

Kaya Mekanikinden Cevher Hazırlamaya Güncel Yaklaşımlar

Editör
ENGİN ÖZDEMİR



BİDGE Yayınları

Kaya Mekaniğinden Cevher Hazırlamaya Güncel Yaklaşımlar

Editör: ENGİN ÖZDEMİR

ISBN: 978-625-372-969-1

1. Baskı

Sayfa Düzeni: Gözde YÜCEL

Yayınlama Tarihi: 2025-12-25

BİDGE Yayınları

Bu eserin bütün hakları saklıdır. Kaynak gösterilerek tanıtım için yapılacak kısa alıntılar dışında yayıncının ve editörün yazılı izni olmaksızın hiçbir yolla çoğaltılamaz.

Sertifika No: 71374

Yayın hakları © BİDGE Yayınları

www.bidgeyayinlari.com.tr - bidgeyayinlari@gmail.com

Krc Bilişim Ticaret ve Organizasyon Ltd. Şti.

Güzeltepe Mahallesi Abidin Daver Sokak Sefer Apartmanı No: 7/9 Çankaya /
Ankara



ÖNSÖZ

Maden mühendisliği, yer kabuğunda bulunan doğal kaynakların güvenli, verimli ve sürdürülebilir biçimde üretilmesini ve değerlendirilmesini amaçlayan çok disiplinli bir mühendislik alanıdır. Bu süreçte kaya mekaniği, yeraltı ve yerüstü madencilik faaliyetlerinin tasarımında, güvenliğinde ve sürekliliğinde temel bir rol üstlenirken; cevher hazırlama ise çıkarılan hammaddenin ekonomik değere dönüştürülmesini sağlayan vazgeçilmez bir aşamadır. Bu iki disiplin, madencilik zincirinin farklı halkaları gibi görünse de, gerçekte kaya davranışı ile kırma, öğütme ve zenginleştirme süreçleri arasında güçlü ve karşılıklı bir etkileşim bulunmaktadır.

Bu kitap, kaya mekaniği ile cevher hazırlama süreçlerini bütünleşik bir bakış açısıyla ele almayı amaçlamaktadır. Kaya dayanımı, kırılma davranışı, süreksizlik sistemleri ve yükleme koşullarının; cevher hazırlamada kullanılan kırma, öğütme ve ayırma teknolojileri üzerindeki etkileri, kitabın temel odak noktalarından birini oluşturmaktadır. Aynı zamanda, jeomekanik özelliklerin süreç tasarımına entegrasyonu ile deneysel ve kuramsal yaklaşımların birlikte değerlendirilmesi hedeflenmiştir.

Kitapta yer alan bölümler; kaya mekaniği, akustik emisyon, kaya dayanımı, jeomekanik modelleme, kömür ve mineral karakterizasyonu, mineral katkılı ve sürdürülebilir malzemeler gibi maden mühendisliğinin hem klasik hem de güncel araştırma alanlarını kapsamaktadır. Alanında uzman akademisyenlerin katkılarıyla hazırlanan bu çalışmalar, hem bilimsel literatüre katkı sunmakta hem de uygulamaya yönelik önemli çıktılar içermektedir.

Bu eser; lisans ve lisansüstü düzeyde öğrenim gören öğrenciler, akademisyenler, araştırmacılar ve madencilik sektöründe görev yapan mühendisler için başvuru kaynağı niteliği taşımayı amaçlamaktadır. Ayrıca, disiplinler arası yaklaşımları teşvik ederek kaya mekaniği ile cevher hazırlama arasındaki bütüncül anlayışın güçlendirilmesine katkı sağlaması hedeflenmektedir.

Bu kitabın ortaya çıkmasında emeği geçen tüm yazarlarımıza bilimsel katkıları için teşekkür eder, çalışmanın maden mühendisliği alanına ve ilgili tüm paydaşlara faydalı olmasını temenni ederiz.

Doç. Dr. Engin ÖZDEMİR

İnönü Üniversitesi

İÇİNDEKİLER

ROCK FRACTURES AND EARTHQUAKES	1
<i>MEHMET KEMAL GÖKAY</i>	
ROCK STRENGTH DIFFERENTIATION IN LONG-LASTING LOADING CONDITION	46
<i>MEHMET KEMAL GOKAY</i>	
INTERACTION MATRIX CONSIDERATIONS FOR ROCK SHEARING PARAMETERS	91
<i>MEHMET KEMAL GOKAY</i>	
KAYALARDA AKUSTİK EMİSYON: TARİHSEL GELİŞİM, TEMATİK EĞİLİMLER	121
<i>MURAT SERT, GÖKHAN EKİNCİOĞLU, DENİZ AKBAY</i>	
MİNERAL KATKILI KOMPOZİTLER	141
<i>DİDEM EREN SARICI</i>	
MADENSEL ATIKLARDAN PİGMENT ÜRETİMİ: SÜRDÜRÜLEBİLİR MALZEME GELİŞTİRME YAKLAŞIMLARI	157
<i>NİLGÜN KIZILKAYA</i>	
KÖMÜRÜN ÜST ISIL DEĞERİNİN BELİRLENMESİNDE KISA VE ELEMENTEL ANALİZ VERİLERİNE DAYANAN KORELASYONLAR	178
<i>AYDAN AKSOĞAN KORKMAZ</i>	
MALATYA YÖRESİ KÖMÜR YATAKLARI: KARAKTERİZASYONU VE DEĞERLENDİRME OLANAKLARI	197
<i>MUSTAFA BİRİNCİ</i>	
SOLVENT EKSTRAKSİYON	218
<i>TUFAN KIYAK</i>	
ÇİNKO ELEKTROKAZANIMI	239
<i>TUFAN KIYAK</i>	
DEMİR CEVHERLERİNİN MİKRODALGA ISITMA YÖNTEMİ İLE MANYETİK ÖZELLİĞİNİN ARTTIRILMASI	261
<i>CENGİZHAN EKSİK, İSMAİL BENTLİ</i>	

BÖLÜM 1

ROCK FRACTURES AND EARTHQUAKES

Mehmet Kemal GOKAY ¹

Introduction

Earth has a crust which is formed in different crustal parts, continents. Continents have different kinds of rock masses and they are in microscale movements over the mantle levels of Earth which have been described through continental drift content in related literature. Movement of the continents caused by Earth's gravity and induced horizontal stresses which have been governed by rock mass behaviours including their micro & macro scale discontinuities. The level of the 3 dimensional, 3D, stresses can be realised when the amounts of slips are observed in the rock masses. When the 3D rock mass loading in continental scale, and the geological time periods are under consideration; a) Rock mass strength behaviours under long lasting 3D loading (in differentiating loading rates) conditions; b) Rock breakage conditions which have been realised in different depth of the continents under different temperatures & structural features (discontinuities, cavities, defect zones, etc.); c) Pore volume liquid pressure conditions of the rock masses, due to different liquid contents of the rock masses which depend on their porosities &

¹ Prof. Dr., Konya Technical University, Mining Engineering Department, Konya/Turkey,
Orcid: 0000-0003-3792-9414, mkgokay@gmail.com

permeability features they have different pore volume pressures which have been differentiated in geological time scale; d) Different toughness properties of the solid rock materials, etc.) should at least be analysed to understand fracturing features of the rock masses. Earth crust has not formed through homogeneous, (massive, compact, solid) materials. It includes continents which have numerous types of rock masses in different depths. Rock masses here could be magmatic, metamorphic and sedimentary types including interlayers, cavities, fractures, faults, folds, and other structural discontinuity & defect-zone features. Thus, rock masses consisting of Earth' crust have their mechanical behaviour according to their positions in the crust which influence the surrounding circumstances including 3D stress-states and temperatures. Additionally, rock masses' porosities & permeabilities, fluid & gas contents (groundwater, oil, inorganic & organic natural gasses etc.) are expected to be different according to their surrounding conditions. Since 3D stress-state in the crust influenced mainly by; a) The Earth's gravity and gravities of the other celestial masses (like the moon, etc.); b) Influences of centrifuge force acting on the crust formed due to Earth' self-rotation, the rock masses in the crust have their structural differentiations (due to formed discontinuities) which are subjected to change in time un-reluctantly. That's why 3D stress-state changes in rock masses have been researched in rock mechanics contexts under "time-dependent" titles.

Complexities in rock masses' discontinuity & strength characteristics could straightforwardly be observed through in-situ tests. On the other hand, laboratory tests performed for the rock material samples supply data to explain rock materials' behaviours. Since uncertainty cases related to the rock mass contents, (material differences, weakness zones, discontinuities, cavities, voids, etc.), are unpredictable, rock engineering commendations have been provided through rock mass rating systems to classify and expect certain type of rock mass behaviours on the base of engineering

experiences. When the earthquake features are aimed to be studied, the focuses of the researches are usually related to; Seismic wave events and their harmful effects; Rock fracturing (breakages) of the rock mass bridge parts among the discontinuities (mainly faults); and Shearing of the faults under differentiating 3D stress-states. These features in fact have pre-seismic, coseismic, and post seismic influences governing by 3D stress-states (including rates of loadings) , 3D rock mass strength characteristics, 3D rock fracture loading & resistance parameters, surrounding temperatures, and time-effects, (short-time or long-time influences).

Strain energy build-up & release conditions for rocks

Rock material types and their failure behaviours (brittleness, ductility, plasticity, viscosity, cohesions, internal friction angles, etc.) as intact rock material characteristics influence their strain energy storing capacity under 3D loading conditions. This energy is dynamic in characters as it is evaluated in conceptual content. Stored strain energy level is directly related to the toughness of the rock material and it can be differentiated according to the rock materials' high or low toughness values which are independent of their ultimate failure strength levels. Actually, energy accumulated in the rock material for example can be discharged without any remnant strains for elastic parts of their stress-strain loading, (at uniaxial compressive strength, (UCS), tests. However, it is well known that after their yielding points (Fig. 1), rock materials have overwhelmed their elastic limits and they started to exhibit inelastic behaviours, they resist applied loads by supplying non-returnable strains (with discharging the stored energy) while keeping certain amounts of stored strain energy up to complete ultimate stress levels (Fig. 1) where whole stored energy in the tested samples are discharged at the time of samples' collapse, breakages. The amount of non-returnable energy used for inelastic strains defines the types of rock behaviours; brittle or ductile.

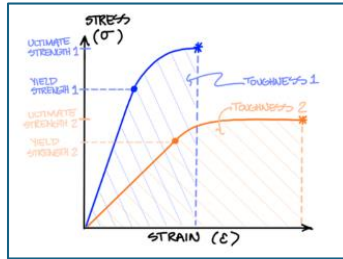


Figure 1. Toughness differences of two materials which are governed by the areas under the stress-strain curves, (SEN, 2023).

In the brittle rock behaviours, rock materials can supply a minimum amount of strains (or none) before their total crush. On the other hand, ductility levels of rock materials have defined the amount of strains before their total crushing points. Stress-strain curve shapes can then be used to calculate toughness values for the rock materials tested for UCS tests. During these tests, strain energy storage levels for the tested rock samples fluctuated until the ultimate strength failure (rock sample crushing) stages due to energy usages. (discharges). for internal strain related microfracture initiations and propagations. Strain energy stored in the samples depends on the area under the stress-strain curve ended with the total collapse of the test samples. These area differences differentiate the rock material toughness levels which supply also the resistance to the applied loading.

Detection of rock fracturing

When the failure of the rock material test samples under consideration for UCS tests, elastic and inelastic regions at stress-strain curves, yield and ultimate stress levels, toughness (stored strain energy levels), elastic modulus are all important to define rock behaviours. However, fracturing patterns in the rock samples have also been researched to realise where the rock samples fractures are initiated and in which directions they are propagating. One of these studies has been concentrated on acoustic emission, AE, capturing

during rock strength. During laboratory strength tests, micro-fracturing caused by applied loads forms vibrations (sounds waves) which are detected through several sensors to localise their locations in the test samples. These micro-fracturing procedures include fracture initiations and propagations. Ultimate strength (crushing) levels illustrated in Fig. 1 represent the applied stress levels on the test samples where the whole accumulated strain energy levels (toughness values) are discharged as a sudden rupture action. Rock material crushing, (sudden stored strain energy release), here causes shockwaves which are ready to travel in the surrounding mediums (solid rock materials, liquid, or gas). Similar shocks also are released as the testing rock material supplies micro-cracking under applied loads before their ultimate ruptures. Then, localisation of the micro shocks caused by micro-fracturing in the test samples through AE sensors open new opportunities to understand rock fracture initiations, and propagation directions according to applied stress conditions and rock material homogeneity differentiations. Xu & Hu, (2020) showed numerous micro-events occurred in different positions of the rock samples during laboratory compressive strength tests. Actually, in these studies, 3D positions of the AE events and the time of their occurrences have been accepted as common signs of failure paths of rock fractures.

Stored strain energy during elastic loading phases of the compressive tests have been gradually used (discharged) to initiate new micro-level rock fractures and their propagations. When the test samples are ductile rock materials, micro-cracking phases are provided through enough time-periods to realise testing rock materials' inelastic deformations. However, for the brittle rock materials at the compressive tests, the time-period for the same inelastic phase is very short which is difficult to capture through measuring techniques. Li, et al. (2017) for instance presented compression test results for marble plate samples including pre-prepared holes. They supplied results of "digital image correlation",

DIC, analyses to locate fracture initiation and propagations through the images captured from the tested marble plates' surfaces. Positions of the fractures and their propagation directions were presented according to their occurrences (captured simultaneous images for a very short period of time helped to detect fracture propagation directions according to locations of the hole at the plates. Rock mechanics tests facilitating AE either in laboratory or in-situ scale have provided valuable data for engineers to understand rock fracturing according to test related circumstances, (local locations, 3D loading conditions, loading rates, rock (material or mass) behaviours, etc.). Therefore, like AE signal distributions presented in Fig. 2 which were measured during the laboratory compressive loading tests have valuable outputs for engineers like the in-situ shear test outputs presented by Ishida, et al. (2010). These authors supplied AE monitoring results measured during in-situ direct shear test, "conducted in a survey tunnel for an underground powerhouse in central Japan", (Ohtsuki City, Yamanashi Prefecture). They wrote that, "it is necessary to determine the key types of geological inhomogeneities and how they govern the locations of acoustic emission events and the release of their seismic energy".

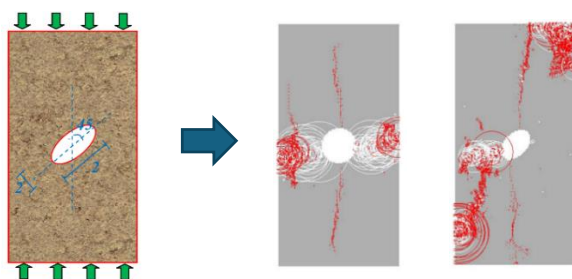


Figure 2. Acoustic emission, AE, signals (red dots) determined during lab. compressive tests in which the test samples have circular and elliptical empty hole at the centre of the samples, (after Xu & Hu, (2020).

AE signal detections for a selected in-situ location have resulted in the detection of the event locations caused by micro-scale rock fracturing. Random distributions or certain localization of these events and their AE levels have their clues also for the fracture features, (discontinuity irregularities along the sliding planes, or fracture propagation at the leading traces of discontinuities). When shearing (slipping) of the rock fractures under monitoring, positional coordinates of the existing fractures and newly initiated rock fractures are important to evaluate rock fracture propagations. AE data are then used to detect AE event locations that coincide with the rock fracturing features. When AE event monitoring is not enough for the selected engineering projects, microseismic activity monitoring techniques can be handled to detect rock mass fracturing which might possibly cause bigger rock burst problems. Tang, et al. (2010), for instance, provided their results for the microseismic monitoring study performed at “the tunnel construction of Jinping-II hydropower station” in Sichuan Province, China. Microseismic monitoring is a geophysical method to monitor “time and location of microcracks induced during the deformation and failure processes of rock masses” as these authors stated. Releasing of the accumulated 3D in-situ strain energies in rock masses has been occurred through different types of rock fracturing (fracture initiations and/or fracture propagations) causing emission of shockwaves. Detecting and positioning of microseismic events provide valuable decision parameters which result in where micro level fracturing is taking place in the rock masses like AE analysis.

AE and microseismic event monitoring were performed for two echelon transfixion fractures (20x2 mm in length&aperture dimensions with 60° inclinations, rock bridge between the cracks; distance between the crack tips=20 mm, angle between crack tip positions=90°, that is vertically positioned) cut in laboratory test size (150x65x30 mm) red sandstone samples under different uniaxial loading rates by Wang, et al. (2021). Red sandstone samples, (brittle

and almost homogeneous rock with $E=45$ GPa), were obtained from Linyi Mountain (Shanfdong, China). The authors wrote that they observed significant static loading rate influences on this rock fracturing behaviour during their testing stages. They determined that AE and microcracking behaviours of the test samples were differentiated by changing the loading rate. They reported that increasing the loading rate caused “the dominant failure modes of fractured sandstones change from mode-II shear to mode-I tensile fracture”. They stated also that “acoustic signals gradually increase with the applied axial stress”. They also noted that each rock bridge breakage, rupture, “corresponds to a drop of stress and an extreme value of AE counts”.

Another study which included AE signals which were obtained from UCS tests was supplied by Li, et al. (2019). The UCS test samples were obtained from Longmaxi marine shale (Sichuan Basin, China), and UCS tests were performed with the collection of the AE signals. They wrote that “AE locations at different stress stages during the loading process” were determined to evaluate fracturing events’ spatial distribution to understand rock material fracture propagation tendency in the test samples. The authors performed X-ray computed tomography, (CT), to scan UCS test samples to reconstruct 3D induced fracture distributions (including invisible micro fracturing features as well). According to the authors, combination of AE events and CT scanning data helped them to “explain temporal and spatial crack evolution”.

When the cracks (fractures) are observed on the face of; rock slopes, tunnel wallrocks & roofs, rock cliffs, even at the columns & beams of the surface/underground structures, Gokay (2016) pointed out that the rock masses usually have these cracks unseen elongations. Microscale cracks’ elongations at the tips of the existing fractures which cannot be seen by human eyes could possibly be detected by means of electrical conductivity measurements. When the targeted search areas of any rock &

concrete surfaces are marked with square-net sketches, electrical conductivity value differences among the corners of the small square areas in this net presents the traces of the unseen micro-fractures. These traces help the engineer to understand propagation tendency directions of the observable fractures.

Engineers who work on rock mechanics subjects especially about the rock mass fracturing features and their influences on specially purposed engineering projects would like to have 3D maps of existing rock discontinuities, (including fractures, faults, folds, etc.) for a defined rock mass volume in Earth' crust. On the basis of engineering projects, engineers performed in-situ and laboratory tests to define rock mass types, their properties and behaviours in rock mechanic contents. When the rock fractures like faults and fault zones are concerning subjects in these projects, types of faults and their fracture initiations, and propagation tendencies cannot be analysed without evaluations of 3D stress-states & their directions together with 3D discontinuity locations. The types of rock masses and their mechanical behaviours are known to be directing the strength failure of the rock-bridges among their discontinuities. Thus, in-situ monitoring systems supplying data for AE and microseismic events from the targeted rock masses will be more helpful by knowing the existing rock mass defects like; discontinuities, cavities, weakness zones, etc. Therefore, engineers who have to deal with the rock mass defect problems through the engineering history in mining and civil engineering fields have developed their experiences to compensate for known rock mass behaviours with the developed professional experiences. However, as the type of projects are changing and as their depths are getting deeper, complexity of rock mass behaviours increases as well. Deciding about the rock masses' 3D extensions; Existing rock fractures which are ready to cause progressive propagations; In-situ stress-state & water content alteration at surrounding rock masses of engineered spaces or volumes (in/on Earth's crust) are at least

needed to analysed for stable surface & underground engineered structures. In deep Earth's crust; influences of high temperature, restricted porosity & permeability features (due to high stresses, progressive differentiation of pore pressures due to captured fluids & gasses, rock masses have their special properties there to direct rock fracturing and deformation characteristics which are important to be evaluated in earthquake events.

Numerical models to predict rock mass fracturing behaviours

Since the importance of the 3D modelling of the discontinuities are realised in the last 30 years, studies presenting different features of rock masses have been performed to handle 3D digital modelling. For the cases of discontinuity models, rock mass volume which had been divided into smaller rock blocks (pieces) by discontinuity planes are presented in digital geometric model cases. Influences of discontinuity dips & dip directions on rock mass blocking have been evaluated through these digital models for the supplied data set opportunities. When engineered structures are included in these models, boundaries of the projected structures and discontinuity sets interactions provide valuable information for engineers to analyse the stability of the projected structures, (Ikegawa, 1992). Rock masses have discontinuities which could be considered as “geometric surfaces”. Like the intersecting 2D surfaces in space, several discontinuity surfaces divide the rock masses into rock blocks which could be interlocked by 3D in-situ stresses, or they are ready to slip over the discontinuity surfaces. Therefore, their sliding (displacement) potentials according to the supplied engineered free-surfaces (*open-pit mine slopes, road-cut slopes, foundations related slopes, natural rock cliffs, underground space sidewalls & roofs, etc.*) should be considered for the required stability conditions. Thus, it could be said that primary targets of certain engineering projects are covered by the stability analysis of engineered structures (including discontinuities as well). Reservoir

characteristics of the fractured rock masses, especially concerning the groundwater, oil and natural gas related operations need 3D discontinuity net modelling works. These models are valuable decision supports in; shall gas explorations, radioactive waste disposal depository designs, large scale dam projects, underground energy storages (as compressed air, oil or natural gas depots), underground waste (solids, gases like CO₂) depositories.

When the stability of the rock masses is analysed in much bigger scale to include certain geological features, rock fracturing positions as faults & fault zones are analysed through 3D stress-states and their differentiation in depth through geological times. Rock faults which release the stored strain energy caused by the combined influences of 3D field stresses (compressions, tensile, shear, etc.) produced not just small/big scale rock mass displacements but also the shockwaves travelling through the surrounding rock masses. Secondary stage of the rock fracturing is started just after these shockwaves, (quake waves) emissions. As the stored strain energy is small in quantities like in the case UCS tests, shockwaves formed during fracturing of the test specimens stay in low levels and are measured through AE sensors. Actually, AE sensors are supplying valuable data sets for engineering activities in mining, oil, ground, and civil engineering applications. Localisation of the AE signals and their differentiation in time (daily. Monthly, yearly basis) can be used to trace any rock fracturing activity near these applications, projects, to supply required precautions. When the rock masses below the ground surface are considered according to the depth; a) Economic mining and civil engineering operations are expected in first -50 m depth could be: (excavation of structural foundations, openpits, tunnels & galleries of transportation and their facilities); b) Underground mining depth (down to □ 1500 m); c) Deep mining depth (□ 1.5-3 km); d) Moderately deep rock mass related geologic (structural) features (down to □ 25 km); e) Depth more than 25 km can be considered for deep rock mass structural

features. Actually, the statements given by Daub, et al. (2010); “due to large temperatures and pressures, rocks deep in the earth”, “flow at rates of order cm/year, like a highly viscous fluid” are very important decision parameters in earthquake analyses. These authors called the depth of Earth down to -15 km as “shallow depth”. They wrote that shallow depth, “referred to as the seismogenic zone, rocks resist plate motion, and remain locked until the force becomes large enough that the material fails, and the fault slips rapidly on the order of meters/second in an earthquake”. When the numerical analyses are considered to apply large scale rock masses’ or rock faults’ movements, 3D stress-strain evaluations are managed by large scale 3D numerical mesh-nets. When the stresses-strains interactions in the Earth’s crust are considered, movements along the main fault belts represent the boundaries of the Earth-plates (continental plates). Displacements at these borders might also influence the other inner continental faults. In-situ field stresses originated due to the Earth’s gravity, continental drift, gravity force of the Moon & other space masses, Polflucht force (Wegener, 1924), Coriolis forces (Griggs, 1939) are the main reason of the in-situ 3D stress-states. Rock masses’ strength related (mainly; compressive, tensile, and shear) resistances to in-situ stresses through their rock masses and discontinuity properties govern the rock failure types where some of them could produce earthquakes shockwaves as well.

Numerical analysis studies performed by researchers (Zhao, et al. 2004; Zhang, 2015; Li, et al. 2017; Ma, et al. 2019; Xu & Hu, 2020; Wu, 2022; Chen, et al. 2024; etc.) presented the features of numerical mesh-nets to analyse 2D & 3D stress-strain states of targeted rock masses. For instance, Zhao, et al. (2004) worked on in-situ stress related faulting through their deformation modelling. They wrote that they used the “Finite Element Method”, FEM, to analyse stresses & deformations due to “strike-slip, tensile and thrust faulting considering rigidity layering in the crust”. Their mesh-nets, (x, y, and z (vertical) dimension) were large enough (170x170x75

km) to include a fault plane (x, and z (vertical) dimension) with (25x10 km), (Fig. 3). Their model studies outputs included surface deformations values in x,y,z directions for modelled; strike-slip, tensile, thrust faults, and the horizontal and vertical surface deformations through the FEM analyses performed for the modelled subduction thrusting at the Japan trench.

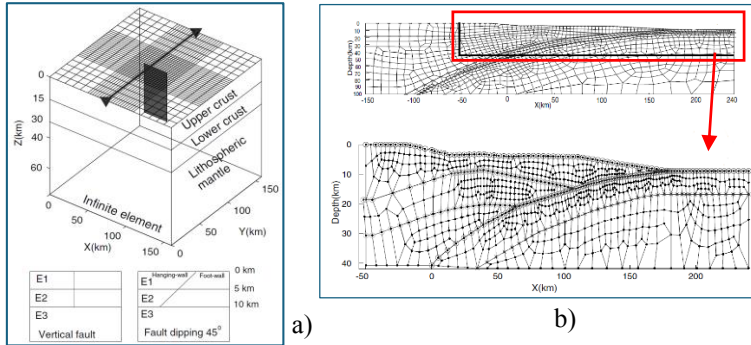


Figure 3. a) The rock mass models used by Zhao, et al. (2004), [“triangles mark the profile along which the surface displacements and the maximum shear stress changes (depth=7.5 km)”, (vertical-fault model conditions for strike-slip & tensile faulting, and inclined-fault model conditions for thrust faulting]. b) Partial position of the crustal structure of the Japan trench through the FEM mesh-net, (Zhao, et al. 2004).

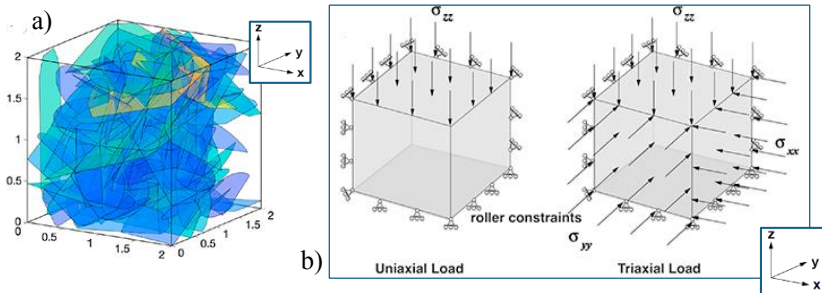


Figure 4. Numerical model considerations for interrelated mechanical and hydraulic rock behaviours, a) “Stochastic discrete fracture network with 148 disk-shaped fractures”, b) Boundary conditions of uniaxial and triaxial loadings for the modelled simulations. (Ma, et al. 2019).

When the 3D stress state is considered for numerical analyses, the unit cubic volume can be assumed to be loaded as Ma, et al. (2019) performed for their 3D models. These authors even included mechanical and hydraulic conditions of the modelled rock mass through FEM and “unified pipe network method”, (Fig. 4). They analysed “stress effects on the equivalent permeability of complex discrete fracture networks”.

Rock mass fracturing and resultant quake features

Rock masses can be positioned in the Earth’s crust in different depths with their relation to their types mainly magmatic, metamorphic and sedimentary rock masses. This differentiation influences the main structural features in them as well. According to their orogeneses they have been influenced with different 3D in-situ stresses in differentiating rates. In addition, their chemical compositions have been confronted by weathering processes according to their position in/on the Earth’s crust. The strength characteristics of the rock masses are then gradually deteriorating in time. However, there are also influences which have their positive impacts on rock masses’ strength characteristics like; Metamorphism due to high compression and/or high temperature; Cementation effects of the fracture fillings (silicification, calcination, precipitations of other cementitious materials which make the rock masses more strengthful). The fluid (oil, groundwater) and/or gas filled pore volumes (in micro/macro scale) in the rock masses have their positive and negative impacts on the rock mass mechanical behaviours due to their pore pressures. Actually, all the rock masses consisting of the Earth’s crust are subjected to the 3D in-situ stresses, while they are displaced over the Earth’s mantle layer. Then, when the rock mass failure is under consideration due to the in-situ stresses, brittleness and ductility (strain softening, strain hardening) of the rock masses are primarily guiding types of rock mass strength failures, (sudden rock fracturing, (faulting), or gradual failing with

supplying inelastic strains up to final collapse of the rock materials where the 3D stresses concentrated in the rock masses (rock bridges among the discontinuities, asperities at the rock fractures, core centres of the rock masses which transferring the stresses, etc.). Release (discharge) of the stored strain energy in the rock masses accumulated in time due to 3D in-situ stress-states are then expected to occur in sudden, wild rupture (for brittle rock masses), and slow (gradual) actions (for ductile rock masses). If there is an existing fault or fault belts where the 3D in-situ loading is effective and stress transformation related shear stresses are occurred to force faults to supply shear displacements, like at the shear box tests in the laboratories, shearing could be occurred sudden or slow actions which are depended on the normal stresses acting on the fault planes and the friction angles of the planes. The toughness values in this kind of rock fracture displacements are related to stored strain energy levels locally around the rock fracture zone through shear and normal stresses. As a fault zone which includes several faults has its sliding conditions at the field scale fully depended on the rock faults' shearing behaviours. One of the faults or a couple of them which have less resistance values to the applied stress-state can be the causes of displacement initiation here which might trigger the other faults in the same zone for their fracture slides. The governing parameters related to rock fault shearing are the ones like at the shear box test in the laboratories. These factors; normal stress rates over the faults, cohesions, fault plane walls' strength values, and friction angles along the fault planes which basically depend on asperity angles and their strengths. If the rock masses around the faults have higher toughness values, that means they could store high levels of stress related energy. For the opposite conditions lower energy levels are stored at the rock masses around the faults. These energies are ready to discharge in any case of rock fracturing. The shear displacements at the rock fractures are supplied due the shearing conditions realised for individual rock faults. This also means that

discharging some parts of stored strain energy is realised when the fault plane resistance fails and sliding occurs. In cases of high-level strain energy discharge (release) to cause sudden displacements, (fully depend on the toughness of the fractured rock masses), earthquake shockwaves are expected to be emitted as well.

Actually, when the earthquakes are analysed briefly through rock engineering points of view, influences of earthquake mechanism have been realised in 3 main phases. First phase includes all the conditions to produce sudden (brittle) or slow rate (ductile) rock mass fracturing (which may include fracture related large-scale rock mass displacements). Rock faulting and related displacements are not the only effects in these circumstances. Shock waves formed due to the rock bursts are emitted into the surrounding rock masses with different waveforms. These waves cause additional damages according to their origination energy levels in the rock masses away from the actual rock burst positions. This event forms the second phase in earthquake cases. Time differences between 1st and 2nd phases here are “short” as described in seismologic studies (time gap here depends on the dynamic wave travelling differences among the rock masses). Third phases described here are developed after the earthquake (postseismic period). Since the 3D in-situ stress-state are active but differentiating all the time, rock masses around the sheared rock faults (reason of the earthquake) have influenced without any delays. Due to the rearranging of the 3D in-situ stress values and directions, (new fracture planes and crushed zones are expected to be active parameters in the induced 3D stress conditions after the quakes), rock masses fractured due to quakes force to supply additional deformations accordingly. Third phases described here might be extended in days, months or years. Studies in rock mechanics concerning the earthquakes factors through “before-during-after” periods then provide engineering decisions for rock-related projects in/on that rock masses.

Rock mass conditions at earthquake locations

Rock material testing in laboratories are mostly performed under stable, (uniform), standard loading rates. When the dynamic loading conditions are questioned, the studies like the one performed by Zhang & Zhao, (2014) need to be noted. As it was pointed out before rock burst and flash sliding in the rock masses through faults have their rock mechanics related factors and their interconnected cause & effect relations. However, there is another case which engineers should consider for safe & stable project sites. That is earthquake related shock waves and their harmful influences on rock masses. Energy levels of shock waves, and dynamic strength characteristics of rock masses are important to understand the shock wave damages in rock masses. It is also obvious that these damages are differentiated according to the distances away from quake focus and the rock masses' resistances to the travelling shock waves. In-situ stress-state influences all the rock masses and rock fractures at different depths. In this content, Cocco, et al. (2023) stated that strain energy has been accumulated "in the volume surrounding the fault due to tectonic loading" during interseismic time periods. When the earthquake happens, strain energy stored triggered; "sudden transfer of strain energy (elastic and gravitational, ΔW) from the wall rocks into radiated energy (elastic waves, E_R) and dissipated energy in the fault zone (crystal plastic, fracture, and friction, E_{FZ})" is realised. That is summarised by the authors like: $\Delta W = E_R + E_{FZ}$ (in Joule). Research related to the rock mass failures, faulting, and shear sliding at existing fault zones can be acknowledged by evaluating the study of Brady, (1974). The author wrote about the shear fault initiation and subsequent growth in rock which is directed by scale independent failure theory. The author also defined four phases of faulting through the theory like; dilatation, inclusion, closure, and growth phases.

Large scale rock mass displacements through main fault belts which also caused seismic events have been surveyed for years. In one the early works, Isacks, et al. (1968) mentioned the new global tectonics approach in the late 60s which was strongly supported by seismological observations. The approach was “founded on the hypotheses of continental drift, sea-floor spreading, transform faults, and under thrusting of the lithosphere at island arcs”. These authors stated that the “continental drift” hypothesis “had a substantial impact on the field of geology when it was proposed in 1929 by Wegener”, (Wegener, 1966). The data supplied by the works of Dietz, (1961) and Hess (1962) helped to understand “seafloor spreading” and “ocean trenches”. Other studies related to continental drift hypotheses were listed by Isacks, et al. in 1968. They also noted that “relative movement and interactions” of continents define main features of tectonics which are; “spread apart at the rifts, slide past one another at large strike-slip faults, and underthrust at island arcs”. Then, in later years McKenzie & Parker (1967) performed a study including “the mobile lithosphere concept” to study earthquake mechanisms for the Northern Pacific region.

Howells, (1974) was one of the researchers who wrote about the rock mass conditions at earthquake focus locations. Rock mass types and their main rock mechanics features including discontinuities govern their failure behaviours under long-time influences of 3D in-situ stresses. Howells wrote that earthquakes which were originated due to “reservoir impounding” had their depth of occurrences at “several km”. Due to inaccessibility to that depths, the author supplied logical reasoning in data collection for the rock properties. These works cover; the behaviour of surface rocks, laboratory test simulation for deep seated rocks, observations of rock properties at deep tunnels & mines, rocks and liquids encountered at deep boreholes. The author stated that rock “failure is controlled as much by the orientations of the planes of weakness as by the directions of the principal stresses”. Then the next questions may be

asked in a theoretical approach if the 3D in-situ stress directions and magnitudes have been changed in geological eras or not. These differentiations have included changing the principal stress ordering as well. These changes have possibly been repeated several times in long periods of geological eras. Because displacements occurring due to continuous continental drift progress have supplied dynamic 3D stress-state.

For the concerned subjects related to tectonic boundaries surrounding the continents, early studies of earthquakes occurring at those boundaries had their impact on the understanding of the stresses and deformation conditions at these localisations. Brace, (1977), stated that studies had been supplied in the US since 1972 about earthquake prediction and its mechanism. The author reviewed the laboratory studies “relevant to earthquake and predictions”. As a stick-slip movement causing earthquake shake waves, the author concentrated on the two processes; “fracture of asperities and indentation creep of asperities”. When predicting earthquakes in concern, Byerlee, (1978a), wrote about the rock mechanics related parameters “which occur before fracture of initially intact rock and before stick-slip on faults or before between finally ground surfaces of rock”. These rock related properties are “dilatancy, creep, acoustic emission, and changes in seismic velocity and attenuation, electrical resistivity, magnetic moment, and gas emission”. When the editorial note supplied by Byerlee & Wyss, (1978), checked, the following statement summarized the earthquake concepts; “friction is one of the central problems for the understanding of earthquake source mechanism and earthquake preparatory processes”. They mentioned the factors influencing the shear strength of the already existing faults. They forwarded major questions related to this subject as; “How is friction along fault planes overcome?”. Then they pointed out the following facts; if the local in-situ stresses are high, if there are weakening factors for the fault planes’ frictions like the influences of groundwaters and clay minerals, frictional resistance at

rock fault planes may be overcome. At this point evaluations of Rice, (1979) may be helpful to understand the mechanics of earthquake ruptures. According to the author, these ruptures could appropriately be considered in “three areas”; First one is; “representation of elastic field generated by earthquakes” which covers in general “computation of elastic displacement fields generated by displacement discontinuities on faults and by distributed inelastic strains”. Second area is; “fundamentals of the rupture process in geological materials”; includes mainly strength weakening of the rocks through the fracturing. The concept here has “tensile crack mechanics”. Additionally, it covers; “inelastic and ultimate strain-softening response of stressed rock masses, the reductions of shear strength with ongoing slip”. The author mentioned the influences of “time and rate dependence of these processes” as well. Third area is; “Processes on a tectonic scale leading to earthquake instabilities” covers mainly “description of the tectonic loading process”.

Rock fracture sliding conditions are tested in laboratory conditions in different loading and sliding-plane roughness conditions by researchers. One of these studies was presented by Wang, et al. (2018). They performed laboratory time-dependent shear testing through concrete samples. Artificial surface roughness prepared for these samples were settled in different 5 “joint roughness coefficient”, JRC, groups defined by Barton (1973). Then, they determined “the time-dependent behaviour of rough artificial joints under shearing conditions was investigated” for their mechanical characteristics. Time-dependent strength behaviours of rock masses and rock fractures are the research areas to realise natural loading conditions in the Earth’s crust. In this content, Crampin, et al. (1984) works can be presented here which was about “subcritical crack growth”. These types of fractures have slow progression in solid masses under the influence of “low stresses at low strain rates”. Since the cracks propagation aligned along the

maximum compressive stress direction in 3D compression in-situ field, “such subcritical crack growth produces extensive-dilatancy anisotropy (EDA) throughout earthquake preparation zones”. The authors, (Crampin, et al. 1984), suggested that EDA was crucially important in the driving mechanism of the earthquakes, which describes mainly “differential opening and growth of existing cracks, throughout a large part of the volume of an earthquake preparation zone”. These statements put forward the criticality of the fracture mechanics contexts in rock engineering. Fracture initiation & propagation conditions under different 3D stress-states and alternating solid material types have been researched comprehensively in mechanical, civil, material, and rock engineering subjects. Actually, Atkinson, (1987), stated that fracture mechanics has been started with the studies “in attempts to understand the failure of glass”. Then the works followed in “the stability of metal engineering structures in service, and, more recently, the fracture properties of engineering ceramics”, as the author noted. Fracture mechanics in rock materials have also been a concentrated field of studies recently in rock engineering concepts through mining, civil, geotechnical, and geophysical engineering. Atkinson (1987) supplied a list of works, researches, performed by different researchers in; earthquake mechanics, earthquake prediction, plate tectonics, propagating oceanic rifts, magmatic intrusions and their associated earthquakes, uplift & erosion of crustal rocks. The concept supplied by Costin, (1987), had pointed out the time-dependent strength characteristics of the rocks. His introduction statements included the facts related to the rate of stresses influencing the rock masses. Rate of loading through the long-period of time (in geological eras) directly influences the strain rates in the rocks. He wrote that in ordinary laboratory testing, the strain rates range from 10^{-4} to 10^{-6} per second, (s⁻¹). He supplied the strain rate for “natural geological processes” as; 10^{-12} to 10^{-15} per second, (s⁻¹). These rates certainly influence the strength of rocks

and time-dependent rock behaviour researches in the rock engineering field presented that; long-term loading of the rock materials and rock masses (constant rate & creep behaviours, or alternating rates of loading in 3D conditions) decreases the strength of them. Costin (1987) wrote the results of the studies supplied by Scholz, (1968a,b), and Bonafede, et al. (1976), that time-dependent effects of the rock mass loading are “important in the analysis of geophysical phenomena such as earthquake aftershocks and recurrence intervals”. Scholz, (1992), wrote also about “stick-slip theory of earthquakes” which had been noted in Brace & Byerlee, (1966). According to Scholz this theory created a new paradigm. He wrote in 1992 that the theory was provided through rock mechanics contents but it had not been accepted yet in “the world view of seismologist”. According to the author “the central issue of the paradigms to be discussed here has to do with what causes the sudden slip that results in earthquakes”, and the other issues in discussion were; “the value of the shear stress necessary to initiate the earthquake, and the value of the shear stress that remains on the fault immediately following the earthquake.” Scholz, (1992) described the old paradigm “which may be called the strength theory dates from Tsuboi, (1932a).” Whereas the stick-slip theory of earthquakes supplied by Brace & Byerlee, (1966) marked “the beginning of the application of rock mechanics to the earthquake mechanism problem”. When the earth crust is under consideration, it includes different types of rock materials forming different rock masses which have numerous discontinuity configurations. Mechanical behaviours of the rock masses in different depth of crust have produced various time & rate dependent 3D behaviours in the influences of various time & rate dependent 3D in-situ stresses under the effects of different surrounding temperatures. Rock mass toughness, stiffnesses, internal friction angles, cohesions, Poisson’s ratios, viscosities etc. directly influence the rock mass mechanical behaviours and rock fracture related deformations. That is; when the

rock fractures are observed through their displaced directions on the Earth's surface (along the considerable surface distance, in km), the question should be asked; What were the 3D stress-states causing the movements? Are they slow rated displacements (creep types, time-dependent movements)? or Are they sudden deformations through an earthquake? Whatever the cause and the results of these deformations, responses to these enquiries (considerations) might be evaluated through the available approaches in rock mechanics.

As a solid medium, Earth's crust was fractured. Then, the following questions must be considered in any engineering approach; Is it possible to locate the fracture surfaces in their 3D position? What were the rock masses along the fractured zone (s)? What was the 3D stress-state before and after the earthquake? What was the main cause of rock mass deformation (including rock fracture propagations, or etc.)? What are the quake shock differences created during the earthquakes as the fractured rock masses are differentiated (including 3D fractured surface property differences)? Overall, rock material testing and rock material property differentiation complexities become more complex when the uncertainties in data are included. Thus, the strength characteristics of rock masses are under consideration, more comprehensive uncertainty cases should be considered for engineering decisions. Then, when a decision is required for a project through an engineering evaluation, engineers should be careful about their analyses and be aware of the uncertain data properties related to the Earth' crust, (rock masses).

