

İSTANBUL TEKNİK ÜNİVERSİTESİ ★ FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

**AÇIK OCAK ÜRETİM YÖNTEMİ İLE ÜRETİM YAPACAK OLAN BİR
MADEN OCAĞININ ÜRETİM PLANLAMASININ OPTİMİZASYONU**

YÜKSEK LİSANS TEZİ

Kürşat HASÖZDEMİR

Maden Mühendisliği Anabilim Dalı

Maden Mühendisliği Programı

Haziran, 2019

İSTANBUL TEKNİK ÜNİVERSİTESİ ★ FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

**AÇIK OCAK ÜRETİM YÖNTEMİ İLE ÜRETİM YAPACAK OLAN BİR
MADEN OCAĞININ ÜRETİM PLANLAMASININ OPTİMİZASYONU**

YÜKSEK LİSANS TEZİ

**Kürşat HASÖZDEMİR
(505171010)**

Maden Mühendisliği Anabilim Dalı

Maden Mühendisliği Programı

Tez Danışmanı: Prof. Dr. Selamet G. ERÇELEBİ

Haziran, 2019

İTÜ, Fen Bilimleri Enstitüsü'nün 505171010 numaralı Yüksek Lisans Öğrencisi Kürşat HASÖZDEMİR, ilgili yönetmeliklerin belirlediği gerekli tüm şartları yerine getirdikten sonra hazırladığı “AÇIK OCAK ÜRETİM YÖNTEMİ İLE ÜRETİM YAPACAK OLAN BİR MADEN OCAĞININ ÜRETİM PLANLAMASININ OPTİMİZASYONU” başlıklı tezini aşağıda imzaları olan jüri önünde başarı ile sunmuştur.

Tez Danışmanı : **Prof. Dr. Selamet G. ERÇELEBİ**
İstanbul Teknik Üniversitesi

Jüri Üyeleri : **Prof. Dr. Ataç BAŞÇETİN**
İstanbul Üniversitesi

Doç. Dr. Hakan TUNÇDEMİR
İstanbul Teknik Üniversitesi

Teslim Tarihi : 3 Mayıs 2019
Savunma Tarihi : 13 Haziran 2019





Desteđini hi bir zaman esirgemeyen aileme,



ÖNSÖZ

Bu çalışmayı destekleyen İTÜ Bilimsel Araştırma Projeleri Koordinasyon Birimine katkılarından dolayı teşekkür ederim. Bu alana beni yönlendirip, çalışmalarım sırasında tecrübe ve desteğini esirgemeyen danışman hocam Prof. Dr. Selamet Erçelebi' ye, çalışmalarına ve bölümümüze katkılarından dolayı Micromine Türkiye sorumlusu Abdülğani Eşiyok'a ve MiningMath şirketine bu çalışmanın ortaya çıkması sırasındaki katkıları için tek tek teşekkür ederim.

Haziran 2019

Kürşat Hasözdemir
(Maden Mühendisi)



İÇİNDEKİLER

Sayfa

ÖNSÖZ	vii
İÇİNDEKİLER	ix
KISALTMALAR	xi
SEMBOLLER	xiii
ÇİZELGE LİSTESİ	xv
ŞEKİL LİSTESİ	xvii
ÖZET	xix
SUMMARY	xxi
1. GİRİŞ – BAŞLIKLAR (BİRİNCİ DERECE BAŞLIKLAR)	1
1.1 Açık Ocak Üretim Planlaması Problemi	2
1.2 Uzun Vadeli Üretim Planlaması (UVÜP) ile İlgili Literatür Araştırması	3
1.2.1 UVÜP ile ilgili deterministik yaklaşımlar	3
1.2.1.1 Doğrusal programlama (DP) formülasyonu	3
1.2.1.2 Karışık tam sayı programlama (MIP) formülasyonu	5
1.2.1.3 Tam sayı programlama (IP) formülasyonu	6
1.2.1.4 Dinamik programlama (DP)	13
1.2.1.5 Üst sezgisel yöntemler	20
1.2.1.6 UVÜP ile ilgili deterministik yaklaşımların ortak sorunları	21
1.2.2 UVÜP problemine belirsizlik temelli yaklaşımlar	21
2. PLANLAMA OPTİMİZASYONU ÖNCESİ YAPILAN İŞLEMLER	31
2.1 Maden Yatağının 3 Boyutlu Olarak Modellenmesi	32
2.2 Maden Yatağı Jeostatistiksel Analizi	33
2.2.1 Düşey variogramın elde edilmesi	33
2.2.2 Her yönde (omni-directional) variogramın elde edilmesi	34
2.2.3 Çok yönlü variogram analizi	34
2.3 Arama Elipsoidinin Boyut Tayini ve Krigging Metodu ile Tenör Atanması	35
2.3.1 Maden yatağı rezerv hesabı	36
2.3.2 Blokların ekonomik değerlerinin hesaplanması	36
2.4 SimSched ve Micromine Yazılımları ile Nihai Ocak Sınırlarının Belirlenmesi ve Karşılaştırılması	37
2.4.1 Micromine yazılımı ile yapılan açık ocak optimizasyonu sonuçları	37
2.4.2 SimSched yazılımı ile yapılan açık ocak optimizasyonu sonuçları	38
2.4.3 SimSched ve Micromine yazılımları ile yapılan pit optimizasyonu sonuçlarının kıyaslanması	39
3. SIMSCHED ve MICROMINE YAZILIMLARI İLE BİR AÇIK OCAK MADENİNDE UVÜP YAPILMASI ve KARŞILAŞTIRILMASI	43
3.1 Micromine Yazılı ile UVÜP Yapılması	43
3.2 SimSched Yazılımı ile UVÜP Yapılması	44
3.2.1 Programın işleyişi	45
3.2.2 Matematiksel model	46

3.3 SimSched ve Micromine Yazılımları ile Yapılan UVÜP karşılaştırılması	48
4. SONUÇ VE ÖNERİLER.....	63
KAYNAKLAR.....	67
EKLER	71
ÖZGEÇMİŞ.....	83



KISALTMALAR

UVÜP	: Uzun Vadeli Üretim Planlaması
DP	: Dinamik Programlama
MIP	: Karışık Tamsayı Programlama
LP	: Lineer Programlama
IP	: Tamsayı Programlama
NBD	: Net Bugünkü Değer
LG	: Lerch ve Grossman
JORC	: Joint Ore Reserc Committee
DBP	: Direk Blok Planlaması



SEMBOLLER

i	: Blok İndisleri
Λ	: Lagrange Çarpanları
φ_1, ψ_1	: 2 fonksiyon
z_t	: t Aşamasındaki Durum
x_t	: t Aşamasında Alınan Karar
S_0	: Ocağın Başlangıç hali
$a_1, a_2, \dots, a_n$	: Özellik Değişkenleri
c_1, d_1	: Kullanıcı Tarafından Tanımlanmış Katsayılar.
$o_1, o_2, \dots, o_n$	: Kullanıcı Tanımlı Çıktı Oranları
$k_1, k_2, \dots, k_n$	: Kullanıcı Tanımlı İkili Değişkenler (0 veya 1)
$\dot{\theta}_n(s), \dot{W}_n(s)$	: Cevher ve Dekapaj Kazısındaki Ortalama Değişim
C_1^t	: t Periyodu İçerisindeki Olasılık Sapmasının Maliyet Katsayısı
P_i	: n Bloğunun Tenörünün İstenilen Aralıkta Olma Olasılığı



ÇİZELGE LİSTESİ

Sayfa

Çizelge 1.1 : DP terminolojisi (Kall and Wallace, 1994)	13
Çizelge 2.1 : SimSched ve Micromine yazılımları ile P= sonuç kıyaslaması.	41
Çizelge 3.1 : UVÜP sırasında kullanılan parametreler.....	43
Çizelge 3.2 : Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP sonuçları.....	44
Çizelge 3.3 : SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP sonuçları	47
Çizelge 3.4 : UVÜP sonuçları kıyaslaması	61
Çizelge A.1 : Sondaj Bilgileri (S1-S52).	72
Çizelge A.2 : Sondaj Bilgileri (S53-S104).	73



ŞEKİL LİSTESİ

Sayfa

Şekil 1.1 : Açık ocak üretim planı, optimizasyon problemi şematik görünümü (Dağdelen, 2000).....	2
Şekil 1.2 : Johnson' ın modelinde ki fraksiyonel üretim sorununun tasviri (Osanloo, 2008).	5
Şekil 1.3 : 2 boyutlu bir blok model ağının örnek görüntüsü.....	10
Şekil 1.4 : 2 boyutlu örnek için 3 adet temel ağaç örneği (Ramazan et al. 2005).....	10
Şekil 1.5 : Üretim planlaması probleminin grafik betimlemesi.....	14
Şekil 1.6 : Nihai açık ocak sınırları içerisindeki blokların temsili gösterimi.	16
Şekil 1.7 : Bir açık ocağın risk değerlendirme prosedürü.	23
Şekil 1.8 : Simüle edilmiş 6 cevher kütlesi ile oluşturulmuş sabit çözüm kümesi (Godoy ve Dimitrakopoulos(2003)	25
Şekil 1.9 : Sabit çözüm kümesi içerisinde elde edilmiş optimum çözüm (Godoy ve Dimitrakopoulos(2003).	25
Şekil 1.10 : i bloğuna ekipman ulaşımını irdelemek amacıyla tanımlanmış iç ve dış pencereler (Dimitrakopoulos ve Ramazan (2003).....	26
Şekil 2.1 : Sondaj noktalarının harita üzerinde görünümü....	26
Şekil 2.2 : 3 boyutlu eksenle cevher damarı ve çevresindeki topoğrafya blok modeli.	30
Şekil 2.3 : $\ln(\text{Cu})$ -histogramı.	30
Şekil 2.4 : Düşey variogram modeli.	31
Şekil 2.5 : Optimum her yönde variogram modeli.	31
Şekil 2.6 : Çok yönlü variogram modeli.....	32
Şekil 2.7 : Cevher yatağının eğim, dalım ve doğrultusu.	33
Şekil 2.8 : KB-GD kesitinde Micromine yazılımı ile yapılan pit optimizasyon sonucu elde edilen ocak sınırı.....	34
Şekil 2.9 : KD-GB kesitinde Micromine yazılımı ile yapılan pit optimizasyon sonucu elde edilen ocak sınırı.....	35
Şekil 2.10 : KB-GD kesitinde SimSched yazılımı ile yapılan pit optimizasyon sonucu elde edilen ocak sınırı.....	35
Şekil 2.11 : KD-GB kesitinde Micromine yazılımı ile yapılan pit optimizasyon sonucu elde edilen ocak sınırı.....	36
Şekil 2.12 : KB-GD kesitinde SimSched yazılımı ile Micromine yazılımı ile yapılan pit optimizasyonu arasındaki fark.	37
Şekil 2.13 : KD-GB kesitinde SimSched yazılımı ile Micromine yazılı ile yapılan pit optimizasyonu arasındaki fark.	37
Şekil 3.1 : SimSched yazılımı kullanıcı arayüzü.	41
Şekil 3.2 : SimSched yazılımı optimizasyon süreci.	42
Şekil 3.3 : UVÜP 1.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	44
Şekil 3.4 : UVÜP 2.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	45
Şekil 3.5 : UVÜP 3.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	45
Şekil 3.6 : UVÜP 4.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	46

Şekil 3.7	: UVÜP 5.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	47
Şekil 3.8	: UVÜP 6.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	49
Şekil 3.9	: UVÜP 7.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	48
Şekil 3.10	: UVÜP 8.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	49
Şekil 3.11	: UVÜP 9.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	49
Şekil 3.12	: UVÜP 10. ve 11.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	50
Şekil 3.13	: UVÜP 12.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	51
Şekil 3.14	: UVÜP 13. ve 14. yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ)	51
Şekil 3.15	: UVÜP 15.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	52
Şekil 3.16	: UVÜP 16.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	53
Şekil 3.17	: UVÜP 17.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	53
Şekil 3.18	: UVÜP 18.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	54
Şekil 3.19	: UVÜP 19.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	55
Şekil 3.20	: UVÜP 20. ve 21. yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	55
Şekil 3.21	: UVÜP 22.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).	56
Şekil 3.22	: Her 2 yazılım ile periyotlara göre üretilecek cevher miktarlarının karşılaştırılması..	56
Şekil 3.23	: Her 2 yazılım ile periyotlara göre üretilecek dekapaj miktarlarının karşılaştırılması..	57
Şekil 3.24	: Her 2 yazılım ile periyotlara göre üretilecek tüvenan cevher tenörleri..	58
Şekil 3.25	: Her 2 yazılım ile periyotlara göre dekapaj oranları (ton/ton).....	58
Şekil 3.26	: Her 2 yazılım ile periyotlara göre Net Bugünkü Değerler(M\$).....	59
Şekil 3.27	: Her 2 yazılım ile periyotlara göre Kümülatif Net Bugünkü Değerler(M\$)..	59
Şekil B.1	: Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP’e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Plan görünüm).....	72
Şekil B.2	: Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP’e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm)....	73
Şekil B.3	: Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP’e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm)....	74
Şekil B.4	: Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP’e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Cevher damarı ile birlikte)....	75
Şekil C.1	: SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP’e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Plan görünüm).....	76
Şekil C.2	: SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP’e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm)....	77
Şekil C.3	: SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP’e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm)....	78
Şekil C.4	: SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP’e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Cevher damarı ile birlikte)....	79
Şekil D.1	: Anizotropik variogramların birlikte gösterimi..	80

AÇIK OCAK ÜRETİM YÖNTEMİ İLE ÜRETİM YAPACAK OLAN BİR MADEN OCAĞININ ÜRETİM PLANININ OPTİMİZASYONU

ÖZET

Günümüzde yüksek tenörlü cevher yataklarının tükenmesi ile birlikte madencilik işlerinin ekonomik açıdan güvenli bir şekilde yürütülebilmesi stratejik bir planlama evresi gerektirmektedir. Bu anlamda açık ocak üretim planlaması, üretilmesi sonucu kar elde edileceği düşünülen cevher bloklarının maksimum net bugünkü değeri elde edeceğimiz şekilde hangi sırayla üretilmesi gerektiğini bulmaktır. Bu çözüme ulaşmak pek çok kısıtı ve karar değişkeni olan büyük bir optimizasyon probleminin çözülmesini gerektirir. Bu boyutlarda bir problemin eldeki teknolojik imkanlarla çözülebilmesi adına araştırmacılar problemi daha küçük alt problemlere bölerek çözmeyi hedeflemişlerdir. Geleneksel yöntem olarak tabir edeceğimiz bu yöntemlerde önce nihai ocak sınırı belirlenir, daha sonra bu sınır içerisinde kalacak şekilde alt ocak sınırları oluşturulur ve planlama işlemi bu alt ocak sınırları üzerinden devam eder. Bu metodun dezavantajları şu şekilde ifade edilebilir. Problemin alt parçalarına ait optimum sonuçlar bir araya geldiklerinde ana problem için optimum bir sonuç üretmiyor olabilirler ve bu yöntemin paranın zaman değerini hesaba katmıyor oluşudur. Bu duruma bir alternatif metod ise Johnson tarafından ortaya atılmıştır. Bu metoda göre cevher ve topoğrafyayı temsil eden bir blok modeldeki blokların direk olarak sıralanması ile yapılan direk blok planlaması metodudur. Problemi alt problemlere bölmek yerine tek bir adımda çözmesi ve paranın zaman değerini de hesaba katması bu metodun avantajlarıdır. Bu metodun dezavantajı ise büyük maden yataklarına uyarlamadaki eksikliklerdir. Bu dezavantaj ise bilgisayarların artan işlemci kapasiteleri ve araştırmacıların daha pratik algoritmaları sayesinde bertaraf edilmeye çalışılmaktadır. Bu çalışmanın amacı bu 2 farklı metodun aynı bakır cevheri yatağına uygulanması ile elde edilen sonuçları ortaya koymak ve kıyaslamaktır. Bu kapsamda, yapılan arama çalışmaları ve laboratuvar analizleri sonucu elde edilen sondaj verilerinin bilgisayar ortamına taşınması ile 3 boyutlu olarak modellenmiş bir cevher yatağı kullanılmıştır. Bu cevher yatağı, boyutları x:10m, y:10m, z:10m olan madencilik bloklarına bölünmüştür. Bu bloklara 3 boyutlu semi-variogram analizlerine dayalı olarak krigging metodu ile tenör ataması yapılmıştır. Tenör atamaları yapılan blokların ekonomik değerleri, cevher satış fiyatı, satış maliyeti ve tesis geri kazanım oranına göre hesaplanmıştır. Ekonomik değerleri hesaplanmış olan bloklar, uzun vade üretim planlaması yapılabilmesi için hem geleneksel yöntemle (alt-açık ocak sınırları üretme) hem de direk blok planlaması yöntemiyle planlama işlemine tabi tutularak sonuçları karşılaştırılmıştır. Bu bağlamda, geleneksel yöntemlerle planlama yapabilmek için Micromine isimli yazılım kullanılırken direk blok planlaması metodu içinse SimSched isimli yazılım kullanılmıştır. Bahsi geçen yazılımlar önce nihai açık ocak sınırlarının optimizasyonu için kullanılmıştır.

Ardından bu sınırlar içerisindeki blokların hangi sırayla üretilecekleri, mevcut üretim ve tesis kapasitesine göre, şevlerin fiziksel kısıtlamalarına göre, düşey ilerleme hızı ve madencilik faaliyetlerinin yürütüleceği minimum genişliğe göre, üretilecek cevherin cut-off tenörüne göre ve atığa gönderilecek malzemenin maksimum tenörüne göre istenilen sınırlar içerisinde kalacak şekilde simüle edilerek optimum üretim planı yapılmış ve karşılaştırılmıştır.



PRODUCTION SCHEDULE OPTIMISATION OF AN OPEN PIT MINE

SUMMARY

Nowadays, the strategic mine planning has become very crucial for the sustainability of mining investments because of the lack of high grade ore reserves. In this sense, the mine production scheduling assists to solve a very complex optimization problem in order to identify the production sequence of the mining blocks which is profitable after mining activities. In order to be able to solve this complex problem with the technological capability of their time, researchers divided the master problem into the sub-problems. These sub-problems can be listed as, determination of the annual production capacity according to the total ore reserve and ore type, determination of the cut-off value according to the economical parameters obtained from economical and physical analysis, designation of the ultimate pit limit, pushback generation according to the ultimate pit limit and selling price of the ore and creating the production schedule throughout the life of mine. The designation of the cut-off value is not mentioned in this study. First of these sub-problems is determination of the ultimate pit limit. In order to obtain the ultimate pit limit, either Lerch and Grossman(1965) method which is based on graphic theory or maximum flow algorithm which is proposed by Johnson and Barnes(1988) can be used. The aim of the both methods is the maximization of the undiscounted cashflow. In this study, both softwares use the LG method in order to define the ultimate pit limit. Firstly, an economic block model should be created for the LG method. In order to be able to create an economic block model, the ore grades must be assigned to all blocks. The krigging interpolation method is used for grade assignment to the blocks. The krigging method requires nugget effect, sill and range values which can be obtained through semi-variogram analysis. In this context, geostatistical analyses have conducted in order to define nugget effect, sill and range values. Before the variogram analyses, the grade values of the drill hole data analysed by histograms and their suitability to the normal distribution has investigated. The descriptive statistical analyses show that, using the $\ln$ values of the copper grades instead of the actual values will increase the statistical accuracy of the variogram analyses and krigging method. Down-the-hole variograms have been analysed in order to obtain the nugget effect (C_0) of the log data which is $C_0 = 0,0438$. In order to investigate directional anisotropy of the grade values of drill hole data, omni-directional and multi directional variograms also analysed. According to the variogram analyses the sill value of the grade values is defined as 1 and the range value is defined as 25. In addition, the highest directional anisotropy of the grade values can be seen on these directions: azimuth 120° and dip angle -40° . Last step before the grade assignment by krigging method, the dimensions of the

search ellipsoid are defined. According to the JORC, the dimensions of the search ellipsoid defined as 90m,70m,40m respectively. In addition to dimensions, the azimuth, incline and dip values of the search ellipsoid also defined according to the 3D model of the mineralized region which is created by Micromine software. The search ellipsoid has 4 regions in it. After grade assignment, the reserve estimation study is conducted. According to reserve estimation result, there are 91.8 millions ton of copper reserve which has overall grade of %0.28. Before the designation of the ultimate pit limit, all block values should be calculated in terms of block volume, ore grade, recovery of the processing plant, density of the materials, selling price of the ore, mining costs, processing cost and selling cost. The economic block model used as an input for the pit optimization process for both softwares (Micromine and SimSched). According to the pit optimization results, undiscounted cashflow of the ore reserve is 508.3 M\$ and 505.9 M\$ respectively. In addition to the undiscounted cashflow, destination of the blocks (process plant or waste dump) also designated. After defining the ultimate pit limit, the pit volume divided into sub pit limits which is called push-backs. In the process of the push-back generation, the selling price of the ore is multiplied by a revenue adjustment factor. The aim of the revenue adjustment factor is designation of the largest pit limit which has the minimum ore grade and the smallest pit limit which has the maximum ore grade. After push-back generation the ore and waste amounts of the generated pit limits are defined. The traditional mine production scheduling process uses those pit limits as inputs and production scheduling studies are conducted according to those push-backs. Proper pit limits selected according to the yearly production capacity as yearly production plans. The disadvantages of this method can be expressed by the criteria followed: the optimal solutions of the sub problems may not generate an optimal solution for the master problem when we combine them and the time value of the money is not considered in this method. An alternative method for production scheduling of an open pit mine is direct block sequencing which is proposed by Johnson (1968). According to this method, all blocks in a block model which shows the ore body and the topography above the ore body can be sequenced in one step unlike the traditional methods. The advantages of this method can be expressed as: instead of dividing the master problem in to sub problems, this method solves the problem in one step. In addition, this method is also considers the time value of the money. Disadvantage of this method is its inapplicability to the complex block models. Thanks to technological advances, increasing computational capacity of the computers and practical algorithms of the researchers is facing with these disadvantages today. Optimising the production scheduling can be explained as the maximization of the Net Present Value of a mining operation for both methods. Basically both methods are facing with the same problems within the scheduling process. Those problems can be listed as: in-situ grade uncertainty, ambiguity of the operational and physical constraints and uncertain mining and processing costs. In order to be minimally affected by those uncertainties while planing the production schedule of a mining operation, those parameters must be considered carefully. Drilling operations which is done in order to explore valuable ore reserves must be well organized and should follow the proper standarts according to the ore type. In

addition, laboratory works while analyzing the core samples from drilling operations in order to define grades, must obey international standards. Lastly, the geo-statistical analyzes which defines the economical and physical characteristics of a valuable ore reserve should be conducted meticulously. The purpose of this study is: to apply both methods to the same block model and show the results and make a comparison of the solutions. For application of the traditional methods, the Micromine software was used and the SimSched software was used for direct block sequencing method. Both softwares are used for determination of the ultimate pit limit first then the production schedule is obtained according the phsyical and economical constraints. The comparison of the results are also given. The results of the production scheduling made by two methods compared in terms of, annual ore productions, annual waste removals, grades of the annual ore productions, annual strip ratios, annual Net Present Values and cumulative Net Present Values. The constraints used for both pit optimization and production scheduling can be listed as: yearly production capacity, recovery of the processing plant, selling price of the ore, selling cost, processing cost, mining cost, yearly discount rate, mining with, minimum bottom width, vertical rate of advance and cut-off grade. The physical and economical constraints of the scheduling process can be seen on (Table 3.1). According to the production scheduling results, Net Present Value of the mineralized region identified as 341.9 M\$ by the traditional methods and 301.8 M\$ by the direct block sequencing method after 22 years of production. Both methods tries to produce the high grade blocks within the early stages of production in order to maximize the Net Present Value of the operation. In this context, the ore grades of the traditional scheduling methods varies between 2000 ppm and 6000 ppm, while the grades of the direct block sequencing method varies between 2000 ppm and 5000 ppm (Figure 3.24). Both methods have different strip ratios throughout the life of mine which varies between 0.4 and 2. We should consider the effects of the uncertanities on the scheduling process and should repeat the scheduling processes according to the re-created economic block models. By doing so we can minimize the effects of uncertanities and can observe the degree of the possible effects of uncertanities. In this context, repeating the production scheduling processes wtih the traditional methods will be more challenging than the direct block sequencing. Micromine software is an important study in terms of providing the suitable work platform for traditional mine planing processes. SimSched, on the other hand, is an important study in terms of giving the opportunity to the mine planner to apply direct block sequencing method to the complex mine projects. Another advantage of the SimSched software is that it gives the planner the chance of investigating the different constraints and their effects on the production schedule.

1. GİRİŞ

Açık ocak üretim planlaması problemi; şev stabilitesi, zenginleştirme tesisine beslenecek olan tüvenan cevherin tenörü, ekipman kapasitesi gibi kısıtları tatmin ederken, aynı zamanda en yüksek net bugünkü değeri elde edecek maden bloğu üretim sıralamasını belirlemek olarak tanımlanabilir (Whittle,1989). Belirli bir dönemdeki blokların üretim sıralamasını belirlemek termin planı olarak da tanımlanabilir. Termin planları kısa, orta ve uzun vadeli olarak 3 gruba ayrılabilir (Osanloo vd., 2008). Uzun vadeli planlama genel olarak, jeolojik ve ekonomik duruma bağlı olarak, 20 ila 30 yıl arasında ,ki bu süre daha da uzayabilen zaman dilimini kapsar. 20-30 yıllık bu zaman dilimi 1 ila 5 yıllık daha küçük parçalara ayrılabilir. Orta vadeli üretim planlaması, uzun vadeli üretim planlamasının bölündüğü bu 1 ila 5 yıllık dilimler olarak düşünülebilir. Orta vadeli üretim planı yapmak, yatırımcıya şu kararları vermek konusunda daha detaylı ve daha doğru bir yol haritası çizebilir:

1. Madenin hangi bölgesinden ne zaman üretim yapılacağı,
2. Seçilen bölgeden yapılacak üretim için gerekli ekipman, makine ve iş gücünün belirlenmesi,
3. Gerekli olması halinde, makine ve ekipman kapasitesinin artırılıp arttırılmayacağı,
4. Ekonomik gelişmeler ışığında üretime ara verilip verilmeyeceği.

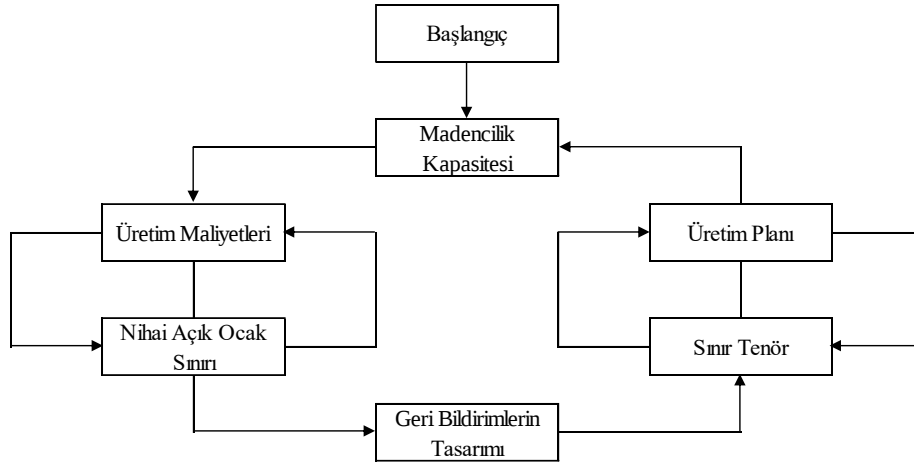
Eğer çok daha detaylı ve hassas bir planlama yapılması söz konusu ise bu 1 ila 5 yıllık dönemler 1 ila 6 aylık parçalara bölünebilir. Son olarak kısa vadeli üretim planı ise 1 ila 6 aylık parçalara bölünmüş orta vadeli planlamanın daha detaylı bir şekilde ortaya konması şeklinde üretilir. Diğer planlama tiplerinde olduğu gibi kısa vadeli planlama ise 1 gün ila 1 ay arasında değişen dilimlere bölünebilir.

Bu çalışma genel olarak uzun vadeli, yani madenin ömrü boyunca yapılacak üretimin yıllara bölünmüş haliyle ilgili olan planlama çalışmaları ile ilgilenmektedir. Uzun vadede yapılacak olan yatırımlar ve para akışının belirlenmiş olması orta ve kısa vadeli üretim planlamalarının da çatısını oluşturmaktadır.

1.1 Açık Ocak Üretim Planlaması Problemi

Planlama sürecinde temel problem olarak belirlenebilecek sorun; net bugünkü değerin maksimizasyonudur. Fakat ne yazık ki 40 yıllık yüksek efor harcanmış çalışmalar sonucunda dahi bu problem henüz tam olarak kesin bir çözüme ulaştırılamamıştır.

Bu problem Whittle (1989) tarafından şu şekilde açıklanmıştır: “Blok değerleri bilinmeden optimum nihai açık ocak sınırı belirlenemez. Üretim sırası belirlenmeden blok değerleri belirlenemez ve üretim sırası ise optimum nihai açık ocak sınırı bilinmeden bulunamaz.” Bu şu ana kadar oluşturulmuş, ticari bilgisayar programları ile çözülememiş büyük ölçekli bir optimizasyon problemidir. Şu ana kadarki en uygun yaklaşım ise problemi daha küçük alt problemlere bölerek çözmeye çalışmak olmuştur (Şekil 1.1).



Şekil 1.1 : Açık ocak üretim planı, optimizasyon problemi şematik görünümü (Dağdelen, 2000).

Bu yaklaşım (Dağdelen, 2000) ilk olarak başlangıç madencilik kapasitesinin tahmini ve buna bağlı olarak üretim ve ekipman maliyetlerinin kestirilmesi ile başlar. Daha sonra, blokların ekonomik değerlerinden faydalanılarak, üretilmesinin karlı olacağına karar verilen bloklardan elde edilen gelirin bu blokların üstünü örten blokların dekapaj maliyetlerini karşılayıp karşılamadığı kontrol edilir. Bu analizin temeli başabaş noktasındaki sınır tenöre dayanmaktadır. Temelde başa baş noktasındaki iskontosuz blok değerinin o bloğun üretilmesi için gereken maliyeti karşılayıp karşılamadığının analizi yapılır. Bir sonraki aşama ise nihai açık ocak sınırlarının belirlenmesidir (Lerch ve Grossman, 1965). Bunun için ya grafik teorisi temelli Lerch ve Grossman metodundan ya da 1988 yılında Johnson ve Barnes tarafından ortaya atılmış ağ akım

algoritması kullanılır. İki yaklaşımında temel amacı iskontosuz nakit akışını maksimize etmektir. Daha sonra nihai açık ocak sınırları içerisinde kalacak şekilde geri bildirimler (push-backs) oluşturularak iç içe yuvalanmış nihai açık ocak sınırları (nested-pits) oluşturulur. Yuvalanmış ocak sınırları oluşturulurken dikkat edilen sıralama ton başına cevher tenörünün en yüksek olduğu en küçük açık ocak limiti ile, ton başına en düşük cevher tenörlü en büyük açık ocak limitini belirlemektir. Bu geri bildirimler oluşturulurken Dağdelen ve Francois-Bongarcon (1982), Gershon (1987), Whittle (1989) yaklaşımlarından bir veya birkaçı birlikte kullanılabilir. Bu geri bildirimler yıllık üretim planları oluşturulurken, planlamacı için birer rehber vazifesi görürler. Üretim planlaması aşamasından önce özellikle dikkat edilmesi gereken son faktör ise, önceden belirlenmiş olan sınır tenöre (cut-off grade) göre blokların atık sahasına mı yoksa zenginleştirme tesisine mi gönderileceklerine karar verilmesidir. Lane (1964) yılında NPV değerinin maksimizasyonunu sağlayacak bir sınır tenör stratejisi ileri sürmüştür. Bu strateji kısıt olarak, madencilik, boyutlandırma ve zenginleştirme kapasitelerini kullanmaktadır. İlerleyen bölümlerde sınır tenör ve üretim planlaması optimizasyonun eş zamanlı olarak yapıldığı bazı algoritmalarada değinilecektir.

1.2 Uzun Vadeli Üretim Planlaması (UVÜP) ile ilgili Literatür Araştırması

1.2.1 UVÜP ile ilgili deterministik yaklaşımlar

UVÜP ile ilgili olarak pek çok araştırmacı araştırma çalışmaları yapmıştır. 1965 yılından bu yana UVÜP optimizasyon probleminin çözümü için bir kaç tür matematiksel formülasyon düşünülmüştür. Bunlar; doğrusal programlama, karışık tam sayı programlama, teorik tam sayı programlama ve dinamik programlamadır.

