.780	7.274.013	2,49	0,79	233.865
8	40%	139.224.400	10.204.517	8.103.036	2,80	0,79	260.518
9	45%	143.509.831	10.863.160	8.592.340	2,97	0,79	276.250
10	50%	148.702.922	11.788.907	9.301.000	3,24	0,79	299.034
11	55%	152.597.765	12.608.355	9.906.118	3,46	0,79	318.489
12	60%	153.549.375	12.845.013	10.075.994	3,53	0,78	323.950
13	65%	156.678.028	13.733.545	10.732.130	3,83	0,78	345.046
14	70%	162.143.357	15.797.159	12.217.552	4,55	0,77	392.803
15	75%	162.646.869	16.047.124	12.388.376	4,61	0,77	398.295
16	80%	163.263.643	16.465.120	12.579.828	4,68	0,76	404.451
17	85%	163.774.524	16.779.260	12.823.625	4,80	0,76	412.289
18	90%	164.242.167	17.120.522	13.109.386	4,97	0,77	421.476
19	95%	164.375.166	17.418.948	13.348.372	5,12	0,77	429.160
20	100%	164.424.856	17.863.681	13.711.141	5,34	0,77	440.823
21	105%	164.347.624	18.146.695	13.879.273	5,43	0,77	446.229
22	110%	164.321.959	18.198.865	13.906.495	5,44	0,76	447.104
23	115%	164.249.014	18.303.235	13.977.254	5,47	0,76	449.379
24	120%	164.111.753	18.441.040	14.059.929	5,52	0,76	452.037
25	125%	163.870.679	18.566.000	14.145.208	5,58	0,76	454.779
26	130%	163.011.356	19.560.915	14.485.981	5,65	0,74	465.735
27	135%	162.777.513	19.633.905	14.551.544	5,71	0,74	467.843
28	140%	149.005.569	22.401.877	17.271.479	8,10	0,77	555.291
29	145%	148.986.158	22.417.852	17.280.931	8,10	0,77	555.594
30	150%	148.750.063	22.571.549	17.365.748	8,11	0,77	558.321

Os cava geradas com a variação do preço de venda do ouro em até 150% do valor adotado estão representadas na Figura 38. O círculo laranja indica o ponto de máximo VPL (valor presente líquido), que se encontra na cava otimizada (100% do preço de venda definido para o ouro). A relação estéril minério (Hartman, 1992) referente a cada uma das cavas pode ser vista na curva vermelha, tendo valor de 5,34 para a cava selecionada.

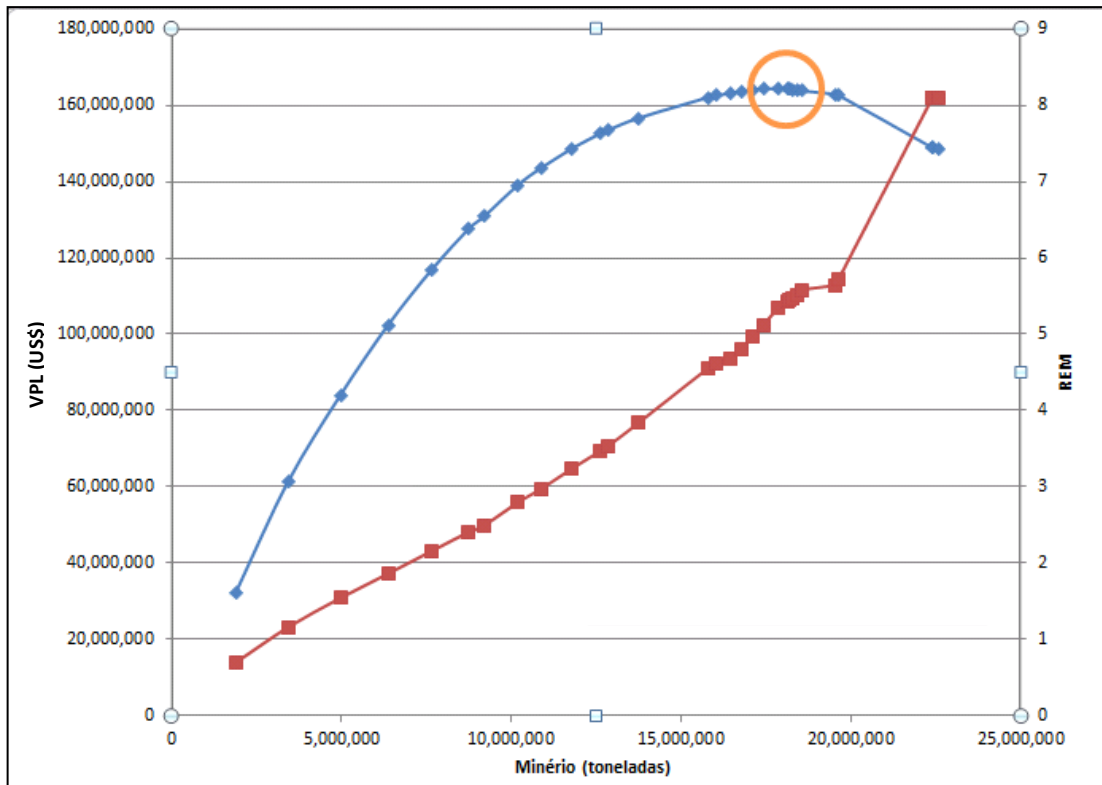


Figura 38. Gráfico da relação entre VPL e massa de minério (curva azul) e relação entre REM e massa de minério (curva vermelha) das cavas geradas

O desenho adquirido pela cava final otimizada está representado na Figura 39, onde a superfície azul ilustra a topografia remanescente do terreno.

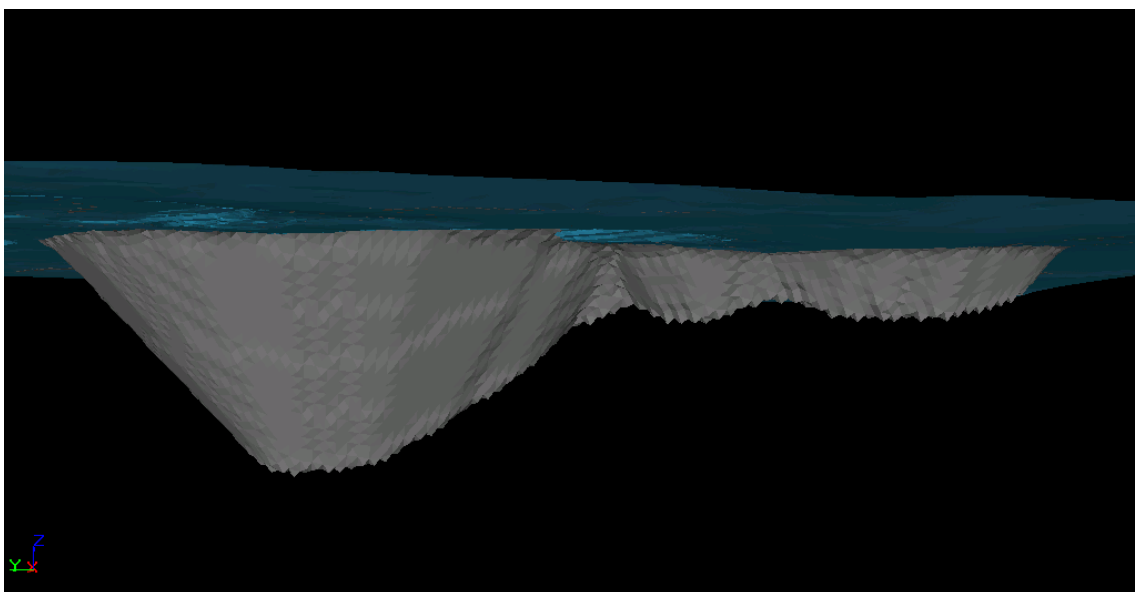


Figura 39. Topografia da área (azul) com cava ótima (cinza)

Após esta etapa, gera-se então o sequenciamento da extração dos blocos contidos dentro da cava ótima. A relação estéril minério e o teor médio de ouro foram utilizados como parâmetros restritivos. Conforme definido na etapa de otimização, a produção anual sugerida é de 1.500.000 t. Os resultados foram gerados para períodos semestrais, e estão apresentados na Tabela 23.

Tabela 23. Resultados do sequenciamento da cava ótima.