When these logical causes & effects evaluations in the field of in-situ 3D stresses-strains for rock masses are under consideration in earthquake reasoning, researchers like Kanamori, (1994), supplied their rock mechanics related thoughts. Kanamori's statements are given at the beginning of his paper and presented "an earthquake is a sudden rupture process in the Earth's crust or mantle caused by tectonic stress". Actually, Sibson, (1989), described the rock masses

displacements in the upper 1/3 or 1/2 of deforming continental crust as; “accommodated largely by seismic slip increments on existing faults”. Katamori, (1994) noted that “to understand the physics of earthquakes it is important to determine the state of stress before, during, and after an earthquake”. He stated that the earthquake rupture zones are “usually planar (fault plane)”. He added also that; this zone might have complex geometries, and stress distributions at these fault zones can be phased as; “interseismic periods” [time (months, years, decades, centuries,), intervals between quakes]; and “coseismic period” [earthquake durations (seconds, minutes)]. At this point, the statements written by Sibson (1989) should be noted for rock folds. The author stated about “the high-level folding in the crust” and wrote that high-level folds might have “a consequences of fault displacements, in at least some instances, the incremental amplification of such folds accompanies seismic slip episodes on the faults (King & Vita-Finzi, 1981; Stein & King, 1984)”. According to Sibson (1989), “faulting is truly a brittle process” and rock mass brittle behaviours are dependent on these rock masses’ toughness, cohesions, internal friction angle, Poisson’s numbers, (rock materials and rock masses related) characteristics, and environmental 3D time related stress (compression, tensile, shear, impact, etc.), and temperature differentiation.

It has been known for a long time that as the depth increases in the Earth’s crust the rock masses’ temperatures also increase. Thus, if there is a deep rock sample located at 5, 10 or 25 km depth of the Earth, it will demonstrate different rock deformation behaviours. The temperature increase (gradient) in the Earth’s crust was pointed out by Fridleifsson, et al. (2008) approximately about 25-30 °C/km, (72-87 °F/mi). This reveals that the expected temperature might probably be around 125-150 °C at 5 km depth of Earth’s crust, (thus, the temperature of the rock masses could then be around 250-300 °C at 10 km depth, and 625-750 °C at 25 km depth). Further researches are going to present what are material &

mass characteristics of rocks forced to change as the depth of the crust is increased other than temperature and 3D in-situ stress changes like; rock densities, porosities, permeabilities, etc. Sibson (1989) supplied a graph that showed the influences of temperature through shear resistance at rock faults vertically elongated into depth of the crust. The curve in the graph shows linear increase of “shear resistance” levels down to a “conceptual depth (transition level, zone)”, and then the shear resistance levels decreased (inverse, exponentially) due to rock property differentiation in those depths. According to Sibson (1986) the transition zone, (FR/QP zone), defines the rock property change from “unstable frictional faulting”, (FR) to “localized quasi-plastic shearing flow”, (QP), where “localized in mylonite belts”. As it was pointed before; Sibson, (1986), noted that seismic activities are “restricted to the upper one third to one half of deforming continental crust, its lower bound apparently governed by the onset of greenschist facies metamorphic conditions at temperatures of 300-350°C (Chen&Molnar, 1983; Sibson, 1983)”.

Rock fault rupture which is initiated or propagated (slipping) during earthquakes in the crust have some rock mechanics considerations related to their dimensions. First parameters in this context are; the rock mass types under fracturing, existing fracture surfaces & rock bridges among them, fault (discontinuity) dip & dip direction, slip (movements) directions & amounts, the surface area of the ruptured fault plane, discontinuity surface types, irregularities, ratio of full contact area at the fractioned (ruptured) fault plane, etc. Conceptual approach supplied by Sibson, (1989) hinted at a point to understand the scale of ruptured rock fracture sizes in the concept. The author wrote that “one can obtain some grasp of typical rupture parameters associated with earthquakes of different magnitude”. He supplied the values related to the ruptured rock fractures for 8 earthquake magnitude grades, (M1, M2,, M8) after calculation by using “elastic dislocation theory, (Kanamori & Anderson, 1975)”

and “moment-magnitude relationship, (Hanks & Kanamori, 1979)”. The values given here for M1 & M8 are as follows: Average slip: (~1mm for M1, ~4 m for M8); Rupture length, (L) or width, (W): (~30 m for M1, ~100 km for M8); Rupture area, (A=L.W): (~ 10^3 m² for M1, ~ 10^4 km² for M8). Sibson (1989) also added the rupture length or width values for “a vertical fault in a 15 km deep seismogenic zone” approximately 650 km for the M8 earthquake magnitude. These rock fault rupture dimensions and average slip values demonstrate the 3D in-situ stresses and their rupture powers.

Dogliani, et al. (2015), for instance described normal, thrust, strike-slip rock faulting behaviours together with the Earth’s crust brittle-ductile transition, (BDT), zone in different time periods (interseismic periods, and coseismic times). They wrote that BDT layer “separates the seismogenic elastic-frictional upper layer from the underlying quasi-plastic layer defined that BDT” and this layer “represents the lower limit for most of the crustal seismicity worldwide (Scholz, 1990, and references therein)”. During the interseismic stage, the authors “assumed a constant slip rate in the ductile fault segment (shear zone), whereas the upper brittle segment is practically locked”. They defined brittle layers as, “the volume of rock above the slipping ductile fault segment acts as an accumulator of elastic energy during the interseismic period. Once the shear stress has exceeded the fault strength, the mainshock occurs, and the elastic layer releases the accumulated energy”. This causes quake shocks and is defined as a coseismic stage.

When the shear strength laboratory scale test for rock samples through shear box and the test parameters are under considerations, sheared rock fractures (discontinuities): undulations, roughness, irregularities, contract areas, apertures, fillings, fracture surfaces weathering, fractured surfaces’ compressive strength (JCS), normal stresses on the fractures, shearing stresses applied to fractures should be controlled and tested for the test results. These parameter interrelations could possibly be a decision matter in rock faulting

considerations. Then, parametric interrelations were put forward by Gokay, (2000), through pairwise rating procedure defined by Hudson, (1992), as “interaction matrix” concept. Diagonal members of the defined interaction matrix example here included influencing factors related to shear box strength test of the discontinuities. They were; cohesion, normal stress, shear stress, friction angle before the shearing (include the effects of impurity roughness), and after the shearing (include the effects of broken impurities, cushion-effects of the crushed impurities). Researchers who are dealing with the factors influencing shear strength of the discontinuities, (rock fractures, faulting) could possibly introduce additional parameters to the given diagonal members of the described interaction matrix. These deepen the pairwise rating analyses of rock shearing.

Tian, et al. (2023) presented their works about “the shear creep and stress relaxation of serrate discontinuity in rock mass under different loading paths”. Serrate discontinuity surfaces with different “slope angle of the serrate” were modelled through the concrete and tested under different stress conditions for; creep test, stress relaxation, and unloading stress conditions. They reported the influences of irregularity slopes and they wrote that “the larger the slope angle is the larger both the creep and relaxation are”.

Since the rupture area defined for earthquake in the crust have considerable dimensions when it is compared with laboratory shear-box test samples, the influencing factors defining resistance to slip (shearing) under the combined influences of 3D in-situ stresses could have different factors to be effective on the resultant rock rupture movements. Thus, parameters before, during, and after the earthquake slip have to be searched through rock mechanics context together with information & knowledge gained in seismic data analyses & evaluations. It is important to cover all the influencing rock rupture shearing parameters. For instance, Kayabali et al. (2025), wrote that “compared to conventional stress–strain assessments, the strain energy approach offers a more

comprehensive perspective”. According to the authors this energy accumulation & release considerations could be the manner to understand earthquake energy capacities. Like the laboratory shear box test results their tests showed that roughness (irregularities, asperities) on the tested surface of the shearing joints have important influences on the resultant strength against shearing. They presented this fact through the strain energy accumulation differences with the differences in joint surface roughness, and acting normal stress differences on the joint surfaces. They also wrote about “the cyclic nature of earthquakes” which influence the level of the accumulated strain energy at the fractured rock masses. According to their laboratory tests, “energy values vary as a function of normal stress. Here, strain energy is the key factor controlling the internal damage (i.e., roughness degradation) of rock joints”.

Another fact which should be considered while analysing 3D in-situ stress effects on rock fractures was also pointed out by Ziegler, et al. (2024). They presented that “geological structures and stiffness contrast that perturb stresses and deviate them from the regional pattern”. They reported “abrupt rotations of horizontal stress orientation of up to 90° when faults are crossed”. According to them, high stiffness contrast causes the stress rotation angles. They noted also that faults “striking perpendicular to the maximum principal stress orientation” cause “no stress rotation”, for the faults striking parallel to the maximum principal stress orientation “experience either no stress rotation or a 90° stress rotation, depending on the stress ratio and the rock stiffness contrast within the fault core”. These outputs revealed that 3D in-situ stress-state and their influences on the rock mass defects & discontinuities should be followed not only for the engineering applications in oil, mining, and rock engineering purposes, but also in earthquake predictions and analyses under the concept of fractured rock mass considerations.

Dong & Luo, (2022), wrote that rock fracture shearing, (slipping), test is “powerful tool to explore the physical processes and mechanisms of pre-earthquake, earthquake, and aftershock”. Rock fracture conditions before-during-after earthquake should then be evaluated accordingly. The authors note that the following general variables are the main parameters in fault and earthquake studies; stress, velocity, material, fluid, and temperature. They mentioned “the main issues focus on the investigations of the process of shear failure and rupture nucleation, the weakening and strengthening of fault, the characteristics of slip behaviour, and the signal characteristics of slip”.

Preseismic, coseismic and postseismic rock displacements

Since the earthquakes are related to rock mass ruptures through rock faulting, shear strength of the rock bridges among the rock discontinuities, and shearing strength properties of existing rock fractures are main directing factors of preseismic periods. Acting 3D in-situ stresses at certain locations in the Earth’s crust are then important to monitor for their differences in time. These stresses in observable depth of the Earth might be obtained with a certain cost of time and budget for mining and ground engineering projects. However, when the earthquakes are in the research focus, the depths which are considered are deep enough around 3-50 km. According to Kanamori & Brodsky, (2001) “most earthquakes occur at depths down to 50 km, but some as deep as 670 km have been observed in certain regions”. Thus, it is difficult to specify fractured rock mass properties or shearing features of rock faults during these deep earthquakes. It is also impossible to mention any measured 3D in-situ stress values & directions at such depths. However, the tests performed at deep; oil, natural gas, or scientific research-based exploration rigs have their hints for the difficulty of these measurements. Beside these technical obstacles, Kanamori & Brodsky, (2001), stated that advancement in geodetic measurements,

including satellite-based ground positioning systems, have provided an opportunity to follow the displacements of the continents. These authors reported that displacement for California, US, for instance, was determined as 2-7 cm per year. According to them this amount of movement “translates into a strain accumulation rate of approximately $3 \times 10^{-7}/\text{y}$ along plate boundaries”. They wrote that this value is about $3 \times 10^{-8}/\text{y}$ for plate interior regions. Then, they used the rigidity value, (shear modulus), of 3×10^4 MPa for the Earth’s crustal rocks (for California, US) to calculate “stress accumulation rate of 10^{-2} MPa/y along plate boundaries”. Directions and amounts of 3D in-situ stress-states at different positions of Earth’s crust (including different depth positions as well) are then ready to influence existing rock faults and rock bridges among them. Thus discontinuities’ (faults, fractures etc.) dips & dips directions, their cohesions & friction angles, apertures, fracture irregularities & filling material properties, groundwater or any other fluid existence influencing the shearing procedure are all important factors. These factors direct 3D positioning of the rock bridges and fault planes with respect to acting 3D stresses and influencing the level of resistances to the displacements (or ruptures) conferring to their time-dependent failure characteristics. According to Kanamori & Brodsky, (2001), “typically, there is a sudden displacement of the crust at the fault plane following the failure, and elastic waves are radiated”. They wrote this statement because of their accepted cause of the earthquake, they pointed out that “for most earthquakes, the displacement occurs at an existing geological fault, that is, a plane that is already weak”. Release of the accumulated strain energy during the earthquake has started a new procedure of strain energy accumulation at the rock fracture, (rock fault), regions. Kanamori & Brodsky, (2001), reported the Tsuboi, (1932b) result which mentioned that coseismic strain decrease for “the 1927 Tango (Japan) earthquake”, was ranging roughly from 3×10^{-5} to 3×10^{-4} . Rock masses and their mechanical properties are governing factors

in these strain energy accumulation which are released as a rock burst (or series of bursts in short time) at the rock bridge materials, or sudden sliding at the rock fracture shear failures.

Rock masses' toughness characteristics and existing rock fractures' toughness properties in fracture propagation are main research areas to understand the rock fracturing or shearing under low stress level (time-dependent behaviours) or high stress levels (sudden collapse due to rock mass strength failure, or shear strength failure of discontinuities (fractures, faults, etc.). When the shearing surface of the rock fractures, faults, are taken into consideration, it is obvious that shearing contact areas have been differentiating as the slip has been realised gradually in time. Thus, as the shearing occurs, contact areas, shear & normal stresses amounts & directions could be undulated due to angles of irregularities which are resisting the slip. In this context, for an active fault which has long and complex structures at the plate boundaries or inner parts of the plates, it is less likely to resist acting shear stress levels with their full surface areas. Conceptually, total amounts of contact areas at the single fault plane should be less than the full surface area of that fault plane. Then the contact areas and demonstrated resistance to the acting 3D in-situ stresses have been differentiating in time as the rock fracture surfaces slip over each other in micro scales. Then, the contact areas, and resistances formed there acting against the shearing stresses have been differentiating in time as the rock fracture surfaces slip over each other in micro scales. That is, differentiating resistance values over the whole fracture surface is an expected output due to the contact areas related shearing parameter differences. As the contact areas and shearing resistances are differentiating along the fault planes, resultant shear slipping could be different for a large scale rock fault. At this point a graph presenting; "slip distribution on the fault plane of the (magnitude 7.3) 1992 Landers, California, earthquake", (Kanamori & Brodsky, 2001), demonstrated different slipping values, (ranging in 0-7 m), over the fracture surface area,

(depth: ≈ 15 km, length: ≈ 70 km, elongated away from the earthquake epicentre). As the authors wrote that this graph presented “the largest slip, nearly 7 m, occurred underground about 33 km from the epicentre”, (from; Walt & Heaton, 1994). In the similar content, Lockner & Beeler, (2002), stated the rock mechanics conditions of the “crustal faults” through; “complex and irregular geometry, typical fractal in nature, that includes irregular, interlocked surfaces, offset segments, bends, and junctions”. These authors noted that rock fractures in depth have high 3D in-situ stresses surrounding them. According to the authors “the natural tendency for irregular fault surfaces to move apart during sliding is suppressed”. Thus, shearing of the rock fractures “involves grinding and crushing of grains and must involve continual fracture of asperities or interlocked regions”. They pointed out that shearing of the irregularities (asperities) in different parts of the fault surfaces as crushed areas “may in fact control the position and timing of earthquake nucleation”. Lockner & Beeler, (2002), supplied a review of shear strength of rocks through the available approaches, and they wrote “frictional contact theory” imply that, contact areas which are resisting to acting shearing stresses across a fault plane is a small part of the actual, (total) fault plane area. These words help engineers working in ground engineering projects to understand the progressive fault shearing, (earthquakes), occurrences at certain Earth’s crust positions. Because resistance against the shearing stresses on the faults’ surfaces have gradually relocated from time to time (in micro scale) due to the elimination of irregularities in different parts of the rock faults.

Influences of 3D in-situ stresses in the rock masses have their differentiations due to the changes of stress rates and their directions in time. In this content, the words supplied by Stein, (1999), was as follows; “an earthquake alters the shear and normal stress on surrounding faults. New evidence strengthens the hypothesis that such small, sudden stress changes cause large changes in seismicity

rate". Stein mentioned the studies performed to analyse "stress changes and seismicity on major faults within 100 km of the Mw=6.9 Loma Prieta, California, shock" in the US. According to the author, Parsons, et al. (1999) "found that the seismicity rate change is associated with the calculated shear stress change for major faults".

Kanamori & Brodsky, (2001), wrote also the similar statement for the influences of earthquakes on the surrounding rock masses in short and long time periods. A review provided by Sibson, (2003), on the other hand, has information about the thicknesses of "the principal slip zone" which covers "the bulk of coseismic shear displacement during an individual rupture event". According to his statements; "surface deformation from rupturing may occupy swaths tens of meters or more in width, but trenches across active faults generally reveal that incremental slip is accommodated by a principal slip zone" that is tens of centimetres or less in thickness". Sibson, (2003), mentioned about the temperature increase over the slipped rock fracture surface. He supplied a graph showing "expected temperature increase" is decreasing with the "shear zone thickness". The graph has 3 exponentially "decreasing curves" to present the influences of "uniform adiabatic heating for various values of coseismic slip". The curves illustrate the decrease of the temperatures from 1000 °C. He referred the study of Wenk, et al. (2000), and wrote that $\square 1000\text{ }^{\circ}\text{C}$ "would be sufficient to introduce partial melting in most crustal rock types". Sibson, (2003) also mentioned the studies of Jeffreys, (1942), McKenzie & Brune, (1972), and Cardwell, et al. (1978) who noted about "shear localisation" in the slip zones which "commonly lead to friction-melting". In later years, Cocco, et al. (2023), supplied description of principal slip zone, (PSZ, where the slip is taken place during the earthquake, coseismic slip) , fault core, (FC, it surrounds the PSZ zone), and damage zone, (DZ, it is outer layer at the rock masses fracture walls, and it covers PSZ and FC zones), with 3D block figure which illustrates the rock fracture sheared by earthquake.

According to the authors “large seismogenic faults consist of approximately meter-thick fault cores surrounded by hundreds-of-meters-thick damage zones”.

In later years works enhanced related to earthquakes, and researchers have tried to obtain data for coseismic periods (facts which are occurring during earthquakes), like; Why the Earth’s crust have fractures? and Why the existing rock fractures have tendency to propagate rather slowly or flush burst in actions? One of these researchers who worked on the subject was Beeler, (2006). The author wrote that, “seismically radiated energy” causes ground motions & damages during coseismic periods. According to the author different “processes that may affect fault strength or limit radiated energy during rapid slip have been identified”. The author concentrated on the identification of “necessary fault properties to be measured for use in models and data analysis” to “summarize the existing data from mechanisms of high-speed strength loss”: “conventional low temperature friction (Byerlee, 1978b), flash melting (Goldsby & Tullis, unpublished), bulk melting (Hirose & Shimamoto, 2005) and unexpected weakening due to gel formation (Goldsby & Tullis, 2002)”. At this point, it is significant to mention the paper supplied by Di Toro, et al. (2010). Their field data collected for “the large glacier-polished exposures of the Ademello (Gole Larghe Fault)” had evidence of partial melting realised during the earthquake slip. Studies including microstructural (rock mechanics), mineralogical, geochemical data assembly “provides information on the earthquake source parameters”. According to the authors, “Moderate - to large - magnitude earthquakes nucleate at 7-15 km depth and most information is retrieved from seismology”. They provided an abstract, (sketched), figure and pointed that “physico-chemical processes active during rupture propagation” in the earthquake zones have hints related to the earthquake sources factors like “coseismic slip, the rupture directivity and velocity, the dynamic friction and earthquake energy budgets”. Di Toro, et al. (2010) noted

also that, at an earthquake while the slip length is increasing due to friction, high temperatures formed at the opposite surfaces of fractures, and they are “separated by a thin layer of melt”. The authors wrote, ”melting occurs at the wall rocks for rock–rock interaction and for phase transition at the melt–wall rock and melt–survivor clast boundaries (Nielsen et al. 2008)”. Then the melt here injected into any possible permeable micro spaces, (voids, cavities, discontinuities, etc. which were already available (pre-existing), or newly developed “fractures produced under the dynamic transient stress field at the rupture tip during propagation and due to the volume increase related to the melting of the rock”.

In their paper, Brantut & Platt, (2017), noted that seismic events are “largely confined to the upper crust, typically above the 600 °C isotherm, (McKenzie, et al. 2005)”. Brantut & Platt, also wrote that; in this zone brittle failures are expected. The frictional strength parameters which are effective on the “resistance to sliding on an optionally oriented fault plane” are important. As described earlier, these slips could be ductile type (steady and stable, time-dependent deformations etc.), or brittle type (earthquakes, fast slip in different rate of displacements). Displacements occurred during these slips “dominate the dynamics of faulting”. Brantut & Platt, (2017) also noted that, “in the past decade, a number of experimental and theoretical studies have shown that fault rocks tend to weaken dramatically at high slip rates (typically above 0.1 m/s), (e.g., Di Toro, et al. 2011)”. Brantut & Platt, (2017), wrote about “dry rock mass conditions” and reported that “dominant dynamic weakening mechanism in the earliest stages of slip is flash heating at asperity contacts, (e.g. Rice, 1999, 2006; Beeler et al., 2008; Goldsby and Tullis, 2011)”. Brantut & Platt, (2017) mentioned “the macroscopic friction coefficient decreases at high slip rates because the local frictional heating at highly stressed asperity contacts is sufficient to melt or thermally decompose them”.

Acosta, et al. (2018), stated that coseismic periods include displacements, (slips), due to weakening of the faults. “Degradation of fault asperities by frictional heating (e.g. flash heating)” is expected for dry faults. For rock masses including fluids in their faulty weakness zones, they stated “theoretical models predict faults to weaken by thermal pressurization of fault fluid”. They worked on “thermal pressurization and flash heating” conditions in fault weakening and stated that “fluid thermodynamic properties” are influencing factors here through “dynamic records of laboratory earthquakes” conditions. They wrote that “flash heating drives strength loss under dry and low (1 MPa) fluid pressure conditions”. According to these authors “the heat buffer effect has maximum efficiency at mid-crustal depths (~2–5 km), where many anthropogenic earthquakes nucleate”.

Actually, temperature increases occurring during shearing of the fractured rocks were measured also through laboratory rock material testing. Wu, et al. (2006) wrote that rock fracturing is concerning “in rock engineering and includes tectonic earthquakes, rock bursts, rock slopes, rock pillar failure and coal pillar failure”. The authors wrote that “Luong (1987) firstly studied the infrared radiation of concrete in the process of loading and fracturing with thermal imaging technology”. Rock samples fractured under compressive loading were monitored by Wu, et al. (2006) with infrared radiation to deduct fracture initiation and propagation through the heat generated due to friction occurring on the sliding micro-fractures. As it was noted by these authors “there are two important rock physics mechanisms: thermomechanical coupling and frictional heat, for the change of thermal parameters in loaded rock”. In later years Wu & Liu, (2009), worked on earthquake sensing anomalies which could be detected through remote sensing measurement techniques including satellite-based measurements. These authors presented results also for infrared radiation abnormalities detected through laboratory test specimens of rock

materials, (through; uniaxially loaded intact rocks, uniaxially loaded rock samples including a central hole, compressively sheared rocks, biaxially (2D) loaded rocks, Bi-sheared friction sliding rock blokes, and impacted rock samples). They concluded that, “the infrared radiation image abnormality referring to the spatial-temporal evolution of infrared radiation from a loaded rock surface is an important precursor for rock fracturing and failure”.

Satellite-based measurements include Global Positioning System, (GPS), outputs related to xyz-coordinates for the targeted Earth’s surface sections in successive time periods are also conducted to monitor relative displacements of the ground surfaces. Borghi, et al. (2009), for instance wrote that, they concentrated the deformation of area located at the junction between South-Eastern Alps and external Dinarides (at Italy, Western Slovenia, Austria) through 7 continuous GPS monitoring stations and some other “elaborated networks”. Coordinate measurements of the permanent stations were evaluated through statistical methods to differentiate displacements in time. Their results included calculated stress-strain amounts and directions for the stations. The authors pointed out also that “the existence of an important amount of aseismic deformation” had also been shown through the measurements.

Marone, et al. (1991) stated that “surface slip from large earthquakes often continues subsequent to the earthquake for a period of a year or more”, (in postseismic periods). According to the authors, these “postseismic slip, or afterslip” displacements at the rock masses “was first documented in California”, US, after the Parkfield in 1966, (Smith & Wyss, 1968). Marone, et al. (1991) mentioned five studies on different large earthquakes which afterslip occurrences were measured and documented by other researchers in between 1968-1987. Thus, earthquake rock bursts which cause coseismic deformation during a short period of rupturing are not the only influence of earthquake rock bursts on the rock masses. Certain levels of deformation are continued after the quake shocks in the

period of in-situ stress re-settlements at the earthquake affected rock fractures and surrounding rock masses. If the case is explained through laboratory shear box test conditions, during the shear testing, cracking of the irregularities which are resisting the applied shear stress level cause shear displacements and this movement could be facilitated with the cushion effects of the crushed rock particles (as a resistance reducing filling material). However, influencing the normal & shear stress concentrations on the shearing fracture plane may be differentiated due to irregularity breakages, (changing the contact areas on the sliding fracture plane). Thus, stresses' concentrations have begun to accumulate at the new positions on the sliding plane after the earlier ones crushed away. For in-situ rock mass cases, surrounding rock masses of earthquake focus have their stress-strain modification through quake related strain-energy releases (conceptually expected). Then, these rock masses (including rock fractures) have their stress-strain adaptations after the coseismic influences. These amendment effects continued in postseismic periods as well. These re-adjusted new 3D in-situ stress-strain conditions have converted to the new pre-seismic period for the next quakes in future.

Conclusions

Earth's crust is solid and mainly consists of rock masses including numerous discontinuities. These rock masses have their displacements around the Earth as dispatched continents. In-situ stresses in 3D directions are the main cause of these displacements. Stresses-strains influence the rock masses in different positions of the crust causing continental drifts which the displacements have been different in magnitudes and directions through rock mass fractures and faults. Influences of temperature increase with the depth causes the rock mass mechanical behaviour changes. At the transition zones (in the depth of Earth), as the depth increased brittle to ductile rock behaviours transitions have been realised due to the

increasing temperature effects. Earthquake mechanics including; Strain energy accumulations in the rock masses and rock fracture zones (pre-seismic periods); Destructive, sudden, rock mass fracturing or rock fracture shearing caused by earthquakes (coseismic periods); and 3D in-situ stress-strain re-arrangements after the quake damages in the nearest rock masses around the quake focuses and rock mass damages in far fields due to earthquake shock waves are actually directly related to mechanics properties of the rock masses and their rock fracture contents. Research on these parameters and seismic wave characteristics of the earthquakes directs further studies in earthquake related analysis and engineering evaluations. Uncertainties in rock mass related data sets and difficulties in testing of the rock masses have been the main obstacles of all earthquake related reasoning and calculations. However, rock mechanics related research supplies new dimensions in this field of science in progressive manner which could possibly be cooperative for earthquake prediction activities as well.

References

Acosta, M., Passelègue, F.X., Schubnel, A. & Violay, M. (2018) Dynamic weakening during earthquakes controlled by fluid thermodynamics, *Nature Communications*, 9, 1, 3074.

Atkinson, B.K. (1987) *Introduction to fracture mechanics and its geophysical applications*. Chapter in Fracture mechanics of rock, Academic Press Inc., ISBN 0-12-066265-6, London, UK, pp1-26.

Barton, N. (1973) Review of a new shear-strength criterion for rock, *Joints Eng. Geol.*, 7, pp287-332.

Beeler, N.M., Tullis, T.E. and Goldsby, D.L. (2008) Constitutive relationships and physical basis of fault strength due to flash heating, *J. Geophys. Res.*, 113, B01401.

Beeler, N.M. (2006) Inferring earthquake source properties from laboratory observations and the scope of lab contributions to source physics, (in *Earthquake: Radiated energy and the physics of faulting*, Eds: Abercrombie, R., McGarr, A., Di Toro, G. & Kanamori, H.), *Geophysical Monograph Series-170*, ISBN 9781118666272, American Geophysical Union, pp99-119.

Borghini, A., Aoudia, A., Riva, R.E. & Barzaghi, R. (2009) GPS monitoring and earthquake prediction: A success story towards a useful integration, *Tectonophysics*, 465, 1-4, pp177-189.

Bonafede, M., Fazio, D., Mulargia, F. & Boschi, E. (1976) Stress corrosion theory of crack propagation applied to the earthquake mechanism. A possible basis to explain the occurrence of two or more large seismic shocks in a geologically short time interval, *Boll. Geofis. Teor. Appl.*, 19, pp377-403.

Brace, W.F. (1977) Recent laboratory studies of earthquake mechanics and prediction, *J. Phys. Earth*, 25, Suppl., ppS185-S202.

Brace, W.F. & Byerlee, J.D. (1966) Stick-slip as a mechanism for earthquakes. *Science*, 153, pp990-992.

Brady, B.T. (1974) Theory of earthquakes: I. A scale independent theory of rock failure. *Pure and Applied Geophysics*, 112, 4, pp701-725.

Brantut, N. & Platt, J.D. (2017) Dynamic Weakening and the Depth Dependence of Earthquake Faulting, *Fault Zone Dynamic Processes: Evolution of Fault Properties During Seismic Rupture*, (Eds. Thomas, M.Y., Mitchell, T.M. & Bhat, H.S.), Geophysical Monograph-227, American Geophysical Union, John Wiley & Sons, Inc., pp171-193.

Byerlee, J. (1978a) A review of rock mechanics studies in the United States pertinent to earthquake prediction, *Pure and Applied Geophysics*, 116, 4, pp586-602.

Byerlee, J.D. (1978b) Friction of rocks, *Pure and Appl. Geophys.*, 116, pp615-626.

Byerlee, J.D. & Wyss, M. (1978) Rock friction and earthquake prediction, (Eds.), *Contributions to current research in geophysics*; 6, Birkhauser, Basel, Stuttgart, CIP-Kurztitelaufnahme der Deutschen Bibliothek, ISBN 978-3-0348-7184-6.

Cardwell, R.K., Chinn, D.S., Moore, G.F. & Turcotte, D.L. (1978) Frictional heating on a fault zone of finite thickness, *Geophys. J. R. Astr. Soc.*, 52, pp525-530.

Chen, W.P., & Molnar, P. (1983) Focal depths of intracontinental and intraplate earthquakes and their implications for the thermal and mechanical properties of the lithosphere, *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 88, B5, pp4183-4214.

Chen, Y., Yang, H., Ye, Y. & Li, J. (2024) Generation of 3D finite element mesh of layered geological bodies in intersecting fault zones, *Plos One*, 19, 1, e0293193.

Cocco, M., Aretusini, S., Cornelio, C., Nielsen, S.B., Spagnuolo, E., Tinti, E., & Di Toro, G. (2023) Fracture energy and breakdown work during earthquakes, *Annual Review of Earth & Planetary Sci.*, 51, 1, pp217-252.

Costin, L.S. (1987) *Time-dependent deformation and failure*, Chapter in *Fracture mechanics of rock*, Academic Press Inc., ISBN 0-12-066265-6, London, UK, pp176-211.

Crampin, S., Evans, R., & Atkinson, B.K. (1984) Earthquake prediction: a new physical basis. *Geophysical J., Int.*, 76, 1, pp147-156.

Daub, E.G. & Carlson, J.M. (2010) Friction, fracture, and earthquakes, *Annu. Rev. Condens. Matter Phys.*, 1, 1, pp397-418.

Di Toro, G., Niemeijer, A., Tripoli, A., Nielsen, S., Di Felice, F., Scarlato, P., ... & Mariano, S. (2010) From field geology to earthquake simulation: a new state-of-the-art tool to investigate rock friction during the seismic cycle (SHIVA), *Rendiconti Lincei*, 21, Suppl 1, pp95-114.

Di Toro, G., Han, R., Hirose, T., De Paola, N., Mizoguchi, S.N.K., Ferri, F., Cocco, M. & Shimamoto, T. (2011) Fault lubrication during earthquakes, *Nature*, 471, pp494-498.

Dietz, R.S. (1961) Continent and ocean basin evolution by spreading of the sea floor, *Nature*, 190, 854.

Doglioni, C., Barba, S., Carminati, E. & Riguzzi, F. (2015) Fault on-off versus strain rate and earthquakes energy, *Geoscience Frontiers*, 6, 2, pp265-276.

Dong, L. & Luo, Q. (2022) Investigations and new insights on earthquake mechanics from fault slip experiments, *Earth-Science Reviews*, 228, 104019.

Fridleifsson, I.B., Bertani, R., Huenges, E., Lund, J.W., Ragnarsson, A. & Rybach, L. (2008) The possible role and contribution of geothermal energy to the mitigation of climate change, *IPCC Scoping Meeting on Renewable Energy Sources*, Jan, 20-25th 2008, Proceedings, (Eds. Hohmeyer, O. & Trittin, T.), Luebeck, Germany, pp59-80.

Gokay, M.K. (2000) Logic of systematic approach in rock mechanics studies, *5th National Rock Mechanics Symposium, Oct. 30-31st 2000*, Isparta, Turkey, pp11-20, (in Turkish).

Gokay, M.K. (2016) Determination of potential electric values to verify micro fractures in concrete, *Int. Conf. on Civil, Arch., and Structural Eng., ICCASE-2016*, Dubai, V2, ISBN 978-93-84468-90-3, pp125-129.

Goldsby, D.L. & Tullis, T.E. (2002) Low frictional strength of quartz rocks at subseismic slip rates, *Geophysical research letters*, 29, 17, 25-1.

Griggs, D.T. (1939) A theory of mountain-building, *Earth Science*, 237, 9, pp611-650.

Goldsby, D.L. & Tullis, T.E. (2011) Flash heating leads to low frictional strength of crustal rocks at earthquake slip rates, *Science*, 334, pp216-218.

Hanks, T.C. & Kanamori, H. (1979) A moment-magnitude scale. *J. Geophys. Res.*, 84, pp2348-2350.

Hess, H.H. (1962) History of the ocean basins, in *Petrological studies: A Volume in Honor of A.F. Buddington*, (ed. Engel et al.), *Geological Society of America*, New York, p599.

Hirose, T. & Shimamoto, T. (2005) Growth of molten zone as a mechanism of slip weakening of simulated faults in gabbro during frictional melting, *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 110, B5.

Howells, D.A. (1974) Mechanical properties of rock at the depth of earthquake initiation, *Engineering Geology*, 8, 1-2, pp129-134.

Hudson, J.A. (1992) *Rock Engineering Systems, Theory and Practice*, Ellis-Horwood Pres. London, UK.

Ikegawa, Y. (1992) Three-dimensional geometrical analysis of rock mass structure, *PhD Thesis*, Imperial College, Univ. of London, UK.

Isacks, B., Oliver, J., & Sykes, L.R. (1968) Seismology and the new global tectonics, *J. of Geophysical Research*, 73, 18, pp5855-5899.

Ishida, T., Kanagawa, T. & Kanaori, Y. (2010) Source distribution of acoustic emissions during an in-situ direct shear test: Implications for an analog model of seismogenic faulting in an inhomogeneous rock mass, *Engineering Geology*, 110, 3-4, pp66-76.

Jeffreys, H. (1942) On the mechanics of faulting, *Geol. Mag.*, 79, pp291-295.

Kanamori, H. & Anderson, D.L. (1975) Theoretical basis of some empirical relationships in seismology, *Bulletin of the Seismological Society of America*, 65, pp1073-1095.

Kanamori, H. (1994) Mechanics of earthquakes, *Annual review of Earth and Planetary Sciences*, 22, pp207-237.

Kanamori, H. & Brodsky, E.E. (2001) The physics of earthquakes. *Physics Today*, 54, 6, pp34-40.

Kayabali, K., Habibzadeh, F. & Selcuk, L. (2025) A strain energy framework for evaluating rock mass stability during earthquakes, *Arabian J. for Sci. and Eng.*, pp1-14. Doi: 10.1007/s13369-025-10289-5.

King, G.C.P. & Vita-Finzi, C. (1981) Active folding in the Algerian earthquake of 10 October 1980, *Nature*, 292, pp22-26.

Lockner, D.A. & Beeler, N.M. (2002) Rock failure and earthquakes, *International Handbook of Earthquake and Engineering Seismology*, 81A, pp505-537, ISBN: 0-12-440652-1.

Li, D., Zhu, Q., Zhou, Z., Li, X. & Ranjith, P. (2017) Fracture analysis of marble specimens with a hole under uniaxial compression by digital image correlation, *Engineering Fracture Mech.*, 183, pp109-124.

Luong, M.P. (1987) Infrared observation of failure processes in plain concrete, *Durability of building materials and component, DBMC*, Nov. 4th 1987, Singapore, Pergamon. pp870-878.

Li, Y., Xue, L. & Wu, X. (2019) Study on acoustic emission and X-ray computed-tomography characteristics of shale samples under uniaxial compression tests, *Environmental Earth Sciences*, 78, 5, 173.

Ma, G., Wang, Y., Li, T. & Chen, Y. (2019) A mesh mapping method for simulating stress-dependent permeability of three-dimensional discrete fracture networks in rocks, *Computers and Geotechnics*, 108, pp95-106.

Marone, C.J., Scholtz, C. H., & Bilham, R. (1991) On the mechanics of earthquake afterslip, *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 96, B5, pp8441-8452.

McKenzie, D. & Parker, R.L. (1967) The North Pacific: An example of tectonics on a sphere, *Nature*, 216, 1276.

McKenzie, D. & Brune, J.N. (1972) Melting on fault planes during large earthquakes, *Geophys. J. R. Astr. Soc.*, 29, pp65-78.

McKenzie, D., Jackson, J. & Priestley, K. (2005) Thermal structure of oceanic and continental lithosphere, *Earth and Planetary Science Letters*, 233, 3-4, pp337-349.

Nielsen. S., Di Toro, G., Hirose, T. & Shimamoto, T. (2008) Frictional melt and seismic slip, *J. Geophys. Res.* 113, B01308.

Parsons, T., Stein, R.S., Simpson, R.W. & Reasenber, P.A. (1999) Stress sensitivity of fault seismicity: A comparison between limited-offset oblique and major strike-slip faults, *Journal of Geophysical Research*, 104, pp20183-120202.

Rice, J.R. (1979) *The mechanics of earthquake rupture*, (Vol. 720, p721). Providence: Division of Engineering, Brown University, US.

Rice, J.R. (1999) Flash heating at asperity contacts and rate depend friction, *Eos. Trans. AGU*, 80, 46, Fall Meet. Suppl., F6811.

Rice, J.R. (2006) Heating and weakening of faults during earthquake slip, *J. Geophys. Res.*, 111, B05311.

SEN, (2023) Strength vs. Hardness vs. Toughness, Engineering, Stack Exchange Network, <https://engineering.stackexchange.com/questions/25943/strength-vs-hardness-vs-toughness>: [12.2023].

Scholz, C.H. (1968a) Microfractures, aftershocks, and seismicity. *Bulletin of the Seismological Society of America*, 58, 3, pp1117-1130.

Scholz, C.H. (1968b) Mechanism of creep in brittle rock. *Journal of Geophysical Research*, 73, 10, pp3295-3302.

Scholz, C.H. (1990) *The Mechanics of Earthquakes and Faulting*. Cambridge University, Press, Cambridge, New York. Ref. QE534.2.S37.

Scholz, C.H. (1992) Paradigms or small change in earthquake mechanics. Chapter in, *Fault mechanics and transport properties of rocks*, Academic Press Ltd., pp505-517, (also; Int., Geophysics, 51, pp505-517).

Sibson R.H. (1983) Continental fault structure and the shallow earthquake source, *J. of the Geological Society*, 140, 5, pp741-767.

Sibson, R.H. (1986) Earthquakes and rock deformation in crustal fault zones, *Annual Reviews Earth Planet. Sci.* 14, pp149-175.

Sibson, R.H. (1989) Earthquake faulting as a structural process. *Journal of structural geology*, 11, 1-2, pp1-14.

Sibson, R.H. (2003) Thickness of the seismic slip zone, *Bulletin of the Seismological Society of America*, 93, 3, pp1169-1178.

Smith, S.W. & Wyss, M. (1968) Displacement on the San Andreas fault subsequent to the 1966 Parkfield earthquake, *Bulletin of the Seismological Society of America*, 58, pp1955-1973.

Stein, R.S. & King, G.C.P. (1984) Seismic potential revealed by surface folding - The 1983 Coalinga, California, earthquake, *Science*, 224, pp869-872.

Stein, R.S. (1999) The role of stress transfer in earthquake occurrences, *Nature*, 402, pp605-609.

Tang, C.A., Wang, J. & Zhang, J. (2010) Preliminary engineering application of microseismic monitoring technique to rock burst prediction in tunneling of Jinping II Project, *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 2, 3, pp193-208.

Tian, G., Bian, Y., Zhang, Q., Li, C., & Hao, Y. (2023) Characterisation of shear creep and stress relaxation of serrate discontinuity in rock mass under different loading paths, *KSCE Journal of Civil Engineering*, 27, 4, pp1490-1501.

Tsuboi, C. (1932a) Investigation of deformation of the crust by precise geodetic means. *Japan J. Astron. Geophys.*, 10, pp93-248.

Tsuboi, C. (1932b) Bulletin of Earthquake Research Institute, Tokyo Imperial University, 10, 411.

Wald, D.J. & Heaton, T.H. (1994) Spatial and temporal distribution of slip for the 1992 Landers, California, earthquake. *Bulletin of the Seismological Society of America*, 84, 3, pp668-691.

Wang, Z., Shen, M., Ding, W., Jang, B. & Zhang, Q. (2018) Time-dependent behavior of rough discontinuities under shearing conditions, *Journal of Geophysics and Engineering*, 15, 1, pp51-61.

Wang, X., Wang, E., Liu, X. & Zhou, X. (2021) Failure mechanism of fractured rock and associated acoustic behaviors under different loading rates, *Engineering Fracture Mechanics*, 247, 107674.

Wegener, A. (1924) *The Origin of Continents and Oceans*, (Translated from the 3rd German Edition, by Skerl, J.G.A.), E.P. Dutton & Co., New York. US.

Wegener, A. (1966) *The Origin of Continents and Oceans*, 4th ed., p246, Dover, New York, US.

Wenk, H.R., Johnson, L.R., & Ratschbacher, L. (2000) Pseudotachylites in the Eastern Peninsular Ranges of California, *Tectonophysics*, 321, pp253-277.

Wu, J. (2022) 3D simulation of complex fractures with a simple mesh. *Int.J. for Num. Meth. in Eng.*, 123, 16, pp3713-3732.

Wu, L., Liu, S., Wu, Y., & Wang, C. (2006) Precursors for rock fracturing and failure - Part I: IRR image abnormalities, *Int. J. Rock Mech. & Min. Sciences*, 43, 3, pp473-482.

Wu, L. & Liu, S. (2009) Remote sensing rock mechanics and earthquake thermal infrared anomalies, *Advances in Geoscience and Remote Sensing*, Chapter 34, pp709-741, IntechOpen.

Xu, Y. & Hu, S. (2020) Numerical analysis of fracture characteristics of elliptic porous sandstone and its filling gypsum based on statistical damage theory, *Geotechnical and Geological Eng.*, 38, 5, pp4453-4462.

Zhang, Q.H. (2015) Finite element generation of arbitrary 3D fracture networks for flow analysis in complicated discrete fracture networks, *Journal of Hydrology*, 529, pp890-908.

Zhang, Q.B. & Zhao, J. (2014) A review of dynamic experimental techniques and mechanical behaviour of rock materials, *Rock mechanics and rock engineering*, 47, 4, pp1411-1478.

Zhao, S., Müller, R.D., Takahashi, Y. & Kaneda, Y. (2004) 3D finite-element modelling of deformation and stress associated with faulting: effect of inhomogeneous crustal structures, *Geophysical Journal International*, 157, 2, pp629-644.

Ziegler, M.O., Seithel, R., Niederhuber, T., Heidbach, O., Kohl, T., Müller, B., ... & Röckel, L. (2024) Stress state at faults: the influence of rock stiffness contrast, stress orientation, and ratio, *Solid Earth*, 15, 8, pp1047-1063.