1.2.1.1 Doğrusal programlama (DP) formülasyonu

Johnson (1968) maden üretim planlamasını , eşitlik (1.1) ile (1.7) arasında verilen denklemlerle idealize etmiştir.

$$\text{Maximize } Z = \sum_{t=1}^T \sum_{m=1}^M \sum_{i=1}^N C_i^{tm} \cdot TB_i \cdot x_i^{tm} \quad (1.1)$$

Kısıtlar:

$$G_{min}^{tm} \leq (\sum_{i=1}^N g_i \cdot TB_i \cdot x_i^{tm} / \sum_{i=1}^N TB_i \cdot x_i^{tm}) \leq G_{max}^{tm} \text{ for } t = 1, 2, \dots, T \text{ and } m = 2, 3, \dots, M \quad (1.2)$$

$$PC_{min}^{tm} \leq \sum_{i=1}^N TB_i \cdot x_i^{tm} \leq PC_{max}^{tm} \text{ for } t = 1, 2, \dots, T \text{ and } m = 2, 3, \dots, M \quad (1.3)$$

$$MC_{min}^t \leq \sum_{i=1}^N \sum_{m=1}^M TB_i \cdot x_i^{tm} \leq MC_{max}^t \text{ for } t = 1, 2, \dots, T \quad (1.4)$$

$$\sum_{t=1}^T \sum_{m=1}^M x_i^{tm} = 1 \text{ for } i = 1, 2, \dots, N \quad (1.5)$$

$$\sum_{m=1}^M x_b^{tm} - \sum_{r=1}^t \sum_{m=1}^M x_l^{rm} \leq 0 \text{ for } t = 1, 2, \dots, T, b = 1, 2, \dots, N \text{ ve } \forall l \in T_b \quad (1.6)$$

$$0 \leq x_i^{tm} \leq 1 \text{ for } t = 1, 2, \dots, T, b = 1, 2, \dots, N \text{ and } m = 1, 2, 3, \dots, M \quad (1.7)$$

Denklemlerde bahsi geçen parametrelerin anlamları aşağıda listelenmiştir:

T = planlama periyotlarının maksimum sayısını

N = planlamada kullanılacak toplam blok sayısını

i = blok indislerini ($i = 1, 2, \dots, N$)

$C_i^{tm} = i$ bloğunun t periyodu içerisinde kazılması ve m prosesi ile zenginleştirilmesi sonucu elde edilen net bugünkü kazancı (TL, \$)

$x_i^{tm} = i$ bloğunun t periyodu içerisinde kazılıp m prosesi ile zenginleştirildiği varsayıldığı da kazılma yüzdesi (eğer bloğun yarısı kazılacak ise $x_i^{tm} = 1/2$)

$g_i = i$ bloğunun ortalama tenörü (% , ppm)

$TB_i = i$ bloğu içerisinde yer alan toplam malzeme (ton)

$G_{max}^{tm} = t$ periyodu içerisinde boyutlandırma tesisine gönderilen m malzemesinin maksimum ortalama tenörü

$G_{min}^{tm} = t$ periyodu içerisinde boyutlandırma tesisine gönderilen m malzemesinin minimum ortalama tenörü

$PC_{max}^{tm} =$ herhangi bir periyot içerisinde m malzemesinin maksimum zenginleştirilebilme kapasitesi (cevher hazırlama tesisinin maksimum kapasitesi)

$PC_{min}^{tm} =$ herhangi bir periyot içerisinde m malzemesinin minimum zenginleştirilebilme kapasitesi (cevher hazırlama tesisinin minimum kapasitesi)

$MC_{max}^t =$ herhangi bir periyot içerisindeki maksimum üretim kapasitesi (maksimum madencilik kapasitesi)

$MC_{min}^t =$ herhangi bir periyot içerisindeki minimum üretim kapasitesi (minimum madencilik kapasitesi)

$b = t$ periyodu içerisinde üretilmesi planlanan bir bloğun indeksi

$m =$ malzeme veya zenginleştirme çeşidi (atık = 1 , tüvenan = 2 vb.)

$l = l$ için sayma operatörü her $l \in T_b$

$T_b =$ maksimum şev açısı kısıtını sağlarken, herhangi bir b bloğunun üretilmesi için üretilmesi gereken diğer blokların indislerini içeren set

Bu model paranın zamana göre değerini, değişik zenginleştirme çeşitlerini ve dinamik sınır tenör stratejilerini göz önünde bulundurur. Bu problemi çözmek için ise önce Dantzig-Wolf ayrıştırma tekniğinin prensiplerini kullanarak problemi bir ana problem ve alt problemlere bölmek gerekir. Bu problem bir maksimum akış ağı algoritması yardımı ile çözülebilir. Alt problemlerin çözülmesi ardından ana problemi çözmek görece daha kolaydır. Johnson (1968)' in algoritması her periyot için optimum bir sonuç üretse de UVÜP problemini tamamiyle çözmez. Buna ek olarak elde edilen çözümler blokların fraksiyonel olarak üretilmesi sonucuna ulaştığı için bazı blokların üstlerindeki blokların tam olarak üretilmeden altlarındaki blokların üretilmesi sonucuna ulaşır. Bu durum (Şekil 1.2) de görüldüğü gibi bazı kazılmayan blokların havada asılı kalması gibi bir sonuca ulaşır. Bu modelin bir diğer dezavantajı ise çok fazla kısıta sahip olmasıdır (her blok için üstlerindeki 9 bloğun kazılmış olması) ki bu durum bu model tarafından irdelenebilen blok sayısını kısıtlamaktadır.

	1	2	3	4	5
1					
2					

	Kazılan Bölge
	Brakılan Bölge

Şekil 1.2 : Johnson' ın modelinde ki fraksiyonel üretim sorununun tasviri (Osanloo, 2008).

1.2.1.2 Karışık tam sayı programlama (MIP) formülasyonu

Gershon (1983) yılında yaptığı çalışmasında parçalı blok üretiminin yarattığı sorunu ortadan kaldıracak bir MIP algoritması ortaya atmıştır. Bu modelin temeli Johnson(1968)'in LP algoritmasına ekstra karar verme kısıtları eklemek olmuştur. Bunu gerçekleştirebilmek için her bloğa 4 farklı karar verme kısıtı eklenmiştir:

$B_{ijk}(t)$ = eğer bahsi geçen bloğun üstünü örten diğer bloklar t periyodu içerisinde tamamen üretilmiş iseler 0 (sıfır) aksi halde 1 değerini alır.

$X_{ijk}(t)$ = ijk bloğunun t periyodu içerisinde kazılmışlık yüzdesi (örneğin yarısı kazılmış ise $X_{ijk}(t) = 0,5$).

$C_{ijk}(t)$ = t periyodu başlangıcında ijk bloğunun kalan yüzdesi.

$D_{ijk}(t)$ = t periyodunda ijk bloğunun üstünü örten blokların kazılmışlık yüzdeleri.

Daha sonra şev kısıtları eşitlik (1.8) ve (1.9) ile ifade edilir:

$$B_{ijk}(t) + C_{ijk}(t) - C_{ijk}(t - 1) - X_{ijk}(t) \geq 0 \quad (1.8)$$

$$D_{ijk}(t) + \sum_{l=i-1}^{i+1} X_{l,m,k-1}(t) - D_{ijk}(t + 1) - 9B_{ijk}(t) \geq 0 \quad (1.9)$$

Bu model APEX-IV yazılımı kullanılarak çözülebilmektedir. Bu modelin LP modeline kıyasla 2 avantajı bulunmaktadır. Birincisi, üretim planlaması yapılacağı havada asılı kalan blokların olmadığı bir üretim yapılmasını sağlar (Osanloo vd., 2008). Buna ek olarak, eğer üstünü örten blokların tamamen alınmış olması kısıtı sağlanmış ise bir bloğun parçalı olarak üretilmesi fırsatını da sunmuş olur. Sonuç olarak blok başına ekstra bir kısıt eklemek yeterli olmaktadır. Bu modelin temel dezavantajı ise çok fazla 2 terimli ifade içerdiğinden, çok büyük problemlerin hali hazırda mevcut programlar ile çözülemiyor durumda olmasıdır. Bir diğer dezavantaj ise modelin boyutları arttırıldığı için dinamik sınır tenör konseptinin hesaba katılamayışıdır.

1.2.1.3 Tam sayı programlama formülasyonu (IP)

Açık ocak üretim planlaması yapılırken kullanılan tam sayı programlamanın genel formülü şu eşitlik (1.10)'daki gibidir.

$$MaxZ = C_1X_1 + C_2X_2 + \dots + C_TX_T \quad (1.10)$$

Bu denklem için belirlenmiş kısıtlar 3 ayrı bölüme ayrılabilir:

Madencilik ve Boyutlandırma kısıtları eşitlik (1.11) ile ifade edilir.

$$\begin{cases} A_1X_1 \leq b_1 \\ A_2X_2 \leq b_2 \\ \vdots \\ A_TX_T \leq b_T \end{cases} \quad (1.11)$$

Sıralama kısıtları eşitlik (1.12) ile ifade edilir.

$$\left\{ \begin{array}{l} EX_1 \leq 0 \\ EX_1 + EX_2 \leq 0 \\ \vdots \\ EX_1 + EX_2 + \dots + EX_T \leq 0 \end{array} \right. \quad (1.12)$$

Rezerv kısıtları eşitlik (1.13) ve (1.14) ile ifade edilir.

$$\sum_{t=1}^T x_i^t = 1 \quad \forall i \quad (1.13)$$

ve son olarak:

$$X_i^t = \{0,1\} \quad \forall i, \forall t \quad (1.14)$$

Denklemlerdeki parametrelerin anlamları aşağıda listelenmiştir.

T = planlanan periyotların maksimum sayısı

N = planlamada kullanılacak toplam blok sayısını

K = bahsi geçen periyot için madencilik ve boyutlandırma kısıtlarının sayısı

R = alınacak bloğun üstünü örten blokların sayısı

$X_t = N$ değişken içeren bir sütun vektör , x_i^t

C_t = bir i bloğunun t periyodu sırasında üretilmesi ile elde edilen NPV'lerin gösterildiği bir katsayılar satır vektörü, (C_i^t sayıda eleman içerir)

A_t = t periyodu içerisinde madencilik ve boyutlandırma kısıtlarının katsayılarını içeren $K*N$ boyutunda bir matris

b_t = madencilik ve boyutlandırma kısıtlarını içeren matrisin en sağındaki sütununun K elemanlı sütun vektörü

$E = (N.R)*N$ boyutunda 0, 1 ve -1 lerden oluşan sıralama kısıtları matrisi

Eşitlik (1.11)'de verilen kısıtlar boyutlandırma ve zenginleştirme tesislerinin maksimum ve minimum tenör kısıtlarının sağlanmasının yanı sıra madencilik kapasiteleri sınırlanının da sağlanmasını garanti eder. Eşitlik (1.12)'de verilen kısıtlar, model içerisinde hesaplara katılan blokların sadece 1 kere üretilceklerini garanti eder. Bir binary IP formülasyonu genellikle çok sayıda 0-1 değişkeni içerdiğinden hali hazırda bulunan yazılımların kapasitelerini aşmaktadır. Bu açıdan, bu tarz bir modelin çözülebilmesi için bazı rahatlatma yaklaşımları ortaya atılmıştır.

Lagrange rahatlatma yaklaşımı

Bu yaklaşım Dagdelen ve Johnson (1986)'ın çalışmalarında, açık ocak madenlerinde ki UVÜP problemlerinin çözülebilmesi için ortaya atılmıştır. Temel olarak büyük ölçekli problemin *Lagrange rahatlatma yaklaşımı* ile parçalanarak alt kademeli optimizasyon problem haline getirilmesidir. Lagrange çarpanlarını kullanarak; çok periyotlu kompleks problemin (Lerch and Grossman, 1965 ve Zhao ve Kim, 1992) tarafından ortaya atılan nihai açık ocak sınırı belirleme ve (Johnson and Barnes, 1988 ve Yegulalp ve Arias, 1992) tarafından ortaya atılmış maksimum akış algoritması gibi yaklaşımlar ile çözülebilen tek periyotluk alt kademeli optimizasyon problem haline getirilmesidir. Bu, lagrange çarpanları kullanılarak madencilik ve zenginleştirme kısıtlarının ana problem içerisine dahil edilmesi sayesinde rahatlıkla yapılabilir.

Sonuç olarak hedef fonksiyon şu şekilde yazılabilir:

$$MaxZ = C_1X_1 + C_2X_2 + \dots + C_TX_T - \Lambda_1(A_1X_1 - b_1) - \Lambda_2(A_2X_2 - b_2) - \dots - \Lambda_T(A_TX_T - b_T) \quad (1.15)$$

Burada:

$\Lambda = (\Lambda_1, \Lambda_2, \dots, \Lambda_T)$ ve $\Lambda_T = (\lambda_{1t}, \lambda_{2t}, \dots, \lambda_{kt})$ lagrange çarpanlarıdır.

Bu hedef fonksiyonu daha sonra $C_t - A_t$ yerine D_t yazılarak bir adım daha sadeleştirilerek son olarak şu hali alır:

$$MaxZ = D_1X_1 + D_2X_2 + \dots + D_TX_T \quad (1.16)$$

Kısıtlar:

Sıralama kısıtları:

$$\left\{ \begin{array}{l} EX_1 \leq 0 \\ EX_1 + EX_2 \leq 0 \\ \vdots \\ EX_1 + EX_2 + \dots + EX_T \leq 0 \end{array} \right. \quad (1.17)$$

Rezerv kısıtları:

$$\sum_{t=1}^T x_i^t = 1 \quad \forall i \quad (1.18)$$

Daha sonra ise alt gradyan metodu kullanılarak, optimum planlama elde edilene kadar, lagrange çarpanları modifiye edilir. Her adımda, nihai açık ocak sınırı problemine benzer bir problem çözülmektedir. Uygulanabilir (feasible) lagrange çarpanlarının olmadığı senaryolarda bu metod optimum bir sonuca ulaşamayabilir. Bu sorun “gap problem” olarak adlandırılmıştır. Cacette vd. (1998) yılında bu metodu 6 periyotlu 20

979 bloklu gerçek bir maden yatağında uygulamışlar ve elde ettikleri sonuç ile teorik optimum arasında %5' lik bir tutarlılık bulmuşlardır. Bu metodun bir diğer dezavantajı ise planlama sırasında dinamik sınır-tenör konseptini hesaba katamayışıdır. Akaike ve Dağdelen (1999) yılında 4d-ağ rahatlatma metodunu önermişlerdir. Planlama sırasında dinamik sınır-tenör konseptinide hesaba katmışlardır. Yeni modelleri ayrıca stok opsiyonunuda kapsayabilmektedir. Bu iki önemli gelişmeyi (1.10) ve (1.14) numaralı formüllerdeki değişkenlerin tanımlarını şu şekilde değiştirerek elde etmişlerdir:

M = malzeme veya zenginleştirme tipi sayısı

$X_t = (M*N)$ boyutunda ve x_i^t, x_i^t değişkenlerinden oluşan bir sütun vektörü (eğer i bloğu t periyodunda m tipi olarak kazıldıysa 1 aksi halde 0 değerini alır.

C_t = hedef fonksiyonun $(M*N)$ boyutunda katsayılar matrisi; $C_i^{tm} = i$ bloğunun t periyodu içerisinde kazılması ve m prosesi ile zenginleştirilmesi sonucu elde edilen net bugünkü kazancı (TL, \$)

$A_t = K*(M*N)$ boyutlarında madencilik ve boyutlandırma kısıtlarının katsayılar matrisi

$E = (N*R*M)*(M*N)$ boyutlarında ki sıralama kısıtlamalarının katsayılar matrisi (0, 1, -1' lerden oluşur)

Stok sahası seçeneğininde işin içine katabilmek için, maden ömrünün t_{max} olduğunu varsayarsak, model içerisindeki zenginleştirme çeşitlerinin toplam sayısı m_{max} şu şekilde tanımlanır:

$$m_{max} = t_{max} + 2$$

Varsayalım ki 2 adet zenginleştirme çeşidi olsun (atık ve cevher) o zaman:

$$1 \leq t_m \leq t_{max} \text{ için}$$

$$\begin{cases} m = 1; \text{ blok } t_m \text{ periyodu içerisinde dekapaja gönderilmiştir} \\ 2 \leq m \leq (t_{max} + 1); \text{ blok } t_m \text{ periyodu içerisinde stok sahasına gönderilmiş ve } t_p = m - 1 \text{ periyodunda zenginleştirilmiştir.} \\ m = t_{max} + 2; \text{ blok } t \text{ periyodu içerisinde üretilip zenginleştirme tesisine gönderilmiştir.} \end{cases}$$

Stok sahası seçeneğinin sadece $t_m < t_p$ olduğu zamanlarda hesaba katılmasının garanti altına alınabilmesi için $2 \leq m \leq (t_{max} + 1)$ olduğunda, C_i^{tm} 'ye çok küçük bir negatif sayı atanmalıdır. Akaike ve Dağdelen sonrasında IP modellerini, lagrange rahatlatma metotlarını kullanarak, nihai açık ocak sınırı problemleriyle aynı

karakteristiğe sahip bir probleme dönüştürmüşlerdir. Bu problem lagrange çarpanları değiştirilerek ve sub gradient metodu kullanılarak, ana problem optimum bir sonuç verecek şekilde, interaktif olarak çözülebilir. Çalışmacılar ayrıca sub gradient metodunun verimini arttırarak optimum sonuca daha hızlı bir şekilde ulaşılmasını sağlamışlardır. Bu algoritmanın planlama sürecindeki en önemli avantajı, dinamik sınır tenör konseptini hesaba katarak ve stok sahası seçeneğini 0-1 değişkenlerini kullanarak gerçekleştirebilmesidir. Bu durum bir maden işletmesinden elde edilecek (NBD)'yi arttıracaktır (Osanloo vd., 2008). Bu algoritmanın dezavantajı ise “gap problemi”nin oluşabilecek olmasıdır ki buda optimum bir sonuca ulaşamayacağı anlamına gelir.

Kümeleme yaklaşımı

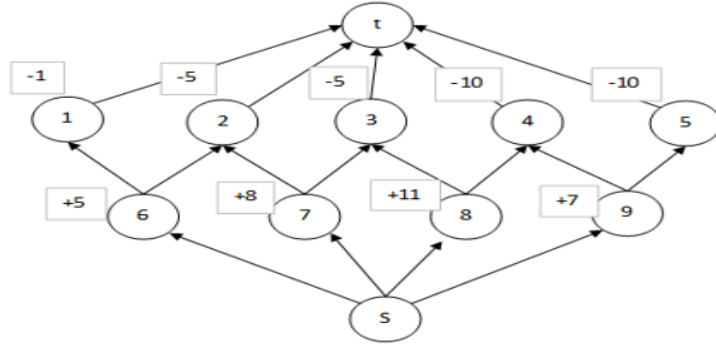
Açık ocaklarda UVÜP problemini çözmek için ortaya atılmış bir diğer yaklaşım ise Ramazan vd. (2005) tarafından ortaya atılan kümeleme yaklaşımıdır. Kümelemek; büyük bir data grubu içerisinde yer alan benzer özellikteki verileri bir araya getirmek demektir. Buradaki amaç problemin kompleksliğini azaltırken, elde edilen veri ile karar verme sürecinin verimini arttırmaktır. Ramazan ve arkadaşları IP modeli içerisindeki atık ve cevher bloklarını bir araya getirerek IP model içerisindeki binary değişken sayısını azaltmışlardır. Araştırmacılar, blok model içerisinde “temel ağaç” olarak adlandırdıkları bir blok kombinasyonu tanımlamışlardır. Bu “temel ağaç”ın özellikleri şunlardır:

1. Üretilmesi ile kar elde edilebilir
2. Şev ve üretim kısıtlamalarını sağlamaktadır.
3. Bu ağaç içerisinde diğer 2 özelliği sağlayan başka bir alt “temel ağaç” yoktur.

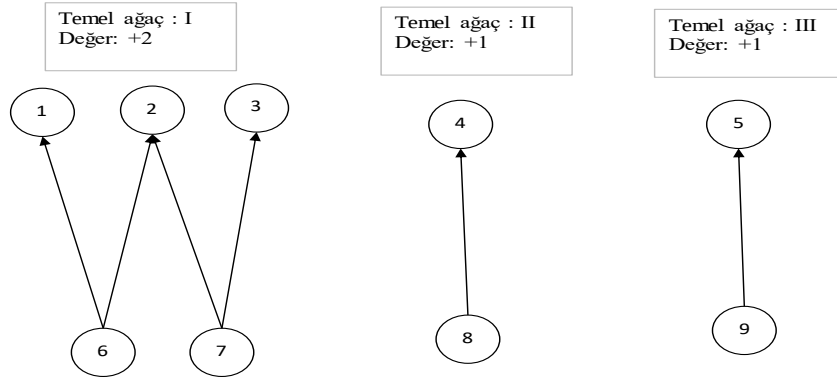
Bu yeniden bloklandırma (kümeleme) işlemi, önceki blokların özellikleri kaybolmayacak şekilde, bir LP matematiksel formülasyonu ile yapılır. Şekil 1.3’te bir blok modelin 2 boyutlu hali gösterilmektedir. Şekil 1.4’te ise matematiksel formülasyon ile üretilmiş 3 temel ağaç görülmektedir.

I numaralı temel ağaç ilk olarak üretilebilir. II ve III numaralı ağaçların ise bu sırayla üretilmeleri uygundur. Temel ağaçların belirlendikten sonra aralarındaki ilişki koni teması kullanılarak belirlenmelidir. Her bir temel ağaç, belli bir cevher tonajı, metal içeriği ve kalite parametresi belirlenmiş bir blok muamelesi görür. Sonrasında, sonuncusu hariç, her bir temel ağaca üretilecekleri periyot ile ilgili bir binary değişken

atanır. IP modelin CPLEX yazılımı ile çözülebilmesi adına nihai ocak sınırı 3 ila 5 alt küçük parçaya ayrılarak alt ocak sınırları belirlenir.



Şekil 1.3 : 2 boyutlu bir blok model ağının örnek görüntüsü (Ramazan et al. 2005).



Şekil 1.4 : 2 boyutlu örnek için 3 adet temel ağaç örneği (Ramazan et al. 2005).

Son olarak ise madencilik, zenginleştirme ve operasyonel kısıtları sağlayacak bir IP formülasyonu ile temel ağaçların üretim sıralaması belirlenmelidir.

Bu metodun avantajları şu şekilde sıralanabilir:

- Model içerisindeki binary değişken sayısı direk olarak oluşan temel ağaç sayısı ve içerisinde malzemelerin işlem görüp planlamaya dahil olacağı periyot sayısı ile ilişkilidir. Dolayısı ile problemin çözümünde temel ağaçları kullanmak, modelin boyutunu küçültürken büyük ölçekli cevher yataklarının planlama problemlerinin çözülmesinin önünü açacaktır. Ramazan vd. bu metod ile 38.457 bloktan oluşan bir blok modeli 5.512 bloğa indirgemişlerdir.
- Boşluk problemi ortadan kalkmıştır.
- Yapılan bir çalışmada, bu metod ile çözülen bir algoritmanın yaptığı planlama ile diğer algoritmaların kullanıldığı M821 Scheduler Mintec, NPV Scheduler

ve Milawa Scheduler yazılımlarının yaptığı planlamalar arasında +%6'lık bir NBD farkı görülmüştür (Bernabe ve Dagdelen, 2002).

Bu metodun dezavantajları ise:

- Model büyüdükçe, oluşacak temel ağaç sayısının artmasına paralel olarak, model içerisindeki binary değişken sayısını da arttıracığından, çok büyük cevher yatakları için uygun değildir.
- Temel ağaçları oluşturma optimizasyonu, nihai ocak sınırı eş zamanlı yürütüldüğünden, modelin optimum sonuç vermesi nihai ocak optimizasyon modeli ile doğrudan ilişkilidir.
- Temel ağaçların bulunması sırasında kullanılan doğrusal programlama algoritmasının kimi zaman birden fazla iterasyon ile çözülmesi gerekmesi.
- Uygulamadaki kompleksliği bu metodun popüleritesini büyük ölçüde azaltır (Osanloo, 2008).

Dallandır-ve-kes yaklaşımı

Karışık tam sayı doğrusal programlası ile formüle edilmiş pek çok tümleşik optimizasyon problemi bu metod yardımı ile çözülebilir. Bir kesme düzlemi ve dal-bağ algoritması kombinasyonundan oluşmuş kesin algoritmalarlardır. Bu method; tam sayı programlama algoritmalarını rahatlatan, sıralı doğrusal programlama denklemlerinin çözülmesi şeklinde çalışır. Kesme düzlemi algoritmaları ana problemin rahatlatılmasını ve tam sayı programlama algoritmasının optimum sonuca daha yakın tahminlerde bulunulmasını sağlar. Dal-sınır algoritmaları ise böl ve ele geçir mantığına benzer bir şekilde daha spesifik hareket ederek optimum sonuca ulaşmaya çalışırlar. Mitchell (1999)'a göre genel bir tam sayı programlama problemini sadece kesme düzlemi metodları ile çözmek çoğu zaman işe yaramaz ve bir dal-bağ yaklaşımına ihtiyaç duyarlar. En çok bilinen dallandır-ve-kes algoritması seyahat eden satıcı algoritmasıdır (Applegate vd., 1995). Cacetta ve Hill (2003), çalışmalarında dallandır-ve-kes prosedürünün UVÜP problemi tam sayı programlama algoritmasına nasıl uyarlanacağını özetlemişlerdir. Maddi kazanç elde ettikleri bir yazılıma dönüştürdükleri çalışmalarında modelin bütün detaylarına yer vermemişlerdir. Algoritmalarının temel avantajı, maksimum düşey ilerleme, minimum taban genişliği ve stoklama opsiyonu gibi kısıtları optimizasyon süreci içerisine bir arada koyabiliyor olmasıdır. Ayrıca orta ölçekli madenler için güvenilir optimum sonuca ulaşabiliyor

olmasıdır. Büyük ölçekli madenler için optimum sonuçlar üretmek zor olmaktadır. 209.600 blok ve 10 üretim periyodu içeren büyük ölçekli bir maden modelini işlediklerinde optimumun % 2,5’u kadar olan bir sonuca 4 saat içerisinde ulaşmışlardır. Bir diğer dezavantaj ise sınır tenörü optimizasyon süreci içine sokamayışıdır. Büyük modellerin optimizasyonu sırasında dallandır-ve-kes modeli, heuristic ve meta-heuristic metodlarla birleştirilerek optimuma yakın sonuçlar elde etmek mümkün olabilir. Bütün periyotlar için bütün değişkenleri binary olarak tanımlamak UVÜP problemi çözülürken uygulanabilir çözüm elde edilememesine sebep olmaktadır. Bu sebeple, bazı değişkenler doğrusal olarak tanımlanarak binary değişken sayısı düşürülür. Örneğin, pozitif değerli blokların parametrelerini binary, negative değerli blokların parametrelerini doğrusal olarak tanımlamak işlem süresini büyük oranda kısaltacaktır. Bu aslında tam sayı programlamanın karışık tam sayı programlama haline dönmesidir. Bu metod yukarda bahsi geçen bütün tam sayı programlama metodları için uygulanabilir.

1.2.1.4 Dinamik Programlama (DP)

Bu teknikte ise ana problem küçük parçalara bölünmüştür ve her bir parça için bir optimum çözüm bulunabilir. Bu metodun teorisi 1957 yılında Bellman tarafından formüle edilmiştir. Bu metodun ana teması olası bütün ihtimalleri belirlemek ve optimum olanı seçmektir. Diğer metodların aksine bu yöntem için standart bir matematiksel formül yoktur. DP terminolojisi Çizelge 1.1’ de görülmektedir.

Çizelge 1.1 : DP terminolojisi (Kall and Wallace, 1994).

Terim	Açıklama
Sistem	Optimize edilecek problem
Aşama	Ana problemin bölünebileceği sonlu sayıdaki alt problemler. Bunlar spesifik zamanlar olarak tanımlanabilir.
Durum	Sistemin herhangi bir andaki durumu. Bu durum, durum değişkenleri ile tanımlanır.
Karar değişkeni	Yeni planlar yapmak için alınan kararları temsil eder.
Geçiş fonksiyonu	Durum değişkenlerinin, karar değişkenleri ile nasıl değiştiğini gösterir. Şu anki durum ve kararın kombinasyonunun nasıl sonuçlanacağını belirler.
Dönüş fonksiyonu	Spesifik bir durumda alınacak spesifik bir kararın sonucunu gösterir (kar veya zarar).
Birleşik dönüş fonksiyonu	Herhangi bir durumda alınacak herhangi bir kararın belli bir zaman dilimi sonundaki toplam etkisini gösterir.
Optimum birleşik geri dönüş	Şu anki durum ile belli bir zaman sonrasında alınabilecek optimum sonuç.

Problem değişkenleri ve ana problem şu şekilde tanımlanabilir:

$t =$ aşamalar, $t = 1, 2, \dots, T$

$z_t = t$ aşamasındaki durum

$x_t = t$ aşamasında alınan karar

$G_t(z_t; x_t) =$ sistemin t aşamasında alınan x_t kararı ile aldığı hal yani $z_{t+1} = G_t(z_t; x_t)$

$r_t(z_t; x_t) =$ sistemin t aşamasında alınan x_t kararı ile değişim miktarı

$F =$ ana problem fonksiyonu $F(r_1(z_1, x_1), \dots, r_T(z_T, x_T))$

$X_t(z_t) = t$ aşamasında alınabilecek kararlardan uygulanabilir olanların oluşturduğu set

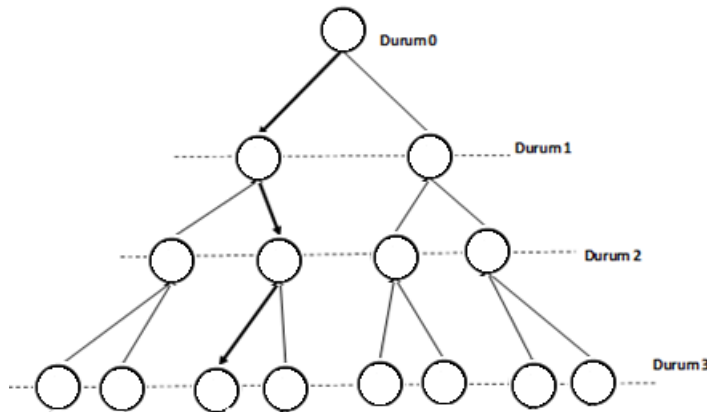
$\varphi_1, \psi_1 = 2$ fonksiyon

Yukardaki değişkenlere göre ana problem şu şekilde ifade edilebilir:

$$\max \{ F(r_1(z_1, x_1), \dots, r_T(z_T, x_T)) ; x_t \in X_t, t = 1, 2, \dots, T \} =$$

$$\max_{x_1 \in X_1} [\varphi_1(r_1(z_1, x_1)), \max_{x_2 \in X_2, \dots, x_T \in X_T} \psi_2((r_2(z_2, x_2), \dots, (r_T(z_T, x_T)))] \quad (1.17)$$

Bu eşitlik iyi bilinen optimumluk prensibinin resmi karşılığıdır. (1.17) numaralı eşitliğe göre; üretim planlaması problemi, değişim noktaları sistemin durumunu, kolları ise sistemi bir durumdan ötekine taşıyan geçiş noktaları olan bir grafik ile betimlenebilir. En yüksek değerle sonuçlanan yolu bulmak, üretim planı problemini çözmekle eşdeğerdir. Bu betimlemeyi Şekil 1.5' de görsel olarak görebiliriz. Şekil 1.5'deki kalın yol optimum yolu göstermektedir.



Şekil 1.5 : Üretim planlaması probleminin grafik betimlemesi.

Dinamik programlama açık ocak üretim planlaması probleminin çözümü için ilk kez 1974 yılında Roman tarafından kullanılmıştır. Roman nihai ocak sınırı optimizasyonu ile blok sıralamasını birleştirmiştir. Bu algorithmada, kazılması gereken son bloğun yeri

başlangıçta belirlenmelidir. Bu blok sıralama işleminin başlangıcını temsil eder. Algoritma içerisindeki karar değişkeni, yeni bir blok üretileceğinde alınacak kararları alır. Seçilen blok üzerindeki bütün bloklar şev kısıtlarına göre kontrol edilerek bir NPV hesabına sokulur ve bunun sonucunda optimum olanı seçilir. En yüksek NPV'ye sahip sıralama seçilerek başlangıç ocak sınırı şekli olarak atanır. Ocak sınırı yakınındaki blokların NPV'ye katkı sağlayıp sağlamadıkları kontrol edilmelidir. NPV'ye pozitif bir katkısı olmayan bloklar ocak sınırı içerisinde çıkarılarak yeni bir ocak sınırı ve NPV hesaplanır. Bu prosedür ocak sınırı içerisinde blok çıkarmaya ihtiyaç duyulmayana kadar tekrarlanır. Bu yöntemin avantajı paranın zaman değerini ve blok sıralamasını hesaba katarak açık ocak sınırlarını belirlemesidir.

Dezavantajları ise şu şekilde sıralanır:

- Metodun karmaşıklığı sebebiyle büyük ölçekli yataklara uyarlanması mümkün değildir.
- Madencilik ve zenginleştirme kısıtlarının sağlanma garantisi yoktur çünkü algoritma aşağıdan başlayarak yukarı doğru hareket eder.
- Çukur hacminin birim maliyetler üzerindeki etkisi hesaba katılmaz.