Dados Incrementais							
Ano	Rocha	VPL	REM	Minério	Teor	AU	AU
	toneladas	\$		toneladas	g/t	g	Oz
1	8.220.525	8.458.520	4,48	1.500.496	0,49	853.796	27.450
2	10.105.408	6.854.876	5,73	1.501.768	0,54	953.069	30.642
3	10.848.845	15.540.553	6,24	1.497.815	0,78	1.313.171	42.219
4	10.850.802	18.663.614	6,23	1.500.022	0,85	1.449.305	46.596
5	11.036.563	8.151.355	6,35	1.501.295	0,65	1.127.878	36.262
6	10.989.399	12.660.096	6,32	1.501.650	0,80	1.337.999	43.018
7	10.973.178	11.856.755	6,33	1.497.745	0,82	1.345.450	43.257
8	11.074.550	11.889.604	6,37	1.502.360	0,88	1.394.440	44.832
9	11.214.738	8.779.075	6,49	1.497.035	0,83	1.301.494	41.844
10	11.274.553	4.763.737	6,52	1.500.230	0,65	1.149.167	36.947
11	4.597.623	13.523.456	2,06	1.500.065	0,82	1.348.642	43.360
12	2.076.763	20.327.210	0,52	1.363.200	1,19	1.690.833	54.362
Total	113.262.945	141.468.850	5,34	17.863.681	0,77	15.265.243	490.789
Dados Acumulados							
Ano	Rocha	VPL	REM	Minério	Teor	AU	AU
	toneladas	\$		toneladas	g/t	g	oz
1	8.220.525	8.458.520	4,48	1.500.496	0,49	730.592	23.489
2	18.325.933	15.313.396	5,10	3.002.265	0,51	1.541.963	49.575
3	29.174.778	30.853.949	5,48	4.500.079	0,60	2.705.447	86.982
4	40.025.581	49.517.563	5,67	6.000.101	0,66	3.975.067	127.801
5	51.062.143	57.668.918	5,81	7.501.396	0,66	4.946.421	159.031
6	62.051.543	70.329.014	5,89	9.003.046	0,68	6.141.878	197.466
7	73.024.720	82.185.769	5,95	10.500.791	0,70	7.369.455	236.933
8	84.099.270	94.075.372	6,01	12.003.151	0,72	8.675.878	278.936
9	95.314.008	102.854.448	6,06	13.500.186	0,73	9.910.487	318.629
10	106.588.560	107.618.185	6,11	15.000.416	0,73	10.885.802	349.986
11	111.186.183	121.141.641	5,74	16.500.481	0,73	12.116.303	389.548
12	113.262.945	141.468.850	5,34	17.863.681	0,77	13.710.375	440.798

O tempo previsto para a exaustão da cava é de 12 anos. A relação estéril minério manteve-se próxima de 6:1 nos anos intermediários, enquanto o teor médio de ouro permaneceu entre a faixa de 0,5 a 0,8 g/t nesse mesmo período. Após o sequenciamento o VPL encontrado para o cenário de lavra a céu aberto foi US\$ 141.468.850.

3.3.3.5. Teor de Corte para Lavra Subterrânea

A equação do BCOG (*Break Even Cut Off Grade*) foi aplicada mais uma vez, atualizando-se o valor do custo de lavra para US\$ 40/t, para determinação do teor de corte no cenário subterrâneo, de acordo com os relatórios da empresa responsável pela mina.

$$BCOG = \frac{40 + 7,22}{0,93(38,6 - 0,35)} = 1,33 \text{ g/t}$$

O valor determinado do teor de corte para o cenário subterrâneo neste estudo é 1,33 g/t. A Figura 40 representa o gráfico da variação do teor de corte, tanto da lavra confinada quanto da lavra a céu aberto, em função do preço do ouro. A curva azul representa o teor de corte para lavra a céu aberto, enquanto a curva vermelha mostra a variação do teor de corte para lavra subterrânea.

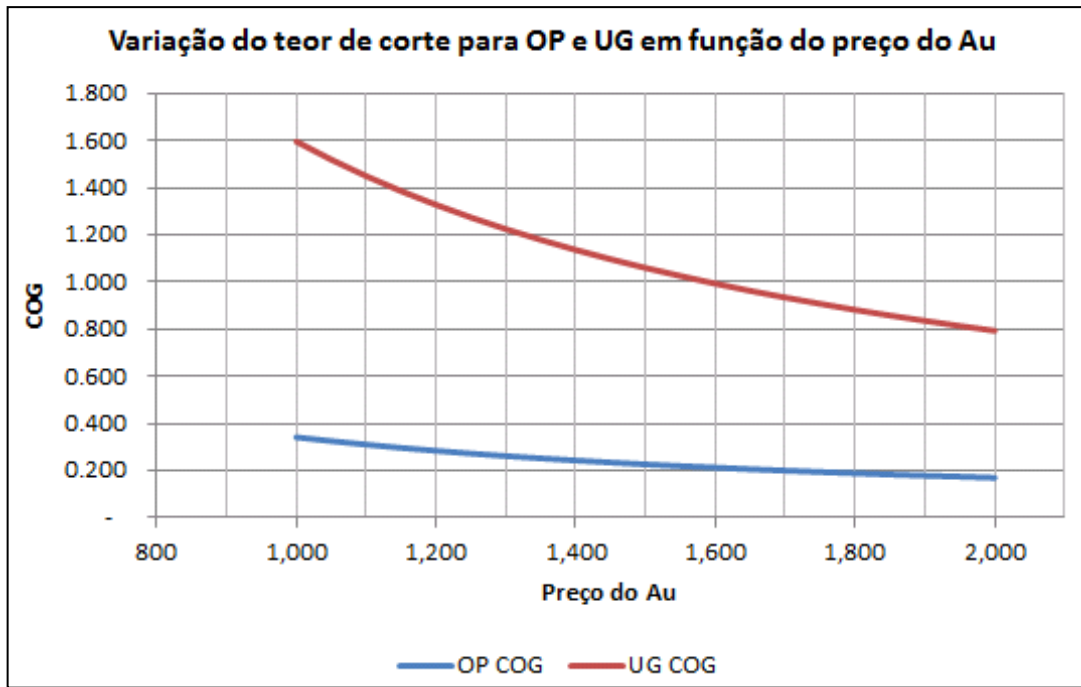


Figura 40. Gráfico da variação do COG em função da variação do preço do ouro

Definido o teor de corte que deve ser aplicado no cenário subterrâneo, calcula-se então os recursos remanescentes no depósito. A Tabela 24 apresenta os resultados após a exaustão da cava, considerando apenas os recursos medidos e indicados, enquanto a Tabela 25 considera também os recursos inferidos. Os resultados referentes aos recursos totais medidos e indicados do depósito, ou seja, sem a aplicação de métodos a céu aberto, encontram-se na Tabela 26. A Tabela 27 considera os recursos totais incluindo também os recursos inferidos.

Tabela 24. Recursos remanescentes medidos e indicados após a exaustão da cava ótima.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,245]	-	0,00
[0,245-0,285]	1.052.337	0,26
[0,285-1,33]	7.178.780	0,57
[1,33-100]	1.149.913	2,67

Tabela 25. Recursos remanescentes medidos, indicados e inferidos após a exaustão da cava ótima.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,245]	104.700.000	0,08
[0,245-0,285]	2.729.728	0,26
[0,285-1,33]	18.357.000	0,62
[1,33-100]	3.253.634	2,29

Tabela 26. Recursos remanescentes medidos e indicados a partir da topografia.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,245]	-	0,00
[0,245-0,285]	2.500.441	0,26
[0,285-1,33]	20.817.000	0,62
[1,33-100]	3.862.975	2,32

Tabela 27. Recursos remanescentes medidos, indicados e inferidos a partir da topografia.

Faixa de teor (g/t)	Massa (t)	Au médio (g/t)
[0,01-0,245]	129.490.000	0,08
[0,245-0,285]	4.459.664	0,26
[0,285-1,33]	32.153.000	0,63
[1,33-100]	5.966.705	2,23

Para este projeto, as características do depósito e da rocha indicam também o uso do método de *sublevel stopping* para o cenário confinado. Assim como nos outros casos, um pilar de segurança de 30 metros de espessura é deixado durante as operações, porém recuperado ao final do projeto, não implicando na perda dos recursos calculados acima.

