



Conception d'un projet de mine - Puits 4

Christophe Huet Du Rotois

► **To cite this version:**

| Christophe Huet Du Rotois. Conception d'un projet de mine - Puits 4. 2010. <hal-00589611>

HAL Id: hal-00589611

<https://hal-mines-paristech.archives-ouvertes.fr/hal-00589611>

Submitted on 29 Apr 2011

HAL is a multi-disciplinary open access archive for the deposit and dissemination of scientific research documents, whether they are published or not. The documents may come from teaching and research institutions in France or abroad, or from public or private research centers.

L'archive ouverte pluridisciplinaire **HAL**, est destinée au dépôt et à la diffusion de documents scientifiques de niveau recherche, publiés ou non, émanant des établissements d'enseignement et de recherche français ou étrangers, des laboratoires publics ou privés.



CENTRE DE GEOSCIENCES



RAPPORT D'OPTION

CONCEPTION D'UN PROJET DE MINE

-

PUITS 4

Christophe HUET DU ROTOIS

**Option Sol et Sous-sol
REF : O100629CHUE**

JUIN 2010

RÉSUMÉ

Le site Imiter est connu et exploité dans la province de Tinghir au Maroc depuis le Sixième siècle pour son gisement exceptionnel en argent. Les grattages superficiels des anciens ont fait place en 1978 à une mine souterraine qui permet aujourd'hui d'extraire le précieux métal. Après cinquante ans d'exploitation, et plus de 200 km de galeries, la mine qui fut l'une des plus riches au monde est loin d'être épuisée. Elle poursuit son développement, certes vers des secteurs moins riches mais toujours attractifs et voit sa production augmenter chaque année.

Au niveau d'anciens grattages superficiels, une campagne de sondages carottés réalisés depuis la surface a permis de mettre en évidence en 1995 une minéralisation argentifère d'une teneur intéressante dans une zone pas encore exploitée. Par la suite, le Puits 4, qui a donné son nom au secteur, y a été creusé afin de pouvoir mener des travaux d'exploration géologique. Le traçage de la minéralisation sur plusieurs niveaux ainsi que les différentes campagnes de sondages fond et jour ont confirmé l'existence de ce gisement et son intérêt minier. L'objet premier du stage présenté dans ce rapport est de produire une étude de faisabilité du projet afin de déterminer si l'exploitation de ce gisement peut être rentable, et comment on peut l'exploiter.

Le projet suit un raisonnement naturel : il s'agit d'abord de voir ce qu'il est techniquement possible de réaliser, et de développer des scénarii pour chaque solution envisageable, et enfin de les comparer en termes de rentabilité.

Dans un premier temps, sur la base du modèle géologique de la formation minéralisée et de simulations géotechniques des ouvrages miniers potentiels, on sélectionnera deux méthodes d'exploitation, la Tranche Montante Remblayée et les Sous-Niveaux Abattus. Ensuite, ces deux scénarii seront développés et analysés plus en détail. Le design des infrastructures sera réalisé à l'aide des logiciels Autocad et Vulcain. Dans le même temps nous envisagerons deux originalités : une tranchée pour exploiter l'amont du gisement, et une alternative à l'extraction par puits: l'extraction par Dumper. Enfin, il s'agira de modéliser financièrement chacun des modèles, pour ne retenir que celui qui donnera la meilleure rentabilité. Nous montrerons que, compte tenu des caractéristiques du gisement, la méthode des tranches montantes remblayées est la plus rentable pour le Puits 4, que la tranchée n'est pas rentable en elle-même mais offre des perspectives intéressantes si elle est combinée avec une descenderie.

REMERCIEMENTS

Je tiens à remercier MM. Michel TIJANI et Faouzi HADJ HASSEN, chercheurs au Centre de Géosciences de Fontainebleau, qui m'ont apporté de précieux conseils, à la hauteur de leur expertise technique.

M. Saïd AGHMOU, responsable des travaux de développement minier à la SMI, M. Hassan YOUBI, responsable du secteur Imiter Centre et M. Mohamed OULD ELFODHAIL, responsable du secteur Igoudrane, pour leur accueil généreux et leurs conseils quotidiens.

L'ensemble des ingénieurs de la SMI pour leur accueil chaleureux, leur ouverture d'esprit et leur solidarité.

M. Rachid LAHROUTI, directeur d'exploitation de la SMI, pour son accueil à la SMI.

M. Mohammed RACHEK, directeur technique de la branche Métaux précieux de Managem, pour ses conseils techniques, et M. Youssef EL HAJJAM pour avoir permis ce stage.

Last but not least, je tiens ici à remercier chaleureusement mes tuteurs, M. Nabil ATLASSI, chef d'exploitation de la SMI, et M. Damien GOETZ, directeur du Centre de Géosciences, qui m'ont guidé et conseillé tout au long de mon PFE.

SOMMAIRE

Résumé.....	3
Remerciements.....	4
Sommaire.....	5
Introduction.....	7
Présentation de la Société Métallurgique d'Imiter.....	8
A - Présentation générale de l'entreprise.....	8
B - Une industrie d'extraction et de traitement du minerai.....	9
C - Des perspectives de développement ambitieuses.....	10
Première Partie : Analyse du gisement.....	11
Chapitre I : Cadre géologique et expérience minière à Imiter.....	12
A - Géologie d'Imiter	12
B - Géologie et état actuel du secteur Puits IV.....	13
Chapitre II : Études numériques.....	16
A - Principe de la simulation numérique.....	16
B - Configurations étudiées et résultats.....	18
C - Dimensionnement des dalles de béton.....	27
D - Portée de ces simulations.....	28
Chapitre III : Sous-niveaux abattus et/ou tranches montantes remblayées?.....	29
A - Méthodes d'exploitations envisageables.....	29
B - Conditions particulières.....	31
C - Deux méthodes d'exploitations possibles.....	34
D - Deux scenarii possibles.....	36
Deuxième Partie: Conception de projet.....	37
Chapitre I : Capacité de production.....	38
A - Production des chantiers.....	38
B - Productivité des engins et des personnels.....	39
C - Le cas de la sous-traitance.....	40
Chapitre II : Jet, remblai, exhaure, aérage et extraction.....	42
A - Extraction.....	42
B - Jet, remblai, exhaure et aérage.....	42
C - Cas de l'amont.....	45
Chapitre III : Planification du projet.....	46
A - Travaux d'infrastructure.....	46
B - Exploitation des panneaux.....	46
C - Productions mensuelles.....	47
Troisième partie: Étude de rentabilité.....	48

Chapitre I : Hypothèses financières.....	49
A - Marché et cours de l'argent.....	49
B - Paramètres financiers.....	51
Chapitre II : VAN et TRI - Choix du scenario le plus rentable	53
A - Sous-niveaux abattus contre TMR.....	53
B - Extraction.....	53
C - Cas de base.....	54
D - Sensibilité.....	56
Chapitre III : Conclusion.....	59
A - Faut il lancer l'exploitation du Puits 4 ?.....	59
B - Comment faut-il l'exploiter ?.....	59
C - Recommandations particulières.....	59
Bibliographie.....	60
Glossaire.....	61
Liste des figures.....	62
Liste des tableaux.....	63
ANNEXE 1 : Calcul de la hauteur d'étage optimale.....	64
Table des matières.....	67

INTRODUCTION

Filiale du groupe ONA, MANAGEM, premier groupe minier privé du Maroc, est présent en Afrique dans les métaux de base, les métaux précieux, et certains métaux de spécialité (en particulier le cobalt). Il possède via la Société Métallurgique d'Imiter, sa filiale, la mine d'argent d'Imiter. Exploitée depuis de nombreuses années (essentiellement en souterrain), elle a été par le passé une des mines d'argent les plus riches du Monde ; si la teneur moyenne exploitée est en décroissance avec le temps, la région présente toujours un potentiel géologique très fort pour les minéralisations argentifères.

Les travaux d'exploration conduits pendant les dernières années ont permis de mettre en évidence une nouvelle structure minéralisée, qui fait l'objet d'un projet d'exploitation baptisé «Puits IV». Cette étude vise à définir les conditions d'exploitation futures de cette structure ; elle se compose de trois axes :

- le choix d'une méthode d'exploitation adaptée au modèle géologique et aux conditions géomécaniques du gisement ;
- la conception, illustrée à l'aide des logiciels AutoCAD et Vulcain, des infrastructures souterraines d'exploitation, qui doivent assurer les fonctions d'extraction et de remblayage, d'accès au fond pour le personnel et les engins, ainsi que l'exhaure et l'aéragé ;
- l'analyse de la rentabilité du projet en se basant sur les choix effectués et le retour d'expérience du projet Igoudrane, dernier projet mené par la mine d'Imiter et qui est entré en production en 2007.

PRÉSENTATION DE LA SOCIÉTÉ MÉTALLURGIQUE D'IMITER

A - Présentation générale de l'entreprise

1 - Le groupe ONA, Managem et la SMI

L'ONA est une holding phare du paysage économique marocain. La plus grosse capitalisation boursière de Casablanca (586 GMAD à la fin 2007) anime en ce moment le marché financier marocain avec une OPR dans le cadre de sa fusion avec la Société Nationale d'Investissement (SNI). Ce groupe tentaculaire est actif dans des domaines aussi variés que l'agroalimentaire, la distribution, les mines (6,1% du CA), les activités financières, ou les relais de croissance.

Il détient entre autres 78% de Managem, premier groupe minier indépendant du Maroc (CA : 2 GMAD), lui aussi coté à Casablanca. Outre des services miniers (Reminex et TechSub) et une filiale de trading des matières premières (Manatrade), il est constitué de trois branches d'activités : Métaux de base (cuivre, zinc et plomb), Cobalt et métaux de spécialités (cobalt et dérivés de fluorine) et Métaux précieux (or et argent) qui exploitent des mines au Maroc, mais mènent aussi des projets au Niger, au Gabon, au Soudan et en Mauritanie. Managem détient 80% des parts de la Société Métallurgique d'Imiter (SMI), dans la branche métaux précieux, le capital restant est coté à Casablanca. Cette dernière exploite le gisement argentifère d'Imiter, dans le Sud du Maroc, à environ 170 km à l'est de Ouarzazate, dans la nouvelle province de Tinghir.

2 - Un site historique

Le site d'Imiter est connu depuis le sixième siècle pour sa richesse en argent. Il fit la richesse des Almohades et Idrissides qui frappèrent leur monnaie dans ce métal. De nombreux vestiges, plusieurs grattages superficiels et l'imposante Carrière des Anciens témoignent aujourd'hui de cette activité passée. Des traces d'une exploitation souterraine ont même été retrouvées en plusieurs endroits à des profondeurs dépassant les 80 mètres!

Créée en 1969 pour traiter les imposantes haldes (650 tonnes à 300 g/t) de cette ancienne exploitation, la SMI n'avait à l'origine qu'une activité de traitement. Mais une importante campagne de sondages a mis en évidence le potentiel méconnu du sous-terrain, et en 1978 démarrait la seconde activité de la SMI : l'exploitation minière.

3 - Une activité importante

Aujourd'hui, la SMI extrait du sous-sol et traite environ 450 000 tonnes de minerai par an pour produire près de 210 tonnes d'argent métal en lingots de 9 kg titrant 99,7%. Elle emploie directement 460 personnes, et si on compte les sous-traitants, ce chiffre monte à près de 1000 personnes travaillant sur le site, ce qui en fait le plus gros employeur privé de la province. La partie Fond quant à elle emploie 180 salariés SMI et 210 sous-traitants.

Fortement syndicalisée, la SMI connaît un climat social très susceptible qui imprègne

fortement son activité. Tous les travaux de développement dans le stérile, par exemple, sont sous-traités, et il serait bien difficile de demander à un opérateur titulaire SMI de travailler manuellement.

B - Une industrie d'extraction et de traitement du minerai

1 - Exploitation minière du gisement

Le gisement a été exploité à la fois à ciel ouvert et en souterrain. Mais aujourd'hui, la carrière ne produit plus; ses 130m de profondeur sont toutefois bien présents dans le paysage. L'exploitation est donc exclusivement réalisée en souterrain, entre 50 et 350 mètres sous la surface.

a) Compétences propres à Imiter

Hormis un essai récent de la méthode des sous-niveaux abattu, l'exploitation en souterrain est réalisée presque exclusivement grâce à la méthode des tranches montantes remblayées mécanisées. Des bras mobiles externes à la minéralisation permettent l'accès aux chantiers. Au fur et à mesure que la tranche monte, ils sont déflingués et suivent le chantier. Mis à part un chantier (Aval B3) où on trouve encore un amas, l'exploitation ne concerne plus que des filons.

Deux variantes sont pratiquées, l'avancement et les gradins. Elles ne diffèrent en fait que par la hauteur de vide qui est laissée entre le haut du remblai et le toit de la galerie. Pour la méthode par avancement, on cherche à remblayer au maximum la galerie, et en pratique, la hauteur de vide ne dépasse pas 30 à 50 cm, ce qui permet une plus grande efficacité du remblai et donc une meilleure stabilité. Cette méthode est en outre adaptée aux gisements à pendage moyen ($<60^\circ$), pour lesquels deux tranches successives ne se superposent quasiment pas. Pour la méthode par gradins, on laisse un vide d'environ 1m ; la grande surface de dégagement ainsi créée pour l'abattage de la tranche supérieure permet une plus grande productivité. Mais cela nécessite un fort pendage du gisement ($>65^\circ$) afin que deux tranches successives partagent une bonne surface commune.

Deux types de remblais sont utilisés. Le remblai mécanique d'une part, qui n'est que le stérile abattu, avec un fort taux de vide et des propriétés mécaniques moyennes. Et le remblai hydraulique d'autre part, avec un dosage en ciment variable entre 1 et 4% selon les propriétés mécaniques que l'on désire.

Mis à part un chantier dont l'éloignement justifie une extraction par Dumper 12t, l'ensemble du minerai est extrait par puits.

b) Les différents secteurs d'Imiter

La mine d'Imiter est divisée en quatre secteurs. Imiter I, Imiter II (Puits 3 et C) et Imiter Sud (Puits E et F) qui forment à eux trois Imiter Centre, et Imiter Est (ou Igoudrane).

A Imiter Centre, les trois secteurs sont reliés par deux voies de roulage (niveaux 1200 et 1300), d'environ 6 km au total, ce qui permet de centraliser toute la production au Puits Central. Des locotracteurs électriques acheminent toute la production dans des wagons de 8t à des cheminées de jet, puis le minerai est remonté par un skip de 9,5 t de capacité. L'accès des personnels peut se faire par chacun des 5 puits (Puits Central, 3, C, E ou F) encore en service. Les engins peuvent rejoindre le jour soit via les galeries qui percent au fond de la carrière, soit via une descenderie qui perce au

jour.

Igoudrane est à 7 km à l'Ouest d'Imiter Centre et n'est donc pas relié au reste de la mine par le fond. Ce secteur dispose de son propre puits équipé d'une machine d'extraction, mais les engins du fond en sont prisonniers, il n'y a pas en effet de rampe qui perce au jour, et les engins ont été démontés puis descendus au fond par un puits secondaire.

Igoudrane, Imiter I et Imiter II sont alignés sur la faille d'Imiter (cf Partie 1, chapitre I), selon une ligne E-W donc, tandis que Imiter Sud est sur la faille Sud.

Le futur secteur Puits 4 appartient pour l'instant en comptabilité à Imiter II, mais est rattaché à Igoudrane dans la pratique. Géographiquement, il est situé à mi-chemin entre les deux, ce qui lui impose son propre système d'extraction, et le condamne au même isolement qu'Igoudrane.

2 - Traitement du minerai

Le traitement du minerai a lieu directement sur le site. Les plus grosses plaquettes arrivent directement à la fonderie après une sélection par gravimétrie. Le reste subit d'abord le concassage puis le broyage jusqu'à 50 microns, puis est soumis à un traitement hydro-métallurgique : lixiviation, attaque acide, cyanuration, flottation, cémentation... avant d'être fondu en lingots de 9kg titrant 99,7%. Le rendement moyen de l'usine est d'environ 90% de métal récupéré.

C - Des perspectives de développement ambitieuses

Imiter fait l'objet de nombreux plans de développement dont l'objectif est d'augmenter la production pour la faire passer d'un peu plus de 200t aujourd'hui à 300t d'ici deux ans. La stratégie de croissance interne comprend l'ouverture de nouveaux secteurs de production comme le Puits 4 ou d'exploration avec le projet du Puits G, ainsi que l'extension de l'exploitation aux aval des minéralisations. A plus long terme, des plans d'extension devraient permettre de soutenir ce rythme pendant une dizaine d'années. Les contrats de couverture qui privent la SMI des bénéfices de la forte hausse du cours de l'argent arrivent à terme bientôt et augurent de bons résultats financiers pour financer ce dynamisme.

PREMIÈRE PARTIE : ANALYSE DU GISEMENT

Chapitre I : Cadre géologique et expérience minière à Imiter

Imiter est un site peu ordinaire, sa géologie exceptionnelle a donné naissance aux filons argentifères. Les hommes ont ensuite acquis au fil des années le savoir et les compétences pour l'exploiter.

A - Géologie d'Imiter

1 - Géologie générale

La mine est située dans la région montagneuse de l'Atlas, plus précisément dans le Nord du Djebel Sagho, dans le Haut-Atlas. Elle est placée au cœur d'une boutonnière dont quatre permis d'exploitation définissent les zones d'exploitation du minerai.

Le gisement se trouve dans une série Précambrien II consistant essentiellement en des schistes de direction E-W et de pendage subvertical vers le Nord. Cette série est traversée par des dykes d'andésite ayant également la direction E-W.

Au Sud du gisement se trouve un massif dioritique datant du précambrien.

Au Nord, séparé du précambrien II par la faille d'Imiter, se trouvent des coulées andésitiques du Précambrien III.

2 - Tectonique principale

La faille Est-Ouest d'Imiter est la trace d'une histoire géologique mouvementée : la région a subi un affaissement de plusieurs centaines de mètres et un glissement Est-Ouest de plusieurs kilomètres de la partie Sud par rapport à la partie Nord. Cela se retrouve dans le jeu de failles E-W chevauchées par des failles NEE-SWW, qui ont toutes un pendage subvertical.

Deux failles principales couvrent l'essentiel du champ minier, la faille d'Imiter au Nord, et la faille Sud à environ 400m au Sud de la première.

3 - La minéralisation

La minéralisation argentifère se concentre dans le remplissage des failles. L'infiltration de fluides hydrothermaux est une des théories qui permettent d'expliquer la présence de lentilles minéralisées dans ces failles. Mais le pied de la minéralisation n'a pas encore été atteint, alors que l'exploitation va depuis la surface jusqu'à -340 m. Suivant la nature des failles minéralisées, on dira que la minéralisation existe sous deux formes : les filons dans des failles bien définies, d'une puissance inférieure à 5m ; et les amas dans les zones de broyage, dont la puissance peut aller jusqu'à 30m. Si la faille d'Imiter fait plusieurs kilomètres, l'extension des lentilles est irrégulière, de seulement quelques dizaines de mètres à plus de deux cents mètres. Enfin, le pendage est lui aussi irrégulier, généralement Nord, il peut être Sud, et généralement subvertical (70°), il peut descendre à 50°, ou être parfaitement vertical, selon la faille.

L'argent se trouve sous plusieurs formes, la plus spectaculaire étant les plaquettes d'argent natif, de parfois plusieurs centimètres d'épaisseur et jusqu'à 300 kg pour les plus grosses. Elles forment le remplissage des failles et sont généralement accompagnées de galène, de quartzite et de dolomite rose. Mais on trouve aussi différents oxydes d'argent, facilement repérables à leur couleur rouge, et de l'argent métal disséminé dans l'encaissant. On notera la présence d'Imitérite, minéral spécifique d'Imiter.