BÖLÜM 2

ROCK STRENGTH DIFFERENTIATION IN LONG-LASTING LOADING CONDITION

Mehmet Kemal GOKAY ¹

Introduction

Underground spaces have been formed in Earth's crust either in natural progress or man-made efforts. Micro-scale rock spaces as voids and porosities have their direct impact on the reservoir properties of the rock masses which have their considerable economic values in cases of groundwater, oil, natural gases contents. Underground spaces, (as caves, sinkhole extensions, urban spaces, road tunnels, metro tunnels, depots, shelters, etc.), are all influenced by 3D in-situ stresses which could be changed according to their positions at the Earth's crust. There are instrumentations to measure in-situ stresses and analyses to explain their differentiation in time. When engineers are asked to prepare stability analyses about cave & cave networks, metro systems, road & rail tunnels, urban underground spaces used for living spaces, shelters, shopping centres, etc. which the outputs of the analyses influence large

¹ Prof. Dr., Konya Technical University, Mining Engineering Department, Konya/Turkey,
Orcid: 0000-0003-3792-9414, mkgokay@gmail.com

number of people in societies, engineers dealing with such kinds of analyses related to the constructions of underground & surface structures at those facilities should be in organised with all the other related engineering and science based professionals. Explaining the stabilities in risk evaluation through Eurocode-7 base concept forces the engineers cover all the contexts for underground space stabilities supplied by those professions. Actually, the authorities asking reports related to the stabilities of underground spaces should also realise the fact that, there is no certain way to supply this decision. So, engineers can only perform their best efforts to estimate the risks to evaluate the stability conditions according to their experiences. That means the legislative rules and National Acts documented for law related court issues in the disputed circumstances need to be written in a more detailed manner to include uncertain features of the rock masses and their behaviours which have still been researched to be defined in more definitive manners.

Some of the underground space cases like in natural caves, mining openings and tunnels (road & rail tunnels, metro tunnels) include long-term stability conditions. Engineers should consider time-dependent behaviours of country rocks around them when the usage of these spaces extended in time. For the cases of caves, stable ones could be explored for their evidence of stabilities. Long-lasting, induced 3D in-situ stress concentrations surrounding them have their interrelation with the strength of the rock masses positioned at their roof, floor and sidewalls. When the “unsupported time” concept, (Bieniawski, 1989), is considered for the stable caves, thousands or millions of years might be taken into account. In a hypothetical manner, any isolated, representative, volume of the Earth’s crust could be analysed in rock mechanics context to explain their main mechanical characteristics. The main purpose of this study here, covers to explain strength behaviours of rock masses under the influences of long-lasting 3D in-situ stress-states.

Time consideration in engineering works

Civilisation has been developed mainly through engineering activities together with the available raw material and energy options in human history. Beside the requirements of foods and water, protected spaces (volumes) have also been arranged in different ways (caves, houses, apartments) to improve societies' lifestyles. Safe and stable living volumes at surface & underground structures have then gradually been constructed or excavated to use for years beside the early-times' ready to enter safe caves. When the load bearing elements, (units), at those structures are under consideration; columns, beams, and floor-slabs at the surface structures could mainly be analysed for their strength characteristics. Strength of country rocks surrounding the underground spaces are the cases of similar stability analyses for underground structures. Bearing capacities of those structural features are analysed by engineers to understand their stability performances, (for the cases which applied load levels on them could be estimated). Strength of material properties can only be obtained through standard, suggested, sampling & testing procedures in rock and construction engineering. Therefore, types of steels, concrete, bricks, rocks, and other materials' strength values are generally "averaged values" obtained from the tests performed on the samples selected in random manners. Engineers already know uncertainties in materials' property estimations. Uncertain facts about material compositions and discontinuity distributions in them are the main obstacles in providing their full explanations of test result differences. Laboratory and in-situ property differentiations of the rock types in engineering decision environments are the other obstructed evaluation cases for engineers. All the criteria and methodologies offered to estimate "rock mass" properties through "rock material" laboratory tests and rock mass classification systems have their uncertainties which engineers try to handle by their experiences.

Performing tests at the proposed locations of rock masses cannot be realised in most of the cases due to lack of opportunities at all. Researchers have supplied their improvements whenever they have reached meaningful new methodologies (or adjustments) to obtain strength characteristics of rock materials and rock masses. This is a never-ending procedure in rock engineering applications. Time-dependent strength behaviours of the rock materials and rock masses have similar testing procedures to be continued.

When the time-dependent rock engineering tests and evaluations are under consideration, requirements of civilisations are governing the project limitations. Time consideration for urban settlements at a hillside for instance has their own conditions which are changed in time. The number of constructions and loads applied through them to the hill have increased in time due to the requirement of more living volumes, (i.e. population increase), in modern societies. Urbanisations which have been observed as illustrated in Fig. 1 & 2 are common cases experienced for the settlement conditions in time. Rock masses located under the surface structures as their foundations have their stability conditions which should be evaluated for the time-period of their whole services, (until the surface structures' demolishing projects). The question arose here; what kinds of responsibilities have been handed to engineers due to their design & control efforts realised through construction companies, and official government offices? Engineers basically should evaluate stability of the foundations they are obligated to plan for their project site together with the general stability conditions of the hillside as well (Fig. 1 & 2). Any danger of; landslides, slope failures, rock falls, and known or unknown underground space collapses (sinkholes, subsidence etc.) at the project site of these hill must be evaluated during the design & plan phases of the projects, (before their construction,) for their aftermath conditions including casualties as well.

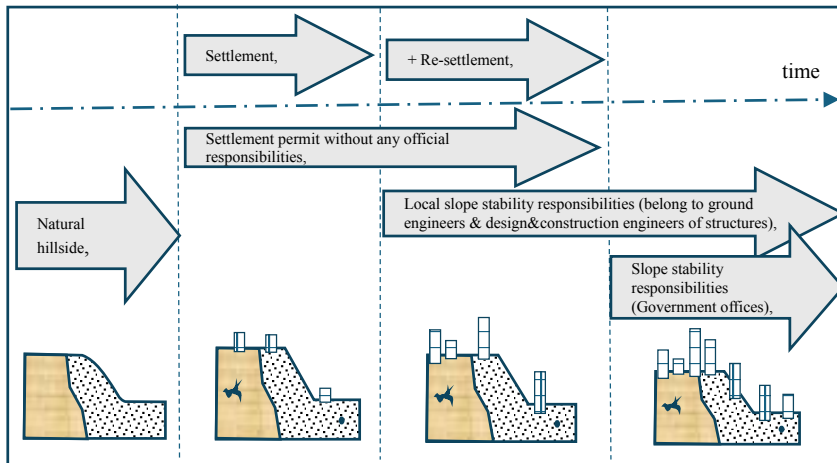


Figure 1. Time-dependent rock mass conditions which should be evaluated for the foundations of surface structures (including changes in surrounding conditions).

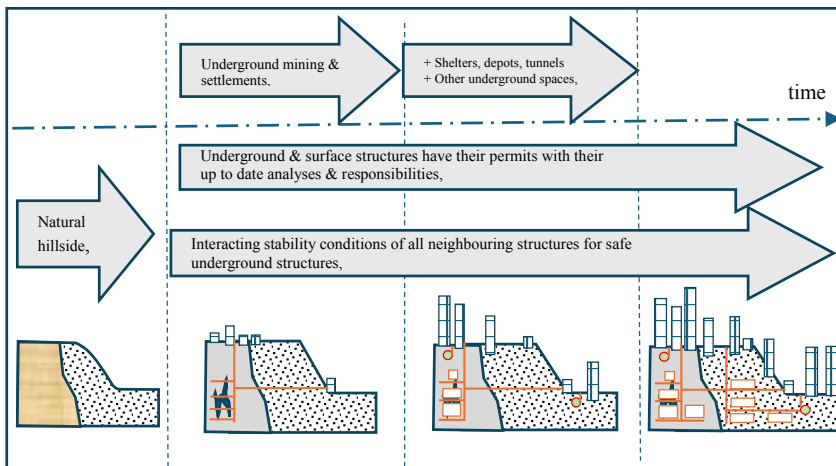


Figure 2. Rock mass conditions which should be evaluated to have safe underground spaces. Time-dependent properties of rock masses should be evaluated together with increasing numbers of man-made structures in/on the ground surface in time.

Time dependent behaviours of rocks

Stress distribution on any selected, hypothetical, rock masses at the Earth's crust have its explanations, these 3D in-situ stresses, (σ_v , $\sigma_{h(max)}$, $\sigma_{h(min)}$), have been originated due to Earth's gravity, influence of other galactic masses, influence of Earth's rotation, continental drifts, solid mass density differentiation in the crust, thermal influences, chemical & radioactive reactions, etc. which were reviewed in Gokay, (2025). Lu, et al. (2018) wrote in this content that they also “consider six loading forces that would generate stress changes on the Earth: hydrological loading, atmospheric pressure, ocean water (including tides and non-tidal variation), solid lunisolar tides, pole tide, and postglacial rebound”.

Stress-states at certain Earth's positions are different in magnitudes and directions after realizing surface/underground excavations due to induced 3D stress-states. In-situ stresses can be changed in depth in the Earth's crust and they are influenced by any defects in the rock masses like discontinuity surfaces, cavities, etc. Stresses over the rock masses then have been ready to differentiate due to many types of natural and man-made influences. One of the factors directing the in-situ stress directions and their transfers to the further positions in the crust is the strength properties of the rock masses.

a) Rock materials:

Rock material and rock mass failure criteria which have been supplied to focus the limit conditions of rocks' failures on the bases of their strength characteristics (mainly; uniaxial compressive strength (UCS), cohesion, internal friction angle, rock mass related constants, rock mass classification related ratings, etc.). In most of these evaluations, failures are analysed for the applied 3D in-situ stress-states, (magnitudes and directions), influencing on the selected rock masses without considering “time periods of loading, and loading rate differentiations” in these failure events. Stresses

over the laboratory rock material test samples are supplied by hydraulic presses according to suggested “standard loading rates”. Therefore, failures at the test samples in UCS tests and triaxial compressive tests take several minutes (may be around 3-10 minutes) to reach total collapse of the samples. It depends on the tested rock materials’ mechanical behaviours. On the other hand; in the Earth’s crust, 3D in-situ stresses acting on a hypothetical cubic rock mass volume might be the results of sudden loadings, (due to the effects of nearside rock blasting, abrupt caving events of underground spaces (cavities), earthquakes, faulting, etc.) or gradually differentiating in-situ stress (σ_v , $\sigma_{h(max)}$, $\sigma_{h(min)}$) conditions. Important circumstance which should be considered here is that: How long time is required to form failures in the rock masses due to these applied stresses? Studies performed for the rock toughness properties might have explanations for the brittle and ductile rock behaviours to understand “time” requirements to reach full rock collapses. The “time” word here represents “termination” of the time periods where release of the collected stress related strain-energies (toughness related) in the rock masses have totally discharged, (released abruptly or progressively). At this point, the results obtained from the limestone samples which were tested by Paraskevopoulou, et al. (2018) under “static load levels in unconfined conditions to examine the time to failure” conditions can be given as an example for the time-dependencies in rock strength studies. The authors stated that, in certain engineering projects like radioactive waste repositories, time-dependent rock strength behaviours govern their overall behaviours. According to the author, when the lifetime of an engineering project is quite long (i.e. 1K, 100K or exceeding 1000K years), “lifetime and sustainability are critical design parameters”. In long-lasting 3D stress-states then cause different time-related outputs in rock strength behaviours. Then, in later years Paraskevopoulou, (2021), listed time-dependent rock mass behaviours like; “creep, squeezing, swelling, stress

relaxation, and strength degradation”. These rock mass responses “can occur during both the construction and the maintenance of underground openings depending on the in-situ conditions that control the mechanical behaviour”.

The stress applied on the rock materials at the hydraulic press can be adjusted according to the researchers’ preferences. Standard suggested lab. tests on the other hand have their standard unconditional, (unchanged), loading rate values for the solid materials like (rock and concrete test samples). However, it is well known that loading rate differences cause the differentiation of the test results directly. For instance, if the compressive loading rate is higher at UCS tests, then the resultant UCS graphics obtained in the test are differentiated as well. Studies performed on uniaxial and triaxial rock materials’ strength tests to define these differentiations in their strength values by changing the loading rate conditions. For instance; Altun (2024) surveyed the earlier works on this subject and presented his test outputs for the selected rock materials.

Moreover, the stress-strain relations of concrete samples obtained by (Rusch, 1960) given in Bieniawski (1970), Fig. 3. Bieniawski wrote that, “the stress-strain curves after strength failure gradually become flatter as the rate of straining decreases”. Thus, the strength characteristics (stress-strain relation) of the rock materials have been obtained with different curves as the loading rates are kept at different levels. When 3D in-situ stress conditions for a targeted position in the Earth’s crust are thought, it is predictable that stress-state at that position has differentiated in different orders in geological time, unceasingly.

Li, et al. (2024) stated that loading rates over the rock material influence its strength behaviours. These authors tested the fabricated artificial rock-like samples (prepared through quartz sand and barite powder cemented with gypsum in 300x300x300 mm cube dimensions) by handling different loading rate circumstances.

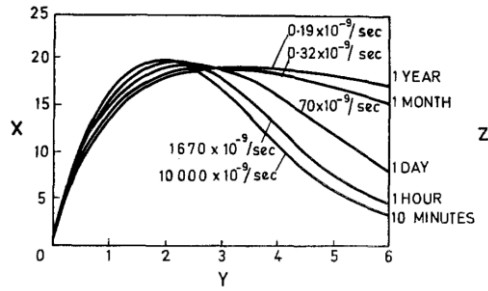


Figure 3. Stress-strain relation curves obtained from the concrete test sample, (Rusch, 1960). In this graph; "x=Uniaxial compressive stress (MN/m²); y=Axial strain (10⁻³); z=Loading duration needed to attain 6.10⁻³ strain with the strain rates indicated", (Bieniawski, 1970).

The authors noted that earlier research (Okubo, et al. 1992; Fuenkajorn, et al. 2012; Zhao, et al. 2020) had shown “compressive strength of rocks increases with the loading rate”. Moreover, they forwarded that increasing in the uniaxial loading rate results in significant increase in peak strength values initially. Then these values slightly decreased. They noted that the primary reason for these outcomes “due to the complex interaction between the longitudinal and transverse deformations of the test models and the stress concentration intensity at the crack tips”. They mentioned the effects of different loading rates influenced “internal deformation responses and crack propagation”, (“as evidenced by change in elastic modulus, Poisson’s ratio, and SIFs”, (SIFs: The stress intensity factors). According to them “differences in loading rates affect the rate of stress concentration and release. Generally, at lower loading rates, a rock-like model has had sufficient time to adjust its internal structure, including dislocation slip and lattice rearrangement (Li, et al. 2021; Harbord, et al. 2023)

Actual 3D loading conditions in Earth’s crust are differentiating in magnitudes, directions and rates which means rock masses have influenced continuous fluctuations of 3D stress state. Thus, 3D in-situ stresses have been differentiated according to their

positions in the crust. Additionally, stresses have time-dependent influences on the rock masses which are following numerous loading and unloading phases with constant, increasing and decreasing loading rates. Engineering works which are located in (mining openings, metro tunnels, etc.) and on (surface structures) the Earth's crust have their influences from the rock masses, immediately when they are excavated or constructed in/on the crust.

Tang, et al. (2021) stated that researches on loading rate effects on “peak strength in uniaxial compression” have been performed in earlier times. They wrote that Okubo, et al. (1990) defined a relation to express UCS differentiation with loading rate change through “n” parameter which “was also referred to as the stress corrosion index (Sano, et al. 1981)”. Since engineering projects located in the Earth's crust have been influenced by 3D stress-state, they have been stressed triaxially and forced to supply failures, like the cases which have been repeated numerous times at fractured, faulted, rock masses. One of the 3D stress-state cases formed on the rock masses is triaxial compression one. Natural loading rates for σ_v , $\sigma_{h(max)}$, $\sigma_{h(min)}$ have continuously been expected to be changed according to the in-situ stress environment around the targeted rock masses. Tang, et al. (2021) wrote that “only a few studies related to this topic have been published” until the year 2021. As they noted “Okubo, et al. (1990) observed that the triaxial compressive strength, (TCS), increased proportionally with respect to the logarithm of the loading rate and that the loading rate dependence of TCS was similar to that of UCS”. Tang, et al. (2021) reported also the work of Okubo et al. (2013) which had included observation that “the increment of TCS ($\Delta\sigma$) when considering a tenfold increase in loading rate was almost independent of the confining pressure”. Wasantha, et al. (2015) stressed on the term “strain rate” which “dependent on the intensity of loading (including absolute load value and loading rate) in the real world”. They pointed out that loading conditions of rocks should be well understood to predict their mechanical responses. As they

noted, these rocks' strength related behaviours influence rock failures "in a variety of engineering applications, including tunnelling, dam infrastructure and rock caverns". Wasantha, et al. (2015) listed 9 studies (published between 1971 and 2011) which included strain rate experimental works on different rock types. They concluded that the results in these studies (most of these 9 studies) presented that; yield strength, ultimate strength and elastic modulus increase with increasing strain rate.

b) Rock masses:

At this point the result supplied by Gao & Kang, (2017) should also be mentioned here that, rock mechanics related problems in engineering applications (like; mining openings, tunnel excavations, storage of spaces in rock masses for oil and natural gasses etc.) are "strongly related to the mechanical properties of rock in the post-failure region". It is then important to study the rock masses' post-failure behaviours in mining (i.e. coal-measure rocks) activities. Induced 3D stress conditions and their rates have been changed differently during underground excavation periods. For this subject Tutluoglu, et al. (2015) wrote that "proper choice of plastic constitutive laws and post-failure parameters is important for the modelling of the failed state". For the mine pillars supporting roof rock masses like the columns at the surface structures, these authors pointed out that "the safe and optimum design of supporting pillars is not only based on the peak pillar strength, but also on the post-failure behaviour".

Loading rate dependency of complete stress-strain curves had been tested for various rocks (Lei et al. 2008). They noted that time dependent (rheological) behaviours of the rocks are "fundamental mechanical properties, which are essential in understanding the mechanism of earthquake or estimating the long-term stability of rock structures". They wrote also that "loading rate dependency is an essential factor of the viscoelasticity of rock". Either the rock

materials or rock masses, 3D stress applications on them can be in different manners. Firstly, for the cases of laboratory tests, stress over a selected rock material, (i.e. UCS tests' vertical loading) can be adjusted at different rates as they are shown in Fig. 4. Applied 3D stress conditions on the laboratory test samples could be; i) Constant, (static), in time, (Fig. 4a), ii) Gradually increasing in time, (Fig. 4b), and iii) Gradually decreasing in time, (Fig. 4c). When these basic loading rates are multiplied, many further loading rate procedures could also be modelled in stepwise manners, (Fig. 4d & 4e). For the second case; when the loading conditions for the selected rock mass volume in the Earth's crust are under consideration, it can be accepted that this volume has been loaded with primary in-situ stresses, (σ_v , $\sigma_{h(max)}$, $\sigma_{h(min)}$). As it was stated before the magnitudes and directions of these stresses even in a single borehole can be observed in different values in depths (Gray, et al. 2013). Therefore, evaluating the differentiation in σ_v , $\sigma_{h(max)}$, $\sigma_{h(min)}$ values brings complexity to 3D in-situ rock mass stress conditions. Actually, considering σ_v variations in geological eras over a selected position in the Earth's crust has many uncertainties as well. Rock mass morphologies and 3D stress-states have continuously been changed due to the influences of; sedimentation, earthquake, thermal expansion & contraction, volcanism, continental drifts, weathering, climate effects, etc. For example, sedimentary rocks have their weathering, transport, deposition, lithification phases.

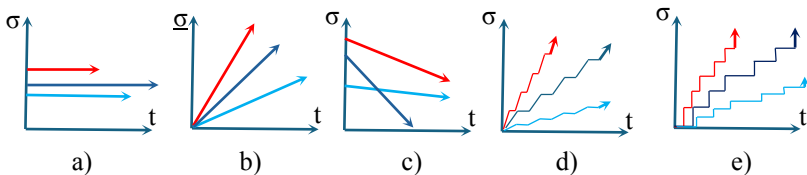


Figure 4. Basic loading types over rock masses (with hypothetical consideration): Stress, σ , formed due to increase of the overburden loads in time, t , (loading-rates could be; constant (stable), increasing, decreasing, increasing in stepwise, sudden increase at certain steps.

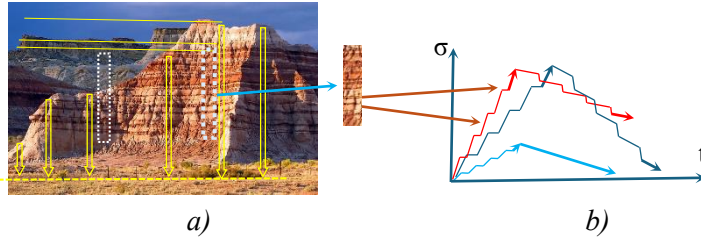


Figure 5. Sedimentary rock layers (their thickness, composition, grain, etc. are different in character: a) “Sedimentary rock cliffs, (Leene / Shutterstock.com”, Worldatlas, 2025). b) Deposition & weathering rates for sedimentary rocks, (stress over the lower sedimentary rock layers in different magnitudes and rates, based on sedimentations or weathering).

Sedimentary rock layers like it is given in Fig.5 have older layers as the depth increases. Environmental circumstances occurred during the deposition times of these rock masses had specially influenced the thicknesses of the deposited layers. Each new deposited rock layer (like in Fig. 5), had applied its dead load over the bottom layers. The magnitudes of these loads are changed according to these layers’ volumes & densities. When the rate of sedimentation is considered for each stratum, this rate directly governs the loads over the bottom rock layers as well, (Fig. 4d, 4e, 5a, 5b). When the sedimentation rates presenting in Fig. 5 are under considerations, loading rate originated due to any selected sedimentary rock stratum (one of the layers above the predetermined datum line) have depended on the sedimentation (deposition + lithification) of that stratum in geological time period (era). Since the sediment layers’ intersections can be accepted as the gap in sedimentation, they can also be accepted as the constant loading periods over the predetermined datum line. Since there is no additional sediment deposition in these gaps related time-periods, there are no additional loads over the lower rock layers.

Rock types forming Earth's crust are always in dynamic differentiation in time. Their oogenesis, magmatic and metamorphic rock types positioned in different depth, their weathering phases, fracturing under high in-situ stresses, their breakdown from massive rock masses into different sizes of breccia up to the soil masses through chemical and physical influences have been continuously happened to form current Earth's crust features since at the beginning of the solid crust oogenesis. When the sedimentary rock formation (like in Fig. 5a) under consideration, Sediment layers deposited over and over each other have gradually increased the burden load over the rock layers at the bottom layers. Compaction occurring during the sedimentary rock depositions, decrease the rock strata porosities & permeabilities while increasing densities as the vertical loading rises due to the accumulated thickness of overburden sediment layers in time. Since the sediments accumulation have depended on the environmental conditions, sedimentary rock formation time periods could be differentiating which influence the vertical loading rate over the bottom layers. In this content, Bjorlykke, et al. (2008) stated that compaction of sediment "is driven towards higher density (lower porosity) by mechanical compaction following the laws of rock and soil mechanics and by chemical compaction controlled by thermodynamics and kinetics".

In sedimentation as Dasgupta & Mukherjee, (2019) noted that there are different types of compaction which have occurred at sedimentation evolutions. There might be "simple or advanced models exist for mechanisms of uniform and non-uniform sediment compaction that increases density and reduces porosity". These models were forwarded to explain "major processes for the sediment compaction". All the rocks are under influences of 3D in-situ stresses which are differentiating in magnitudes (loading rate variations), and direction in time. Therefore, in engineering projects' design efforts, 3D in-situ stresses and the strength of the rock masses at the targeted projects' positions (in/on the Earth's crust) should be analysed

through time-dependent influences of 3D stress-strain conditions. Even at the surface of the Earth's crust, rock masses might have got locked strains due to the influence of earlier stress-states (strain energy deposited in earlier times). Therefore, project engineers should be ready to evaluate design parameters related to the rock masses by including their time-dependent strength behaviours.

c) Hard rock conditions:

Time-dependent rock behaviours have long been recognised in practical rock mechanics works performed in mining and civil engineering projects. Influence of time on the performance of underground space mentioned by Laufer (1958) through time & span parameters. Lajtai (1991) wrote that, in Lajtai & Schmidtke, (1986) and Lajtai & Bielus, (1986) papers, 50 % strength reduction was reported to be expected in cases of long-term constant loading conditions. Lajtai (1991) said that the rock mass strength is “only a small fraction of that of intact rock”. The author pointed out that 50 % loss of intact rock material strength has been expected to occur under the effects of long-lasting loading. According to Lajtai (1991); rock mass classification systems (Bieniawski, 1976; Barton, 1976) which have time-dependency related facts covered through “*stand-up time*” procedures. He wrote that “in these references, the stability charts showing the relationship between stand-up time and unsupported span suggest a strong time effect”. According to Lajtai, rock mass classification systems handout stand-up time prediction for the rock masses including unsupported spaces, which means “a reduction in strength with time ranging from a half to about one-twentieth of the short term strength. This is obviously more than the expected loss of 50 % for the intact rock”, strength values.

Lockner (1993) noted the importance of brittle rock failure behaviours for structures which are in/on brittle rock masses. According to him, (in a larger scale); faulting, earthquakes, tectonic processes, and crustal plate bending could also be required to explain

time-dependent behaviours (deformations) of them. Because, these influences have occurred under the stress levels (static, fatigue) well below these brittle rocks' unconfined compressive strength, UCS, values. Lockner (1993) listed the earlier researches performed to explain static fatigue for glass material [Baker & Preston, 1946; Charles, 1958; Mould & Southwick, 1959; Adams & McMillan, 1977], and for rocks & single crystal quartz [Griggs, 1936, 1939, 1940; Martin, 1972; Scholz, 1972; Wawersik, 1973; Wawersik & Brown, 1973; Cruden, 1974; Martin & Durham, 1975; Kranz, 1980; Lajtai, et al. 1987].

Lockner, (1993) performed creep tests on Westerly granite, (Rhode Island, US). He used cylindrical laboratory test samples (with; $d=25.4\text{mm}$ and $L=63\text{mm}$). He performed the tests with the confining pressures 40 MPa for dry samples and 60 MPa for saturated samples. Test samples were then tested with axial stress which firstly increased with 0.1 MPa/s rate up to 345 MPa level (77% of ultimate dry strength). In the second phase of the experiments the axial stress had been kept stable along the next approximately 20 hours to observe creep behaviour of the granite sample. He performed other creep tests for the same granite rock material by selecting different stable axial stress levels ranging from 65% to 90% of the granite rocks' ultimate strength. Lockner (1993) wrote that "*creep response*" was monitored for them as well.

Understanding time-dependent strength is vital for the engineering projects which have been planned for long-lasting operations in mining & civil engineering applications. Malan, et al. (1997) pointed out cases which included "observations of time-dependent fracture formation and seismic data" collected from Southern African, (Rep. of South Africa), deep hard rock mining conditions. The data indicated that these "mines show significant time-dependent behaviour". Their works focused on defining time-dependent rock behaviour for these underground mines through the laboratory and underground mining conditions. They plotted creep

micro-strain differentiation through their tested time hours for quartzite and lava test samples. They wrote that; “laboratory creep experiments of quartzite and lava specimens indicate that these rocks undergo measurable creep strain at stress values below the failure strength“. In order to supply a modelling approach related to creep behaviours of rocks, the “*Burgers viscoelastic model*” was used by Malan, et al. (1997). Then, creep behaviour obtained from the creep test and the Burgers model for quartzite was then given like in Fig. 6. These authors’ studies provided that, “time-dependent rock behaviour observed for deep level stope is much more significant than what can be expected of the creep of intact rock”. In this study, it was observed that, the model works here indicated that underground rock behaviours are directed “mainly by rheological behaviour of the fracture zone and the resulting time-dependent formation of new fractures”.

Actually, as Zienkiewicz & Corneau, (1974), stated that creep and plasticity "separate the two important groups of phenomena" in solid mechanics. Creep is related to time effects on loaded solids and “results in the creep strains developed at a finite rate”. Plasticity behaviour in solids “develops permanent, (plastic) strains instantaneously and time does not enter directly into considerations”. However, they noted also that these two groups of behaviours cannot be separated and “only the combined effect is measurable”. In order to define rocks behaviour including these features, (creep & plasticity), elasto-visco-plasticity approach had been supplied. Zienkiewicz & Corneau, (1974), wrote that “Bingham material”, (Bingham, 1922), was the earliest work in visco-plasticity, and then Perzyna (1966) supplied the survey in this subject of rock mechanics together with his approach.

In later years, Malan (2002) noted remarks and pointed out the importance of the works including time-dependency behaviours of the rocks. He noted that his work focused on hard crystalline rock. Hard rock creep behaviour has started to be studied more intensely

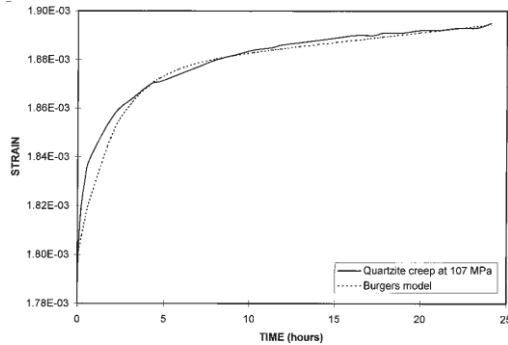


Figure 6. Creep test result performed with 107 MPa constant axial stress and its “Burgers model” outputs (quartzite sample), (Malan, et al. 1997).

due to the requirements of stable radioactive waste repositories, long-lasting civil-purposed urban underground spaces (including metro-tunnels, shopping-centres, underground warehouses, etc.). Malan (2002) wrote that “many of these repositories are located in salt and potash” rock masses, but, “some are planned in crystalline rock such as granite”. When the design purposes of these underground spaces are considered, securing their long-term stabilities should be planned and monitored by considering the time-dependency behaviours of rock masses.

Then Malan, (2002), followed analytical & numerical approaches (viscoelasticity, continuum elasto-viscoplasticity, discontinuum viscoplasticity) to model time-dependent behaviour of deep excavation in hard rocks. In engineering projects hard rock loading conditions are mostly long-lasting types and rock engineering design efforts should include their time-related considerations as well. For instance, Drescher & Handley, (2003) supplied similar outputs and wrote that time-dependent properties of hard rocks are consequent of “at least four mechanisms”. These are; a) “compression creep of intact rock”, b) “rock material dilation arising from stress damage”, c) “shear creep on discontinuities”, and d) “discontinuity dilation with growing shear displacements”.

d) Squeezing rock conditions:

Squeezing rock influences at mines have been observed through closures of the underground spaces. After the excavation of the spaces, an induced stress-state is formed as a secondary stress field around the openings. Failure of the micro-cavities and other deformations might cause undulation in the induced stress values locally. In later periods, induced stress levels are balanced as a secondary stress-state. The rock mass deformation characteristics in the induced zone are then explained by creep behaviours of rocks occurring due to constant loading (compressions and shearing) by researchers in this field of study. For instance, Bosman et al. (2000) wrote about the squeezing rock conditions that occurred at Hartebeestfontein mine in Rep. of South Africa. According to the authors “squeezing mechanism was dominated by creep along bedding planes with a soft talcaceous infilling”. Creep tests were performed for this mine by collecting samples from hangingwall and sidewall strata to control their compressive creep behaviours. The parameters which were adjusted as controlled laboratory test environments were constant room temperature, (20°C), and relative humidity level, (40%). The authors supplied creep curves for axial strain-time differentiation for compressive creep tests, and for shear displacement-time differentiation for shear-creep test results.

Since surrounding temperature conditions have influences on laboratory rock tests, Li et al. (2019), worked about the temperature influences on soft rock-like specimens to observe their creep differentiations. They performed their “uniaxial compression multi-stage creep” tests at 6 temperature groups (ranging in 10°C-60°C). They reported their test results showed that increasing the testing temperature caused upward shifts of stress-strain curves. They added also that increase in testing temperature and creep time resulted in “average creep modulus of similar materials in soft rock decreases”.

In-situ stress conditions of rocks under natural and engineered loading circumstances have their differentiations in 3D in-situ

stresses acting on them and other influencing factors (like; effective pressurised liquids & gasses, chemical & mechanical weathering conditions, biological activities, temperature differentiation in the rock masses, etc.). Brantut, et al. (2012) noted that pore water pressure's chemical effects cause stimulation of the "time dependent brittle deformation through sub-critical crack growth" which cause "rocks to deform and fail at stresses well below their short-term failure strength, and even at constant applied stress, (brittle creep)". These authors then provided "a micromechanical model" to handle "time dependent brittle creep of water-saturated rocks under triaxial stress conditions". According to them "in porous rocks, creep due to stress corrosion is in competition with pressure solution creep", and they showed that "long term creep due to stress corrosion is a high stress, low temperature phenomenon, relative to pressure solution creep". Another study supplied by Jiang, et al. (2012) mentioned the in-situ stress-states that have been accumulated through the geological eras. According to them, "the excavation of underground space changes the equilibrium of stress fields stored in rock mass and leads to rheological adjustment to a new stress equilibrium. They also noted the works of Martino & Chandler, (2004), Maejima, et al. (2003), and Xu, et al. (2011) in this content. Jiang, et al. (2012) performed in-situ tests in an experimental tunnel (width: 28.5 m, height: 21 m, length: 352 m, with arch shaped roof, at Jinping-II hydropower station in Sichuan province, China). The rock mass at the test site was Triassic era marble with 3 primary discontinuity sets. As they pointed out, time-dependent deformation happening in the surrounding rock masses of underground structures could be in two progression paths. Damages in these rock behaviours are either "accelerated" or "slowdown" in character. During the ultrasonic wave tests, "only slowdown time-dependent damage had been observed". They wrote also that "the time-dependent damage of rock mass could last a long time, i.e., nearly 30 days". Another researcher who was, Deng, et al. (2014) studied underground spaces and

caverns for gas storage purposes. Their analyses included the nonlinear viscoelastic, viscoplastic and viscodamage models to evaluate deformation in the salt-rock mass surrounding the caverns. The model analyses were “incorporated into the deformation reinforcement theory to simulate the time-dependent deformation” of these rocks. The authors used this theory and the rock mass models mentioned to assess long-term stability of the gas storage opened in the salt-rock mass quantitatively.

Works researching static creep behaviours of “*hard rock*” conditions, (studies performed for the projected workplaces like deep South African, (RSA), hard rock mines, deep tunnels, radwaste repository projects etc.) have been continued to evaluate problematic cases in mining sectors. Malan (2002) noted here that time-dependent behaviours of “soft rocks” are also worked by researchers like; Muirwood, 1972; Nakano, 1979; Aydan, et al. 1993; Barla, 1995 to understand their characteristics. As it was stated by Barla, (2002); time-dependent soft rock deformations have long been experienced in tunnel works in Italy. “*Squeezing*” rock description has been used for this soft rock behaviour in tunnelling due to “large time-dependent convergence”. According to him, squeezing is a resultant action after combination of induced stresses and material properties which forces the rock masses towards any available low stressed locations, or free surfaces. The time-dependent rock deformations in soft rock conditions are experienced in Italy, Europe and Japan mainly at tunnels. Barla (2002) wrote about the efforts of special excavation and support methods which were reported for the squeezing rock mass conditions when it was encountered “at the first railway tunnels were excavated” in 1800. As Barla pointed out that squeezing rock had special attention and definition by Terzaghi (1946), He defined a key influencing factor as the clay content of the squeezing rock masses, and he noted that; “squeezing rock is merely rock which contains a considerable amount of clay”. Terzaghi pointed out also that: “squeezing rock slowly advances into the

tunnel without perceptible volume increase. Prerequisite of squeeze is a high percentage of microscopic and sub-microscopic particles of micaceous minerals or of clay minerals with a low swelling capacity”. Barla (2002) mentioned the effects of squeezing behaviour of rocks around the tunnels and wrote that squeezing is “synonymous with yielding and time-dependence; it is closely related to the excavation and support techniques which are adopted. If the support installation is delayed, the rock mass moves into the tunnel and a stress redistribution takes place around it. On the contrary, if deformation is restrained, squeezing will lead to long-term load build-up of rock support”.

Engineers who have monitoring and reporting responsibilities of urban underground spaces including metro tunnels have their work-related burden & hesitations when they are asked to supply decisions about these spaces’ stability performances in advance with periodic manners. Actually, the procedures should be performed and fulfilled with several groups of engineers including rock mechanics researchers in a pre-described manner (i.e. Eurocode-7). Due to the uncertainties in every level of data collection, laboratory & in-situ tests, empirical & numerical analyses on the bases of short-term rock yielding strength and time-dependent rock behaviours, etc., engineers might have been overburdened with unnecessary responsibilities. Uncertainties in rock mass behaviours should then be described in official reports & project offers in such a manner that the project owners must realise that the reports & design works offered by engineers have natural risk of instabilities due to these parameters’ undetermined, (uncertain), values & distributions in rock masses. According to Barla (2002), the rock masses considered as squeezing rocks are “associated with poor rock mass deformability and strength properties; based upon previous experience”. According to him; “gneiss, micaschists and calcschists (typical of contact and tectonized zones and faults), claystones, clay-

understand “large inward closure of tunnels” through; a) complete shear failure, b) buckling failure, and c) shearing and sliding failure.

Underground space stability cases have been in concept of time-dependent rock behaviours. As the concept has been enhanced engineers are going to handle more realistic approaches to understand the long-lasting stability cases of these spaces in micro and macro scales together with their natural & man-made characteristics. Underground spaces’ depths, locations and surrounding rock mass types are main considerations in their stability performance analyses. Rock masses with brittle or ductile type of rock behaviours have their differentiation in time-dependent mechanical behaviours. Squeezing rock mass deformations around tunnels and their stability cases should be considered in more comprehensive manners for underground spaces in urban settlements for instance. Tunnels excavated for metro, rail, or road system connections have their usage including transportation vehicles, machines, which have their vibration influences. Some other underground spaces on the other hand include urban usages which do not vibrate as the ones in transportation sectors. But, urban underground spaces have their climate and water supply and discharge conditions which could create stability deterioration in cases of any operational failure to increase moisture (water content) of the rock masses surrounding these spaces.

Their research related to “the underground-city spaces” of the historical Cappadocia region in Turkey, Aydan & Ulusay (2003) wrote that “one of the reasons for time-dependent behaviour may be resulting from swelling minerals in rocks”. But, they pointed out that a very small part of the rock deformation around the underground spaces of the Cappadocia region, (Turkey), originated due to swelling rocks. Aydan & Ulusay noted that the main time-dependent rock behaviours in this region have been controlled by “the degradation of deformability and strength characteristics of rocks with time”. In later years, Aydan & Ulusay, (2013), performed a

study at Derinkuyu region, (Cappadocia, Turkey), and wrote that the tuff rock masses they observed there were “*good quality*” in classification but, they also perceived that UCS and deformation modulus of the tuff rock masses were “likely to be between 1/3 and 2/3 of those of intact rock”. They put forward that decompositions of the tuff rocks mass and long-lasting loading conditions are two main mechanisms in their damaged conditions.

Hagin & Zoback, (2007) worked on the compaction of unconsolidated sand reservoirs and they preferred to describe the deformation of them in either “time-dependent or time-independent rather than elastic or plastic”. Barla, et al. (2008) wrote also about squeezing rocks which were originally termed during the “the pioneering days of tunnelling through the Alps. It refers to the reduction of the tunnel cross section that occurs as the tunnel is being advanced”. Barla, et al. (2008) stated also that squeezing rock deformations realised in “particular combination of material properties and induced stresses causes yielding in some zones around the tunnel, exceeding the limiting shear stress at which creep starts”. In mining operations or underground space related excavations for urban facilities (metro tunnels, underground depots & centres including social, cultural, commercial etc.) encountering squeezing rock mass conditions are not the required case. However, as Barla, et al. (2008) pointed out “squeezing conditions may vary over short distances due to rock heterogeneity and fluctuations in the mechanical and hydraulic properties of the rock mass”. Therefore, engineers planning underground spaces have their countermeasure plans of the pre-measures for expected squeezing deformations, (as far as they can be identified through exploration-drillings before the projects). Adjusting underground space dimensions, (enlarging to compensate for deformations) for the underground locations where squeezing rock behaviour is expected is one of the options in engineering applications. Barla, et al. (2008) also mentioned time-dependent rock behaviour models, [*Viscoelastic-plastic model*

(CVISC), (Itasca, 2006); Elastic-viscoplastic model (VIPLA), (Lemaitre & Chaboche, 1996); Stress hardening elastic viscous plastic model (SHELVIP), (Debernardi, 2008)]. Then they compare the actual in-situ deformation data from the severely squeezing carboniferous zone, (encountered in the Saint Martin access adit, along the Lyon-Turin Base Tunnel between France and Italy), and the results obtained from these models. In 2008 Barla & Barla wrote that “it is agreed today that *squeezing of rock* stands for large time-dependent convergence during tunnel excavation”. According to them, squeezing words is “synonymous with yielding and time-dependence”. As the authors described before, squeezing conditions occur around the tunnels when “a particular combination of material properties and induced stresses causes yielding in some zones” there. According to the authors, “exceeding the limiting shear stress” is related to creep. They added that the deformations around the tunnels “may terminate during construction or continue over a long period of time” and squeezing rock behaviour there, subject to the techniques used in tunnel excavation & supporting.

Sone & Zoback, (2013) worked on shale-gas reservoir rocks sampled from “Barnett, Haynesville, Eagle Ford, and Fort St. John” shale rocks from US and Canada to perform triaxial strength laboratory tests. The authors noted that “ductile creep property and brittle strengths of shale-gas reservoir rocks are dependent on material composition and sample anisotropy”. They also mentioned that creep deformations in the test samples with higher clay and organic content were “more pronounced”.

At this point, work performed by Grošić, (2014) can be mentioned. He worked on flysch rock mass and other rock masses found around the Adriatic highway (near Rijeka, Croatia) construction for their deformability and creep properties through numerical modelling. He used linear elastoplastic Mohr-Coulomb models (for construction phase) and viscoplastic Burger-Mohr-Coulomb model (for service period). He provided recommendations

for the rock masses' (flysch rocks and its weathering circumstances) "strength, deformability and creep properties" on the base of these analyses and measured data (inclinometer measurements). He pointed out "up to 50% of displacements of construction phase" during the measuring time intervals of the highway service period. He wrote that this deformation was "as a consequence of the time-dependent behaviour of the rock mass". Displacement values obtained from surface/underground rock masses are directly related to their mechanical behaviours, 3D stress-states and all the other influences which force the rock masses to pass through different weathering conditions. For instance, rock slope deformation differences at different parts of; the sea cliffs, open-pits, road-cut cliffs, cliffs at mountain regions, etc. have their indications related to 3D active & post-era stress-states, and rock masses strength properties including time-dependent behaviours. Similarly, deformation is observed at underground rock masses which have their displacement characteristics (short-term, long-term bases) toward the micro¯o scale underground spaces. In this field of engineering, 3D in-situ data collections then have their valuable assets in engineering designs and also in the evaluation of the rock behaviours. Thus, the work performed by Shen, et al. (2014) can be considered here to present the results they obtained from Shanghai metro tunnels. It was reported that these tunnels had been excavated (around 9-15 m depth) in "a very soft clay layer with high water content, high compressibility and low permeability". As they wrote that "Shanghai is located on the South bank of the estuary of Yangtze River". Thus, it is located over "a soft deltaic deposit with some isolated outcrops of bedrock". The authors reported that deformation monitoring procedures had been charted for the metro tunnels after their constructions. Outcomes of the collected data analyses were then reported as; "significant settlement and substantial differential settlement of tunnels have occurred after more than 10 years' operations. The long-term settlement rate was greater in the first few

years and afterwards reduced gradually”. The authors informed also that “long-term tunnel settlement is mainly due to urbanisation-induced land subsidence in Shanghai. The magnitude of tunnel settlement is correlated to sublayer settlement rather than ground surface settlement”. They also pointed out that long-term deformation of the rocks around the tunnels had been influenced by “nearby construction and groundwater infiltration”.