Onur ve Dowd, 1992 ve 1993 yıllarındaki çalışmalarında UVÜP'ni DP olarak formüle etmişlerdir. UVÜP için kullanılacak bir DP formülünde hesaplanması gereken alternatiflerin bir bilgisayarın kapasitesini aştığını görmüşler fakat değişik tarzdaki kısıtların ele alınmasının üretim planlaması sırasında hesaplanacak ihtimallerin sayısını azalttığını görmüşlerdir. Bu durum, işe yaramayacak olan alternatiflerin elenmesiyle sonuçlanmıştır. Algoritmanın başlangıcında madencilik faaliyetleri DP'deki durumlara benzer bir şekilde periyotlara ayrılmıştır. Bu algoritmada durum, cevher kütlesi içinde kalan blokların oluşturduğu blok setidir. Program belirlenen zaman dilimi için bir üretim sıralaması bulmaya çalışır. Sonra bir sonraki periyot için bir indirim oranı uygular. Eğer yeni eklenen bir durum kısıtları sağlamazsa, bu sıralama daha sonraki incelemeler için kullanılmaması adına elenir. Başta belirlenen bir periyot başarı ile sonuçlanırsa bir sonrakine geçilir. Her periyotta kullanıcı tarafından tanımlanmış değişik tarzda operasyonel ve fiziksel kısıtlar uygulanabilir. Sonunda, eğer bazı sıralamalar aynı ocak şekliyle sonuçlanıyor ise ekonomik olarak en değerli olanı seçilir.

1	2	3	4	5	6	7	8
	9	10	11	12	13	14	
		15	16	17	18		
			19	20			

Şekil 1.6 : Nihai açık ocak sınırları içerisindeki blokların temsili gösterimi.

Şekil 1.6’ de görünen bir açık ocağın üretim planlamasını 4 periyot ve periyot başına maksimum üretim kapasitesi 5 blok olacak kısıtlar dahilinde yapacağımızı varsayarsak; DP ile üretilen olası sonuçlardan biri şu olmalıdır:

(1, 2, 3, 4, 9) → (4, 6, 7, 8, 13) → (10, 11, 12, 15, 16) → (14, 17, 18, 19, 20)

DP tarafından üretilen bunun dışındaki bütün olası sonuçlar incelenmeli ve optimum olanı seçilmelidir. Bu metodun avantajları şunlardır:

- Her çeşit kısıta tabi tutulabilir olması
- Ana problem katkı sağlamayan sıralamaların anında elenebilir olması

Bu metodun dezavantajı ise güvenilir sonuçlar üretme süresinin uzunluğudur. Bu sebeple büyük maden yatakları için uygulanabilir değildir. Ayrıca değişken sınır-tenör kavramını hesaba katmaz.

Tolwinski ve Underwood (1992) yılında; DP, stokastik optimizasyon, yapay zeka ve sezgisel kuralları birleştirerek UVÜP problemini çözecek bir metod önermişlerdir. Problemi DP olarak tanımlamış ve problemin aslında $G = (S, E, W)$ grafiğindeki en yüksek değerli yolu bulmakla eşdeğer olduğunu farketmişlerdir.

Burada:

S : Açık ocak sınırlarının sırasını gösteren düğüm noktaları seti

E : Bloklar arasındaki geçişleri gösteren sınırların oluşturduğu set

W : E sınırlarından elde edilecek getiriler setidir

Eğer S_0 ocağın başlangıç halini temsil eden düğüm noktası olursa UVÜP problemi, G grafiği içerisinde W’yi minimize ederken optimum $S_0, S_1, \dots, S_T$ yolunu bulmaya dönüşür. Çok fazla düğüm noktası içeren gerçek madenlerde DP’ yi kullanmak için kör arama metodu ile bütün düğüm noktalarının sayılmasını gerektirir ve bu uzun sürecek zorlu bir iştir. Kör arama metodu ile bütün düğüm noktalarının sayılması

yerine Tolwinski ve Underwood, yapay zeka ve sezgisel metodlara dayalı bir bilinçli arama metodu önermişlerdir.

Genel hatlarıyla algoritma, grafik içerisinde $S_0, S_1, \dots, S_T$ yollarının bulunduğu bir simülasyonlar serisi içerir. Değerlendirilecek durumların sayısının azaltılabilmesi için bu durumların gerçekleşme olasılıkları hesaplanır. Eğer bu olasılıklar belirlenebilirse, düşük ihtimalli durumlar hesaba katılmadan elenebilirler. Başlangıçta bu olasılıklar belirsizdir fakat yapay zekanın makine öğrenmesi konsepti sayesinde sistem bu olasılıkları öğrenmeye başlar. Her simülasyondan elde edilen S_T düğümüne 3 özellik atanarak bir sonraki simülasyonda kullanılır ve yeni bir simülasyon başlatılarak yeni bir S_T düğümü elde edilir. Bu prosedür S_T düğümüne ulaşırken kullanılan yolun iyileşmesi sabit kalana kadar devam eder ve önceden belirlenmiş belirli bir iterasyon sayısı içerisinde iyileşme olmuyorsa durur. Bütün kısıtların hesaba katılması açısından madencilik uygulamalarına uyarlanabilirliğine rağmen bu metod şu dezavantajların sıkıntısını yaşamaktadır:

- Matematiksel olarak ispatlanmış bir optimum sonuç vermez
- Büyük cevher yataklarında uygulanabilir bir sonuç vermesi garanti değildir

Elevli (1995) yılında bu metodu, bütün kısıtları hesaba katarak, nihai açık ocak sınır ve üretim planını eş zamanlı yapmak için kullanmıştır. Bu metodun en önemli avantajı nihai açık ocak sınırı ve üretim planlaması problemini bir arada çözüyor olmasıdır.

Bu metodun dezavantajları ise:

- Boşluk probleminin var olması
- Matematiksel olarak ispatlanmış bir çözüm üretmeyişi
- Büyük cevher yataklarında uygulanabilir bir çözüm vermeyi garanti etmeyişi
- Çukur hacminin birim maliyetler üzerindeki etkisini hesaba katmayışı olarak sıralanabilir.

Tolwinski (1998) ve Tolwinski ve Golosinski (1995) yılında DP'nin 'önce derinlik' tekniğine dayalı bir metod önermişlerdir. Bir cevher yatağını temsil eden blok model tonaj, tenör gibi özellikler içerir. Bu bilgiler UVÜP için hedef değişkenler tanımlamak amacıyla kullanılabilir (Eşitlik 1.18).

Şöyle ki;

$$TV = \frac{c_1 \cdot a_1 + c_2 \cdot a_2 + \dots + c_n \cdot a_n}{d_1 \cdot a_1 + d_2 \cdot a_2 + \dots + d_n \cdot a_n} \quad \text{veya} \quad TV = c_1 \cdot a_1 + c_2 \cdot a_2 + \dots + c_n \cdot a_n \quad (1.18)$$

Burada:

n : Blok özelliklerinin sayısı

$a_1, a_2, \dots, a_n$: özellik değişkenleri

$c_1, c_2, \dots, c_n$; $d_1, d_2, \dots, d_n$: kullanıcı tarafından tanımlanmış katsayılar.

Bu hedef değişkenler dekapaj oranı, tesise beslenecek cevher tenörü gibi kısıtları içerebilir. Özelliklerin çıktı oranlarına göre zaman akışı da eşitlik (1.19) ile tanımlanır:

$$t = \frac{k_1.a_1}{o_1} + \frac{k_2.a_2}{o_2} + \dots + \frac{k_n.a_n}{o_n} \quad (1.19)$$

Burada:

$o_1, o_2, \dots, o_n$ = kullanıcı tanımlı çıktı oranları

$k_1, k_2, \dots, k_n$ = kullanıcı tanımlı ikili değişkenler (0 veya 1)

Bu metodun aşamaları şu şekilde özetlenebilir:

1. Lerch-Grossman algoritması ile nihai açık ocak sınırı belirlenir.
2. LG algoritması yardımı ile alt ocak sınırları belirlenir.
3. Nihai ocak sınırları içerisindeki her blok için bir planlama değeri hesaplanır. Bu değer o bloktan elde edilecek karın o bloğu üretmek için yapılacak maliyete oranı olarak tanımlanabilir.
4. Optimum bir üretim sırası belirlenir. Bu önce en yüksek değerli alt ocak sınırının üretilmesi ile başlanarak nihai ocak tamamiyle üretilene kadar devam edilerek yapılır.
5. Operasyonel kısıtları sağlayan bütün alt ocak sınırları belirlenir.

Nihai ocak sınırı içerisindeki kaya kütlesi madencilik blokları adı verilen alt hücrelere ayrılır. Bu ayırmada o blokların hangi alt ocak sınırı içerisinde yer aldığı, sıradaki yeri ve içerdiği özelliklerin niceliği kullanılır. Optimizasyon problemi ve kısıtlamaları, özelliklerin fonksiyonu olan hedef değişkenlere göre tanımlanır. Madencilik bloklarının sıralamasından oluşan bir veri ağacı şeklinde olan üretim planlaması olasılıkları belirlenir. Bu metoda göre 2 çeşit ağaç üretilir. Bunlardan ilki, kolları madencilik bloklarını gösterecek şekilde ‘önce derinlik’ ilkesi kullanılarak oluşturulur. İkinci ağaç ise kolları geçen zamanı gösterecek şekilde özelliklerin toplam birikimine göre oluşturulur ve planlamaya bir temel niteliği taşır. Bu ağaç içerisindeki uygulanabilir olmayan sonuçların elenmesi ile optimum üretim planı yapılmış olur. Bu tarifler NPV Scheduler’ın bir parçasıdır.

Bu yöntemin avantajları şunlardır:

- Yüksek oranda uygulanabilme olasılığına sahip bir UVÜP yapar.
- Aynı zamanda üretilebilecek alt ocakların ve madencilik bloklarının sayıları kontrol edilerek büyük maden yataklarına uyarlanabilir.

Bu metodun dezavantajı ise ulaştığı optimum sonucun NPV'yi maksimize etmesini garanti etmemesidir. Bunun sebepleri:

- Uygulanan LG metodundaki boşluk problemi
- Cevher blokları madencilik blokları haline getirilirken uygulanan yeniden boyutlandırma işlemi optimum sonuç alma olasılığını büyük oranda düşürür.

Erarslan ve Çelebi (2001) optimum açık ocak sınırını üretim planlamasının bir fonksiyonu olarak çözecek simülatif bir model geliştirmişlerdir. Oluşturdukları model ocağın her yeni hali için birim maliyetleri hesaplayabilmektedir. Oluşturdukları bu modeli DP ile üretilen her bloğu aşamanın bir durumu olacak şekilde tanımlayarak çözdüler. Bu modelde blok üretim sıralaması tipik bir maddened olacağı haliyle simüle edilerek çözüldü. İşlemci üniteyi bir blokta sabitlendiğinde, algoritmanın o bloğun üretimini 3 boyutlu koordinat sisteminde simüle edeceği şekilde tasarlamışlardı. Model madencilik aktivitesi ile eş zamanlı olarak üretilen bloğun stok sahasına gönderilmesi, harmanlanması ve zenginleştirilmesi durumlarını da simüle ediyordu. Bu ekonomik modelde, işlemci ünite bir noktada sabitlendiğinde o noktayı çevreleyen bloklar kontrol edilerek üretilip üretilmeyecekleri konusunda karar veriyor. İşletilebilir bloklar o aşamanın anlık durumlar olarak tanımlanmış olup her bir aşama başarılı anlık durumlara sahipti. Bir aşamanın durumu ise kendinden sonraki aşamaların durumlarından bir kaçını iyileştirebilir özellikteydi. Bu özelliği sebebiyle, bazı aşamalardan sonra saklanacak düğüm sayılarının sayısı hızla artıyor ve modelin çözülebilirliğini düşürüyordu. Bu durum araştırmacıların DP'ye yeni bir kısıt olan etki alanının düşürülmesi konseptini geliştirdiler. Jeostatistiksel bir yaklaşım ile belirlenen etki yarıçapı 2 nokta arasındaki etkileşimin sınırlarını belirliyordu.

Bu modelin avantajları şu şekilde sıralanabilir:

- Nihai açık ocak sınırı ve üretim planlaması modelini eş zamanlı olarak çözmesi,

- Her ocak senaryosu için yeniden tahmin edilen birim maliyetler sayesinde gerçekten optimum bir ocak sınırı ve üretim planlaması yapabiliyor olması ki bu özellik onu diğer metodlardan farklı kılar,
- Her çeşit operasyonel kısıtı göz önünde bulundurabiliyor olması.

Diğer bütün metodlarda olduğu gibi bu metodunda dezavantajı orta ve büyük ölçekli maden yataklarına uyarlanmasının zor olmasıdır. Ayrıca algoritmanın kompleks yapısı sebebiyle çözümün optimumluğu küçük ocaklarda da garanti değildir.

1.2.1.5 Üst Sezgisel Yöntemler

Açık ocak maden probleminin kompleks yapısı sebebiyle bazı araştırmacılar üst sezgisel teknikler kullanmaya başlamışlardır. Üst sezgisel teknikler şu şekilde tanımlanabilir:

“Üst sezgisel yöntemler, kendilerine bağlı sezgisel yöntemleri manipüle ederek ve onlara yol göstererek daha efektif ve yüksek verimle çalışmalarını sağlayacak iteratif bir üst akıldır. Sezgisel yöntemle oluşturulmuş tek bir veya birden fazla sonucu her iterasyonda değiştirebilir. Sezgisel yöntemin seviyesi farketmeksizin en basitinden en kompleksine kadar bir üst sezgisel teknik onu manipüle edebilir.”

Bu yöntemler Tabu araması, Karınca kolonisi sistemleri, Genetik algoritması, Saçılma araması, Sinir ağları gibi yöntemleri içerir fakat bunlarla sınırlı değildirler. Denby ve Schofield (1994) ve Denby et al.(1998), çalışmalarında açık ocak tasarım ve üretim planlaması problemini çözmek için genetic algoritmasını kullanmışlardır. Optimizasyon prosedürü şu şekilde özetlenebilir:

1. Boyutu 20 ila 50 arasında değişen rastgele bir ‘açık ocak sınırı’ veri kümesi oluşturulması.
2. Uygunluk fonksiyonunun değerlendirilmesi. Bu fonksiyon üretilen sonucun uygunluğunu denetler. Örnek olarak NPV maksimizasyonu, dekapaj dengesi vb.
3. Olasılıksal teknikler kullanılarak veri kümesinin yeniden oluşturulması.
4. Olasılıkları %40-%60 arasında olan ocak planlarının çaprazlanması.
5. Olasılıkları %1-%5 arasında olan ocak planlarının değiştirilmesi.
6. Üretim kısıtlarının aşılmaması için açık ocak planlarının normalleştirilmesi.
7. Ocakların lokal optimizasyonu. Bu işlem bireysel planlamanın uygunluğunu arttırmak için yapılır.

En iyi planlama senaryosundan sonraki 20 ila 40 senaryo boyunca iyileşme olmaması durumunda durdurma şartının belirlenmesi.

Bu metodun avantajları:

- Popülasyon boyutu, çaprazlama olasılığı, değiştirme olasılığı gibi parametrelerin iyi belirlenmesi halinde, makul bir sürede kabul edilebilir bir sonuç alınabilir olması.
- Nihai açık ocak sınırı ve UVÜP problemini eş zamanlı çözmesi.

Dezavantajları:

- Çukur hacminin birim maliyetler üzerindeki etkisini hesaba katmaz.
- Olasılıksal doğası sebebiyle sonuçlar tekrar oluşturulabilir değildir.

1.2.1.6 UVÜP ile İlgili Deterministik Yaklaşımların ortak sorunları

Önceki bölümlerde UVÜP probleminin çözmekte kullanılan bütün deterministik yaklaşımlardan bahsedilmiştir. Üretilecek olan çözümlerin hepsi giriş parametrelerindeki belirsizliklerden etkilenmektedir. Bu belirsizlikler Dimitrakopoulos (1998) tarafından şu şekilde sıralanmıştır:

- Yerde tenörün kesin olmayışı
- Operasyonel ve fiziksel kısıtların kesin olmayışı
- Yatırım ve işletme maliyetlerinin kesin olmayışı

Gerçek üretim ile planlanan üretim arasındaki farkı oluşturan temel sebep tenördeki belirsizliktir. Valle (2000)'in çalışmasında gözlemlenen madenlerin %60' nda ortalama üretim beklenenin %70'i kadar olmuştur.

1.2.2 UVÜP problemine belirsizlik temelli yaklaşımlar

Rovenscroft (1992) çalışmasında tenör belirsizliğinin üretim planlaması üzerindeki etkisini göstermiştir. Kullandığı metod koşullu simülasyon denen jeostatistiksel bir tekniğe dayanır. Bu simülasyonun amacı tekrarlanan senaryolar ile cevher yatağı için alternatif durumlar oluşturmaktır. Her simülasyonun sonucu, planlamada kullanılacak cevher yatağı için bir alternatif olarak düşünülebilir. Farklı cevher kütleleri üzerinde farklı deterministik metodlar kullanılarak tenör belirsizliğinin planlama üzerindeki etki derecesi görülebilir. Bu planlamalar orijinal planlama ile mukayese edilmediler. Orijinal plandan kasıt ise, parametreleri kriging tahmin metodu ile tahmin edilmiş bir

cevher kütlesinin planlamasını ifade eder. Bu metodun avantajı belirsizliklerin planlama üzerindeki etkisini göstermesidir.

Dezavantajları ise:

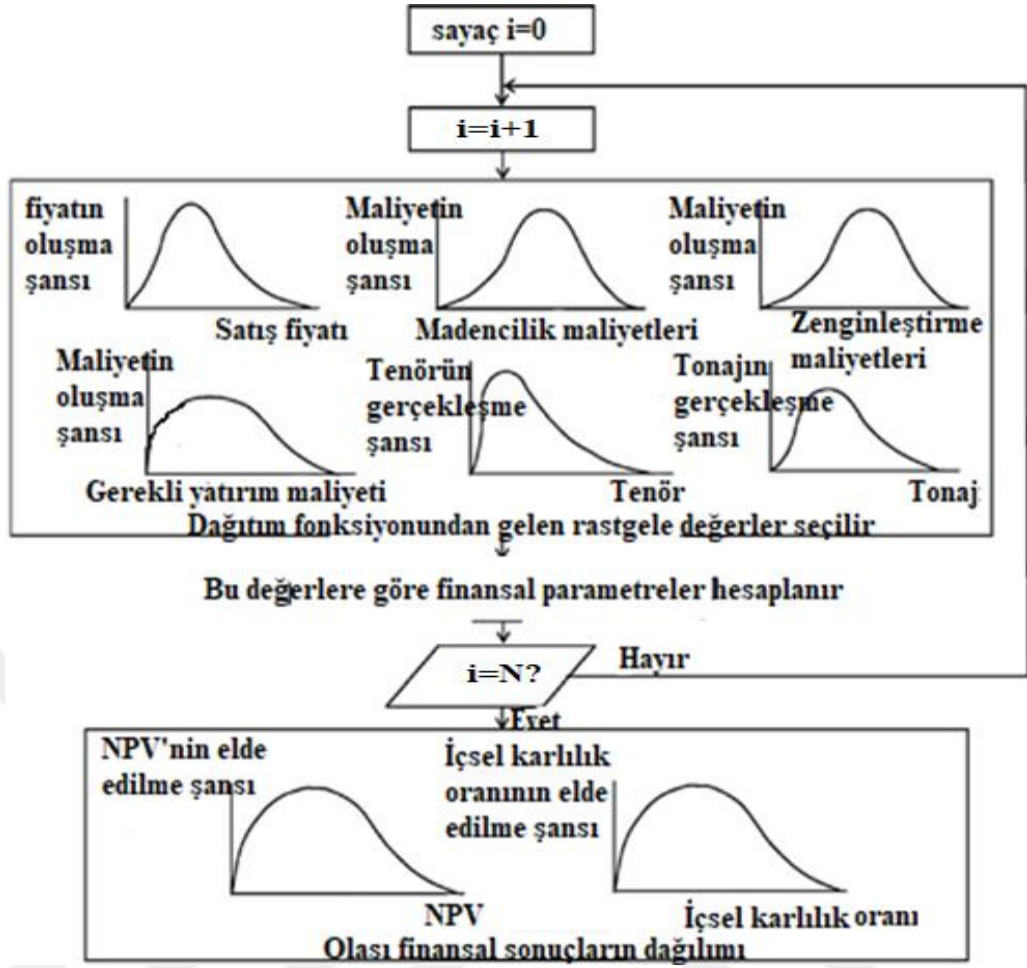
- Bir projenin riskini ölçemez
- Tekrar tekrar yapılan simülasyonlar sonucu elde edilen cevher kütlesi alternatiflerinin, planlama programına sokularak incelenmesi vakit alan bir iştir.
- Tenör belirsizliği ile ilgili bir çözüm getirmez.

Dowd(1994), çalışmasında açık ocak madenciliğindeki risklerin belirlenmesi ile ilgili bir taslak hazırlamıştır. Bu taslağa göre, ekipman fiyatları, madencilik maliyetleri, işletme maliyetleri, gerekli yatırım miktarı, tenör, tonaj gibi parametreler, risk analizi yapabilmek için olasılıksal olarak incelenecekleri, önceden tanımlanmış bir dağıtım fonksiyonu içinde kullanılırlar. M adet simüle edilmiş cevher kütlesi ve diğer girdilerin N farklı kombinasyonu, dağıtım fonksiyonu tarafından bir araya getirilerek bir ‘gelir blok modeli’ oluşturulur. Her model için nihai ocak sınırları belirlendikten sonra bunlardan optimum olanları DP ile planlamaya tabii tutulur. Daha sonra risk analizi için kullanılacak olan NPV, iç karlılık oranı, geri ödeme süresi gibi parametreler belirlenir. Bu prosedür Şekil 1.7’de şematize edilmiştir. Bu metodun avantajları bir proje ile ilgili riskleri sayısallaştırabilir olmasıdır.

Dezavantajları ise:

- Projeyi kabul etmek veya reddetmek ile alakalı bir kriter belirlemez, bu yüzden karar verme aşaması komplikedir.
- Maden planlaması için cevher kütlesinin sürekli simüle edilmesi ve başarılı olanların seçilmesi zahmetli bir süreçtir.
- Tenördeki belirsizlik sebebi ile optimum bir planlama çözümü üretmez.

Denby ve Schofield (1995b), tenör değişimini girdi olarak kullanan bir algoritma önerdiler. Değeri maksimize ederken, riski minimize eden çok işlevli bir optimizasyon metodu kullandılar. Bu modeli çözmek için genetik algoritmasından faydalanarak, ana görevlerden birini tekrarlı olarak optimize ederken diğeri için kısıtları ayarladılar. Çalışmaları ile ilgili fazla detay vermedikleri için yöntemlerinin tam olarak değerlendirilmesi mümkün olmamıştır.



Şekil 1.7 : Bir açık ocağın risk değerlendirme prosedürü (Dowd, 1994).

Bu metodun avantajları:

- Bu model riskli blokları planlamada son sıraya koyar. Bunun sonucunda risk ölçümü, üretim sırasına göre blokların iskontolu belirsizliklerinin toplamı olur.
- Bu algoritma optimum yakın bir sonuca kısa sürede ulaşabilir.
- Model, kullanıcının kabul edeceği bir risk sınırına göre NPV'yi grafik haline getirir. Bu, tasarımcıya farklı planlama ihtimalleri arasından seçim yapabilme opsiyonu sağlar.
- Maden planlaması için kullanılmak üzere cevher kütlelerinin tekrar tekrar simüle edilmesine ihtiyaç duymaz.

Dezavantajları:

- Çözümün optimumluğu garanti edilemez.
- Jeolojik riskler, hedef fonksiyonu içinde açıkça yer almaz.

Godoy ve Dimitrakopoulos(2003), belirsizlikler altında optimum koşulları belirleyen bir algoritma önerdiler. Süreç şu şekilde işlemekteydi:

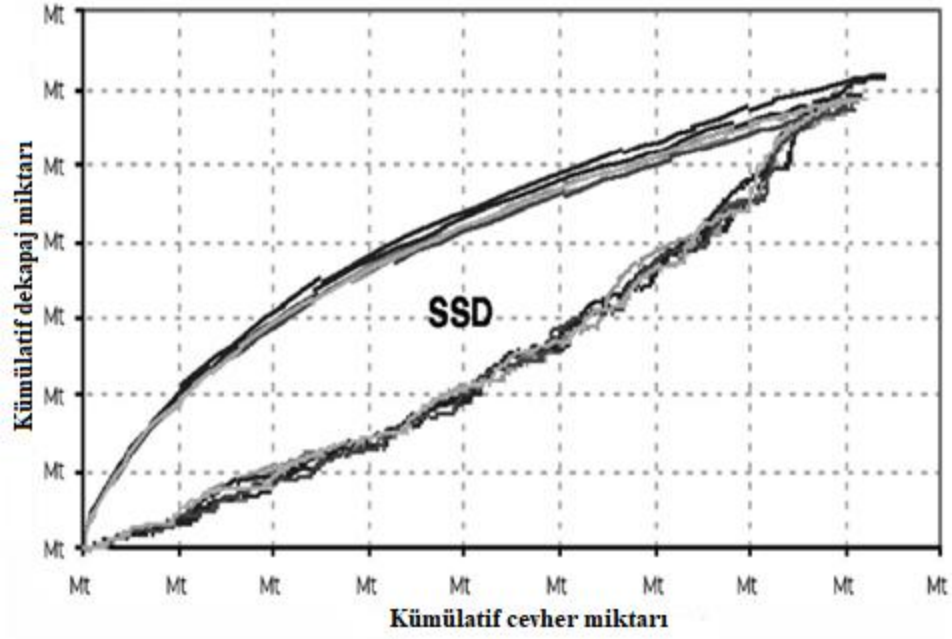
1. Jeostatistiksel yaklaşımlar ile olasılıksal olarak simüle edilmiş ve eşit olasılıklara sahip cevher kütleleri oluşturulur.
2. Nihai ve alt ocak sınırlarının tasarımı bu cevher kütlelerine göre yapılarak sabit bit çözüm kümesi oluşturulur. Bu küme şu şekilde oluşturulur: Her cevher kütlesi için oluşturulmuş nihai ve alt ocak sınırlarına göre yapılacak olan cevher kazısı ve dekapaj miktarlarının kümülatif grafikleri çizilir. Bu grafiklerin kesişme bölgeleri sabit çözüm kümesini oluşturur (Şekil 1.8).
3. Bir LP formülasyonu ile sabit çözüm kümesi içinde kalacak şekilde ekipman kapasitelerine hesaba katarak, madenin ömrü boyunca kullanılacak bir dekapaj oranı belirlenir (Şekil 1.9).
4. Her simüle edilmiş cevher kütlesi için, bir önceki aşamada elde edilen dekapaj oranlarına göre bir üretim planı yaratılır.
5. Üretim hedefinden minimum sapma olacak şekilde tek bir plan oluşturacak sıralamalar bir araya getirilir. Bu “simüle edilmiş bağlama” adı verilen bir üst sezgisel metod yardımı ile yapılır. Bu aşamada bir ‘başlangıç sıralaması’ seçilir. Bu sıralamada bir periyota ait olma olasılıkları en yüksek olan bloklar o periyoda sabitlenir ve optimizasyon süreci sabitlenmemiş bloklar üzerinden devam eder. Hedef fonksiyonu minimize edecek değişimler direk olarak kabul edilir. Hedef fonksiyon ise hedeflenen planlamanın karakteristikleri ile aday planlamanın karakteristikleri arasındaki farktır (Eşitlik (1.20)).

$$o = \sum_{n=1}^N O_n \quad (1.20)$$

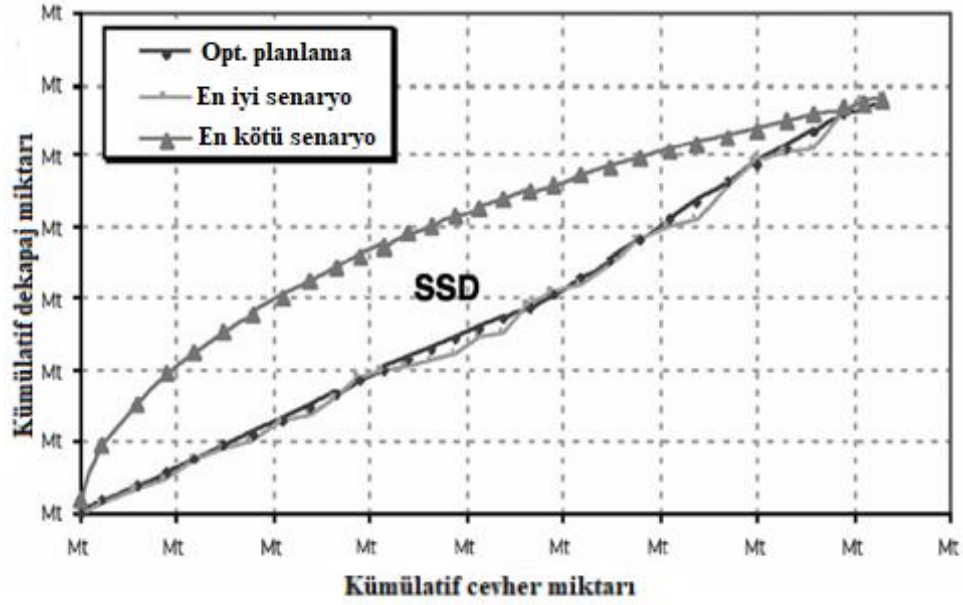
Burada:

N = planlama yapılacak toplam periyot sayısı

O_n = S simüle edilmiş cevher kütlesine göre, başlangıç sıralaması belirlendikten sonraki optimizasyon sürecinde yapılacak olan cevher ve dekapaj kazısındaki ortalama değişim $\theta_n(s)$, $\dot{W}_n(s)$, olarak ifade edilir ve eşitlik (1.21) ile tanımlanır.



Şekil 1.8 : Simüle edilmiş 6 cevher kütlesi ile oluşturulmuş sabit çözüm kümesi (Godoy ve Dimitrakopoulos(2003)).



Şekil 1.9 : Sabit çözüm kümesi içerisinde elde edilmiş optimum çözüm (Godoy ve Dimitrakopoulos(2003)).

$$O_n = \frac{1}{S} \sum_{s=1}^S |\theta_n(s) - \theta_n(s)| + \frac{1}{S} \sum_{s=1}^S |W_n(s) - W_n(s)| \quad (1.21)$$

Optimizasyon süreci içerisinde yapılacak olan değişimin kabul edilip edilmeyeceği hedef fonksiyondaki değişime göre belirlenir (Eşitlik(1.22)).

$$\Delta o = \sum_{n=1}^N \Delta O_n \quad (1.22)$$

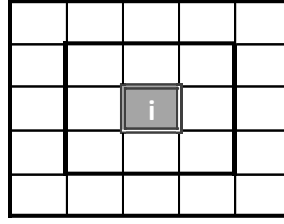
Bu metodun avantajları şu şekilde sıralanabilir:

- Cevher kütlesindeki belirsizlikleri, atık yönetimini, ekonomik ve madencilik ile ilgili kısıtları bir araya getirmesi optimum dekapaj oranları yaratır.
- Üretimi, belirsizlikler dahilinde, tek parça halinde planlaması
- Ekipman kapasitelerini göz önünde bulundurarak optimum dekapaj oranları oluşturması

Dezavantajları ise:

- Son plan öncesi farklı şekillerde simüle edilmiş cevher kütleleri için birkaç planlama alternatifi yaratılması gerektiği için uygulanması kompleks bir metottur.
- Sonucun optimumluğunu garanti etmez.
- Ekipman ulaşımı ve mobilite gibi kısıtları hesaba katmaz.
- Jeolojik riskler hedef fonksiyon içerisinde açık olarak yer almaz.
- Numune alınan sondajların uzak ve dağınık olması halinde artacak olan tenör değişkenliği sebebiyle gerçekçi olmayan bir planlama yapılması olasılığı vardır.

Dimitrakopoulos ve Ramazan (2003), tenör belirsizliği, ekipman ulaşımı ve mobiliteyi de hesaba katan bir LP önermişlerdir. Bu formülasyonun temeli, blok model içerisindeki blok tenörlerinin beklenen ve simüle edilmiş hallerinin belirli bir sınır değer üzerinde olmasına dayanır. Beklenen tenör ve olasılıkları, ekipman kısıtları ve madencilik işlerinin fizibilitesi bir LP ile birleştirilir. Bu yaklaşımın kilit noktası, belirli bölgelerin madencilik sürecinin daha erken aşamalarında üretilebilme olasılıklarıdır. Bu formülasyonda her bloğa atanan olasılık, onun belirli bir periyot içinde üretilip üretilmeyeceğini belirler. Her bloğa, ekipman ulaşımını irdelemek amacıyla Şekil 1.10'de görüldüğü gibi i bloğu çevresine eş merkezli 2 pencere tanımlamışlardır.



Şekil 1.10 : i bloğuna ekipman ulaşımını irdelemek amacıyla tanımlanmış iç ve dış pencereler (Dimitrakopoulos ve Ramazan (2003)).

Optimizasyon modeli, i bloğunu iç pencere içerisindeki bloklarla birlikte üretecek şekilde olmalıdır. İç pencere içerisindeki bütün blokların üretilmemesi halinde geri kalanların tonca yüzdesi hedef fonksiyon için maliyete bağlı bir deviasyon belirler. Aynı durum dış pencere içindeki bloklar içinde geçerlidir. Yumuşatma fonksiyonu ekipmanların ulaşımını sağlamak için gereken minimum madencilik genişliğinin korunduğunu garanti eder. Bu şu demektir; I bloğu üretilceği zaman onu iç pencere içerisindeki bloklarla birlikte üretmek, dıştakilerle birlikte üretmekten daha caziptir. Eğer mümkünse dış pencere içerisindeki bloklarla birlikte üretmek ise planlamanın rahatlığı açısından daha iyidir.