B - Géologie et état actuel du secteur Puits IV

1 - Géologie du secteur Puits IV

Au niveau du puits 4, la minéralisation est portée par le réseau de failles Est-Ouest qui couvrent l'ensemble d'Imiter. La faille F-O contient la majorité des ressources indiquées, mais les failles F-1 et F-01 contiennent une part non négligeable du métal. De petites lentilles guidées par des failles parallèles aux précédentes (F-0 et F-2 entre autres) ont aussi révélé une minéralisation argentifère.

L'analyse s'appuie sur les coupes transversales, longitudinales, les tranches prévisionnelles et le tableau des ressources/réserves préparés par le service géologie.

Au Nord de ces failles, on retrouve principalement des tufs, alors qu'au Sud, des pélites noires d'abord, puis des pélites gréseuses et enfin des grès lorsqu'on s'éloigne au sud de la minéralisation forment l'essentiel des faciès rencontrés, avec localement quelques dykes.

Le gisement est un filon, de pendage moyen 70° Nord, son extension varie entre 40 et 200m et sa puissance va jusqu'à 7m, avec une moyenne autour de 1,5m. Ces caractéristiques le rapprochent beaucoup d'Igoudrane. Cependant, les données géologiques disponibles aujourd'hui laissent penser que le gisement est moins profond. Il s'étire entre les niveaux 1450 (-50 par rapport à la surface) et 1300 (-200 par rapport à la surface).

Trois faciès composent la majorité du massif rocheux : les grès qui forment le stérile, les pélites qui sont l'encaissant direct de la minéralisation et la minéralisation elle-même.

La zone stérile est composée d'une alternance de grès et de pélites gréseuses, tendant vers les grès lorsqu'on s'éloigne du filon vers le Sud. Ces grès ont une très bonne tenue mécanique (cf résultats de la précédente campagne d'essais mécaniques). Les pélites gréseuses ont une bonne tenue mécanique.

Au contact de la minéralisation se trouvent des pélites noires, qui sont des pélites ayant subi un métamorphisme de contact. Ces pélites noires ont une tenue mécanique moyenne à bonne et présentent une schistosité plus importante que les précédents faciès. La minéralisation est localisée sur la faille Est-Ouest d'Imiter et sur des failles secondaires parallèles ou sécantes. Le traçage de la minéralisation a mis en évidence que le remplissage de dolomite rose et quartzite est irrégulier, en certains endroits il forme un joint parfait, en d'autres on trouve des espaces vides avec passage d'eau. Ce remplissage porte les plaquettes d'Argent natif, il mesure en moyenne 30 cm, mais peut aller jusqu'à 50cm ou inversement se réduire jusqu'à disparaître. Sur une épaisseur de 40 cm des pélites noires au contact du remplissage, on retrouve une minéralisation diffuse d'argent, dont la teneur est évidemment bien moins forte que les plaquettes, mais qui reste intéressante à récupérer.

Il était prévu initialement de réaliser une campagne d'essais mécaniques sur ces différents faciès, afin de les caractériser correctement. En effet, si des campagnes avaient déjà été réalisées à Imiter par l'ENIM de Rabat, d'une part ces données ne sont pas propres au Puits 4, mais en plus il

manque certaines valeurs essentielles, notamment le coefficient de Poisson. Malheureusement cette campagne a été abandonnée pour des raisons économiques. Cependant tout le travail de prélèvement et préparation des échantillons a déjà été réalisé et si cette campagne devait être reprise, près d'une tonne d'échantillons encombrant encore le sous-sol du bâtiment géologie.

2 - Les ouvrages d'exploration actuels

Les travaux d'exploration qui ont déjà été réalisés ont laissé une empreinte forte dans le massif. Un puits (le puits 4) a permis de développer quatre niveaux d'exploration (1320, 1370, 1395 et 1420) représentés sur l'illustration 1. En tout, environ 2km de galeries ont été creusées de façon manuelle pour tracer les minéralisations principales et préparer des niches de sondages fond carottés ou percutants. Comme le seul accès au fond est le puits lui-même, aucun vrai engin ne participe aux travaux. La foration a été réalisée manuellement au marteau, le déblayage est fait soit manuellement, soit au moyen d'une petite chargeuse pneumatique, dont la capacité du godet ne dépasse pas 50 kg, deux opérateurs suffisent pour pousser le wagonnet (capacité 1 t) sur les rails jusqu'au puits où il est remonté dans la cage. Bien sûr, étant donné le caractère manuel des travaux, ils sont confiés aux sous-traitants. Depuis mars 2010, les travaux ont été arrêtés.

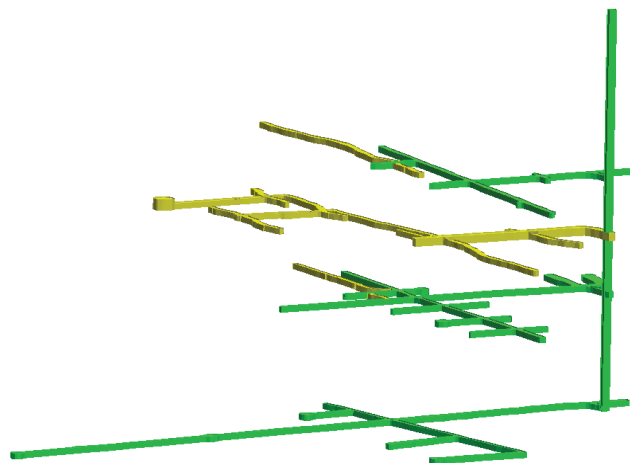


Illustration 1: Ouvrages miniers existants du Puits 4

Un ventilateur centrifuge au jour envoie de l'air frais au fond via un long ventube. Ce moyen rudimentaire ne permet qu'un aérage moyen du chantier, mais les besoins sont limités parce que la cadence est faible (6 opérateurs sur 1 poste par jour) et qu'il n'y a pas d'engins thermiques au fond.

L'exhaure est tout aussi simple, une pompe immergée remonte l'eau depuis le fond du puits. On notera cependant qu'une inondation a rempli le puits jusqu'au niveau 1370, et que le niveau 1320 est encore à ce jour (juin 2010) inondé puisque la pompe commandée n'a pas encore été livrée.

Les vides laissés par ces travaux doivent être pris en compte dans les plans d'exploitation futurs, nous verrons plus loin comment on s'en accommodera.

3 - Ressources et réserves

Au total, ce sont près de 111 tonnes d'argent métal de catégorie Indiqué 1 ou 2 minier (c'est à-dire dont la teneur est supérieure à 400 ppm) qui attendent d'être exploitées au Puits 4.

Sur la base du tableau des ressources/réserves du Puits 4 (confidentiel), on connaît la répartition du métal suivant les panneaux du gisement. L'illustration 2 montre que l'essentiel des ressources est situé entre les niveaux 1420 et 1395, où l'extension est la plus grande (215 m au maximum). Il faut noter qu'aucune ressource n'a encore été transférée en réserve et que ces ressources ne sont qu'indiquées et non mesurées.

L'amont comprend près du quart des ressources. L'aval quant-à-lui en contient une partie beaucoup plus faible, et au vu de la forme géométrique de la lentille, on peut douter du potentiel de l'aval. Cependant, il reste très mal connu et doit faire l'objet de campagnes de recherches géologiques plus approfondis.

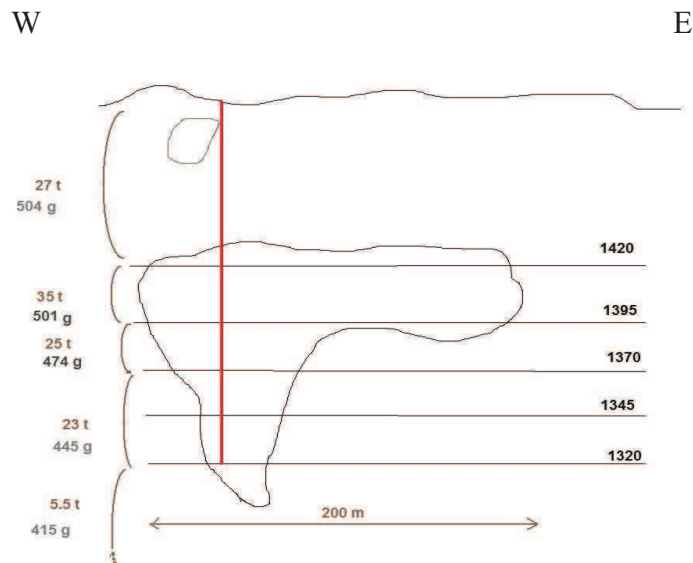


Illustration 2: Répartition verticale du métal sur une coupe longitudinale de la lentille F-01

Chapitre II : Études numériques

Pour étudier la stabilité d'une structure, le plus rapide est certainement la méthode numérique.

A - Principe de la simulation numérique

Cette partie explique rapidement la méthode numérique utilisée, et comment on obtient les résultats. Certes, la simulation a tous les défauts de son caractère virtuel, mais elle fournit des données qui ne sont généralement pas accessibles à la mesure directe sur le terrain, et à un coût négligeable.

1 - Le logiciel Viplef

Développé par Michel Tijani au cours de sa thèse, le logiciel Viplef permet de simuler le comportement mécanique d'un objet soumis à des contraintes et/ou des déplacements.

Il utilise la méthode des éléments finis en deux dimensions, c'est-à-dire que le milieu étudié est discrétisé en un nombre fini de nœuds formant un maillage plan.

Il permet:

- d'étudier des structures constituées d'un ou plusieurs matériaux. Concrètement cela signifie qu'on peut étudier un massif rocheux composé de plusieurs faciès avec des caractéristiques mécaniques différentes.

- d'étudier des matériaux de lois de comportement complexes, par exemple de l'élastoviscoplasticité avec écrouissage.

La version 2D qui a été utilisée ne permet par contre pas d'étudier un modèle en trois dimensions et elle est donc inadaptée à l'étude des interactions entre une cheminée verticale et une galerie horizontale par exemple.

Le principal défaut de Viplef concerne sa prise en main par un utilisateur peu familier du logiciel, car même s'il s'agit d'un logiciel dit conversationnel, la « conversation » via l'invite de commandes n'est pas très conviviale, et demande un peu de temps pour en maîtriser l'utilisation.

2 - Méthodologie

La méthodologie générale qui a été appliquée ici fut la suivante :

- 1 – identification avec les coupes transversales des structures présentant des risques de stabilité. On se placera systématiquement dans les zones de plus grands risques (par exemple la profondeur la plus grande, etc.);

- 2 – maillage de la structure étudiée avec le logiciel Delos ;

- 3 – calcul des déplacements et contraintes principales;

- 4 - représentation de la réserve de stabilité dans la structure. La réserve de stabilité R est un

indice basé sur le critère de résistance de Mohr pour un matériau élastique isotrope (ce qui sera le cas dans la modélisation).

$$R=BETA/ALPHA$$

Où BETA est la distance du cercle de Mohr à la courbe intrinsèque (droite de coulomb tronquée en traction) et ALPHA est la distance du centre du cercle à cette courbe. Elle utilise en chaque point le tenseur des contraintes effectives calculé par Viplef ainsi que la cohésion, l'angle de frottement et la résistance en traction du matériau (fournis par l'utilisateur);

5 – Vérification que la contrainte maximale en compression ne dépasse pas la limite de compression du matériau;

Les déplacements ainsi que les contraintes principales seront systématiquement représentés. Cela sert principalement à vérifier que la simulation ne donne pas de résultat complètement aberrant par rapport à l'intuition. La réserve de stabilité permet de conclure quant à la stabilité de la structure. Une réserve de stabilité supérieure à 0.3 sera gage d'une bonne stabilité, mais si elle est inférieure à 0, il y a endommagement de la structure. Cela ne signifie pas forcément que la structure s'effondre, les contraintes pouvant se répartir par plasticité, mais le risque d'instabilité ne peut être ignoré.

Tout au long de ces étapes, l'utilisateur est amené à fournir au logiciel différentes données :

- la géométrie de la structure
- les caractéristiques mécaniques des différents matériaux (module d'Young, coefficient de Poisson, angle de frottement, cohésion, résistance à la traction)
- les liaisons entre les différents matériaux (continuité, joints, aucune liaison, même déplacement horizontal, etc.) et les conditions aux limites
- les contraintes initiales présentes dans la structure, c'est-à-dire les contraintes à déplacement nul. Dans notre situation, ce sera la pression géostatique, en apportant une attention particulière au coefficient reliant contrainte horizontale et contrainte verticale.
- le chargement appliqué.

Ces données seront commentées à la fin de cette partie.

B - Configurations étudiées et résultats

Dans cette partie, on présente les situations retenues pour simulation, le résultat graphique obtenu et les conclusions qu'on en retire.

Les données suivantes sont utilisées :

- déplacements dans le plan de la simulation ;
- densité des matériaux : $2,7 \text{ t/m}^3$;
- facteur entre la contrainte géostatique horizontale et verticale : $k=1.6$;
- trois matériaux distincts, le stérile qui regroupe des faciès aussi différents que le grès, les pélites gréseuses et les pélites noires, le béton, et le remblai mécanique (qui peut devenir cimenté si on modifie ses caractéristiques mécaniques) ;
- loi de comportement parfaitement élastique, isotrope de paramètres :
 - stérile (Grès) : $E = 34000 \text{ MPa}$
 $\nu = 0.18$
 - béton : $E = 30000 \text{ MPa}$
 $\nu = 0.17$
 - remblai mécanique : $E = 500 \text{ MPa}$
 $\nu = 0.35$

- critères de résistance :

- stérile (Grès): Cohésion = 28.5 MPa
Angle de frottement = 52°
Résistance en traction = 14.5 MPa
Résistance en compression simple = 200 MPa

Les grès forment le stérile loin de la minéralisation et concernent donc les infrastructures comme la rampe, le puits et les cheminées. Ils ont une très bonne résistance mécanique ;

- stérile (Pélites) : Cohésion = 7.7 MPa
Angle de frottement = 52°
Résistance en traction = 5.1 MPa
Résistance en compression simple = 76 MPa

Les Pélites noires portent une partie de la minéralisation et forment le stérile Immédiatement à son contact (il n'y a pas de discontinuité minéralisation-stérile). Elles seront utilisées pour tout ce qui borde les vides laissées par l'extraction du minerai ;

- béton : Cohésion = 20 MPa
Angle de frottement = 52°
Résistance en traction = 10 MPa
Résistance en compression = 25 MPa

- remblai mécanique: étant donnée la configuration, la stabilité du remblai mécanique ne nous intéresse pas ;

- pas de fracturation ;
- conditions aux limites: pour les coupes verticales: déplacement nul sur les bords latéraux et inférieur, pression correspondant au poids des terrains au dessus sur le bord supérieur ; cas du puits et des deux cheminées: déplacement nul en un point arbitraire (pour éviter le mouvement de l'ensemble de la structure) et pression géostatique horizontale sur les bords ;
- pas de glissement à l'interface entre les différents matériaux. Cette condition est un peu

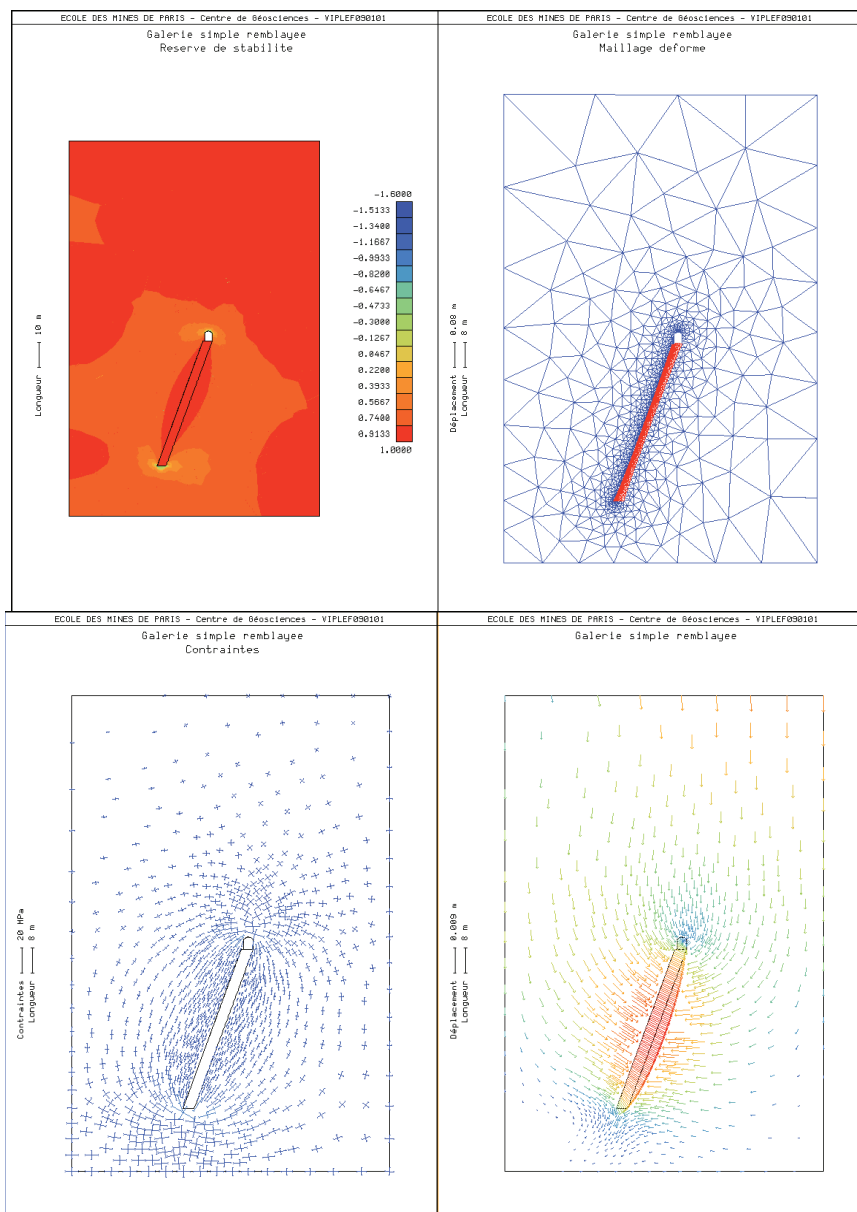
abusive au niveau des contacts entre les épontes et le remblai mécanique, mais sans influence sur le résultat final parce que le remblai joue un rôle peu important.

1 - Infrastructures d'exploitation

Elles concernent les ouvrages miniers dans le minerai.

a) Galerie d'exploitation simple

Nous nous intéressons ici à une galerie d'exploitation simple. L'étage a déjà été exploité et à l'aval se trouve du remblai mécanique. Cette galerie se situe à une profondeur de 170m, avec une ouverture minière de 3m.