Similarly, Tarifard, et al. (2022) wrote about the rocks around the Shibli tunnels. These tunnels were opened for Tabriz-Zanjan highway at the West-Northern part of Iran. The authors analysed, (through the numeric analyses of finite-difference-method), the creep behaviour of the rocks (weak rocks) and underground water influences to evaluate “the time-dependent stability of the tunnel lining”. Another work related to time-dependent behaviours of rock mass was supplied by Liu, et al. (2015). They wrote about the Callovo-Oxfordian (Cox) argillite rock sample properties obtained through triaxial compressive creep tests. The samples were clayey rocks and obtained from the underground research laboratory of Andra, Bure, France. The laboratory studies have been based on the safe disposal of the radioactive wastes which include long-time prediction studies for rock strength behaviours. They performed creep tests by adjusting deviatoric stress (through different values of confining pressure). They pointed out that “the increase of deviatoric stress enhances the creep strain which clearly exhibits an anisotropic behaviour”.

Rock masses have fractures and weakness zones and their influences on rock strength are one of the research concepts in rock mechanics. Likewise, Jia, et al. (2018) wrote about Baihetan Hydropower Station (South China) construction (covers arch dam and underground power stations) where the rock mass includes discontinuities like; “inter-layer bedding planes, inner-layer bedding planes, faults, and base cracks”. The authors noted that these rocks have higher humidity, lower density & strength values besides weak

filling materials of discontinuities. Since the creep behaviour of discontinuities is important for the stability of this power station construction, laboratory multi-loading shear creep tests were performed under different normal stresses for the selected fault (undisturbed rock discontinuity) samples. The authors noted that the test results showed the time-dependent deformations, and they noticed; transient, steady-state, and accelerated creep stages besides significant effects of “applied normal stress” on these creep stages.

Rock discontinuities have also influenced time-dependent behaviours of the rock masses. Then, Yang, et al. (2021) studied the time-dependent behaviour of the rock-like samples including pre-located fractures. Uniaxial compressive creep test samples were moulded through concrete mixtures, [including; Portland cement, water, fine sand (mixture ratio: 1: 0.55: 2.34) to form C32.5 concrete], in (15x15 cm) base area & (30 cm) test length dimensions. Modelling of the joints in the test samples were formed by “inserting thin steel shims” with 1.5 mm in thicknesses during moulding of the samples. Removing them before setting of the samples’ mortar were created open joints at the test samples with the planned positions & orientations (joints’ parameters: joint spacing, joint length, rock bridge length, and joint angle). Yang, et al. (2021) then supplied strength of the rock-like concrete samples by taking care of uniaxial creep strength behaviours of samples according to configured joint models. Their results presented that “joint distribution has great effect on failure mode and long-term strength” of the samples. In addition, their results also pointed out that rock samples including modelled joints had produced rock failures due to “the propagation of wing cracks and quasi-coplanar secondary cracks”.

Wang & Cai, (2025) worked also on “the mechanical response of jointed rock mass”. These rock masses’ behaviours in long-time periods are important “for the design of geotechnical structures with a long service lifetime”. Therefore, the authors’ studied “time-dependent deformations of jointed rock masses based on the 3D

distinct element method (DEM) incorporating discrete fracture networks (DFN)". They proposed "a new 3D creep constitutive model for jointed rock masses". They studied "the TAS08 tunnel in "Aspö Hard Rock Laboratory (HRL) in Sweden" as a case study as well. When the engineering decision is required for the long-time stability of the layered rock masses. Studies performed for the creep behaviour of the bedded rock materials are inspiring assets for the engineers in the decision positions.

At his point, the results presented by Kwaśniewski & Nguyen (1988) need to be mentioned. They presented their laboratory studies on the UCS and elastic modulus of rock materials, (carboniferous coal-measure bedded shale samples obtained from; Moszczenica, Borynia, and Wilchwy in Poland). The lab. test samples had their differentiation with the bedding angles. These creep tests, which were performed under the constant loads by taking influences of bedding angles of the coal-measure shales into account, yielded different results. The authors reported that "the characteristics of creep strain anisotropy increase approximately in a linear way" from 0° to 90° (with $+15^{\circ}$ increments) bedding angles measured from the vertical plane. Similarly, Tian, et al. (2021) wrote about the layered rock masses encountered during tunnel excavations in Western China. Research concerning the layered rocks are generally related to "time-independent deformations and anisotropic strength behaviours". Research including time-dependent behaviour of the layered rocks are then very limited. Therefore, the authors worked on "an analytical transversely isotropic creep model for layered rock". The model was based on the crack tensor introduced by Oda (1982)". In this model Tian, et al. (2021) covered the effects of "the bedding plane orientation, spacing, length, and stiffness ratio" for the particular layered rock's creep behaviour. The model outputs were verified through the test results supplied by Wu, et al. (2018). They performed laboratory creep tests to observe the bedding plane influences. The test samples were "cubic greenschist with $10 \times 10 \times 10$

cm in dimensions”, they were “sampled from the auxiliary tunnel of Jinping-II hydropower station”. The creep test had been performed “under uniaxial compression with multi-stage constant loading” conditions.

e) Mining & oil industry influences:

Kushwaha, et al. (2019) noted that there are urban areas in the world which are located just over the abandoned underground mine spaces. This location might have subsidence features which are dangerous for all types of surface structures. Thus, stability of abandoned; mine pillars, stope fillings, and all kinds of underground mine openings have extra stability considerations because of the surface structures just over them. As Kushwaha, et al. (2019) stated, many underground workings in India are below railway lines. Safety of the commuters are then supplied either relocating the lines or ensuring stability of the existing lines over the abandoned mine workings. In general, there are different types of pillars left in abandoned underground mines (the number of them is dependent on the selected mining methods). Time-dependent strength behaviours of these pillars are important for the stability of surface structures. The subsidence related rock deformations in overburden strata are depending on the stability of the abandoned pillars. Kushwaha, et al. (2019) noted that due to the strength deterioration of coal mine pillars, there are possibilities of widening of the abandoned mine roadways due to spalling, discontinuities, bed separations, crack formations etc. Additionally, the authors also pointed out that defining stability conditions of abandoned underground mine working sites were difficult due to their inaccessibility.

When the coal seam features are under consideration with the engineering works at the related coal mine operations, strength, permeability and temperature have been considered as parameters influencing the coal properties as time-dependent factors. Cai, et al. (2025) wrote that, “the deep coal undergoes time-dependent

deformation by the coupling of long-term temperature and stress”. Then the coal bed related permeability values increased or decreased which directly influenced the coal-bed methane drainage. Changing the drainage properties of coal bed has two main outcomes which influence the selected engineering works differently. Controlled methane drainage, discharge, from the coal seams in time is good for mining engineering operations. Thus, the coal basins with high permeability might probably have less methane content which is favourable for mining activities. However, if the engineering work mainly purposed to harvest methane gases from coal basins, then this type of coal basins is not advantageous. These engineers are exploring low permeable coal basins which have more possibility to trap methane produced during coal sedimentations. According to the authors high temperature environments cause the coal related creep behaviours to develop more rapidly.

At this point the study performed by Sone & Zoback, (2014), should be mentioned which include deformation characteristics of “shale gas reservoir rocks and its long-term effect on the in-situ state of stress”. They wrote that the laboratory creep tests (rock samples were collected from several shale gas reservoirs in the US). “exhibit time-dependent deformation of varying degree“. They also noted rock samples which have “higher clay and organic content exhibit more creep”. According to them moisture influenced, “enhance”, creep deformation. Since they performed the tests in room temperature, they wrote also that their test conditions were different from some shale gas reservoir conditions where the temperature at those shale gas reservoirs can be higher than 100°C.

Fu, et al. (2020) worked also on time-dependent deformation and fracture conditions around underground spaces. They studied fracturing around underground spaces (circular, rectangular and inverted U-shape openings) under hydrostatic stress conditions through numerical analyses (3D discrete element grain-based model, 3DEC-GBM). They considered time-dependent deformations in

their analyses. They pointed out that “the surrounding rocks around the circular, inverted U-shaped openings are much more stable than those around the rectangular opening”. They noted also that, the cracks (dominantly tensile cracks) around these openings are gradually increased in time. Estimation of time-dependent rock behaviours through rocks’ mechanical properties have been studied by several researchers, and rock material behaviours like elastic, viscoelastic, plastic, viscoplastic, etc. have been considered to provide numerical modelling. One of these works was provided by Xu, et al. (2012). The authors had supplied a 2D numerical model and they wrote that the model was “an attempt to replicate the time-dependent brittle deformation of heterogeneous rock”, under a constant uniaxial compression. They noted that the model they worked on allowed them “to simulate a large range of observations from the laboratory scale, (Tang, 1997, Tang et al. 2000), to the in-situ macroscopic scale, (Xu et al. 2006, Tang et al. 2008), and even the crustal scale, (Tang et al. 2003)”. They noted that their results can be used to understand “geological and geophysical phenomena in the Earth’s brittle upper crust” more deeply.

Analysing the engineering structures through strength of involved materials and the 3D stresses they might come across is actually the starting point of solid mechanics. Time-dependent strength characteristics of solids especially rocks (including numerous discontinuities and weakness zones) are getting further noticed to understand their strength behaviours for engineering structures. When the engineering structures are constructed for long-time usages, strength decreasing in time under constant loading conditions becomes important. According to Frenelus, et al. (2022), rock creep behaviours and time-dependent rock deformations are influenced by the types of rock masses, (including “high strength hard and brittle rocks”). They wrote that “rock creep impacts are increasingly significant at great depth”. Stability of deep reservoirs in oil&gas industry, and mine openings in deep underground mines

are considered for rather long-period of service times. Their design parameters are then well-thought-out with their surrounding rock masses and long-term strength characteristics of them.

Engineered structures need long-time stability considerations

Stability considerations for engineered structures in/on rock masses have different uncertain parameters to be predicted for them. That may be one of the grounds, the official safety precaution parameters should include 3D in-situ stresses & strains related stability precautions as well. Mining operations have their shift engineers as a group to control all the mining related operations including stabilities of underground and surface excavations & structures. There is no man-shift time period in mines in which mine engineers are not keeping their shift duties full of responsibilities. Similar questions for urban engineering structures in/on Earth's crust should be asked as well. Engineering groups who are responsible to supply decisions about the engineered structures during construction and operation periods should also be organised in detail. Each country which has surface structures, (as; buildings, dams, bridges, viaducts, settlements, cities, etc.), and underground structures, (like; metro tunnels & stations, underground spaces, etc.), for different purposes should consider and prepare legal backgrounds. Otherwise, stability related failures occurred due to the lack of engineering evaluations of these structures (including time-dependent rock behaviours) at their excavation-construction-operation periods might possibly be called a "*natural disaster*" to cover these mismatches. Therefore, efforts in describing time-dependent behaviours of engineering excavations at surface/underground structures are more important than all the other factors to evaluate these structures usages in urban areas. In this context, the work performed by Liu, et al. (2020) can be forwarded to present influences of basement excavations of a surface skyscraper building near underground metro tunnel section, (Nanjing Metro Line 2,

China). The authors performed in-situ measurements (in 4 years of field study) before and after the deep foundation excavation periods in “*silty-clay*” and “*muddy-silty-clay*” layers, to obtain actual rock mass deformations magnitudes in time. In order to evaluate possible deformation due to the projected foundation excavation, numerical analyses were also performed before the projected surface construction. There are 2 side by side tunnels, (down-track and up-track metro tunnels, each 6.2 m in diameters), near the foundation location, (depth of the tunnels from the ground level is 15 m and distance between the nearest tunnel (up-track tunnel) and deep excavation site is 33 m). Deformations (convergence in diameters and their settlements) of these tunnels were reported by the authors in 3 phases; slow growth (pre-excavation), rapid growth (main excavation), and stable growth (post-excavation) stages according to the deep foundation excavation stages, (Liu, et al. 2020). The measurement of the accumulated crown settlement levels, (from the selected measurement positions of up-track tunnel), were reached up to; [(+2) - (-18 mm)] at the end of the pre-excavation stage; [(+1) - (-32 mm)] at the end of the main-excavation stage; and [(-1) - (-33 mm)] at the end of the post-excavation stages. These reported deformation levels measured in 4 years’ time of surface foundation excavation which have their points to be considered as an example for the interacting projects (surface/underground structures) in 3D induced stress-strain conditions.

The societies willing to have modern urbanisations through master urban plans which are getting gradually complicated (Fig. 1&2). Thus, surface and underground structures should be regulated as a group, (in small regional bases for instance), for their stability conditions. Supplying comprehensive documented National-Acts to regulate engineering works are then getting more value and bring fair justice into modern life. Providing engineering stability & safety services without considering; Proper in-situ data assemblages; Proper test sample collections (includes drill carrots if they are

required); Well documented laboratory and in-situ tests; Rock mass classification procedures; Rock materials' and rock masses' strength values and their evaluations; Time-dependent deformations of rock masses for the surface/underground structures; should not be taken into deep considerations for modern time rock related projects.

For instance, Wang, et al. (2024) concentrated on the stability of the tunnels' long-time stability considerations due to their importance in modern urban style. They wrote that, "during the long-term operation of tunnels, surrounding rock undergoes creep effects under environmental loads". According to them these loads are a result of the changes occurring at the surrounding rock masses. Time effects on the rock masses; (strength deteriorations due to weathering influences, and time-dependent deformations) influence the long-term operational tunnel safety. Therefore, they conducted model studies by including time-dependent properties of weak rock & tunnel lining structures. Their model included the deformation determinations on the bases of stresses and depths by taking into their time-dependent characteristics as well. According to their results; When the load is managed to be kept constant over the surrounding rocks and tunnel lining structures; stresses in the surrounding rocks, contact force between lining & rocks around the tunnels, deformation at lining structures, "increase over time and eventually tend to stabilize". The authors wrote that these influences are increased with depth. When the influences of horizontal stresses are considered, their effects on surrounding rocks are important in shallow depths (<500 m). Thus, horizontal stress differentiation on lining structures has then "play a critical role in the long-term safety of the tunnel structure".

Similarly, the work supplied by Chen, et al. (2025) includes evaluation of tunnel supports related to Yukon High-Speed railway [the Chongqing to Kunming, (China), high-speed railway which is about 699 km length including 294 km of tunnels, (54 tunnels)]. The authors systematically analysed the viscoelastic-plastic behaviours

of tunnel related “surrounding rock under creep action”. They proposed “a method for calculating the support time of tunnels under different geological conditions”.

Conclusions

Engineering structures as surface or underground projects have their individual stability conditions, and engineers are responsible for their excavations, constructions and maintaining (monitoring & servicing) works according to their professions in countries. Time-dependent rock behaviours are then one of the concerns for these structures in/on rock masses constructed for different purposes. When the number of people using metro lines, visiting underground cities, caves, getting services at underground culture-sport-society centres, working at underground warehouses-depots, shopping & working places at underground passageways & shopping malls etc. in a particular short-time period are considered, it is more than 100K-250K or more people could be using these urban underground spaces in large metropolitan city areas. Thus, the long-term stability conditions of these structures have vital importance for the whole cities for their social lives, morals and economies. Beside these modern usages of urban underground spaces, when the mining sector is concerned, long-term stability cases are getting distresses also for deeper and larger mining operations. Safe mining working conditions should also be monitored accordingly. However, following safety rules and precautions for rock mass related engineered structures in/on the Earth's crust include rock masses' related uncertainty characteristics. Time-dependent 3D in-situ stress rates and related changes in the rock masses' strengths have gradually become effective in engineering designs and operations.

References

- Adams, R. & McMillan, P.W. (1977) Static fatigue in glass, review, *Journal of Material Science*, 12, pp643-657.
- Altun, M. (2024) Effect of strain rate on compressive and tensile strength of rock materials, *PhD Thesis*, Konya Tech. Univ., Ins. of Graduate Studies, Dept. of Mining Eng., Konya, Turkey, p333.
- Aydan, O. (1989) The stabilisation of rock engineering structures by rock bolts, *PhD Thesis*, Nagoya University, p240.
- Aydan, O., Akagi, T., & Kawamoto, T. (1993) The squeezing potential of rock around tunnels: Theory and prediction with examples taken from Japan, *Rock Mech. & Rock Eng.*, 29, pp125-143.
- Aydan, O. & Ulusay, R. (2003) Geotechnical and geoenvironmental characteristics of man-made underground structures in Cappadocia, Turkey, *Eng. Geology*, 69, pp245-272.
- Aydan, O. & Ulusay, R. (2013) Geomechanical evaluation of Derinkuyu antique underground city and its implications in geoengineering, *Rock Mech. & Rock Eng.*, 46, pp731-754.
- Baker, T.C., & F. W. Preston, (1946) Fatigue of glass under static loads, *Journal of Applied Physics*, 17, pp170-178.
- Barla, G.B. (1995) Squeezing rocks in tunnels, *ISRM News Journal*, 2, pp44-49.
- Barla, G.B. (2002). Tunnelling under squeezing rock conditions. *Lecture note*, Web page, <https://api.semanticscholar.org/CorpusID:116440349>, Retrieved in Feb. 2025.
- Barla, G., Bonini, M., & Debernardi, D. (2008) Time Dependent Deformations in Squeezing Tunnels, *The 12th Int. Conf. of International Association for Computer Methods and Advances in Geomechanics (IACMAG)*, Oct. 1-6th 2008, Goa, India.
- Barla, G. & Barla, M. (2008) Innovative tunnelling construction methods in squeezing rock, *Ingegneria Ferroviaria*, 63, 12, pp103-119.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, I. (1974) Engineering classification of rock masses for the design of tunnel supports, *Rock Mech. & Rock Eng.*, 6, 4, pp189-239.
- Barton, N.R. (1976) Recent experiences with the Q-system of tunnel support design, *Symposium Proceedings of Exploration for Rock Engineering*, (ed. Bieniawski, Z.T.), Balkema, pp107-117.
- Bieniawski, Z.T. (1970) Time dependent behaviour of fractured rock, *Rock Mechanics*, 2, pp123-137.

Bieniawski, Z.T. (1976) Rock mass classification in rock engineering. *Symposium Proceedings of Exploration for Rock Engineering*, (ed. Bieniawski, Z.T.), Balkema, 1, pp97-106.

Bieniawski, Z.T. (1989) Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. John Wiley & Sons., New York, p251.

Bingham, E.C. (1922) Fluidity and Plasticity, McGraw-Hill, New York, Chap. VIII, pp215-218.

Bjorlykke, K., Jahren, J., Mondol, N.H., Marcussen, O., Croize, D., Peltonen, C. & Thyberg, B. (2008) Sediment compaction and rock properties. *American Association of Petroleum Geologists, Int. Conf. and Exhibition, Cape Town, South Africa*, p8.

Bosman, J.D., Malan, D.F. & Drescher, K. (2000) Time-dependent tunnel deformation at Hartebeesfontein Mine. *J. of the Southern African Inst. of Mining and Metal.*, 100, 6, pp333-340.

Brantut, N., Baud, P., Heap, M.J. & Meredith, P.G. (2012) Micromechanics of brittle creep in rocks, *J. Geophys. Res.*, 117, B08412.

Cai, T., Xia, J., Feng, Z., Su, X., & Jiang, Y. (2025) Impact of coal creep on permeability evolution under different temperatures and stresses, *Scientific Reports*, 15, 1, 13335.

Charles, R.J. (1958) Static fatigue of glass I, *Journal of Applied Physics*, 29, pp1549-1560.

Chen, X., He, C., Xu, G., Wang, B., Ma, G., & Du, J. (2025) Stabilisation time analysis method for deep tunnels considering rheological effects and lining influence, *Tunnelling and Underground Space Technology*, 155, 106170.

Cruden, D.M. (1974) The static fatigue of brittle rock under uniaxial compression, *Int. J. of Rock Mech. Min. Sci.*, 11, pp67-73.

Dasgupta, T. & Mukherjee, S. (2019) Compaction of sediments and different compaction models, *Sediment compaction and applications in petroleum geoscience*, pp1-8. Doi: 10.1007/978-3-030-13442-6_1.

Debernardi, D. (2008) Viscoplastic behaviour and design of tunnels. *PhD Thesis*, Politecnico di Torino, Department of structural and geotechnical engineering, Italy.

Deng, J.Q., Yang, Q. & Liu, Y.R. (2014) Time-dependent behaviour and stability evaluation of gas storage caverns in salt rock based on deformation reinforcement theory, *Tunnelling and Underground Space Technology*, 42, pp277-292.

Drescher, K. & Handley, M. (2003) Aspects of time-dependent deformation in hard rock at great depth, *J. of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 103, 5, pp325-335.

Fuenkajorn, K., Sriapai, T. & Samsri, P. (2012) Effects of loading rate on strength and deformability of maha sarakham salt, *Eng. Geol.* 135-136, pp10-23.

Frenelus, W., Peng, H., & Zhang, J. (2022) Creep behaviour of rocks and its application to the long-term stability of deep rock tunnels, *Applied Sciences*, 12, 17, 8451.

Fu, T.F., Xu, T., Wasantha, P.L.P., Yang, T.H., Nara, Y., & Heng, Z. (2020) Time-dependent deformation and fracture evolution around underground excavations. *Geomatics, Natural Hazards and Risk*, 11, 1, pp2615-2633.

Gao, F. & Kang, H. (2017) Experimental study on the residual strength of coal under low confinement, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 50, 2, pp285-296.

Goel, R.K., Jethwa, J.L., & Paithankar, A.G. (1995) Tunnelling through the young Himalayas - A case history of the Maneri-Uttarkashi power tunnel, *Eng. Geology*, 39, pp31-44.

Goel, R.K. (2000). Tunnelling in squeezing ground conditions. Webpage, <https://api.semanticscholar.org/CorpusID: 107519410>.

Gokay, M.K. (2025) Considerations in insitu stresses and engineered works, Chapter in; *Maden ve geoteknik biliminde disiplinlerarası yaklaşımlar, (Interdisciplinary approaches in mining & geotechnical science)*, (Ed. Ozdemir, E.), Bidge Publication, Ankara, Turkey, ISBN 978-625-372-692-8, pp173-214.

Gray, I., Wood, J., & Shelukhina, Y. (2013) Real stress distributions in sedimentary strata, *The 6th Int. Symp. on In-situ Rock Stress*, Aig. 20-22nd 2013, Sendai, Japan, pp20-22.

Griggs, D.T. (1936) Deformation of rocks under high confining pressure, *The Journal of Geology*, 44, pp541-577.

Griggs, D.T. (1939) A theory of mountain-building, *Earth Science*, 237, 9, pp611-650.

Griggs, D. (1940) Experimental flow of rocks under conditions favoring recrystallization. *Bulletin of the Geological Society of America*, 51, 7, pp1001-1022.

Grošić, M. (2014) Time-dependent deformation of flysch rock mass, *PhD Thesis*, University of Rijeka, (Croatia), Faculty of Civil Eng., p169.

Hagin, P.N. & Zoback, M.D. (2007) Predicting and monitoring long-term compaction in unconsolidated reservoir sands using a dual power law model, *Geophysics*, 72, 5, pp165-173.

Harbord, C., Brantut, N. & Wallis, D. (2023) Grain-size effects during semi-brittle flow of calcite rocks, *Journal of Geophysical Research, Solid Earth*, p1-28, AGU Advancing Earth and Space Sciences, doi:10.1029/2023JB026458.

Itasca (2006) *Flac2D 5.0, User's Manual*, Itasca Inc. Minneapolis.

Jia, C.J., Xu, W.Y., Wang, R.B., Wang, S.S. & Lin, Z.N. (2018) Experimental investigation on shear creep properties of undisturbed rock discontinuity in Baihetan Hydropower Station, *Int. J. of Rock Mech. & Mining Sci.*, 104, pp27-33.

Jiang, Q., Cui, J. & Chen, J. (2012) Time-dependent damage investigation of rock mass in an insitu experimental tunnel, *Materials*, 5, pp1389-1403.

Kranz, R.L. (1980) The effects of confining pressure and stress difference on static fatigue of granite, *J. Geophys. Res.*, 85, pp1854-1866.

Kushwaha, A., Tewari, S., Mandal, P.K., Bhattacharjee, R., Das, A.J., & Singh, K.K.K. (2019) Stability evaluation of old and unapproachable underground mine workings below surface structures, *J. of the Geo. Society of India*, 93, 3, pp351-359.

Kwaśniewski, M. & Nguyen, H.V. (1988) Experimental studies on anisotropy of time-dependent behaviour of bedded rocks, *Proceedings of the International Symposium on Engineering in Complex Rock Formations*, pp325-337.

Lajtai, E., Schmidtke, R. & Bidus, L. (1987) The effect of water on the time-dependent deformation and fracture of a granite, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 24, pp247-255.

Lajtai, E.Z. (1991) Time-dependent behaviour of the rock mass, *Geotechnical and Geological Engineering*, 9, pp109-124.

Lajtai, E.Z. & Bielus, L.P. (1986) Stress corrosion cracking of Lac du Bonnet granite in tension and compression. *Rock Mechanics & Rock Engineering*, 19, pp71-87.

Lajtai, E.Z. & Schmidtke, R.H. (1986) Delayed failure in rock loaded in uniaxial compression. *Rock Mech. & Rock Eng.*, 19, pp11-25.

Lauffer, H. (1958) Gebirgsklassiferung fuer den Stollenbau, *Geologie und Bauwesen*, 24, pp46-51.

Lemaitre, J. & Chaboche, J.L. (1996) Mécanique des matériaux solides, *Dunod*, pp253-341.

Lei, M., Hashiba, K., Okubo, S. & Fukui, K. (2008) Loading rate dependency of complete stress-strain curve of various rock types, *Proc. of the 14th World Conf. on Earthquake Engineering*, Beijing, China, pp1-8.

Li, F.L., Yang, J., Liu, W.Q., Fan, Z.H. & Yang, Y.G. (2021) Effect of loading rate changing on the mechanical properties of mudstone under uniaxial compression, *Rock Soil Mech.*, 42, pp369-378.

Li, M., Su, Z., Zang, M., Liu, X., Wang, Y., Wang, Z., & Lu, X. (2024) Effect of loading rate on local deformation of rock-like models with locked segment, *J. of Materials Research and Tech.*, 33, pp2868-2878.

Li, J., Sun, G., Zou, H., Zhou, Z., & Fan, X. (2019) Influence of temperature and load on creep characteristics of soft rock similar materials, *IOP Conference Series: Earth and Env. Science*, 384, 1, p012229.

Liu, B., Zhang, D.W., Yang, C., & Zhang, Q.B. (2020). Long-term performance of metro tunnels induced by adjacent large deep excavation and protective measures in Nanjing silty clay, *Tunnelling and Underground Space Technology*, 95, 103147.

Liu, Z.B., Xie, S.Y., Shao, J.F. & Conil, N. (2015) Effects of deviatoric stress and structural anisotropy on compressive creep behaviour of a clayey rock, *Applied Clay Science*, 114, pp491-496.

Lockner, D. (1993) Room temperature creep in saturated granite, *Journal of Geophysical Research*, 98, B1, pp475-487.

Lu, Z., Yi, H. & Wen, L. (2018) Loading induced Earth's stress change over time, *J. of Geophys. Res.: Solid Earth*, 123, pp4285-4306.

Maejima, T., Morioka, H., Mori, T. & Aoki, K. (2003) Evaluation of loosened zones on excavation of a large underground rock cavern and application of observational construction techniques, *Tunn.Undergr. Space Technol.*, 18, pp223-232.

Malan, D.F., Vogler, U.W. & Drescher, K. (1997) Time-dependent behaviour of hard rock in deep level gold mines, *The J. of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, pp135-147.

Malan, D.F. (2002) Simulating the time-dependent behaviour of excavations in hard rock, *Rock Mech. & Rock Eng.*, 35, 4, pp225-254.

Martin, R.J. (1972) Time-dependent crack growth in quartz and its application to the creep of rocks, *J. Geophys. Res.*, 77, pp1406-1419.

Martin, R. J., & Durham, W. (1975) Mechanisms of crack growth in quartz, *J. Geophys. Res.*, 80, pp4837-4844.

Martino, J.B. & Chandler, N.A. (2004) Excavation-induced damage studies at the underground research laboratory, *Int. J. Rock Mech. Mining Sci.*, 41, pp1413-1426.

Mould, R.E. & Southwick, R.D. (1959) Strength and static fatigue of abraded glass under controlled ambient conditions I: General concept and apparatus, *Journal of the American Ceramic Society*, 42, pp542-547.

Muirwood, A.M. (1972) Tunnels for roads and motorways. *Quart. J. Eng. Geol.* 5, pp119-120.

Nakano, R. (1979) Geotechnical properties of mudstone and Neogene Tertiary in Japan, *Int. Symp. Soil Mech.*, Oaxaca. pp75-92.

Oda, M. (1982) Fabric tensor for discontinuous geological materials, *Soils Found.* 22, 4, pp96-108.

Okubo, S., Nishimatsu, Y., & He, C. (1990) Loading rate dependence of Class II rock behaviour in uniaxial and triaxial compression tests-An application of a proposed new control method, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.*, 27, 6, pp559-562.

Okubo, S., Nishimatsu, Y., He, C. & Chu, S. (1992) Loading rate dependency of uniaxial compressive strength of rock under water-saturated condition, *J. Soc. Mater. Sci. Japan*, 41, pp403-409.

Okubo, S., Hashiba, K. and Fukui, K. (2013) Loading rate dependency of the strengths of some Japanese rocks, *J. Rock Mech. Mining Sci.*, 58, 1, pp180-185.

Paraskevopoulou, C., Perras, M., Diederichs, M., Loew, S., Lam, T., & Jensen, M. (2018) Time-dependent behaviour of brittle rocks based on static load laboratory tests. *Geotech. and Geo. Eng.*, 36 1, pp337-376.

Paraskevopoulou, C. (2021) Time-dependent behavior of rock, *Engineering Geology*, p19.

Perzyna, P. (1966) Fundamental problems in viscoplasticity, *Advan. Appl. Mech.* 9, pp243-377.

Ruseh, H. (1960) Researches towards a general flexural theory for structural concrete, *American Concrete Institute Proceedings*, 57, pp1-28.

Scholz, C.H. (1972) Static fatigue in quartz, *J. Geophys. Res.*, 77, pp2104-2114.

Shen, S.L., Wu, H.N., Cui, Y.J., & Yin, Z.Y. (2014) Long-term settlement behaviour of metro tunnels in the soft deposits of Shanghai, *Tunnelling and Underground Space Tech.*, 40, pp309-323.

Sano, O., Ito, I., & Terada, M. (1981) Influence of strain rate on dilatancy and strength of Oshima granite under uniaxial compression, *J. Geophys. Res. Atmosph.*, 86, 10, pp9299-9311.

Sone, H. & Zoback, M.D. (2013) Mechanical properties of shale-gas reservoir rocks - Part 2: Ductile creep, brittle strength, and their relation to the elastic modulus, *Geophy.*, 78, 5, ppD393-D402

Sone, H. & Zoback, M.D. (2014) Time-dependent deformation of shale gas reservoir rocks and its long-term effect on the in-situ state of stress. *Int. J. of Rock Mech. & Min. Sci.*, 69, pp120-132.

Tang, C.A. (1997) Numerical simulation of progressive rock failure and associated seismicity, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 34, pp249-261.

Tang, C.A., Tham, L.G., Lee, P.K.K., Tsui, Y. & Liu, H. (2000) Numerical studies of the influence of microstructure on rock failure in

uniaxial compression-part II: constraint, slenderness and size effect, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 37, pp571-583.

Tang, C.A., Huang, M.L. & Zhao, X.D. (2003) Weak zone related seismic cycles in progressive failure leading to collapse in brittle crust, *Pure appl. Geophys.*, 160, pp2319-2328.

Tang, C. A., Liang, Z. Z., Zhang, Y. B., Chang, X., Tao, X., Wang, D. G., ... & Elsworth, D. (2008) Fracture spacing in layered materials: a new explanation based on two-dimensional failure process modeling. *American Journal of Science*, 308, 1, pp49-72.

Tang, Y., Zhang, H., Xu, J., Okubo, S. & Liu, X. (2021) Loading rate dependence of rock strength under triaxial compression, *Front. Earth Sci.*, 9, 728366.

Tarifard, A., Görög, P., & Török, A. (2022). Long-term assessment of creep and water effects on tunnel lining loads in weak rocks using displacement-based direct back analysis: an example from northwest of Iran, *Geomech. & Geophys. for Geo-energy and Geo-resources*, 8, 1, 31.

Terzaghi, K. (1946) Rock defects and loads in tunnel supports. *Rock tunnelling with steel supports*. (eds. Proctor, R.V. & White, T.L.), The commercial shearing and stamping Co., Youngstown, Ohio, pp17-99.

Tian, Y., Chen, W.Z., Tian, H.M., Yang, J.P., Zhang, Z.Y. & Shu, X.Y. (2021) Analytical model of layered rock considering its time-dependent behaviour, *Rock Mech. & Rock Eng.*, 54, 11, pp5937-5944.

Tutluoğlu, L., Oge, İ.F., & Karpuz, C. (2015) Relationship between pre-failure and post-failure mechanical properties of rock material of different origin, *Rock Mech. & Rock Engineering*, 48, 1, pp121-141.

Wang, P., Ma, X., Yang, L., Sheng, X., Wang, X., & Lin, C. (2024). Investigation into the time-dependent characteristics of stress and deformation of weak surrounding rock and lining structure in operational tunnels: Model test. *Applied Sciences*, 14, 13, 5447.

Wang, M., & Cai, M. (2025). Simulation of time-dependent response of jointed rock masses using the 3D DEM-DFN modelling approach. *Int., J. of Rock Mech.and Min. Sci.*, 188, 106062

Wasantha, P.L.P., Ranjith, P.G., Zhao, J., Shao, S.S. & Permata, G. (2015) Strain rate effect on the mechanical behaviour of sandstones with different grain sizes, *Rock Mech. Rock Eng.*, 48, 5, pp1883-1895.

Wawersik, W.R. (1973) Time-dependent behaviour of rock in uniaxial compression, *Proc., 14th Symp. Rock Mech.*, pp85-106.

Wawersik, W.R. & Brown, W.S. (1973) Creep fracture of rock, *Arpa1579, Program Code 2F10*, Adv. Res. Proj. Agency, Dep. of Del., Washington, D.C., p72.

Worldatlas, (2025) Sedimentary rock cliffs. Image credit: Leene/Shutterstock.com, How are sedimentary rocks formed? webpage, www.worldatlas.com/articles/how-are-sedimentary-rocks-formed.html.

Wu, C.Z., Chen, Q.S., Basack, S., Sudip, B. & Shivakumar, K. (2018) Laboratory investigation on rheological properties of greenschist considering anisotropy under multi-stage compressive creep condition, *J. Struct. Geol.*, 114, pp111-120.

Xu, T., Tang, C.A., Yang, T.H., Zhu, W.C. & Liu, J. (2006) Numerical investigation of coal and gas outbursts in underground collieries, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 43, pp905-919.

Xu, W.Y., Nie, W.P., Zhou, X.Q., Shi, C., Wang, W. & Feng, S.R. (2011) Long-term stability analysis of large-scale underground plant of Xiangjiaba hydro-power station. *J. Cent. South Univ. Tech.*, 18, pp511-520.

Xu, T., Tang, C.A., Zhao, J., Li, L. & Heap, M.J. (2012) Modelling the time-dependent rheological behaviour of heterogeneous brittle rocks, *Geophy. J. Int.*, 189, 3, pp1781-1796.

Yang, W., Bo, C., Chen, X., Huang, C., & Li, G. (2021). Time-dependent behaviour of rock-like specimen containing multiple discontinuous joints under uniaxial step-loading compression. *Int. J. of Damage Mechanics*, 30, 6, pp872-898.

Zienkiewicz, O.C. & Corneau, I.C. (1974) Visco-plasticity, plasticity and creep in elastic solids, a unified numerical solution approach, *Int. J. for Num. Methods in Engineering*, 8, 4, pp821-845.

Zhao, K., Yu, X., Zhou, Y., Wang, Q., Wang, J. & Hao, J. (2020) Energy evolution of brittle granite under different loading rates, *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 132, 104392.

BÖLÜM 3

INTERACTION MATRIX CONSIDERATIONS FOR ROCK SHEARING PARAMETERS

Mehmet Kemal GOKAY ¹

Introduction

Rock masses' mechanical behaviours under three dimensional, 3D, in-situ stress-states are important for the engineering applications which can be a project subject in geophysical, earthquake, civil, mining, oil & natural gas drilling, etc. engineering fields. Actually, different types of rock mass behaviours have been studied under various conditions in rock engineering contents. Rock material and rock mass related failure criteria, and rock mass classification systems were proposed by researchers in rock mechanics subjects for defined, (limitations of them specifically encountered) analyses. In these researches, the common point is; one specific rock property is tested, (checked, observed through experiments, etc.), and its relations with specified rock related variable(s) were determined by isolating it from the other surrounding influences. However, due to the complex nature of the

¹ Prof. Dr., Konya Technical University, Mining Engineering Department, Konya/Turkey,
Orcid: 0000-0003-3792-9414, mkgokay@gmail.com

rock mass types and their behaviours, rock masses should better to be analysed as a whole, for their combined behavioural outputs. Any other proposed testings, (evaluations, solutions, etc.) in these types of characterisation problems always stay out of the natural environmental conditions which means they might be questionable on the basis of their realities, (real-world, touch-down analyses). Interaction matrix concept offered by Hudson (1991, 1992) was then one of the efforts to cover the rock behaviour as a whole through a “Rock Engineering System”, (RES), approach. In this approach, rock behaviours under different rock mechanics circumstances are asked to evaluate through engineering expertise ratings. There are rock mechanics related laboratory and field testings to define rock properties under standard, pre-defined, conditions. These test results and actual rock mass conditions surrounding the rock engineering projects need to be analysed as a whole interrelated content. Since there are numerous factors influencing each other in the rock masses, their considerations in multi-dimensional environments, (including all the influencing factors on the rock masses, and all the properties of them) are complex decision cases. Thus, analysing rock engineering problems at specific locations in “full-scale conditions” needs to evaluate the case as a whole, deeply, which can not be managed at current level of knowledge & technology. Then, rock properties and related rock mass behaviours surrounding different engineering projects are tried to be distincted through their outputs on the basis of different circumstances (inputs, project conditions, etc.). At this point, understanding “interrelated” rock mass properties have an important role to form pairwise analyses in rock engineering problems. Interaction matrix concept has then opened a new dimension in “rock engineering considerations”, and illustrates new directions in evaluation of rock conditions to understand “rock-material” and “rock-mass” properties. Thus, interaction matrix related deductive decision reasoning (Hudson, 1992) can then possibly be used for different rock engineering projects' related

decision cases. Because the matrix provides an opportunity for quantitative aggregation of expertise, it can facilitate the creation of collaborative decision-making environments through various domain specialists in different rock mechanics cases. In this context, complex rock shear problems, such as rock sliding under different rock mass conditions, can be solved by considering the interaction matrix approach. Considering the rock engineering decision parameters that influence rock shear, (sliding) conditions is the main initial step in defining and establishing the "universal set" of decision parameters for decision analyses.

Rock mass behaviours under influences of 3D in-situ stresses can be analysed through stress-strain graphics obtained from in-situ tests. However, the content of the rock masses in mineral scale (micro-scale) and rock fracture (fault) scale, (macro-scale), are different and the resultant differences in the graphics cannot be easily estimated. Uncertainties are natural features of the rock masses which need then engineering decision approaches to be estimated according to gained experiences through the rock masses under very similar stress&strain characteristics. Scientific and engineering disciplines that study the chemical, physical, thermodynamic, and mechanical (strength) properties of rocks also include studies on rock minerals' and their combined (complex) form of masses' behaviours, (i.e., rock masses). In common knowledge about the geology, it is known that magma can seeps from the Earth's magma layer into the fractures and cavities of the Earth's crust and begins to cool, (forms different types of rock masses). Factors influencing the diverse behaviour of these rock masses, (one of the factors can be varying rock mass forming environments), cause further complexities in their fracturing conditions. Mineral contents of the magma that seeps into the Earth's crust cause to form different rocks and ores. The depth at which the magma cools; The physical and chemical properties of this magma seepage; and The progression of the magma within the Earth's crust are just some of the many

interactions that lead to the formation of different types of rock masses. Relatively, different cooling rates of the magma that seeps into the Earth's crust, and different rates of 3D in-situ stress-states in time causes multifaceted stress-strain interactions which may provide favorable conditions for rock mass fracturing.

In the context of the rock mass formation; igneous, metamorphic and sedimentary rocks have been researched including main fault belts originated due to the movements of continents, (continental drift approach; Wegener, 1966). When the rock mass fractures (faults) in the Earth's crust under consideration, their mechanical behaviours including their initiations & propagations have numerous parameters which should be considered as combined interrelated factors. Although there are studies to define rock shearing at different scales, (rock material, and rock mass scales), there might be additional characteristics waiting for their exploration. Thus, complexity of the rock characterisation and rock fracture features including uncertainties in the measured & observed properties drive engineers to use expert-rating type decision analyses. When the data collection & evaluation are considered for the rock masses, experts' ratings and classifications are the common conventional solutions for current level of knowledge. If a decision is required for a rock mass type or a rock engineering problem, then, rock material & mass related parameters should be considered & evaluated comprehensively. They should be; listed, checked, observed, tested, analysed, compared, back-analysed, etc. through the underlying mechanical & physico-chemical influences. That means, rock mechanics' decisions regarding the proposed engineering projects, problems ought to be reached by gathering as much information, data, knowledge, etc., as possible. The scope of each decision study is then explored to supply "reasonings" in decision support systems through a wide range of parameters that can be involved. Since there is usually no full coverage of solutions for the whole complex, (comprehensive) rock engineering problems

(which include numerous decision parameters with their uncertainty characteristics as well), engineers & researchers have asked to select the most important, (interactive, dominant), decision parameters influencing the project decisions. Selection of these parameters are performed according to either available results of studies & researches which could be in the form of analytical & observational relations, (equations), or expertise & knowledge supplied by field experts. Thus, "deductive" decision reasoning recommended like in the interaction matrix concept is one manner to determine these decision parameters (for intended purposes) in complex problems. As it is well known from research studies, a complete explanation of mechanical rock failure issues is not yet possible.