3.3.3.6. Desenvolvimento Subterrâneo

Para o desenvolvimento das rampas de acesso no cenário subterrâneo, utiliza-se novamente o programa *Studio 3* para a geração das envoltórias dos blocos acima do teor de corte de 1,33 g/t, determinando assim quais blocos poderão ser acessados. O custo de um metro desenvolvido no ambiente confinado permanece com o valor adotado nos estudos

anteriores A e B, em US\$ 3.500,00. A Figura 41 apresenta uma imagem das rampas de acesso criadas, de acordo com as envoltórias de teor, a partir da topografia, as quais totalizaram uma extensão de aproximadamente 6.950 metros. Caso as rampas sejam iniciadas a partir do fundo da cava ótima (aplicação de cenários conjugados), essa extensão reduz a 2.400 metros, conforme mostra a Figura 42.

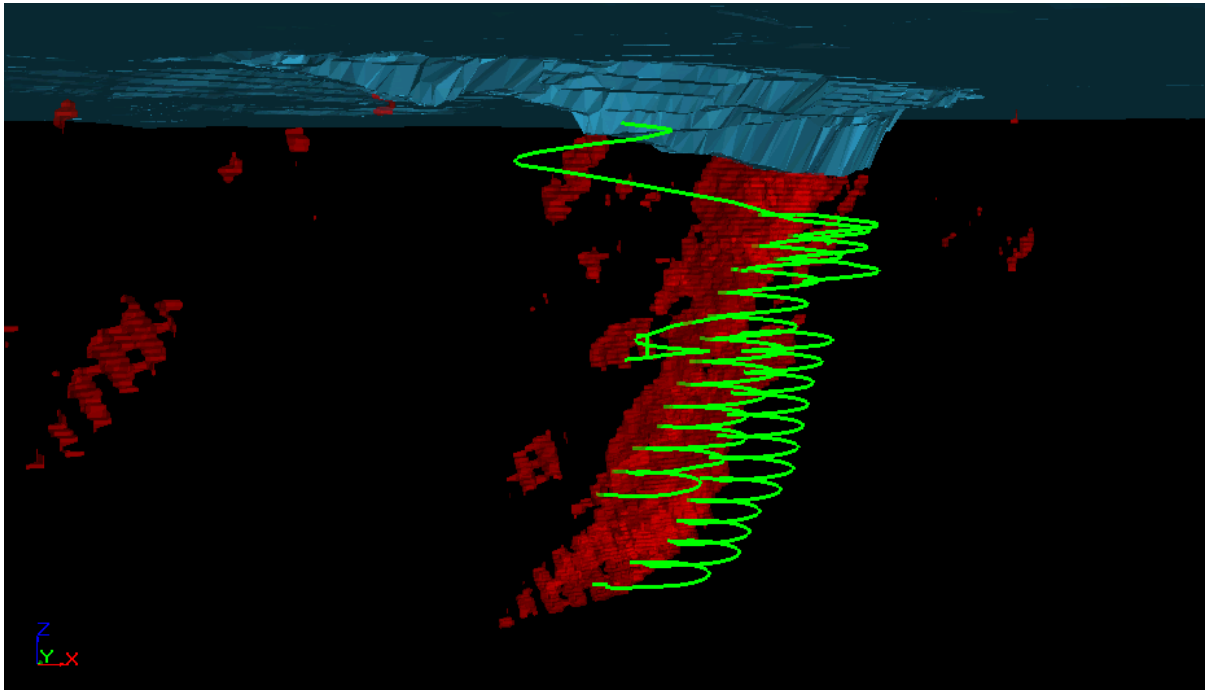


Figura 41. Rampas de acesso (verde) às envoltórias de teor (vermelho) a partir da topografia (azul)

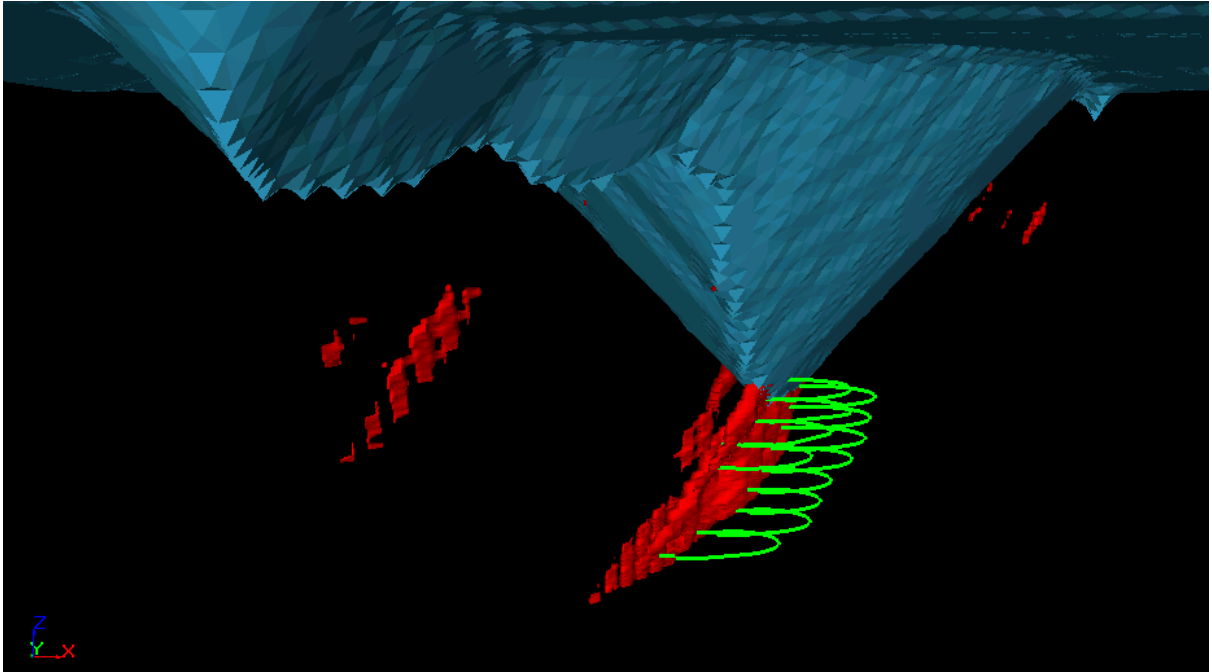


Figura 42. Rampas de acesso (verde) às envoltórias de teor (vermelho) a partir da cava ótima (azul)

No cenário subterrâneo, a produção para este depósito ficou definida em 500.000 toneladas por ano. A partir dessa definição, calcula-se que o projeto, utilizando apenas a lavra confinada, tenha vida útil de aproximadamente 9 anos, podendo chegar a 13 anos se considerados os recursos inferidos, sendo o primeiro ano apenas a etapa de desenvolvimento. Em caso de aplicação de lavra a céu aberto no primeiro momento, a lavra subterrânea terá duração de 4 anos, se estendendo a 7 anos se confirmados os recursos inferidos.

Capítulo 4

ANÁLISE COMPARATIVA DOS RESULTADOS

Finalizada a etapa de aplicação da metodologia proposta neste trabalho, os resultados obtidos para cada um dos estudos de caso serão analisados a seguir. Esta análise será feita individualmente para cada um dos três cenários possíveis de lavra (somente a céu aberto, somente por métodos subterrâneos ou aplicação de métodos conjugados), de maneira a avaliar qual das alternativas produz melhores resultados para o projeto.

4.1. Estudo de Caso A

4.1.1. Cenário 1: Lavra somente a Céu Aberto

A primeira alternativa analisada é a de extração do minério de ouro, contido no depósito A, pelo método de lavra a céu aberto, denominado lavra em cava. Os resultados obtidos através da definição da cava ótima, realizada no aplicativo *NPV Scheduler*, estão apresentados na Tabela 28.

Tabela 28. Resultados do cenário de lavra por métodos somente a céu aberto.

Massa de minério (t)	1.871.235
Teor médio de au (g/t)	1,46
Total de au (oz)	88.050
REM	8,8
Tempo de vida útil do projeto (anos)	2
VPL (US\$)	31.688.627

Como esta mina já foi lavrada previamente pelo método de *open pit*, a retirada dos recursos restantes se dá pela simples ampliação da cava já existente na topografia original da área. Isso pode ser observado na seção oeste-leste do depósito apresentada na Figura 43.