Hedef fonksiyon eşitlik (1.23) ile ifade edilmektedir.

$$Max \sum_{t=1}^T [C_1^t * Y_1^t + (\sum_{i=1}^N C_2 * Y_{2i}^t + C_3 * Y_{3i}^t)] \quad (1.23)$$

Buradaki kısıtlar ise eşitlik (1.24), (1.25) ve (1.26) ile ele alınmaktadır.

$$\sum_{i=1}^N (P_i - 100.0) * OT_i^t + Y_1^t * \left(\frac{1}{TO}\right) = 0 \quad (1.24)$$

$$- \sum_{j=1}^{Nb1} K1_j * OT_j^t + K2_i * OT_i^t - Y2_i^t \leq 0 \quad (1.25)$$

$$- \sum_{j=1}^{Nb2} K1_j * OT_j^t + K'2_i * OT_i^t - Y3_i^t \leq 0 \quad (1.26)$$

Burada:

T = planlama yapılacak toplam periyot sayısı

N = model içerisindeki toplam blok sayısı

Y_1^t = t periyodu içerisinde kazılacak malzemenin istenilen özelliklerde oluşunun %100 olasılıktan sapma miktarı

$C_1^t = t$ periyodu içerisindeki olasılık sapmasının maliyet katsayısı ($C_1^1 > C_1^2 > \dots > C_1^T$)

$P_i = n$ bloğunun tenörünün istenilen aralıkta olma olasılığı

$OT_i^t = i$ bloğunun t periyodu içerisinde kazılmasıyla elde edilmesi planlanan cevher tonajı

$TO = t$ periyodu içerisinde plana dahil edilecek toplam cevher tonajı

$K1_j = j$ bloğu içerisindeki cevher tonajının -1. kuvveti

$K2_i = i$ pencere içerisindeki blok sayısının (i bloğu hariç), i bloğu içerisindeki cevher tonajına oranı

$K'2_i =$ dış pencere içerisindeki toplam blok sayısının, i bloğu içerisindeki cevher tonajına oranı

Bunlar dışında geri kalan kısıtlamalar daha önceki modellerde olduğu gibidir. Bu metod tarafından üretilen planlama pratikte uygulanabilir ve planlama paterni rezerv boyunca yayılmaz. Bunun sonucunda ekipmanlar istenen bloğa ulaşabilecek ve ekipmanların fazla yer değiştirmesine gerek kalmayacaktır. Ayrıca bu model, cevher yatağının farklı şekillerde simüle edilmiş hallerini kullanmaya gerek kalmaksızın üretimin erken periyotlarındaki riski minimize edecek bir plan üretir. Fakat bu model, hedef fonksiyon içerisinde açık olarak yer almadığı için NPV maksimizasyonunu garanti etmez. Bir diğer dezavantajı ise, bazı blokları parçalı olarak plana kattığı için tasarımda uygulanamayacak veya optimum olmayan sonuçlar üretebilir.

Ramazan ve Dimitrakopoulos (2004), tenör belirsizliğine uyum sağlayacak bir karışık tam sayı programlama metodu ortaya attılar. Bu metotta, önceden simüle edilmiş cevher modeli hedef fonksiyonu NPV maksimizasyonu olacak şekilde, planlama modelleri elde edilmesi için kullanılır. Daha sonra bu modeller kullanılarak bir bloğun belli bir periyotta üretilebilme olasılığı, 0 ile 1 arasında olacak şekilde, hesaplanır.

Olasılıkları hesaplanmış blokların hedef fonksiyonu eşitlik (1.27) ile ifade edilir,

$$\max \sum_{t=1}^T [\sum_{n=1}^N (v_n^t \cdot p_n^t) \cdot x_n^t] - \sum_{m=1}^M w_m \cdot d_m^t \quad (1.27)$$

ve bir model içerisinde optimize edilir.

Burada:

$T =$ planlama periyotlarının maksimum sayısı

$N =$ planlamada kullanılacak maksimum blok sayısı

$v_n^t = n$ bloğunun t periyodu içerisinde üretilmesi ile elde edilecek NPV

p_n^t = i bloğunun, planlamada t periyodu içerisinde yer alma olasılığı

x_n^t = ikili bir değişken, blok t periyodu içerisinde üretilecekse 1, aksi halde 0 değerini alır

w = düzgün bir planlama modeli oluşturmak adına yapılan değişikliğin birim maliyeti

d_m^t = m bloğu üretileceği zaman, düzeltilmiş planlama modelindeki deviasyon miktarı

M = düzgünlük kısıtına sahip blokların toplam sayısı

Bu modelin avantajları, NPV maksimizasyonu sağlandıktan sonra bir önceki modeldeki optimizasyon sürecini birleştirmesidir.

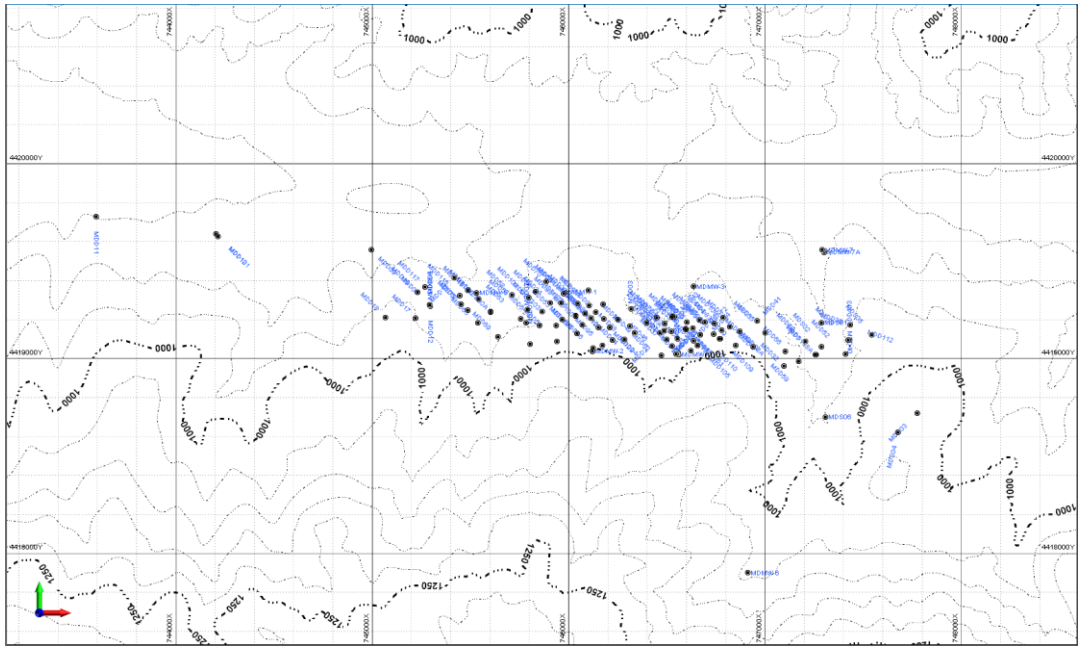
Dezavantajları:

- Simüle edilmiş cevher kütlelerine göre birkaç planlama modelinin oluşturulması komplike ve maliyetli bir iştir.
- Tenör belirsizliğinin direk entegrasyonu yapılmamıştır. Bu model aynı anda hem en karlı hemde jeolojik olarak en az riske sahip planlamayı yapmaz.
- Bütün UVÜP modelleri gibi bu modelde büyük cevher yatakları için uygulanamaz.



2. PLANLAMA OPTİMİZASYONU ÖNCESİ YAPILAN İŞLEMLER

Uzun vade üretim planlaması yapılmasından önceki ilk aşama eldeki sondaj verilerinden faydalanarak cevher yatağının 3 boyutlu olarak modellenmesi, ardından bu modelin bloklar halinde parçalanması ve sonrasında bu bloklara istatistiksel analizlere göre tenör ataması yapılması, tenörlerine göre ekonomik değerleri hesaplanan bloklar ile nihai ocak sınırlarının belirlenmesi çalışmalarıdır. Bu çalışmalar için bilgileri Ek A.1 ve Ek A.2 'de yer alan sondajların Micromine isimli yazılıma aktarılması ile oluşturulan ve cevher yatağı ve tenör dağılımı Şekil 2.2' deki gibi olan bir bakır yatağı üzerinde uygulanmıştır. Cevher yatağının topoğrafya içerisindeki durumuda Şekil 2.2'de görülmektedir. Cevherleşmiş bölgenin kuzey ile yaptığı açı 93 derece olup damarın eğim ve dalımı 0 derecedir. Cevher yatağının modellenebilmesi için kullanılacak maden yatağı sahasında yapılmış 104 adet sondaj verisi vardır. Bu sondajların topoğrafya üzerindeki dağılımları Şekil 2.1' de görülmektedir. Modellemede kullanılacak sondajlar incelendiği zaman, Yüzey kotu en yüksek olan sondajın Z kotu 1042,7 m'dir. Yüzey kotu en düşük olan sondajın Z kotu 939,6 m'dir. Yapılmış olan en uzun sondaj boyu 292,9 m'dir.



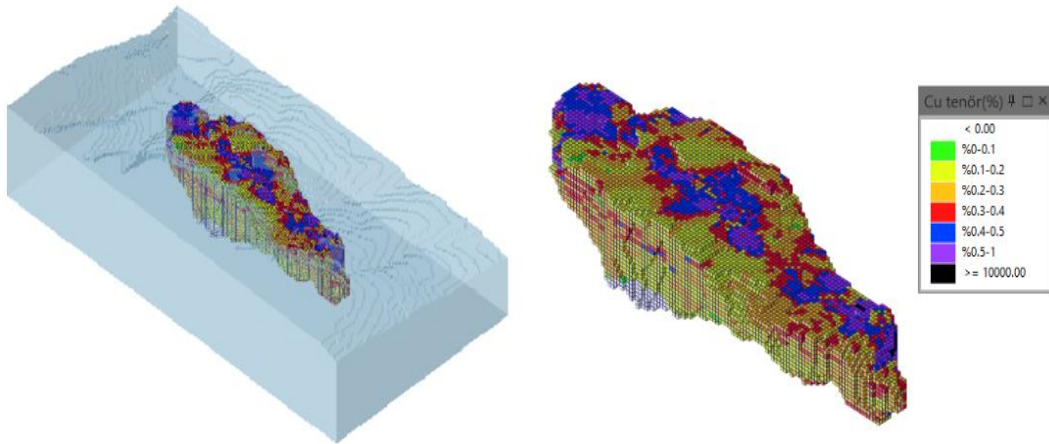
Şekil 2.1 : Sondaj noktalarının harita üzerinde görünümü.

2.1 Maden Yatağının 3 Boyutlu Olarak Modellenmesi

Günümüzdeki açık ocak tasarım ve planlama işlemlerinin neredeyse tamamına yakını rezerv katı modelinin 3 eksenli bir uzayda eşit veya farklı boyutlara sahip bloklara bölünmesi ile elde edilen jeolojik blok modelin oluşturulması başlar (Şekil 2.2) Blok boyutları belirlenirken dikkat edilen hususlar aşağıdaki gibi özetlenebilir:

1. Arama sondajlarının dağılımı
2. Cevher katı model geometrisi
3. Madencilik ekipman boyutları

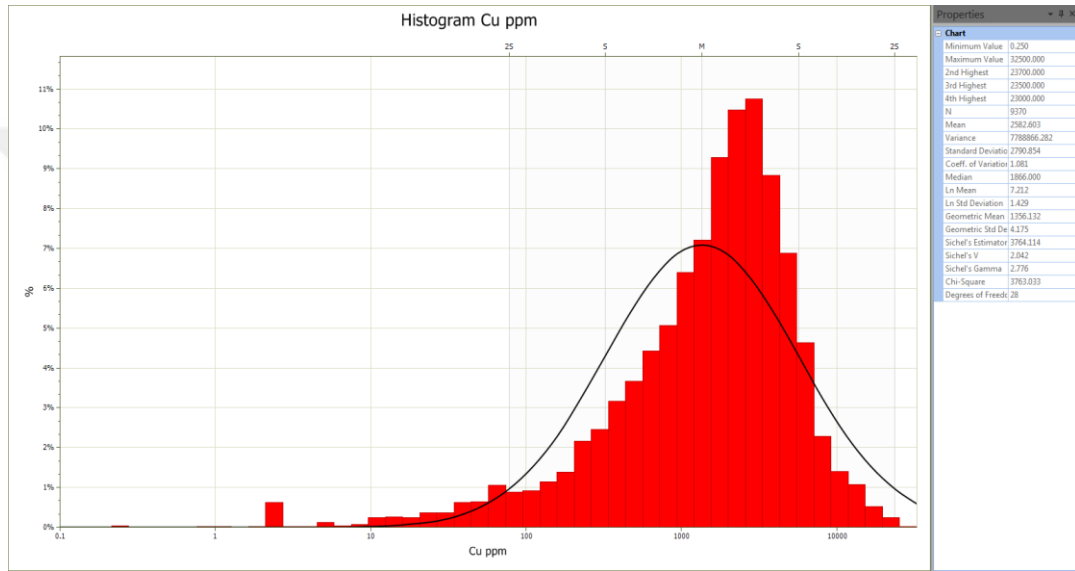
Blok boyutlarının belirlenmesinden sonra ki husus; bu blokların ekonomik değerlerinin belirlenmesidir. Bunun için jeostatistiksel yaklaşımlardan faydalanılır. En temelde bir bloğun ekonomik değerini belirleyen faktör o bloğun tenörüdür. Bu tenörün tahmini için yukarda bahsi geçen jeostatistiksel yaklaşımlar ters mesafe ağırlıklı enterpolasyon yöntemi, ağırlıklı hareketli ortalama, kriging vb. yöntemlerdir. Bu yöntemler ve bu çalışmadaki uygulamaları ile ilgili detaylı bilgilere ilerleyen bölümlerde yer verilecektir. Jeolojik olarak tenör atamaları yapılan blokların ekonomik değerleri finansal parametreler ile daha detaylı bir şekilde ortaya konacaktır. Bahsi geçen bloğun gelecek zamandaki değeri ise, belirli bir iskonto oranına göre, sıfır zamanındaki değer ile gelecek zaman arasındaki farkın hesaplanması ile belirlenir.



Şekil 2.2 : 3 boyutlu eksende cevher damarı ve çevresindeki topoğrafya blok modeli

2.2 Maden Yatağı Jeostatistiksel Analizi

Sondaj verilerine göre yapılan istatistiksel analiz sonucu eldeki bakır tenörlerinin normal dağılıma uymadığı görülmektedir. Bu sebeple tenör değerlerinin logaritmaları alınarak lognormallikleri test edilmiş ve logaritması alınmış tenör değerlerinin dağılım grafiği çizdirildiğinde (Şekil 2.3) normal dağılıma daha uygun oldukları görülmüştür. Bu sebeple variogram analizleri $\ln(\text{Cu})$ değerlerine göre yapılmıştır. Bu histograma göre cevher yatağının %80'i 1.000 ppm ile 10.000 ppm arasında değişen bir tenöre sahiptir.



Şekil 2.3 : $\ln(\text{Cu})$ -histogramı.

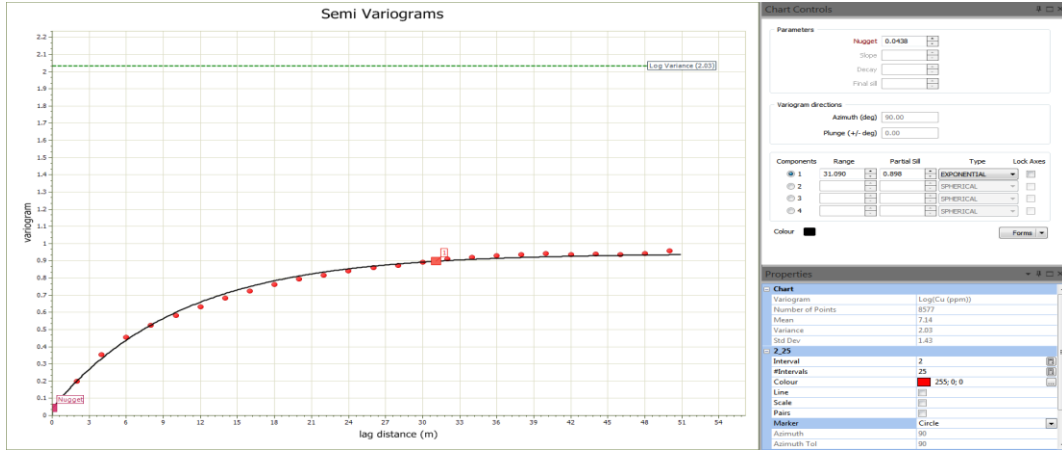
Maden bloklarına tenör ataması yapılabilmesi açısından yapılan jeostatistiksel çalışmalar şu şekildedir:

- * Düşey variogramın elde edilmesi
- * Her yönde(omni-directional) variogramın elde edilmesi
- * Çok yönlü variogram analizi (directional anisotropy)

2.2.1 Düşey Variogramın Elde Edilmesi

Elde edilecek variogram modelindeki “nugget effect” külçe etkisi parametresinin büyüklüğünü ve ayrıca arama elipsoidinin düşey eksenini belirlemek amacıyla tüm sondajların düşey doğrultudaki değerlerinin variogram modeli çizdirilmiştir (Şekil 2.4). Bu variograma göre eğrinin y eksenini kestiği bölge olan $C_0 = 0,0438$ değeri sondaj verilerinin külçe etkisini göstermektedir. Bu değer bir sonraki aşamada olduğu

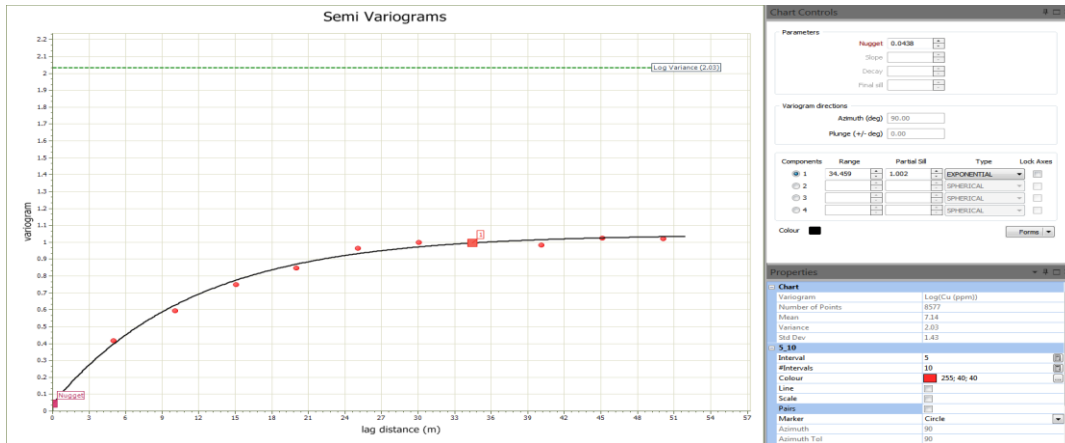
gibi kullanılacaktır. X ekseninde görünen 50 m lik mesafe ise arama elipsoidinin düşey eksen üst sınırı olarak kullanılabilir.



Şekil 2.4 : Düşey variogram modeli.

2.2.2 Her yönde (omni-directional) variogram analizi

Her yönde variogramın çizilmesi için ilk adımda bulunan 50 m’lik etki mesafesi 1m-2m-5m-10m ve 25 m’lik aralıklara bölünerek variogram eğrileri çizdirilmeye çalışılmıştır. Bu kapsamda variogram eğrisinin geçirilebildiği aralık 5m’lik aralıklarla çizilen variogram olmuştur (Şekil 2.5) ve aktif lag mesafesi 5m olarak bulunmuştur.

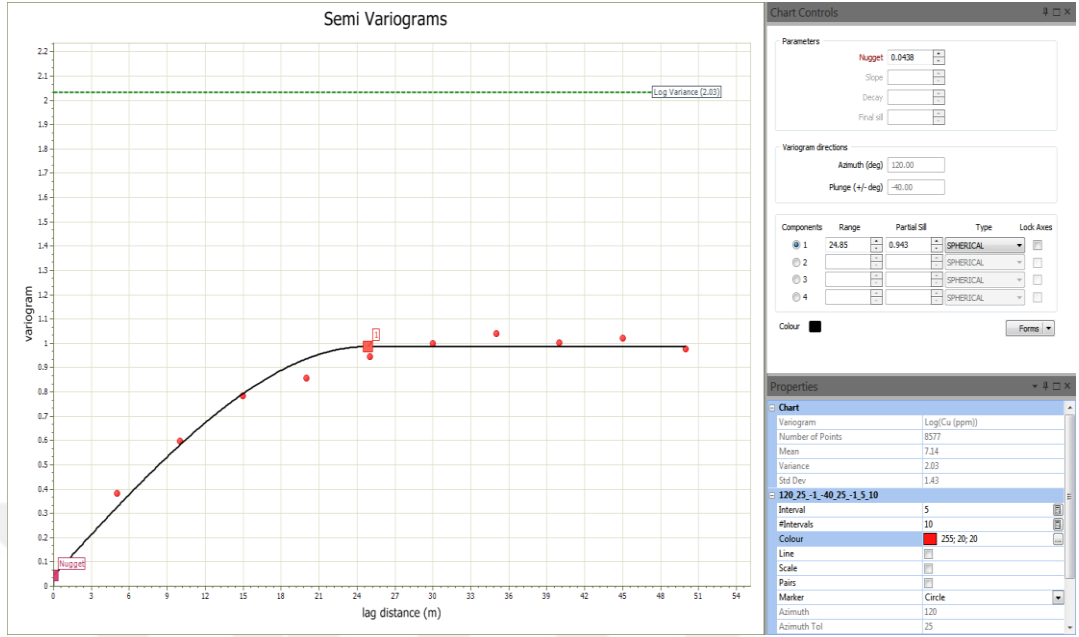


Şekil 2.5 : Optimum her yönde variogram modeli.

2.2.3 Çok yönlü variogram analizi

Sondaj verileri arasında yöne bağlı bir ilişkinin olup olmadığını araştırmak için yatayda 0 ile 180 derece arası, düşeyde ise -90 ile +90 derece arası 10 ar derecelik dilimlere bölünerek inceleme yapılmıştır. Bu inceleme sonucu sondajlar arasındaki ilişkinin en yüksek olduğu doğrultu azimuthun 120 derece ve eğimin -40 derece olduğu doğrultu olarak bulunmuştur (Şekil 2.6). Variogram eğrisini inceledimizde külçe etkisi

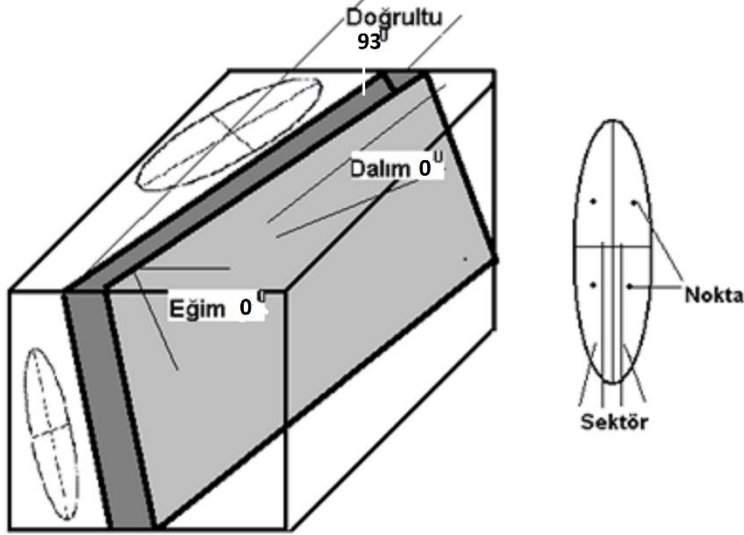
(C_0) değeri 0,0438 olarak, Sill değeri 1 olarak ve range değeri 25 olarak belirlenmiştir.



Şekil 2.6 : Çok yönlü variogram modeli.

2.3 Arama Elipsoidinin Özelliklerinin Belirlenmesi ve Kriging Metodu ile Bloklara Tenör Atanması

Araştırma elipsinin tayini sahada Kriging tekniği kullanılarak bloklara tenör değerlerinin atanabilmesi için geçerlidir. Şekil 2.7’ de de görüleceği üzere, araştırma elipsoidinin geometrisini denetleyen parametreler, elipsoidin doğrultusu, dalımı, eğimi, uzunluğu, genişliği ve yüksekliği olmakla birlikte, değer atama aşamasında kullanılması açısından elipsoidin ayrıldığı sektörler ve sektörlerde kestirim amaçlı kullanılacak nokta sayıları da tayinde kullanılan değişkenlerdir. Cevher yatağının doğrultusu 93°, eğimi 0° ve dalımı 0° ‘dir (Şekil 2.7). Yatağın durumu göz önüne alınarak araştırma elipsoidinin doğrultusu 93°, eğimi 0°, dalımı ise 0° olarak belirlenmiştir. Ayrıca daha önce geçmiş tecrübelerden elde edilen bilgilere dayanarak elipsoidin sahip olduğu sektör sayısı 4 olarak tayin edilmiştir.



Şekil 2.7 : Cevher yatağının eğim, dalım ve doğrultusu.

Araştırma elipsoidinin tayini için variogram modellerinin değerlendirilmesi sonucunda en iyi sonuç çapları [90,70,40] m, atama yapılacak nokta sayısı ise 4 olarak belirlenen elipsoid seçilmiştir. Elipsoid boyutlarının JORC standardında belirtilen metal maden yataklarında kaynak-rezerv hesapları yapılırken sondaj ve numune aralıkları ile uyumlu olmasına da dikkat edilmiştir.

2.3.1 Maden yatağı rezerv hesabı

Elde edilen variogramdan faydalanılarak cevher bloklarına Krigging metodu ile tenör değerleri atanmıştır. Bu değerlere göre rezerv miktarı hesaplanmıştır. Buna göre ortalama tenörü % 0,28 olan toplam 91.800.000 ton jeolojik rezerv bulunmaktadır.

2.3.2 Blokların ekonomik değerlerinin hesaplanması

Gönderilecekleri rotasyona göre (zenginleştirme tesisi veya atık sahası) bir bloğun 2 ekonomik değeri olabilir. Bunlar tüvenan cevher blok değeri ve atık blok değeridir.

Tüvenan cevher blok değeri:

$[Cu \text{ tonajı} \times Cu \text{ geri kazanım oranı} \times (Cu \text{ satış fiyatı} - Cu \text{ satış maliyeti})] + [- [Blok \text{ tonajı} \times (Zenginleştirme maliyeti + Madencilik maliyeti)]]$

bağıntısından faydalanılarak hesaplanır.

Atık blok değeri:

$[- Blok \text{ Tonajı} \times Madencilik \text{ maliyeti}]$

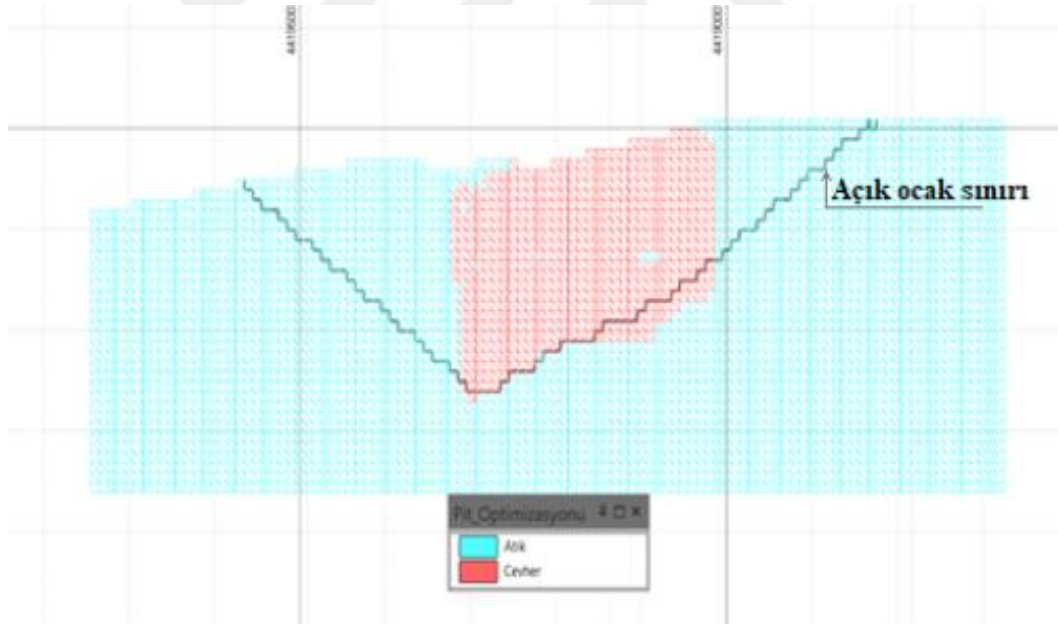
bağıntısından faydalanılarak hesaplanır.

2.4 SimSched ve Micromine Yazılımları kullanılarak Açık Ocak Optimizasyonu ile Nihai Ocak Sınırlarının Belirlenmesi Ve Karşılaştırılması

Hem geleneksel yöntemlerle hemde direk blok planlaması yöntemiyle planlama yapılmadan önce açık ocağın sınırlarının belirlenmesi gerekmektedir. Geleneksel yöntemlerde bu açık ocak sınırları içerisinde kalacak şekilde alt açık ocak sınırları oluşturularak planlama yapılırken, direk blok planlaması metodunda da bu sınırlar içerisinde kalan blokların hangi periyotta üretilecekleri belirlenir. Bu bağlamda ekonomik değerleri belirlenen bloklar ile açık ocağın sınırları 2 yazılım ile belirlenerek karşılaştırılmıştır.

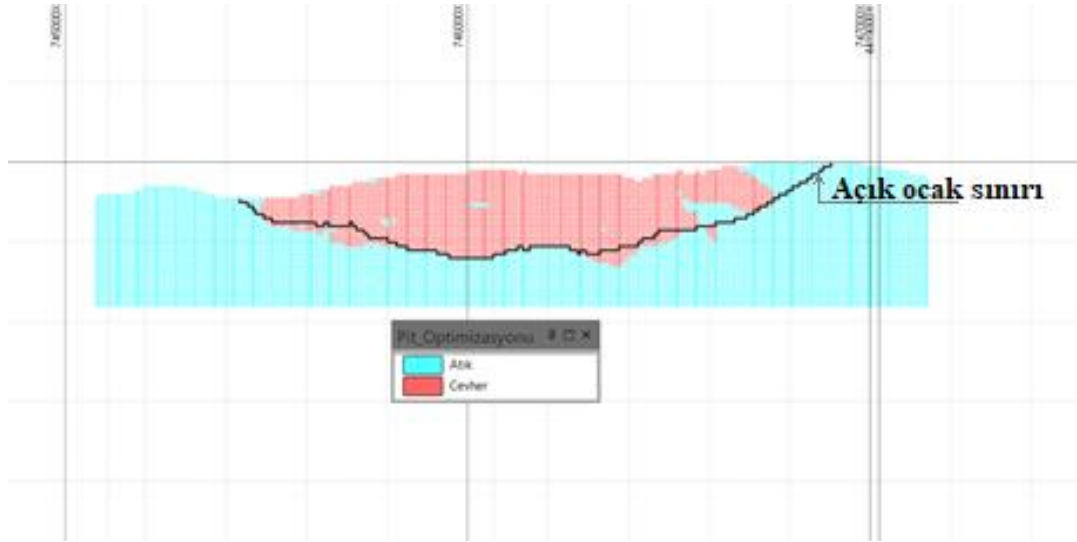
2.4.1 Micromine yazılımı ile yapılan açık ocak optimizasyonu sonuçları

Ekonomik değerleri ortaya konan blok modelin micromine isimli yazılım ile pit optimizasyonu yapılarak elde edilen görsel sonuçlar Şekil 2.8 ve Şekil 2.9’ da paylaşılmıştır.



Şekil 2.8 : KB-GD kesitinde Micromine yazılımı ile yapılan pit optimizasyon sonucu elde edilen ocak sınırı.

Şekil 2.8’ de yer alan siyah çizgi açık ocak sınırlarını gösterirken bu çizginin altında kalan kırmızı renkteki bölümler ise geride bırakılan cevher bloklarını göstermektedir.

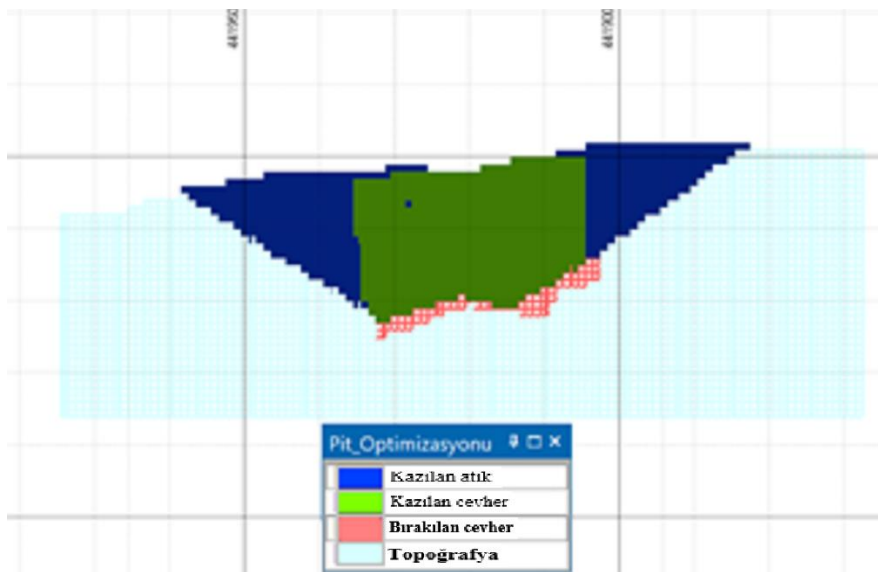


Şekil 2.9 : KD-GB kesitinde Micromine yazılımı ile yapılan pit optimizasyon sonucu elde edilen ocak sınırı.