In cases where there are also uncertainties about rock material&mass behaviours, rather than attempting to resolve (and explain) the behaviours in full coverage, it is more convenient to evaluate the proposed rock related subject through a "black-box" approach. In this conceptual approach, input & output parameters related to "the mechanisms", which is defined as a black-box, are accepted to explain the proposed "mechanisms" (or subjects), then they should be selected as realistic as possible. Actually, the black-box approach was described and used in different studies by different researchers, (Cauer, 1941; Ashby, 1956; Wiener, 1961; Belevitch, 1962; Bunge, 1963; Cauer, et al. 2000; Haskel-Ittah, 2023), to provide reasonings & related outputs for the selected systems which had not available full explanations for their internal relations.

Shearing features of rock fractures

Earth's crust has been formed mainly by rock masses and almost all of them have discontinuities, folds, voids, micro porosities, fissures and failure zones. Large scale discontinuities, fractures, (faults), are usually related to tectonic displacements. In laboratory scale rock materials, or in rock masses, the rock fracturing subject is analysed by considering available micro-voids which

initiate rock fractures. Directions of fracture propagations in 3D rock mass conditions are then controlled by 3D in-situ stresses. Basically, 3 main state-of-phases in rock fracturing progress could also be considered by using the “black-box” concept, (Fig. 2). Considered black-boxes are arranged in this figure for; i) Intact rock conditions under the influences of 3D stresses, (a single black-box form, a cubical rock unit, which is influenced by 3D stress-state to provide shear fracturing during pre-seismic period; ii) Coseismic period, exact time (sudden burst or elongated) of rock shearing creates several influences on the defined cubical rock unit, iii) Newly fractured rock conditions, (or already fractured rock mass conditions), in the conceptual cubical rock unit, rock fracture planes are under 3D stresses to provide further rock shearing, (sliding), (post-seismic period), (Fig. 2). All the decision parameters, (input-signals, input factors), which are influencing mechanical behaviours, (output-signal, output factors), of these 3 phases are then considered here through the “black box” concept.

In order to understand this concept background, logic&usage principles of an electronic circuit element, named “transistor”, may be sampled here. Each transistor element has 3 connection ports for its connection to the other parts of electronic circuits. Electric current passing through its 2 main connection ports could be regulated by supplying electrical signals to the 3th port. Then, if a transistor is assumed as a black-box which its specially structured behaviours, (output-signals), have already pre-described for variable input-signals. Engineers working on electronic circuit projects are then concentrating on the inputs&outputs of the selected transistor types, instead of their internal structures which cause these behaviours. Similar logic may be involved for rock engineering subjects. That is; black-box concept suits to handle decisions required for the cases originated from rock behaviours. Because, full coverage of rock materials’ and rock masses’ mechanical behaviours could not be possible due to the obstacles in their property determinations.

Mechanical behaviours of rock materials and rock masses depend on; their structural features, scales (size of the projected rock materials & rock masses), rate of loadings, their time-dependent strength properties, physico-chemical environmental influences, (Fig. 1), etc. In addition, uncertainties about their internal features (discontinuities, voids, weakness zones, etc., and their heterogeneous distributions) are also extra decision factors to be considered. When the mechanical behaviours of the rock materials and rock masses are considered, black-box concept may help rock engineers in their projects.

For instance, when a design approach for an engineering structure in/on a certain rock mass requires this rock mass's mechanical behaviours; that rock mass can be thought as a black-box. Mechanical behaviours of the handled rock mass are the box's output-signals, and factors influencing the selected rock mass's mechanical behaviours could be thought as this box's input-signals. Thus, the term "input-signals" here can be used for; 3D in-situ stress-states (including their differentiation rate in amounts & directions in time), surrounding temperatures, void pressures, etc. Each of these input, regulating, factors on the selected rock mass's output-signals (mechanical behaviours) is important.

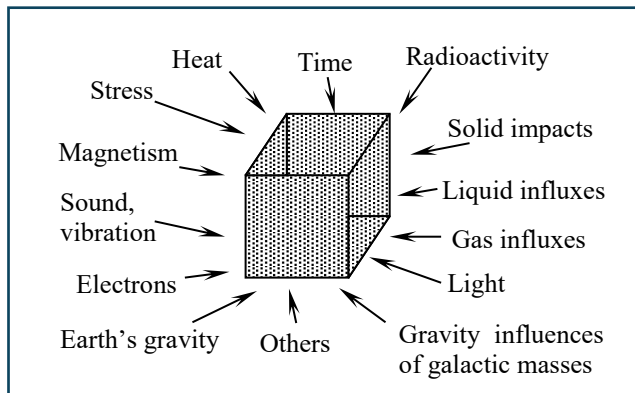


Figure 1. External factors affecting conceptual cubical rock units, (after Gokay, 2000).

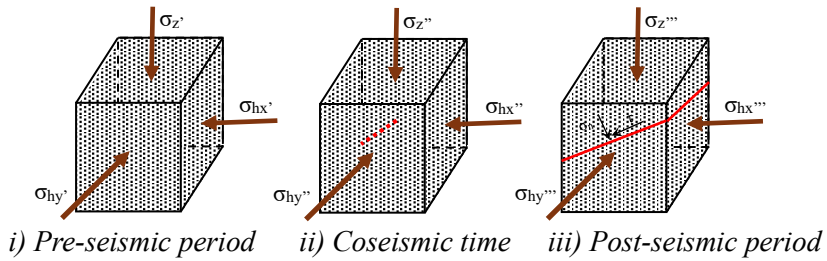


Figure 2. External 3D stress-states influence the selected cubical rock units in 3 different conceptual phases, (Dotted Red line: Initiation of rock fracture; Straight Red line: Rock fracture plane).

For instance, surrounding temperature has an important impact on mechanical behaviours of deep seated rock masses. When the heat gradient of Earth is under consideration, rock faults situated in deep rock masses might have been assumed to be surrounded by high temperature. According to Fridleifsson, et al. (2008), temperature increase rate with increasing depth is approximately 25-30 °C/km, (72-87 °F/mi). Then, rock masses' temperature can be more than 250-300 °C at 10 km depth, (625-750 °C at 25 km depth). Temperature increase in Earth's depth causes rock mass behaviour differentiation, then, Sibson (1986) wrote about the transition zone where rock mass behaviours change from "unstable frictional faulting", to "localized quasi-plastic shearing flow". Sibson, (1986), pointed out also that seismic activities usually occurred above this transition zone, where the rock masses are expected to show more brittle properties, (which means also; rock masses are expected to present more ductile properties due to the high surrounding temperature below the transition zone). Thus, evaluation of each decision parameter (input-signal) influencing rock mass behaviours has rather multipart outputs which influences whole other input factors, signals, as well while effecting the rock mass behaviours as an output factor, signal.

The approach used as a black-box concept can then be started to consider a specific rock volume here which is a cubical rock unit, (the dimensions of the unit, can be adjusted according to the project requirements). The dimensions of these units could be millimetres, several meters or kilometres according to the engineered decision considerations. Since the mechanism of the real rock behaviours can not be totally revealed, it is preferred to analyse the rock mass characteristics through applied external influences on them (input signals), and the results (responses) obtained from the rock masses (output signals). In examining the effects of the external applied factors on a cubical rock unit, the interplay of the unit cube and the changes occurring in its internal structure will be influential. Considering that multiple physical-mechanical mechanisms interact simultaneously in the cube, the difficulty of fully understanding and calculating the entire phenomenon is evident. Then, influential connections among the external parameters while affecting the cubical rock unit should be investigated crucially to cover up, (understand), the subject (which is rock shearing in this focused study). One way out of these complex considerations could be achieved by pointing, (defining the relations) the inter-relationships between these parameters. The resulting evaluations will then be useful, (helpful), in explaining the behaviours of the cubical rock units at the phases shown in Fig. 2.

Actually, each decision parameter which influences the conceptual cubical rock unit has numerous sub-factors which are internally differentiating according to external factors. Thus, the whole systems presented in Fig. 2 then, are ready to be explained through numerous (thousands, millions, etc.) interrelations. In engineering projects (in mining, geophysics, civil, etc. fields), responsible engineers have their experiences to apply decision limitations for these factors to understand the rock shearing related conditions like; *i*) shearing in the laboratory & field (in-situ) test samples; *ii*) shearing at the foundations of the planned houses &

apartments; *iii*) shearing at the underground or open-pit mines; *iv*) shearing at the urban underground space circumstances; *v*) shearing at the shallow or deep fault zones. Sub-parameters of the externally influencing factors listed in Fig. 2 could then be short-listed as follows:

-Earth's gravity: Gravitational acceleration differences observed in the Earth's crust; gravity related in-situ stresses; rock materials' mass-weight relations; constructive & harmful influences of "Earth's gravity" on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Gravity influences of galactic masses: The gravitational effect of the Sun, the moon, comets, and the other planets of the Sun on the Earth's crust; constructive & harmful influences of "gravity influences of galactic masses" on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Stress: Stress-strain relations obtained according to applied 3D stress conditions at laboratory or in-situ conditions; constructive & harmful influences of "stress" on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Heat: Volumetric expansion due to applied heat energy; expansion variations in the rock masses; heat transfer types & relations; thermodynamic rules; temperature differences in the Earth's crust; constructive & harmful influences of "heat" on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Sound & vibration: Sounds; vibrations; seismic wave types; seismic wave velocities & frequencies; rock mineral vibrations; peak particle velocity (PPV) differences; P&S wave types; shockwaves of quakes; body waves (direct & indirect) inside the Earth; constructive & harmful influences of "sound" on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Light: Light waves and their differences; light waves as an energy source; light properties; constructive & harmful influences of "light" on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Magnetism: Magnetic field intensities; magnetic fluxes; magnetic pole direction changes in the Earth; magnetic capacity differentiation due to heat fluctuations; constructive & harmful influences of "magnetism" on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Electrons: Electrons mobility in the Earth; natural electron flux density; constructive & harmful influences of "electrons (electrical currents)" on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Radioactivity: Radioactivity level differences in the Earth; radioactive minerals; radioactive wave types and their damages; constructive & harmful influences of "radioactivity" on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Solid impacts: Solid rock fragments at the rock shearing (sliding) planes; filling characteristics of rock fractures; clay-silt-sand type of rock fillings; solid rock particle replacements at rock fracture surfaces and open rock voids in the rock masses; constructive & harmful influences of “solid impacts” on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Liquid influxes: Porosity & permeability of the rock masses; liquid content of the rock masses as groundwater, oil, etc; liquid pressure influences on the rock masses and rock fracture surfaces; compressibility of the liquids at the rock cavities & fracture apertures; diffusion rate; absorption & adsorption properties of rock masses; mixing properties of liquids; constructive & harmful influences of “liquid influxes” on the (conceptual) cubical rock unit, etc.

-Gas influxes: Movement of gases within rock fractures & voids; porosity & permeability of the rocks; diffusion rate; absorption & adsorption properties of rock masses; mixing properties of gases; constructive & harmful influences of “gas influxes” on the cubical rock unit, etc.

-Other effects: There are several other physically & chemically effective influencing factors on rock shearing mechanisms; volume increase & decrease due to clay mineral chemical reactions; rock fracture surface roughness and undulations; toughness of the rock fractures in sliding behaviours; constructive & harmful influences of “other factors” on the cubical rock unit, etc.

In rock mechanics related studies (projects), decision parameters (for instance the ones influencing rock faulting), can be selected according to scale of studies. This eventually affects the scale of “input&output signals”, in other words “causes&effects features” related to the rocks. Depending on the project objective, understanding how project parameters affect each other in the rock mass will then be checked in first place to understand the proposed real-world complex rock mass behaviours.

Interactions of “influences” affecting rock fracture shearing

Under the influence of 3D in-situ stress states, complex strength-related interrelations occur between rock mass properties in rock masses. All parametric effects happen simultaneously, and their cumulative outputs on rock masses’ mechanical behaviours have not yet been fully elucidated. Rock engineering research observations

have already been conducted for a defined rock material (or rock mass) factor while differentiating one or two of its property variables in controlled test conditions. Therefore, while acknowledging about the selected and tested rock parameters, the output results may be outside the realm of natural rock mass behaviours. Then, researchers & engineers begin to apply the existing methodologies presented to understand the real rock mass failure conditions under different loading conditions. Defining binary, (pairwise), relations between parameters influencing rock mass mechanical behaviours, (through the “interaction matrix” approach), offer an engineering solution then for the engineers & decision makers .

In the interaction matrix approach introduced by Hudson (1991), compatible deductive reasoning is offered to explain the binary relationships between parameters. The fundamental idea of the interaction matrix concept can be related to decision analyses, and its focus on expertise collecting features through the “deciding about the interactions” between the matrix’s parameters in a pairwise manner. Interaction levels between pairwise parameters are asked to be defined, (rated), in 5 criticality levels, (lowest: 0 and highest: 4). Square matrix structure is set-up here and the ratings (as numbers) in the matrix’s members (other than the diagonal ones) are eventually changed only between “the natural numbers” 0 and 4. These are criticality levels which are actually expert’s decisions for the explanation of the interactions between the pairwise decision parameters selected for a specific decision target. In this approach, interaction of parameters are classified according to the expertise & knowledge of the decision makers (experts, engineers, etc.) specialized in that field. Hudson (1992) described these 5 criticality levels in the interactions as follows: uncorrelated relation, (no relation) (0), weak interactions (1), moderate interaction (2), strongly correlated, high interaction, (3), and critically related interaction, (4). Decision parameters with which their interactions are asked to the experts, (for the selected engineering projects related

objectives, on rock mass behaviours, for instance), were placed in the diagonal members of the interaction matrix, while other matrix members were used to explain the relations between these parameters.

It is important to point out here that, expertises could be collected through different interaction matrices, structured for different final decision targets. The graded and evaluated interaction matrices transform into a quantitative expertise capture activity. In this form, interaction matrices could also be accepted as part of decision support system considerations. Decisions supplied for the decision parameters' interactions are experts' ratings which are valuable assets for any decision environment. Binary ratings in quantitative quantities in these matrices should be saved according to the expertise fields, expert descriptions, and the time&date of experts' ratings. As the workers, formens, engineers, officers, and managers are changing in the history of an engineering company, these interaction matrix ratings are then records of their expertises for the time (date) of executions.

The concept of the interaction matrix was reviewed for the evaluations of project parameters, Gokay (1993). The interaction matrix approach was also used as a mechanism network for “the fully-coupled model” for rock engineering systems, RES, (Jiao&Hudson, 1995). This model was developed from the RES concept, (Hudson, 1992), and graph theory. Harrison & Hudson, (2006) wrote about interaction matrix mechanism pathways usage for hazard identification in rock engineering applications. The authors supplied an example related to “hazard identification for underground nuclear waste repositories”. In the same year; Yildirim et al. (2006) provided an interaction matrix practice for the analysis of coal mine spontaneous combustion conditions. Ceryan & Ceryan, (2008) also presented interaction matrix application “as a semi-quantitative method”, and they applied the matrix for “a slope failure susceptibility map” for the Dogankent area, (Giresun, Turkey). In the

meantime, Erdogan, (2008), studied the application of interaction matrix concept for underground coal mine efficiencies. He collected interaction matrix ratings from the employees of an underground lignite (coal) mine located at Ermenek, (Konya, Turkey). Then, he analysed the graphical results (cause&effect graphs) of the ratings which were changed to some extent according to the occupational duties and responsibilities of the employees. Kim, et al. (2008) studied methodology to quantify rock behaviour surrounding the shallow tunnels. These authors offered a rock behaviour index, RBI, with facilitating RES. Additionally, Ge (2025) supplied interaction matrix related work to evaluate rockfall problems. Salmi, et al. (2025) presented “quantifying risks and controls for the resilient design and optimisation” study handling RES for “long and ultra-long ore passes”.

In addition to these applications, logic of evaluation, (binary, pairwise reasoning), participated for the interactions matrix concept, has been used to present pairwise interrelated “relations, equation” also, (Gokay, 2000). In this presentation, binary presentations of available relations, (equations), for the selected decision parameters are placed at the diagonal members of the interaction matrix formed. The matrix concept considered here for the presentation of decision parameters’ binary relations is called (in this work) as a “Relation Display Matrix”, (RDM). RDM approach is a second manner in considerations of decision parameters’ binary interrelations through matrix form. As a first matrix application, the interaction matrix concept is provided and it covers the experts’ ratings to explore complex, multiparametric decision environments, (Hudson, 1991), (like in the cases of the rock mass behaviour explorations). Second approach, RDM on the other hand is not offered for experts’ rating procedures. RDM is a matrix presentation form for the pairwise, (binary) relations (equations) of the selected decision parameters. Defining the decision parameters at the diagonal members of RDM is the first step of these deductive parametric relation search studies.

Second steps include the searching of the studies & works to discover if there is any theoretical-analytical-observational etc. equation which defines pre-described pairwise relations between the selected decision parameters. After surveying & documenting the available relations, (equations), for the specified decision targets of the RDM, they placed into the coincided interaction matrix members accordingly. When, all the members of the RDM are defined, cumulative, (combined), binary related equations are supplied in the matrix form (i.e. for the case of laboratory scale triaxial stress-strain interrelation for an intact rock material is given in Fig. 3). That means, selected RDM, (with the selected decision parameters in their diagonal members), is openly representing the available relations at its matrix member other than the diagonal ones.

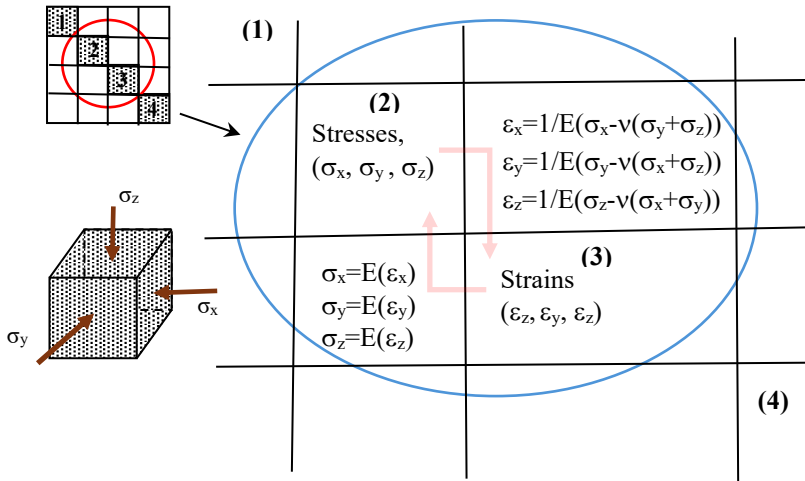


Figure 3. Relations (equations), between stresses (external influences) acting on a cubical rock unit and resultant strains (internal rock material responds) obtained through available equations. Effective decision parameters' relations could then be revealed to be understood more deeply by defining RDM with diagonal members 1) Elastic modulus, 2) Stresses, 3) Strains, 4) Poisson's ratio, (after Gokay, 2000).

If there is no defined pairwise relation for the diagonal members, then the specific matrix-cell which is supposed to include “already defined relation” is filled with “null” character. This type of RDM-cells can also be filled with a “function” symbol, $y=f(x,a,b,c,.....z)$, to represent an unknown relation between the related decision parameters. This means that, there is no available defined relation for the proposed binary parameters yet. These cells also present where new research studies might be diverted.

It should be pointed out here also that; supplying interaction matrices ratings by experts’ understandings, (experiences) for the same decision parameters used in RDM case provides opportunities to focus these two matrices’ members more comprehensively. Because if there is no defined relation for a RDM-cell, then the similar matrix-cell position at the interaction matrix can be checked for its rating levels defined by different experts. This option helps the decision makers to understand the content of the focused pairwise relations in interaction matrix and RDM more clearly.

Interaction matrix submission for shear-box test parameters

Uniaxial or triaxial loading conditions for the recommended (standard) laboratory scale intact rock test samples produce stress-strain states in the samples which provide gradually micro-fracture initiations. As the loading conditions stay remnant with stable or differentiated rates, fracture initiations in different parts of the samples tend to combine through their propagation efforts. Stress concentrations along the traces of fracture propagation directions cause a destruction zone inside the rock samples. Shear and tensile strength of the rock samples also govern the fracture propagations properties while the intact rock samples are crushed by applied uniaxial or triaxial compressions. That means, after destruction zones (weakness planes) are developed by initiating individual micro rock fractures, the rock materials of the test samples resist induced stress-states (compression, shearing and tensile influences) along

these developed planes. The failure of the rock sample is then controlled by the toughness properties of the rock materials in the tested samples. Then, it is important to understand the rock failure cases as deep as possible under the influences of 3D stress-states through the fracture planes, either; *i*) initiated and then started to be propagated at intact parts of the rock masses (like the case illustrated as S2 in Fig. 4), or *ii*) sheared along the (already) available fracture planes, (discontinuity planes including faults) in the rock mass, (like the case illustrated as S1 in Fig. 4). The shear strength influencing factors, (ISRM, 2007; Muralha, et al. 2014), are then considered through RDM and interaction matrix cases to cover all the known & undiscovered relations, and experts' ratings in engineering senses. The parameters considered for the shearing of the discontinuities, (fractures) in the laboratory rock samples (shear-box test samples) can then be listed as follows, (parameters which directly affect the results of the shear-box tests are); σ_n : normal stress on the fracture plane; σ_s : shear stress affecting on the fracture plane; ϕ : friction angle of the fracture plane, (surface); i : roughness (incidence) angle of the asperities on the fracture plane; C : cohesion of the fracture surface. When these parameters are put into the diagonal members of RDM and proposed interaction matrix, the other members of the two matrices could then be loaded by related equations and ratings accordingly. The shearing parameters considered in the shear-box test are presented in Fig. 4 for their interaction matrix related ratings procedures, or RDM related relation loading steps. Pairwise relations, (for instance), for the selected decision parameters positioned in the diagonal members of the RDM (Fig. 4) are then defined at "Cause & Effect" cells numbered as C1, C2, ..., C10, and E1, E2, ..., E10, as follows;

C1 represents the cause of σ_n on τ , [$\tau = f(\sigma_n, \text{Other factors})$];

C2 represents the cause of σ_n on ϕ , [$\phi = f(\sigma_n, \text{Other factors})$];

C3 represents the cause of σ_n on i , [$i = f(\sigma_n, \text{Other factors})$];

C4 represents the cause of σ_n on C , [$C = f(\sigma_n, \text{Other factors})$].

Similarly;

E1 represents the effects of τ on σ_n , [$\sigma_n = f(\tau, \text{Other factors})$];

E2 represents the effects of ϕ on σ_n , [$\sigma_n = f(\phi, \text{Other factors})$];

E3 represents the effects of i on σ_n , [$\sigma_n = f(i, \text{Other factors})$];

E4 represents the effects of C on σ_n , [$\sigma_n = f(C, \text{Other factors})$].

In these evaluations, “ f ” stands for a symbol of defined function (or evaluation) if there is possibility to explain the cause or effect interactions (reactions). For instance, for C1 and E1 members of the given RDM in Fig. 4, included the relation definition as follows;

C1; [$\tau = f(\sigma_n, \text{Other factors})$], as: $\tau = \sigma_n \cdot \tan(\phi + i) + C$

E1; [$\sigma_n = f(\tau, \text{Other factors})$], as: $\sigma_n = (\tau - C) / \tan(\phi + i)$

There are some other factors influencing the rock fracture shearing at the laboratory scale shear strength tests, (shear-box tests).

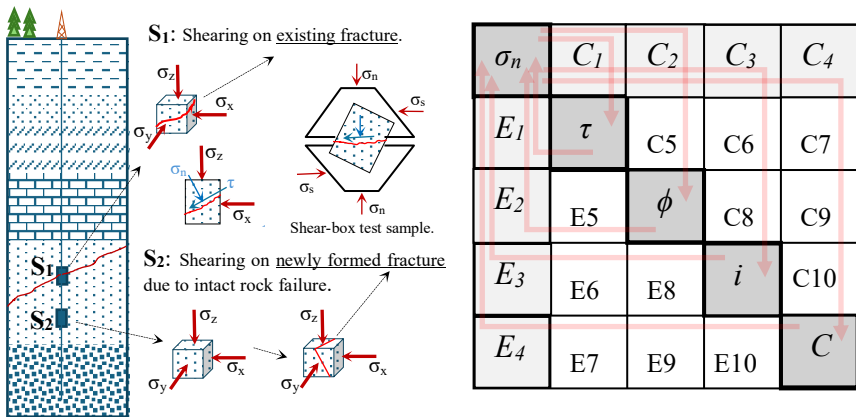


Figure 4. Considering selected parameters (σ_n , τ , ϕ , i , C ; excluding; discontinuity wall strength, alteration level at the discontinuity walls, infilling types&thickness, etc.) interactions influencing shearing of fractures; (S1:Shearing on existing fractures; S2:Shearing on newly formed fracture due to intact rock failure). Interrelated binary relations (Ci: Causes, Ei: Effects) can be defined either by the interaction matrix procedure provided by Hudson (1992) for quantitative decision steps; or they can be defined through the supplied RDM procedures.

These are; water content of the test sample, uniaxial compressive strength of the rock fracture surfaces, weathering characteristics of the rock fractures, alteration observed at the rock fracture surfaces, filling materials (their types & mechanical properties), temperature of the test samples, etc. As far as the engineering projects require detailed property checking, parameters in this list can be increased to include more factors affecting the results of shear strength tests. Thus, there is no limitation in the numbers of the diagonal members of the defined decision related interaction matrix and RDM to understand the rock shearing cases in Earth's crust.

Interaction matrices for in-situ rock shearing conditions

Selected decision parameters define the boundaries of the proposed target in an engineering decision. Parameters listed at the diagonal members of the interaction matrix given in Fig. 4 for instance, cover the shearing conditions designated for the shear-box, (shear strength) tests. For more detailed reasonings of the rock fracture shearing, the number of interactive decision parameters should be increased. This must be the step followed for rock mass fracture characterisation. Actually, identifying properties of rock masses and rock fractures includes complex conditions which can not be fully defined through the already supplied relations. That means, some of the decision factors of certain rock engineering subjects have not been researched totally with all the effects of its influences. Actually, in some cases, current stages of research & technology have not provided full explanations about the selected rock mechanics problems. Some cases are not even tested due to the obstacles which can not be handled in current time. The deep Earth (> 5-10 km) rock mass related observations & tests may be handled in this group of rock engineering activities in future. Similarly, deep rock mass properties including rock fracture shearing conditions are then analysed through conceptual evaluations. Since there is no easy

access to the rock masses at that depth, parameters selected due to their influences on a deep rock fracture shearing can be suitable for interaction matrix ratings instead of interrelated reaction definition for the matrix members of the RDM in this subject

Interaction matrices' diagonal members are representing the number of parameters evaluating for the selected project's quantitative decision. Since the matrix concept captures the experiences & expertises of the field experts (by accepting their ratings through binary interactions), the numbers of diagonal members can be enhanced according to the decision problems. Hudson, (1992), wrote that, "interaction matrix could have any number of loading diagonal terms, from two onwards" which also defines the level of the "matrix resolutions". Hudson noted that "the larger the number of loading diagonal terms, the finer the resolution". Thus, providing an interaction matrix which has a large number of diagonal members is ready to capture more representative evaluation of the decision problems. For instance, Hudson, (1992) illustrated core interaction matrix (which has 8 diagonal members) conditions for a sample project. Defining this matrix's diagonal members for "inner near field" factors are the starting core decision factors. After that, adding some more diagonal members for "outer near field" factors, (and adding more diagonal members for "far field" factors) enhance the proposed interaction matrix size and related evaluations. Similar approach could be considered during evaluation of rock shearing conditions. Fracture shearings in rock mass are controlled by 3D in-situ stress-strain conditions and strength properties of rock masses & their fractures. Then, considering rock shearing at shallow depth or deep Earth's crust locations helps engineers to extract rock shearing parameters in different sets. Then, selected parameters from the groups are loaded as diagonal terms of sub-grouped matrices for interaction matrix and RDM. These sub-grouped matrices can be thought of as different subroutine source codes prepared for different software (computer)

programming targets. If the engineers organise interaction matrix and RDM procedures which divide their decision targets into sub-grouped subjects, (sub-grouped decision steps), specially collected decision parameters are then possibly grouped for the preparation of sub-grouped matrices as well (Fig. 5). This means that; engineers responsible to develop interaction matrix and RDM for expertise capturing and available relation display in matrix form should perform careful data collection and decision parameter grouping steps for their decision targets. These engineers may prefer to use the organised sub-grouped interaction matrices to get the experiences of different experts they selected. When these sub-matrices are combined as a single large size matrix in different configurations, then, these newly formed combined (larger) interaction matrices can be arranged for different decision targets in engineering applications. Combining sub-grouped matrices for targeted decisions, requires deep knowledge & information collection periods. The case for rock shearing circumstances for instance is illustrated in Fig. 5a. These sub-grouped matrices can internally be organised separately for different rock shearing conditions, (Fig. 6).

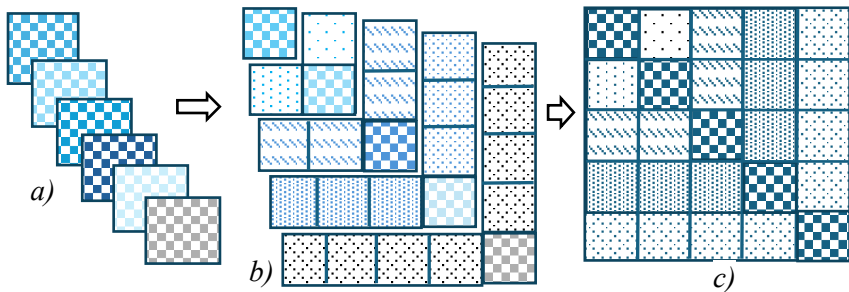


Figure 5. a) Considering several interaction matrix set ups as sub-groups for the selected sub-cases; b) Combining sub-groups of interaction matrices, c) Combining effort of sub-groups brings their internal interactions into the enhanced-combined “Interaction matrix”. This combination bring many other causes&effects members into the combined final interaction matrix (illustrated in different fillings).

Rock shearing case differences can conceptually be presented in 4 different sub-groups and their decision related parameters are defined accordingly. These are; Sc_1) Intact rock fracturing related shearing properties obtained through triaxial compressive strength tests; Sc_2) Fracture initiation and propagation related toughness tests in different fracturing modes; Sc_3) Shearing strength characteristics of deeply located fractures, (faults), their shearings are influenced by tectonic stresses, Earth's heat gradient, shearing induced high temperature, etc.; Sc_4) Shearing of shallow depth discontinuities at different engineering project, like; open-pit mining, shallow underground mines, structure foundations, shallow drillings for groundwater, oil, natural gases, etc., (Fig. 6).

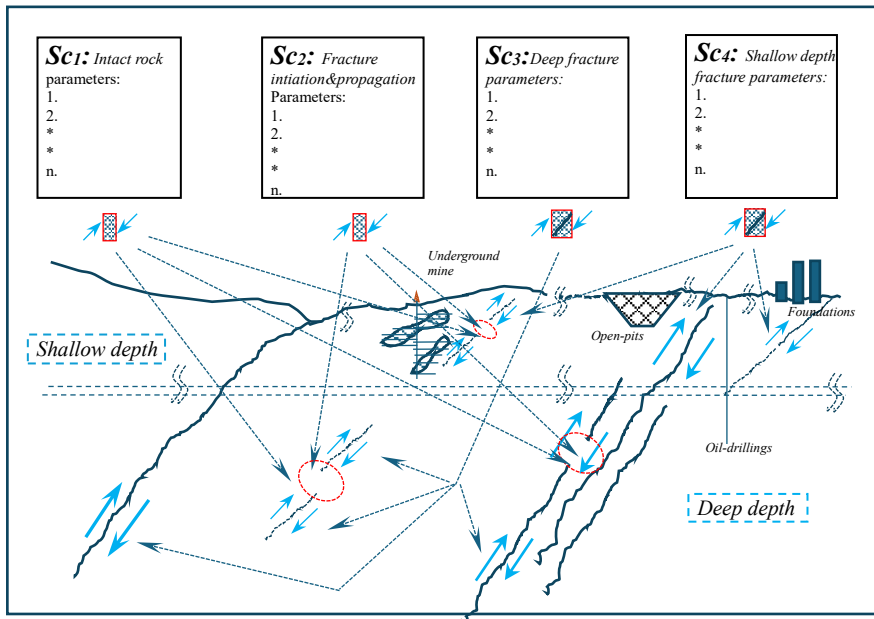


Figure 6. Rock masses and their fractured features influenced by 3D in-situ stress-states (and their rates in time). When the shearing of rock fracture occurs according to their ductility & brittleness properties, resultant shearing parameters depend on numerous factors. Interaction matrices and RDM may then be prepared for the sub-grouped features according to the research.

Decision parameters influencing rock shearing conditions described in Fig. 6 can be defined and loaded as diagonal terms of each sub-groups. Then evaluations of each sub-grouped interaction matrix's pairwise conditions are asked to be rated from experts. Similar rating requirements can be asked also for the combined form of interaction matrix if different sub-grouped interaction matrices are configured to reach especially targeted decision environments. It is also important to bear in mind that, defining decision parameters and organising related interaction matrices for the selected targets are "time" and "expert" related. Thus, the interaction matrices' diagonal members and their importances in the selected decisions have their possibilities to differentiate in time according to expertise changes (according to new information & technology). Similarly, when the RDM usage for "*the documentation & presentation, (mapping), of the available relations & equations*" are considered, relations & equations displayed in the matrix have also their opportunities to be improved (revised) in time according to new research studies.

Rock fracturing under different rates of 3D in-situ stresses are the main concern in rock engineering projects. Discontinuities in rock masses (including all types of faults, fractures, fissures, etc.) have their 3D stress-strain states over their initiation & propagation phases in time. Illustrative presentation given in Fig. 6, demonstrates that different engineering applications focus on different levels of rock masses in Earth's crust which could most possibly be affected by rock fracturing, (faulting). Intact rock parts of the rock masses, and rock masses' parts include faults (in shallow or deep levels of the Earth's crust) have their different influencing parameters on rock shearings. Rock faults, individual ones, or fault belts have their initiation and propagation reasonings for their occurrences and locations, (positions in the Earth's crust). Analysing rock shearing parameters which are influencing the occurrences of rock fractures have been the subjects in some researches in different branches of the science but, they can mostly be researched in rock mechanics

concepts. Surveying about the rock mass parameters influencing the rock shearing cases sub-grouped under Sc_1 , Sc_2 , Sc_3 , Sc_4 topics, (Fig. 6), are then provided decision universes (mapping of the decision factors) which have also possibilities to enhance their reasoning in time.

Considered decision parameters for rock shearing conditions are sub-grouped as; Sc_1 , Sc_2 , Sc_3 , Sc_4 . Parameters selected for these sub-grouped interaction matrix and RDM should be defined under the influences of external energy types (influencing rock masses in the Earth's crust, Fig. 1), and rock masses' internal properties depend on rock masses' strength, mechanical behaviours, physico-chemical and radioactive properties, etc.). Although, these decision parameters could further be subdivided into their further detail influencing parameters to obtain finer level of resolutions in decision reasoning, (parameters). Some decision parameters extracted for rock shearing conditions are listed below to present general parameters ready to be subdivided into further details for their interrelated pairwise analyses of the rock shearing, (diagonal members in the interaction matrices or RDM).

- d1) 3D in-situ stress-states, (3D loading rates & directions can be differentiated at different locations & depths of the Earth's crust. due to; Earth's and external galactic masses' gravities; Earth's rotations; density differences of rock masses, etc.).
- d2) Induced shear stress differences on the rock fractures, (It is differentiated mainly with external 3D in-situ stress-states and rock fractures' 3D geometries).
- d3) Induced normal stress differences on rock fractures, (It is differentiated mainly with external 3D in-situ stress-states and rock fractures' 3D geometries).
- d4) Internal friction angle differences of the rock fracture planes due to their resistance to shearing.
- d5) Impurity angles of rock fracture planes which resist rock fracture shearing.
- d6) Roughness of the rock fractures.
- d7) Continuity (length) of the rock fractures.

- d8) Undulation of the rock fracture planes.
- d9) Aperture of the rock fractures.
- d10) Infilling characteristics of rock fractures, their thicknesses and types; (sandy, silty, clays which may have different material properties including; cohesion differences, shrinking&expanding, etc.).
- d11) Chemical alterations of the rock masses and rock fracture surfaces.
- d12) Chemical alterations of the rock fracture walls (thickness of the altered zone which influence the sliding characteristics of the rock fractures).
- d13) Uniaxial compressive strength of the rock fracture walls.
- d14) Groundwater (or any other liquids) influxed into the rock fractures, (liquid pressure differences due to rock mass porosity and permeability differences).
- d15) Natural gasses (any form of organic&inorganic gasses) influxed into the rock fractures, (gas pressure differences due to rock mass porosity and permeability difference).
- d16) Porosities of rock fracture wall rocks.
- d17) Permeability properties of rock fractures and the rock masses around the fractures.
- d18) Rock mass strength properties around the rock fractures (in 3D in-situ stress-state).
- d19) Temperature differences of rock fracture wall rocks.
- d20) Induced temperature differences due to rock shearing under high shear and normal stresses.
- d21) Influences of Earth's magnetic field differences on rock masses and their fractures.
- d22) Solid impact on rock masses, (rockfall influences in small scale considerations, and galactic mass (meteorites etc.) impact on Earth's crust), the resultant shock-impact on the influenced rock masses and their fractures.
- d23) Effects of sounds & vibrations on rock masses and rock fracture surfaces. These waves in low and high levels (tectonic shockwaves) influence the rock fractures and may cause further sliding.
- d24) Effects of radioactive radiations which influence the rock masses and rock fractures.
- d25) Effects of lightwaves and electron distributions at the rock masses which may possibly influence the properties of rock materials.
- d26) Time influence on the rock mass properties, (time-dependent property changes in the rock masses, (rock-fracture property changes).
- d27) Others, etc.

Selected parameters from the above list could then be added to the sub-grouped interaction matrices (or RDM) as a diagonal members to define; Sc_1 , (intact rock breakage and fracturing related shearing properties), Sc_2 , (fracture initiation & propagation related rock toughness properties (characteristics) to define rock fracture mode types), Sc_3 , (shearing strength characteristics of deeply located fractures), Sc_4 , (shearing of shallow depth discontinuities at different engineering project).

Conclusions

This study uses deductive reasoning to explain the scope of their parameters affecting shearing of rock discontinuities. Using the interaction matrix method, the cause-effect relations between the selected decision parameters are loaded to the diagonal members of the organised matrices (or defined sub-matrices). Then, the field experts are asked to rate pairwise interrelational interactions according to their experiences & expertises. In this study, it is demonstrated that the advantages of binary analysis through expertise interaction ratings, and displaying the existing equational relations in matrix form help engineers & decision makers to understand complex rock mass and rock fracture behaviours to some extent. Included interaction matrix, and RDM (relation display matrix), present the available expertise and research study outputs (in other words presents available information) for a selected decision problem (for instance, rock shearing reasoning). The deductive rock shearing reasonings for a rock mass including rock fractures, (faults), begin with the understanding of their parametric interactions through a conceptual cubical rock unit model. External and internal influences (input parameters, signals) on the modelled units are assumed to drive main rock fracture behaviours (output factors, signals) of the conceptually modelled rock units. In current levels of knowledge and technology, the methods offered here, can be one of the selected solutions to understand complex structures of

rock fracture behaviours. There are numerous external and internal factors influencing the rock mass behaviour, that means also they are influencing rock fractures. Their multi-dimensional, interconnected, multi-related complex behavioural structures can not be supplied through in-situ and laboratory tests (which may include 2 or 3 variables (differentiating) and the changes presented in graphical form in 2D or 3D conditions). Rock masses mechanical behaviours are differentiation in characters in long-time periods (due to changes in loading conditions and their material properties, etc.) then rock mass fractures observed currently near surface of the Earth, and the ones in deep in the Earth's crust should be analysed according to their initiation time and number of shearing events they have influenced. The concept of the real-world solutions for the rock mass fracture cases can then be seen clearly that, it forms complex decision environments to be considered more deeply. Supplying decisions by analysing a few features of the rock fractures are a part of the whole subject and they are not enough but valuable assets of contribution in understanding the rock fracture behaviours.

The concept given through conceptual cubical unit models has its limitations by selected parametric external & internal influences (which are attempted to be explained through their binary interactions). Instead of attempting to explain the entire rock mass behaviours by analysing individual properties (testing & observing of the rock mass properties, etc.), their interactions are considered on the final targeted decisions. The aim here is to derive pairwise relationships (interactions) between individual rock mass properties influencing rock fractures. Due to the natural structure of the rock mass, the entire rock behaviour cannot be explained as whole. In such cases, rock masses are examined using a black-box approach, through conceptual cubical rock unit models.

Increasing the number of selected decision parameters will also increase the number of interactions that need to be explained. Consequently, rock mass behaviors can be studied through matrices

organized as follows: i) interaction matrix and ii) relationship representation matrix. The decision parameters compiled for the selected decision objectives are loaded into the diagonal members of these two matrices for the resulting outputs. The relationships displayed in the RDM show complete up-to-date documentation of all existing pairwise relationships and equations. At this stage, the RDM also shows pairs with or without "relationships, equations" in the matrix members. The other decision support matrix is the interaction matrix and contains the experts' assessments. Comparing these two matrices leads to understanding their differences and similarities. This procedure essentially forms the basis for understanding what the experts' assessments in the interaction matrix are for the same member pairwise conditions in the RDM; these conditions are indicated with "relationships present" or "no relationship" signs. The levels of criticality and dominance obtained for these matrix members necessitate directing further research topics towards them. When decision issues focus on rock mass fractures at deep or shallow depths of the Earth's crust, the evaluation of binary decision parameters through the interaction matrix and the RDM concept can also be considered among the proposed solutions.

References

Ashby, W.R. (1956) The black box, Chapter 6 in; An introduction to cybernetics, Chapman&Hall, London, pp86-117.

Belevitch, V. (1962) Summary of the history of circuit theory, Proc. of the IRE, 50, 5, pp848-855.

Bunge, M. (1963) A General black box theory, Philosophy of Science, 30, 4, pp346-358.

Cauer, W. (1941) Theorie der linearen Wechselstromschaltungen, Vol.1, Akademische Verlagsgesellschaft Becker und Erler, Leipzig, Germany.

Cauer, E., Mathis, W., & Pauli, R. (2000) Life and work of Wilhelm Cauer (1900-1945), Proc. 14th Int. Sym. of Math. Theory

of Networks and Systems (MTNS2000), Jun. 19-23th 2000, p4, Perpignan, France.

Ceryan, N. & Ceryan, S. (2008) An application of the interaction matrices method for slope failure susceptibility zoning: Dogankent settlement area (Giresun, NE Turkey), Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 67, 3, pp375-385.

Erdogan, H. (2008) Interaction matrix application at underground coal mine, (Yeralti komur ocaginda interaksyon matrisi uygulaması), MSc thesis, Selcuk Univ. Inst. of the Natural & Applied Sciences., Dept. of Mining Eng., p87, (in Turkish).

Fridleifsson, I.B., Bertani, R., Huenges, E., Lund, J.W., Ragnarsson, A. & Rybach, L. (2008) The possible role and contribution of geothermal energy to the mitigation of climate change, IPCC Scoping Meeting on Renewable Energy Sources, Jan, 20-25th 2008, Proceedings, (Eds. Hohmeyer, O. & Trittin, T.), Luebeck, Germany, pp59-80.