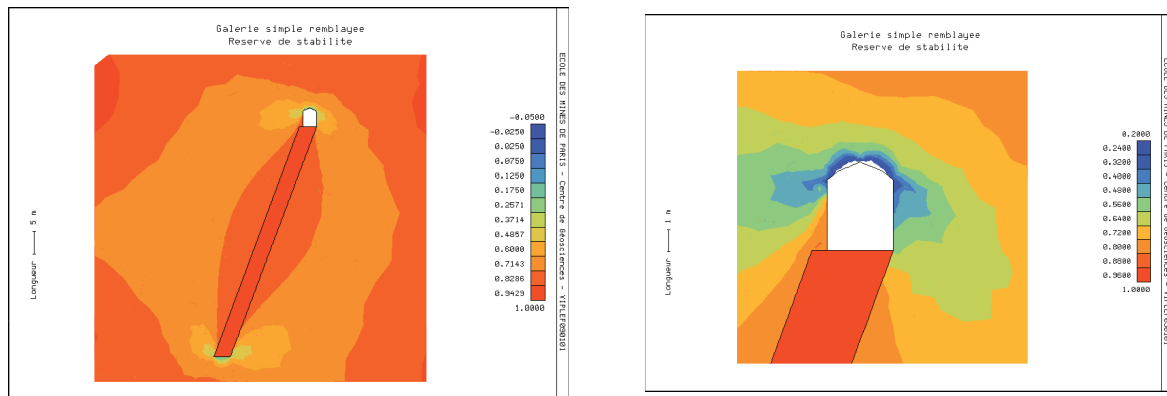
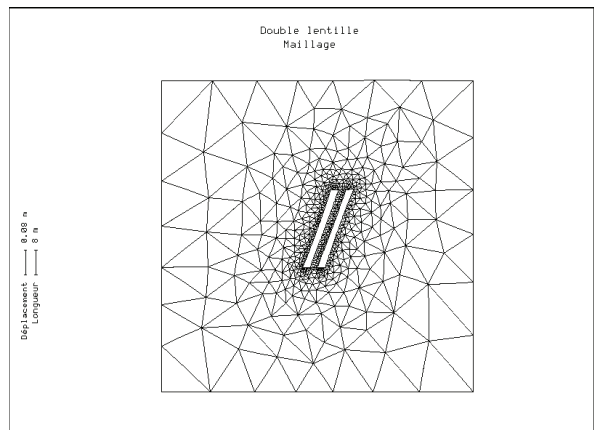


Illustration 3: Résultats Viplef pour une galerie simple remblayée

On observe que la zone fragile est dans la couronne de la galerie. Cela provient de la géométrie anguleuse de la modélisation, d'ailleurs les isovaleurs dessinent bien la forme optimale pour le toit. Mais la réserve de stabilité est satisfaisante dans le reste, notamment dans tout le mur de la partie remblayée.

b) Lentilles parallèles exploitées simultanément

Il s'agit de deux lentilles parallèles séparées par un stot de stérile de 3 m, telles qu'on peut en trouver au niveau 1420, au niveau des CT-3, CT-10 ou encore CT-14.



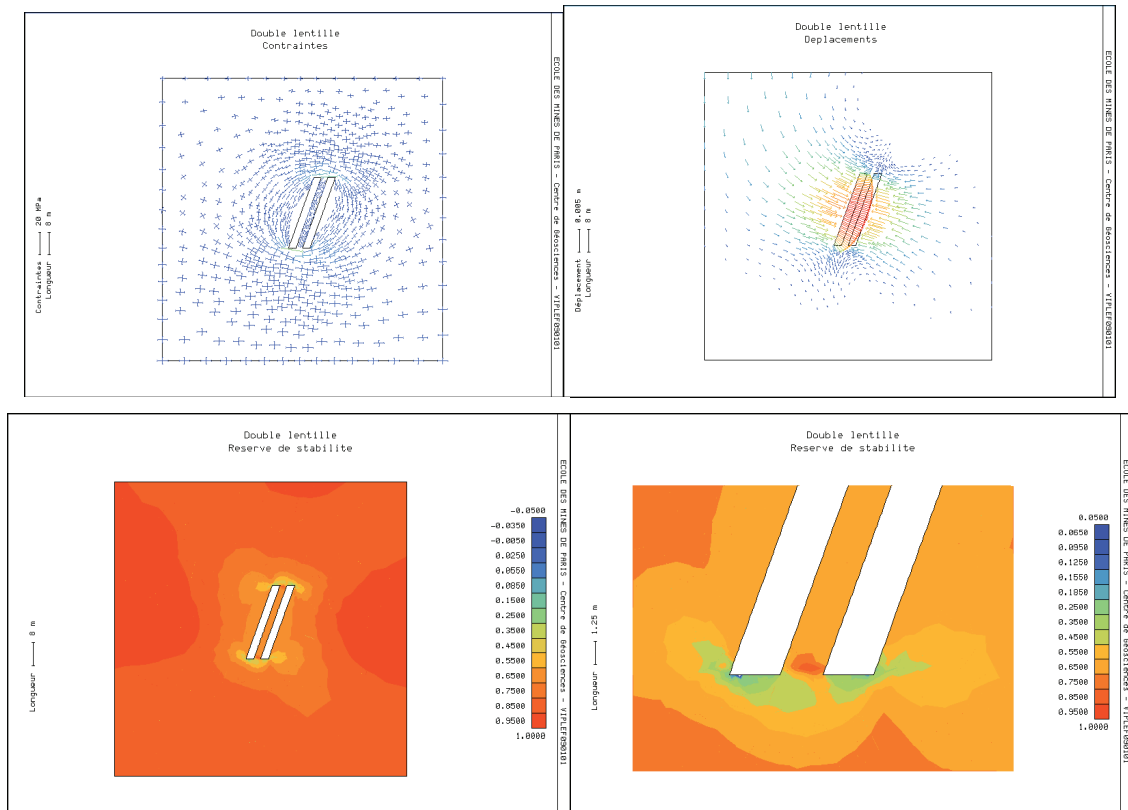


Illustration 4: Résultats Viplef pour une double lentille

Le calcul de la réserve de stabilité montre des zones de fragilité critiques, à la base et au sommet du stot de minerai. Il serait intéressant de faire varier la hauteur et la largeur de ce stot pour cerner son domaine de stabilité, et l'épaisseur minimale pour assurer une bonne sécurité des opérateurs.

c) Faille F-0 en fin d'exploitation, sans stots de minerai

On a représenté la faille F-0 fidèlement à la CT0, en faisant l'hypothèse d'une exploitation totale par étage de 25 m, avec une dalle en béton de 1,5m et aucun stot de minerai entre deux étages. Le vide est comblé de remblai mécanique. La situation correspond à une fin d'exploitation, c'est-à-dire le cas le moins favorable du point de vue de la stabilité (car avec le maximum de vides), avec cinq étages complètement exploités, et la dernière tranche entièrement ouverte. Cela correspond à ce qui se fait actuellement sur le secteur d'Igoudrane.

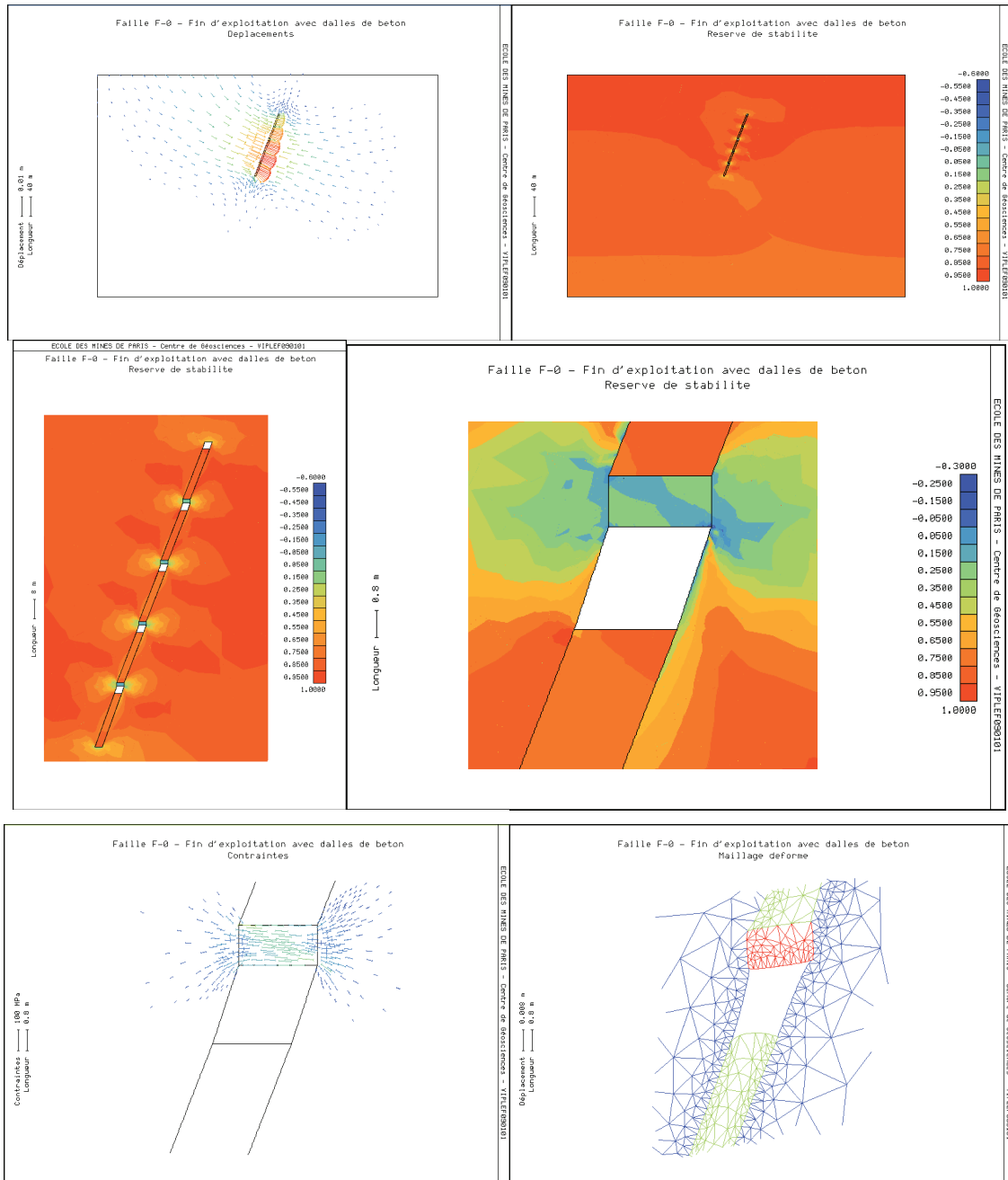


Illustration 5: Résultats Viplef pour l'exploitation avec dalle de béton

Il existe un vrai problème de stabilité dans la dalle en béton. Malgré ses 1.5 m d'épaisseur, la réserve de stabilité est très faible pour assurer des conditions de sécurité acceptables. De plus, la valeur des contraintes en compression atteint 200 MPa, ce qui est énorme. Cependant on notera que ces valeurs sont un peu exagérées par le fait que dans la modélisation, tout se passe comme si instantanément le vide était créé, remblayé et la dalle coulée. Dans la réalité, la première tranche de chaque étage est percée, puis on coule la dalle. Entre le début du percement et la prise complète du béton de la dalle, il s'écoule au minimum 40 jours, ce qui permet à la roche de se détendre, et diminue d'autant les contraintes exercées sur le béton.

d) Faille F-0 en fin d'exploitation, avec stot de minerai

Cette fois, l'exploitation est conduite en laissant une dalle en béton de 50 cm et en abandonnant un stot de minerai sous la dalle de 3m, le vide étant comblé de remblai mécanique. La situation correspond à une fin d'exploitation, c'est-à-dire le cas le moins favorable du point de vue de la stabilité (car avec le maximum de vides), avec cinq étages complètement exploités, et la dernière tranche entièrement ouverte.

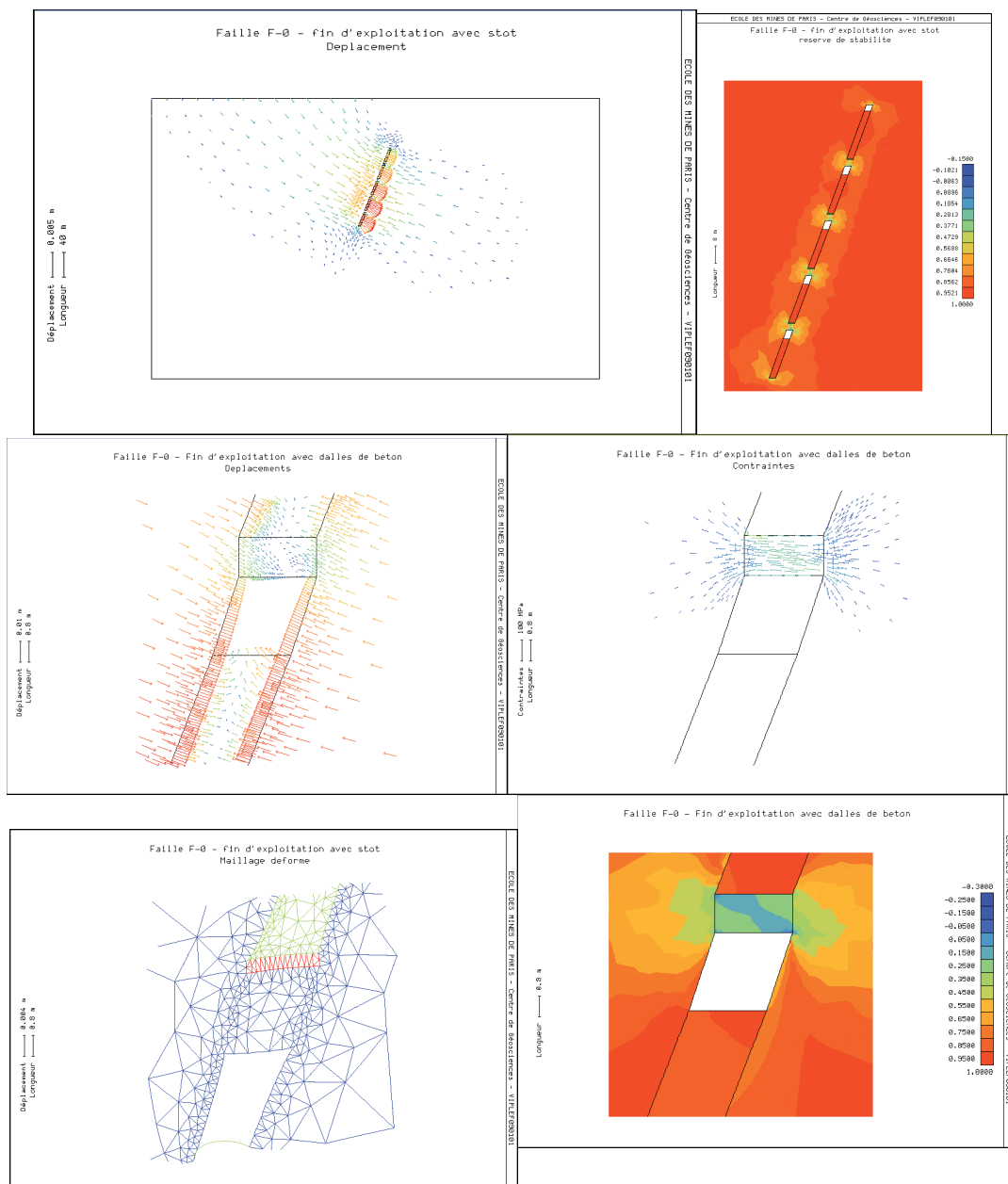


Illustration 6: Résultats Viplef pour une exploitation avec stots de minerai et dalle

La zone représentée ci-dessus est le haut de l'étage aval, avec le stot et la dalle immédiatement au dessus.

La réserve de stabilité reste positive dans toute la structure, mais atteint des valeurs inquiétantes dans le stot de minerai laissé sous la dalle, en particulier les coins de la géométrie. La contrainte maximale s'élève à 80 MPa, ce qui est très important et proche de la contrainte maximale admissible par les pélites noires.

2 - Autres infrastructures

Elles concernent les ouvrages miniers dans le stérile, pour l'accès, l'exhaure, le jet ou l'aérage.

a) Le puits

Le puits est bétonné sur toute sa hauteur sur une épaisseur de 20cm. On considère ici une coupe horizontale à la profondeur de 300m (niveau 1200).

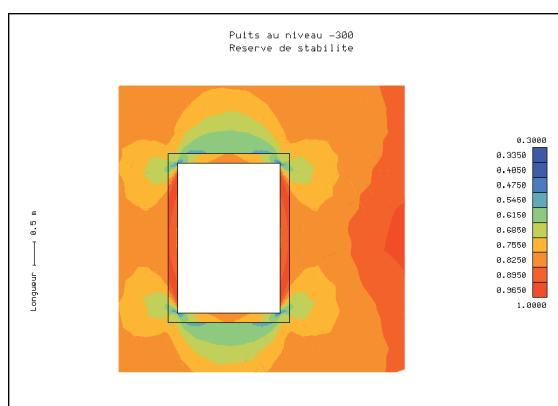


Illustration 7: Réserve de stabilité pour une coupe horizontale du puits et de son coffrage au niveau -300

La réserve de stabilité est bonne en tout point de la coupe, donc cela valide le design des équipes de Reminex.

b) Le puits avec deux cheminées proches

Il s'agit d'une coupe horizontale, comprenant le puits et deux cheminées proches. Le but étant d'identifier les interactions entre ces ouvrages, et les éventuelles zones de fragilité engendrées. On a choisi la profondeur de 300m, car elle correspond à la profondeur maximale de cet ouvrage, c'est-à-

dire celle où les contraintes seront les plus fortes. La distance entre le puits et les cheminées est de 20m, et entre les deux cheminées 1m. Le puits mesure 2,20*3,20m et porte un revêtement de 20 cm de béton.

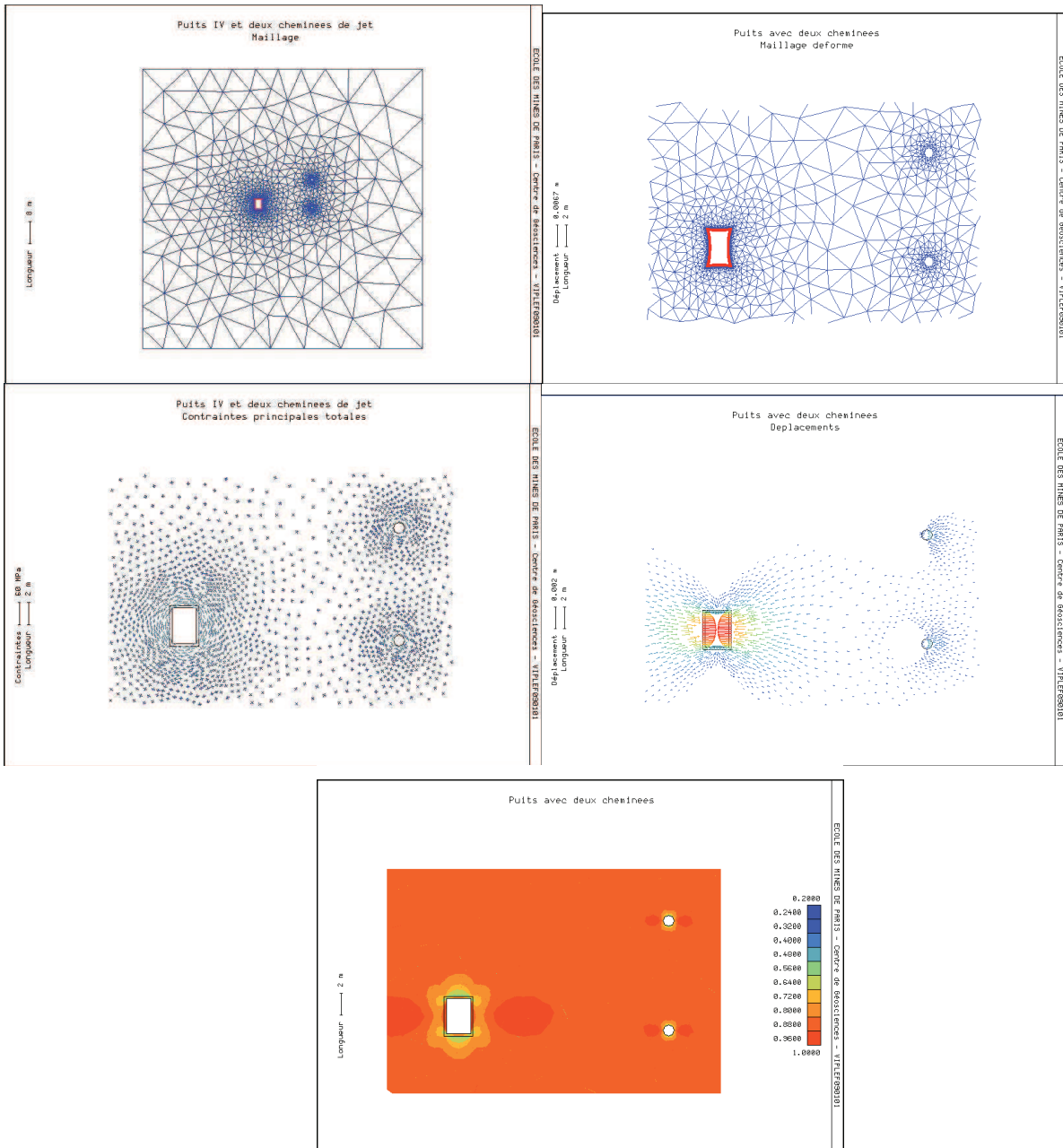


Illustration 8: Résultats Viplef de l'interaction entre le puits et les cheminées

Si la représentation des déplacements fait apparaître une influence du puits sur les cheminées, la représentation des contraintes montre que cette influence peut être négligée pour la stabilité de l'ouvrage. La zone d'influence de chacun des éléments est inférieure à la distance entre eux, on peut donc les considérer séparément.

c) La rampe

Il s'agit d'une coupe longitudinale de la rampe prévisionnelle, entre les niveaux 1400 et 1300. Le but est d'identifier les interactions entre les différents étages de la rampe, et les éventuelles zones de fragilité engendrées.