Şekil 2.8’ de olduğu gibi Şekil 2.9’ da da yer alan siyah çizgi açık ocak sınırlarını gösterirken bu çizginin altında kalan kırmızı renkteki bölümler ise geride bırakılan cevher bloklarını göstermektedir.

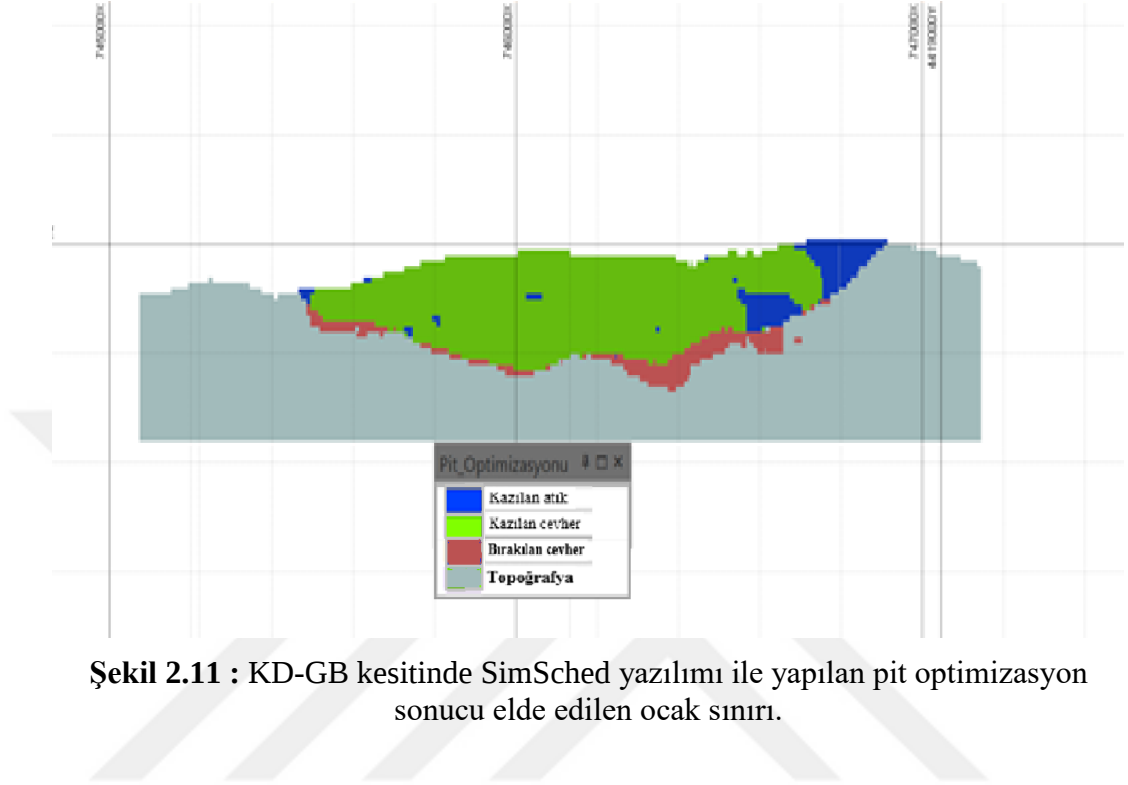
2.4.2 SimSched yazılımı ile yapılan açık ocak optimizasyonu sonuçları

Bu bölümde de ekonomik değerleri ortaya konan blokların SimSched izimli yazılım ile yapılan pit optimizasyonuna ait görsel sonuçlar Şekil 2.10 ve Şekil 2.11’ de paylaşılmıştır.



Şekil 2.10 : KB-GD kesitinde SimSched yazılımı ile yapılan pit optimizasyon sonucu elde edilen ocak sınırı.

Şekil 2.11’ de yer alan mavi-yeşil çizgi açık ocak sınırlarını gösterirken bu çizginin altında kalan kırmızı renkteki bölümler ise geride bırakılan cevher bloklarını göstermektedir.

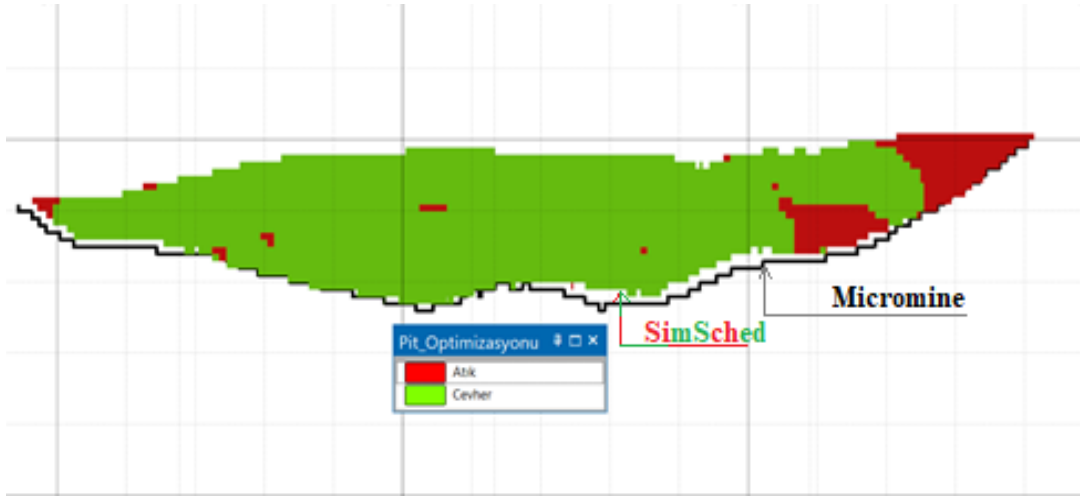


Şekil 2.11 : KD-GB kesitinde SimSched yazılımı ile yapılan pit optimizasyon sonucu elde edilen ocak sınırı.

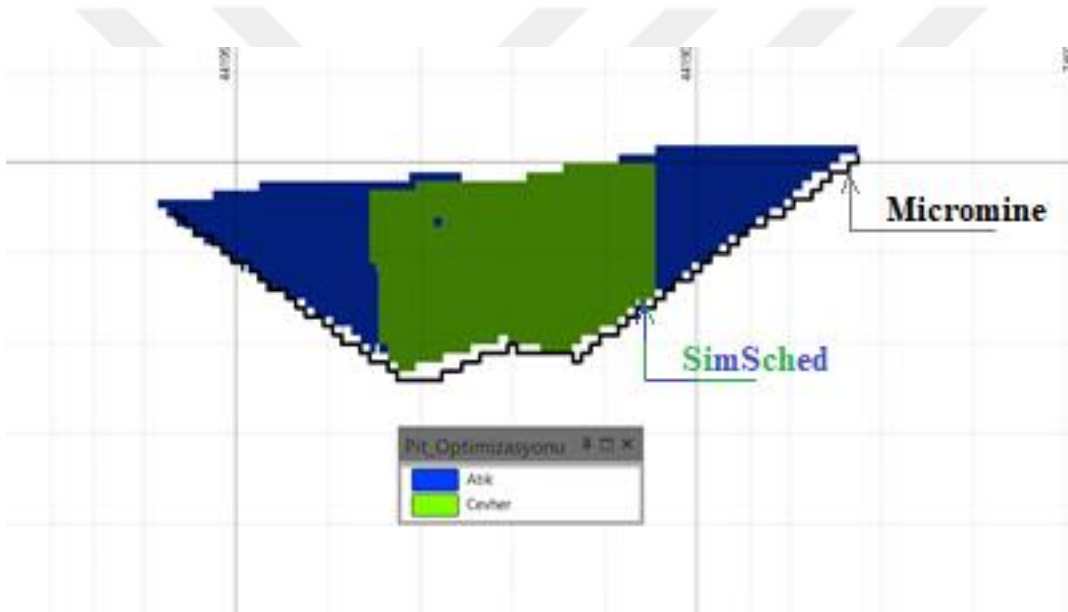
Şekil 2.11’ de yer alan mavi-yeşil çizgi açık ocak sınırlarını gösterirken bu çizginin altında kalan kırmızı renkteki bölümler ise geride bırakılan cevher bloklarını göstermektedir.

2.4.3 SimSched ve Micromine yazılımları ile yapılan pit optimizasyon sonuçlarının karşılaştırılması

Şekil 2.12’de görüldüğü üzere siyah çizgi ile belirlenmiş sınır micromine yazılımı ile yapılan pit optimizasyon sınırlarını gösterirken kırmızı ve yeşil renkler ile belirlenen sınırlar SimSched yazılımı ile yapılan pit optimizasyon sınırlarını göstermektedir. Bu 2 sınır arasında kalan ve siyah oklarla işaret edilen beyaz bölüm optimizasyon sonuçları arasındaki farkı göstermektedir.



Şekil 2.12 : KB-GD kesitinde SimSched yazılımı ile Micromine yazılımı ile yapılan pit optimizasyonu arasındaki fark.



Şekil 2.13 : KD-GB kesitinde SimSched yazılımı ile Micromine yazılımı ile yapılan pit optimizasyonu arasındaki fark.

Şekil 2.13’ de ise tekrar kalın siyah çizgi Micromine ile yapılan optimizasyon sonucunun sınırlarını gösterirken, SimSched yazılımı ile yapılan optimizasyon sonucunun sınırlarını mavi yeşil renkteki sınır göstermektedir. Bu iki sınır arasında kalan beyaz bölge ise optimizasyon sonuçları arasındaki farkı göstermektedir. 2 yazılım ile yapılan pit optimizasyon çalışması sonucu elde edilen sayısal sonuçlar Çizelge 2.1’ de paylaşıldığı gibidir. Çizelge 2.1’de görüldüğü üzere 2 programın da pit optimizasyon sonuçları birbirlerine çok yakındır. Bu sonuçlara göre Simsched yazılımı ile yapılan optimizasyonu sonucu iskontosuz nakit akışı 505,9 M\$ iken Micromine yazılımı ile elde edilen iskontosuz nakit akışı 508,3 M\$’dır.

Çizelge 2.1 : SimSched ve Micromine yazılımlarının pit optimizasyon sonuçlarının kıyaslanması.

Pit optimizasyon sonuçları	SimSched(PO)	Micromine(PO)
Zenginleştirme tesisine gönderilen cevher miktarı (Milyon ton)	91,40	91,90
Ortalama Bakır Tenörü (%)	0,28	0,28
Zenginleştirme sonucu elde edilen bakır miktarı (kiloton)	215,80	217,50
Atık sahasına gönderilen malzeme miktarı (Milyon ton)	91,20	94,10
İskontosuz nakit akışı (Milyon \$)	505,90	508,30



3. SIMSCHED VE MICROMINE YAZILIMLARI İLE BİR AÇIK OCAK MADENİN’de UVÜP YAPILMASI VE KARŞILAŞTIRILMASI

3.1 Micromine yazılımı ile UVÜP yapılması

İlk olarak geleneksel yöntemler olarak tabir ettiğimiz yöntem kapsamında, cevher satış fiyatının gelir ayarlama faktörü (Revenue adjustment factor) ile çarpılması ve cevher satış fiyatına göre üretilmesi ekonomik olacak ocak sınırlarının belirlenmesi ile başlanır. Bu amaçla, gelir ayarlama faktörü 0,2 ile 1 arasında 0,01’er arttırılarak elde edilmiş alt açık ocak sınırları oluşturulmuştur. Bu alt ocak sınırları içerisinde kalacak olan atık ve cevher miktarları ortaya konulduktan sonra, yıllık 4 milyon ton cevher üretimini karşılayacak şekilde ocak sınırları belirlenmiş ve UVÜP yapılmıştır. Bu planlama sırasında kullanılacak fiziksel ve ekonomik kısıtlar Çizelge 3.1’de belirtilmiştir.

Çizelge 3.1 : UVÜP sırasında kullanılan parametreler

Simülasyon Kısıtları	Kısıt Değerler
Tesis geri kazanım oranı, Cu	0,85
Bakır satış fiyatı	6222\$/ton
Bakır satış maliyeti	50\$/ton
Zenginleştirme maliyetleri	7\$/ton
Madencilik maliyetleri	1\$/ton
Yıllık indirim oranı	%7/yıl
Madencilik genişliği	20m
Minimum taban genişliği	50m
Düşey ilerleme hızı	50m/60m
Sınır tenör	0,3%
Blok boyutları	x:10m, y:10m, z:10m
Yıllık üretim miktarı(Cevher)	4.000.000 ton

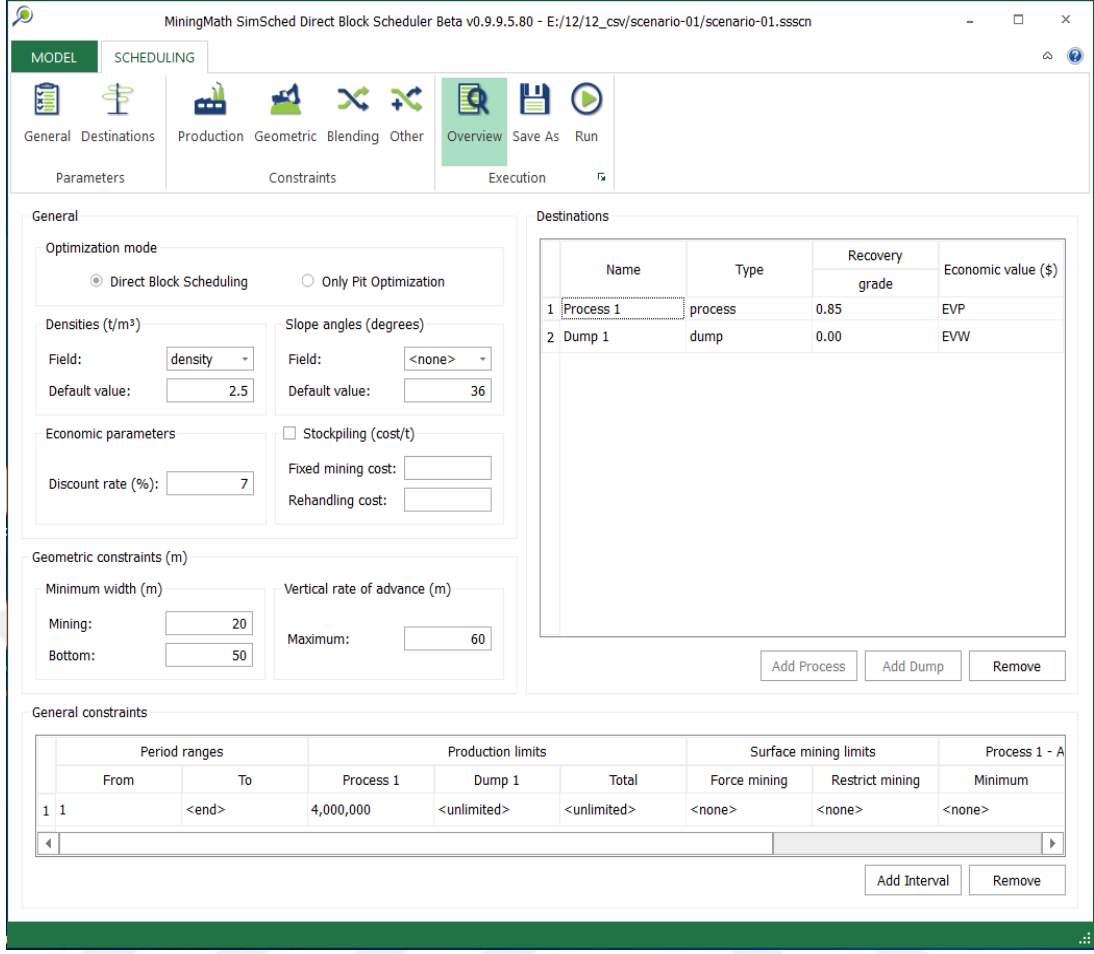
Micromine yazılımı ile yapılan üretim planı sonuçları Çizelge 3.2’ de paylaşılmıştır. Görsel sonuçlar ilerleyen bölümlerde paylaşılmıştır.

Çizelge 3.2 : Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP sonuçları.

Periyotlar	Üretim Miktarı (Mton)	Dekapaj Miktarı (Mton)	Tüvenan tenör (%)	NBD(M\$)	ΣNBD(M\$)
1.yıl	4,01	2,97	0,61	88,3	88,3
2.yıl	3,90	2,25	0,45	51,6	139,9
3.yıl	4,21	2,11	0,37	38,5	178,4
4.yıl	3,79	1,62	0,35	29,3	207,7
5.yıl	3,89	1,99	0,31	22,1	229,8
6.yıl	3,60	3,26	0,30	17,1	246,8
7.yıl	4,71	3,18	0,27	17,5	264,3
8.yıl	1,99	2,41	0,28	6,8	271,1
9.yıl	6,37	7,46	0,28	19,2	290,4
10.yıl	4,23	4,64	0,26	9,7	300,1
11.yıl	4,23	4,64	0,26	9,7	309,8
12.yıl	2,15	1,26	0,23	3,5	313,3
13.yıl	4,79	4,58	0,23	6,5	319,8
14.yıl	4,79	4,58	0,23	6,5	326,2
15.yıl	3,14	2,75	0,22	3,3	329,4
16.yıl	4,90	5,26	0,22	4,0	333,5
17.yıl	3,02	1,32	0,19	1,6	335,1
18.yıl	4,96	5,16	0,21	2,9	338,0
19.yıl	1,52	2,20	0,20	0,4	338,5
20.yıl	4,98	10,60	0,22	1,6	340,2
21.yıl	4,98	10,60	0,22	1,6	341,8
22.yıl	0,67	0,03	0,28	0,1	341,9

3.2 SimSched yazılımı ile UVÜP yapılması

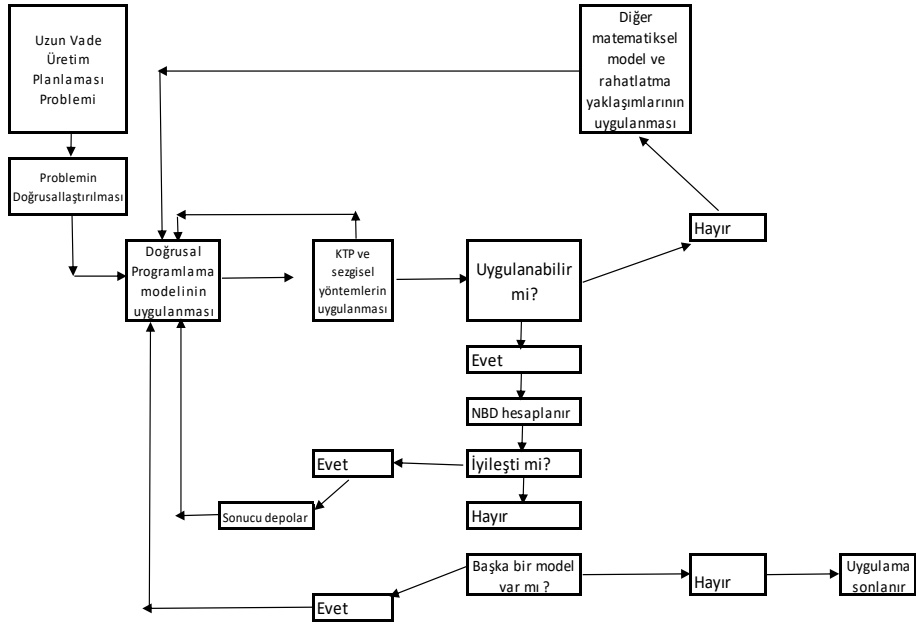
Micromine yazılımı ile yapılan ve geleneksel yöntemler olarak tabir edilen planlama yönteminin aksine SimSched yazılımı Direk Blok Sıralaması olarak tabir edilen yöntem ile UVÜP yapmaktadır. Bu planlama sırasında Bölüm 3.2.1’de açıklanmış olan ve Şekil 3.2’de görsel olarak ortaya konan optimizasyon süreci izlenmiştir. Bu bağlamda ekonomik değerleri ortaya konan bloklar Çizelge 3.1’de yer alan parametrelere göre planlamaya tabii tutulmuşlardır. Ayrıca yazılım ile planlama yapılmadan önce kısıt olarak girilen parametrelerin özet görüntüsü de Şekil 3.1’ de yer almaktadır. Yapımcıları tarafından tam olarak paylaşılmasa da programın hedef fonksiyonu ve uyguladığı kısıtlara dair örnekler Bölüm 3.2.2’de yer almaktadır.



Şekil 3.1 : SimSched yazılımı kullanıcı arayüzü

3.2.1 Programın işleyişi

Algoritma, yapılacak üretim planlamasının önce uygulanabilirliğini sağladıktan sonra NBD maksimizasyonunu sağlar. Bu amaçla, önce doğrusal programlama modeli, karışık tam sayı ve sezgisel yöntemlerle birlikte kullanılarak planlama alternatifleri oluşturulur. Bunlardan uygulanabilir durumda olmayan alternatifler başka matematiksel modellerle test edilir. Bu modeller ile dahi uygulanabilir sonuçlar elde edilememesi durumunda rahatlatma yaklaşımlarından faydalanılır. Uygulanabilir sonuçların NBD’i hesaplanarak tekrar işleyiş içerisine sokulur ve NBD’de bir iyileşme olup olmaması incelenir. NBD’de daha fazla iyileşme olmadığı ve problemin test edileceği başka bir model kalmadığında planlama işlemi sonlandırılır. Kısıtlar kontrol edilirken belli bir hiyerarşiye göre hareket edilir. Bu kapsamda önem sırasına göre ilk olarak şev açısı kısıtlaması, ardından minimum madencilik genişliği ve ardından zenginleştirme tesisine beslenecek cevher miktarı ve düşey ilerleme hızı kontrol edilmektedir.



Şekil 3.2 : SimSched yazılımı optimizasyon süreci

3.2.2 Matematiksel model

SimSched DBP yazılımının optimizasyon sürecinde kullandığı karışık tam sayı programlama temelli algoritması ekonomik sebeplerden ötürü tam olarak paylaşılmada, bu algoritmanın hedef fonksiyonu ve kısıtlarının ifade edilmesi Newman vd.'nin 2010 yılındaki çalışmasındaki gibidir. Bağıntı (3.3)'de yer alan üretim kapasitesi kısıtı ise kısıtların uygulanma biçimine örnek olarak gösterilebilir.

$$\max \sum_{b \in B} \sum_{t \in T} v_{bt} y_{bt} \quad (3.1)$$

Kısıtlar:

$$\sum_{t \in T} y_{bt} \leq 1 \quad \forall b \quad (3.2)$$

$$c \leq \sum_{b \in B} c_b y_{bt} \leq C \quad \forall t \quad (3.3)$$

Burada

$b \in B$: bütün blokların oluşturduğu set

$t \in T$: planlama yapılacak zaman aralığı

B_b : b bloğundan önce kazılması gereken bloklar seti

v_{bt} : b bloğunun t periyodunda üretilmesi sonucu elde edilecek gelir

c_b : b bloğunun üretilmesi için harcanan kaynaklar

c, C : herhangi bir periyottaki minimum ve maksimum kaynak sınırı

y_{bt} : b bloğu üretilecekse 1, aksi halde 0 değerini alan değişken

Yazılım yaptığı planlama sonrasında her periyot sonunda elde edilecek üretim miktarı, dekapaj miktarı, tüvenan cevherin tenörü ve üretilen cevherin satışından elde edilecek net bugünkü değer verilerini ortaya koymaktadır. SimSched yazılımı ile yapılan planlamanın sonuçları Çizelge 3.3' te görülebilir. Her periyot sonunda açık ocağın halini gösteren görseller Bölüm 3.3' te paylaşılmıştır.

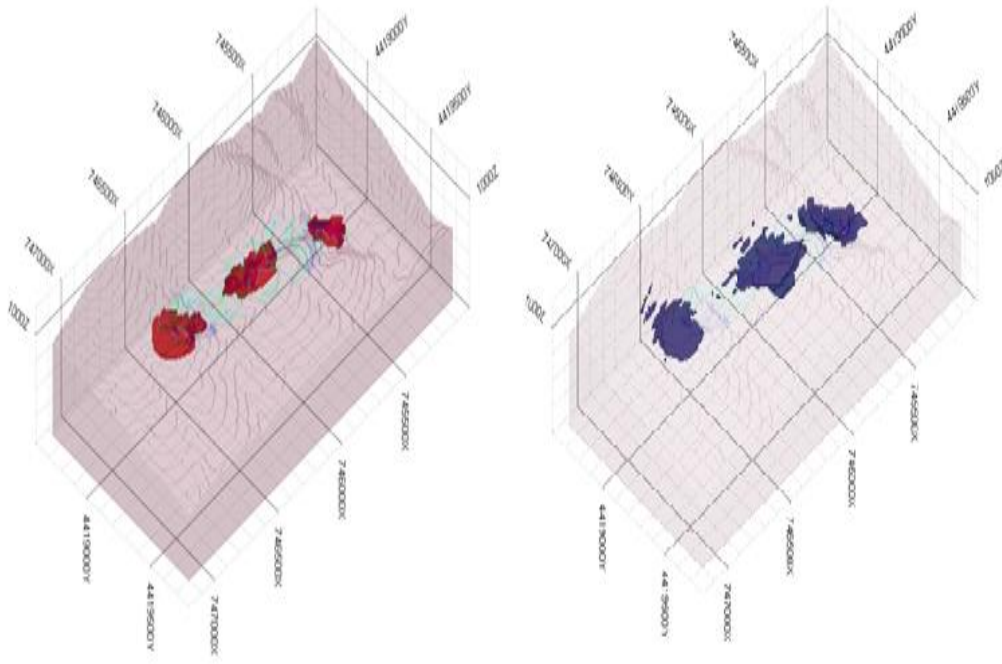
Çizelge 3.3 : SimSched yazılımı ile yapılan planlama sonuçları.

Periyotlar	Üretim Miktarı (Milyon ton)	Dekapaj Miktarı (Milyon ton)	Tüvenan tenör (%)	NBD(M\$)	Σ NBD(M\$)
1.yıl	3,99	2,67	0,45	57,2	57,2
2.yıl	3,99	2,75	0,48	58,8	116,0
3.yıl	4,00	3,31	0,37	36,0	152,0
4.yıl	3,99	8,20	0,35	25,6	177,7
5.yıl	3,99	7,29	0,33	21,6	199,3
6.yıl	4,00	7,61	0,27	12,4	211,6
7.yıl	3,99	6,39	0,26	10,2	221,8
8.yıl	4,00	7,27	0,29	13,6	236,0
9.yıl	3,98	3,45	0,26	9,4	244,8
10.yıl	3,98	4,94	0,26	8,7	253,5
11.yıl	3,98	4,94	0,26	8,7	262,2
12.yıl	3,99	6,63	0,24	5,9	268,1
13.yıl	3,97	7,21	0,23	4,7	272,8
14.yıl	3,97	7,21	0,23	4,7	277,5
15.yıl	3,99	6,67	0,26	6,4	283,9
16.yıl	3,99	4,22	0,25	5,6	289,4
17.yıl	3,99	2,91	0,22	3,9	293,4
18.yıl	3,99	3,27	0,24	4,5	297,9
19.yıl	3,95	3,00	0,21	2,6	300,5
20.yıl	3,99	1,97	0,28	4,6	305,1
21.yıl	3,99	1,97	0,28	4,6	309,7
22.yıl	0,85	0,49	0,17	0,1	309,8

3.3 SimSched ve Micromine yazılımları ile yapılan UVÜP karşılaştırılması

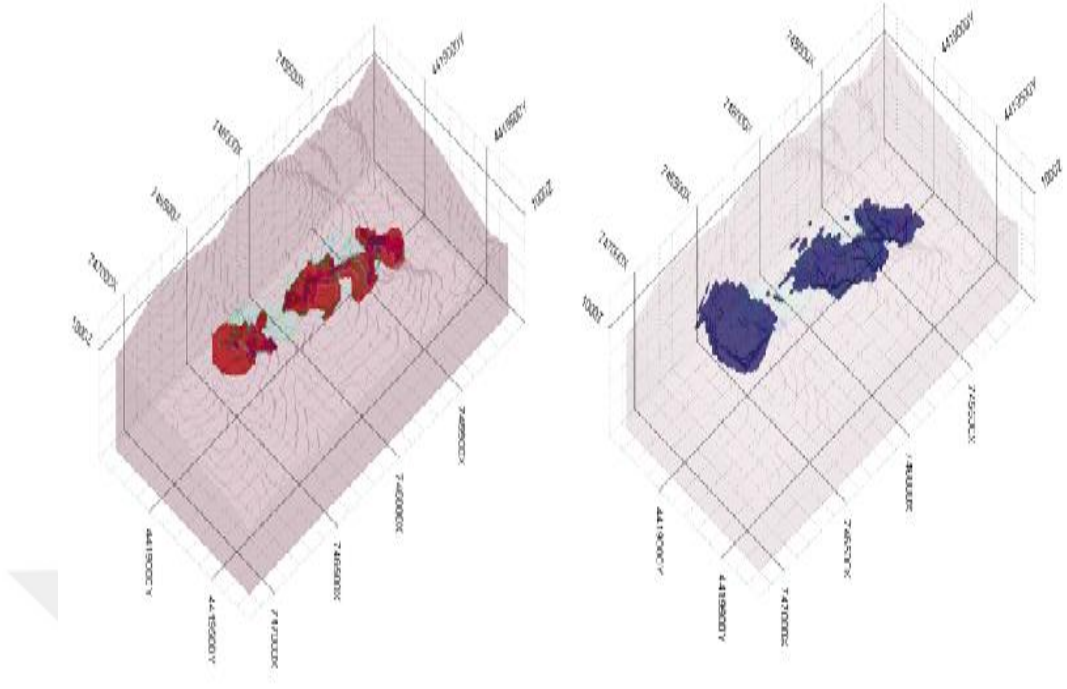
Her 2 program ile yapılan planlama çalışmalarına dair sayısal ve görsel sonuçlar ve sonuçların karşılaştırılması bu bölümde paylaşılmıştır. Her yıl sonunda üretilecek toplam cevher ve dekapaj miktarları, her yıl içerisinde üretilecek cevherin tenörü ve bu operasyon sonucu elde edilecek Net bugünkü değerin kıyaslanması yıllara göre verilmiştir. Ayrıca her yıl için dekapaj oranında ortaya konulmuştur.

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 1.yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 'te, görsel sonuçlar Şekil 3.3'te yer almaktadır.



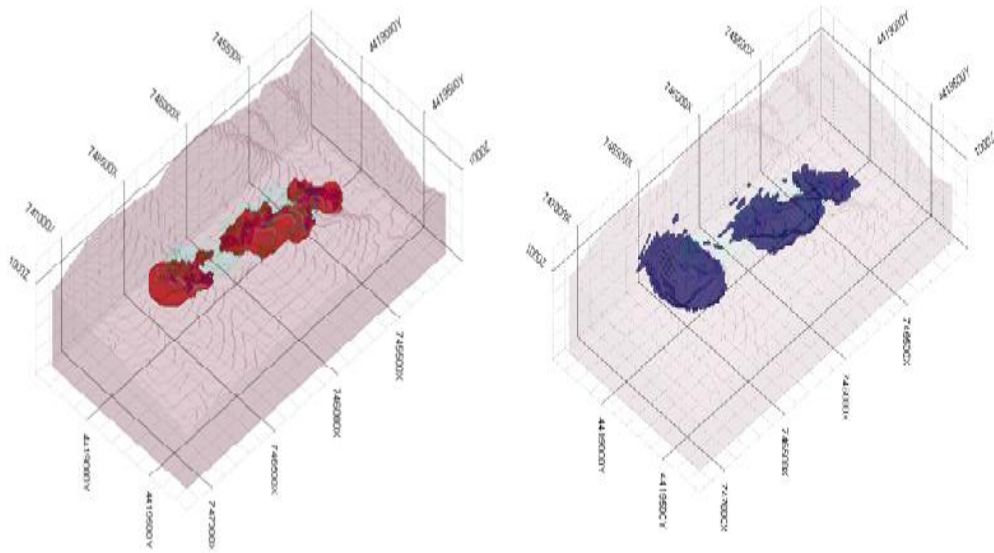
Şekil 3.3 : UVÜP 1.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 2.yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 'te, görsel sonuçlar Şekil 3.4'te yer almaktadır.