Ge, Z. (2025) Towards sustainable rockfall protection: An interaction matrix method for assessing flexible barrier siting adaptability, Sustainability, 17, 19, 8675.

Gokay, M.K. (1993) Evaluation of project parameters and interaction matrix, (Proje parametrelerinin degerlendirilmesi ve interaksyon matrisi), Rock Mechanics Journal, Turkish National Rock Mechanics Association, Ankara, N9, pp19-24, (in Turkish).

Gokay, M.K. (2000) Logic of systematic approach in rock mechanics studies, (Kaya mekanigi calismalarinda "Tumden gelme" mantigi), 5th National Rock Mech. Symp., Oct. 30-31, 2000, Turkish National Rock Mech. Society, pp11-20, Isparta, Turkey. (in Turkish).

Harrison, J. & Hudson, J.A. (2006) Comprehensive hazard identification in rock engineering using interaction matrix mechanism pathways, ARMA, US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, (pp. ARMA-06), ARMA.

Haskel-Ittah, M. (2023). Explanatory black boxes and mechanistic reasoning, J. Research in Sci. Teach., 60, 4, pp915-933.

Hudson, J.A. (1991) Atlas of rock engineering mechanism: Underground excavations, Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abst. 28, 6, pp523-536.

Hudson, J.A. (1992) Rock engineering systems, theory and practice, Ellis-Horwood Press, London, UK.

ISRM (2007) The complete ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 1974–2006. (In: Ulusay, R. & Hudson, J.A. (eds), Suggested methods prepared by the Commission on Testing Methods, ISRM), Compilation arranged by the ISRM Turkish National Group, Kozan Ofset, Ankara.

Jiao, Y. & Hudson, J.A. (1995) The fully-coupled model for rock engineering systems. *Int. J. of Rock Mech. and Min. Sci. & Geomech. Abst.*, 32, 5, pp 491-512.

Kim, M.K., Yoo, Y.I. & Song, J.J. (2008) Methodology to quantify rock behaviour around shallow tunnels by rock engineering systems. *Geosystem Engineering*, 11, 2, pp37-42.

Muralha, J., Grasselli, G., Tatone, B., Blümel, M., Chryssanthakis, P. & Yujing, J. (2014) ISRM suggested method for laboratory determination of the shear strength of rock joints: Revised version, *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 47, 1, pp291-302.

Salmi, E.F., Sellers, E.J. & Hamman, E. (2025) Rock engineering systems for quantifying risks and controls for the resilient design and optimisation of long and ultra-long ore passes. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 58, pp12359-12418.

Sibson, R.H. (1986) Earthquakes and rock deformation in crustal fault zones, *An. Reviews Earth Planet. Sci.* 14, pp149-175.

Wegener, A. (1966) The origin of continents and oceans, 4th ed., p246. Dover, NewYork, US.

Wiener, N. (1961) *Cybernetics: or the control and communication in the animal and the machine*, MIT Press, US.

Yildirim, O.S., Sensogut, C., & Gokay, M.K. (2006) Effects of electrical resistance on the spontaneous combustion tendency of coal and the interaction matrix concept, *Journal of Univ. of Science and Tech., Beijing, Mineral, Metallurgy, Material*, 13, 1, pp1-6.

BÖLÜM 4

KAYALARDA AKUSTİK EMİSYON: TARİHSEL GELİŞİM, TEMATİK EĞİLİMLER

MURAT SERT¹
GÖKHAN EKİNCİOĞLU²
DENİZ AKBAY³

Giriş

Akustik Emisyon (AE), bir malzeme gerilmeye maruz kaldığında, yerel kaynaklardan aniden enerji salınımı ile karakterize edilen olaylardır. Bu salınım, geçici elastik dalgalar üretir ve AE terimi hem bu dalgaların oluşum sürecini hem de tespit edilen dalgaların kendisini kapsar (ASTM 1316, 2002; EN 1330-9, 2000). AE, kayaların mekanik davranışlarını ve çatlak oluşum süreçlerini anlamada önemli bir araç olarak kullanılmaktadır. Kayaların stres altındaki deformasyonları ve kırılma mekanizmaları hakkında değerli bilgiler sunan AE, madencilik, inşaat mühendisliği ve jeoteknik mühendislik gibi alanlarda yaygın olarak kullanılmaktadır.

¹ Öğr. Gör. Dr., Afyon Kocatepe Üniversitesi, Mermer ve Doğaltaş Teknolojileri Uygulama ve Araştırma Merkezi, Orcid: 0000-0001-6595-1681

² Doç. Dr., Kırşehir Ahi Evran Üniversitesi, Kaman Meslek Yüksek Okulu, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü, Orcid: 0000-0001-9377-6817

³ Doç. Dr., Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi, Çan Meslek Yüksekokulu, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü, Orcid: 0000-0002-7794-5278

Özellikle 1960’lardan itibaren sensör teknolojilerindeki ilerlemeler, veri toplama sistemlerinin gelişmesi ve sinyal işleme tekniklerindeki çeşitliliğin artması, AE yönteminin laboratuvar ve saha uygulamalarında daha etkin kullanılmasını sağlamıştır.

Bu kitap bölümünde, 1960–2025 yılları arasında kayalarda AE üzerine yapılan araştırmaların tarihsel gelişimini, tematik eğilimlerini ve güncel bilimsel yönelimlerini incelemiştir. Web of Science, Scopus ve diğer veri tabanlarında gerçekleştirilen taramalar sonucunda elde edilen yaklaşık 450 makale arasından en çok atıf alan 30 çalışma tematik olarak sınıflandırılmıştır.

AE’nin kayaçlardaki deformasyon, mikro çatlak oluşumu ve kırılma süreçlerini gerçek zamanlı ve tahribatsız biçimde izleyebilme kapasitesi, yöntemi kaya mekaniğinin en önemli deneysel araçlarından biri hâline getirmiştir. Çalışmada AE literatürü dört dönem altında sınıflandırılmıştır: öncü dönem (1960–1980), konsolidasyon dönemi (1981–1995), genişleme dönemi (1995–2010) ve modern dönem (2011–2025). Bu dönemler arasında yöntemsel gelişmeler, sensör teknolojilerindeki ilerlemeler ve veri işleme tekniklerindeki dönüşüm belirgin biçimde izlenmiştir.

Tematik analiz sonucunda AE çalışmalarının on ana başlık altında toplandığı ve özellikle mikro çatlak dinamiği, kırılma mekaniği, enerji salınımı ve kaya mekaniği süreçlerinin literatürde ön planda olduğu görülmüştür. “Kaya mekaniği ve deformasyon süreçleri, mikro çatlakların izlenmesi ve analizi, enerji salınımı ve kırılma mekaniği” tematik konu başlıkları ile ilgili çalışmalar özetlenmiştir.

Son yıllarda yapay zekâ destekli AE veri analizi, zaman–frekans ayrıştırma yöntemleri, hidrolik kırılma ve termal etkiler gibi konuların öne çıktığı belirlenmiştir. Araştırma sonuçları, AE tekniğinin hem laboratuvar hem de gerçek saha koşullarında hasar

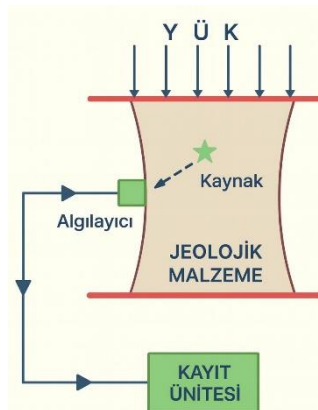
izleme ve kırılma öngörüsü için güçlü bir potansiyel sunduğunu ortaya koymaktadır.

Akustik Emisyon Ölçümü

Akustik Emisyon (AE), özellikle gerilme (stres) altında bulunan kayalarda gözlenen mikro çatlak oluşumu ve ilerlemesi süreçlerinde meydana gelen ani elastik enerji boşalımlarıyla ortaya çıkan yüksek frekanslı geçici elastik dalgaların kaydedilmesine dayanan tahribatsız bir izleme (non-destructive monitoring) yöntemidir.

AE tekniğinin gelişimine öncülük eden çalışmalar, 1930'lu yılların sonlarına doğru U.S. Bureau of Mines (USBM) araştırmacıları Obert ve Duvall (1945) tarafından gerçekleştirilmiştir. Obert ve Duvall (1945), derin bir yeraltı işletmesinde yürüttükleri sonik araştırmalar sırasında, harici bir sonik dalga göndermeksizin, yalnızca gerilmelerin etkisi altındaki kayaktan yayılan mikro düzeydeki titreşimleri (AE sinyallerini) kaydederek bu yöntemin temellerini atmışlardır (Şekil 1) (Tuncay ve Ulusoy, 2002).

Şekil 1. AE tekniğinin temel prensibi (Hardy,1981'den düzenlenmiştir)



Kaynak: Tuncay ve Ulusay, 2002

AE, gerilme (stress) altındaki katı malzemelerin iç yapısında bir veya daha fazla lokal kaynaktan kaynaklanan ani enerji salınımı neticesinde geçici elastik dalgaların (transient elastic waves) üretildiği olaylar dizisi veya bu olaylar sonucu yayılan geçici elastik dalgalar olarak tanımlanır (ASTM, 2002). Tüm katı cisimler, yapısal bütünlüklerinden dolayı doğal bir elastisite sergilerler. Uygulanan harici yükler altında (çekme veya basma) elastik deformasyona uğrayarak boyut değiştirirler ve yükün kalkmasıyla birlikte depoladıkları elastik potansiyel enerjiyi serbest bırakarak orijinal konfigürasyonlarına geri dönerler. Uygulanan gerilme ve buna bağlı elastik deformasyon seviyesi arttıkça, malzemenin depoladığı elastik enerji miktarı da yükselir.

Uygulanan gerilme düzeyi malzemenin elastik limitini veya çekme mukavemetini aştığında, plastik deformasyon ve nihayetinde kırılma veya çatlak ilerlemesi gibi hasar mekanizmaları tetiklenir. Elastik olarak aşırı yüklenmiş bir malzemenin içerisinde bulunan mikroyapısal kusurlar (örneğin boşluklar, inklüzyonlar veya faz arayüzeyleri), gerilmenin yerel olarak yığıldığı kritik bölgeler oluşturur. Çatlak oluşumu veya ilerlemesi, tipik olarak bu yüksek gerilmeye maruz kalan noktalarda başlar. Bu hasar gelişimi, hızlı dislokasyon hareketleri veya ani çatlak ilerlemesi şeklinde gerçekleşerek, lokalize bölgede birikmiş elastik enerjinin son derece kısa bir sürede mekanik dalgalar halinde hızla serbest bırakılmasına neden olur. İşte depolanmış elastik potansiyel enerjinin bu ani ve hızlı serbest kalma süreci, AE olayı olarak adlandırılmaktadır.

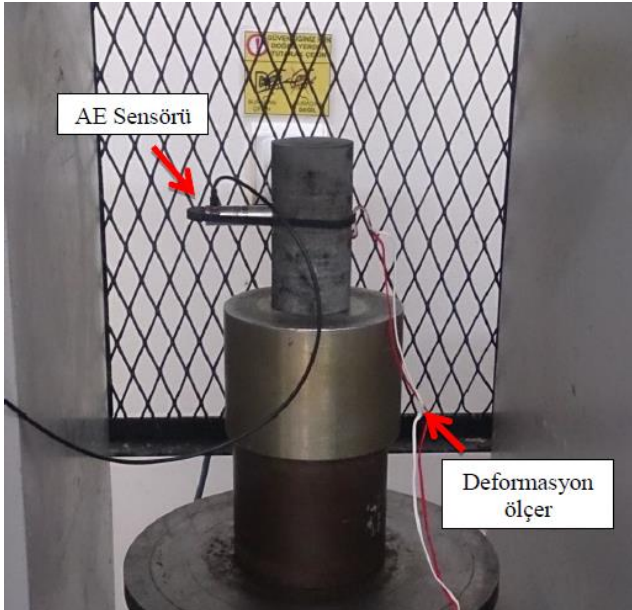
AE olaylarının deneysel olarak algılanması ve nicel analizi için kurulan sistem, aşağıdaki temel elektronik ve yazılımsal bileşenlerden oluşur:

Algılayıcı Sensör: Malzeme yüzeyine uygun akustik kuplaj ile sabitlenen ve hasar olaylarından yayılan geçici elastik dalgaları yakalayarak bunları elektriksel sinyallere dönüştüren ana birimdir (Şekil 2).

Sinyal Koşullama ve Yükseltme Ünitesi: Sensörden gelen düşük genlikli elektriksel sinyali güçlendirerek gürültüye olan sinyal oranını (SNR) optimize eden ve ölçüm aralığına uygun hale getiren güç yükselticileridir.

Veri Toplama ve Analiz Platformu: Tüm sistemin entegre edildiği merkezi bir birim olup, güçlendirilmiş elektriksel sinyallerin sayısallaştırıldığı ve nicel parametrelerinin (AE vuruş sayısı, enerji, genlik, süre vb.) hesaplandığı platformdur. Bu platform, elde edilen AE sayısal verilerinin zaman, gerilme veya diğer test parametrelerine karşı grafikleştirilmesini sağlayarak hasar mekanizmalarının yorumlanmasına olanak tanır (Şekil 3) (Erişiş, 2016).

Şekil 2. Gerilme artışına paralel olarak oluşan kilohertz (kHz) mertebesindeki titreşimleri algılamak için kullanılan sensörlerin ve eş zamanlı olarak karot numunesine monte edilmiş olan deformasyon ölçerlerin (strain gauge) genel görünümü



Kaynak: Erişiş, 2016

Şekil 3. AE deney düzeneğinin genel görünümü



Kaynak: Erişiş, 2016

Malzeme ve Yöntem

Kayalarda AE davranışının deformasyon süreçleri, mikroçatlak gelişimi ve kırılma mekaniği bağlamındaki bilimsel birikimini bütüncül biçimde değerlendirmek amacıyla kapsamlı bir literatür analizi ile gerçekleştirilmiştir. Literatür taraması kapsamında Web of Science, Scopus, ScienceDirect ve Google Scholar veri tabanlarında “rock acoustic emission”, “acoustic emission rock fracture”, “AE monitoring rock mass”, “microcrack AE”, “triaxial AE rock” anahtar sözcükleri kullanılarak 1963–2025 yılları arasında yayımlanmış yaklaşık 450 akademik çalışma incelenmiştir. Bu çalışmalar arasından, kaya mekaniği ve deformasyon süreçlerinin AE ile incelenmesine önemli katkılar sunan ve literatürde en çok atıf alan 30 makale detaylı değerlendirmeye alınmıştır. “kaya mekaniği ve deformasyon süreçleri, mikro çatlakların izlenmesi ve analizi, enerji salınımı ve kırılma mekaniği” tematik konu başlıkları ile ilgili çalışmalar özetlenmiştir.

Tematik Yaklaşımlar

AE yönteminin kaya mekaniğinde bir teşhis ve izleme aracı olarak büyük değer taşıdığını ortaya koymaktadır. Bu çalışmalar sayesinde bugün AE teknikleri ile: (i) laboratuvar ortamında kaya numunelerinin kırılma öncesi hasar birikimi yüksek doğrulukla takip edilebilmekte, (ii) saha ortamında baraj, tünel, maden ocağı gibi yapılarda gerilme değişimleri ve hasar birikimi hakkında erken uyarı işaretleri elde edilebilmekte, (iii) kuramsal olarak kaya kırılmasının istatistiksel ve dinamik doğası anlaşılabilir. Literatürdeki eğilimler, mikro çatlak dinamiği, enerji salınımı ve kırılma öngörüsü konularının AE araştırmalarının merkezinde olduğunu göstermektedir. Öte yandan, yapay zekâ ile AE verisi işleme, yüksek sıcaklık ve basınç altındaki AE davranışı ve dinamik yüklemelerde (ör. deprem, patlama) AE tepkisi gibi alanlar nispeten daha az incelenmiş olup gelecekte derinlemesine araştırılmaya açıktır. Bu alanlardaki boşlukların doldurulması, AE yönteminin endüstride ve bilimde daha yaygın ve güvenilir bir araç haline gelmesini sağlayacaktır.

Literatürde, kayaçların AE sinyallerinin özellikleri (frekans, enerji, genlik vb.) ve bu özelliklerin kayaçların deformasyon süreçleriyle ilişkisi üzerine birçok çalışma bulunmaktadır.

Bu çalışma kayalarda AE'yi, 450 makalelik geniş bir veri tabanının içerisinden üzerinde en çok çalışılan 10 tematik alanda seçilen en fazla atıf alan 30 çalışmayı tarihsel ve tematik açıdan inceleyen ilk çalışmalardan biridir (Tablo 1 ve 2). Çalışmanın amacı, literatürde en çok atıf alan AE çalışma parametrelerinin kayaçların mekanik davranışları ve kırılma süreçleri üzerindeki etkilerini 10 tematik konu çerçevesinde sınıflandırmak ve bu bilgileri kullanarak kaya mühendisliği uygulamalarında AE'nin farklı potansiyel kullanım olanaklarını değerlendirmektir. Bir makale birkaç farklı tematik konuyu içerebilmektedir. Literatürde yer alan farklı yaklaşımlar ve deneysel çalışmaların sonuçları bir araya getirilerek,

AE yönteminin kaya mekaniği ve mühendislik uygulamalarındaki rolü kapsamlı bir şekilde ele alınmıştır.

Tablo 1 Literatürde çalışılan başlıca AE konu başlıkları ve en çok atıf alan yayınların konu başlıklarına göre dağılımı.

No	Tematik konu başlıkları	Yayın sayısı
1	Mikro çatlakların izlenmesi ve analizi	26
2	Enerji salınımı ve kırılma mekaniği	13
3	Kaya mekaniği ve deformasyon süreçleri	12
4	Laboratuvar deneyleri ve test yöntemleri	5
5	Yeraltı yapı stabilitesi ve eğim izleme	5
6	Sayısal modelleme ve yapay zekâ uygulamaları	4
7	Maden mühendisliği ve yeraltı yapılarının izlenmesi	3
8	Termal etkiler ve sıcaklık değişimleri	3
9	Hidrolik kırılma ve sıvı enjeksiyonu	1
10	Kaya patlaması ve dinamik yükleme	1

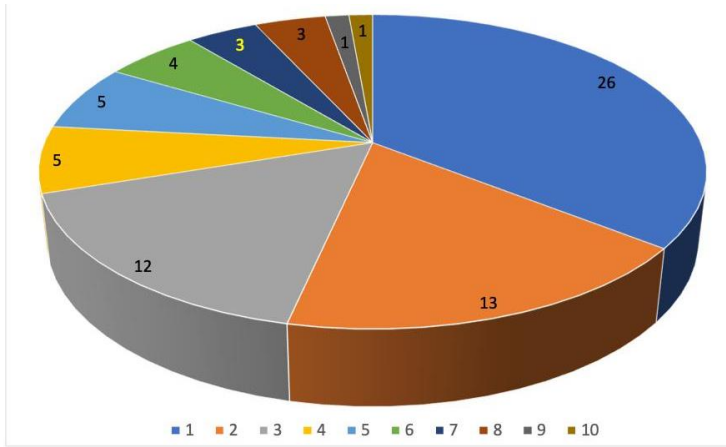
Çalışma kapsamında incelenen en çok atıf alan makalelerin ilgili olduğu tematik konuların numaraları Tablo 2’de verilmiştir. Tematik konuların açıklamaları Tablo 1’de, bu konular hakkında yapılan yayın sayıları ise Şekil 4’te verilmiştir.

Tablo 2. En çok atıf alan 30 makalenin tematik sınıflandırılması

Referans, Yıl	Tema no
Knill vd. (1968)	1, 4
Stesky (1975)	6, 7
Koerner vd. (1981)	2, 5
Ohnaka & Mogi (1982)	1, 4, 6
Ohnaka (1983)	1, 4
Yamada, Masuda & Mizutani (1989)	4, 6
Diodati vd. (1991)	4, 6, 9
Lei vd. (1992)	1, 4, 6
Lockner (1993)	1, 4, 6
Glover vd. (1995)	4, 7
Zang vd. (1996)	1, 4, 7
Labuz, Dai & Shah (1996)	3, 4, 5
Falls & Young (1998)	2, 4, 5
Zietlow & Labuz (1998)	1, 4, 6
Zang vd. (1998)	1, 4, 6
Hazzard & Young (2000)	4, 6, 10
Lei vd. (2000b) (JGR)	1, 4, 6

Wang vd. (2000)	2, 5
Lei vd. (2000a) (GRL)	1, 4
Labuz, Cattaneo & Chen (2001)	3, 4
Lei vd. (2003)	1, 4, 6
Prikryl vd. (2003)	1, 4
Manthei (2005)	4, 6, 10
Shiotani (2006)	4, 5
Aggelis vd. (2011)	3, 4
Kao, Carvalho & Labuz (2011)	3, 4
Lisjak vd. (2013)	4, 10
Khazaei, Hazzard & Chalaturnyk (2015)	4, 6, 10
Stanchits, Burghardt & Surdi (2015)	4, 8
McLaskey & Lockner (2016)	3, 4, 6

Şekil 4. AE ile ilgili en çok atıf alan bilimsel çalışmaların tematik konu dağılımları



Tarihsel Gelişim

1960'lerden günümüze kayalarda AE araştırmalarının odaklandığı konular, deneysel düzenekler ve analiz yöntemlerinin nasıl değişip geliştiği, gelecekte bu konunun yönelimi açısından oldukça önemlidir. Bu nedenle çalışmanın tarihsel evrimi dört bölüme ayrılmıştır:

Öncü dönem 1960 – 1980 yılları arasında ilk AE gözlemlerinin başladığı dönemlerdir. Bu dönemde temel kavramlar

geliştirilmiş ve AE konusundaki ilk uygulamalar ve ilk çalışmalar gerçekleştirilmiştir (Knill vd. 1968; Hardy, 1981).

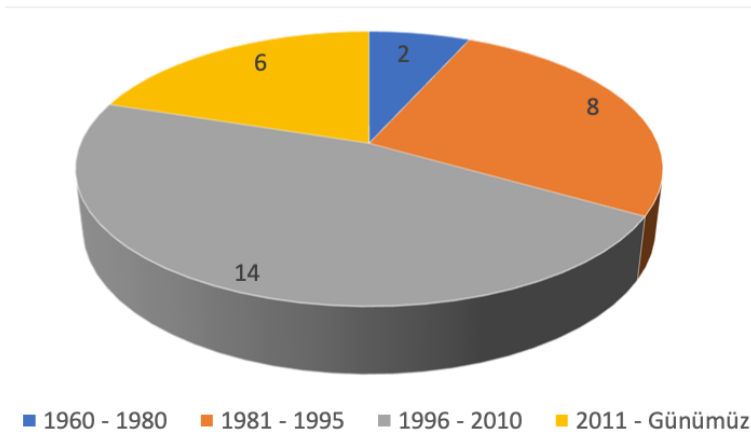
Konsolidasyon dönemi 1981 – 1995 yılları arasında frekans analizi, b-değeri çalışmaları, kırılma öncesi AE paterni gibi daha detaylı çalışmalar gerçekleştirilmiştir (Ohnaka & Mogi, 1982; Lockner, 1993).

Genişleme dönemi 1995 – 2010 yılları arasında moment tensör, üç eksenli deneyler, saha uygulamaları, AE + sayısal modelleme gibi çalışmalar gerçekleştirilmiştir (Chang & Lee, 2004; Aker vd., 2014).

Modern dönem 2011 yılı sonrasında yapılan çalışmaları kapsamaktadır. Zaman–frekans analizi, yapay zekâ, gerçek üç eksenli ve yükleme hızı çalışmaları, hidrolik kırılma, kaya patlaması gibi konular ağırlıklı olarak çalışılmaya başlanmıştır (Ma vd., 2025).

AE ile ilgili en çok atıf alan 30 çalışma incelendiğinde 1996 – 2010 dönemine bir artış olduğu görülmektedir (Şekil 5).

Şekil 5. AE ile ilgili en çok atıf alan bilimsel çalışmaların tarihsel dağılımı



Kaya Mekanikinde Deformasyon Süreçlerinin Akustik Emisyon ile İzlenmesi: Literatür Araştırmaları

Kaya mekaniği ve deformasyon süreçleri üzerine yapılan çalışmalar, AE tekniğinin mikro çatlak oluşumu ve kırılma dinamiklerini anlamada önemli bir araç olduğunu göstermektedir. AE verileri, kayaçların elastik davranıştan hasar birikimine ve nihai kırılmaya kadar uzanan tüm süreçlerini yüksek duyarlılıkla izleyebilme olanağı sunmaktadır. Literatürde özellikle tek eksenli ve üç eksenli sıkıştırma deneyleri, asimetrik yükleme koşulları ve yüksek gerinim hızı deneyleri gibi farklı mekanik koşullar altında kaya davranışının AE tabanlı değerlendirilmesine odaklanan birçok çalışma bulunmaktadır. Bu çalışmalar, mikro çatlak oluşumlarının mekânsal dağılımı, süreç zonunun gelişimi, AE frekans ve genlik özellikleri ile kırılma öncüllerinin belirlenmesi gibi konularda önemli bilimsel bulgular ortaya koymuştur. Bu bölümde, kaya mekaniği bağlamında AE'nin deformasyon süreçlerini açıklamaya yönelik literatürde yer alan “kaya mekaniği ve deformasyon süreçleri, mikro çatlakların izlenmesi ve analizi, enerji salınımı ve kırılma mekaniği” tematik konu başlıkları ile ilgili çalışmalar özetlenmiştir.

Ohnaka ve Mogi (1982) kırılğan kayaçların tek eksenli sıkıştırılması sırasında bant geçiren filtreleme sonrası sayılan AE'lerin frekans pencerelerine göre davranışını inceleyerek düşük frekans penceresinde izlenen emisyon oranının, kayaç kırılmaya yaklaştıkça yüksek frekans penceresine kıyasla daha hızlı arttığını ortaya koymuştur. Bu durumu, daha büyük mikro çatlakların oluşumu veya mevcut çatlakların birleşmesi ile yüksek frekans bileşenlerinin rölatif zayıflaması şeklinde iki olası mekanizma ile açıklamışlardır. Kayaç kırılmasına yaklaşıırken büyük genlikli olayların göreceli sayısının arttığını gösteren önceki çalışmalarla uyumlu olup, büyük çatlakların daha düşük frekans bileşenleri ve yüksek genlikli AE sinyalleri ürettiğini göstermişlerdir. Ayrıca AE

aktivitesinin başlangıcı, gerilme-gerinim eğrisi ve dilatans eşiği ile ilişkilendirilerek mikro çatlak oluşumu evrimine ışık tutmuşlardır.

Lei vd. (1992) farklı tane büyüklüklerine sahip iki granit türünde AE üzerine yapılan triaksiyel sıkıştırma deneylerini incelemiştir. İnce taneli Oshima ve iri taneli Inada granitleri üzerinde gerçekleştirilen deneyler, AE hiposantralarının fraktal yapıda olduğunu ve AE'nin kaya kırılma mekanizmalarını yansıttığını göstermiştir. İri taneli granitte sürekli kırılma (tip-S), ince taneli granitte ise stres seviyelerine bağlı olarak değişen kırılma türleri (tip-C ve tip-T) gözlemlenmiştir. Çalışma, kayaçların AE karakteristiklerinin, granit tanelerinin boyutlarından etkilendiğini ortaya koymuştur.

Lockner (1993) kayaçlarda kırılma süreçlerini anlamada AE yönteminin başarılarını ve sınırlılıklarını inceleyerek mikro çatlak gelişiminin kırılma mekaniğindeki kritik rolünü ortaya koymuştur. AE olaylarının sayımı ve genlik analizleri, yükleme süresince birikimli hasarın nasıl ilerlediğini göstermiş ve kayaçların kırılma anını öngören modellerin geliştirilmesine katkı sağlamıştır. Ayrıca AE hipomerkezlerinin konumlandırılması, mikro çatlakların mekânsal ve zamansal kümelenme davranışını aydınlatarak kırılma başlangıcına ilişkin önemli bilgiler sunmuştur. Yapay akustik darbelerden elde edilen P ve S dalga hızları ile sönüm verileri ile numune içindeki hasarın mekânsal dağılımının ve evrimimin anlaşılmasına önemli katkılar sağlamıştır.

Zietlow & Labuz (1998) farklı tane boyutlarına sahip dört kaya türünden hazırlanan çentiksiz laboratuvar numunelerinin üç nokta eğilme deneyleri sırasında tepe yüke yakın oluşan AE konumlarını analiz ederek yerleşmiş mikro çatlak oluşumu bölgesinin (içsel proses zonunun) boyutlarını belirlemişlerdir. İçsel proses zonunun genişliğinin kaya türleri arasında belirgin şekilde değiştiği, ancak aynı malzemeden farklı boyutlardaki kırışlarda anlamlı bir değişim göstermediği ortaya konmuştur. Ayrıca proses

zonu genişliği ile tane boyutunun logaritması arasında yaklaşık doğrusal bir ilişki saptanmış ve bu zonun malzeme karakteristiği olarak ele alınmasının boyut etkisinin doğrudan açıklanmasına olanak sağladığı belirtilmiştir. Çalışmada kırılma anındaki gerilme iki farklı modelle incelenmiş; birinci model proses zonunu sonsuz gerilme yığınağı oluşturan matematiksel bir çatlak olarak kabul ederek Kırılma tokluğu (KIC) değerini hesaplamış, ikinci model ise proses zonunu sınırlı gerilme yoğunlaşması yaratan kohezyonlu bir çentik olarak ele alarak teorik çekme dayanımını tanımlamıştır. Elde edilen sonuçlar, ikinci modelin nominal tepe gerilmesinin boyut etkisini tahmin etmede daha başarılı olduğunu göstermiştir.

Zang vd. (1998) çalışmalarında granitte tek eksenli sıkıştırma altında uygulanan gerilme anizotropisinin kırılma davranışı üzerindeki etkisini asimetric yüklem koşulları kullanarak incelemiş olup yüklem plakası kenarından başlatılan kayma kırığının süreç zonu ilerlemesi AE verileriyle haritalamıştır. Asimetric deneylerde, simetric yüklemeye kıyasla hem daha fazla sayıda hem de daha belirgin biçimde yerleşmiş AE hipomerkezleri gözlemlenmiştir. Çalışma sonucunda kırılma öncesi belirtileri değerlendirme potansiyelini ve farklı stres koşulları altında kaya başarısızlığının dinamiklerini daha iyi anlamak için AE'nin nasıl kullanılabileceğini göstermişlerdir.

Lei vd. (2000) üç eksenli basınç altında homojen kırılma kaya üzerinde kusursuz statik kırık büyümesini ve AE izlemeyi incelemiştir. Hornblend şist kaya numuneleri üzerinde yapılan deneylerde, kaya numunesinin bir ucunda başlayarak karşı tarafa doğru ilerleyen bir fay zonu gözlemlenmiştir. AE izleme, fay nükleasyonunun ve dinamik başarısızlık öncesi deformasyon lokalizasyonunun anlaşılmasına yardımcı olmuştur. AE kaynaklarının hiposantral konumları, yoğun çatlak içeren bir süreç zonu (fay önü) ve ardından gelen bir hasar zonu (fay arkası) olduğunu göstermiştir.

Lei vd. (2003) doğal iyileşmiş makroskopik eklem içerikli kaya numunelerinin katastrofik kırılma süreçleri sırasında AE olaylarının zamansal ve mekansal dağılımını incelemiştir. Üç eksenli basınç altında gerçekleştirilen deneyler, AE etkinliğinin üç uzun vadeli fazı olduğunu ortaya koymuştur: birincil, ikincil ve nükleasyon. Sonuçlar, heterojen faylarda AE etkinliğinin, homojen faylara göre daha belirgin öncül anomaliler gösterdiğini ortaya koymuştur.

Liu vd. (2020) farklı gerinim hızlarında uygulanan tek eksenli sıkıştırma ve darbe yükleme deneyleriyle granitte AE davranışının sistematik olarak değiştiğini, özellikle artan gerinim hızıyla kümülatif AE sayısının azaldığını ve düşük frekanslı sinyallerin baskın hâle geldiğini ortaya koymuştur. AE parametrelerindeki (RA–AF, frekans dağılımı, b-değeri) değişimler, yüksek gerinim hızlarında çekme kırığının baskın mekanizma hâline geldiğini ve kırılma sürecinin dinamik olarak farklılaştığını göstermişlerdir.

Sonuçlar

Bu çalışmada 1960 – 2025 yılları arasında gerçekleştirilen kaya AE araştırmaları tarihsel, tematik ve yöntemsel açıdan konu ile ilgili literatür incelenerek değerlendirmiştir. Literatür analizi, AE'nin kayalarda mikro çatlak oluşumu, deformasyon birikimi ve kırılma süreçlerinin anlaşılmasında önemli bir değer haline geldiğini göstermektedir. İncelenen çalışmalar, AE parametrelerinin (b-değeri, RA–AF, genlik, frekans, hiposantral dağılımı) kaya mekaniği süreçlerini yüksek duyarlılıkla yansıttığını ortaya koymuştur. Yöntemsel çeşitliliğin artmasıyla AE'nin, sadece laboratuvar ölçekli çalışmalarda değil, saha uygulamalarında da güvenilir bir kırılma öngörü aracı olarak kullanılabileceği anlaşılmaktadır. Bu kapsamda AE, hem teorik kaya mekaniği araştırmalarına hem de mühendislik

yapılarının duraylılığının izlenmesinde önemli katkılar sağlayacaktır.

Öte yandan literatürdeki bulgular, AE tekniğinin gelecekte daha bütüncül veri analiz yöntemleriyle desteklenmesinin kaçınılmaz olduğunu göstermektedir. Yapay zekâ tabanlı sınıflandırma algoritmaları ve yüksek çözünürlüklü sensör teknolojileri AE verisinin daha doğru yorumlanmasına olanak sağlayacaktır. Ayrıca yüksek sıcaklık, yüksek basınç ve dinamik yükleme gibi uç koşullar altında AE tepkisinin modellenmesi, kırılma mekanizmalarının daha iyi anlaşılmasına katkıda bulunacaktır. Hidrolik kırılma, kaya patlaması, termal çatlama ve büyük ölçekli kırılma süreçlerinin AE ile izlenmesi gelecekte önemli araştırma alanları arasında yer alacağı düşünülmektedir. Ayrıca bu alandaki çalışmaların okyanus ve derin deniz madenciliği ile uzay madenciliği alanlarına da evrileceği düşünülmektedir.

Kaynakça

Aggelis, D. G., Soulioti, D. V., Sapouridis, N., Barkoula, N. M., Matikas, T. E., & Paipetis, A. S. (2011). Characterization of cracking in concrete with acoustic emission. *Construction and Building Materials*, 25(7), 2906-2912. <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2010.12.004>

Aker, E., Kühn, D., Vavryčuk, V., Soldal, M., & Oye, V. (2014). Experimental investigation of acoustic emissions and their moment tensors in rock during failure. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 70, 286-295.

ASTM E 1316, 2002, Standard Terminology for NDT

Chang, S.-H., & Lee, C.-I. (2004). Estimation of cracking and damage mechanisms in rock under triaxial compression by moment tensor analysis of acoustic emission. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 41(7), 1069-1086.

Diodati, P., Marchesoni, F., & Piazza, S. (1991). Acoustic emission from volcanic rocks: An example of self-organized criticality. *Physical Review Letters*, 67(17), 2239-2243. <https://doi.org/10.1103/PhysRevLett.67.2239>

EN 1330-9, 2000, Terms Used in AE Testing

Erişiş, S. (2016). Bazaltik kayaların bileşim ve dokusal özelliklerinin mekanik davranışlarına etkisi. Yüksek Lisans Tezi, İstanbul Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü.

Falls, S. D., & Young, R. P. (1998). Acoustic emission and ultrasonic-velocity methods used to characterise the excavation disturbance associated with deep tunnels in hard rock. *Tectonophysics*, 289(1-3), 1-15.

Glover, P. W. J., Baud, P., Darot, M., Meredith, P. G., Boon, S. A., Le Ravalec, M., Zoussi, S., & Reuschlé, T. (1995). α/β phase transition in quartz monitored using acoustic emissions. *Geophysical Journal International*, 120(3), 775-782. <https://doi.org/10.1111/j.1365-246X.1995.tb01846.x>

Hardy, H. R. Jr., 1981. Application of acoustic emission techniques to rock and rock structures: A state-of-the-art review. *Acoustic Emission in Geotechnical Engineering Practice*, STP 750, Philadelphia, V.P. Drnevich and R.E. Gray (eds.), American Society for Testing and Materials, 4-92.

Hazzard, J. F., & Young, R. P. (2000). Simulating acoustic emissions in bonded-particle models of rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 37(5), 867-872.

Kao, C.-S., Carvalho, F. C. S., & Labuz, J. F. (2011). Micromechanisms of fracture from acoustic emission. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(5), 666-673. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2011.04.001

Khazaei, C., Hazzard, J., & Chalaturnyk, R. (2015). Damage quantification of intact rocks using acoustic emission energies recorded during uniaxial compression test and discrete element modeling. *Computers and Geotechnics*, 67, 94-102. <https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2015.03.011>

Knill, J. L., Franklin, J. A., & Malone, A. W. (1968). A study of acoustic emission from stressed rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 5(2), 87-121.

Koerner, R. M., McCabe, W. M., & Lord, A. E. Jr. (1981). Overview of acoustic emission monitoring of rock structures. *Rock Mechanics*, 14(1), 27-35.

Labuz, J. F., Dai, S.-T., & Shah, K. R. (1996). Identifying failure through locations of acoustic emission. *Transportation Research Record*, 1526, 104-111.

Labuz, J. F., Cattaneo, S., & Chen, L. H. (2001). Acoustic emission at failure in quasi-brittle materials. *Construction and Building Materials*, 15(5-6), 225-233.

Lei, X.-L., Nishizawa, O., Kusunose, K., & Satoh, T. (1992). Fractal structure of the hypocenter distributions and focal mechanism solutions of acoustic emission in two granites of different grain sizes. *Journal of Physics of the Earth*, 40(6), 617-634.

Lei, X., Kusunose, K., Nishizawa, O., Cho, A., & Satoh, T. (2000a). On the spatio-temporal distribution of acoustic emissions in two granitic rocks under triaxial compression: the role of pre-existing cracks. *Geophysical Research Letters*, 27(13), 1997-2000.

Lei, X., Kusunose, K., Rao, M. V. M. S., Nishizawa, O., & Satoh, T. (2000b). Quasi-static fault growth and cracking in homogeneous brittle rock under triaxial compression using acoustic

emission monitoring. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 105(B3), 6127-6139. <https://doi.org/10.1029/1999JB900385>

Lei, X., Masuda, K., Nishizawa, O., Jouniaux, L., Liu, L., Ma, W., & Satoh, T. (2003). Detailed analysis of acoustic emission activity during catastrophic fracture of faults in rock. *Journal of Structural Geology*, 26(2), 247-258. [https://doi.org/10.1016/S0191-8141\(03\)00095-6](https://doi.org/10.1016/S0191-8141(03)00095-6)

Liu, X., Liu, Z., Li, X., Gong, F., & Du, K. (2020). Experimental study on the effect of strain rate on rock acoustic emission characteristics. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 133, 104420.

Lisjak, A., Liu, Q., Zhao, Q., Mahabadi, O. K., & Grasselli, G. (2013). Numerical simulation of acoustic emission in brittle rocks by two-dimensional finite-discrete element analysis. *Geophysical Journal International*, 195(1), 423-443. <https://doi.org/10.1093/gji/ggt221>

Lockner, D. (1993). The role of acoustic emission in the study of rock fracture. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 30(7), 883-899.

Ma, L., Liu, C., & Zhao, G. (2025). Rock fracture mode and acoustic emission characteristics under true triaxial single-sided unloading path. *Frontiers in Materials*, 12, 1557889.

Manthei, G. (2005). Characterization of acoustic emission sources in a rock salt specimen under triaxial compression. *Bulletin of the Seismological Society of America*, 95(5), 1674-1700. <https://doi.org/10.1785/0120040076>

McLaskey, G. C., & Lockner, D. A. (2016). Calibrated acoustic emission system records $M_w -3.5$ to $M_w -2.8$ events generated on a saw-cut granite sample. *Rock Mechanics and Rock*

Engineering, 49(11), 4527-4536. <https://doi.org/10.1007/s00603-016-1082-1>

Obert, L. and Duvall, W. (1945). The microseismic method of predicting rock failure in underground mining. Part II: Laboratory Experiments, U.S. Bureau of Mines, RI 3803, 14pp.

Ohnaka, M., & Mogi, K. (1982). Frequency characteristics of acoustic emission in rocks under uniaxial compression and its relation to the fracturing process to failure. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 87(B5), 3873-3884.

Ohnaka, M. (1983). Acoustic emission during creep of brittle rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 20(3), 121-134. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(83\)91302-5](https://doi.org/10.1016/0148-9062(83)91302-5)

Přikryl, R., Lokajíček, T., Li, C., & Rudajev, V. (2003). Acoustic emission characteristics and failure of uniaxially stressed granitic rocks: the effect of rock fabric. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 36(5), 255-270. <https://doi.org/10.1007/s00603-003-0051-7>

Shiotani, T. (2006). Evaluation of long-term stability for rock slope by means of acoustic emission technique. *NDT & E International*, 39(3), 217-228. <https://doi.org/10.1016/j.ndteint.2005.07.005>

Stanchits, S., Burghardt, J., & Surdi, A. (2015). Hydraulic fracturing of heterogeneous rock monitored by acoustic emission. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 48(6), 2513-2527. <https://doi.org/10.1007/s00603-014-0654-7>

Stesky, R. M. (1975). Acoustic emission during high-temperature frictional sliding. *Pure and Applied Geophysics*, 113(1), 165-179. <https://doi.org/10.1007/BF01592896>

Tuncay, E., Ulusay, R. (2002). Akustik emisyon (yayılma) (AE) tekniği: 1. AE'nin temel ilkeleri ve kaya mühendisliğindeki uygulama alanları. *Yerbilimleri*, 25, 65–82.

Wang, H. T., Xian, X. F., Yin, G. Z., & Xu, J. (2000). A new method of determining geostresses by the acoustic emission Kaiser effect. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 37(7), 543-547.

Yamada, I., Masuda, K., & Mizutani, H. (1989). Electromagnetic and acoustic emission associated with rock fracture. *Physics of the Earth and Planetary Interiors*, 57(1-2), 157-168.

Zang, A., Wagner, F. C., Stanchits, S., Jansen, D., & Dresen, G. (1996). Acoustic emission characteristics and failure of brittle rocks at elevated temperatures. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 29(3), 145-162.

Zang, A., Wagner, F. C., Stanchits, S., Dresen, G., Andresen, R., & Haidekker, M. A. (1998). Source analysis of acoustic emissions in Aue granite cores under symmetric and asymmetric compressive loads. *Geophysical Journal International*, 135(3), 1113-1130. <https://doi.org/10.1046/j.1365-246x.1998.00719.x>

Zietlow, W. K., & Labuz, J. F. (1998). Measurement of the intrinsic process zone in rock using acoustic emission. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 35(3), 291-299.