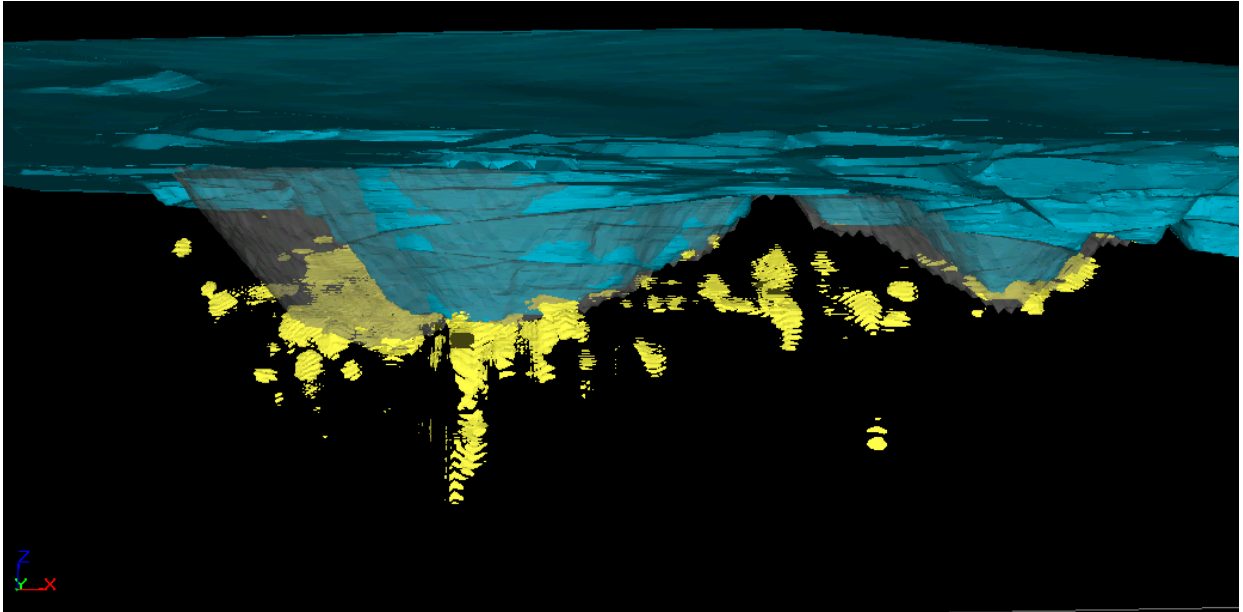


Figura 43. Seção W-E do depósito com topografia (azul), envoltórias de teor (amarelo) e cava final (cinza)

Com a aplicação da lavra em cava, esse depósito gera um valor presente líquido de US\$ 31.688.627, sendo uma boa alternativa. O tempo de vida útil para o projeto é de 2 anos. Para respeitar-se a viabilidade de um projeto a céu aberto, a relação global estéril minério da cava (OSR) deve estar sempre abaixo da relação estéril minério máxima permitida (ASR), conforme mencionado no capítulo 2. Neste caso, o OSR encontrado na cava final foi 8,8:1, enquanto o ASR calculado foi de 12,4:1, respeitando, portanto, essa condição.

4.1.2. Cenário 2: Lavra somente Subterrânea

O segundo cenário avaliado é aquele onde todos os recursos são extraídos através da lavra confinada. A quantidade de minério a partir da topografia foi estimada em duas etapas, a primeira considerando somente os recursos medidos e indicados e a segunda considerando também os recursos inferidos, os quais apresentam bastante potencial para a expansão do depósito.

O método que melhor se encaixa nas características deste depósito é o *sublevel stoping*. Com base nas configurações requeridas por esse método, rampas de desenvolvimento foram criadas para uma estimativa de custos, totalizando uma extensão de 6.776 metros.

Conforme mencionado no capítulo anterior, no caso do cenário 2 ser selecionado como o mais favorável para o projeto, outros custos devem ser considerados numa próxima etapa de avaliação, tais como abertura das galerias, frentes de lavra, etc. Contudo, para uma primeira análise, somente os custos de desenvolvimento dos acessos principais foram incluídos.

Os resultados encontrados para este cenário, considerando recursos medidos e indicados, estão presentes na Tabela 29. A Tabela 30 apresenta os resultados quando incluídos também os recursos inferidos do depósito.

Tabela 29. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos e indicados.

Massa de minério (t)	1.767.359
Teor médio de au (g/t)	2,20
Total de au (oz)	125.008
Tempo de vida útil do projeto (anos)	6
VPL (US\$)	3.351.958

Tabela 30. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos, indicados e inferidos.

Massa de minério (t)	2.065.966
Teor médio de au (g/t)	2,15
Total de au (oz)	142.807
Tempo de vida útil do projeto (anos)	6
VPL (US\$)	4.860.492

O cenário 2 também produz um valor presente líquido positivo para o projeto, sendo ele US\$ 3.351.958 sem a inclusão dos recursos inferidos e atingindo US\$ 4.860.492 quando incluídos esses recursos. Embora essa opção tenha um tempo de vida útil bastante superior ao cenário 1, a diferença do NPV não justificaria a sua aplicação, já que esse valor é muito inferior ao valor encontrado com a aplicação de métodos a céu aberto.

4.1.3. Cenário 3: Aplicação de Métodos Combinados

Para a análise do cenário 3 são calculados, primeiramente, somente os recursos remanescentes após a exaustão da cava final no cenário a céu aberto. Como, neste caso, as

rampas para o acesso subterrâneo partirão do fundo da cava, a sua extensão total reduz de 6.776 metros para 3.850 metros. Os resultados encontrados, considerando apenas os recursos medidos e indicados, estão apresentados na Tabela 31. A Tabela 32 mostra os resultados com a inclusão dos recursos inferidos, que embora apresentem um maior grau de incerteza, são recursos com potencial para a expansão da lavra.

Tabela 31. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava, incluindo recursos medidos e indicados.

Massa de minério (t)	1.029.927
Teor médio de au (g/t)	1,96
Total de au (oz)	64.901
Tempo de vida útil do projeto (anos)	4
VPL (US\$)	-2.327.532

Tabela 32. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava, incluindo recursos medidos, indicados e inferidos.

Massa de minério (t)	1.300.258
Teor médio de au (g/t)	1,93
Total de au (oz)	80,682
Tempo de vida útil do projeto (anos)	4
VPL (US\$)	-730.839

O valor presente líquido (NPV) proveniente da extração desses recursos deve ser somado ao valor presente líquido obtido com a lavra em cava, para obter-se o NPV final gerado com a combinação dos métodos. A Tabela 33 apresenta os resultados da soma dos cenários sem a inclusão dos recursos inferidos, enquanto a Tabela 34 apresenta os resultados considerando estes recursos.

Tabela 33. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos e indicados.

Massa de minério (t)	2.901.162
Teor médio de au (g/t)	1,64
Total de au (oz)	152.737
Tempo de vida útil do projeto (anos)	6
VPL (US\$)	29.361.095

Tabela 34. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos, indicados e inferidos.

Massa de minério (t)	3.171.493
Teor médio de au (g/t)	1,65
Total de au (oz)	168.518.05
Tempo de vida útil do projeto (anos)	6
VPL (US\$)	30.957.788

Nota-se que a lavra subterrânea aplicada após a exaustão da cava no cenário 3 não se justificaria, uma vez que os seus resultados mostram a inviabilidade do método. Mesmo quando considerados os recursos inferidos, o valor presente líquido obtido no cenário subterrâneo é bastante negativo, fazendo com que a soma final da combinação dos métodos apresente um VPL inferior ao gerado no cenário 1, o qual utiliza somente a lavra a céu aberto.

4.1.4. Análise Comparativa dos Cenários

Após analisados os resultados individuais de cada um dos três cenários, realiza-se então uma análise comparativa entre eles, de forma a definir qual apresenta maior valor presente líquido para o projeto. A Tabela 35 mostra os resultados dos cenários 1, 2 e 3 quando considerados somente os recursos medidos e indicados.

Tabela 35. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos e indicados.

	Cenário 1	Cenário 2	Cenário 3
Massa de minério (t)	1.871.235	1.767.359	2.901.162
Teor médio de au (g/t)	1,46	2,20	1,64
Total de au (oz)	88.050	125.008	152.737
Vida útil (anos)	2	6	6
VPL (US\$)	31.688.627	3.351.958	29.361.095

A Tabela 36 apresenta os valores relativos aos recursos totais do depósito, ou seja, incluindo também os inferidos.

Tabela 36. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos, indicados e inferidos.

	Cenário 1	Cenário 2	Cenário 3
Massa de minério (t)	1.871.235	2.065.966	3.171.493
Teor médio de au (g/t)	1,46	2,15	1,65
Total de au (oz)	88.050	142.807	168.518.05
Vida útil (anos)	2	6	6
VPL (US\$)	31.688.627	4.860.492	30.957.788

Conforme mostra a Tabela 35, o cenário que apresenta menor valor presente líquido para o projeto encontra-se na alternativa de lavra somente subterrânea, gerando um retorno de US\$ 3.351.958 e um total de massa de minério de 1.767.359 toneladas. Se avaliado o mesmo cenário, incluindo os recursos inferidos, os quais apresentam um maior nível de incerteza, a massa de minério total é incrementada para 2.065.966 toneladas e o NPV pode alcançar o valor de US\$ 4.860.492.