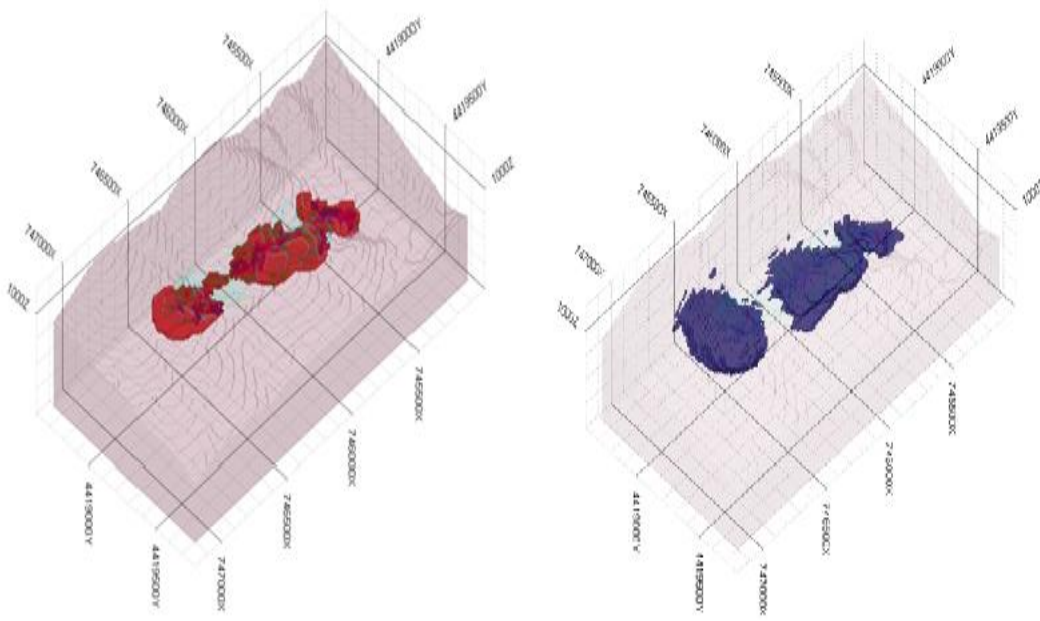
Şekil 3.4 : UVÜP 2.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 3.yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 ‘te, görsel sonuçlar Şekil 3.5’te yer almaktadır.



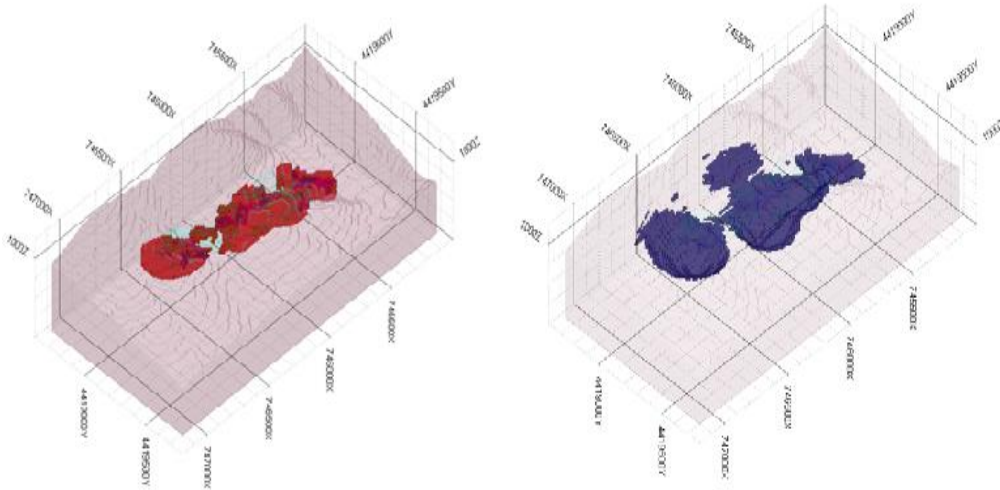
Şekil 3.5 : UVÜP 3.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 4.yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 ‘te, görsel sonuçlar Şekil 3.6’te yer almaktadır.



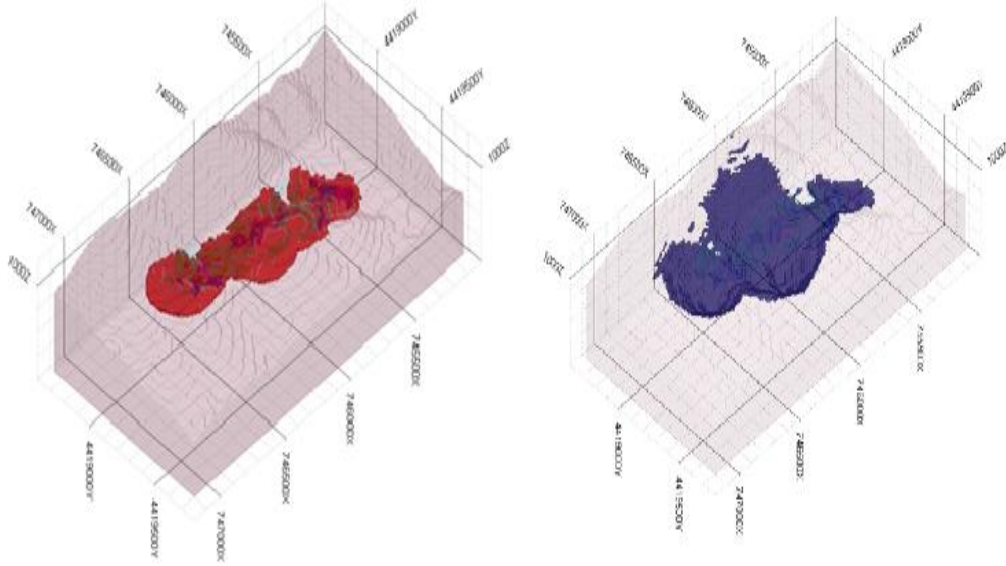
Şekil 3.6 : UVÜP 4.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 5.yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 ‘te, görsel sonuçlar Şekil 3.7’te yer almaktadır.



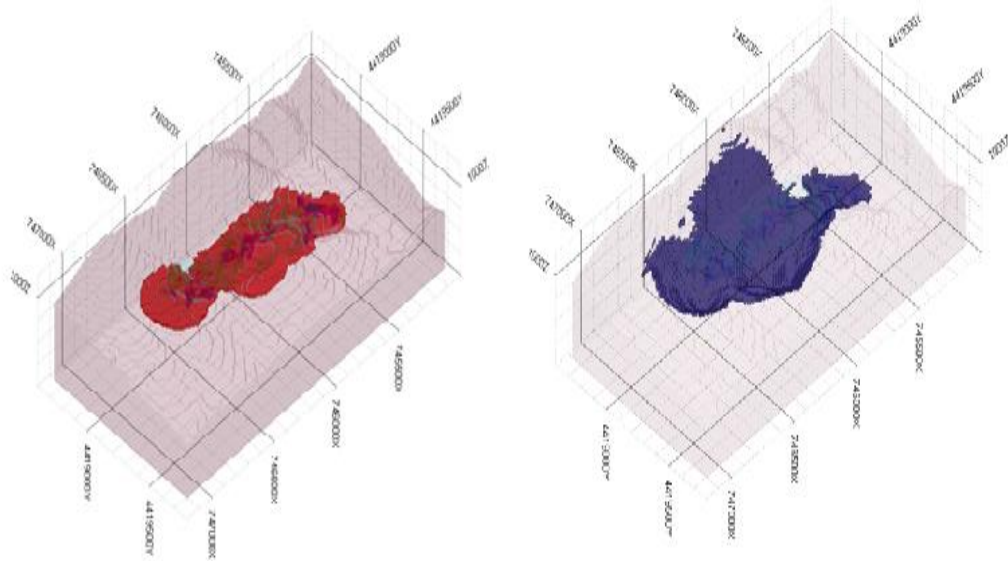
Şekil 3.7 : UVÜP 5.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 8.yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 ‘te, görsel sonuçlar Şekil 3.10’te yer almaktadır.



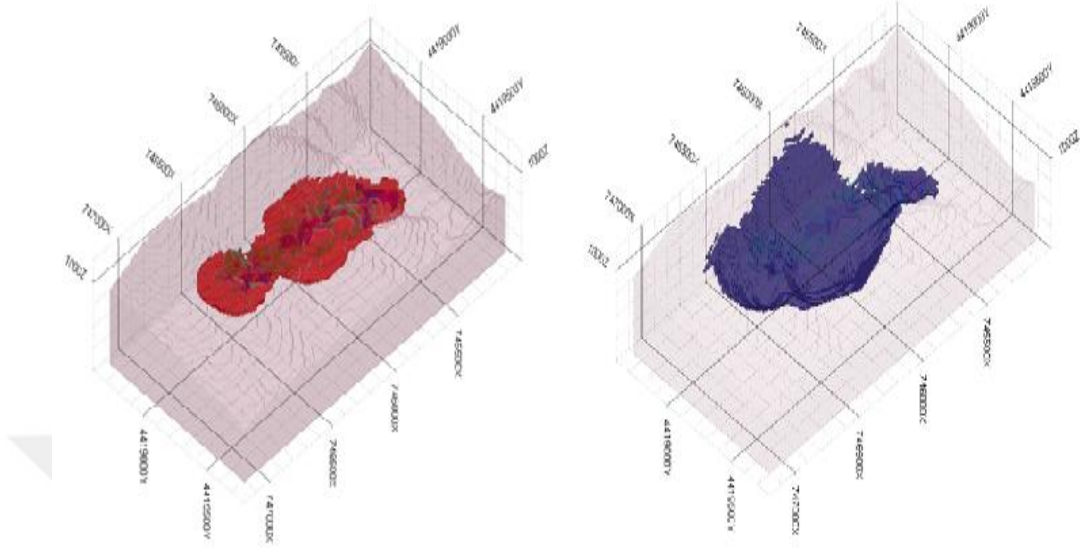
Şekil 3.10 : UVÜP 8.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).7

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 9.yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 ‘te, görsel sonuçlar Şekil 3.11’te yer almaktadır.



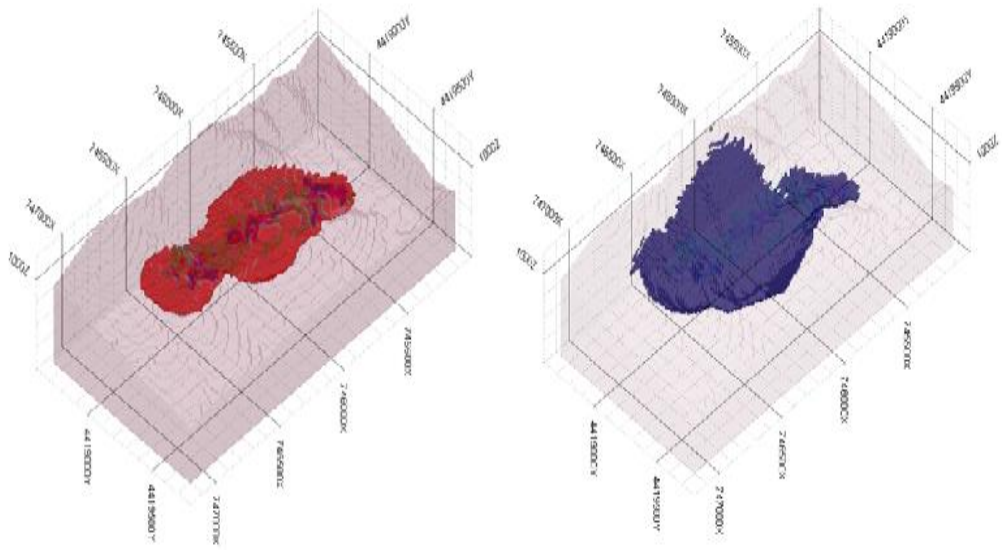
Şekil 3.11 : UVÜP 9.yıl görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 10. ve 11. yıllarına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 'te, görsel sonuçlar Şekil 3.12'te yer almaktadır.



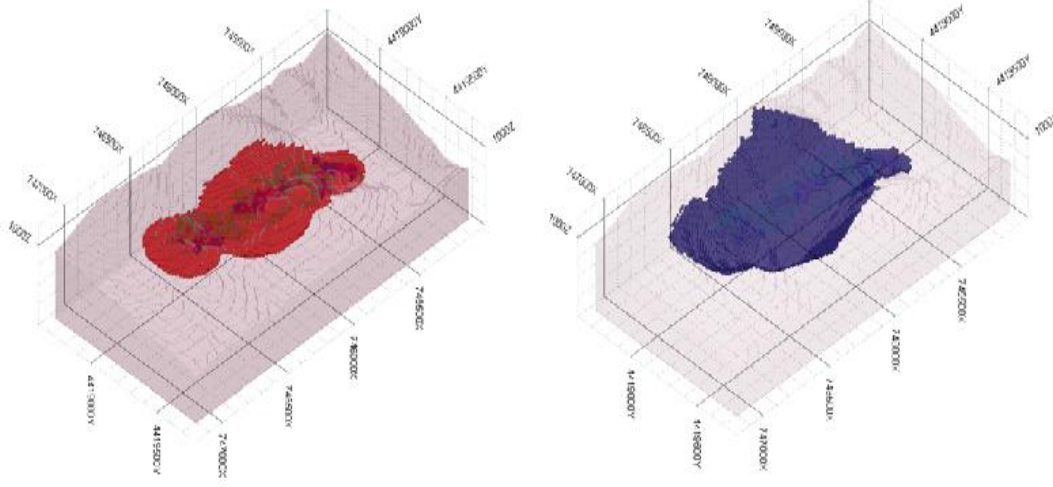
Şekil 3.12 : UVÜP 10. ve 11. yılların görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 12. yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 'te, görsel sonuçlar Şekil 3.13'te yer almaktadır.



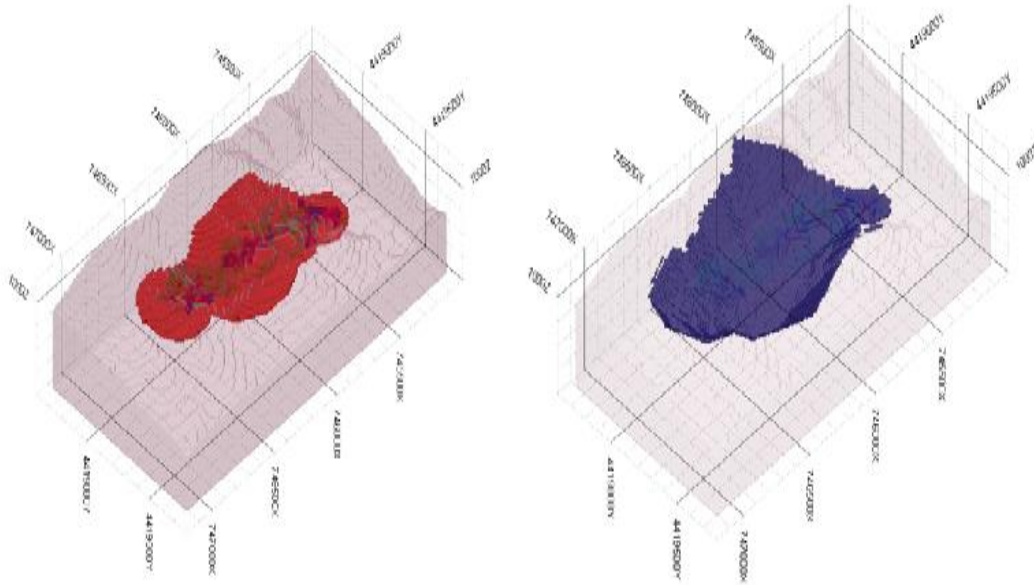
Şekil 3.13 : UVÜP 12.yılının görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 13. ve 14. yıllarına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 ‘te, görsel sonuçlar Şekil 3.14’te yer almaktadır.



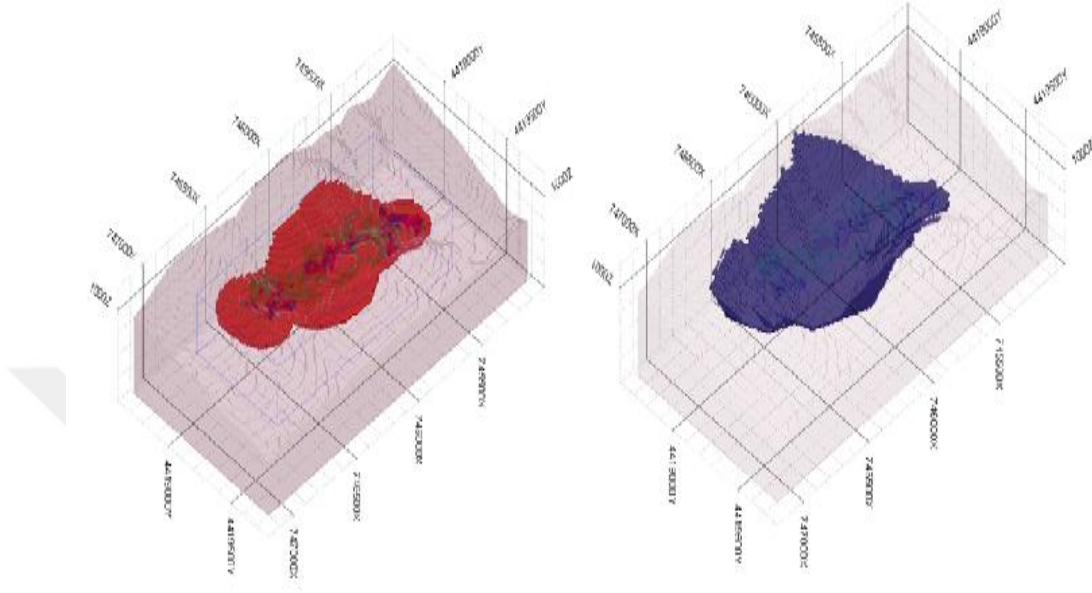
Şekil 3.14 : UVÜP 13. ve 14. yıllarının görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 15. yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 ‘te, görsel sonuçlar Şekil 3.15’te yer almaktadır.



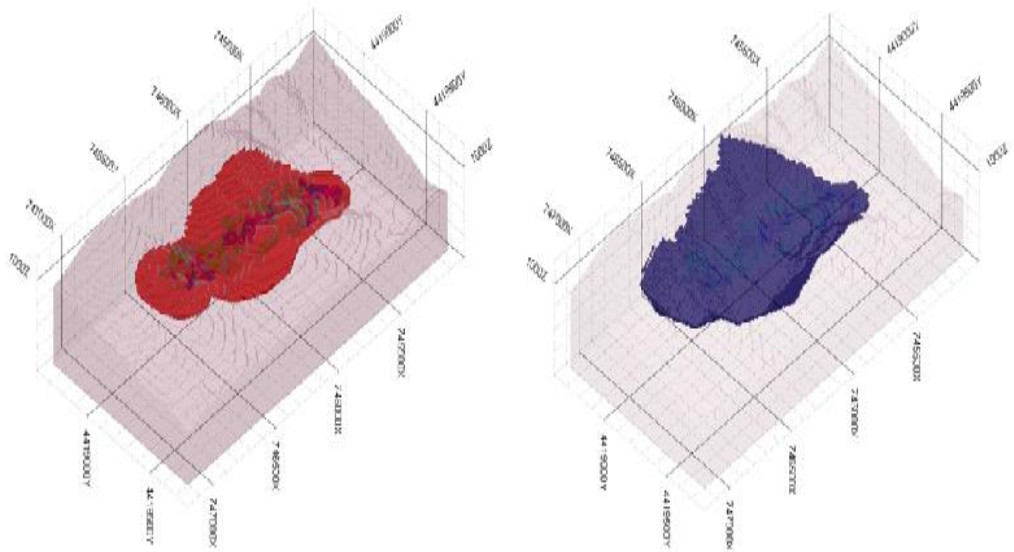
Şekil 3.15 : UVÜP 15. yılın görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 16. yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 'te, görsel sonuçlar Şekil 3.16'te yer almaktadır.



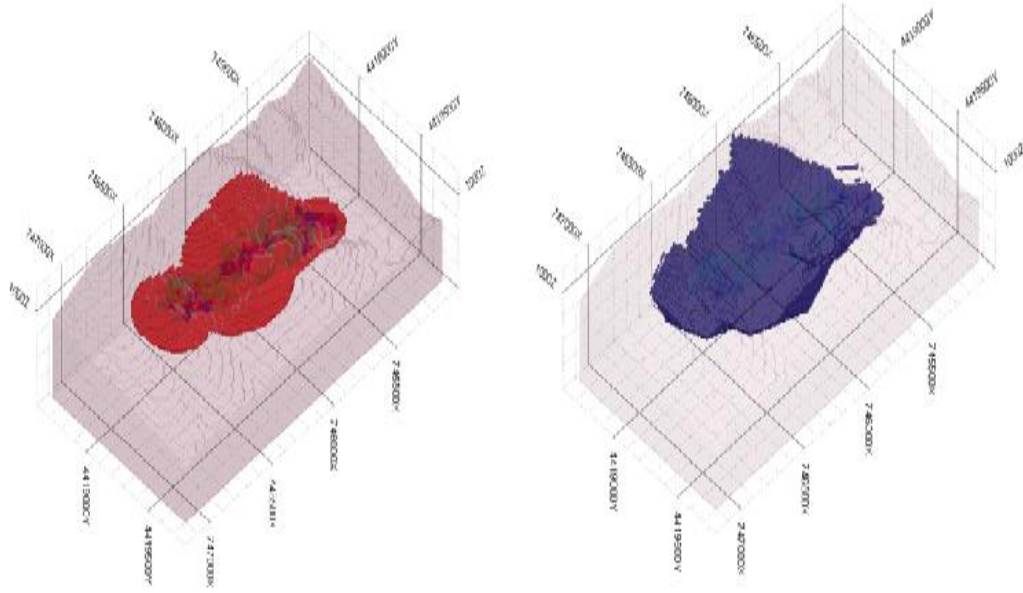
Şekil 3.16 : UVÜP 16. yılın görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ)

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 17. yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 'te, görsel sonuçlar Şekil 3.17'te yer almaktadır.



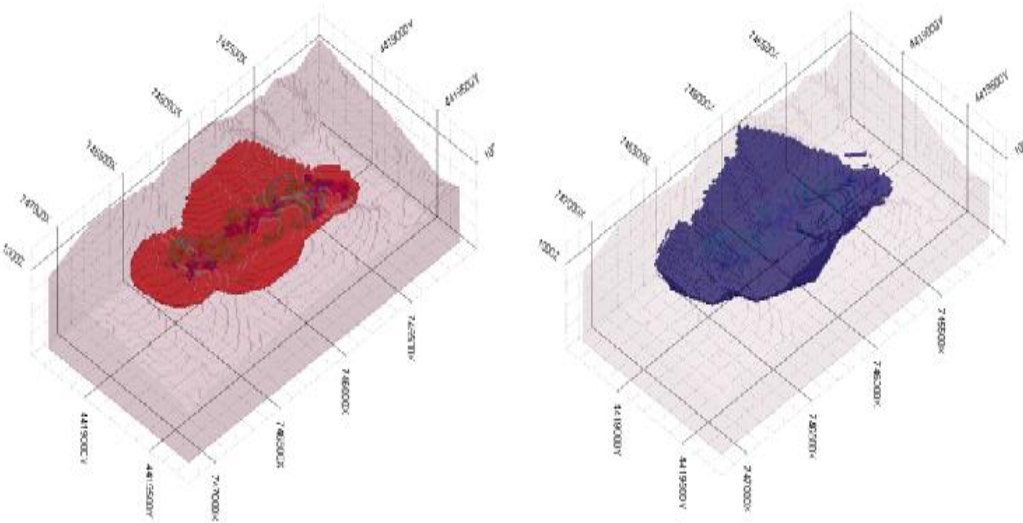
Şekil 3.17 : UVÜP 17. yılın görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 18. yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 ‘te, görsel sonuçlar Şekil 3.18’te yer almaktadır.



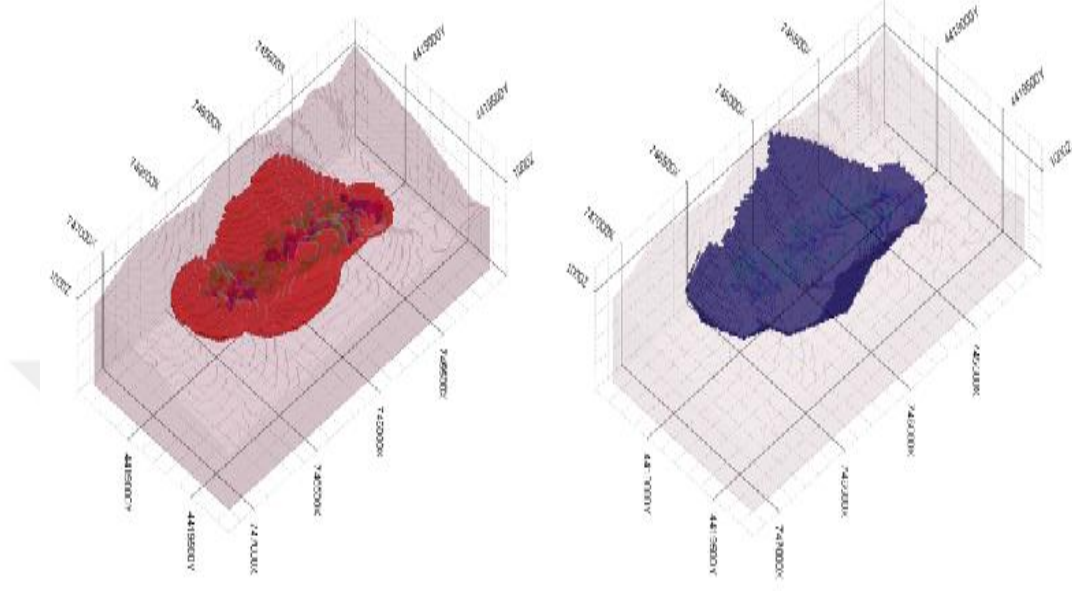
Şekil 3.18 : UVÜP 18. yılın görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 19. yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 ‘te, görsel sonuçlar Şekil 3.19’te yer almaktadır.



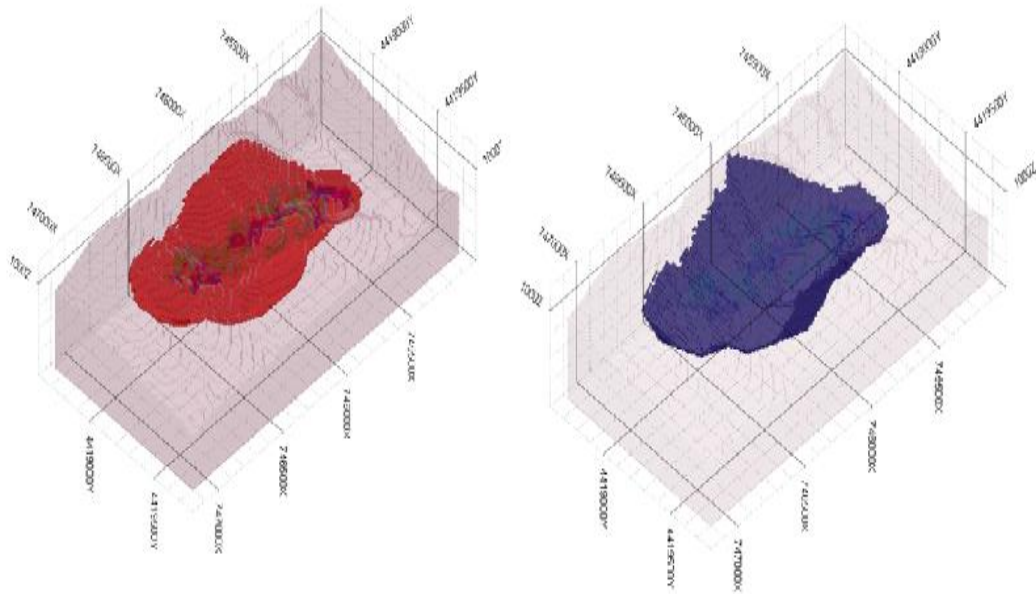
Şekil 3.19 : UVÜP 19. yılın görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 20. ve 21. yıllarına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 'te, görsel sonuçlar Şekil 3.20'te yer almaktadır.



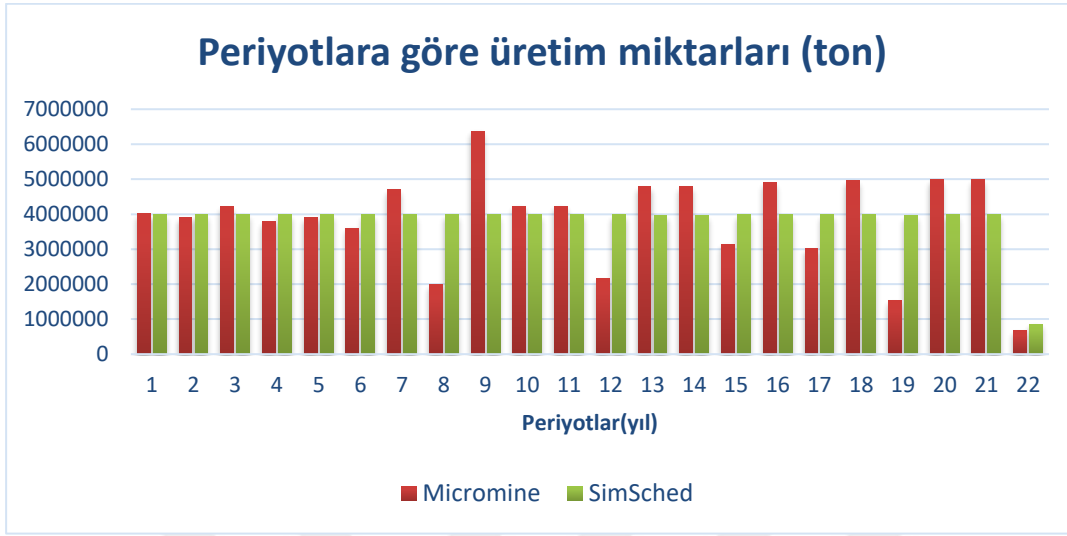
Şekil 3.20 : UVÜP 20. ve 21. yılların görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

2 yazılım ile yapılan ve üretimin 22. yılına ait planlamaya dair sayısal sonuçlar Çizelge 3.4 'te, görsel sonuçlar Şekil 3.21'te yer almaktadır.



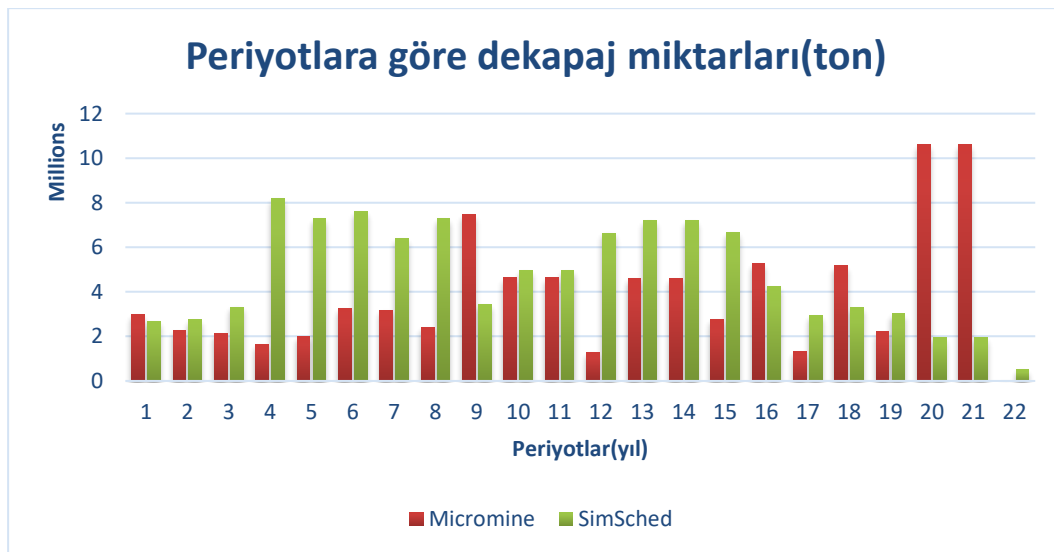
Şekil 3.21 : UVÜP 22. yılın görsel sonuçları – Micromine (sol), SimSched (sağ).

Her iki yazılım ile yapılan planlama çalışmasının periyotlara göre üretim miktarlarının kıyaslaması Şekil 3.22’de paylaşılmıştır.



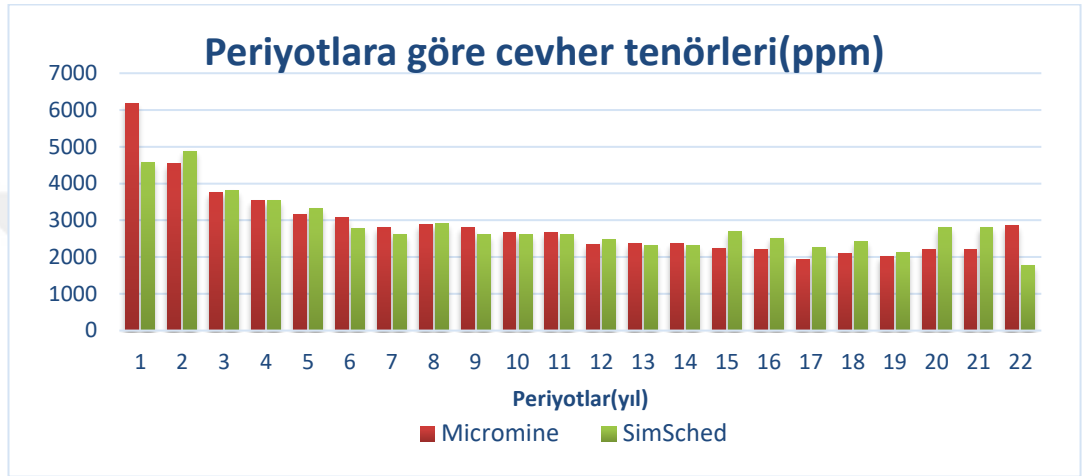
Şekil 3.22 : Her 2 yazılım ile periyotlara göre üretilecek cevher miktarlarının karşılaştırılması.