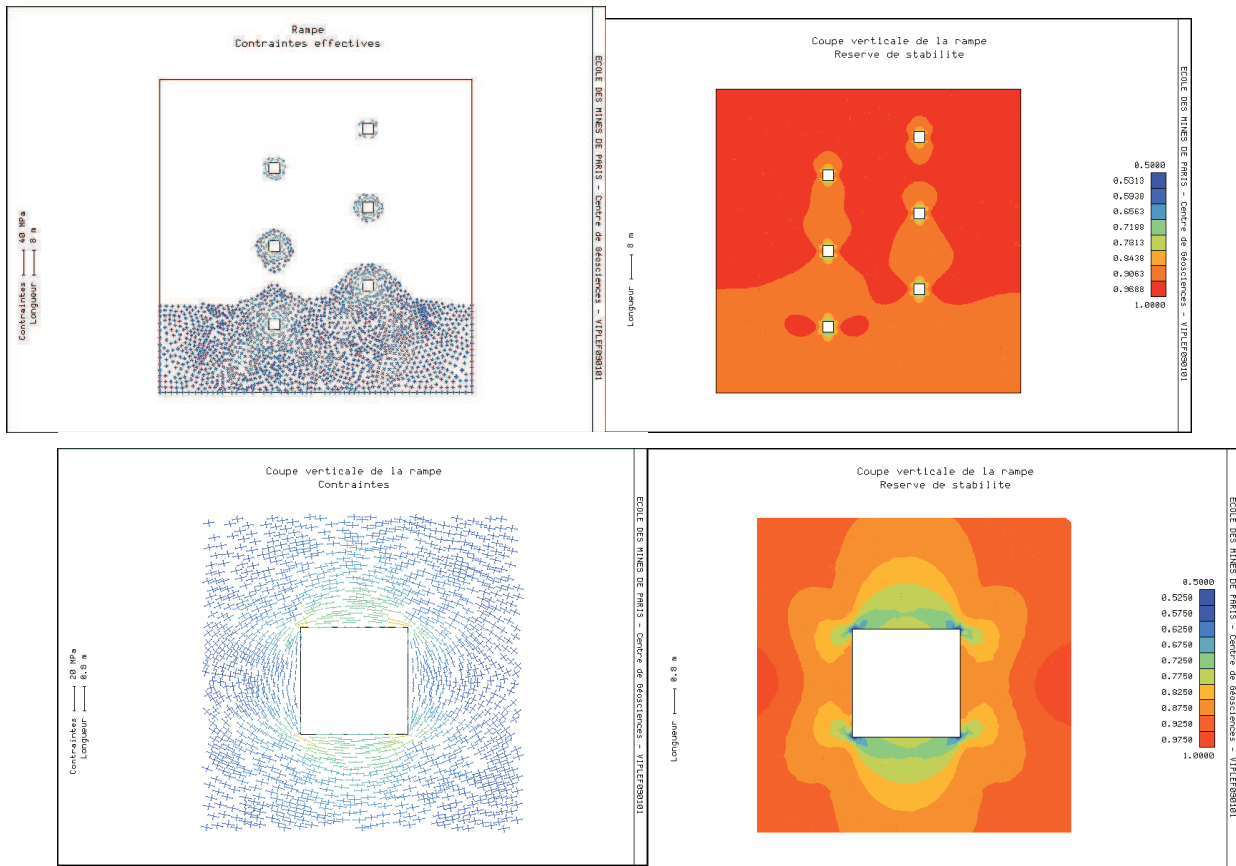


Illustration 9: Résultat Viplef d'une section verticale d'une galerie simplifiée

Là encore, le résultat montre que chaque élément peut être considéré indépendant des autres, et que la structure ne présente pas de problème de stabilité. On remarquera que la géométrie simplifiée (section de galerie carrée) n'est pas favorable à la stabilité et apporte un facteur de sécurité supplémentaire.

C - Dimensionnement des dalles de béton

Que ce soit pour les sous-niveaux abattus ou pour les tranches montantes remblayées, l'objectif de 100% de métal récupéré ne peut être atteint que si on coule des dalles de béton à la base de chaque étage, afin de ne pas abandonner par la suite un stot de minerai entre deux étages. Mais le dimensionnement de cette dalle est problématique, et un incident récent (mai 2010, effondrement d'une dalle et de 20m de remblai mécanique et cimenté) rappelle que cette question est d'une importance capitale pour la sécurité du personnel.

Pour étudier la stabilité de ces dalles, je me suis placé dans la configuration où elles sont sollicitées au maximum, c'est à dire celle où l'étage complet a été ouvert, avec des hauteurs d'étage importantes (25 m) et vers la fin d'exploitation, quand l'ensemble du panneau aura été vidé de son minerai.

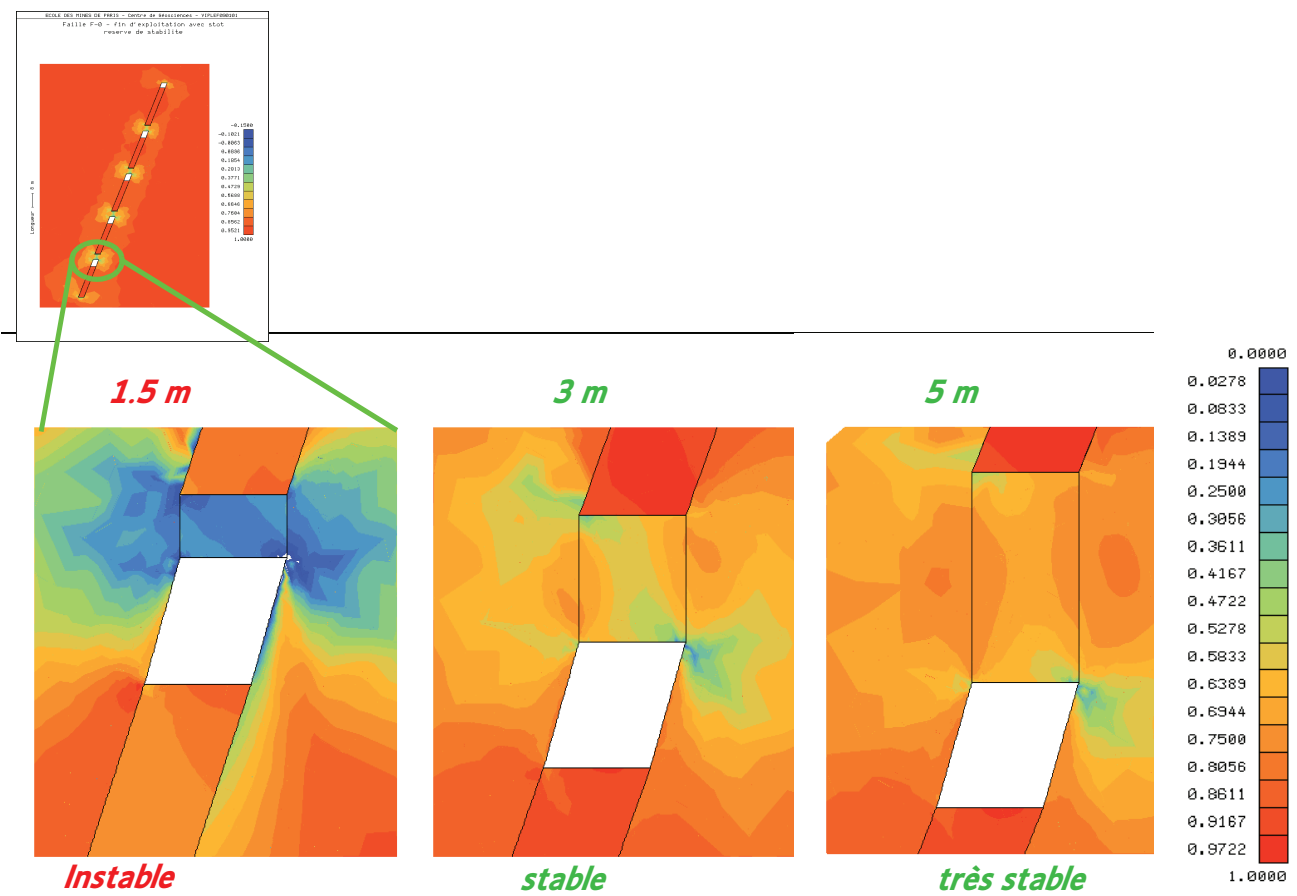


Illustration 10: Influence de l'épaisseur de la dalle sur sa stabilité

En faisant varier l'épaisseur de la dalle, il apparaît que la stabilité est bonne à partir de 3m. D'autre part, avec une hauteur de 3m, pour des galeries de largeur 3m, on peut considérer que le ferrailage n'est plus nécessaire : la grande surface de contact avec les parements crée un frottement important. La fonction d'ancrage du ferrailage est donc superflue. Par le même effet, la grande épaisseur rend tout basculement impossible.

Aussi, je recommande des dalles de 3m d'épaisseur, avec un béton dosé à 9% en ciment, sans ferrailage (sauf si la largeur de la galerie excède 4,5m). Pour information, les dalles utilisées

actuellement à Igoudrane font 1,5 m d'épaisseur avec ferrailage. Dans d'autres secteurs, elles sont certes plus fortement dosées en ciment et renforcées par un ferrailage lourd, mais ne mesurent que 50 cm.

D - Portée de ces simulations

Il faut bien garder à l'esprit qu'une simulation est avant tout une simplification du problème rencontré. C'est une première source de divergences par rapport à la réalité. Dans notre cas, nous avons en particulier négligé la fracturation et la schistosité.

Ensuite, la précision des résultats vient des données qu'on fournit au programme. La campagne d'essais mécaniques sur le Puits 4 n'ayant pas pu être finalisée, les module d'Young et angles de frottement des roches proviennent d'une étude précédente qui avait été réalisée à l'ENIM à Rabat en 2002. Les roches avaient été prélevées dans le puits III (chantier Aval B3, tranche 1243 - 1247) pour les pélites, et dans le Puits E (rampe 1436 - 1448) pour les grès. Elles ont été complétées par les valeurs de coefficient de Poisson qu'on peut trouver dans la littérature pour ces faciès. Il n'est pas absurde de penser que les faciès du puits IV sont semblables et présentent des caractéristiques mécaniques comparables, mais on ne dispose pas d'informations fiables sur la marge d'erreur. Pour le remblai mécanique et le béton, les valeurs retenues proviennent exclusivement de la littérature, car la SMI ne dispose pas de ces informations.

Le coefficient k entre les pressions géostatiques horizontale et verticale est aussi sujet de débat. On pourrait le choisir entre 0,5 et 2, mais finalement nous avons retenu la valeur de 1,6 conformément à ce qui avait été fait lors de l'étude de la cheminée «8» à Draasfar en 2005 par Golder Associés, puisque ces valeurs dues à la pression de la plaque africaine sur la plaque eurasienne sont supposées être régionales. Cette valeur est probablement surestimée, ce qui nous donne des valeurs très fortes pour les compressions dans les dalles de béton notamment.

Enfin, on pourrait affiner le modèle en utilisant pleinement les fonctionnalités de Viplef, et notamment celles qui permettent des chargements séquentiels de la structure et qui permettent de simuler les effets du creusement. En particulier pour le dimensionnement de la dalle, il serait approprié de simuler l'ouverture de la première tranche de chaque étage et le relâchement des contraintes dans la roche, puis ajouter la dalle, puis simuler progressivement le percement et le remblayage de chaque tranche exploitée.

Chapitre III : *Sous-niveaux abattus et/ou tranches montantes remblayées?*

Le choix de la méthode d'exploitation est une étape cruciale du projet minier, il conditionne toute la suite des opérations et l'ensemble de la vie de la mine. Il a en outre un impact direct sur sa rentabilité.

A - Méthodes d'exploitations envisageables

1 - Critères de performance d'une méthode d'exploitations

Le choix d'une méthode d'exploitation obéit à des critères divers, et souvent contradictoires, ce qui ne simplifie pas la tâche.

D'abord, nous avons ici affaire à un métal précieux, et à une bonne teneur dans le minerai. Le cours actuel de l'argent se porte très bien (19\$ l'once) et au taux de change actuel du dirham marocain, et si l'on prend une teneur moyenne de 500 ppm, cela nous fait une valeur brute de métal contenue par tonne de minerai de près de 600\$ ou 5400 MAD. Cette grande valeur implique une méthode d'exploitation à très haut taux de récupération.

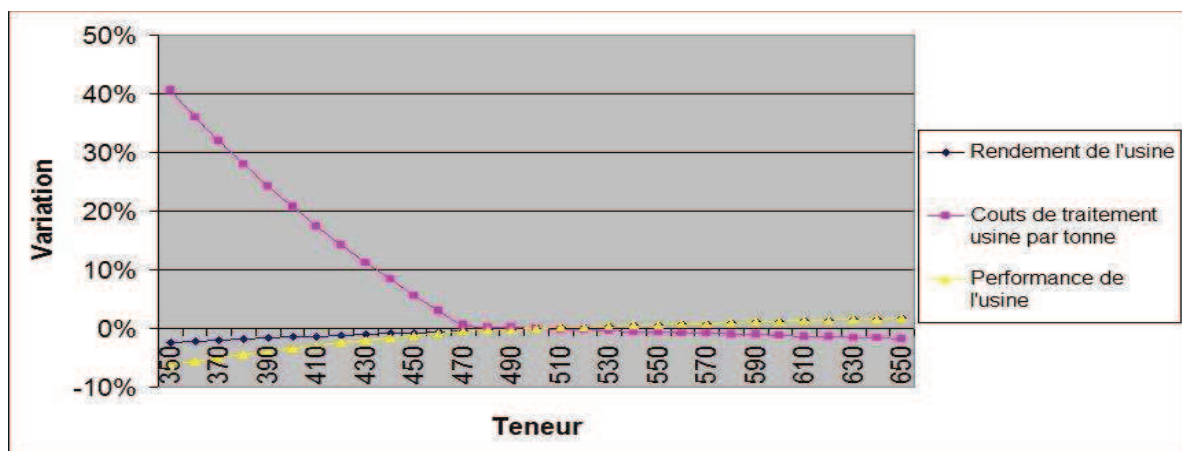


Illustration 11: Performances de l'usine de traitement par rapport à une concentration de référence de 500ppm et pour un prix de vente de l'argent de 3000 MAD/kg

Dans le même temps, le traitement chimique est très coûteux, et augmente très rapidement lorsque la teneur d'alimentation baisse, d'une part à cause de la baisse de récupération de l'argent, d'autre part à cause de la hausse des coûts de traitement par tonne de minerai. Par conséquent la sélectivité est un critère très important, les taux de dilution et de salissage devront être aussi près de zéro que possible.

La méthode doit aussi être adaptée aux conditions géologiques, c'est à dire un fort pendage et une petite puissance, afin d'assurer des conditions de sécurité des chantiers en accord avec la conscience des cadres responsables de la sécurité des ouvriers mais aussi avec les exigences du

syndicat tout-puissant d'Imiter.

Évidemment, la productivité et le cout d'exploitation sont prépondérants.

2 - Méthodes envisageables

Dans ces condition, parmi le catalogue des méthodes d'exploitation existantes, quatre méthodes pourraient convenir pour l'exploitation du minerai de Puits 4:

- la méthode des tranches montantes remblayées (TMR) ;
- la méthode des tranches descendantes sous dalle ;
- la méthode des sous-niveaux abattus (SNA) ;
- la méthode des chambres magasins.

Les méthodes par foudroyage sont impossibles, en effet la puissance est trop faible et la minéralisation n'est pas facilement séparable de l'encaissant.

Cependant, étant donné que la méthode des tranches montantes remblayées donne déjà de bons résultats à Imiter, il n'y a pas de raison d'employer la méthode des tranches descendantes sous dalle qui conduit à des coûts opératoires plus importants et une productivité plus faible.

La méthode des Tranches Montantes Remblayées bénéficie par ailleurs de la grande expérience de la SMI, qui la pratique sur la quasi totalité des chantiers.

La méthode des sous-niveaux abattus a fait l'objet d'un essai sur un chantier d'Imiter Centre. La principale difficulté technique dans la mise en œuvre de cette méthode concerne la hauteur que l'on peut ouvrir, sans risquer l'instabilité. Lors de l'essai, la hauteur fut progressivement augmentée jusqu'à 12m. Cependant, les résultats escomptés en terme de productivité et de cout d'exploitation, qui sont sensés être bien meilleurs que pour la TMR, n'ont pas été atteints. De plus, l'investissement initial est légèrement supérieur, puisqu'il faut équiper le Jumbo de foration de pinces pour pouvoir ajouter les tiges de foration nécessaires aux longs trous, et il faut aussi équiper le scoop de déblayage d'une télécommande pour que le conducteur reste dans une zone de bonne stabilité.

La méthode des chambres magasins, quant-à-elle, n'est pas compatible avec les exigences de foration mécanisée du syndicat de la SMI.

En fin de compte, il ne nous reste plus que les SNA ou bien la TMR. L'étude numérique précédente a montré qu'il sont tous deux stables et applicables au Puits 4.

3 - Ouverture minière

Le parc d'engin de la SMI permet deux ouvertures minières, définies par les dimensions des engins de déblayage: le Scoop Wagner d'une largeur de 1.7 m (capacité 3 tonnes) et le Scoop Toro d'une largeur de 2.1 m (capacité 6 tonnes), ce qui donne une ouverture minière de 2,7 m ou 3,5 m.

Compte tenu des faibles puissances au Puits 4, nous choisissons l'ouverture minière la plus petite, *id est* 2,7m. En fait, ce choix avait déjà été fait lors de l'établissement des documents de géologie, puisque les teneurs minières sont calculées en tenant compte de l'ouverture minière (si la puissance est inférieure à l'ouverture minière, la teneur est corrigée par dilution).

B - Conditions particulières

1 - Découpage horizontal: zones fragiles et zones robustes

La minéralisation n'est pas constituée d'une seule lentille bien régulière. L'exploration géologique a mis en évidence une lentille principale, la F1 qui concentre 65 % de l'argent, mais aussi plusieurs lentilles secondaires. La figure 12 montre quatre lentilles, de catégorie Indiqué 2 minière, donc relativement fiable, dont trois d'entre elles sont séparées par un stot inférieur à 3 m.