O cenário 3, relativo à combinação de métodos, gera um valor presente líquido menor que o cenário de lavra somente a céu aberto, visto que o resultado da lavra subterrânea apresenta valor negativo, mesmo quando incluídos os recursos inferidos. Isso significa que a continuação da mineração do depósito por métodos subterrâneos após a aplicação da lavra a céu aberto é inviável.

A melhor alternativa para este depósito, portanto, de forma a maximizar o VPL resultante, encontra-se no cenário 1. Com a aplicação da lavra somente a céu aberto, a massa total de minério extraída é de 1.871.235 toneladas e o valor presente líquido obtido é US\$ 31.688.627.

4.2. Estudo de Caso B

4.2.1. Cenário 1: Lavra somente a Céu Aberto

Para a alternativa de lavar o depósito de ouro somente por métodos a céu aberto, os resultados obtidos com cava ótima, gerada no aplicativo *NPV Scheduler*, encontram-se na Tabela 37. O tamanho deste depósito é muito menor do que o do estudo de caso A e, portanto, a massa de minério presente nele é bastante inferior.

Tabela 37. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto.

Massa de minério (t)	249.683
Teor médio de au (g/t)	1,65
Total de au (oz)	13.215
REM	5
Tempo de vida útil do projeto (anos)	2
VPL (US\$)	6.669.354

O valor presente líquido obtido com a mineração do corpo por lavra em cava é de US\$ 6.669.354, num projeto de 2 anos. O ouro total obtido com a lavra é de 13.215 oz. A relação estéril minério global da cava (OSR) resultou em 5:1, respeitando o valor da relação limite (ASR), que ficou em 7,6:1. Portanto, a alternativa do cenário 1 se mostra bastante viável neste depósito.

4.2.2. Cenário 2: Lavra somente Subterrânea

Para a análise do segundo cenário, avalia-se os recursos totais contidos no depósito, desde a topografia do terreno. Primeiro, considerou-se somente os recursos medidos e indicados e numa segunda etapa considerou-se também os recursos inferidos.

Neste depósito, assim como no depósito do estudo de caso A, a melhor alternativa para a mineração subterrânea está presente no método *sublevel stoping*, uma vez que as características do corpo de minério se encaixam nas premissas para aplicação deste método. As rampas de desenvolvimento (acessos principais às envoltórias) totalizaram uma extensão de 2.737 metros, gerando um custo final de US\$ 9.579.500.

Os resultados obtidos para este cenário, considerando recursos medidos e indicados, estão presentes na Tabela 38. A Tabela 39 apresenta os resultados quando considerados também os recursos inferidos do corpo mineral.

Tabela 38. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos e indicados.

Massa de minério (t)	834.139
Teor médio de au (g/t)	2,16
Total de au (oz)	57.927
Tempo de vida útil do projeto (anos)	6
VPL (US\$)	5.791.271

Tabela 39. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos, indicados e inferidos.

Massa de minério (t)	947.887
Teor médio de au (g/t)	2,12
Total de au (oz)	64.608
Tempo de vida útil do projeto (anos)	7
VPL (US\$)	6.638.280

O cenário de lavra somente por métodos subterrâneos gera um NPV de US\$ 5.791.271, podendo aumentar para US\$ 6.638.280 se confirmados os recursos inferidos. O projeto tem uma vida útil de 6 anos, com uma produção total de 57.927 oz de ouro, sem incluir os recursos inferidos.

4.2.3. Cenário 3: Aplicação de Métodos Combinados

Os recursos remanescentes após a exaustão da cava ótima do cenário a céu aberto são calculados para avaliar a aplicação dos métodos combinados. As rampas de acesso às envoltórias do minério, quando iniciadas no fundo da cava final, totalizam uma extensão de 2.411 metros. Os resultados provenientes dos recursos medidos e indicados estão apresentados na Tabela 40, enquanto a Tabela 41 apresenta os mesmos considerando também os blocos de minério inferido.

Tabela 40. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava, incluindo recursos medidos e indicados.

Massa de minério (t)	712.869
Teor médio de au (g/t)	2,11
Total de au (oz)	48.360
Tempo de vida útil do projeto (anos)	5
VPL (US\$)	4.073.737

Tabela 41. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava, incluindo recursos medidos, indicados e inferidos.

Massa de minério (t)	825.167
Teor médio de au (g/t)	2.07
Total de au (oz)	54.916
Tempo de vida útil do projeto (anos)	6
VPL (US\$)	4.930.863

Para encontrar o resultado final da combinação dos métodos é necessário somar os valores obtidos com a lavra a céu aberto aos valores obtidos com a mineração subterrânea posterior à exaustão da cava considerada como final, conforme mostra as Tabela 42 e Tabela 43.

Tabela 42. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos e indicados.

Massa de minério (t)	962.552
Teor médio de au (g/t)	1,99
Total de au (oz)	61.572
Tempo de vida útil do projeto (anos)	7
VPL (US\$)	10.743.091

Tabela 43. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos, indicados e inferidos.

Massa de minério (t)	1.074.850
Teor médio de au (g/t)	1,97
Total de au (oz)	68.129
Tempo de vida útil do projeto (anos)	8
VPL (US\$)	11.600.217

Nota-se que na aplicação da combinação dos métodos há um acréscimo considerável no valor presente líquido do projeto, bem como no seu tempo de vida útil e aproveitamento dos recursos.

4.2.4. Análise Comparativa dos Cenários

Para determinar qual dos cenários apresenta melhores resultados para o projeto, é necessário comparar os principais parâmetros de cada um deles, os quais estão apresentados nas Tabela 44 Tabela 45.

Tabela 44. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos e indicados.

	Cenário 1	Cenário 2	Cenário 3
Massa de minério (t)	249.683	834.139	962.552
Teor médio de au (g/t)	1,65	2,16	1,99
Total de au (oz)	13.215	57.927	61.572
Vida útil (anos)	2	6	7
VPL (US\$)	6.669.354	5.791.271	10.743.091

Tabela 45. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos, indicados e inferidos.

	Cenário 1	Cenário 2	Cenário 3
Massa de minério (t)	249.683	947.887	1.074.850
Teor médio de au (g/t)	1,65	2,12	1,97
Total de au (oz)	13.215	64.608	68.129
Vida útil (anos)	2	7	8
VPL (US\$)	6.669.354	6.638.280	11.600.217

Nota-se que todos os três cenários apresentam retorno positivo, contudo aquele que obtém maior valor presente líquido está na combinação da lavra a céu aberto seguida da lavra subterrânea, atingindo o valor de US\$ 10.743.091. Também é importante avaliar o tempo de vida útil do projeto, o qual implica em questões de impacto ambiental, *retorno* dos investimentos, geração de empregos, etc. No cenário 3, o projeto atinge o maior tempo de vida útil de todas as alternativas e também o maior aproveitamento dor recursos. Portanto, neste caso, a melhor opção para o depósito é a aplicação dos métodos combinados.

4.3. Estudo de Caso C

4.3.1. Cenário 1: Lavra somente a Céu Aberto

No primeiro cenário analisado, foram gerados os resultados da cava ótima do depósito através do aplicativo *NPV Scheduler*. Os principais parâmetros a serem observados estão presentes na Tabela 46.

Tabela 46. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto (cava 100%).

Massa de minério (t)	17.863.681
Teor médio de au (g/t)	0,77
Total de au (oz)	440.511
REM	5,34
Tempo de vida útil do projeto (anos)	12
VPL (US\$)	141.468.850

Para a aplicação somente do método de lavra em cava, o NPV encontrado é de US\$ 141.468.850. A relação estéril minério limite (ASR) calculada para este depósito ficou em 26,5:1, muito superior à relação global (OSR) encontrada para a cava ótima. Isso ocorre devido ao custo de lavra subterrânea neste projeto ser bastante elevado. O tempo previsto de vida útil da mina, respeitando a produção definida, é de 12 anos, em caso do cenário 1 ser adotado.

4.3.2. Cenário 2: Lavra somente Subterrânea

Para a alternativa de lavar o depósito somente com a aplicação de método subterrâneo, os resultados obtidos com os recursos medidos e indicados do corpo mineral encontram-se na Tabela 47. A Tabela 48 abrange os resultados se confirmados também os recursos inferidos.