Şekil 3.22’de yer alan grafiği incelediğimiz zaman, direk blok planlaması metodu ile yapılan planlama çalışmasında yıllık üretim miktarının istenilen sınırdan kalmasının geleneksel yöntemlerle yapılan planlama çalışmasına göre daha tutarlı olduğunu görürüz. Her 2 yazılım ile yapılan planlama çalışmasının periyotlara göre dekapaj miktarlarının kıyaslaması Şekil 3.23’te paylaşılmıştır.



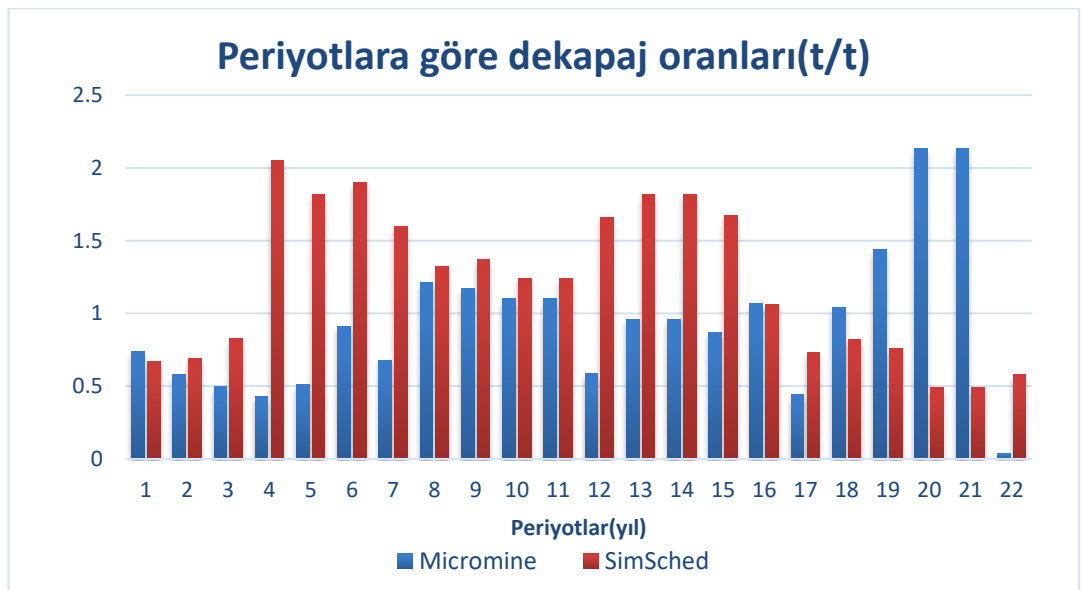
Şekil 3.23 : Her 2 yazılım ile periyotlara göre üretilecek dekapaj miktarlarının karşılaştırılması.

Şekil 3.23’de yer alan yıllara göre dekapaj miktarlarının kıyaslandığı grafiği incelediğimizde, herhangi bir yıllık dekapaj sınırı uygulamadığımız için her 2 yöntemin farklı periyotlarda farklı dekapaj oranlarına sahip olduklarını görebiliriz. Her 2 yazılım ile yapılan planlama çalışmasının periyotlara göre zenginleştirme tesisine gönderilen tüvenan cevher tenörlerinin kıyaslaması Şekil 3.24’de paylaşılmıştır.



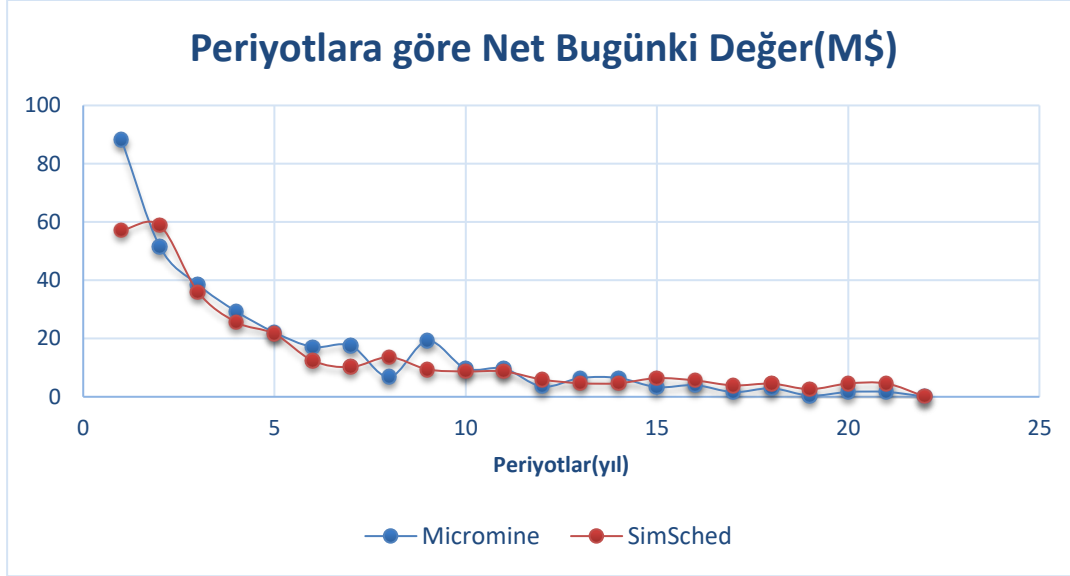
Şekil 3.24 : Her 2 yazılım ile periyotlara göre üretilecek tüvenan cevher tenörleri.

Her 2 yazılım ile yapılan planlama çalışması sonucu elde edilen, periyotlara göre dekapaj oranlarının kıyaslaması Şekil 3.25’de paylaşılmıştır.

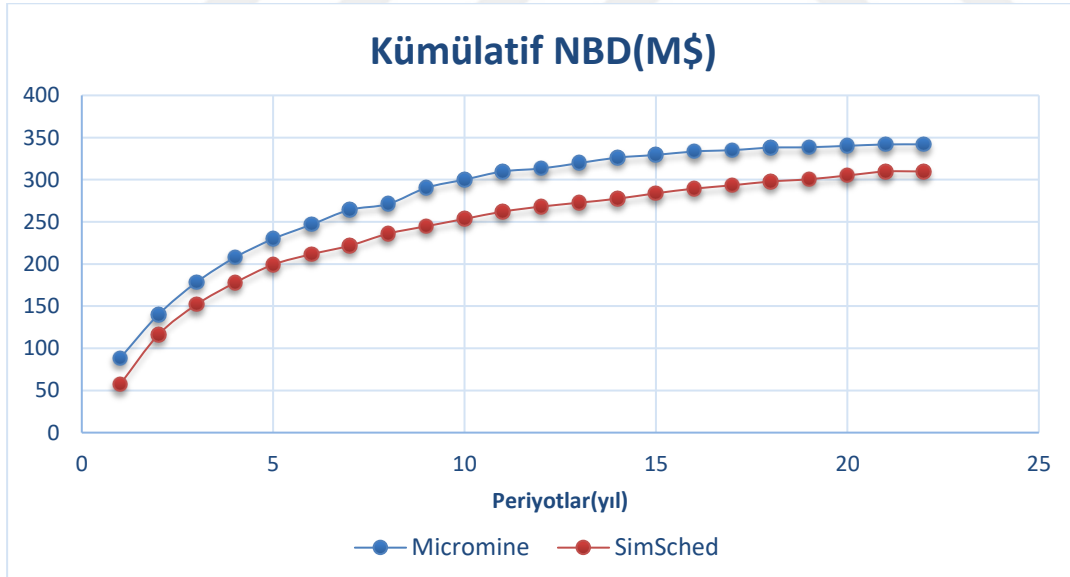


Şekil : 3.25 Her 2 yazılım ile periyotlara göre dekapaj oranları (ton/ton).

Her 2 yazılım ile yapılan planlama çalışması sonucunda elde edilen periyotlara göre Net Bugünkü Değerlerinin kıyaslaması Şekil 3.26'da ve periyotlara göre $\sum$ NBD kıyaslaması ise Şekil 3.27'de paylaşılmıştır.



Şekil 3.26 : Her 2 yazılım ile periyotlara göre Net Bugünkü Değerler(M\$).



Şekil 3.27 : Her 2 yazılım ile periyotlara göre Kümülatif Net Bugünkü Değerler(M\$).

Çizelge 3.4 : UVÜP sonuçları kıyaslaması.

Periyotlar	Kazılan Cevher (Mton)		Kazılan Atık (Mton)		Ortalama Cu Tenör (%)		Dekapaj Oranı (t/t)		NBD		Kümülatif NBD	
	Micromine/SimSched		Micromine/SimSched		Micromine/SimSched		Micromine/SimSched		Micromine/SimSched		Micromine/SimSched	
1.yıl	4,01	3,99	2,97	2,67	0,61	0,45	0,74	0,67	88,3	57,2	88,3	57,2
2.yıl	3,90	3,99	2,25	2,75	0,45	0,48	0,58	0,69	51,6	58,8	139,9	116,0
3.yıl	4,21	4,00	2,11	3,31	0,37	0,37	0,5	0,83	38,5	36,0	178,4	152,0
4.yıl	3,79	3,99	1,62	8,20	0,35	0,35	0,43	2,05	29,3	25,6	207,7	177,7
5.yıl	3,89	3,99	1,99	7,29	0,31	0,33	0,51	1,82	22,1	21,6	229,8	199,3
6.yıl	3,60	4,00	3,26	7,61	0,30	0,27	0,91	1,90	17,1	12,4	246,8	211,6
7.yıl	4,71	3,99	3,18	6,39	0,27	0,26	0,68	1,6	17,5	10,2	264,3	221,8
8.yıl	1,99	4,00	2,41	7,27	0,28	0,29	1,21	1,32	6,8	13,6	271,1	236,0
9.yıl	6,37	3,98	7,46	3,45	0,28	0,26	1,17	1,37	19,2	9,4	290,4	244,8
10.yıl	4,23	3,98	4,64	4,94	0,26	0,26	1,10	1,24	9,7	8,7	300,1	253,5
11.yıl	4,23	3,98	4,64	4,94	0,26	0,26	1,10	1,24	9,7	8,7	309,8	262,2
12.yıl	2,15	3,99	1,26	6,63	0,23	0,24	0,59	1,66	3,5	5,9	313,3	268,1
13.yıl	4,79	3,97	4,58	7,21	0,23	0,23	0,96	1,82	6,5	4,7	319,8	272,8
14.yıl	4,79	3,97	4,58	7,21	0,23	0,23	0,96	1,82	6,5	4,7	326,2	277,5
15.yıl	3,14	3,99	2,75	6,67	0,22	0,26	0,87	1,67	3,3	6,4	329,4	283,9
16.yıl	4,90	3,99	5,26	4,22	0,22	0,25	1,07	1,06	4,0	5,6	333,5	289,4
17.yıl	3,02	3,99	1,32	2,91	0,19	0,22	0,44	0,73	1,6	3,9	335,1	293,4
18.yıl	4,96	3,99	5,16	3,27	0,21	0,24	1,04	0,82	2,9	4,5	338,0	297,9
19.yıl	1,52	3,95	2,20	3,00	0,20	0,21	1,44	0,76	0,4	2,6	338,5	300,5
20.yıl	4,98	3,99	10,60	1,97	0,22	0,28	2,13	0,49	1,6	4,6	340,2	305,1
21.yıl	4,98	3,99	10,60	1,97	0,22	0,28	2,13	0,49	1,6	4,6	341,8	309,7
22.yıl	0,67	0,85	0,03	0,49	0,28	0,17	0,04	0,58	0,1	0,1	341,9	309,8



4. SONUÇ ve ÖNERİLER

Büyük maddi yatırımlar ile hayata geçirilen maden üretim projelerinin ekonomik olarak sürdürülebilir olması hem işletmelerin hem de yer altı kaynaklarına sahip olan ülkelerin ekonomik gelişimleri açısından büyük önem arz etmektedir. Bu kapsamda maden üretim yöntemlerinden biri olan açık ocak madenciliğinde yapılacak üretim çalışmalarının uygun şekilde planlanması gerekmektedir. Buna ek olarak üretim faaliyetlerinin yürütüleceği maden yataklarında cevher tenörlerinin düşük olması bu planlamanın optimum bir şekilde yapılması gerekliliğini ortaya çıkarmaktadır. Bu durum çok fazla karar değişkeni ve kısıtlaması bulunan bir optimizasyon probleminin çözülmesini gerektirir. Bu amaçla ortaya atılmış 2 temel yaklaşım bulunmaktadır. Bunlardan ilki, geleneksel yöntemler olarak tabir edebileceğimiz ve problemi daha küçük alt problemlere bölerek ayrı ayrı çözmeyi ve bu optimum sonuçları birleştirerek asıl problem olan üretim planlaması problemine bir cevap vermeye çalışmaktadır. Çözülmesi gereken alt problemler ise üretimi yapılacak olan cevher yatağını temsil eden ekonomik bir blok model oluşturduktan sonra, bu modele göre üretim yapılabilecek nihai ocak sınırlarının belirlenmesi, bu sınırlar içerisinde kalan blokların atık veya cevher olarak ayrılması ve üretimin hangi aşamasında madenin hangi bölgesinden üretim yapılacağına ortaya konmasıdır. İşletmenin hangi bölgesinden üretim yapılacağına karar vermek içinse nihai açık ocak sınırları içinde kalan bölge cevher satış fiyatının düşürülmesi ile elde edilmiş alt ocak sınırlarına bölünmekte ve yıllık üretim miktarına göre bu alt ocaklar arasından seçilenler üretim planlamasını göstermektedir. Bu problemi çözmek için ortaya atılan ve yakın zamana öncesine kadar teknolojik ve bilimsel eksikliklerden ötürü tam olarak hayata geçirilemiş olan diğer yaklaşım ise direk blok planlaması metodudur. Bu metotta problem ayrı ayrı çözülmek yerine tek bir adımda çözülmeye çalışılmaktadır. İlk yaklaşımda kullanılan ekonomik blok model içerisindeki blokların hangi sırayla üretilmeleri gerektiği, istenen kısıtlar içerisinde kalacak şekilde bulunabilmektedir. Teknolojik gelişmeler ışığında işlemci kapasiteleri artan bilgisayarlar, bu yaklaşımın büyük maden

ocaklarına uygulanabilirliğini arttırmakta ve bu alanda yapılan bilimsel çalışmaların önünü açmaktadır. Her 2 yaklaşımında optimum bir üretim planlaması yaptığı sırada karşılaştığı en önemli sorunlar şunlardır:

- Yerinde tenörün belirsiz oluşu
- Operasyonel ve fiziksel kısıtların kesin olmayışı
- Madencilik maliyetlerinin kesin olmayışı

Bu sorunlardan asgari oranda etkilenen bir üretim planlaması yapabilmek adına, maden yatağı aramak için yapılan sondaj çalışmalarında, tenörün belirlenmesi için yapılan analiz ve laboratuvar çalışmalarında, cevher yatağının ve topoğrafyasının fiziksel ve ekonomik özelliklerini ortaya koymak için yapılan jeostatistiksel çalışmalarda standartlara uyulması gerekmektedir.

Bu çalışmada yukarıda bahsi geçen 2 yaklaşımın uygulanma şekillerinin yanı sıra avantaj ve dezavantajlarından bahsedilmiştir. Ayrıca sondaj noktaları Ek-A ve ekonomik blok modeli Şekil 2.1'deki gibi olan bir bakır yatağında yapılacak olan üretim faaliyetlerini belirlemek amacıyla her 2 yaklaşım ile uzun vade üretim planlaması çalışması yapılarak sonuçlar elde edilmiş ve kıyaslanmıştır. Bu çalışma sırasında geleneksel yöntemler olarak bahsedilen çalışmalar Micromine isimli yazılım yardımı ile yapılmıştır. DBP uygulaması içinse SimSched isimli yazılımdan faydalanılmıştır. Bu yöntemlerle yapılan çalışmalar sonucunda elde edilen planlara göre geleneksel yöntemler ile yapılan planlama sonucunda projenin NBD' i 341,9 M\$ iken DBP yöntemiyle yapılan planlamaya göre bu değer 301,8M\$' dır. Her 2 yöntemle de NBD'in maksimizasyonunu sağlamak amacıyla yüksek tenörlü blokların üretimin ilk yıllarında üretilmesi amaçlanmaktadır. Geleneksel yöntemlerle yapılan planlama sonucunda periyotlarda üretilen cevher tenörleri 2.000 ppm ila 6.000 ppm arasında değişirken, Direk Blok Planlaması metodu ile yapılan planlama sonucunda periyotlarda üretilen cevher tenörleri 2.000 ppm ila 5.000 ppm arasında değişmektedir. Bu durum Şekil 3.24 'te görülebilmektedir. 2 yöntemin de üretimin farklı periyotlarındaki dekapaj oranları farklılık gösterse de bu oranlar 0,4 ile 2 arasında değişmektedir (Şekil 3.25). Her 2 yöntemin de cevher tenörünün belirsizliğinden etkileneceğini göz önünde bulundurmanız ve farklı ekonomik blok model alternatiflerinin kullanıldığı UVÜP'ler yaparak aralarındaki farkın nasıl değiştiğini incelememiz gerekir. Bu kapsamda direk blok planlaması yaklaşımı üretim

planlamasını tek adımda yaptığı için geleneksel yöntemlere kıyasla değişik alternatiflerin daha çabuk bir şekilde incelenmesini sağlamaktadır. Pek çok karar değişkeni ve kısıtlaması bulunan bu optimizasyon sürecinin büyük ölçekli maden ocaklarına uygulanması sırasında ortaya çıkabilecek olumsuzlukları bertaraf etmesi açısından SimSched yazılımı, Geleneksel yöntemler ile üretim planlaması oluşturabilmek adına yapılan çalışmaların yürütülebildiği bir ortam olması açısından ise Micromine yazılımı açık ocak işletmelerindeki uzun vade üretim planlamasının yapılabilmesi anlamında önemli çalışmalardır.





KAYNAKLAR

- Akaike, A., & Dagdelen, K.** (1999). A strategic production scheduling method for an open pit mine. *Proceedings of the 28th Application of Computers and Operation Research in the Mineral Industry*, 729-738.
- Applegate, R., Bixby, R., Chvatal, V., & Cook, W.** (1995). DIMACS Technical report, 95-105.
- Caccetta, L., Kelsey, P., & Giannini, L.** (1998). Open pit mine production scheduling. *In APCOM 98: Computer Applications in the Mineral Industries International Symposium* (pp. 65-72).
- Campos, P. H. A., Cabral, I. E., Ortiz, C. E. A., & Morales, N.** (2018). Comparison between the application of the conventional mine planning and of the direct block scheduling on an open pit mine Project. *REM-International Engineering Journal*, 71(2), 269-274.
- Dagdelen, K., & Francois- Bongarcon, D.** (1982). Towards to complete double parameterization of recovered reserves in open pit mining. *Proceedings of the 17th International Symposium on the Application of Computers and Operations Researc in the Mineral Industry*, pp. 288-296.
- Dagdelen, K.** (1986). Optimum open pit mine production scheduling by Lagrangian parameterization. *Proc. of the 19th APCOM*, 127-142.
- Denby, B., & Schofield, D.** (1994). Open-pit design and scheduling by use of genetic algorithms. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy. Section A. Mining Industry*, 103.
- Denby, B., Schofield, D., & Surme, T.** (1998). Genetic algorithms for flexible scheduling of open pit operations. *In Computer applications in the minerals industries. International symposium* (pp. 605-616).
- Dimitrakopoulos, R., & Ramazan, S.** (2003). Managing risk and waste mining in long-term production planninf of an open pit mine. *SME Annual Meeting & Exhibition* (151).
- Elkington, T & Durham, R.** (2011). Integrated open pit pushback selection and production capacity optimization. *Journal of Mining Science*, 47. 177-190
- Elevli, B.** (1995). Open pit mine design and extraction sequencing by use of OR and AI concepts. *International Journal of Surface Mining and Reclamation*, 9(4), 149-453.
- Erarslan, K., & Celebi, N.** (2001). A simulative model for optimum open pit design. *CIM bulletin*, 94(1055), 59-68.

- Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., & Newman, A.** (2013). MineLib: a library of open pit mining problems. *Annals of Operations Research*, 206(1), 93-114.
- Gershon, M.E.**, (1983). Optimal mine production scheduling: evaluation of large scale mathematical programming approaches. *Int. J. Mining Eng.*(1), 315-329.
- Gershon, M.E.**, (1987). An open pit production scheduler: algorithm and implementation. *Mining Eng.*, 793-796.
- Johnson, T. B.** (1968). Optimum open pit mine production scheduling (No. ORC-68-11). *California Univ Berkeley Operations Research Center*.
- Johnson, T. B., & Barnes, J.**, (1988). Application of the max flow algorithm to ultimate pit design. *Engineering design: better results through operations research methods*, 518-531.
- Kumral, M.** (2012). Production planning of mines: Optimisation of block sequencing and destination. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 26:2, 93-103.
- Kall, P., & Wallace, S.W.** (1994). *Stochastic Programming* (1).
- Lane, K.F.** (1964). Choosing the optimum cutoff grade. *Colorado Sch. Mines Quart.*, 59, 811-829.
- Lerchs, H.** (1965). Optimum design of open-pit mines. *Trans CIM*, 68, 17-24.
- Mitchell, G.E.**, (1999). Technical report. *Branch-and-Cut Algorithms for Combinational Optimization Problems*.
- Newman, A. M., Rubio, E., Caro, R., Weintraub, A., & Eurek, K.** (2010). A review of operations research in mine planning. *Interfaces*, 40(3), 222-245.
- Osanloo, M., Gholamnejad, J., & Karimi, B.** (2008). Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 22(1), 3-35.
- Onur, A. H., & Dowd, P.** (1993). Open-pit optimization- Part 2: Production scheduling and inclusion of roadways. *Trans Inst Min Metall Sect A Min Ind.*, 102, 105-113.
- Ramazan, S., Dagdelen, K., & Johnson, T. B.** (2005). Fundamental tree algorithm in optimising production scheduling for open pit mine design. *Mining Technology*, 114(1), 45-54.
- Roman, R. J.** (1974). The role of time value of money in determining an open pit mining sequence and pit limits. *In Proc. 12th Symp. Application Computers and Operation Research in the Mineral Industry*.
- Tolwinski, B., & Underwood, R.** (1992). An algorithm to estimate the optimal evaluation of an open pit mine. *Proceedings of the 23rd International Symposium on the Application of Computers and Operations Research in The Mineral Industries*. 399-409.

- Tolwinski, B., & Golosinski, T. S.** (1995). Long term open pit scheduler. *Mine Planning and Equipment Selection 1995*, 265.
- Tolwinski, B.** (1998). Scheduling production for open pit mines. *27th Applications of Computers and Operations Research in Minerals Industries*, 168-175.
- Ota, R., Martinez T.** (2018). SimSched Direct Block Scheduler: A new practical algorithm for the open pit mine production scheduling problem.
- Whittle, J.** (1989). The facts and fallacies of open pit optimization. *Whittle Programming Pty Ltd., North Balwyn, Victoria, Australia*, 1-7.
- Yegulalp, T.M., & Arias, J.A.,** (1992). A fast algorithm to solve ultimate pit limit problem. *Proceedings of the 23rd International Symposium on the Application of Computers and Operations Research in The Mineral Industries*. 391-398.
- Zhao, H & Kim, Y.C.,** (1992). A new optimum pit limit design algorithm. *Proceedings of the 23rd International Symposium on the Application of Computers and Operations Research in The Mineral Industries*. 423-434.



EKLER

EK A1: Sondaj Bilgileri (S1-S52).

EK A2: Sondaj Bilgileri.(S53-S104).

EK B1: Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Plan görünüm).

EK B2: Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm).

EK B3: Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm).

EK B4: Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Cevher yatağı ile birlikte).

EK C1: SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Plan görünüm).

EK C2: SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm).

EK C3: SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm).

EK C4: SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Cevher yatağı ile birlikte).

EK D1: Anizotropik variogramların birlikte gösterimi.

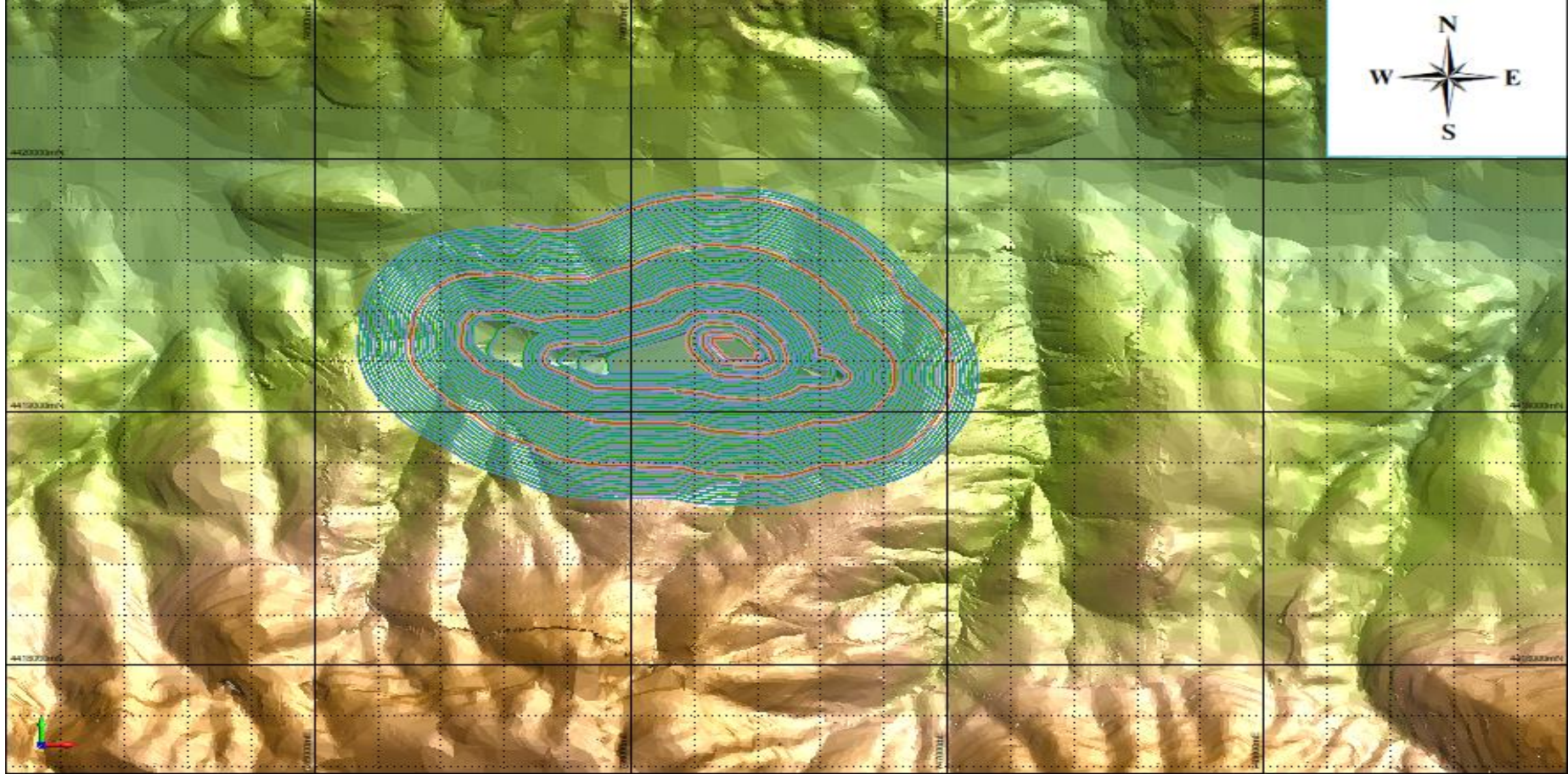
EK A1**Çizelge A.1 : Sondaj bilgileri (S1-S52).**

Sondaj No:	X	Y	Z	Azimuth	Eğim	Derinlik
S1	745802.91	4419075.36	969.56	360.00	-70.00	256.15
S2	745784.76	4419182.93	945.66	360.00	-70.00	220.00
S3	746313.03	4419167.87	963.17	360.00	-70.00	292.90
S4	746549.03	4419024.39	988.64	360.00	-70.00	193.65
S5	746113.95	4419207.52	975.57	135.00	-60.00	101.40
S6	746487.37	4419143.81	965.77	45.00	-60.00	97.30
S7	746123.17	4419052.24	997.73	315.00	-60.00	123.40
S8	746114.64	4419206.60	975.51	315.00	-60.00	135.50
S9	746486.66	4419143.26	965.76	225.00	-60.00	187.50
S10	746771.76	4419100.65	990.47	315.00	-60.00	195.00
S11	746047.47	4419281.13	987.15	315.00	-60.00	142.00
S12	746209.31	4419158.19	974.77	135.00	-60.00	122.00
S13	746100.27	4419350.32	984.55	135.00	-60.00	182.60
S14	746041.92	4419129.52	985.28	315.00	-60.00	114.00
S15	746695.40	4419187.18	981.57	315.00	-60.00	86.40
S16	746655.56	4419069.13	987.86	315.00	-60.00	56.30
S17	746336.17	4419132.53	968.66	45.00	-60.00	111.30
S18	746940.28	4419061.76	990.42	315.00	-60.00	131.00
S19	747002.55	4419130.83	978.33	315.00	-60.00	182.80
S20	746634.52	4419092.34	983.15	315.00	-45.00	199.00
S21	745907.28	4419284.55	977.63	315.00	-60.00	112.60
S22	746485.46	4419142.01	965.81	45.00	-60.00	100.00
S23	746117.24	4419205.81	974.94	315.00	-60.00	38.00
S24	746117.57	4419205.17	975.33	315.00	-60.00	120.50
S25	746317.32	4419254.07	953.64	135.00	-60.00	120.00
S26	746599.77	4419150.82	978.54	315.00	-60.00	149.00
S27	746958.92	4419193.36	970.88	45.00	-45.00	50.50
S28	746529.05	4419217.68	959.75	315.00	-60.00	60.00
S29	746535.75	4419215.61	959.68	45.00	-60.00	77.00
S30	746489.31	4419147.41	965.67	315.00	-60.00	188.30
S31	746488.09	4419148.74	965.64	315.00	-60.00	24.30
S32	746397.27	4419184.81	950.85	135.00	-60.00	187.00
S33	746472.50	4419016.32	972.65	315.00	-60.00	187.00
S34	746784.99	4419209.38	974.82	135.00	-60.00	216.00
S35	746869.85	4419140.96	978.17	135.00	-80.00	81.20
S36	746174.05	4419279.10	978.82	135.00	-60.00	135.50
S37	745938.84	4419088.84	977.27	315.00	-50.00	145.00
S38	745968.78	4419201.07	967.48	315.00	-60.00	160.00
S39	745975.57	4419335.06	979.03	315.00	-50.00	107.80
S40	745976.17	4419334.52	978.88	315.00	-50.00	39.00
S41	745830.67	4419343.79	965.84	315.00	-70.00	49.30
S42	745789.31	4419253.31	959.71	315.00	-50.00	203.20
S43	745713.30	4419326.09	939.66	315.00	-70.00	133.00
S44	746941.28	4419060.76	990.42	135.00	-60.00	230.90
S45	746598.77	4419150.82	978.54	135.00	-45.00	187.10
S46	746251.33	4419201.18	964.66	135.00	-60.00	187.00
S47	745755.07	4419204.05	940.59	315.00	-60.00	222.50
S48	745853.11	4419169.86	952.50	315.00	-50.00	130.80
S49	745886.49	4419395.36	968.27	315.00	-60.00	52.10
S50	746694.00	4419186.00	981.00	225.00	-45.00	175.00
S51	746636.00	4419093.00	983.00	45.00	-45.00	148.00
S52	746657.56	4419069.13	987.86	45.00	-45.00	135.10