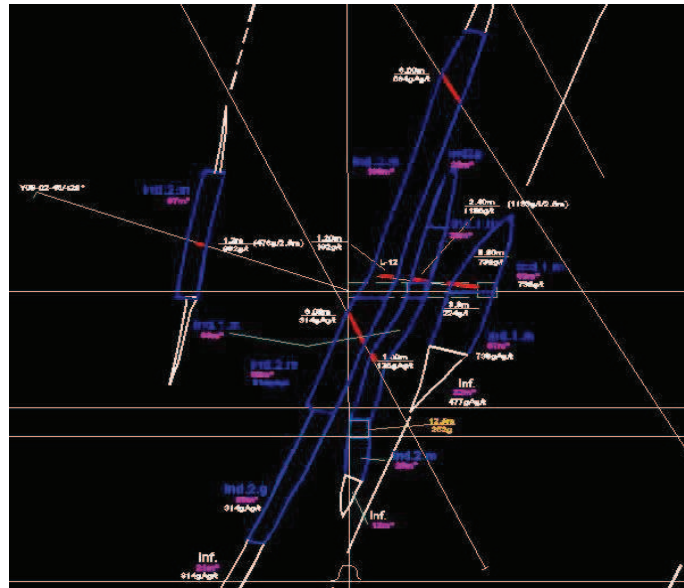


Illustration 12: Lentilles multiples de la CT-10, entre les niveaux 1420 et 1370

Lorsque deux lentilles sont bien individualisées, avec un stot de stérile important (supérieur à 5m), la bonne tenue mécanique de l'encaissant permet a priori d'exploiter indépendamment les deux filons. En revanche, lorsque le stot est plus faible, ou que les structures se rejoignent, il est impossible de créer des grands vides sans mettre en danger la stabilité de la structure. A ces endroits, il convient donc de ne pas utiliser la méthode des SNA, mais plutôt la TMR, et de recourir au remblai cimenté dont les qualités mécaniques sont beaucoup plus importantes que celles du remblai mécanique.

De plus, comme le montre la figure 13, les lentilles se divisent par endroit en deux structures. Il n'est pas question de mettre en place des SNA à ces endroits.

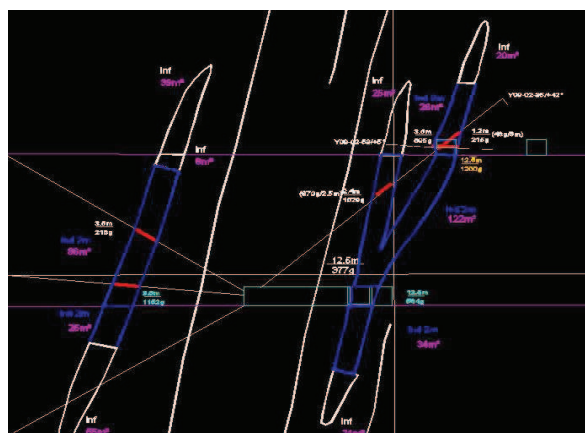


Illustration 13: Exemple de lentille bifide sur la CT-14, entre les niveaux 1395 et 1420

Cela nous amène à effectuer un découpage horizontal. On peut différencier des zones «fragiles», où l'on devra impérativement utiliser la TMR, et des zones robustes, qui pourront éventuellement être exploitées par SNA. Ce découpage se fait à partir des tranches prévisionnelles et des CT, mais en gardant bien en mémoire que la TMR nécessite la création d'un bras mobile, principal élément du coût en travaux de préparation, et que par conséquent on ne peut pas avoir plusieurs domaines disjoints exploités par TMR, et la figure 14 permet de distinguer une zone Est «fragile» et une zone Ouest «robuste» de part et d'autre de la CT-2.

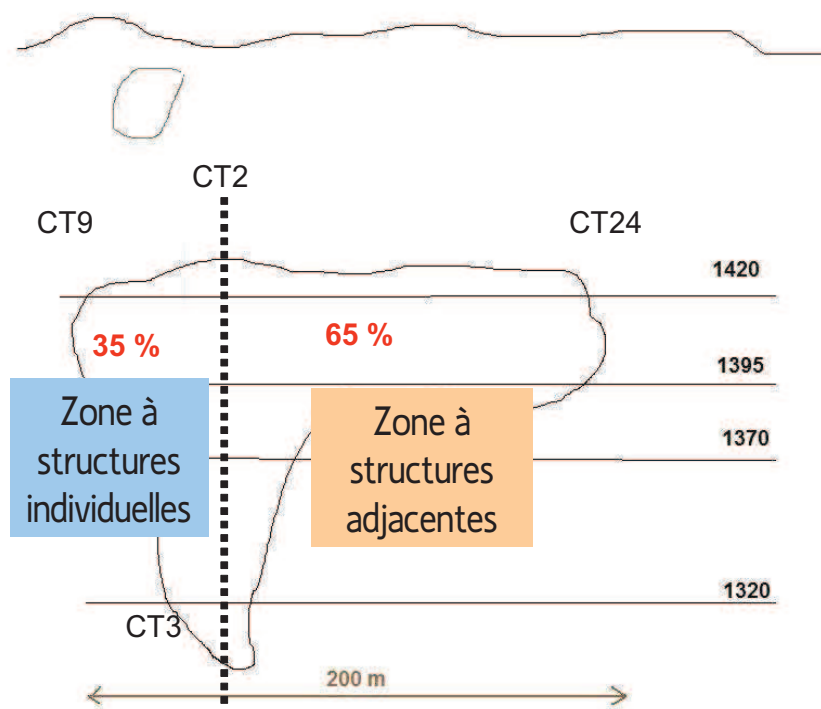


Illustration 14: Découpage horizontal de part et d'autre de la CT-2.

2 - Découpage vertical

Les travaux d'exploration ont laissé des marques dans le gisement : le traçage de la minéralisation a déjà créé des vides dans le gisement. La figure 15 est une coupe horizontale des niveaux 1395 et 1420 et montre que les vides couvrent presque toute l'extension du gisement.



Illustration 15: Traçage des niveaux 1395 (bleu) et 1420 (violet).

On a le choix d'en tenir compte et de reprendre le découpage en panneaux de 25m des travaux de géologie, ou bien de les ignorer et de définir la hauteur des panneaux comme on le veut.

Si on reprend les panneaux de 25m, il suffira de finir complètement le traçage des différentes lentilles pour commencer l'exploitation. On gagnera donc du temps sur les travaux de préparation géologique (ie le traçage de la minéralisation). Par contre on ne peut pas choisir une hauteur optimale pour l'étage.

Si on ignore ce traçage, il faut déjà le recommencer complètement. De plus lors de l'exploitation, si on utilise la TMR, il arrivera un moment où la tranche montante rencontrera le vide du traçage et alors il faudra utiliser des précautions particulières (mais pas insurmontables) comme par exemple faire un gradin inversé. Par contre on ne peut pas concevoir une exploitation par SNA où le vide existe entre la voie de tête et la voie de base.

3 - L'amont

L'amont du gisement (2,4 t d'argent indiquées, le reste étant inféré) devra faire l'objet d'une exploitation particulière. En effet, il est à faible profondeur (entre 7 et 35 m sous la surface), et donc dans des terrains altérés de tenue mécanique médiocre (figure 15).



Illustration 16: Lentille amont sur la CT-1

Trois possibilités peuvent être envisagées : soit on exploite ce chantier en TMR (en adaptant le soutènement) soit on l'exploite en creusant une tranchée, soit on renonce à extraire ce métal.

Une étude plus détaillée des coûts de chaque scénario permettra de trancher. Cependant, exploiter cette partie du gisement n'a pas seulement pour but de récupérer le métal qu'il contient, mais cela permet de soutenir le développement de la rampe jusqu'à la surface. D'abord un accès au fond supplémentaire apporte plus de sécurité pour les mineurs en cas d'accident; ensuite cela simplifie considérablement les opérations de maintenance, les engins peuvent être acheminés à l'atelier facilement, et on peut descendre du matériel facilement sur les chantiers; enfin il permet d'envisager une extraction par descenderie au lieu d'une extraction classique par puits.

C - Deux méthodes d'exploitations possibles

1 - La TMR

a) Principe

Compte tenu du fort pendage et de la bonne tenue des terrains, la méthode de la TMR par gradins sera utilisée. Pour cela, le gisement est découpé en panneaux (habituellement entre 12 et 25 m à l'imiter). L'accès se fait par un bras mobile, de section 12 m², dont la pente va progressivement passer de -15% à +15% à mesure que la tranche monte.

La première tranche est réalisée par la sous-traitance, en foration manuelle par marteaux (avancée d'environ 1,5 m par poste et par front sur une section de 8 m²), ce qui permet de réaliser les sondages de pré-abattage au fur et à mesure de l'avancée du traçage de la minéralisation. Puis une dalle en béton de 3m d'épaisseur est coulée.

Pour les tranches suivantes, le bras mobile est défliné, c'est à dire que son toit est foré verticalement, et le stérile tiré est laissé en place, seul le foisonné est déblayé, de manière à monter de 3m. Là, le minerai est abattu mécaniquement par gradins (foration par Jumbo, puis déblayage par Scoop), par les équipes production de la SMI (avancée d'environ 2,5 m par poste et par front). Enfin, lorsque la tranche est épuisée, elle est remblayée partiellement avec du remblai mécanique en laissant un vide d'environ 1m, pour avoir une surface de dégagement suffisante pour le gradin supérieur.

Chapitre III : Sous-niveaux abattus et/ou tranches montantes remblayées?

Pour la dernière tranche, celle qui atteint la dalle de l'étage supérieur, le traitement est un peu particulier. On laisse d'abord un stot de 2 m, que l'on abat finalement par foration verticale, en commençant par les extrémités de la taille. Auparavant, cette dernière tranche aurait été laissée vide, mais suite à un affaissement de terrain dans un des chantiers, il a été décidé de remblayer tous les vides, même les dernières tranches d'un étage.

b) Avantages

Cette méthode présente plusieurs avantages. D'abord elle est bien maîtrisée à la SMI. Ensuite, elle permet d'exploiter l'ensemble des lentilles à un étage donné. Elle est aussi souple d'utilisation, et si localement le terrain l'exige, il est possible d'incorporer du remblai hydraulique cimenté afin de renforcer la stabilité générale. Enfin, avec l'expérience de l'exploitation d'Imiter, cette méthode permet à chaque niveau de repérer d'éventuelles lentilles secondaires qui n'auraient pas été détectées lors des campagnes de sondages. Cela se produit fréquemment et représente en moyenne pratiquement 10% de la production des chantiers.

c) Inconvénients

En revanche, la productivité est faible, puisqu'il faut à chaque fois remblayer la tranche exploitée. De plus, le coût et la durée des travaux préparatoires augmentent très vite avec la hauteur (le volume à déflinquer varie en fonction de son carré). Enfin, lors du déblayage, une partie du remblai mécanique est emportée avec le minerai (environ 30cm d'après le suivi), ce qui crée une dilution d'environ 10%.

2 - Les SNA

a) Principe

Pour les sous-niveaux abattus, il faut d'abord créer la voie de tête et la voie de base, dans la minéralisation, et les galeries pour y accéder dans le stérile encaissant, idéalement située au milieu de la taille. Entre ces deux voies se trouve le sous-niveau que l'on va abattre, d'une hauteur entre 8 et 20 mètres. Pour ce faire, on commence par creuser deux cheminées dans le minerai aux extrémités de la taille. On fore ensuite depuis la voie de tête de longs trous verticaux sur toute la hauteur du sous-niveau, par morceau de 5 mètres en partant des extrémités. Ainsi, on se sert de la cheminée comme d'une surface de dégagement pour le premier tir, puis du vide laissé par le tir précédent. Au niveau de la voie de tête un jumbo télécommandé (parce qu'il travaille sous le stot) déblaie le minerai abattu. Une fois l'ensemble du stot abattu, on remblaie bien sûr la chambre.

b) Avantages

Cette méthode permet une grande productivité, parce que le tonnage abattu à chaque tir est très important (proportionnel à la hauteur du sous-niveau), et qu'à partir du premier tir, l'exploitation ne demande plus de travaux préparatoires.

c) Inconvénients

Lors de l'exploitation, il est impossible de procéder à des sondages de pré-abattage dans la hauteur du sous-niveau. Or, de l'expérience des mineurs d'Imiter, il est courant de rencontrer une lentille secondaire qui s'écarte de la lentille principale et qui n'avait pas été repérée par les géologues avant l'ouverture. L'exploitation en sous-niveaux abattus ne permet pas de récupérer ce minerai.

De plus, les lentilles ne sont pas très régulières et les longs trous ne permettent pas de suivre parfaitement la minéralisation, entraînant environ 7% de pertes et 7% de salissage.

Enfin, étant donné que l'accès se fait par le Sud de la minéralisation, et qu'il n'est pas question de traverser un sous-niveau en cours d'exploitation, cela impose un ordre séquentiel dans l'exploitation des lentilles : on doit nécessairement commencer par la partie Nord et terminer par le Sud.

Enfin, la grande hauteur de vide ne permet pas d'appliquer cette méthode dans les endroits « fragiles » (faible stot entre deux lentilles).

D - Deux scénarii possibles

Au bilan, le tableau 1 résume les deux scénarios d'exploitation du Puits 4 qui seront étudiés par la suite.

	Zone à structures individualisées (35%)	Zone à structures adjacentes (65%)
Scenario 1	TMR par gradins Remblai mécanique	TMR par avancement Remblai cimenté
Scenario 2	SNA Remblai mécanique	TMR par avancement Remblai cimenté

Tableau 1: Scénarii d'exploitation du puits 4

DEUXIÈME PARTIE: CONCEPTION DE PROJET

Chapitre I : Capacité de production

La capacité de production du secteur est un paramètre essentiel pour dimensionner l'ensemble des équipements qui seront utilisés.

A - Production des chantiers

1 - Cycle de production de la TMR

Pour la méthode des TMR, les étapes du cycle de production sont identiques à quelques variantes près suivant les chantiers.

La préparation des chantiers est très longue (pratiquement 6 mois pour une extension de 100m). Elle est constituée des travaux suivants (réalisés par la sous-traitance) :

- réalisation du bras fixe et du bras mobile penté à -15% (10 m fixes + 56 m mobiles pour une hauteur d'étage de 20m). Avancement de 2,2 m par jour ;
- réalisation des percements des cheminées d'aéragé, de jet et de remblai (10 m environ pour chacune). Avancement de 2,2 m par jour ;
- traçage de la minéralisation, de section 8 m² avec contrôle des géologues et géomètres. Avancement de 1,5 m par jour et par front (généralement 2 fronts par minéralisation) ;
- réalisation des niches de sondages (10 jours par niche) ;
- sondages de recherche et de préparation géologique, environ deux mois ;
- éventuellement recarrage du traçage si l'ouverture minière est choisie à 3,7m. Avancement de 4 m par jour ;
- Pose d'une dalle en béton armé, d'une épaisseur variable (1,5m dosé à 7% à Igoudrane). Avancement de 50 m³ par jour.

L'exploitation commence dès que les travaux de sondages sont terminés. Cette fois ce sont les équipes de titulaires SMI qui travaillent, qui peuvent traiter deux fronts par poste (mais parfois 3 ou seulement 1 voire 0 s'il y a une anomalie). Le cycle complet tient sur deux postes:

- poste 1 : abattage, *id est* foration et chargement des trous de mine en explosifs. L'avancement varie en fonction de l'équipement et la méthode employée ;
- interposte : tir (environ 30 tirs par jour sur l'ensemble de la mine) ;
- poste 2 : déblayage du minerai abattu.

Une fois la tranche n épuisée, les équipes SMI procèdent au remblayage (mécanique ou cimenté) puis les sous-traitants s'occupent du déflincage de l'accès mobile par foration verticale, avec un avancement moyen de 40 m³ déflinqués par poste. Et on retrouve un cycle de production normal de la tranche n+1. Dans la pratique, une équipe (soit un mineur et deux aides mineurs avec un Jumbo pour l'abattage et un pelliste avec un scoop pour le déblayage) peuvent traiter deux fronts par poste.

La dernière tranche, celle qui arrive sous la dalle du panneau au-dessus, fait l'objet d'un traitement particulier. Compte tenu des risques plus importants d'instabilité, la cadence n'y est que d'un poste par jour pour permettre le suivi des géologues, et l'abattage se fait par foration verticale, en reculant depuis les extrémités de la taille afin de travailler directement sous la dalle le moins possible. Le déblayage peut se faire par scoop télécommandé si nécessaire.

2 - Cycle de production des SNA

Pour les SNA, le cycle de production est quelque peu différent. Il comporte une phase préparatoire où sont réalisés les voies de tête et de base et leurs accès, les deux cheminées de dégagement pour les premiers tirs, ainsi que les percements des cheminées de jet et d'aérage.

Ensuite, un Jumbo (spécialement équipé d'une pince pour assembler plusieurs tiges de foration) fore depuis la voie de tête des longs trous sur toute la hauteur du stot de minerai défini par la voie de tête et la voie de base. Ceci en partant des extrémités de la taille et en revenant vers l'accès, et par morceaux de 5 m.

Une fois tiré, on déblaie le minerai par un scoop télécommandé dans la voie de base.

B - Productivité des engins et des personnels

1 - Personnels

Compte tenu des temps de passage des consignes, de descente, de casse-croûte, de remontée et de douche, on comptera 5 heures de travail effectif sur un poste de 8 heures. A cela on retranchera 4% correspondant au taux d'absentéisme.

2 - Engins

Un taux de disponibilité global de 80% sera appliqué aux engins fond.

a) Jumbo

A la SMI, le modèle utilisé est le Jumbo Boomer H104.

Une équipe de trois personnes est affectée à chaque Jumbo, un mineur (le conducteur) et deux aides-mineurs. Le rôle du mineur est évident, mais les deux aides mineurs sont eux aussi indispensables, pour installer les alimentations en eau (70 l/minute) et électricité (50 kW), préparer le front (arrosage, purge, curage des mines de relèvement) et assister le mineur. Il n'est toutefois pas inhabituel de surprendre un opérateur assoupi, croyant être rendu invisible par le simple fait d'avoir éteint sa lampe frontale.

La productivité du Jumbo se mesure en mètres forés, c'est d'ailleurs l'unité retenue dans le calcul du coût de revient de l'engin (environ 10,3 DH/m). Pendant un poste, un Jumbo peut forer environ 150 m de diamètre 38mm (sauf pour le Jumbo de pré abattage). Ils sont équipés de tiges de 3,7m ce qui leur permet de forer des trous de 3,4m au maximum.

Dans la grande majorité des cas, un Jumbo peut traiter 2 fronts en un poste. Le temps de déplacement entre deux chantiers peut être important, c'est pourquoi dans la planification il faut privilégier les fronts proches, l'idéal étant d'avoir deux fronts dans la même taille (si le bras mobile arrive au centre de la minéralisation, on peut avoir un front Est et un front Ouest).

b) Chargeuses

Que ce soit le Scoop Wagner ST2D 3t (Atlas Copco) ou le Toro 301D 6t, chaque chargeuse est conduite par un pelliste, qui travaille seul. Il reçoit cependant l'assistance d'un aide mineur en début de poste.

Le constructeur fournit la courbe de rendement horaire de son engin en fonction de la distance de roulage. Ainsi, pour une distance de 250m, on trouve un rendement horaire de 25 t/h, ce qui signifie deux heures et quart de déblayage pour un front en TMR par avancement.

3 - Extraction

La capacité journalière d'extraction doit correspondre à la somme du minerai (75%) et du stérile (25%) abattu par jour.

a) Extraction par Puits

Dans le cas d'une extraction par puits, il faut bien tenir compte du fait que la machine n'est en fait utilisée que 40% du temps en mode automatique d'extraction. En effet, beaucoup de temps est consacré à la maintenance, à la descente et remontée du personnel, aux travaux divers, aux visites de cadres...

Ainsi, il faudra prévoir une capacité d'extraction de 40 t/heure en fonctionnement automatique.

b) Descenderie

Pour l'extraction par Dumper en utilisant une descenderie jusqu'au jour, plusieurs éléments entrent dans l'équation.

L'idée est d'utiliser un camion pour remonter le minerai depuis le fond jusqu'à la surface, le long d'une rampe. Elle sera développée au chapitre suivant.

C - Le cas de la sous-traitance

1 - Position

La sous-traitance a un rôle particulier : elle intervient dans toutes les opérations au stérile : le percement des puits, des rampes, des bras fixes ou mobiles d'accès, des niches, ainsi que dans toutes les opérations de nettoyage ou d'entretien des ouvrages.