Tabela 47. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos e indicados.

Massa de minério (t)	3.862.975
Teor médio de au (g/t)	2,32
Total de au (oz)	287.890
Tempo de vida útil do projeto (anos)	9
VPL (US\$)	6.818.213

Tabela 48. Resultados do cenário de lavra somente por métodos subterrâneos, incluindo recursos medidos, indicados e inferidos.

Massa de minério (t)	5.966.705
Teor médio de au (g/t)	2,23
Total de au (oz)	428.556
Tempo de vida útil do projeto (anos)	13
VPL (US\$)	11.850.656

A lavra por métodos subterrâneos se mostra viável, atingindo um valor presente líquido de US\$ 6.818.213. Se os recursos inferidos forem de fato confirmados na lavra, esse valor pode chegar a US\$ 11.850.656.

4.3.3. Cenário 3: Aplicação de Métodos Combinados

Neste estudo, devido às características presentes no depósito, o cenário de combinação de métodos será analisado de forma mais detalhada. Além da combinação da cava ótima, gerada no cenário 1, com a lavra subterrânea, também serão gerados os resultados da combinação de cavas intermediárias com a posterior lavra dos recursos remanescentes por métodos confinados. Essa abordagem é o que se propõe na metodologia da dissertação, pois a análise do que se determina como cava ótima pode não necessariamente ser o cenário mais vantajoso para o projeto de forma integrada.

O corpo de minério deste estudo é bastante superior em tamanho em relação aos dos estudos anteriores, e também apresenta uma maior inclinação (mergulho). Devido à grande quantidade de material contida neste depósito, uma pequena variação na cota final da lavra a céu aberto pode influenciar muito nos resultados obtidos no projeto, portanto será realizado um estudo para diferentes cavas finais combinadas com o cenário subterrâneo. As

cavas acima de 100% do preço do ouro apresentam uma pequena redução do valor do NPV em relação ao NPV da cava ótima, enquanto a relação estéril minério tem seu valor acrescido. Portanto, o incremento da quantidade de material estéril nestas cavas faz que o resultado proveniente da combinação de métodos a partir da cava final (100%) tenda a diminuir o valor presente líquido do projeto. Com isso, o estudo será realizado apenas com base nas cavas intermediárias, ou seja, cavas anteriores à cava considerada como ótima para o cenário céu aberto.

A Figura 44 mostra uma seção oeste-leste do depósito com as diferentes cavas geradas pelo aplicativo *NPV Scheduler* (cava 100% em cinza, cava 90% em azul, cava 80% em amarelo, cava 70% em verde e cava 60% em vermelho). Salienta-se que este estudo busca encontrar a profundidade ideal para a transição de método de lavra, que encontra-se, neste caso, entre a cota da cava ótima (100% do valor do ouro) e a última cava utilizada no estudo (60% do valor do ouro). As cavas abaixo de 60% do preço do metal não apresentaram características favoráveis à combinação de métodos, embora também tenham sido avaliadas individualmente, e, portanto, não entraram nos resultados finais aqui apresentados.

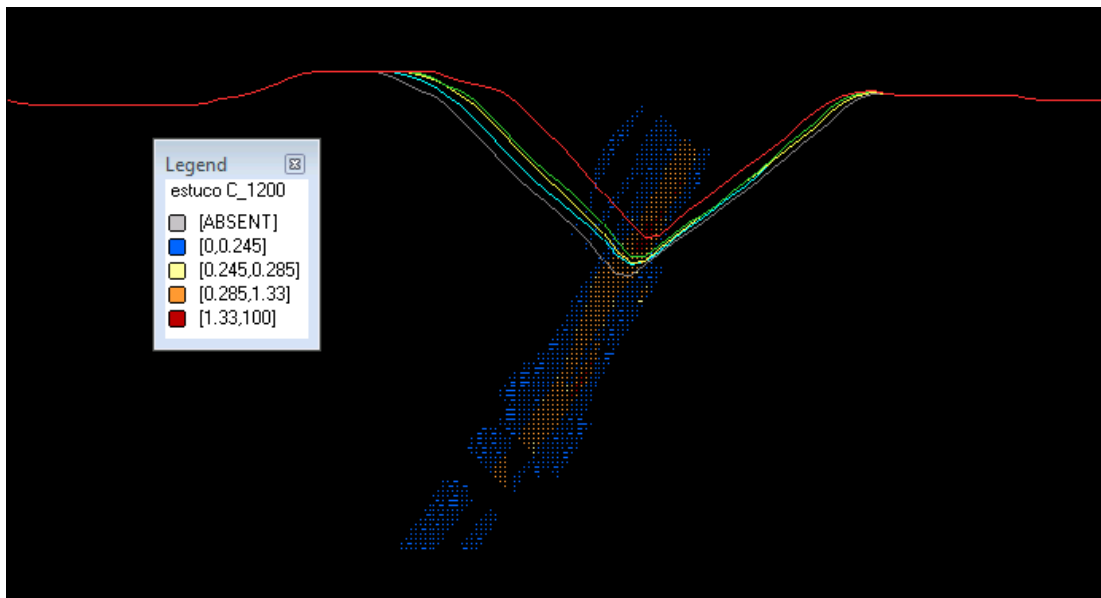


Figura 44. Seção oeste-leste do corpo de minério com as diferentes cavas analisadas

Cada possível combinação foi analisada de forma a reavaliar os recursos remanescentes no depósito e a variação de custos de desenvolvimento no cenário confinado,

uma vez que a ampliação da cava reduz os recursos subterrâneos e conseqüentemente o comprimento total das rampas de acesso às envoltórias.

Primeiramente, estuda-se os resultados obtidos com os recursos remanescentes após a exaustão da cava ótima, ou seja, a cava de 100% do valor adotado para o ouro (US\$ 1.200,00/oz). A Tabela 49 apresenta estes resultados.

Tabela 49. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava (cava 100%).

	Recursos medidos e indicados	Recursos medidos, indicados e inferidos
Massa de minério (t)	1.149.913	3.253.634
Teor médio de au (g/t)	2,67	2,29
Total de au (oz)	98.711	239.444
Tempo de vida útil do projeto (anos)	4	8
VPL (US\$)	10.168.800	14.344.896

A segunda alternativa para métodos combinados é a mineração da cava de 90% do valor do ouro com a posterior aplicação de métodos subterrâneos. Para tal, deve-se avaliar os resultados da cava, mostrados na Tabela 50, e dos recursos remanescentes após a sua exaustão, presentes da Tabela 51.

Tabela 50. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto (cava 90%).

Massa de minério (t)	17.120.522
Teor médio de au (g/t)	0,77
Total de au (oz)	421.635
REM	4,97
Tempo de vida útil do projeto (anos)	12
VPL (US\$)	141.248.263

Tabela 51. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava (cava 90%).

	Recursos medidos e indicados	Recursos medidos, indicados e inferidos
Massa de minério (t)	1.281.707	3.385.437
Teor médio de au (g/t)	2,64	2,29
Total de au (oz)	108.747	249.471
Tempo de vida útil do projeto (anos)	4	8
VPL (US\$)	10.655.185	14.728.922

A outra combinação possível é aquela em que a cava final utilizada é a referente a 80% do valor do ouro. Os resultados provenientes desta cava encontram-se na Tabela 52. Nota-se que houve um acréscimo no valor presente líquido embora tenha havido um decréscimo de massa de minério.

Tabela 52. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto (cava 80%).

Massa de minério (t)	16.465.120
Teor médio de au (g/t)	0,77
Total de au (oz)	404.451
REM	4,67
Tempo de vida útil do projeto (anos)	11
VPL (US\$)	142.039.369

Os recursos remanescentes no depósito após a lavra a céu aberto e os dados associados a eles estão apresentados na Tabela 53.

Tabela 53. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava (cava 80%).

	Recursos medidos e indicados	Recursos medidos, indicados e inferidos
Massa de minério (t)	1.396.983	3.500.713
Teor médio de au (g/t)	2,62	2,30
Total de au (oz)	117.854	258.528
Tempo de vida útil do projeto (anos)	4	8
VPL (US\$)	11.269.517	15.203.374

Para a cava de 70% do preço do ouro os resultados estão na Tabela 54. Observa-se que o NPV decai em relação a cava anterior.

Tabela 54. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto (cava 70%).

Massa de minério (t)	15.797.159
Teor médio de au (g/t)	0,77
Total de au (oz)	392.803
REM	4,55
Tempo de vida útil do projeto (anos)	11
VPL (US\$)	141.064.721

A Tabela 55 mostra os dados referentes aos recursos remanescentes no depósito após a exaustão do cava de 70%.