BÖLÜM 5

MİNERAL KATKILI KOMPOZİTLER

DİDEM EREN SARICI¹

Giriş

Metaller, plastikler seramikler ve kompozitler mühendislik malzemelerinin ana türlerini oluşturmakta ve bu malzemelerin seçiminde kullanım alanı, kaynaklarının bolluğu, üretim süreçlerinin kolaylığı, çevresel etkileri, güvenilirliği, maliyet ve uyumluluk gibi faktörler rol oynamaktadır (Al Kubati., 2019). Son yıllarda endüstriyel alan sayısındaki artışa bağlı olarak üstün ve spesifik özelliklere sahip olan malzemelere talep artmış ve bu talebin standart ve tek bir malzeme ile karşılanamayacağı anlaşılmıştır (Chawla., 2019). Modern teknolojinin en büyük gereksinimlerinden biri geleneksel metal, seramik ve polimerik malzemeler tarafından karşılanamayan alışılmadık özelliklere sahip malzemelerdir. Özellikle inşaat, otomotiv, denizcilik, havacılık, uzay uygulamaları için bu malzemelerin kullanımı gereklidir. Ortaya çıkan bu ihtiyaç kompozit malzeme kavramının doğmasına neden olmuştur. Kompozitler, bileşenlerinden hiçbirinin tek başına yapamayacağı bir

¹ Prof. Dr, İnönü Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü, Orcid: 0000-0003-2639-5226

görevi yerine getirmek için farklı malzemelerin birleşmesi ile oluşurlar, uzun bir geçmişleri vardır, başlangıçları bilinmemekle beraber kayıtlı tüm tarih bir tür kompozit malzemeye atıf içerir (Jamshaid vd., 2015).

Kompozit Malzemeler

Kompozit malzemeler; farklı fiziksel ve kimyasal özelliklere sahip olan iki veya daha fazla malzemenin ara yüzey oluşturmak suretiyle bir araya gelmesiyle oluşmuş yapılardır, oluşumlarında kimyasal bağ meydana gelmemekte, birbirleri içinde çözünme gibi kimyasal reaksiyonlar gerçekleşmemektedir (Baydar vd., 2012). Kompozit malzemeler genel özellikleri bakımından ele alındığında bazı özel durumlar hariç bileşenlerinden daha üstün özelliklere sahip olması beklenir.

Hafiflik, yüksek mukavemet ve sertlik, paslanmaya dayanıklılık, uzun ömür, tasarım özgürlüğü, düşük ısı iletimi ve bileşen konsolidasyonu, kompozit malzemelerin avantajlarıdır. Ayrıca kimyasallara, aşırı sıcaklıklara ve korozyon olaylarına karşı da dirençlidirler (Kuan vd., 2021; Pickering vd., 2016). Bu özelliklere ek olarak ısıl iletkenliğin düşürülmesi, yangına ve soğuğa dayanıklılık gibi spesifik bazı özelliklere sahip olmaları da istenen ve beklenen durumlardandır.

Kompozit malzemelerin temel yapısına bakıldığında takviye faz, ana matris faz ve ikisinin ara yüzeyinden oluştuğu görülmektedir. Kompozitlerin bünyesinde yer alan ana matris yapı seramikler ve polimerlerden, takviye elemanları; çeşitli parçacık ve liflerden oluşur. Takviye fazın ana yapıya yüksek mekanik dayanım ve bazı spesifik özellikler (ısı yalıtımı, ses yalıtımı, yangın direnci, radyasyon kalkanlama özelliği) kazandırdığı bilinmektedir (Şahin, 2015; Maiti vd., 2022).

Kompozit Malzemelerin Avantaj ve Dezavantajları

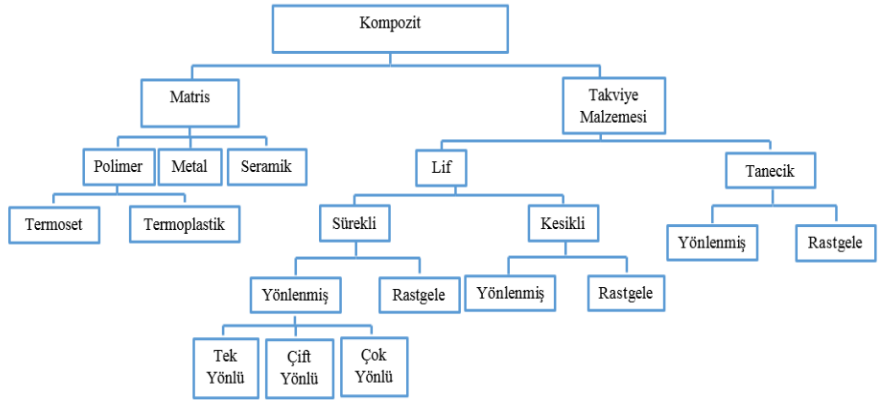
Avantajları

Kompozit malzemeler, (özellikle ana matrisin polimer olduğu kompozitler) düşük özgül ağırlığa sahip olmaları sebebiyle hava, kara taşımacılığı gibi sektörler başta olmak üzere pek çok alanda avantajlar sunarlar. Kompozitlerde dayanım-yoğunluk oranı anlamına gelen özgül dayanım değerleri yüksektir. Çatlak ilerlemesi sınırlandırılabilir ve mekanik özellikleri yüksektir. Korozyona karşı dirençleri, darbe ve titreşim sönümleme özellikleri daha yüksektir.

Dezavantajları

Üretim süreçleri zahmetlidir. Bakım-onarım işlemleri maliyetlidir. Geri dönüşümleri bileşen çeşitlerine göre değişir. Kullanım sırasında maruz kalınan ortam şartları matrisin zayıflamasına neden olur. Darbe alması halinde oluşan hasar çıplak gözle farkedilmeyebilir (Hamidon vd., 2019).

Kompozit malzemelerin en yaygın sınıflaması bünyelerine giren matris ve takviye bileşenlerinin türlerine göre yapılmaktadır. Şekil 1’de kompozitlerin matris ve takviye türlerine göre sınıflamaları verilmiştir.



Şekil 1. Takviye matris yapılarına göre kompozitlerin sınıflandırılması (Bodur., 2016).

Kompozit Malzemelerin Matris Bileşenleri

Kompozit malzemelerin matris bileşenleri ana fazı oluşturur. Takviye bileşenlerine göre dayanımları nispeten düşüktür ve bu bileşenler sürekli faz işlevi görerek takviye bileşenini bir arada tutar, bağlayıcı rol üstlenir. Bunun yanı sıra takviye bileşen lif, parçacık gibi formlarda olabilir ve kompozite yüksek mekanik dayanım, aşınma direnci gibi üstün özellikler kazandırır (Şahin., 2015).

Polimer Matrisler

Polimer matrisler iyi mekanik özelliklere sahip olmaları, işlenebilirlik açısından kolaylık sağlamaları, hafiflikleri nedeniyle tercih edilen doğal veya yapay kaynaklı uzun zincirli moleküllerden meydana gelirler. Bu avantajlarının yanında elastisite modüllerinin, termal dirençlerinin düşük oluşu dezavantajları olarak bilinir (Aldousiri vd., 2013).

Polimer matrisler termosetler ve termoplastikler olmak üzere iki çeşittir. Termosetler üç boyutlu moleküler zincirlerden meydana gelir ve esnek değildir. Bu matrisler kimyasal reaksiyon sonucu

sertleşir ve tekrar ısıtıldığında yumuşamayıp tekrar şekillendirilemez. İzotropik yapıdadırlar ve sıvı fazdadırlar. Uygulamaları esnasında sertleştirici ilavesi ile önce jel form kazanır sonra sertleşir. Şekil vermesi kolay olan ve yüksek ısıl dirence sahip polimerler olarak bilinir. En çok kullanılan termoset matris malzemelerin epoksi, polyester ve fenolik olduğu bilinmektedir (Itoh vd., 2002).

Termoplastikler ise termosetlerin aksine ısıtıldığında yumuşayabilen ve soğutulduğunda katılaşıp geri dönüştürülen polimerlerdir. Bu nedenle geniş bir kullanım alanları bulunmaktadır (Mukherjee vd., 2023). Yapılarına bakıldığı zaman yarı kristalin ve amorf yapıda oldukları görülür. Termoplastiklere nazaran daha tok ve sünek özellik gösterirler bunun nedeni de moleküllerin birbirlerine zayıf Vander Waals bağları ile bağlı olmasıdır. Amorf yapıda termoplastik moleküller rastgele dizilirken yarı kristalin yapıda moleküllerin dizilimi belirli bir sıra ile olur. Bu karmaşık özellikleri nedeniyle %100 kristal yapıda olmazlar. Özellikle yüksek sıcaklıklarda termoplastik malzemeler termosetlere göre düşük sürtünme direnci ve kimyasallara karşı direnç gösterirler. Birbirleriyle bağlantı, kaynak yapabilme özellikleri termosetlere göre daha kolaydır (Ersoy., 2005; Bodur., 2016).

Metal Matrisli Kompozitler

Metal matrisler, polimer matrislere nazaran daha yüksek sıcaklıklara (2000 °C'ye) kadar dayanabilen ayrıca korozyon ve aşınma etkilerine karşı dayanıklılıkları da yüksek olan ve bu nedenle yapı, otomotiv, havacılık gibi sektörlerde kullanımı yaygın olan matris türüdür (Sharma ve Rana., 2024; Milward, 2022; Angadi vd., 2024).

Seramik Matrisli Kompozitler

İyonik, iyonik-kovalent bağ karışımına sahip olan ve bundan ötürü kararlılıkları yüksek olan, gevrek ve sert yapılı ve yüksek sıcaklığa dayanıklı kompozitlerdir. Sünek ve tokluk değerleri oldukça düşüktür. Çok güçlü elektriksel yalıtım özellikleri ve elastisite modülleri vardır. Termal şoklara dayanımları düşüktür (Şahin, 2000; Kaya, 2016).

Takviye Türlerine Göre Kompozitler

Takviye bileşenlerinin kompozit malzeme içerisindeki görevleri, matris bileşeninin içine gömülerek kompozit yapının uygulama alanına göre istenen mühendislik özelliklerini (ısı iletkenlik, aşınma-darbe dayanımı vb.) iyileştirmektir. Takviye bileşenleri temel olarak elyaf, kırık ve parçacık olmak üzere üç türde bulunurlar.

Kompozit malzeme bünyesine giren takviye kısmın yoğunluğu kompozitin özelliklerini önemli oranda etkilemektedir. Bu nedenle kompozit imalatında önemli bir noktadır. Geçmişte hidrokarbon malzemelerden türetilen polimerler matris malzeme olarak kullanılıyorken günümüzde artık doğal takviye elemanlarının kullanımı yaygınlaşmaya başlamıştır. Plastikler ve petrol bazlı diğer polimerler su, kara ve denizel ortamlar için kirlenici olarak nitelendirilen kaynaklardır ve biyolojik bozunmalarına dair az bulguya sahip olunsada organik besin zincirleri üzerinde zararlı etkilerinin olduğu ve canlılar için tehlike oluşturduğu bilinmektedir. Bu nedenle kompozit malzeme üretiminde doğal takviye elemanlarının kullanımı gittikçe yaygınlaşan bir konu haline gelmiştir.

Lif kompozitleri geleneksel malzemelerle karşılaştırıldığında korozyon direnci, kimyasal inertlik, düşük ısı iletkenlik faktörü, yüksek mekanik özellikler, düşük özgül ağırlık, yüksek çalışma sıcaklığı ve uzun kullanım ömrü, düşük tasarım ve kurulum maliyeti

aısından pek ok avantajlar sunar. Kompozitlerin retiminde kullanılan doęal takviyelerden bir dięeri cam elyafdır. Cam elyaflar iyi mukavemet zelliklerine ve matris ile takviye arasında iyi geliřmiř arayzey baęlantısına sahiptir. Karbon elyaflar ise genellikle uzay teknolojisi, uak endstisi gibi geliřmiř uygulamalarda kullanılır (Jamshid ve Mishra; 2016).

Kompozit retiminde Kullanılan Lifler

Polimerik kompozitlerde takviye elemanı olarak liflerin kullanımı gittike yaygınlařan bir durumdur. Geleneksel malzemelerle kıyaslandığında lif kompozitleri bir dizi avantaja sahiptir. Bu avantajlar korozyon etkilerine dayanım, kimyasal aıdan inertlik, dřk ısı iletkenlięi ve zgl aęırlıęa sahip olmak, uzun kullanım mr, dřk tasarım ve kurulum maliyeti olarak sıralanabilir. Kompozit malzeme retiminde hedeflenen teknik zellikleri n plana ıkarmak iin lifler veya bu liflerden tretilmiř kumařlar kullanılarak malzeme takviye edilir. Bu liflerin farklı řekillerde uyarlanmasıyla kompozit yapıya mukavemet, sertlik gibi zellikler kazandırmak mmkndr. Bu zellikler; aramid, karbon, cam ve bazalt kayacından elde edilebilirler ve teknik kullanım alanının gereksinimlerine gre seilirler (Li vd., 2024).

Karbon elyaf

Karbon elyaf, dřk yoęunluęu ve yksek mekanik performansı ile yapısal elemanlarda aęırlık tasarrufu saęlar ayrıca havacılık, uzay ve otomotiv gibi endstriyel alanlarda tercih edilen ileri teknoloji malzemelerden biridir. retimi poliakrinolinitrit (PAN) bazlı rnlerin yksek sıcaklıkta piroliz edilmesiyle gerekleřir. Oluřan liflerin dzeni ve kristal yapıları mukavemeti etkiler ayrıca bu zelliklere ek olarak termal dayanım, korozyon direnci gibi zellikler sayesinde kompozitlerin ısı ve kimyasal stabilizasyonu artar.

Aramid Elyaf

Aramid elyaflar aromatik halkalara sahip olmaları nedeniyle darbelere ve ısıya karşı dirençli bir yapıya sahiptirler ve bu özellikleri ile darbe dayanımı ve yüksek sıcaklık direnci istenen malzemelerde sıklıkla kullanılmaktadırlar. Aramid elyaflar aynı zamanda hafif olmaları ile beraber tokluk değerleri yüksek olan ve kimyasal reaktiflere karşı dayanıklı ve UV ışınlarına karşı da göreceli daha dirençli bir yapıdadırlar. Sahip oldukları bu nitelikleri sayesinde çevresel koşullara dirençlidirler (Maiti vd., 2022).

Cam Elyaf

Cam elyaflar reçineler içinde en yaygın olarak kullanılan lif takviyesidir. Cam elyaflar hafif oluşları, kimyasal dirençlerinin düşüklüğü ve dayanımlarının yüksekliği gibi avantajlı özellikleri nedeniyle tercih edilirler. Ayrıca matris içerisinde güçlü ara yüzey adhezyonu sağlayarak kompozit malzemeye avantaj sağlarlar. Cam elyaflar üretilirken silis kumu, kaolen, kireçtaşı ve kolemanit hammadde olarak bünyeye katılır. Bu hammaddeler 1400-1600 °C civarında ısıtılır ve kontrollü soğutulur. Cam elyaflar yalıtkan özelliktedirler ve elektriği iletmezler. Üretimleri sırasında bünyeye katılan katkı malzemelerine göre değişik cam elyaf türleri elde edilir. Bunlar; A camı-Düşük kimyasal dayanım ve düşük mukavemet, C camı; yüksek kimyasal dayanım, E camı; yüksek elektriksel yalıtkanlık, S-R camı; yüksek mukavemet şeklindedir (Dwivedi vd., 2023; Callisler ve Rethwisch., 2013, Jamshaid and Mishra., 2016).

Bazalt Elyaf

Mineral bazlı doğal kompozit takviyelerinin kullanımı son dönemlerde dikkat çekici bir hale gelmiştir. Yapılan araştırmalarda silika içeriği yüksek olan dolgu maddelerinin kompozit imalatında kullanımının mekanik, termal özelliklere olumlu yönde katkı sağladığı görülmektedir. (Linec ve Music., 2019; Teh vd., 2007). Bunlara ek olarak çevre dostu ve uygun maliyetli kompozitler son zamanlarda bilim insanları arasında önemli bir ilgi görmektedir. Bu malzemeler arasında bazalt, çevre dostu bir malzemedir ve bazalt elyaf yapımında kullanılmaktadır.

Mağmatik bir kayaç türü olan bazalt, sert, yoğun ve inert bir kaya türüdür ve ısıtıldığında erir, termoplastik malzemeler gibi katılaşır. Bazaltlar yer kabuğunda yaygın şekilde bulunurlar SiO_2 içeriğine göre %42'e kadar SiO_2 içerenler alkali, %43-46 oranında SiO_2 içerenler hafif asidik, %46'nın üzerinde SiO_2 içerenler asidik bileşimlidir. Olağanüstü çekme dayanımına, orta düzeyde kimyasal direnç ve düşük ısı iletkenliğine sahip olan bir grup amfibol mineralini ve lifli serpantini bulunduran ancak kanserojen etkileri olduğu için kullanımı terk edilen asbest liflerine alternatif olarak kullanımı gündeme gelmiş ve ilgi çekmeyi başarmıştır (Jamshaid and Mishra., 2016; Barrett vd., 1989). Bazalt %100 doğal ve inertsdir. Hava ve suyla reaksiyona girmez, yanmaz, patlamaya dirençlidir, kimyasallarla karşılaştığında çevreye zarar verecek reaksiyonlara neden olmaz. Korozyon direnci yüksektir, yüksek sıcaklıklara dayanma yeteneği gibi mükemmel özelliklere sahiptir, ısı yalıtımı sağlar, sesi emer, uygun maliyetli ve yüksek mukavemetli bir malzemedir (Jamshaid ve Mishra., 2016).

Bazalt tozu gibi mineral dolgu maddelerinin, polimer ürünlerdeki polimer miktarını orijinal özelliklerini koruyarak

azaltma yeteneđi, kirlilikten arındırılmıř bir ekosistemin kurulmasına ve ekolojik sorunların dengelenmesine katkıda bulunmaktadır (Jagadeesh vd., 2024). Bazalt takviyesi, toksik olmama, kolay iřlenebilirlik, ekonomiklik, daha az zararlılık ve mükemmel termal ve mekanik özellikler gibi cazip özelliklere sahiptir. Bazaltın farklı polimer matrislerine eklenmesinin etkileri, henüz tam olarak araştırılmamıř, oldukça ilgi çekici bakıř açıları sunabilecek, nispeten yeni bir kavramdır (Yıldız vd., 2025).

Bazalt elyaf ise halk arasında 21. Yüzyılın kirletmeyen yeřil malzemesi olarak bilinir. Termal özellikleri, mukavemeti, dayanıklılığı nedeniyle uzun zamandır bilinmektedir ve geri dönüşümü cam elyaflardan daha verimli olduđu için çevre dostudur.

Bazalt elyafla, dođal malzemelerden üretildiđi, üretim sırasında hiçbir kimyasal katkı maddesi, çözücü, pigment veya diđer tehlikeli maddeler eklenmediđi için sürdürülebilir bir malzeme olarak sınıflandırılır. Reçine içerisindeki bazalt elyaflar geri dönüřtürüldüğünde erime noktası oldukça yüksek yani 1400 °C civarında olduđundan dönüřtürüldüğünde bazalt tozu olarak yeniden elde edilebilir (Jamshaid., 2016).

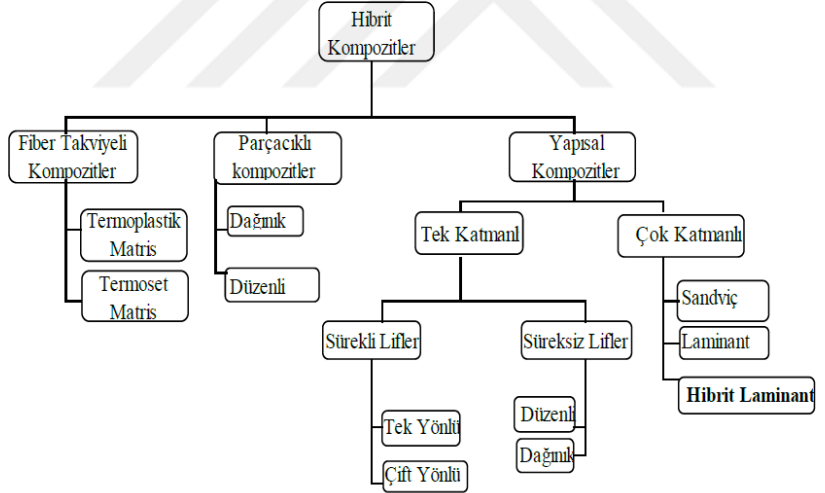
Hibrit Kompozitler

Bu tür kompozitlerde, farklı elyaf türleri (cam, bazalt, karbon organik vb) bir arada aynı matris içinde kullanılır. Bu şekilde kullanım elyaf türlerinin tek başına sağlayamadığı fiziksel, mekanik, ve diđer bazı spesifik özelliklerin (ısıl iletkenlik, ses yalıtımı, radyasyon kalkanlama, yangın direnci vb.) malzemede elde edilmesini sağlar. Böylece farklı kořullara dayanıklı malzemeler elde edilmiř olunur (Mohan, 2018).

Hibrit kompozitlerin endüstride kullanımları giderek yaygınlařan ve ilgi toplayan bir konudur. Örneđin cam ve bazalt liflerinin bireysel kullanımları durumunda kazanılan özelliklere kıyasla oldukça verimlidir. Söz konusu bu takviyelerin farklı

kullanım şekilleri bile üstün performans sergileyen yeni malzeme türlerinin elde edilmesini sağlayabilir (Agrawal vd., 2024).

Şekil 2’ de hibrit kompozitlerin çeşitleri verilmiştir.



Sonuç

Malzeme üretiminde yüksek mekanik özellikler ve amaca uygun performans korurken çevresel etkiyi göz önünde tutmak ve üretim aşamasındaki karbon ayak izini azaltmak hedefler için olmazsa olmazdır. Bu amaçla çeşitli mineral bazlı takviye malzemelerinin çevre dostu alternatif olarak ortaya çıktığı görülmektedir. Doğal lifler, inorganik ve organik kökenli tozlar bu takviyeler arasında yer almaktadır (Thapliyal vd., 2023). Takviye kısmının yoğunluğu, bir kompozitin özelliklerinin çoğunu etkileyen en önemli faktördür. Önceki yıllarda, kompozit malzemeler, yaygın olarak hidrokarbonlardan türetilen sentetik polimerler matris olarak kullanılarak üretiliyorken günümüzde plastiklerin ve petrol bazlı polimerlerin su, kara ve deniz ortamlarında canlılar için zararlı etkiler yarattığı ve bu ortamlarda atık olarak uzun zaman kaldığı ve

ekosistemlere zarar verdiđi artık açıkça ortaya konulmuştur. Bu nedenle, araştırmacılar ve bilim insanları son yıllarda çalışmalarını kompozit üretiminde doğal bazlı takviyelerin kullanımına yöneltmişlerdir.

Kaynakça

Al-Kubati, A. (2019). Kompozit Malzemeler. ResearchGate.

DOI:10.13140/RG.2.2.15696.53768

Chawla, K.K., (2019). Composite Materials: Science and Engineering, 4th ed. Springer;

Baydar, D.G., Bekem, A., Dođu, M., Gemici, Z., Ünal, A., (2012). Production and characterization of continuous e-glass fiber reinforced polypropylene composites. Mühendislik ve FenBilimleri Dergisi, 30: 120-132.

Kuan, H. T. N., Tan, M. Y., Shen, Y., & Yahya, M. Y. (2021). Mechanical properties of particulate organic natural filler-reinforced polymer composite: A review. Composites and Advanced Materials, 30, 26349833211007502.

Pickering, K. L., Efendy, M. A., & Le, T. M. (2016). A review of recent developments in natural fibre composites and their mechanical performance. Composites Part A: Applied Science and Manufacturing, 83, 98-112.

Şahin, Y. (2015). Kompozit Malzemelere Giriş (3. Baskı). Seçkin Yayıncılık, Türkiye

Maiti, S., Islam, M. R., Uddin, M. A., Afroj, S., Eichhorn, S. J., & Karim, N. (2022). Sustainable fiber-reinforced composites: a review. Advanced Sustainable Systems, 6(11), 2200258.

Hamidon, M.H., Sultan, M.T.H. & Ariffin, A.H. (2019). Investigation of mechanical testing on hybrid composite materials,

In: Reinforced Composites and Hybrid Composites, (Eds: M. Jawaid, M. Thariq, M. Saba), Woodhead Publishing, London.
<https://doi.org/10.1016/B978-0-08-102293-1.00007-3>

Bodur, M.S. (2016).Doğal lif takviyeli kompozitlerde lif/matris arayüzey iyileştirme çalışmaları ve çevresel koşullara göre karakterizasyonu (doktora tezi) İstanbul Teknik Üniversitesi, İstanbul.

Aldousiri, B., Shalwan, A. & Chin, C.W. (2013). A review on tribological behavior of polymeric composites and future reinforcements. Advances in Materials Science And Engineering, 2013(1-4), 1-8. <https://doi.org/10.1155/2013/645923>

Itoh, M., Inoue, K., Hirayama, N., Sugimoto, M. & Seguchi, T. (2002). Fiber reinforced plastics using a new heat-resistant silicon based polymer. Journal of Materials Science, 37 (17), 3795-3801.

Mukherjee, G., Jain, A., & Banerjee, M. (2023). Engineering matrix materials for composites: their variety, scope and applications, Fine Chemical Engineering, 4(1),13-45.
<https://doi.org/10.37256/fce.4120232128>

Ersoy, M.S. (2005). Lif takviyeli polimerik kompozit malzeme tasarımı, (yüksek lisans tezi). Kahramanmaraş: Sütçü İmam Üniversitesi

Millward, P. (2022). Matrices for composite materials, CRC Press, ISBN: 9780429330575.
<https://doi.org/10.1201/9780429330575-7>

Sharma, N., Rana, A. (2024). Structure-property correlations in metal matrix composites, In: metal matrix composites: A modern approach to manufacturing, (Eds: V.Khanna, P. Sharma, S. Kumar) Bentham Publishing, UAE.
<https://doi.org/10.2174/9789815223439124010004>

Angadi, S. B., Nagaral, M., Namdev, N., Kumar, S. M., Ali, Z. (2024). A review on constituents, applications and processing methods of metal matrix composites. International Journal of Science and Research Archive. <https://doi.org/10.30574/ijsra.2024.11.1.0329>

Şahin, Y. (2000). Kompozit Malzemelere Giriş. Gazi Kitabevi;.

Kaya A.İ, (2016). Kompozit Malzemeler ve Özellikleri. ResearchGate.

Jamshaid, H., & Mishra, R. (2016). A green material from rock: basalt fiber—a review. The Journal of The Textile Institute, 107(7), 923-937.

Li, Y.F., Hung, J.Y., Syu, J.Y., Chen, S.H., Huang, C.H., Chang, S.M., Kuo, W.S. (2024). Effect of the Sizing Removal Methods of Fiber Surface on the Mechanical Performance of Basalt Fiber Reinforced Concrete, Fibers, 12:10. <https://doi.org/10.3390/fib12010010>

Maiti, S., Islam, M. R., Uddin, M. A., Afroj, S., Eichhorn, S. J., Karim, N. (2022). Sustainable fiber-reinforced composites: A review. Advanced Sustainable Systems, 6(11), 2200258. <https://doi.org/10.1002/adsu.202200258>

Callister, W.D., Rethwisch, D.G. (2013). Materials Science and Engineering: An Introduction, Hoboken, NJ: John Wiley & Sons.

Dwivedi, U. K., Verma, S., Choubey, R. K., & Hashmi, S. A. R. (2023). Utilization of waste glass fiber in polymer composites. In Advanced Materials from Recycled Waste (pp.273–294). Elsevier. <https://doi.org/10.1016/B978-0-323-85604-1.00008-1>

Thapliyal, D., Verma, S., Sen, P., Kumar, R., Thakur, A., Tiwari, A. K., ... & Arya, R. K. (2023). Natural fibers composites: origin, importance, consumption pattern, and challenges. *Journal of Composites Science*, 7(12), 506.

Linec, M., & Mušič, B. (2019). The effects of silica-based fillers on the properties of epoxy molding compounds. *Materials*, 12(11), 1811.

Teh, P. L., Mariatti, M., Akil, H. M., Yeoh, C. K., Seetharamu, K. N., Wagiman, A. N. R., & Beh, K. S. (2007). The properties of epoxy resin coated silica fillers composites. *Materials Letters*, 61(11-12), 2156-2158.

Barrett, J. C., Lamb, P. W., & Wiseman, R. W. (1989). Multiple mechanisms for the carcinogenic effects of asbestos and other mineral fibers. *Environmental Health Perspectives*, 81, 81.

Jagadeesh, P., Rangappa, S. M., Fiore, V., Nath Dhakal, H., & Siengchin, S. (2024). Basalt powder based thermoset and thermoplastic composites for lightweight applications. *Journal of Polymer Research*, 31(9), 258.7.

Yıldız, E., Degirmenci, T., Esen, M., Goksuzoglu, M., Kuru, G., Eskizeybek, V., & Sukur, E. F. (2025). Impact of basalt powder on the rheological, thermal, mechanical, and tribological properties of natural and polychloroprene rubber composites: A study on aging and filler interaction. *Polymer Composites*.

Mohan, K. (2018). The effects of MWCNT on mechanical properties of glass-flax fiber reinforced nano composites. *Materials Today: Proceedings*, 5(5), 11628-11635

<https://doi.org/10.1016/j.matpr.2018.02.133>

Agrawal, M., Durai Prabhakaran, R. T., & Mahajan, P. (2024). Experimental investigations on the fatigue behavior of

hybrid basalt/glass fiber epoxy composites. *Fatigue &Fracture of Engineering Materials & Structures*, 47, 2650-2667.

Thapliyal, D., Verma, S., Sen, P., Kumar, R., Thakur, A., Tiwari, A. K., ... & Arya, R. K. (2023). Natural fibers composites: origin, importance, consumption pattern, and challenges. *Journal of Composites Science*, 7(12), 506.

BÖLÜM 6

MADENSEL ATIKLARDAN PİGMENT ÜRETİMİ: SÜRDÜRÜLEBİLİR MALZEME GELİŞTİRME YAKLAŞIMLARI

Nilgün KIZILKAYA ¹

Giriş

Madencilik faaliyetleri, ekonomik kalkınmanın temel unsurlarından biri olmakla birlikte, üretim süreçleri sonucunda büyük miktarlarda atık malzeme oluşumuna yol açmaktadır. Bu atıklar genellikle flotasyon, cevher zenginleştirme, kırma-öğütme veya metalurjik işlemler sonucunda ortaya çıkan ince taneli artık materyallerdir. Geleneksel olarak bu atıklar atık barajlarında depolanmakta, ancak uzun vadede çevresel riskler, özellikle ağır metal sızıntısı, asit maden drenajı ve toprak-su kirliliği gibi sorunlar yaratmaktadır (Aznar-Sánchez, 2018).

Günümüzde madensel atıkların yalnızca çevresel bir problem değil, aynı zamanda potansiyel ikincil kaynak olarak değerlendirilmesi gereken değerli hammaddeler içerdiği vurgulanmaktadır. Çoğu endüstriyel alanda pigmentler ve boyalar renklendirici olarak kullanılırlar. Özellikle demir (Fe), mangan

¹ Dr. Öğr. Üyesi, Malatya Turgut Özal Üniversitesi, Hekimhan MES MYO, Madencilik ve Maden Çıkarma Bölümü, Orcid: 0000-0003-4931-5807

(Mn), titanyum (Ti), bakır (Cu), ve çinko (Zn) içeren atıkların, seramik, cam, boya ve inşaat endüstrilerinde pigment hammaddesi olarak yeniden kullanımı, döngüsel ekonomi ve sürdürülebilir madencilik kavramlarıyla uyumludur (Singh et al., 2020).

Pigment üretiminde geleneksel olarak sentetik demir oksitler (Fe_2O_3 , Fe_3O_4) kullanılmaktadır. Ancak bu pigmentlerin üretiminde yüksek enerji tüketimi ve kimyasal kullanımına bağlı karbon ayak izi oldukça yüksektir. Bu nedenle madensel atıklardan pigment üretimi, hem ekonomik hem çevresel açıdan önemli bir alternatif sunmaktadır. Nitekim, atıklardan türetilen demir oksit pigmentler, renk doygunluğu, opaklık ve dayanıklılık açısından ticari ürünlerle benzer performans sergileyebilmektedir (Fiuza et al., 2018).

Son yıllarda, özellikle Fe-zengin flotasyon atıkları veya lateritik atıklar üzerinde yapılan çalışmalar, kimyasal çöktürme, liç ve kalsinasyon yöntemleriyle kırmızı, sarı ve kahverengi tonlarda pigmentler üretilbildiğini göstermektedir (Paz-Gomez et al., 2024; Galvao et al., 2018). Pigment özellikleri; kimyasal bileşim, ısıl işlem sıcaklığı, kristal faz dönüşümü ve tane boyutu gibi değişkenlere bağlı olarak önemli ölçüde farklılaşmaktadır.

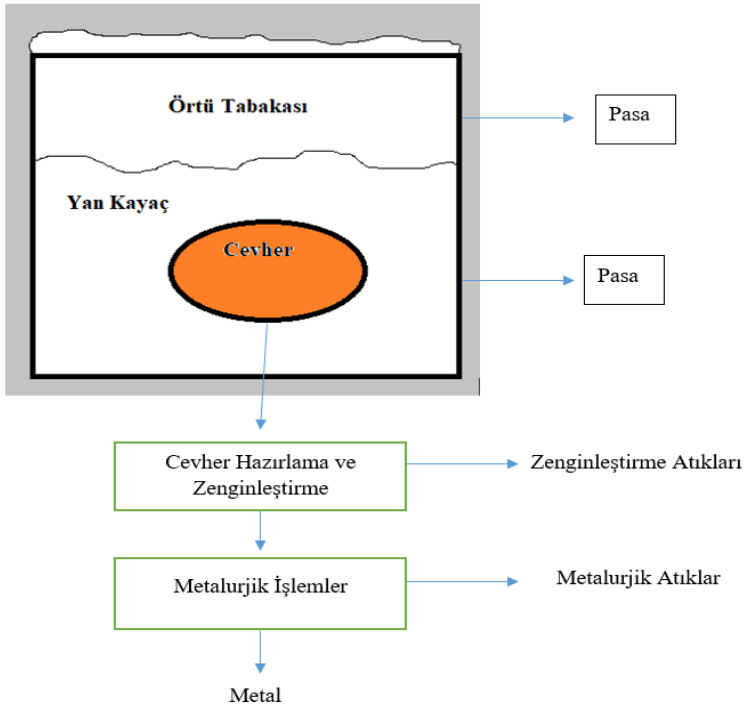
Bu bölümün amacı, madensel atıklardan pigment üretimi konusundaki mevcut literatürü incelemek, sürdürülebilir malzeme geri kazanımı perspektifinden değerlendirerek, pigment kalitesi ve renk özelliklerini araştırmaktır. Böylece, hem çevresel kirliliğin azaltılması hem de ekonomik katma değer yaratılması bağlamında bilimsel ve teknolojik bir yol haritası sunulacaktır.

Madensel Atıkların Özellikleri ve Sınıflandırılması

Madensel atıklar, cevherin ekonomik olarak değerli minerallerinin zenginleştirilmesi sırasında ortaya çıkan ince taneli, kimyasal olarak heterojen ve fiziksel olarak değişken malzemelerdir (Hudson-Edwards et al., 2011). Bu atıklar, işlem gören cevherin mineralojisine, kullanılan zenginleştirme yöntemine ve kimyasal

reaktiflerin türüne bağlı olarak farklı bileşimlerde oluşurlar. Genellikle oksit, sülfür, silikat ve karbonat minerallerinin karışımlarını içerirler (Jamieson, 2015).

Madensel atıkların fiziksel özellikleri arasında tane boyutu dağılımı, nem içeriği, yoğunluk ve permeabilite öne çıkarken; kimyasal özellikler açısından pH, ağır metal içeriği ve mineral faz bileşimi önemlidir. Örneğin, bakır veya altın madenciliği atıkları genellikle pirit (FeS_2) ve arsenopirit (FeAsS) içeriği nedeniyle asit maden drenajı riskine sahiptir. Buna karşılık, boksit, laterit ve hematitli demir cevheri atıkları, yüksek demir oksit içeriği sayesinde pigment üretimi için oldukça uygun hammaddelerdir (Anawar et al., 2022).



Şekil 1. Bir Metal Madeninde Oluşan Maden Atıklarının Gösterimi

Madensel atıklar genellikle şu dört temel kategoriye ayrılır:

Cevher zenginleştirme atıkları: Flotasyon, gravite ayırma veya manyetik ayırma gibi işlemlerden kalan ince taneli malzemelerdir.

Atık kaya: Maden işletmelerinde cevherle birlikte çıkarılan, ancak ekonomik değeri olmayan kayalardır. Örnek olarak kazı malzemeleri, örtü toprağı ve düşük tenörlü kayalar verilebilir. Bu tür atıklar genellikle inerttir ancak hacim olarak en büyük kısmı oluşturlar (Jamieson, 2015).

Cüruf ve metalurjik atıklar: Metal ergitme ve arıtma işlemlerinin yüksek sıcaklıklı yan ürünleridir. Liç, hidrometalurji ve pirometalurji gibi işlemlerden kalan ince taneli çamurlar, çökeltiler veya kül şeklindedir. Bu grup, kimyasal olarak daha reaktif ve çevresel açıdan daha risklidir (Aznar-Sánchez, 2018).

Asit drenajlı atıklar: Sülfürlü minerallerin oksidasyonu sonucu asidik çözeltiler oluşturan malzemelerdir (Hudson-Edwards et al., 2011).

Özellikle Fe, Mn ve Ti bakımından zengin atıklar, pigment üretimi, seramik dolgu malzemesi, veya jeopolimer üretimi için uygun hammadde potansiyeline sahiptir (Araujo, 2022). Ayrıca, bu tür atıkların termal işlem sonrası mineral faz dönüşümleri (örneğin hematit, götit veya magnetit fazları) renk özelliklerini belirleyen en önemli faktörlerdendir (Galvao et al., 2018).

Pigment üretimi açısından bakıldığında, yüksek Fe_2O_3 içeriğı, düşük sülfür oranı ve termal stabilite bu atıkların değerlendirilmesinde temel kriterlerdir. Özellikle demir ve mangan oksit içeren atıklar, doğal renk değişim kapasitesi nedeniyle pigment sentezinde büyük potansiyel taşır.



Şekil 2. Limonitten Üretilmiş Pigment Örneği

Mineralojik açıdan, madensel atıklardaki başlıca bileşenler hematit (Fe_2O_3), götit (FeOOH), magnetit (Fe_3O_4), ilmenit (FeTiO_3) ve mangan oksitler (MnO_2) gibi oksit fazlarıdır (Legodi & de Waal, 2007). Bu fazların oranı, pigmentin elde edilecek tonunu doğrudan etkiler; örneğin hematit kırmızı, götit sarı, magnetit ise siyah tonlar üretir.

Son yıllarda yapılan karakterizasyon çalışmaları, atıkların X-ışını difraksiyonu (XRD), taramalı elektron mikroskobu (SEM), X-ışını floresans (XRF) ve termal analiz (TGA/DSC) yöntemleriyle detaylı biçimde incelendiğini göstermektedir. Bu analizler, pigment üretim süreçlerinde hangi atıkların uygun hammadde olabileceğini belirlemede kritik öneme sahiptir.

Madensel atıkların bu şekilde sistematik sınıflandırılması ve özelliklerinin belirlenmesi, sonraki aşamalarda pigment sentezinin optimizasyonu, istatistiksel modelleme (korelasyon-regresyon) ve çevresel risk analizlerinin temelini oluşturmaktadır.

Madensel atıklar, cevher zenginleştirme veya metal üretim süreçlerinde, ekonomik olarak değerlendirilemeyen minerallerin, gang minerallerinin ve ince taneli artıkların birikmesi sonucu oluşan malzemelerdir. Bu atıklar, kimyasal bileşim, fiziksel yapı, tane boyutu ve mineralojik içerik bakımından büyük çeşitlilik gösterir. Dolayısıyla, atığın kaynağı (maden türü, işleme yöntemi, mineralojik bileşim) onun çevresel etkilerini, yeniden kullanım potansiyelini ve ekonomik değerini belirleyen temel faktörlerdendir (Hudson-Edwards et al., 2011).

Madensel atıkların fiziksel özellikleri genellikle yoğunluk, tane boyu dağılımı, su tutma kapasitesi ve geoteknik dayanım parametreleriyle tanımlanır. Özellikle flotasyon atıkları, 10-100 mikrometre arasında değişen ince taneli yapıya sahiptir ve yüzey alanlarının yüksek olması, kimyasal reaksiyonlara daha duyarlı hale gelmelerine neden olur (Mackay, et al., 2020).

Kimyasal açıdan, madensel atıklar genellikle silisyum (SiO_2), alüminyum (Al_2O_3), demir oksitler (Fe_2O_3 , Fe_3O_4), kalsiyum oksit (CaO) ve magnezyum oksit (MgO) gibi oksit bileşenleri içerir. Ancak bazı durumlarda arsenik, kurşun, kadmiyum, civa gibi toksik elementlerin de önemli oranlarda bulunduğu rapor edilmiştir (Jamieson et al., 2015). Bu elementlerin varlığı, özellikle asit maden drenajı potansiyelini artırmakta ve çevre yönetiminde dikkat edilmesi gereken risk faktörleri oluşturmaktadır.

Pigment Üretiminde Kullanılabilir Madensel Atık Türleri

Pigment üretiminde kullanılabilecek madensel atıklar genellikle demir oksit, mangan oksit ve titanyum dioksit içeren materyallerdir. Bu bileşenler renk üretiminde aktif rol oynar:

Hematit (Fe_2O_3): Kırmızı pigmentlerin ana bileşenidir.

Götit ($\alpha\text{-FeOOH}$): Sarı pigment üretiminde kullanılır.

Magnetit (Fe_3O_4): Siyah pigment üretiminde etkilidir (Fiuza et al., 2018).



Şekil 3. Hematitten Üretilmiş Pigment Örneği

Atığın mineralojik bileşiminin doğru analiz edilmesi, uygun ısıtma, çöktürme veya liç parametrelerinin belirlenmesi açısından kritik önemdedir. Bu bağlamda XRD, XRF, FTIR ve SEM analizleri, pigment sentezinde kullanılacak atığın özelliklerini tanımlamak için en yaygın yöntemlerdir (Paz-Gómez et al., 2024).

Madensel atıklardan pigment üretimi yalnızca atık yönetimi sorununa çözüm sağlamakla kalmaz, aynı zamanda katma değerli

ürün elde edilmesine ve karbon ayak izinin azaltılmasına katkı sunar. Dolayısıyla, bu yaklaşım hem çevresel sürdürülebilirlik hem de ekonomik dönüşüm açısından stratejik bir öneme sahiptir (Singh et al., 2020).

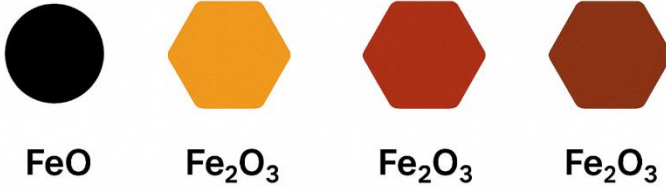
Madensel atıkların pigment üretiminde kullanılabilirliği, içerdiği geçiş metali oksitleri, mineral faz yapısı ve kimyasal kararlılığı ile yakından ilişkilidir (Singh et al., 2020). Özellikle demir (Fe), mangan (Mn), titanyum (Ti), bakır (Cu) ve kobalt (Co) içeren atıklar, renk oluşturma kapasitesi nedeniyle pigment sentezinde öne çıkmaktadır. Bu atıkların çoğu cevher zenginleştirme tesislerinde, flotasyon veya liç işlemleri sonucu ince taneli bir formda birikmektedir.