Par un accord du syndicat et de la direction de la SMI, elle ne peut pas participer aux opérations de production qui touchent directement au minerai, sauf quand il s'agit de travaux préparatoires comme le traçage de la minéralisation. En effet, dans ce cas particulier, la cadence est très faible pas plus d'une volée par jour, parce qu'il faut attendre le passage des géologues et/ou géomètres pour qu'ils valident ou corrigent la direction du traçage et prélèvent par écaillage les échantillons à analyser.

2 - Méthodes de travail

Les équipes de la sous-traitance effectuent le plus souvent la foration manuellement, ce qui signifie une longueur de foration d'environ 1,6m et un arrachement en avancement après le tir

d'environ 1,4m.

Cependant il serait envisageable d'équiper ces équipes de Jumbo pour accélérer le développement.

3 - Disponibilité

Les moyens de la sous-traitance ne sont pas illimités ni très flexibles. Deux équipes en permanence (sur trois postes) sur le Puits 4 semblent être un objectif raisonnable. Compte tenu des temps de soutènement, d'entretien, de maintenance, on pourra compter pour chacune d'elles un avancement d'environ 2,8 m par jour sur deux fronts distincts.

Chapitre II : Jet, remblai, exhaure, aérage et extraction

Le jet, le remblai, l'exhaure, l'aérage et l'extraction sont des fonctions essentielles dans les opérations minières. Le design global de la mine doit être pensé pour optimiser celles-ci.

A - Extraction

1 - Extraction par puits

Pour une extraction par puits, il convient d'installer une machine d'extraction dans le Puits 4. Cette machine pourra être techniquement similaire à celle du secteur Igoudrane (débit en mode extraction automatique de 39 t/h, cycle 5 min 36 pour un skip de 3,5 t de charge utile).

Le coût total d'une telle machine (tout compris : la salle de chargement au fond, le convoyeur à bande fond, les alimentateurs, le contre puits, le treuil, le skip, la salle de contrôle, le chevalement, le terrassement, les trémies de stockage, la convoyeur à bande jour,... et l'installation de tout ce matériel) est évalué à 20 millions de DH. Ce chiffre est sous-évalué mais il prend en compte le fait que conformément aux habitudes chez Managem, la machine qui sera installé sera probablement une machine d'extraction d'occasion, récupérée sur un autre site, voire directement sur le site d'Imiter (la machine du Puits 3 pourrait convenir après réparation).

Par ailleurs, dans l'hypothèse d'un développement aval futur, le fonçage du puits est prévu sur 180 m. Cependant pour rester cohérent, ce fonçage ne sera pas comptabilisé dans l'étude comparative avec l'extraction par descenderie.

2 - Extraction par descenderie

Pour une extraction par descenderie, il faut une rampe qui aille jusqu'au jour. Cette rampe doit être pentée à 12% maximum et d'une section de 16 m² (contre 12 m² habituellement) si l'on veut que le roulage s'effectue dans de bonnes conditions. De plus, la réglementation impose d'aménager des niches de refuge pour le personnel tous les 50m, afin qu'ils ne soient pas mis en danger par rapport à la circulation de véhicules.

Le coût de creusement global d'une galerie 16m² n'étant pas disponible, il a été extrapolé à 8000 DH/m à partir du coût réalisé 2009 d'une galerie 12 m² (6123 DH/m).

B - Jet, remblai, exhaure et aérage

Pour tous ces ouvrages, l'expérience d'Igoudrane montre qu'il faut prévoir une distance minimale de 20 m entre le puits et une cheminée, et de 8 m entre une galerie et une cheminée.

1 - Exhaure

L'exhaure n'a pas fait l'objet d'une étude approfondie lors de ce stage. Toutefois les équipements prévus au fond (sondeuses, carotteuses, Jumbos et marteaux de foration) permettent d'évaluer le besoin en exhaure à 16 m³/s en pointe. Le dimensionnement des pompes et équipements d'exhaure devra s'appuyer sur ce débit, en ajoutant un facteur de sécurité d'au moins 50%. En effet, il ne faudrait pas que le Puits 4 connaissent les mêmes mésaventures qu'Igoudrane dont la salle de chargement a été inondée à deux reprises.

2 - Aéraage

Pour l'aéraage, aucune infrastructure n'existe pour le moment. Un simple ventilateur au jour fournit via un ventube l'air frais au fond.

Pour les futurs chantiers, deux possibilités sont envisageables : soit une cheminée d'aéraage qui arrive à proximité des bras fixes (au Sud de la minéralisation), soit une cheminée oblique, parallèle à la minéralisation mais au Nord, comme cela a été fait à Igoudrane.

Dans la première hypothèse, l'aéraage des chantiers est réalisé grâce à un aéraage secondaire (ventilateurs + ventubes au fond). Cette solution n'est pas très satisfaisante lorsque ces ventubes secondaires mesurent plus de 120 m.

Dans la deuxième hypothèse, les chantiers n'ont pas besoin d'aéraage secondaire. En revanche, comme le percement vers la cheminée est derrière la minéralisation par rapport à l'accès mobile, il faut reconstituer la cheminée au fur et à mesure que le chantier monte. Et le volume de creusements divers augmente considérablement.

La configuration du Puits 4 est beaucoup plus compliquée que celle d'Igoudrane, avec notamment toutes ces lentilles parallèles qu'on a vues dans la partie précédente. Aussi, la solution retenue est celle d'une cheminée débouchant dans le bras mobile, avec un aéraage secondaire ensuite.

3 - Jet

A chaque niveau, nous avons besoin de deux cheminées jet, une pour le stérile et une pour le minerai. Celles-ci ont un rôle double : d'une part évacuer les produits des chantiers et d'autre part stocker la production en cas de défaillance de l'extraction, et laisser une marge de quelques jours avant que les équipes de production ne puissent plus travailler à cause de l'accumulation du minerai dans le chantier.

Nous avons besoin de deux cheminées, une pour le minerai, une pour le stérile.

Dans l'hypothèse d'une extraction par Dumper, les cheminées peuvent être implantées n'importe où le long de la rampe, pourvu qu'elle commencent à un étage de production et qu'elles débouchent sur un silo et une goulotte pour le chargement du Dumper.

Dans l'hypothèse d'une extraction par puits, le positionnement des cheminées de jet est déterminé par la salle de chargement fond : même si elles peuvent comporter une partie oblique dans leurs derniers mètres, elles doivent rejoindre cette salle. Et la géométrie de cette salle est imposée par la géométrie du puits (rectangulaire de section 2,2x3,2m). Elle sera orientée Est-Ouest dans la longueur, avec le convoyeur à l'Est du Puits parce que le centre de la minéralisation est plutôt à l'Est du Puits.

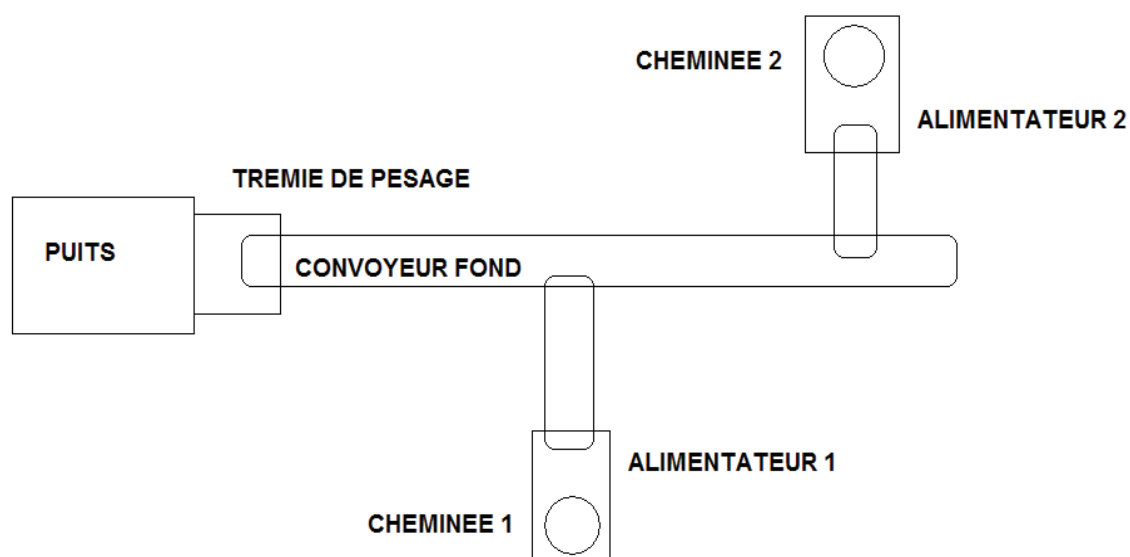


Illustration 17: Schéma de principe de la salle de chargement

De plus, elle doivent être distantes du puits d'au moins 20 mètres, et entre elles d'au moins 15 mètres, mais le convoyeur fond ne doit pas être trop long (pas plus de 35 mètres). Le périmètre d'implantation possible de nos deux cheminées est donc très réduit, et à vrai dire, c'est la rampe qui sera adaptée à la position de ces deux cheminées afin de réduire les distances de roulage des scoops.

4 - Remblai

a) Remblai hydraulique

La question: faut il investir dans une centrale hydraulique ? ne se pose pas. Au vu des quantités de remblai hydraulique nécessaires pour les chantiers en TMR par avancement, cet investissement (environ 3,5 MDH) est incontournable, et il convient de ne pas reproduire l'erreur d'Igoudrane pour lequel la centrale à béton n'a pas été réalisée dès le début, mais après que plusieurs dalles avaient déjà été réalisées manuellement (coûts exorbitants et monopolisation de la machine d'extraction). Je recommande donc que cet investissement soit anticipé et opérationnel dès la première dalle.

Le remblai hydraulique est habituellement acheminé via des conduites de petite section (25cm de diamètre) disposées dans la cheminée d'aérage ou dans une cheminée de remblai mécanique vide. Il n'y a pas lieu de concevoir une infrastructure propre au remblai hydraulique.

b) Remblai mécanique

A la SMI, le remblai mécanique n'est autre que le stérile de développement.

Dans l'idéal, des niches de stockage permettent de stocker au fond ce stérile pour le réutiliser directement sans qu'il fasse le coûteux aller-retour depuis le fond jusqu'au jour. A Igoudrane, une partie non négligeable du remblai mécanique est recyclé de cette façon. Malgré tout, une cheminée à remblai mécanique est indispensable. Au jour une pelle 12t permet de la remplir de stérile, et des percements à chaque étage de production permettent l'alimentation des chantiers en remblai. Pour cette cheminée, le positionnement est assez souple, il faut simplement éviter de la placer à moins de

15 m d'une autre cheminée et être le plus proche possible des bras mobiles pour optimiser les distances de roulage des scoop.

C - Cas de l'amont

1 - Difficultés d'exploitation

L'amont, on l'a vu, est situé entre 7 et 35 m sous la surface. L'analyse des sondages carottés jour montre qu'avant 25m de profondeur, la tenue de terrain est très mauvaise à cause de l'altération des faciès. Une exploitation souterraine à très faible profondeur est trop risquée et aucun mineur ne se risquerait dans des chantiers où le toit ou les parements s'effritent.

2 - Tranchée (ou petite carrière)

J'ai envisagé la possibilité d'une tranchée (certains préféreront l'appeler une petite carrière) pour exploiter les 2,5 tonnes de métal contenue dans l'amont. En prenant un angle de talus de 65° (comme la grande carrière d'Imiter I), le ratio minerai/stérile n'est que de 4%. Mon étude (voir annexe) montre que cette petite carrière peut être rentable si le cours de l'argent est supérieur à 24 \$/oz. Aujourd'hui le cours spot de l'argent atteint 19 \$/oz, mais on n'a aucune garantie quant à la stabilité de ce prix.

Si l'on se place dans l'hypothèse optimiste où l'extraction du Puits 4 est réalisée par descenderie, le cours d'équilibre tombe à 15 \$/oz, ce qui rapproche le projet de la catégorie des « faisables ».

3 - Exploitation souterraine

A la fin de la période de stage, l'éventualité d'une exploitation souterraine qui avait été rejetée à cause de la mauvaise tenue des terrains à de si faibles profondeurs a été remise sur pied. La partie la plus profonde (entre 20 et 35 m sous la surface) pourrait être récupérée par la méthode des TMR. D'autant plus qu'à l'Est et à l'Ouest de cette petite lentille indiquée, se trouve une quantité assez importante de minerai inféré qu'il conviendrait de préciser.

Chapitre III : Planification du projet

La planification joue un rôle très important dans la conception d'un projet, en particulier dans un projet minier où le développement et l'exploitation sont menés simultanément. Elle permet de prévoir les moyens nécessaires à chaque instant, mais constitue aussi une base pour l'analyse de rentabilité : le chemin critique conditionne la distribution temporelle des investissements, et produits d'exploitation.

A - Travaux d'infrastructure

Parmi les travaux d'infrastructure, on doit distinguer ceux qui sont sur le chemin critique du projet, et ceux qui n'y sont pas.

Les cheminées de remblai et d'aérage, par exemple, ne sont pas sur ce chemin critique. Elles seront réalisées au moyen de la machine de raise boring du groupe Managem. La réalisation de la cheminée de remblai est d'ailleurs largement anticipée par rapport au reste du projet (ce qui pourrait nuire à sa qualité globale en figeant ce point de fixation alors que le design du reste de l'infrastructure n'est pas encore finalisé, mais cela fait partie des contraintes industrielles), puisqu'elle est programmée pour cet été (2010). Dans un premier temps, elle servira à la descente d'un scoop pour accélérer le développement des niveaux d'exploration et anticiper la rampe.

L'infrastructure d'extraction est l'élément clé du chemin critique : elle est nécessaire pour passer à une cadence industrielle, que ce soit pour les travaux de développement ou pour l'exploitation.

Pour une machine d'extraction, une estimation basse de la durée des travaux donne un minimum de 250 jours de travaux avant d'avoir une machine opérationnelle. Pour une descenderie, à raison de 90 m par mois, la réalisation des 600 premiers mètres de rampe prendrait environ 8 mois, si l'on tient compte des recoupes requises par la législation marocaine. Les deux scénarii d'extraction sont donc comparables du point de vue de la durée des travaux de développement.

B - Exploitation des panneaux

1 - Travaux préparatoires

Pour la méthode des tranches montantes remblayées, le temps de préparation d'un étage est d'environ 6 mois, tout compris (accès, traçage, préparation géologique, travaux annexes).

Si un étage a une hauteur de 25 m, cela signifie qu'il faut réaliser 210 m de rampe pour accéder à l'étage inférieur, soit 2,5 mois de travaux environ.

Avec une cadence de 50 m³ par poste, et à raison de 1 poste par jour (une cadence supérieure nuirait à la qualité du béton, avec des problèmes de ségrégation,...), le remblayage d'une tranche de 100 m d'extension prend environ 18 jours.

Les travaux préparatoires d'une tranche (déflincage) vont être de plus en plus importants à mesure que la tranche exploitée monte par rapport à la tranche de base. Si on peut déflinquer

environ 40 m³ par jour, ces travaux prendront entre 3 et 30 jours.

Les autres travaux sont effectués en temps masqué.

2 - Exploitation

Avec une cadence de 7,2 m/jour (deux fronts de 2,4 par poste sur 1,5 postes par jour), l'exploitation d'une tranche d'extension de 100m prend moins de 20 jours.

C - Productions mensuelles

Avec un jeu d'équipement sur trois postes, la production mensuelle maximale est de l'ordre de 6300 tonnes de minerai par mois. Avec cette cadence, la durée de vie de la mine est d'environ 5 ans d'exploitation, ce qui est raisonnable.

Cependant cette cadence suppose que sur le mois entier, on ait à tout instant deux chantiers en production. Compte tenu des temps préparatoires des transitions entre chaque tranche, cela est réalisable sur plusieurs mois si l'on dispose d'au moins 3 chantiers préparés. Dans le découpage vertical du panneau, nous avons prévu six étages, donc cet objectif est réalisable.

Cependant il conviendra d'anticiper les développements, quitte à renoncer à une productivité élevée en début de vie de la mine pour ne pas se retrouver dans la situation que connaît Igoudrane depuis quelques mois : la production n'est pas à plein régime. Les premiers étages ont été exploités très vite, au détriment du développement des autres étages, et lorsqu'ils sont épuisés, les équipes de production ne peuvent travailler parce que les dalles des étages suivants ne sont pas encore coulées.

TROISIÈME PARTIE: ÉTUDE DE RENTABILITÉ

Chapitre I : Hypothèses financières

Dans ce chapitre nous allons replacer l'étude économique dans son cadre financier : d'abord, le marché mondial très particulier pour l'argent ; puis le contexte de la mine d'Imiter dont la structure pèse sur un projet peu volumineux comme le Puits 4 (qui ne représente que 6 mois de la production totale de la SMI).

A - Marché et cours de l'argent

1 - Marché de l'argent

Parmi les applications industrielles de l'argent (cf figure 18), on retrouve principalement la photographie, la bijouterie, l'électronique et les biocides.

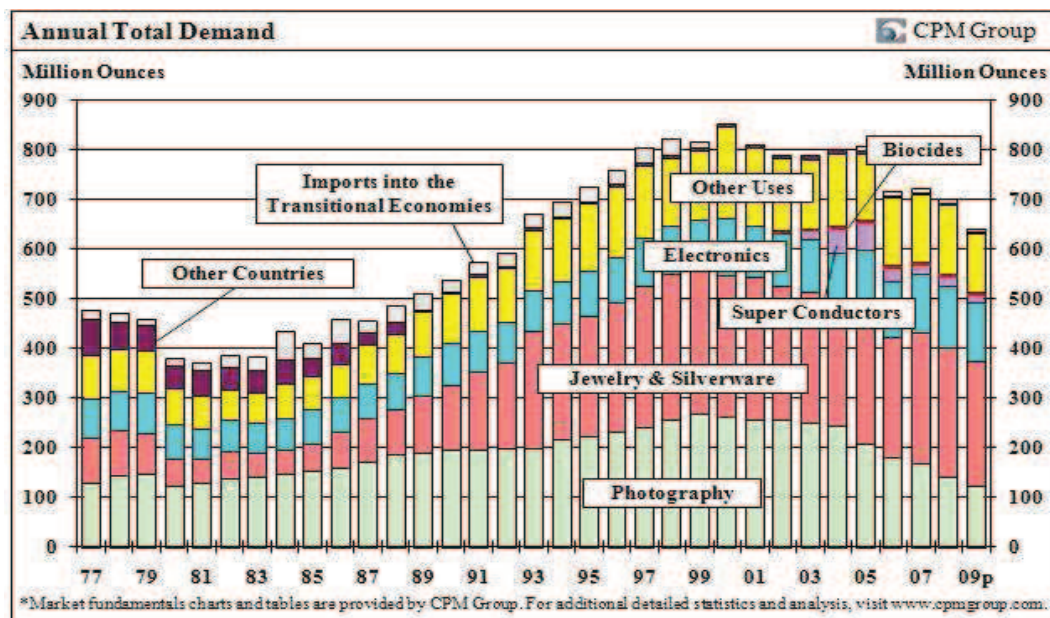


Illustration 18: Demande mondiale en argent

Au cours de l'année 1980, le cours de l'argent a connu un pic exceptionnel à près de 50\$/oz, ensuite le marché de l'argent a connu une très forte progression entre 1980 et 2000 (+100%), puis un déclin depuis 2000. Entre 1980 et 2000, c'est d'abord la progression du secteur de la bijouterie qui a tiré la demande, par contre depuis 2000, la demande a été pénalisée par le secteur de la photographie, qui était la première utilisatrice de l'argent. L'avènement du numérique a tué la demande d'argent pour les pellicules, et ce phénomène devrait se poursuivre.

On notera que le secteur de l'électronique apprécie les qualités de l'argent (il est meilleur conducteur que le cuivre) et la demande croît lentement mais sûrement.