Tabela 55. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava (cava 70%).

	Recursos medidos e indicados	Recursos medidos, indicados e inferidos
Massa de minério (t)	1.462.125	3.565.855
Teor médio de au (g/t)	2,62	2,30
Total de au (oz)	122.974	263.683
Tempo de vida útil do projeto (anos)	4	9
VPL (US\$)	11.340.276	15.250.219

Finalmente, são avaliados os resultados da combinação da cava de 60% do valor do ouro com a continuação da mineração por lavra subterrânea. Os dados referentes à cava estão listados na Tabela 56, enquanto os dados relacionados aos recursos remanescentes encontram-se na Tabela 57.

Tabela 56. Resultados do cenário de lavra somente por métodos a céu aberto (cava 60%).

Massa de minério (t)	12.845.013
Teor médio de au (g/t)	0,78
Total de au (oz)	323.950
REM	3,53
Tempo de vida útil do projeto (anos)	9
VPL (US\$)	136.658.944

Tabela 57. Resultados do cenário subterrâneo após a lavra em cava (cava 60%).

	Recursos medidos e indicados	Recursos medidos, indicados e inferidos
Massa de minério (t)	1.921.358	4.025.089
Teor médio de au (g/t)	2,49	2,27
Total de au (oz)	153.630	294.277
Tempo de vida útil do projeto (anos)	5	9
VPL (US\$)	9.509.651	13.319.928

Após o estudo de cada uma das possíveis combinações, compara-se os resultados provenientes de cada uma delas, de forma a selecionar aquela que representa melhores retornos para o projeto. Os principais parâmetros que devem ser analisados no momento da seleção da profundidade de transição de métodos encontram-se na Tabela 58. Se confirmados também os recursos inferidos do depósito, os resultados são ampliados de acordo com a Tabela 59.

Tabela 58. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos e indicados.

	Cava 100%	Cava 90%	Cava 80%	Cava 70%	Cava 60%
Massa minério (t)	19.013.594	18.402.229	17.862.103	17.259.284	14.766.371
Teor médio au (g/t)	0,88	0,90	0,91	0,93	1,01
Total de au (oz)	539.223	530.382	522.304	515.777	477.580
Vida útil (anos)	16	16	15	15	13
VPL (US\$)	151.574.176	151.903.449	153.308.887	152.404.996	146.168.595

Tabela 59. Resultado da combinação dos métodos para recursos medidos, indicados e inferidos.

	Cava 100%	Cava 90%	Cava 80%	Cava 70%	Cava 60%
Massa minério (t)	21.117.315	20.505.959	19.965.833	19.363.014	16.870.102
Teor médio au (g/t)	1,00	1,02	1,03	1,05	1,14
Total de au (oz)	679.956	671.105	662.979	656.486	618.227
Vida útil (anos)	20	20	19	20	18
VPL (US\$)	155.750.272	155.977.185	157.242.744	156.314.939	149.978.872

4.3.4. Análise Comparativa dos Cenários

Por fim então, compara-se os resultados obtidos com cada um dos três cenários estudados. De todas as combinações analisadas no cenário 3, a que apresentou melhores resultados foi a combinação da cava de 80% do valor adotado para o ouro com a continuação da mineração por lavra subterrânea. O resultado desta combinação é o que está sendo comparado aos outros dois cenários na Tabela 60. Os resultados presentes na Tabela 61 são referentes aos recursos totais, ou seja, incluindo também os dados inferidos.

Tabela 60. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos e indicados.

	Cenário 1	Cenário 2	Cenário 3
Massa de minério (t)	17.863.681	834.139	17.862.103
Teor médio de au (g/t)	0,77	2,16	0,91
Total de au (oz)	440.511	57.927	522.304
Vida útil (anos)	12	6	15
NPV (US\$)	141.468.850	5.791.271	153.308.887

Tabela 61. Análise comparativa dos resultados considerando recursos medidos, indicados e inferidos.

	Cenário 1	Cenário 2	Cenário 3
Massa de minério (t)	17.863.681	5.966.705	19.965.833
Teor médio de au (g/t)	0,77	2,23	1,03
Total de au (oz)	440.511	428.556	662.979
Vida útil (anos)	12	13	19
NPV (US\$)	141.468.850	11.850.656	157.242.744

Após a comparação dos resultados dos três possíveis cenários de lavra para o depósito, nota-se que o cenário 3 apresenta vantagem em todos os parâmetros avaliados. Além de obter o maior valor presente líquido, este cenário também apresenta o melhor aproveitamento dos recursos e tempo de vida útil da mina, gerando maiores retornos para o projeto e também aumentando o tempo de permanência da empresa no local. Estes parâmetros são de grande importância para questões ambientais e também para a geração de empregos e tempo de retorno para os investimentos realizados.

Capítulo 5

CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

Neste capítulo serão revisados os principais tópicos abordados no estudo e as conclusões obtidas com a aplicação da metodologia sugerida aos estudos de caso, apresentados no capítulo anterior. Também serão citadas algumas recomendações para trabalhos futuros.

5.1. Conclusões

Para alcançar a meta de definição de uma metodologia que permita a análise prévia da determinação do ponto ótimo de transição de lavra a céu aberto para lavra subterrânea, proposta neste trabalho, uma sequência de etapas foi realizada em três diferentes estudos de caso. A profundidade de transição considerada ideal é aquela em que o resultado da combinação dos métodos gera a majoração do valor do projeto.

A opção pela análise de três projetos diferentes para aplicação da metodologia esbarrou em algumas situações relacionadas com o estágio dos projetos (projeto A já possuía uma topografia em estágio avançado de lavra que impedia a análise de cavas "subótimas" na integração da lavra céu aberto com a subterrânea para definição da zona de transição), a geometria dos corpos e a conectividade da zona mineralizada entre as zonas superficiais e profundas do depósito (projeto B possui um caráter de separação espacial de zonas mineralizadas que permite que os projetos de OP e UG não tenham compartilhamento ou superposição, o que leva ao resultado da integração dos projetos).

Além de buscar-se o maior valor presente líquido nos resultados gerados, também é importante avaliar-se outros parâmetros. O aproveitamento dos recursos do depósito, por exemplo, é um fator diretamente ligado aos aspectos ambientais, os quais vêm sendo bastante determinantes em alguns projetos, uma vez que são de grande importância para o bem estar da população. Outro parâmetro que pode fazer com que a tomada de decisão entre projetos selecione um cenário de menor VPL é o tempo de vida útil da mina. Quanto

maior for o tempo de atividade da mineração no local, maior será o número de empregos na região e maior será o prazo para pagamento de investimentos da empresa.

Assim como ocorreu no estudo de caso A, quando a cava já minerada na área está em um nível bastante avançado, a tendência é que o cenário subterrâneo não seja mais uma alternativa viável, uma vez que o depósito não apresenta uma profundidade muito elevada. Com a realização de um estudo prévio sobre a aplicação de métodos conjugados antes do início das atividades, é possível determinar se o depósito apresenta potencial para a utilização desta alternativa, evitando que um avanço além da profundidade ideal da cava torne inviável a aplicação da lavra subterrânea para os recursos remanescentes na área.

Em certas situações, o aprofundamento da cava torna inacessível alguns blocos de minério no cenário subterrâneo, uma vez que os custos para desenvolvimento das rampas é bastante alto, sendo preciso que a quantidade de material a ser alcançada justifique esse investimento. Em alguns casos, também pode ocorrer a perda de aproveitamento do minério pelo abandono prematuro da cava, já que o cenário confinado requer material de maior teor para viabilidade da aplicação do método.

A metodologia proposta pelo trabalho determina que a profundidade de transição deve ser analisada através do uso de aplicativos específicos para mineração, considerando a diferença entre os blocos de minério e estéril em cada um dos métodos de lavra, uma vez que os custos envolvidos na lavra a céu aberto e na lavra subterrânea não são iguais. Esta diferenciação nos modelos econômicos permite que a escolha da profundidade de transição dos métodos seja realizada com maior precisão. Essa é uma alternativa mais elaborada do que a simples utilização de análise de ASR. Os resultados apresentados aqui determinam que esse tipo de estudo deve ser realizado em fases iniciais do projeto para definição da opção de OP ou UG. Caso a opção tenha sido o OP os resultados devem ser atualizados ao longo da evolução da cava para que a conjugação dos métodos seja feita no momento ótimo relacionado ao resultado integrado para o projeto e não de forma segmentada, pois, conforme foi demonstrado no estudo de caso C, o ótimo para o céu aberto pode não ser necessariamente o ótimo para a combinação de métodos.