EK A2**Çizelge A.2 : Sondaj bilgileri (S53-S104).**

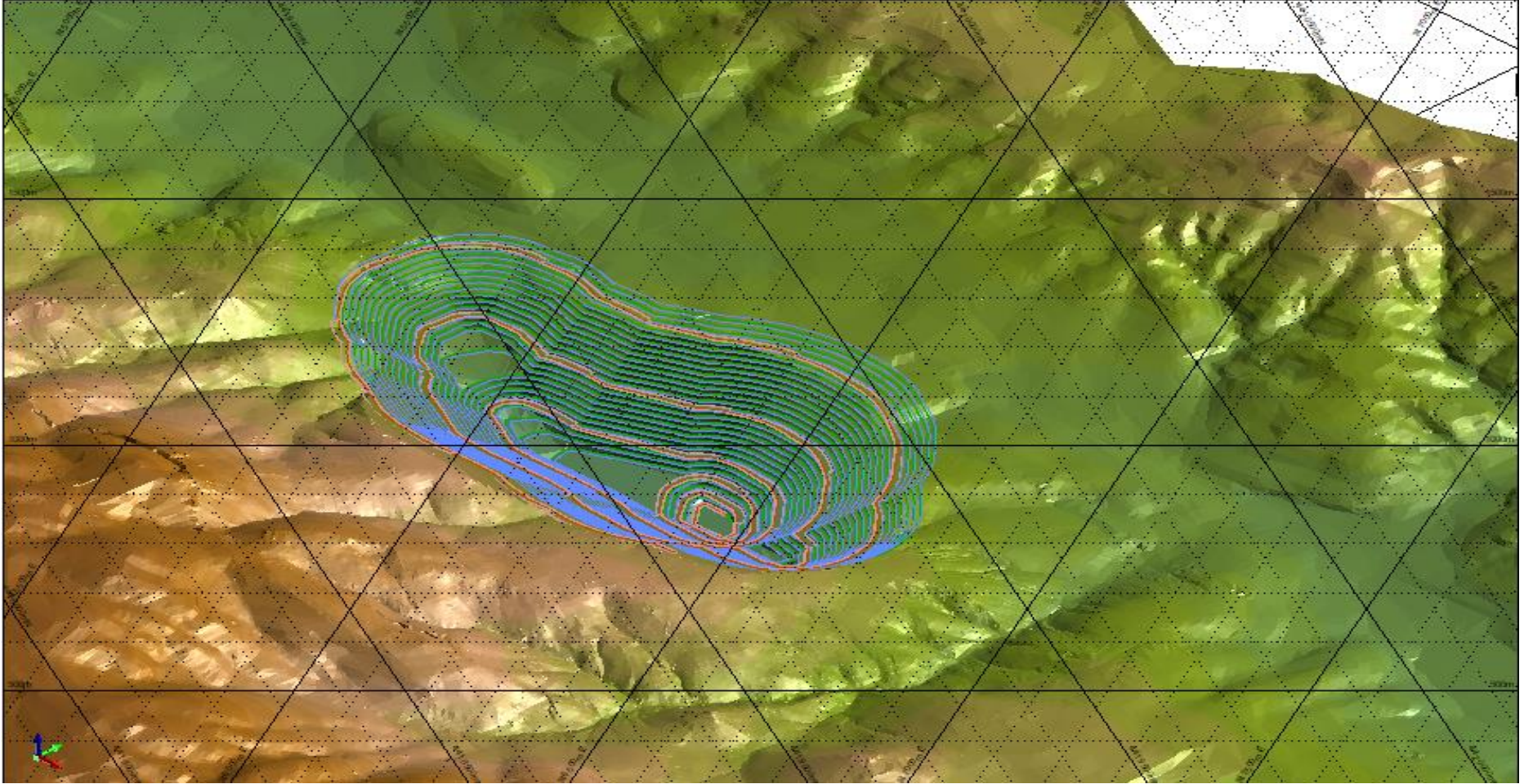
Sondaj No:	X	Y	Z	Azimuth	Eğim	Derinlik
S53	746670.19	4419123.41	987.72	315.00	-60.00	202.90
S54	746555.43	4419100.24	972.40	315.00	-60.00	145.00
S55	746523.37	4419140.37	964.73	315.00	-60.00	140.00
S56	746490.12	4419180.54	958.12	315.00	-60.00	132.40
S57	746633.82	4419155.80	982.51	315.00	-60.00	118.00
S58	746499.15	4419098.88	973.97	315.00	-60.00	116.00
S59	746738.77	4419126.83	989.25	315.00	-60.00	119.00
S60	746600.94	4419186.86	975.78	315.00	-60.00	101.20
S61	746779.30	4419145.27	983.78	315.00	-60.00	122.50
S62	746742.47	4419181.02	982.05	315.00	-60.00	110.00
S63	746622.20	4419040.71	988.52	315.00	-60.00	104.50
S64	746528.49	4419065.20	981.35	315.00	-60.00	98.10
S65	746465.96	4419133.61	963.59	315.00	-60.00	119.50
S66	746665.32	4419198.69	979.60	315.00	-60.00	115.80
S67	746851.99	4419069.07	992.30	315.00	-60.00	119.40
S68	746153.43	4419158.10	978.12	315.00	-60.00	105.50
S69	746083.97	4419229.71	984.61	315.00	-60.00	128.20
S70	746222.27	4419094.68	979.00	315.00	-60.00	142.10
S71	746447.95	4419210.76	950.44	315.00	-60.00	114.70
S72	746103.59	4419272.10	986.93	315.00	-60.00	131.30
S73	746172.51	4419068.69	993.43	315.00	-60.00	116.00
S74	746035.05	4419218.99	979.23	315.00	-60.00	96.80
S75	746178.83	4419203.67	967.60	315.00	-60.00	139.80
S76	746284.86	4419097.90	975.86	315.00	-60.00	101.00
S77	745960.20	4419285.73	979.52	315.00	-60.00	105.70
S78	746069.93	4419173.36	980.64	315.00	-60.00	103.00
S79	745796.96	4419311.41	962.14	315.00	-60.00	131.30
S80	745865.51	4419240.73	967.24	315.00	-60.00	100.00
S81	745936.37	4419169.80	964.83	315.00	-60.00	205.00
S82	746139.23	4419238.96	980.89	315.00	-60.00	205.00
S83	746655.56	4419069.13	987.86	135.00	-60.00	155.50
S84	746596.20	4419153.30	978.54	135.00	-80.00	198.00
S85	746036.50	4419220.50	979.23	315.00	-60.00	166.60
S86	746821.76	4419162.35	970.00	315.00	-60.00	157.00
S87	746770.76	4419100.65	990.47	135.00	-60.00	160.50
S88	746670.19	4419123.41	987.72	135.00	-45.00	154.00
S89	746869.59	4419139.48	978.20	315.00	-60.00	142.50
S90	746526.95	4419215.28	959.75	135.00	-45.00	142.00
S91	745980.69	4419335.96	979.00	135.00	-45.00	144.00
S92	746558.01	4419028.70	988.64	45.00	-45.00	172.00
S93	746694.00	4419186.00	981.00	225.00	-45.00	75.00
S94	746598.77	4419150.82	978.54	135.00	-45.00	70.00
S95	746694.00	4419186.00	981.00	225.00	-45.00	68.10
S96	746487.37	4419143.81	965.77	0.00	-90.00	20.00
S97	746117.24	4419205.81	974.94	315.00	-60.00	40.00
S98	746041.92	4419129.52	985.28	315.00	-60.00	47.00
S99	746209.31	4419158.19	974.77	135.00	-60.00	40.00
S100	745986.00	4419341.00	972.00	0.00	-90.00	110.00
S101	746122.00	4419038.00	1002.00	0.00	-90.00	122.00
S102	746635.00	4419371.00	952.00	0.00	-90.00	126.00
S103	746560.00	4419021.00	987.00	0.00	-90.00	165.00
S104	746912.00	4417901.00	1042.70	0.00	-90.00	93.00

EK B1



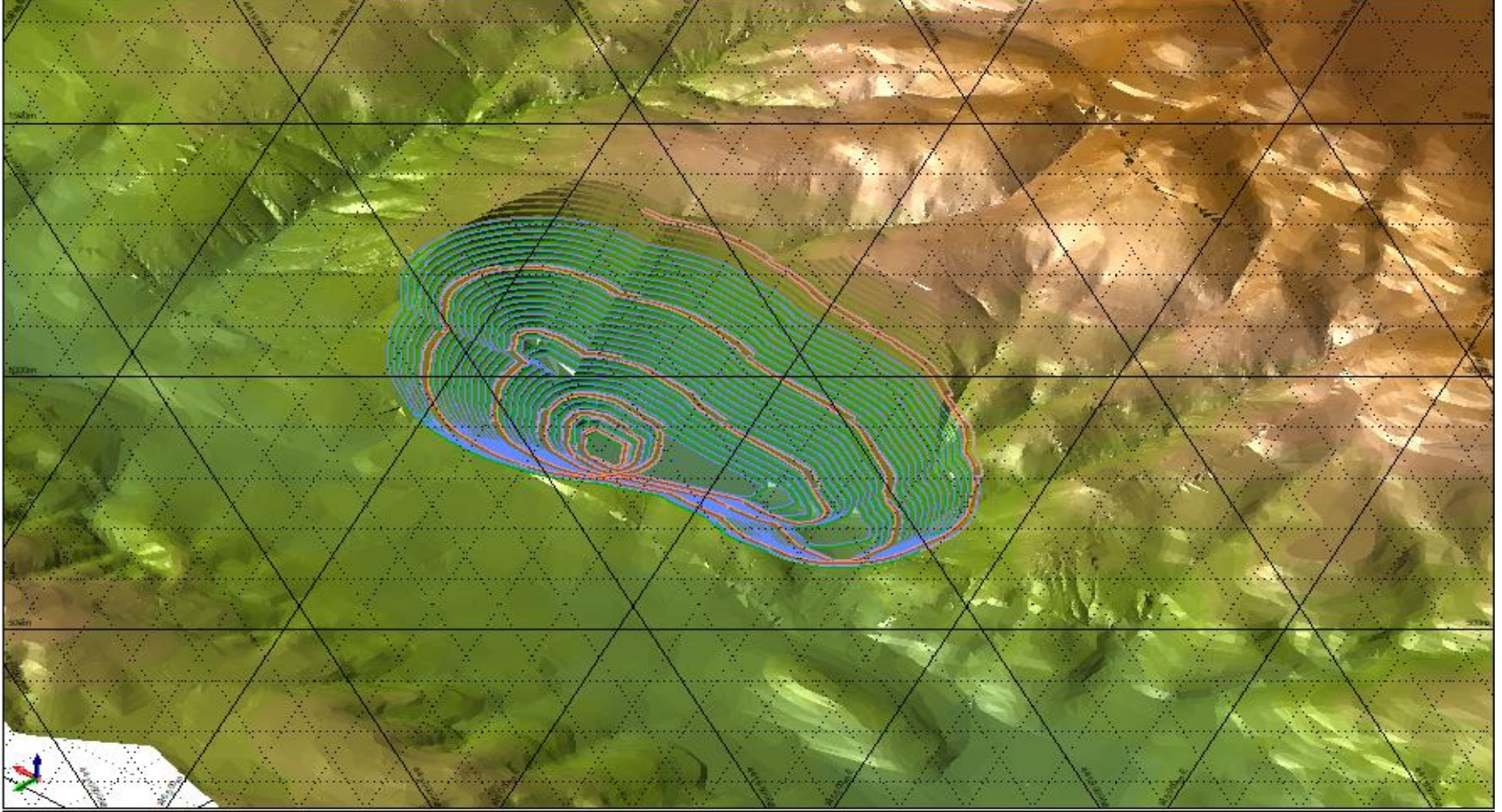
Şekil B.1 : Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Plan görünüm).

EK B2



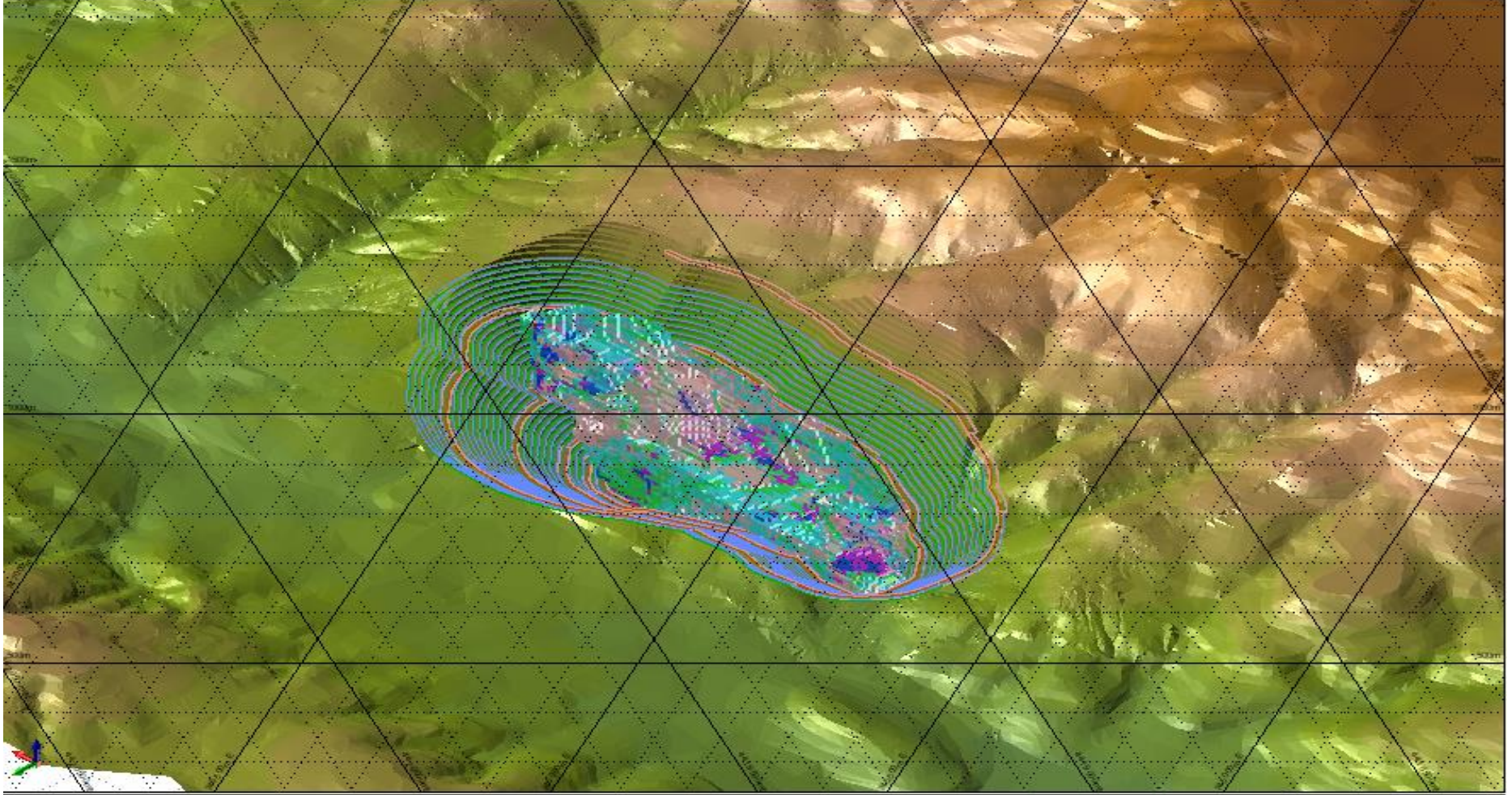
Şekil B.2 : Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm).

EK B3



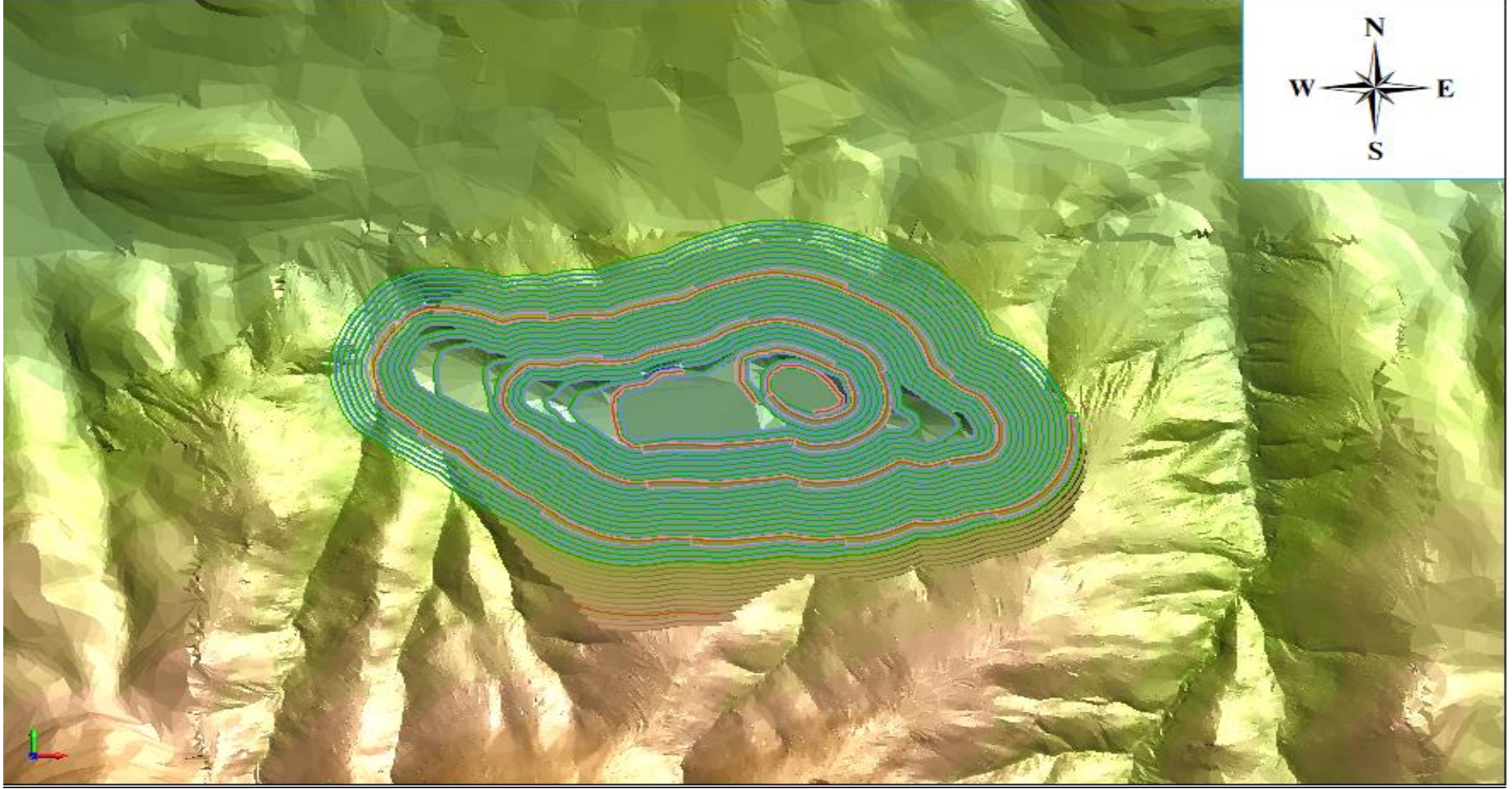
Şekil B.3 : Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm).

EK B4



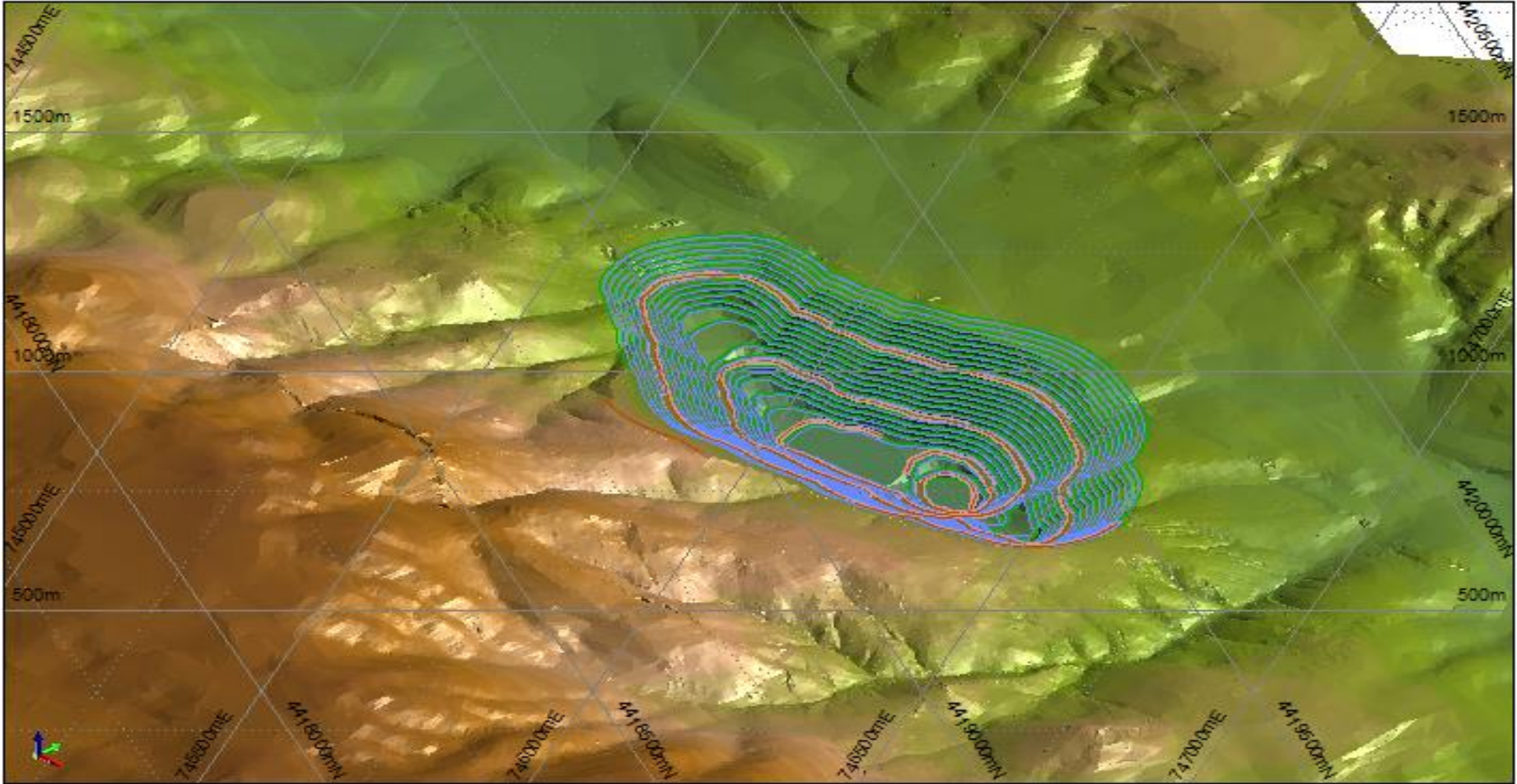
Şekil B.4 : Micromine yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Cevher yatağı ile birlikte).

EK C1



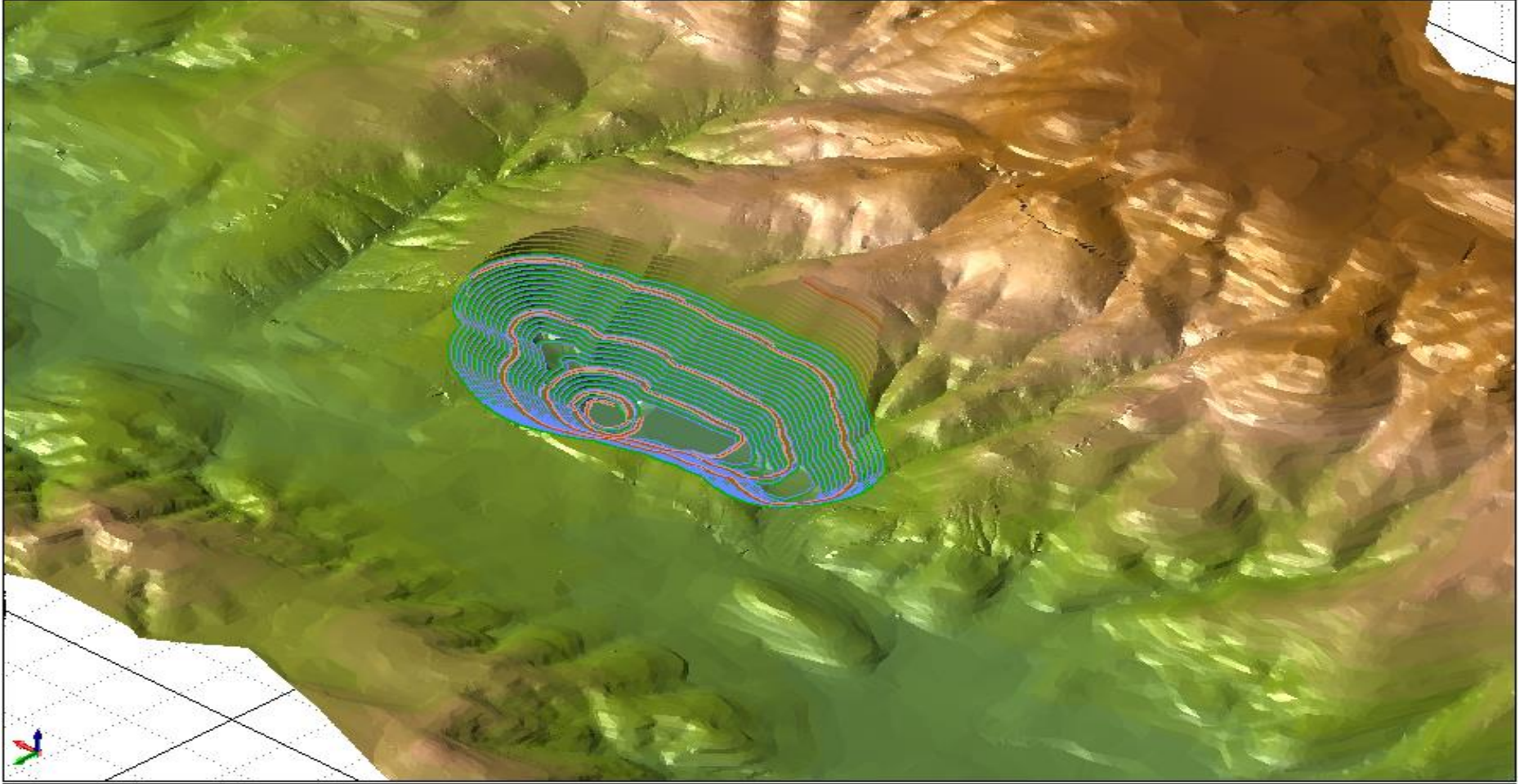
Şekil C.1 : SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Plan görünüm).

EK C2



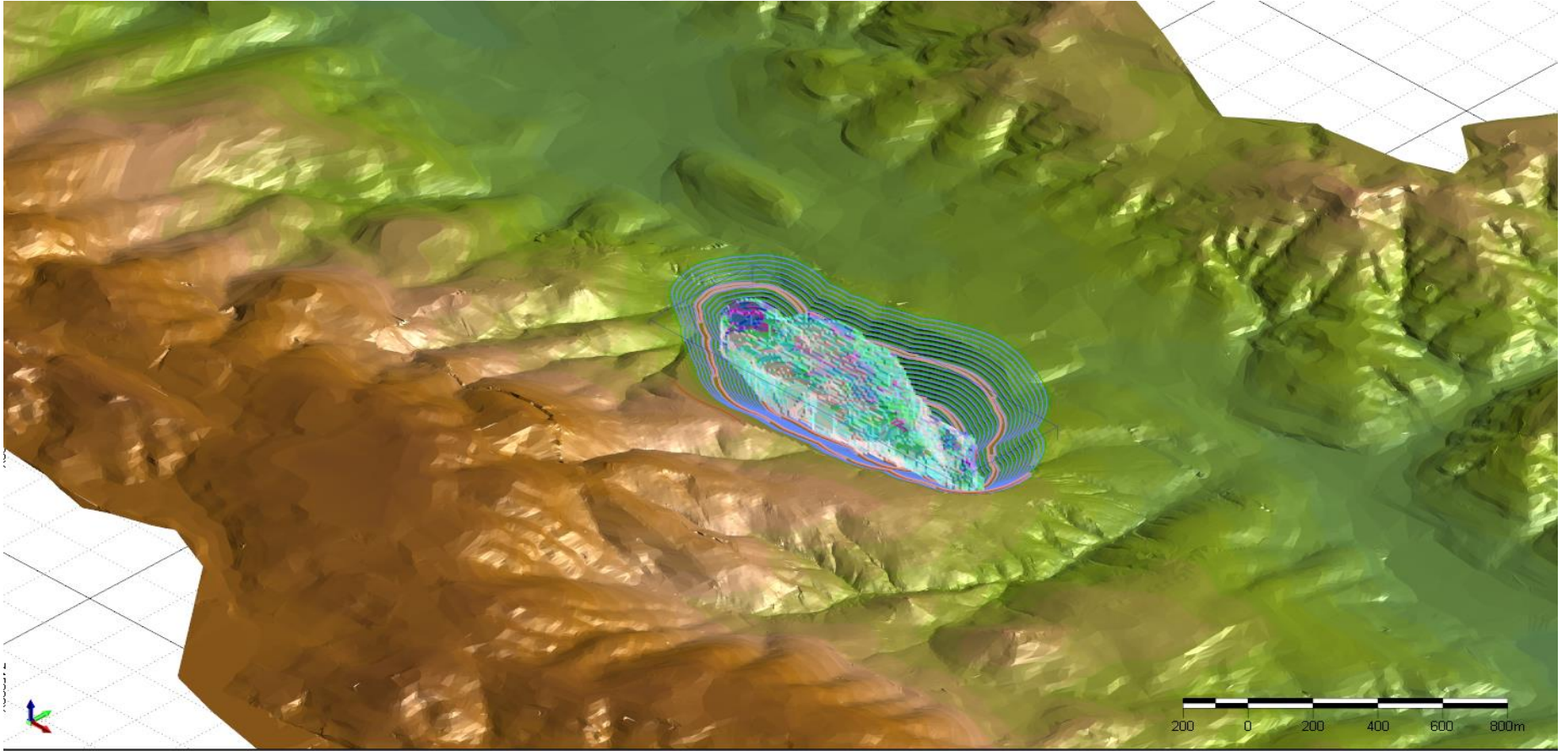
Şekil C.2 : SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm).

EK C3



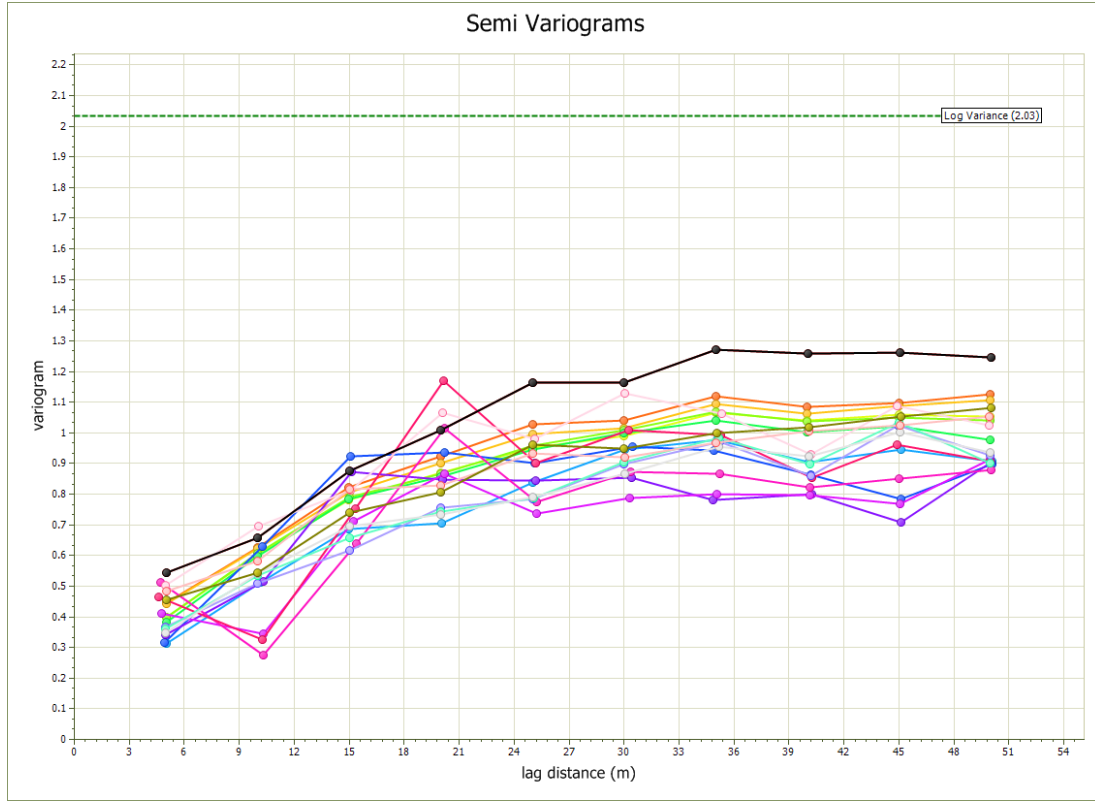
Şekil C.3 : SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (izometrik görünüm).

EK C4



Şekil C.4 : SimSched yazılımı ile yapılan UVÜP'e göre yapılmış açık ocak tasarımı (Cevher yatağı ile birlikte).

EK D1



Şekil D.1 : Anizotropik variogramların birlikte gösterimi.

ÖZGEÇMİŞ

**VESİKALIK
FOTO**

Ad-Soyad : Kürşat Hasözdemir
Doğum Tarihi ve Yeri : 1989, İstanbul
E-posta : hasozdemir@itu.edu.tr

ÖĞRENİM DURUMU:

- **Lisans** : 2017, İstanbul Teknik Üniversitesi, Maden Fakültesi, Maden Mühendisliği

MESLEKİ DENEYİM VE ÖDÜLLER:

- 2016-2017 yılları arasında İTÜ Maden Mühendisliği Havalandırma Laboratuvarları'nda kömür yataklarının gaz içeriğinin belirlenmesi konulu projede görev aldı. ,
- 2017 yılından beridir İTÜ Maden Mühendisli Bölümü'nde araştırma görevlisi olarak çalışmaktadır.

YÜKSEK LİSANS TEZİNDEN TÜRETİLEN YAYINLAR, SUNUMLAR VE PATENTLER:

- **Hasözdemir, K., Erçelebi S.** 2019. Açık İşletme Yöntemi İle Üretim Yapacak Olan Bir Maden İşletmesinin Optimum Üretim Planlaması. *Türkiye Uluslararası Madencilik Kongre ve Sergisi Bildiriler Kitabı.*