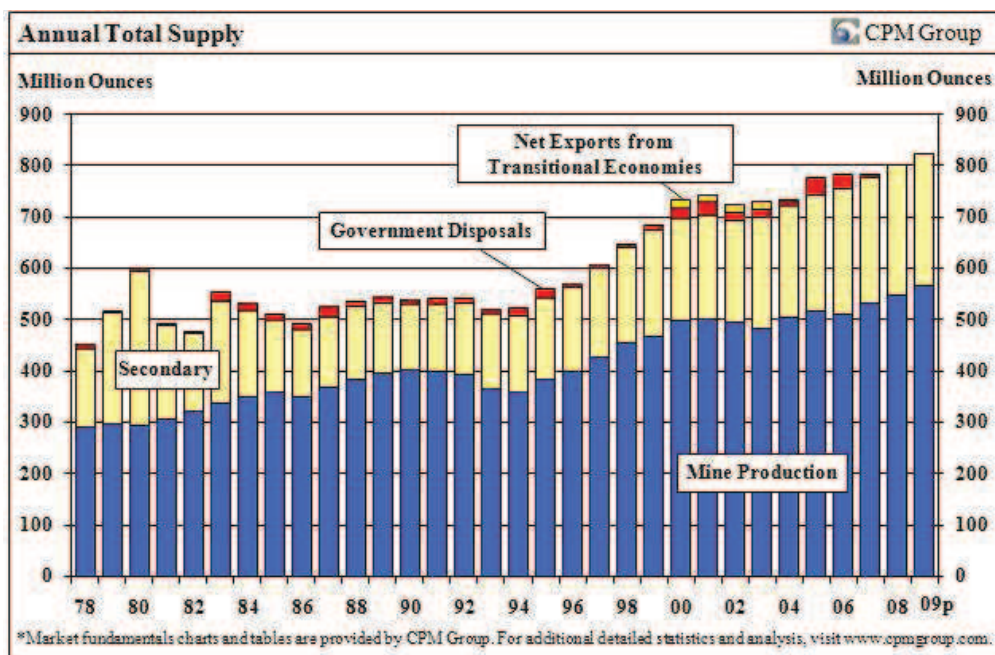


Illustration 19: Offre en argent

L'offre en argent provient en majorité des mines (70%), le reste provient du recyclage (cf figure 19). Imiter fait partie des rares mines au monde produisant exclusivement de l'argent. La très grande majorité de l'argent produit par les mines n'est en fait qu'un sous-produit de l'exploitation d'un autre métal. Par exemple à Cannington, en Australie, qui assure 6% de la production mondiale d'argent, il est associé à du plomb et du zinc.

2 - Cours de l'argent

Le cours de l'argent est sous l'influence complexe de nombreux paramètres et donne bien du mal aux analystes pour prédire son évolution.

D'abord la dernière remarque du paragraphe précédent indique que l'offre n'est pas adaptable à la demande. En effet, si l'argent n'est qu'un sous-produit de l'exploitation d'un autre métal, il n'est pas question d'ouvrir ou fermer une mine en fonction du cours de l'argent sur le marché des matières premières. Ces mines fourniront leur production quoiqu'il arrive, quel que soit le cours. Et comme elles représentent la très grande majorité de la production mondiale, il en résulte une très grande volatilité de l'argent (et cela justifie ces contrats de couverture à Imiter que j'ai évoqué au début de ce rapport).

Des deux graphiques d'offre et demande, on remarquera que l'offre est supérieure d'environ 30% à la demande, ce qui est énorme et devrait avoir pour conséquence un cours très bas pour l'argent. Or c'est exactement l'inverse qui se produit.

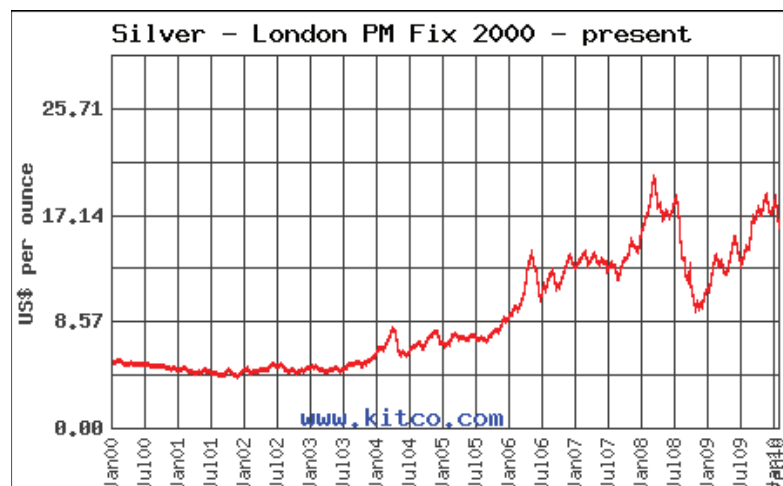


Illustration 20: Evolution du cours de l'argent entre 2000 et 2010

Depuis 2003, le cours qui était alors faible (environ 4\$/oz) a connu une progression exceptionnelle et atteint aujourd'hui 19\$/oz. L'argent subit le même sort que l'or et constitue une valeur refuge pour les investisseurs échaudés par la crise.

3 - Cours retenu pour l'étude

Le cours retenu dans l'étude est de 11 \$/oz. Ce cours, aussi petit soit il par rapport au cours actuel, tient compte de sa grande volatilité. Pour le taux de change du Dirham Marocain par rapport au dollar, nous prendrons 8 MAD/\$

B - Paramètres financiers

Un certain nombre de charges « externes », j'entends par là indépendantes du travail de conception de projet, s'ajoutent aux charges d'exploitation.

En premier lieu dans le cycle de l'argent viennent les charges de traitement. Celles-ci dépendent de la teneur en argent du minerai. Pour le puits 4, avec une teneur retenue globale de 342 g/t, les frais de traitement s'élèvent à 342 DH/kg d'argent produit. Cette teneur est faible parce qu'elle tient compte des incertitudes sur les ressources indiquées 1&2, ainsi que des différents taux de dilution, et du taux de récupération de l'usine. A cela s'ajoutent des charges de commercialisation (fret essentiellement) de l'argent, pour 27 DH/kg Ag.

Puis les charges de structure de la mine sont ventilées sur chaque secteur (chiffres du réalisé 2009) pour 128 DH/kg d'argent produit (en sortie d'usine, donc corrigé du taux de récupération usine). Viennent ensuite les charges du siège de la SMI qui représentent 55 DH/kg Ag. Pour la gestion des rémunérations, le siège de Casablanca ponctionne aussi 2,5% de la masse salariale, et pour la gestion des achats, 3% du montant des achats stockés (consommables, pièces,...). Enfin, les charges de structure Managem et ONA représentent 5,08% du chiffre d'affaire.

En dernier lieu, l'impôt sur les sociétés s'élève à 17,5% du bénéfice. Pour l'amortissement de l'investissement, étant donné la courte durée de vie du secteur, j'ai pris un amortissement linéaire sur 5 ans du montant total investi.

Charge de structure Mine	128	DH/kg Ag
Charge de structure siège	55	DH/kg Ag
Charge gestion des rémunérations Casablanca	2,50%	masse salariale
Charge Direction des achats Casablanca	3%	achats stockés
Charge de structure Managem&ONA	5,08%	du chiffre d'affaire
Impots	17,5%	du résultat
Frais de commercialisation	27	DH/kg Ag

Tableau 2: Récapitulatif des charges externes

Chapitre II : VAN et TRI - Choix du scénario le plus rentable

La Valeur Actualisée nette (VAN) et le Taux de Rentabilité Interne (TRI) sont les deux indicateurs financiers qui permettent de chiffrer la pertinence économique d'un projet. La VAN est obtenue actualisant à un taux défini l'ensemble des cash-flows escomptés, tandis que le TRI est la valeur du taux d'actualisation pour laquelle la VAN est nulle.

A - Sous-niveaux abattus contre TMR

Nous avons détaillé ces deux méthodes au niveau technique, il convient désormais de comparer les deux scénarii au niveau économique.

S'il est vrai que la méthode des sous-niveaux abattus est plus productive et que son coût d'exploitation est inférieur à celui des TMR, cette simple comparaison n'est pas suffisante ici. En effet, il faut bien comprendre que les scénarii TMR seule (combinaison d'un abattage en gradin et en avancement) et TMR + SNA ne sont pas comparables au niveau des infrastructures d'accès. L'application en parallèle sur un même niveau des SNA et des TMR implique un dédoublement des infrastructures d'accès qui n'est pas nécessaire dans le deuxième scénario. En revanche, si on a deux accès à un même étage, cela signifie que l'on peut l'exploiter sur deux fois plus de fronts et donc avec une productivité meilleure. Mais l'investissement initial d'accès double, d'un jumbo long trous et d'une télécommande pour pelle est assez important pour contre-balancer le gain d'une productivité plus importante, ce qui fait que les deux scénarii sont à peu près équivalents en terme de rentabilité, comme le montre le tableau 3.

SCENARIO	SNA+TMR	TMR
	Puits	Puits
VAN	14 979 130 MAD	17 339 593 MAD
TRI	23,870%	24,373%

Tableau 3: Comparaison des VAN et TRI des deux scénarios d'exploitation

Seulement le raffinage du scénario SNA+TMR fait apparaître de nouvelles pertes, comme par exemple le stot vertical nécessaire à la limite des deux méthodes, ce qui nous laisse à penser que la différence de rentabilité réelle entre les deux méthodes est encore plus grande, en faveur de la TMR seule.

C'est donc ce scénario que nous retiendrons par la suite.

B - Extraction

Pour choisir le mode d'extraction, commençons par comparer les deux solutions en termes d'investissement et de coûts opératoires.

	Puits	Descenderie
Machine d'extraction	20 000 000	0
Ravalement puits	750 000	0
Cage	0	2 000 000
Dumper (x2)	0	8 000 000
Cheminées jet	2 x 120 m : 1 214 000	4x50m : 1 011 800
Cheminées Aérage	175 m : 885 325	350 m : 1 770 000
Goulottes	0	10 : 2 000 000
Rampe	12 m ² x 833 m 5 190 000	16 m ² x 1458 m 11 666 000
Recoupes d'évitement	0	20x25m : 3 061 000
Génie civil entrée		200000
Autres	27 100 000	27 100 000
Total	55 699 325	56 008 800

Tableau 4: Comparaison des investissements en MAD pour les deux types d'extraction

Comme le montre le tableau 4, les investissements sont assez équilibrés, avec un léger avantage pour l'extraction par puits. Pour le puits, ce sera la machine d'extraction qui sera le principal centre d'investissement, tandis que pour la descenderie, ce seront les deux Dumpers et la rampe (plus grande et munie de recoupes tous les 50 m) qui coûteront le plus cher.

Pour les coûts opératoires, là encore les résultats sont très similaires, avec toutefois encore un léger avantage pour le puits, comme le montre le tableau 5.

	PUITS	DESCENDERIE
Personnel	0	3 chauffeurs Dumper 7 DH/t minerai
DUMPER	0	Cout opératoire : 350 DH/h 21 DH/t minerai
Machine d'extraction	Réalisé Igoudrane 2010 27 DH/t minerai	0
Total	27 DH/t minerai	28 DH/t minerai

Tableau 5: Comparaison des coûts opératoires pour les deux types d'extraction

Ces résultats orientent donc notre choix sur une extraction par puits plutôt que par Dumper.

C - Cas de base

Compte tenu de nos choix précédents, le cas de base est le suivant : une exploitation par TMR en gradins pour la zone Ouest, et en avancement pour la zone Est. L'extraction est réalisée au moyen d'une machine d'extraction dans le puits, et l'amont est abandonné.

Chapitre II : VAN et TRI - Choix du scenario le plus rentable

Les paramètres financiers retenus sont regroupés dans le tableau 6.

Cours de l'argent	\$/oz 11
Taux de change du dirham	MAD/\$ 8,0
Cours en MAD	MAD/kg 2829,3
Taux actualisation	12%
Taux incertitude ressources	ind1 15%
	ind2 15%

Tableau 6: Paramètres financiers du cas de base du Puits 4

Sous ce scenario, l'analyse financière donne le résultat suivant :

SCENARIO	TMR seule et Puits
VAN brute	21 652 285 MAD
TRI brute	28,7%
VAN après Impôts	15 468 411 MAD
TRI après Impôts	24,1%

Tableau 7: Bilan financier du cas de base pour le Puits 4

On a un taux de rentabilité interne (TRI) satisfaisant de 24,1% après impôts, donc le projet Puits 4 est en bonne voie vers la concrétisation.

La répartition des coûts est représentée sur la figure 21 :

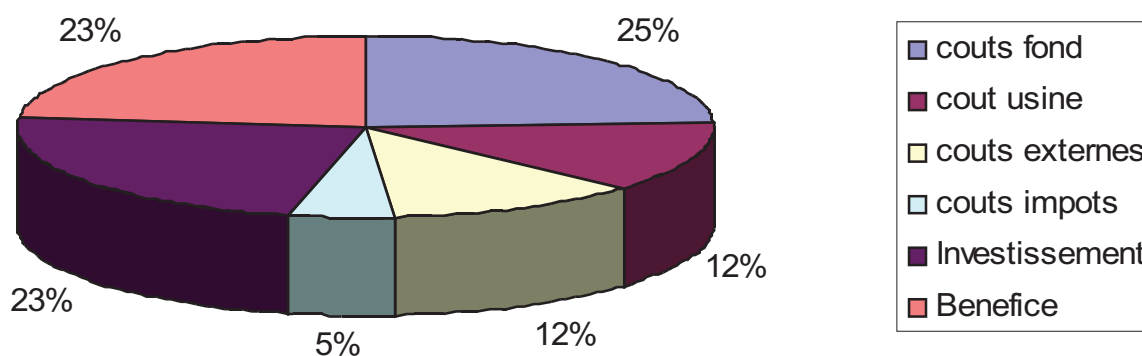


Illustration 21: Diagramme de répartition des coûts

On peut y voir que les coûts d'exploitation fond ne comptent que pour un quart seulement des charges du Puits 4.

D - Sensibilité

Il est maintenant essentiel d'étudier la sensibilité de la VAN et du TRI aux différents paramètres de l'étude. Cela permet de chiffrer le risque lié à l'évolution positive de ces données incertaines et/ou incontrôlables.

1 - Sensibilité au cours de l'argent

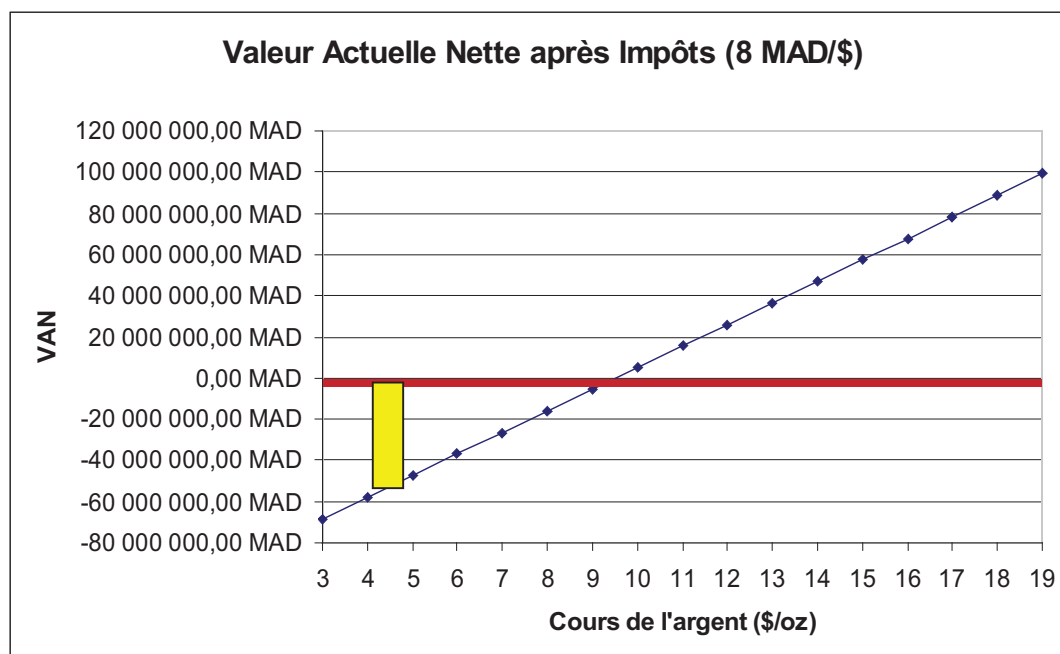


Illustration 22: Sensibilité de la VAN au cours de l'argent (en jaune, l'investissement initial)

Sans surprise, la valeur actuelle nette est extrêmement sensible au cours de l'argent. Si le cours passe en dessous de 4,5 \$/oz, alors le projet ne permet même pas de couvrir les coûts d'exploitation. La limite de rentabilité est à 9 \$/oz (rentabilité supérieure au taux d'actualisation qui vaut 12%). On comprend mieux pourquoi ce puits avait été laissé de côté dans les années 1995 quand le cours était très bas.

2 - Sensibilité à la teneur et au tonnage

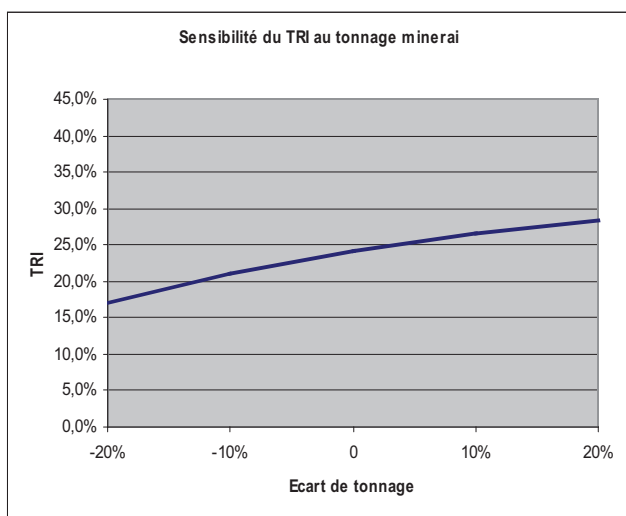


Illustration 23: Sensibilité au tonnage

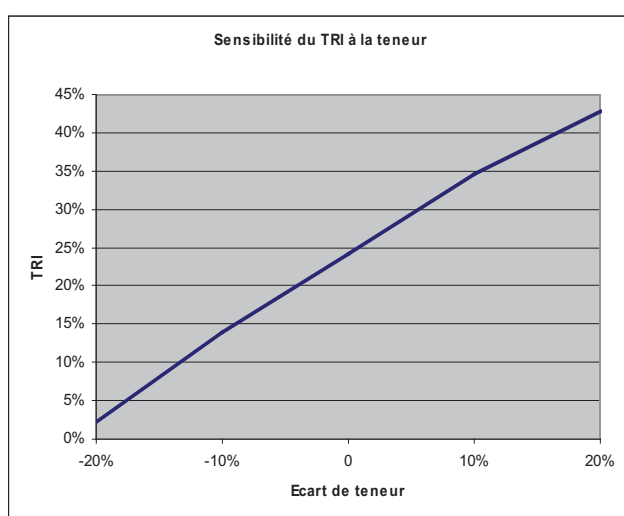


Illustration 24: Sensibilité à la teneur

On remarque (figures 23 et 24) que le projet est beaucoup plus sensible à la teneur qu'au tonnage, ce qui est logique. En effet une diminution de 10% du tonnage n'aura pour effet qu'une réduction de 10% du métal vendu et donc du chiffre d'affaires global (mais la courbe n'est pourtant pas une droite à cause de l'effet d'actualisation) et une déduction des coûts d'exploitation correspondants à ce tonnage, tandis que pour une diminution de teneur, les coûts d'exploitation ne changent pas, et en plus le taux de récupération usine est inférieur.

En particulier, un déficit de teneur supérieur à 10% mettrait en péril la rentabilité du Puits 4. Pour tempérer ce danger, rappelons qu'une correction de 15% a été appliquée aux ressources du Puits 4 pour tenir compte des incertitudes géologiques.