No que diz respeito aos recursos remanescentes de um depósito, é de grande importância analisar a diferença proporcionada pelos recursos inferidos aos resultados. Estes recursos necessitam de maiores informações para estimar com maior grau de confiabilidade os teores médios e a geometria desta porção mineral remanescente, contudo apresentam potencial

para expansão da mina. A realização de novos furos de sondagem onde estão localizados esses dados seria uma alternativa adequada.

5.2. Recomendações

O presente trabalho avaliou a sensibilidade dos cenários apenas em relação ao preço de venda do metal, contudo, existem diversos parâmetros que podem afetar os resultados, tais como taxa de desconto anual, produção, tempo de investimento, entre outros. Uma análise de sensibilidade e riscos conforme a variação de tais parâmetros seria muito interessante para continuação e complementação deste estudo.

A aplicação desta metodologia em depósitos de geometrias bem diferenciadas seria muito interessante para determinar como as características espaciais afetam este tipo de estudo.

A metodologia é aplicada em uma etapa conceitual de projeto e os desdobramentos, em termos principalmente de projeto detalhado de lavra no cenário a céu aberto e subterrâneo, não foram objeto desse trabalho, pelo próprio contexto e complexidade da análise. A proposta do estudo envolve as etapas de otimização de cava, projeto conceitual de desenvolvimento de acessos e rampas e avaliação econômica dos cenários. Assim sendo, o aprofundamento do estudo para análise mais detalhada dos possíveis métodos de lavra subterrânea e os resultados em termos de recuperação do depósito e planejamento de lavra seria uma sequência natural deste trabalho para etapas mais avançadas dentro de estudos de viabilidade.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Atlas Copco Rock Drills AB. (2007). Mining Methods in Underground Mining. (Mike Smith, Ed.) (Second Edi., p. 120). Ulf Linder.
- AusIMM. (2004). Australasian Code for Reporting of Exploration Results , Mineral Resources and Ore Reserves (The JORC Code). Joint ore Reserves Committee of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australasian Institute of Geoscientists and Minerals Council of Australia, (December), 31p.
- Bakhtavar, E., & Shahriar, K. (2007). Optimal ultimate pit depth considering an underground alternative. Fourth AACHEN International Mining Symposia- High Performance Mine Production. Aachen.
- Bakhtavar, E., Shahriar, K., & Oraee, K. (2008). A Model for Determining Optimal Transition Depth over from Open Pit to Underground Mining. 5th International Conference on Mass Mining (pp. 393–400).
- Bakhtavar, Eezzaddin, Shahriar, K., & Oraee, K. (2008). An Approach Towards Ascertaining Open Pit to Underground Transition Depth (pp. 4445-4449).
- Camus, J. P. (1992). Open pit optimization considering an underground alternative. 23th International APCOM Symposium (pp. 435–441).
- Candido, M. T. (2012). Impacto de Diferentes Algoritmos e Geometria de Depósitos Mineraiis no Planejamento de Longo Prazo. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materias e Metalúrgica. Universidade Federal do Rio Grande do Sul, , 82p.
- Carmo, F. A. R., Curi, A., & Souza, W. T. (2006). Otimização Econômica de Explorações a Céu Aberto. Revista Escola de Minas, vol. 59 (pp. 317-321).
- Chadwick, J. (2008). Open pit or underground (Going underground, or not). International Mining Magazine (pp. 48–50).
- Chen, J., Guo, D., & Li, J. (2003). Optimization Principle of Combined Surface and Underground Mining and its Applications. Journal of Central South University of Technology, vol. 10 (pp. 222–225).
- Chen, J., Li, J., Luo, Z., & Guo, D. (2001). Development and Application of Optimum Open Pit Software for the Combined Mining of Surface and Underground. CAMI Symposium (pp. 303–306).
- CIM Standing Committee on Reserve Definitions. (2000). CIM Standards on Mineral Resources and Reserves (p. 26).
- Curi, A. (2010). Projeto de Mineração- trabalho de compilação de textos (p. 106).

- David, M., Dowd, P., & Korobov, S. (1974). Forecasting departure from planning in open pit design and grade control. APCOM. Golden, USA.
- De Carli, C., Peroni, R. L., & Felini, E. (2012). Análise de Viabilidade de Projetos Limite: Lavra a Céu Aberto x Lavra Subterrânea. In: VII CBMina, Belo Horizonte, 2012.
- Fuentes, S. S. (2004). Going to an Underground (UG) Mining Method. MassMin Conference (pp. 633–636).
- Halatchev, R. (1999). Company Strategy – A Basis for Production Scheduling of an Open Pit Complex. Whittle – Strategic Mining Planning, Perth, Whittle Programing Pty. Ltd.
- Hartman, H. L. (1992). SME Mining Engineering Handbook. Littleton: Society for Mining, Metallurgy and Exploratioin, Inc.
- Hartman, H. L., & Mutmanky, J. M. (2002). Introductory Mining Engineering. John Wiley & Sons, Inc. 570p.
- Hustrulid, W. A. (1982). Underground Mining Methods Handbook. Society of Mining Engineers, 1754p.
- Hustrulid, W., & Kutcha, M. (1998). Open Pit Mine Planning and Desing. Rotterdam: A. A. Balkema, 836p.
- Lane, K. F. (1964). Choosing the Optimum Cut Off Grade. Colorado School of Mines (pp. 811–829).
- Lane, K. F. (1988). The Economic Definition of Ore. London: Mining Journal Books, 149p.
- Lemieux, M. (1979). Moving cone optimizing algorithm in computer methods for 80s. Society of Mining Engineers. New York: AIME (pp. 329–345).
- Lerchs, H., & Grossmann, L. F. (1965). Optimum Design of Open Pit Mines. CIM Bulletin, vol. 58 (pp. 47–54).
- Nilsson, D. S. (1982). Open Pit or Underground Mining. Underground Mining Methods Handbook (section 1.5). New York: AIME (pp. 70–87).
- Nilsson, D. S. (1992). Surface Vs. Underground Methods. SME Mining Engineering Handbook (pp. 2058–2068).
- Nilsson, D. S. (1997). Optimal Final Pit Depth: Once Again. International Journal of Mining Engineering (pp. 71–72).
- Noble, A. C. (1993). Geologic resources vs. ore reserves (p. 173). SME Mining Engineering Handbook. Society for Mining, Metallurgy and Exploratioin, Inc. Vol. 294.
- Pana, M. T., & Carlson, T. R. (1966). Description of a computer technique used in mine planning of the Utah mine of Kennecott Copper Corp. 6th APCOM.

- Peroni, R. L. (1998). Introdução de Variável Espectro-Colorimétrica no Modelamento e Planejamento de Jazidas de Caulim e Comparação da Seletividade Produzida por Modelos de Diferentes Dimensões. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materias e Metalúrgica. Universidade federal do Rio Grande do Sul, 125p.
- Peroni, R. L. (2002). Análise de Sensibilidade do Sequenciamento de Lavra em Função da Incerteza do Modelo Geológico. Tese de Doutorado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materias e Metalúrgica. Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 143p.
- Peroni, R. L. (2008). Lavra a Céu Aberto- Teoria e Prática. Porto Alegre: Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 172p.
- Petter, C. (2012). Notas de Aula- Investimentos e Custos. Porto Alegre: Universidade Federal do Rio Grande do Sul.
- Rendu, J. M. (2008). An Introduction to Cut-off Grade Estimation (p. 106). Littleton: Society for Mining, Metallurgy and Exploratioin, Inc.
- Soderberg, A., & Rausch, D. O. (1968). Surface Mining (pp. 142–143). New York: AIME.
- Souza, L. E. (2007). Proposição Geoestatística para Quantificação do Erro em Estimativas de Tonelagens e Teores. Tese de Doutorado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materias e Metalúrgica. Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 218p.
- Tatiya, R. R. (2005). Surface and underground excavations: methods, techniques and equipment (p. 579). Michigan: A. A. Balkema.
- Taylor, H. K. (1972). General Background Theory of Cutoff Grades (pp. A160–A179).
- Tulp, T. (1998). Open pit to Underground Mining. Mine Planning and Equipment Selection (MPES). Symposium (pp. 9–12).
- Visser, W. F., & Ding, B. (2007). Optimization of the Transition from Open Pit to Underground Mining. Fourth AACHEN International Mining Symposia- High Performance Mine Production (pp. 131–148). Aachen.