3 - Sensibilité aux écarts d'investissement et de coût opératoire

Pour bien maîtriser le projet, il faut savoir à partir de quel dépassement des budgets d'investissement et de coûts opératoires on met en danger la rentabilité du Puits 4.

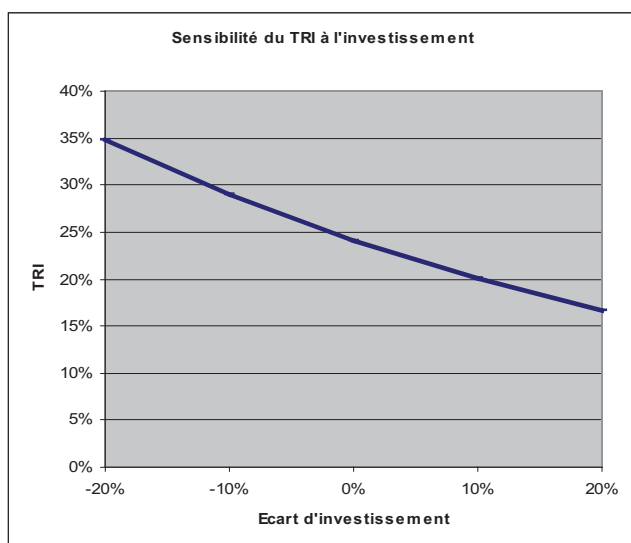


Illustration 25: Sensibilité à l'investissement

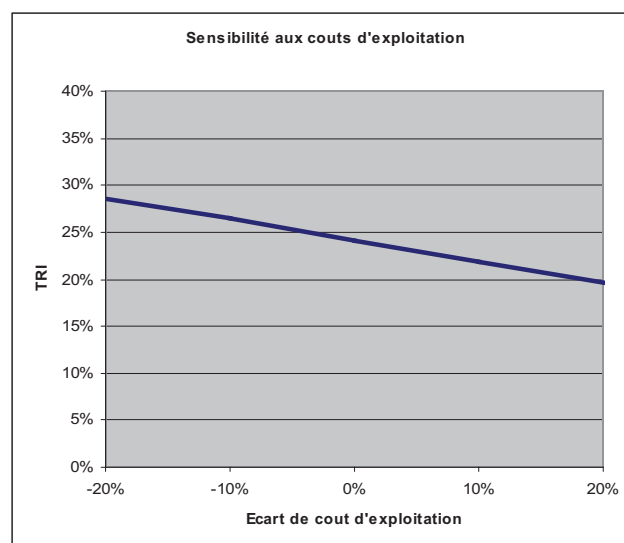


Illustration 26: Sensibilité au coût opératoire

Les deux courbes présentes aux figures 25 et 26 montrent que le Puits 4 est plus sensible aux écarts d'investissement qu'aux écarts de cout opératoire fond, pourtant on a vu dans le diagramme de répartition des coûts que l'investissement ne représente en volume que la moitié des couts opératoires. Le jeu du taux d'actualisation élevé (12%) est à l'origine de ce phénomène, parce que l'investissement est concentré sur l'année 0, alors que les couts opératoires sont dilués sur toute la durée de vie de la mine.

Chapitre III : Conclusion

A - Faut-il lancer l'exploitation du Puits 4 ?

Oui !

L'étude a montré que le projet Puits 4 était rentable dans les conditions extrêmement favorables du marché de l'argent aujourd'hui. Le cours retenu pour l'étude de rentabilité est largement inférieur au cours actuel, et même s'il reste très supérieur au cours du métal précieux jusqu'en 2004, il est raisonnable de penser que l'argent ne descendra pas en dessous de ce cours dans les années à venir.

Les études de sensibilité ont révélé que le plus grand risque se situe au niveau du cours de l'argent et de la teneur du gisement.

Cependant l'étude a été réalisée en prenant des marges de sécurité importantes (par exemple une teneur moyenne réduite de l'incertitude géologique).

B - Comment faut-il l'exploiter ?

Je préconise l'utilisation de la méthode des tranches montantes remblayées sur l'ensemble du gisement, avec toutefois deux variantes, un abattage par avancement dans la partie Ouest, et un abattage par gradins dans la partie Est.

Pour l'extraction, bien que les résultats chiffrés penchent plutôt en faveur de l'extraction par puits, je voudrais défendre mon idée d'une extraction par dumper. La partie amont d'abord ne recèle que 2,5 tonne de métal, mais a un potentiel intéressant à ne pas négliger. Pourquoi laisserait-on toutes ces plaquettes sous terre, sachant de plus que c'est dans cette partie du gisement qu'on a la plus forte teneur moyenne. Le début de la descenderie servirait de rampe d'accès à ce chantier. Ensuite, les deux dumpers entièrement facturés au secteur Puits 4 n'atteindront au bout des 5 années d'exploitation que la moitié de leur durée de vie (30 000 h), et pourront donc se rendre utiles sur d'autres chantiers, d'autant plus que le développement d'Imiter ira forcément vers des zones plus éloignées des puits d'extraction, et où l'extraction par dumpers sera réellement compétitive.

C - Recommandations particulières

Le gisement n'est pas encore bien défini, et il faut absolument faire passer les ressources mesurées en prouvées. De plus, l'aval joue un rôle très important et il serait utile de savoir jusqu'à quelle profondeur on est susceptible de trouver la minéralisation, ne serait-ce que pour savoir jusqu'à quelle profondeur il faut foncer le puits avant d'y installer la machine d'extraction.

BIBLIOGRAPHIE

- [1] Froment T., Guenard Y., 1981, Récupération d'un stot de minerai à la mine d'Imiter (Maroc), BRPM
- [2] Berrada J., Jacquemin B., 1983, Projet d'exploitation du gisement argentifère d'Imiter au Maroc, BRPM/ENPM
- [3] Lambarki Abderrahim, 1997, Etude théorique et expérimentale du comportement mécanique des terrains lors de l'exploitation du gisement de Hajar, CGES/ENSMP
- [4] 1976, Aérage, document S.I.M. N3, chapitres XIV et XV, Revue de l'Industrie Minérale, G.E.D.I.M.

GLOSSAIRE

Ammonix : Explosif (Nitrate-fioul) à haute énergie

CL : Coupe longitudinale, c'est à dire verticale Est-Ouest à Imiter

CT : Coupe transversale, c'est à dire verticale Nord/Sud à Imiter

Déflincage : Opération consistant à creuser le toit d'une galerie (concerne les bras mobile)

Fonçage de puits : cf Ravalement de puits

Huffar : Mineur

Imiter : Lieu réputé jusqu'à Casablanca pour ses beaux paysages

Jumbo : Engin de foration des trous de mine

MAD : Dirham marocain

ONA : Omnium Nord-Africain

Pelliste : Conducteur d'un engin de déblaiement

Perlini : Camion de transport de minerai, capacité 30T

Purgeage : Opération réalisée manuellement avant le déblayage à l'aide d'une pince à purge (l. 4m) pour détacher les blocs instables des parements d'une galerie après le tir.

Raise-borer : engin de foration de cheminées, perce d'abord un trou de guidage (d. 18cm) puis remonte une tête de foration.

Ravalement de puits : Approfondissement d'un puits

Scoop : Engin de déblaiement, désigne à Imiter ceux d'une capacité de 3T

Skip : Élément de la machine d'extraction faisant la navette entre le jour et le fond, comportant une cage pour le personnel et une trémie pour le minerai.

SMI : Société Métallurgique d'Imiter

SNA : Méthode des Sous-Niveaux Abattus

TMR : Méthode des Tranches Montantes Remblayées

Toro : Scoop d'une capacité de 6T

Tovex : Explosif à haute vitesse de détonation, sous forme de cartouche de gel de 750gr, servant d'amorce secondaire pour l'Ammonix

TPR : Travaux préparatoires

Travaux préparatoires : Tous les travaux dans le stérile qui seront détruits par l'exploitation (bras mobiles, cheminées, sondages de pré-abattage, déflincage)

TRI : Taux de rentabilité interne, égal au taux d'actualisation pour lequel la VAN est nulle

VAN : Valeur Actualisée Nette

LISTE DES FIGURES

Illustration 1: Ouvrages miniers existants du Puits 4.....	14
Illustration 2: Répartition verticale du métal sur une coupe longitudinale de la lentille F-01.....	15
Illustration 3: Résultats Viplef pour une galerie simple remblayée.....	20
Illustration 4: Résultats Viplef pour une double lentille.....	21
Illustration 5: Résultats Viplef pour l'exploitation avec dalle de béton.....	22
Illustration 6: Résultats Viplef pour une exploitation avec stots de minerai et dalle.....	23
Illustration 7: Réserve de stabilité pour une coupe horizontale du puits et de son coffrage au niveau -300.....	24
Illustration 8: Résultats Viplef de l'interaction entre le puits et les cheminées.....	25
Illustration 9: Résultat Viplef d'une section verticale d'une galerie simplifiée.....	26
Illustration 10: Influence de l'épaisseur de la dalle sur sa stabilité.....	27
Illustration 11: Performances de l'usine de traitement par rapport à une concentration de référence de 500ppm et pour un prix de vente de l'argent de 3000 MAD/kg.....	29
Illustration 12: Lentilles multiples de la CT-10, entre les niveaux 1420 et 1370.....	31
Illustration 13: Exemple de lentille bifide sur la CT-14, entre les niveaux 1395 et 1420.....	32
Illustration 14: Découpage horizontale de part et d'autre de la CT-2.....	32
Illustration 15: Traçage des niveaux 1395 (bleu) et 1420 (violet).....	33
Illustration 16: Lentille amont sur la CT-1.....	34
Illustration 17: Schéma de principe de la salle de chargement.....	44
Illustration 18: Demande mondiale en argent.....	49
Illustration 19: Offre en argent.....	50
Illustration 20: Evolution du cours de l'argent entre 2000 et 2010.....	51
Illustration 21: Diagramme de répartition des coûts.....	55
Illustration 22: Sensibilité de la VAN au cours de l'argent (en jaune, l'investissement initial).....	56
Illustration 23: Sensibilité au tonnage.....	57
Illustration 24: Sensibilité à la teneur.....	57
Illustration 25: Sensibilité à l'investissement.....	57
Illustration 26: Sensibilité au cout opératoire.....	57

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1: Scenarii d'exploitation du puits 4.....	36
Tableau 2: Récapitulatif des charges externes.....	52
Tableau 3: Comparaison des VAN et TRI des deux scénarios d'exploitation.....	53
Tableau 4: Comparaison des investissements en MAD pour les deux types d'extraction.....	54
Tableau 5: Comparaison des couts opératoires pour les deux types d'extraction.....	54
Tableau 6: Paramètres financiers du cas de base du Puits 4.....	55
Tableau 7: Bilan financier du cas de base pour le Puits 4.....	55

ANNEXE 1 : CALCUL DE LA HAUTEUR D'ÉTAGE OPTIMALE

Quelle hauteur optimale pour les étages de la TMR ?

Le choix de la hauteur d'un étage est fondamental. En effet, il a une grande influence sur le coût d'exploitation ainsi que sur la productivité. Nous allons l'étudier sous ces deux critères et voir s'il est possible de combiner les deux résultats pour optimiser la hauteur d'un étage à la fois en coût d'exploitation et en productivité.

On supposera l'accès mobile à 15% et 3,5m de large. Et la première tranche ouverte sur 3m de haut. Soit h la hauteur de l'étage, p la puissance, E l'extension, e l'épaisseur de la dalle de béton.

Nombre de postes par jour et avancement pour chaque opération :

Dalle : 1 poste par jour (ségrégation du béton), 50m³ par poste

cheminées, bras mobile : 3 postes par jour, 1,5m par poste

traçage : 1,4 m par poste, 1 poste jours

Recarrage 8m²->12m² : 3 postes par jour, 3m par poste

Production : 3 postes par jour, 4,8 m par poste

Deux ratios essentiels :

R1 = Volume de la première tranche/Volume de minerai

R1 = $(3 \cdot p \cdot E) / (h \cdot p \cdot E)$

R1 = $3/h$

R2 = Volume de stérile (hors bras fixe)/Volume de minerai

R2 = $(h \cdot h / (2 \cdot 0,15) \cdot 1/2 \cdot 3,5) / (h \cdot p \cdot E)$

R2 = $h \cdot 3,5 / (0,6 \cdot p \cdot E)$

R2 = $5,83 \cdot h / (p \cdot E)$

On introduit les valeurs suivantes : (voir le détail du moyennage, qui varie en fonction de la hauteur) et on ne retranche pas le coût du remblayage, parce que ça compense le fait qu'on ne remblaie pas la dernière tranche ! (Bien joué)

ANNEXE 1 : Calcul de la hauteur d'étage optimale

- C1 = surcout volumique de première tranche
 C1 = cout du béton + surcout traçage + surcout recarrage
 C1 = $e/3 * 500 \text{ DH/m}^3 + (691 - 575) + 0 \text{ DH/m}^3$ (pas de recarrage, petite ouverture)
 C1 = 448 DH/m³ de première tranche
- T1 = sur-durée volumique de première tranche
 T1 = $e/3 * 1/50 \text{ poste/m}^3 \text{ béton} + \text{sur-durée traçage recarrage} + \text{sur durée expl dernière tranche}$
 T1 = $e/3 * 1/50 + 2/(8 * 1,5) - 2/(4,8 * 8 * 3) \text{ jour/m}^3$
 T1 = 0,16 j/m³
- C2 = cout volumique du stérile = 430 DH/m³
 = 0,0877 DH/m³
- T2 = temps volumique du stérile = 1/22,8 poste/m³
- C3 = Coûts fixes
 = bras fixe 10 m + percement cheminées jet + aérage + grille jet
 = 270 000 DH
- T3 = Temps fixes
 = bras fixe 10 m+ cheminée stérile + goulotte + sondages préparation/recherche géol
 = 100 jours
- V = Volume total de minerai
 = $p * E * h$

On cherche à minimiser par rapport à h:

$$R1 * C1 + R2 * C2 + C3/V = \text{couts hors production/m}^3 \text{ de minerai}$$

$$T1 * C1 + T2 * C2 + T3/V = \text{durée hors production/m}^3 \text{ de minerai}$$

$$\text{D'où : } d(A1/h + A2 * h)/dh = 0$$

$$\text{Avec } A1 = 2 * C1 + C3 / (p * E)$$

$$A2 = 5,83 / (p * E) * C2$$

ANNEXE 1 : Calcul de la hauteur d'étage optimale

D'où:

$$h = \text{racine}(A1/A2)$$

$$= \text{racine}(C1/C2*0,34*p*E)+0,17*C3/C2)$$

On obtient la même relation pour le critère productivité en remplaçant tous les C par T.

TABLE DES MATIÈRES

Résumé.....	3
Remerciements.....	4
Sommaire.....	5
Introduction.....	7
Présentation de la Société Métallurgique d'Imiter.....	8
A - Présentation générale de l'entreprise.....	8
1 - Le groupe ONA, Managem et la SMI.....	8
2 - Un site historique.....	8
3 - Une activité importante.....	8
B - Une industrie d'extraction et de traitement du minerai.....	9
1 - Exploitation minière du gisement.....	9
a)Compétences propres à Imiter.....	9
b)Les différents secteurs d'Imiter.....	9
2 - Traitement du minerai.....	10
C - Des perspectives de développement ambitieuses.....	10
Première Partie : Analyse du gisement.....	11
Chapitre I : Cadre géologique et expérience minière à Imiter.....	12
A - Géologie d'Imiter	12
1 - Géologie générale.....	12
2 - Tectonique principale.....	12
3 - La minéralisation.....	12
B - Géologie et état actuel du secteur Puits IV.....	13
1 - Géologie du secteur Puits IV.....	13
2 - Les ouvrages d'exploration actuels.....	14
3 - Ressources et réserves.....	14
Chapitre II : Études numériques.....	16
A - Principe de la simulation numérique.....	16
1 - Le logiciel Viplef.....	16
2 - Méthodologie.....	16
B - Configurations étudiées et résultats.....	18
1 - Infrastructures d'exploitation.....	19
a)Galerie d'exploitation simple.....	19
b)Lentilles parallèles exploitées simultanément.....	20
c)Faille F-0 en fin d'exploitation, sans stots de minerai.....	21
d)Faille F-0 en fin d'exploitation, avec stot de minerai.....	23
2 - Autres infrastructures.....	24
a)Le puits.....	24
b)Le puits avec deux cheminées proches.....	24

c)La rampe.....	26
C - Dimensionnement des dalles de béton.....	27
D - Portée de ces simulations.....	28
Chapitre III : Sous-niveaux abattus et/ou tranches montantes remblayées?.....	29
A - Méthodes d'exploitations envisageables.....	29
1 - Critères de performance d'une méthode d'exploitations.....	29
2 - Méthodes envisageables.....	30
3 - Ouverture minière.....	30
B - Conditions particulières.....	31
1 - Découpage horizontal: zones fragiles et zones robustes.....	31
2 - Découpage vertical.....	33
3 - L'amont.....	33
C - Deux méthodes d'exploitations possibles.....	34
1 - La TMR.....	34
a)Principe.....	34
b)Avantages.....	35
c)Inconvénients.....	35
2 - Les SNA.....	35
a)Principe.....	35
b)Avantages.....	35
c)Inconvénients.....	36
D - Deux scenarii possibles.....	36
Deuxième Partie: Conception de projet.....	37
Chapitre I : Capacité de production.....	38
A - Production des chantiers.....	38
1 - Cycle de production de la TMR	38
2 - Cycle de production des SNA.....	39
B - Productivité des engins et des personnels.....	39
1 - Personnels.....	39
2 - Engins.....	39
a)Jumbo.....	39
b)Chargeuses.....	40
3 - Extraction.....	40
a)Extraction par Puits.....	40
b)Descenderie.....	40
C - Le cas de la sous-traitance.....	40
1 - Position.....	40
2 - Méthodes de travail.....	40
3 - Disponibilité.....	41
Chapitre II : Jet, remblai, exhaure, aérage et extraction.....	42
A - Extraction.....	42
1 - Extraction par puits.....	42
2 - Extraction par descenderie.....	42
B - Jet, remblai, exhaure et aérage.....	42
1 - Exhaure.....	43
2 - Aérage.....	43
3 - Jet.....	43

4 - Remblai.....	44
a) Remblai hydraulique.....	44
b) Remblai mécanique.....	44
C - Cas de l'amont.....	45
1 - Difficultés d'exploitation.....	45
2 - Tranchée (ou petite carrière).....	45
3 - Exploitation souterraine.....	45
Chapitre III : Planification du projet.....	46
A - Travaux d'infrastructure.....	46
B - Exploitation des panneaux.....	46
1 - Travaux préparatoires.....	46
2 - Exploitation.....	47
C - Productions mensuelles.....	47
Troisième partie: Étude de rentabilité.....	48
Chapitre I : Hypothèses financières.....	49
A - Marché et cours de l'argent.....	49
1 - Marché de l'argent.....	49
2 - Cours de l'argent.....	50
3 - Cours retenu pour l'étude.....	51
B - Paramètres financiers.....	51
Chapitre II : VAN et TRI - Choix du scénario le plus rentable	53
A - Sous-niveaux abattus contre TMR.....	53
B - Extraction.....	53
C - Cas de base.....	54
D - Sensibilité.....	56
1 - Sensibilité au cours de l'argent.....	56
2 - Sensibilité à la teneur et au tonnage.....	56
3 - Sensibilité aux écarts d'investissement et de coût opératoire.....	57
Chapitre III : Conclusion.....	59
A - Faut-il lancer l'exploitation du Puits 4 ?.....	59
B - Comment faut-il l'exploiter ?.....	59
C - Recommandations particulières.....	59
Bibliographie.....	60
Glossaire.....	61
Liste des figures.....	62
Liste des tableaux.....	63
ANNEXE 1 : Calcul de la hauteur d'étage optimale.....	64
Table des matières.....	67