Şekil 4. Boksit Kırmızı Çamur Atığı

Demir Zengini Atıklar

Demir içeriği yüksek atıklar (örneğin hematitli, manyetitli veya lateritik atıklar) pigment üretiminde en çok tercih edilen hammaddelerdendir. Fe_2O_3 (hematit) kırmızı, FeOOH (götit) sarı, Fe_3O_4 (manyetit) siyah tonların elde edilmesini sağlar. Bu tür atıklar genellikle demir cevheri zenginleştirme tesisleri, boksit işleme atıkları veya metalurjik cüruflar şeklinde oluşmaktadır. Yapılan çalışmalar, %50-70 arasında Fe_2O_3 içeren atıklardan 700-900 °C arası ısı ileme yüksek renk doygunluğuna sahip pigmentler elde edildiğini göstermektedir (Paz-Gómez et al., 2024).



Şekil 5. Demiroksit Pigmentlerin Renk Skalası

Mangan Zengini Atıklar

MnO_2 içeriği yüksek atıklar, genellikle mangan cevheri madenciliğinden veya Fe-Mn alaşım üretim tesislerinden kaynaklanmaktadır. Mangan oksitler kahverengi-siyah tonlar oluşturur ve demir oksitlerle birlikte karıştırıldığında pigmentin renk derinliğini artırır. Ayrıca, Mn zengin atıklar ısı ileme sırasında Mn_3O_4 fazına dönüşerek kararlı, UV'ye dayanıklı pigmentler oluşturur (Fiuza et al., 2018).

Titanyum İçeren Atıklar

Titanyum dioksit (TiO_2), yüksek opaklık ve beyazlık sağlayan bir pigmenttir. Ancak doğal kaynaklardan üretimi çevresel açıdan maliyetlidir. Bu nedenle ilmenit (FeTiO_3) içeren madensel atıklar, TiO_2 türevi pigmentlerin düşük maliyetli üretimi için önemli

bir kaynaktır. Özellikle lateritik veya ultrabazik cevherlerin işlenmesinden çıkan atıklarda, Ti içeriği %5-15 aralığında değişebilmektedir.

Bakır ve Kobalt İçeren Atıklar

CuO ve Co₃O₄ içeren atıklar, mavi-yeşil tonlarda pigmentlerin üretiminde kullanılmaktadır. Bu atıklar genellikle bakır flotasyonu veya sülfürik asit liçi sonrası kalıntılarda bulunur. Cu-Fe-Mn karışımli atıklardan sentezlenen pigmentler, renk dayanıklılığı ve termal stabilite açısından oldukça kararludur (Feng et al., 2025).

Karışık Metal İçeren Atıklar

Birçok madensel atık, tek bir metal oksit değil, çoklu metal fazlarını içerir. Örneğin, nikel-kobalt laterit atıkları hem Fe, Mn hem de Ni içerikleriyle renk geçişi zengin pigmentler oluşturabilir.

Pigment Üretim Yöntemleri

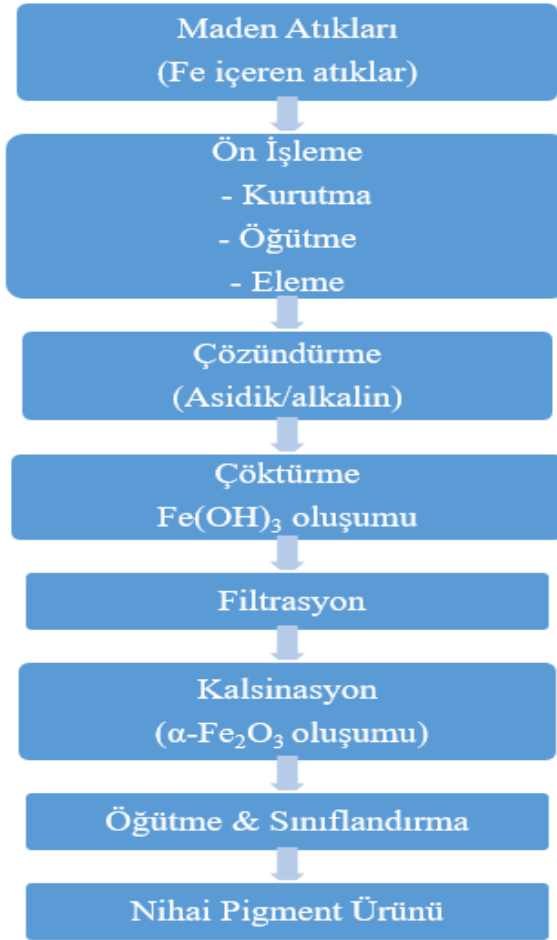
Madensel atıklardan pigment üretimi, kullanılan hammadde bileşimi ve hedef pigmentin renk özelliklerine bağlı olarak farklı kimyasal ve termal yöntemlerle gerçekleştirilmektedir. Literatürde en yaygın yöntemler arasında kimyasal çöktürme, liç, kalsinasyon, hidrotermal ve kombine yöntemler yer almaktadır (Paz-Gómez et al., 2024). Her yöntemin avantajları ve dezavantajları vardır ve pigmentin uygulama alanına göre seçilir.

Termal yöntemler: Kalsinasyon, sinterleme

Kimyasal yöntemler: Çöktürme, asit liçi + yeniden kristalleştirme

Biyoteknolojik yaklaşımlar: Bakteri/alg tabanlı metal çöktürme

Kimyasal çöktürme ve yeniden kristalleştirme



Şekil 6. Maden Atıklarından Pigment Üretimi- Proses Akış Şeması

Kalsinasyon Yöntemi

Kalsinasyon, pigment üretiminde en yaygın termal işlemdir. Metal oksitler veya hidroksitler yüksek sıcaklıkta (400-1000 °C) ısıtılır ve kristal faz dönüşümleri gerçekleşir. Örneğin:

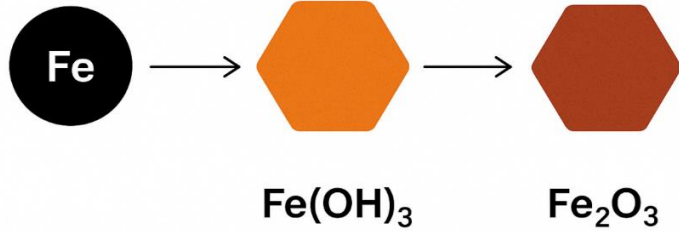
Götit (FeOOH) → Hematit (Fe₂O₃) (kırmızı pigment)

Mn(OH)₂ → Mn₃O₄ (kahverengi/siyah pigment)

Bu yöntem:

Yüksek renk stabilitesi ve UV dayanıklılığı sağlar.

Büyük ölçekli üretime uygundur, ancak enerji tüketimi yüksektir (Paz-Gómez et al., 2024).



Şekil 7. Pigment Oluşum Mekanizması

Kimyasal Çöktürme Yöntemi

Kimyasal çöktürme, atıklardaki metal iyonlarının uygun çöktürücüler ile çökeltilerek pigment haline getirilmesini içerir. Örneğin, Fe^{3+} iyonları sodyum hidroksit veya amonyum karbonat ile çöktürülerek Fe(OH)_3 elde edilmektedir. Çökelti daha sonra filtrasyon ve kurutma işlemlerinden geçirilerek pigment hammaddesi olarak kullanılabilir (Fiuza et al., 2018).

Bu yöntemin avantajları:

Düşük sıcaklıkta işlem yapılabilir (25-100 °C).

Ürün saflığı yüksek, kontrol edilebilir renk tonu elde edilmektedir.

Dezavantajları:

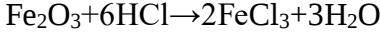
Kimyasal reaktif kullanımı ve atık su yönetimi gerekir.

Büyük ölçekli üretim için ekonomik maliyet yüksek olabilmektedir.

Liç (Leaching) Yöntemi

Liç yöntemi, özellikle titanyum ve mangan içeren atıklarda kullanılmaktadır. Atıklar asit veya baz çözeltisi ile işlenir ve çözünmüş metal iyonları ardından çöktürülür veya kalsine edilir (Feng et al., 2025).

Örnek reaksiyon:



Elde edilen Fe^{3+} çözeltileri, alkali ile nötralize edilerek çöktürülür ve pigment olarak kullanılır. Liç yöntemi, özellikle metal saflığı ve belirli renk tonlarının elde edilmesinde avantaj sağlamaktadır.

Hidrotermal Yöntemler

Hidrotermal yöntemler, yüksek basınç ve sıcaklıkta çözeltilerde metal iyonlarının kristalleştirilmesini içerir. Avantajları:

Düşük çevresel etki

Düşük enerji tüketimi

Kontrol edilebilir tane boyutu ve renk doygunluğu

Dezavantajları:

Özel ekipman gerektirir

Yüksek basınç altında işlem risklidir (Feng et al., 2025).

Kombine Yöntemler

Literatürde pigment üretiminde genellikle kimyasal çöktürme + kalsinasyon veya liç + kalsinasyon kombinasyonları kullanılmaktadır. Bu yöntemler, hem ürün saflığını hem de renk tonunu optimize etmektedir. Örneğin, Fe atıkları üzerinden yapılan çalışmalarda çöktürme ile $\text{Fe}(\text{OH})_3$ elde edilip ardından

kalsinasyonla kırmızı hematit pigment üretimi sağlanmıştır (Paz-Gómez et al., 2024).

Üretilen Pigmentlerin Özellikleri

Pigmentlerin endüstriyel ve sanatsal kullanımı açısından en kritik özelliklerinden biri renk performansıdır. Renk, sadece estetik bir parametre değil, aynı zamanda pigmentin mineralojik ve kimyasal bileşimi hakkında bilgi vermektedir. Madensel atıklardan üretilen pigmentlerde renk, metal oksit türü, kristal fazı, tane boyutu ve işleme koşulları tarafından belirlenir (Feng et al., 2025).

Renk Ölçüm Sistemleri: CIE Lab* sistemi ve spektrofotometrik ölçümler en yaygın kullanılan yöntemlerdir. Bu sistem, insan gözünün algısını modelleyerek renklerin sayısal olarak karşılaştırılmasına olanak sağlar.



Şekil 8. CIE Lab* Ölçüm Cihazı

L*: Açıklık (0 = siyah, 100 = beyaz)

a*: Yeşil (-) – Kırmızı (+) eksen

b*: Mavi (-) – Sarı (+) eksen

Spektrofotometrik ölçümlerde pigment dispersiyonları veya filmleri üzerine ışık yansımalarını ölçerek, reflektans spektrumu elde edilir. Bu veriler, pigmentin renk doygunluğu, parlaklığı ve tonunun değerlendirilmesinde kullanılır.

Renk Stabilitesi: Termal, UV ve kimyasal stabilite pigment performansını etkiler.

Renk Stabilitesi ve Çevresel Faktörler

Pigmentlerin termal, UV ve kimyasal stabilitesi, uygulama alanlarında performansını doğrudan etkiler. Örneğin; Hematit pigmentleri, yüksek sıcaklıklara ve UV ışınımına karşı oldukça karardır. Mangan ve bakır bazlı pigmentler, asidik veya bazik ortamlarda renk değişimine daha duyarlıdır (Fiuza et al., 2018).

Stabilite çalışmaları, pigmentlerin pH, sıcaklık, ışık ve oksidatif ortam altındaki renk değişimini incelemeyi içerir. Bu sayede pigmentlerin endüstriyel kullanıma uygunluğu değerlendirilir.

Fe_2O_3 içeren atıklardan üretilen kırmızı pigmentler, Lab^* ölçümleriyle ticari kırmızı pigmentlerle karşılaştırılmış ve yüksek uyum sağlanmıştır (Paz-Gómez et al., 2022). Mn zengini pigmentler, b^* değeriyle kahverengi tonunu optimize edecek şekilde kalsinasyon sıcaklığına bağlı olarak modellenmiştir.

Madensel Atıkların Pigment Üretiminde Ekonomik ve Çevresel Değerlendirmesi

Madensel atıklardan pigment üretimi, yalnızca teknik bir süreç değil, aynı zamanda ekonomik ve çevresel sürdürülebilirlik açısından stratejik bir yaklaşımdır. Bu bölümde, üretim maliyeti, enerji tüketimi, atık yönetimi, karbon ayak izi ve sürdürülebilirlik açısından yapılan değerlendirmeler ele alınmaktadır.

Ekonomik Değerlendirme

Pigment üretiminde maliyetler genellikle hammadde, enerji, kimyasal reaktifler, işçilik ve ekipman unsurlarından oluşur. Madensel atıkların kullanımı, maliyetleri şu açılardan düşürür:

Hammadde Maliyeti: Atıklar genellikle düşük veya sıfır maliyetlidir ve doğal pigment kaynaklarına göre önemli ölçüde tasarruf sağlamaktadır.

İşlem Maliyeti: Termal yöntemler (kalsinasyon) enerji yoğun olmakla birlikte, düşük sıcaklıkta kimyasal çöktürme veya liç kombinasyonları maliyeti azaltabilmektedir.

Katma Değer Yaratma: Atıklardan üretilen pigmentler, yüksek kaliteli endüstriyel boyalar, seramikler ve plastikler için kullanılabilen ve gelir sağlamaktadır.

Ekonomik değerlendirmelerde, unit cost (\$/kg pigment) ve return on investment (ROI) modelleri kullanılarak üretim süreçlerinin finansal verimliliği hesaplanmaktadır.

Enerji ve Kaynak Verimliliği

Enerji tüketimi, pigment üretiminde en kritik unsurlardan biridir. Kalsinasyon gibi yüksek sıcaklık gerektiren yöntemlerde enerji talebi yüksektir. Bu nedenle, kombine yöntemler veya atık ısısından faydalanan prosesler önerilmektedir:

Hidrotermal ve kimyasal çöktürme + düşük sıcaklık kalsinasyon ile enerji tasarrufu sağlanabilir.

Atık sıcaklık geri kazanımı, özellikle termal atıklardan enerji geri kazanımı ile süreç optimize edilebilir.

Kaynak verimliliği açısından, atıklardaki metal oksitlerin %70-90 civarında geri kazanılması mümkündür. Bu, doğal minerallerin kullanımını azaltır ve kaynak sürdürülebilirliğini artırır (Singh et al., 2020).

Çevresel Değerlendirme

Madensel atıkların pigment üretiminde kullanımı, çevresel açıdan bir dizi fayda sağlamaktadır.

Atık Azaltma: Madensel atık hacmi önemli ölçüde azalır ve depolama ihtiyacı düşer **Karbon Ayak İzi:** Atıklardan üretim, geleneksel metal oksit pigment üretimine göre daha düşük CO₂ emisyonu sağlar.

Toksik Element Yönetimi: Arsenik, kadmiyum ve kurşun gibi toksik elementler, kontrollü çöktürme ve kalsinasyon süreçleri ile stabilize edilir ve çevreye zarar vermez.

Sürdürülebilirlik ve Döngüsel Ekonomi

Pigment üretimi, madensel atıkların katma değerli ürünlere dönüştürülmesini sağlayarak döngüsel ekonomi ilkelerine uygundur. Başlıca katkılar:

Doğal kaynak kullanımının azaltılması: Fe, Mn ve Ti içeren minerallerin geri kazanımı.

Atık yönetimi ve çevre koruma: Tehlikeli atıkların depolama alanına gönderilmesinin önlenmesi.

Ekonomik katma değer yaratma: Yeni endüstriyel ürünler, boya ve seramik sektörüne entegre edilir.

Bu yaklaşım, sürdürülebilir madencilik ve yeşil kimya uygulamalarına doğrudan katkı sağlamaktadır (Singh et al., 2020).

Yenilikçi Teknolojiler

Nanopigment Üretimi: Nano ölçekli pigmentler, geleneksel pigmentlere göre daha yüksek renk doygunluğu, parlaklık ve UV dayanıklılığı sunar. Madensel atıklardan nanopigment üretimi için:

Sol-gel yöntemi: Metal oksit iyonları kontrollü hidrotermal veya çöktürme süreçleri ile nano boyutlu partiküllere dönüştürülür (Randhawa, 2024).

Mikroemülsiyon ve sonokimyasal yöntemler: Daha homojen tane dağılımı sağlar ve renk stabilitesini artırır.

Hibrit ve Fonksiyonel Pigmentler: Atıklardan üretilen pigmentler, UV filtre, antimikrobiyal veya fotokatalitik özelliklerle modifiye edilebilir. Örneğin, TiO_2 ve Fe_2O_3 kombinasyonları güneş koruyucu veya fotokatalitik boya uygulamalarında kullanılabilir (Paz-Gómez et al., 2024).

Enerji ve Kaynak Verimli Prosesler:

Düşük sıcaklık hidrotermal çöktürme + kalsinasyon

Atık ısı geri kazanımı

Bu tür yaklaşımlar hem karbon ayak izini düşürür hem de enerji maliyetlerini optimize etmektedir.

Sürdürülebilirlik ve Döngüsel Ekonomi

Gelecekte pigment üretimi, sürdürülebilir madencilik ve döngüsel ekonomi ile daha entegre hale gelecektir:

Atık geri kazanımı: Fe, Mn, Ti ve diğer metal oksitler ekonomik değere dönüştürülür.

Karbon nötr üretim: Yenilenebilir enerji ve enerji geri kazanımı ile CO_2 emisyonları minimize edilir.

Atık azaltma ve çevre koruma: Tehlikeli elementler stabilize edilerek çevreye zarar vermeden değerlendirilebilir (Singh et al., 2020).



Şekil 9. Atıkların Döngüsel Ekonomisi

Sonuç ve Öneriler

Sonuç olarak, pigment üretiminde kullanılabilir atık türlerinin seçimi, kimyasal bileşim, renk performansı, çevresel uygunluk ve işlenebilirlik kriterleri dikkate alınarak yapılmalıdır. Uygun karakterizasyondan sonra, bu atıklar sadece çevreye zarar vermeden bertaraf edilmekle kalmaz, aynı zamanda katma değerli malzemelere dönüştürülerek sürdürülebilir madencilğe katkı sağlamaktadır. Madensel atıklardan pigment üretimi, hem çevresel hem de ekonomik açıdan büyük potansiyel taşımaktadır. Gelecek perspektifleri, teknolojik inovasyon, sürdürülebilir üretim, regülasyonlar ve endüstri entegrasyonu ekseninde değerlendirilebilir. Küresel boya, seramik ve plastik sektörlerinde renkli ve dayanıklı pigmentlere talep artmaktadır. Madensel atıklardan üretim, yenilenebilir ve sürdürülebilir ürün portföyü sağlayabilmektedir. Nano ve fonksiyonel pigmentler, UV filtreli boyalar, fotokatalitik kaplamalar, 3D baskı mürekkepleri gibi yüksek katma değerli ürünlerde kullanılabilir (Size, 2022). Ar-Ge projeleri ile pilot ölçekli üretim ve endüstriyel entegrasyon sağlanabilir. Nano ve mikro boyut pigmentlerin sentezi ve karakterizasyonu, enerji tasarruflu ve düşük karbonlu proses optimizasyonu, fonksiyonel pigmentlerin geliştirilmesi (UV,

fotokatalitik, antimikrobiyal), korelasyon ve regresyon tabanlı renk tahmin modelleri, LCA (Life Cycle Assessment) ve sürdürülebilirlik göstergelerinin geliştirilmesi madensel atıklardan pigment üretiminin endüstriyel ölçeğe taşınması ve sürdürülebilir malzeme ekonomisine entegrasyonu için kritik öneme sahiptir. Madensel atıklardan pigment üretimi çevre dostu bir çözüm sunmaktadır. Renk özelliklerinin istatistiksel modellenmesi, ürün kalitesinin önceden belirlenmesini ve sürdürülebilir madencilik uygulamalarına doğrudan katkı sağlamaktadır.

Kaynakça

Anawar, H. M., Strezov, V., Adyel, T. M., & Ahmed, G. (2019). Sustainable and economically profitable reuse of bauxite mining waste with life cycle assessment. *In Sustainable and Economic Waste Management* (pp. 47-68). CRC Press.

Araujo, F. S., Taborda-Llano, I., Nunes, E. B., & Santos, R. M. (2022). Recycling and reuse of mine tailings: A review of advancements and their implications. *Geosciences*, 12(9), 319.

Aznar-Sánchez, J. A., García-Gómez, J. J., Velasco-Muñoz, J. F., & Carretero-Gómez, A. (2018). Mining waste and its sustainable management: advances in worldwide research. *Minerals*, 8(7), 284.

Feng, G., Liu, T., Jiang, F., Guo, Z., Xiao, L., Wu, Q., ... & Liang, J. (2025). Novel (Ni, Mn) co-doping CuFe₅O₈ black ceramic pigment with pinning strengthen effect in high-temperature black zirconia ceramic application. *Ceramics international*, 51(6), 7502-7509.

Fiuza, T. E. R., Borges, J. F. M., da Cunha, J. B. M., Antunes, S. R. M., de Andrade, A. V. C., Antunes, A. C., & de Souza, É. C. F. (2018). Iron-based inorganic pigments from residue: Preparation and application in ceramic, polymer, and paint. *Dyes and Pigments*, 148, 319-328.

Galvão, J. L. B., Andrade, H. D., Brigolini, G. J., Peixoto, R. A. F., & Mendes, J. C. (2018). Reuse of iron ore tailings from tailings dams as pigment for sustainable paints. *Journal of Cleaner Production*, 200, 412-422

Hudson-Edwards, K. A., Jamieson, H. E., & Lottermoser, B. G. (2011). Mine wastes: past, present, future. *Elements*, 7(6), 375-380.

Jamieson, H. E., Walker, S. R., & Parsons, M. B. (2015). Mineralogical characterization of mine waste. *Applied Geochemistry*, 57, 85-105.

Legodi, M. A., & de Waal, D. (2007). The preparation of magnetite, goethite, hematite and maghemite of pigment quality from mill scale iron waste. *Dyes and pigments*, 74(1), 161-168.

Mackay, I., Videla, A. R., & Brito-Parada, P. R. (2020). The link between particle size and froth stability-Implications for reprocessing of flotation tailings. *Journal of Cleaner Production*, 242, 118436.

Paz-Gómez, D. C., Vilarinho, I. S., Carvalheiras, J., Pérez-Moreno, S. M., Seabra, M. P., Labrincha, J. A., & Bolívar, J. P. (2024). Valorisation of Metallurgical Waste for Inorganic Pigments Production. *Waste and Biomass Valorization*, 15(12), 6761-6773.

Singh, S., Sukla, L. B., & Goyal, S. K. (2020). Mine waste & circular economy. *Materials Today: Proceedings*, 30, 332-339.

Size, P. M. (2022). Share & Trends Analysis Report By Product (PE, PP, PU, PVC, PET, Polystyrene, ABS, PBT, PPO, Epoxy Polymers, LCP, PC, Polyamide). *By Application, By End Use, And Segment Forecasts, 2030*, 31.

Randhawa, K. S. (2024). Synthesis, Properties, and Environmental Impact of Hybrid Pigments. *The Scientific World Journal*, 2024(1), 2773950.

BÖLÜM 7

KÖMÜRÜN ÜST ISIL DEĞERİNİN BELİRLENMESİNDE KISA VE ELEMENTEL ANALİZ VERİLERİNE DAYANAN KORELASYONLAR

AYDAN AKSOĞAN KORKMAZ¹

Giriş

Kömür, dünya genelinde en bol bulunan ve en yaygın biçimde kullanılan birincil enerji kaynaklarından biridir. Kömür madenciliği ve işleme faaliyetleriyle ilişkili endüstriler, küresel ekonomi üzerinde önemli bir etkiye sahiptir. British Petroleum (BP) 2021 yılı İstatistiksel Raporu'na göre, dünya genelinde 50'den fazla ülke ekonomik ölçekte kömür üretimi yapmakta, 70'ten fazla ülke ise doğrudan ya da dolaylı yollarla kömürü işleyerek enerji üretim süreçlerine entegre etmektedir. Küresel ölçekte yıllık kömür tüketimi yaklaşık 5800 milyon ton seviyesindedir ve bu miktarın yaklaşık %75'i termik santrallerde elektrik üretiminde kullanılmaktadır (Mondal & ark., 2022).

Kömür; elektrik üretimi, çimento, kâğıt ve kimya sanayi gibi birçok endüstriyel alanda birincil enerji kaynağı olarak önemli bir rol oynamaktadır (Kumar & ark., 2025). Son yıllarda, sanayi üretimi ve inşaat faaliyetlerindeki artış, başta gelişmekte olan ülkeler olmak üzere, küresel ölçekte kömür tüketiminin hızla yükselmesine neden olmuştur (Ruppert & ark., 2021). Bu bağlamda, kömürün kalitatif özelliklerinin güvenilir şekilde belirlenmesi, hem enerji verimliliği

¹ Doç.Dr., Malatya Turgut Özal Üniversitesi, Hekimhan M.E.S. MYO,
Madencilik ve Maden Çıkarma, Orcid: 0000-0002-3309-9719

hem de çevresel sürdürülebilirlik açısından büyük önem arz etmektedir.

Kömür kalitesi ekonomik değerinin yanı sıra, teknolojik uygulanabilirliği, çevresel etkileri ve insan sağlığı üzerindeki potansiyel olumsuz sonuçları belirleyen çok boyutlu bir parametredir. Kömürün kalite düzeyi; petrografik bileşimi, rütbesi (rank), mineral madde içeriği ve hem organik hem de inorganik bileşenler içerisindeki elementel dağılımlarla yakından ilişkilidir. Bu faktörler, kömürün yanma karakteristikleri, enerji verimliliği ve çevresel etkileri üzerinde doğrudan belirleyici olmaktadır (Xu & ark., 2023).

Kömürün enerji içeriği, yakıt kalitesinin belirlenmesinde temel bir parametre olup, genellikle kalorifik değer (calorific value) ile tanımlanmaktadır (Hower & ark., 2022). Kalorifik değer, kömürün yanması sonucu açığa çıkan termal enerjiyi nicel olarak ifade etmekte ve çoğunlukla üst ısı değer (High Heating Value- HHV) olarak değerlendirilmektedir. HHV, sabit hacimde gerçekleştirilen yanma sürecinde, kömür numunesinin tam yanmasıyla ortaya çıkan toplam ısı miktarının ölçülmesiyle belirlenmektedir. Bu işlem, standartlaştırılmış koşullarda, oksijen atmosferi altında çalışan adiyabatik bomba kalorimetresi kullanılarak gerçekleştirilmektedir (Xu & ark., 2023).

Ancak, adiyabatik bomba kalorimetresi ile gerçekleştirilen deneysel ölçümler hem uzun zaman almakta hem de yüksek analiz maliyetleri gerektirmektedir. Bu sebeple, literatürde birçok araştırmacı, kömürün HHV değerini yüksek doğrulukla öngörebilecek tahmin modellerinin geliştirilmesine odaklanmıştır (Wen & ark., 2017; Ghugare & ark., 2014; Majumder & ark., 2008; Yin, 2011).

Kömürün HHV değerinin tahmini amacıyla genellikle elementel (ultimate) ve kısa (proximate) analiz verilerinden

yararlanılmaktadır. Elementel analiz, kömürün organik bileşimini oluşturan karbon (C), hidrojen (H), azot (N), oksijen (O) ve kükürt (S) gibi temel elementlerin yüzde oranlarını belirlemeye yönelik bir analiz yöntemidir. Kısa analiz ise kömür numunesinin nem (M), kül (A), uçucu madde (VM) ve sabit karbon (FC) içeriğini belirlemeye yarayan analizdir.

Literatürde, kömürün HHV değerini tahmin etmeye yönelik çok sayıda ampirik denklem önerilmiştir. Bu tahmin modelleri genellikle aşağıdaki temellere dayanmaktadır (Hosokai & ark., 2016):

- * Elementel analiz
- * Kısa analiz
- * Kimyasal bileşim ve yapısal özellikler

Bir yakıtın yanması sırasında, içeriğinde bulunan elementler arasındaki kimyasal bağların kırılması ve yeni bağların oluşması sonucu ısı açığa çıkmaktadır. Bu termokimyasal süreç dikkate alındığında, elementel analiz verilerine dayalı tahmin modellerinin, diğer yöntemlere kıyasla daha doğru sonuçlar verdiği genel kabul görmektedir.

Kısa Analiz

Kömürün kısa analizine ilişkin standartlar, kömürün kullanım alanlarıyla bağlantılı olarak karakterizasyonunda yaygın şekilde kullanılan bir dizi test yöntemini (ASTM D-3172; ASTM D-3173; ASTM D-3174; ASTM D-3175; ASTM D-5142; ISO 1171) kapsamaktadır.

Kömürün kısa analizine ilişkin standart test yöntemi (ASTM D-3172), üç özelliğin doğrudan belirlenmesi ve dördüncüsünün hesaplanması esasına dayanan bir yöntemler bütünüdür. Nem, uçucu madde ve kül içerikleri, kömür örneğine belirli sıcaklıklarda ve belirli sürelerde ısı uygulanarak belirlenmektedir. Bu işlem sırasında

oluşan ağırlık kaybı, sırasıyla nemin ve daha yüksek sıcaklıklarda uçucu maddelerin kaybindan kaynaklanmaktadır. Nihai sıcaklıkta yapılan yakma işlemi sonrasında kalan kalıntı, kül olarak tanımlanmaktadır. Sabit karbon miktarı ise, belirlenen üç değerin toplamının 100'den çıkarılmasıyla hesaplanmaktadır. Antrasit ve kok gibi düşük uçuculuğa sahip kömürlerde sabit karbon miktarı, örnekteki elementel karbon içeriğine yaklaşık olarak eşdeğerdir. Kömürdeki uçucu madde içeriği terimi teknik olarak tam anlamıyla doğru değildir; çünkü uçucu maddelerin büyük bölümü, kömürün yüksek sıcaklıkta termal ayrışması sonucu ortaya çıkan bileşiklerden oluşmaktadır. Kömür içerisindeki daha uçucu, küçük moleküllerin bu uçucu madde miktarına katkısı ise kömürün yapısına bağlıdır ve ancak solvent ekstraksiyonu gibi yöntemlerle belirlenebilmektedir (Rao, 2016).

Kısa analiz sonuçları genellikle bir ondalık basamağa kadar rapor edilmektedir. Analiz sonuçları daima havada kuru kömür bazında (ad) sunulmalıdır. Ancak, karşılaştırma ya da sınıflandırma amacıyla bu değerlerin kuru kömür (db), kuru kül içermeyen kömür (daf) ya da alınan haliyle kömür (ar) gibi farklı bazlara dönüştürülmesi gerekebilir.

Elementel Analiz

Kömürün elementel analizi, ağırlıkça karbonun yanı sıra, hidrojen, kükürt, azot ve genellikle fark yöntemiyle tahmin edilen oksijen miktarlarının belirlenmesini kapsamaktadır. Ayrıca, kömür bünyesinde bulunan eser elementler de çoğu zaman elementel analiz kapsamında değerlendirilmektedir.

Karbon tayini, kömür içerisindeki organik karbonun yanı sıra mineral karbonatlar şeklinde bulunan karbonu da içermektedir. Hidrojen tayini, organik yapıda bulunan hidrojenle birlikte kömürle ilişkili suyun içindeki hidrojeni de kapsamaktadır. Azotun

tamamının kömürün organik matrisinde yer aldığı varsayılmaktadır. Kükürt ise kömürde üç farklı formda bulunabilmektedir:

- * Organik kükürt bileşikler,
- * İnorganik sülfürler (çoğunlukla demir sülfürleri olan pirit ve markazit- FeS_2),
- * İnorganik sülfatlar (örneğin Na_2SO_4 , CaSO_4).

Elementel analizde raporlanan toplam kükürt miktarı; kömürün yapısına ve varsa uygulanan ön temizleme işlemlerine bağlı olarak organik ve inorganik kükürtü birlikte içerebilmektedir.

Nem ve kül içerikleri, elementel analiz kapsamında doğrudan raporlanmamakta birlikte, inorganik bileşenlerden kaynaklanan karbon, hidrojen ve kükürt için gerekli düzeltmeler yapıldığında ve kül, mineral maddeye dönüştürüldüğünde; elementel analiz, kömürün organik bileşenlerinin elementel kompozisyonunu (karbon, hidrojen, azot, kükürt ve oksijen açısından) yansıtmaktadır (Speight, 2015).

Kömürün elementel analizine ilişkin standart yöntem (ASTM D-3176), numunede karbon, hidrojen, kükürt ve azot gibi elementlerin yanı sıra kül miktarının da belirlenmesini içermektedir. Oksijen miktarı ise genellikle diğer bileşenlerin toplamının 100'den çıkarılmasıyla fark yöntemiyle hesaplanmaktadır. Element analizinde önerilen test yöntemleri; karbon ve hidrojen için ASTM D-3178, azot için ASTM D-3179, kükürt için ASTM D-3177, ISO 334 ve ISO 351 olarak belirtilmektedir. Ayrıca, analiz sonuçlarının nemsiz ve külsüz bazda ifade edilebilmesi için nem (ASTM D-3173) ve kül (ASTM D-3174) içeriklerinin de belirlenmesi gerekmektedir. Bundan başka elementel analiz, doğrudan (CHNS) cihazları ile de belirlenmektedir.

Kalorifik (Isıl) Değer

Kalorifik değer, belirli koşullar altında ve oksijen ortamında birim miktarda kömürün kalorimetre bombasında yakılması sonucu açığa çıkan ısı miktarını ifade etmektedir (ASTM D-121; ASTM D-2015; ASTM D-3286; ISO 1928). Kömür analizlerinde kalorifik değer, kalorimetre bombası kullanılarak izotermal veya adyabatik yöntemle belirlenmektedir. Eğer net kalorifik değer (NCV) isteniyorsa, ölçüm sonuçlarına uygun düzeltmeler yapılmalıdır. Ölçüm birimi kalori/gram olup, bu birim gerektiğinde farklı birimlere dönüştürülebilmektedir ($1.0 \text{ kcal/kg} = 1.8 \text{ Btu/lb} = 4.187 \text{ kJ/kg}$) (Park & ark., 2021).

Kalorifik değer, kömürün enerji içeriğini doğrudan yansıtmaktadır ve bu değer, organik maddelerde bulunan karbon, hidrojen, azot ve kükürt ile pirit içindeki kükürdün yanmasından elde edilen toplam ısıyı ifade etmektedir. Bu bağlamda, ölçülen değer brüt kalorifik değer (gross calorific value, GCV) olmakta, net kalorifik değer (net calorific value, NCV) istenmesi durumunda uygun düzeltme yapılmalıdır.

Kalorifik değer genellikle iki şekilde ifade edilmektedir:

* Brüt kalorifik değer (GCV) ya da üst ısıl değer (Higher Heating Value – HHV)

* Net kalorifik değer (NCV) ya da alt ısıl değer (Lower Heating Value – LHV)

Bu iki değer arasındaki fark, yanma sonucu oluşan su buharının yoğunlaşma ısısidir. HHV, tüm su buharının yoğunlaştığı varsayımıyla hesaplanmakta; buna karşılık LHV, buharın yanma ürünleriyle birlikte sistemden uzaklaştığı ve yoğunlaşmadığı varsayımıyla belirlenmektedir (Kemal & Arslan 2010).

Kömürün kalorifik değeri; kül içeriği, nem oranı ve kömür türü gibi faktörlere bağlı olarak önemli ölçüde değişkenlik

göstermektedir. Buna karşın, fuel oil gibi sıvı yakıtların kalorifik değeri çok daha sabit kalmaktadır.

Kısa ve Elementel Analiz Sonuçlarından HHV Değerinin Tahmin Edilmesi

Kömürün HHV değerini tahmin etmeye yönelik geliştirilen ilk ve en yaygın kullanılan ampirik yaklaşımlardan biri, Dulong korelasyonudur (Eşitlik 1). Bu model, 19. yüzyılın sonlarında geliştirilmiş olup, kömürün elementel bileşimi üzerinden HHV değerini tahmin etmeyi amaçlamaktadır (Yin, 2011). Dulong formülü, özellikle antrasit ve bitümlü kömür gibi düşük nem ve kül içeriğine sahip kömür türleri için geçerli doğrulukta sonuçlar vermesi nedeniyle uzun yıllardır referans yöntemlerden biri olarak kabul edilmektedir (Nzihou & ark., 2014).

$$HHV(kJ/kg) = 4,18 \times (78,4 C + 241,3 H + 22,1 S) \quad (1)$$

Dulong formülü kullanılarak yapılan HHV tahminlerinin, antrasit, yarı-antrasit ve bitümlü kömür türleri için, deneysel olarak oksijen bombası kalorimetresi ile elde edilen değerlerle karşılaştırıldığında yaklaşık %1,5 sapma ile oldukça yüksek doğruluk sunduğu rapor edilmiştir (Hosokai & ark., 2016; Mathews & ark., 2014). Ancak, bu formülün linyit ve alt bitümlü kömürler gibi yüksek oksijen içeriğine sahip düşük kaliteli kömürlere uygulandığında, tahminlerin deneysel sonuçlardan önemli ölçüde saptığı bildirilmiştir. Bu sapmaların temel nedeni, Dulong formülünün, kömürün oksijen içeriğini basitleştirilmiş bir varsayımla değerlendirmesidir. Düşük kaliteli kömürlerin yapısında bulunan yüksek oranda oksijenli bileşiklerin, yakma işlemi sırasında daha düşük enerji açığa çıkarması, bu formülün doğruluğunu azaltmaktadır (Kamara & ark., 2023).

Dulong korelasyonu üzerinde daha sonra Mendeleev tarafından yapılan çalışmalar, özellikle yüksek oksijen içeriğine sahip yakıtlar için söz konusu ilişkilerin yeterince uygun olmadığını

ortaya koymaktadır. Mendeleev, Dulong'un bazı varsayımlarının da geçerliliğini yitirmiş olduğunu ifade etmektedir. Özellikle, katı ve sıvı yakıtlarda kompleks organik bileşikler şeklinde bağlı bulunan hidrojenin yanması sonucu açığa çıkan ısıнын 144 MJ/kg olarak kabul edilmesi, gaz halindeki moleküler hidrojenin yanma değerine dayanmaktadır. Ancak Mendeleev'e göre bu değer gerçeği yansıtmamakta; doğru kabul edilmesi gereken değer 125,6 MJ/kg olarak belirtilmektedir. Ayrıca, yalnızca hidrojenin değil, karbonun da oksijenle bağ yapabileceği gerçeği göz ardı edilmekte ve oksijenin yalnızca hidrojenle birleştiği varsayılmaktadır. Bu durumun, elde edilen HHV değeri üzerinde önemli sapmalara neden olabileceği ifade edilmektedir. Bununla birlikte, yakıtın yalnızca yanabilir karbon, hidrojen, kükürt ve yanmaz suyun mekanik bir karışımı olarak değerlendirilmesi yaklaşımı da Mendeleev tarafından eleştirilmektedir. Her kimyasal bağın oluşumu sırasında ısıнын açığa çıkmakta ya da soğurulmakta olduğu göz önünde bulundurulduğunda, bir bileşiğin yanmasının, bileşenlerinin ayrı ayrı yanmasından daha az ısı ortaya çıkaracağı belirtilmektedir (Kalivodová & ark., 2022).

Bu gerekçeler doğrultusunda Mendeleev, kendi geliştirmiş olduğu yeni bir bağıntı önermektedir (Eşitlik 2).

$$HHV(MJ/kg) = 339 C + 1254 H - 109 (O - S) \quad (2)$$

Parikh, Channiwala ve Ghosal tarafından önerilen çeşitlendirilmiş bir formül (Eşitlik 3), kısa analiz verilerini kullanan genel bir HHV tahmin korelasyonu sağlamaktadır. Model, 450 veri noktasına dayanılarak geliştirilmiş ve ek 100 veri noktası ile doğrulanmıştır (Parikh & ark., 2005).

$$HHV(MJ/kg) = 0,3536 FC + 0,1559 VM - 0,0078 A \quad (3)$$

En çok kullanılan bu üç eşitlikten başka, literatürde kömürün HHV değerini öngörmeye yönelik olarak hem kısa hem de elementel

analiz verilerine dayalı çok sayıda ampirik korelasyon önerilmiştir. Bu korelasyonlar, farklı kömür türleri üzerinde geliştirilen veri setlerinden türetilmiş olup, tahmin doğruluğunu artırmak amacıyla çeşitli matematiksel modeller içermektedir (Aksoğan Korkmaz, 2022). Kısa analiz verilerine dayalı öne çıkan korelasyonlar Tablo 1'de, elementel analiz bileşenlerine dayalı korelasyonlar Tablo 2'de, her ikisine bağlı olan korelasyonlar ise Tablo 3'de verilmiştir.

Tablo 1 HHV tahmininde kullanılan kısa analiz verilerine bağlı bazı korelasyonlar

Eşitlik	Birim	Kaynak
<i>Chelgani & Makaremi</i> HHV= 35,391 - 0,47 M - 0,364 A - 0,028 VM	MJ/kg	Boylu & Karağaçoğlu, 2018
<i>Cordero 1</i> HHV = 0,3543 FC + 0,1708 VM	MJ/kg	Ahmaruzzaman, 2008
<i>Kathiravale & ark.</i> HHV = 0,3080 VM + 0,4536 FC - 4,5421	MJ/kg	Wen & ark., 2017
<i>Kieseler & ark.</i> HHV = 0,4108 FC + 0,1934 VM - 0,0211 A	MJ/kg	Akkaya, 2016
<i>Küçükbayrak & ark.</i> HHV = 76,56 - 1,3 (VM+A) + 7,03x10 ⁻³ (VM+A) ²	MJ/kg	García & ark., 2014
<i>Majumder</i> HHV = - 0,03 A - 0,11 M + 0,33 VM + 0,35 FC	MJ/kg	Majumder & ark., 2008
<i>Parikh & ark.</i> HHV= 0,3536 FC + 0,1559 VM - 0,0078 A	MJ/kg	Parikh & ark., 2005
<i>Huda</i> HHV= 25,284 M + 30,572 A + 62,127 VM + 138,117 FC	MJ/kg	Huda, 2014
<i>Seervi</i> HHV= 7115,197 - 123,971 M - 81,3121 A + 20,7421 FC	MJ/kg	Vilakazi & Madyira, 2025

*Tablo 2 HHV tahmininde kullanılan elementel analiz verilerine
bağlı bazı korelasyonlar*

Eşitlik	Birim	Kaynak
<i>Chelgani & Makaremi</i> HHV = - 0,408 + 1,243 H + 0,348 C - 0,1 N - 0,111 O + 0,112 S	MJ/kg	Boylu & Karaağaçlıoğlu, 2018
<i>D'Huart</i> HHV = 0,3391 C + 1,4337 H + 0,0931 S - 0,1273 O	MJ/kg	Channiwala & Parikh 2002
<i>Gumz</i> HHV = 0,3403 C + 1,2432 H + 0,0628 N + 0,1909 S - 0,0984 O	MJ/kg	Channiwala & Parikh 2002
<i>Matin & Chelgani</i> HHV = - 4,542 + 0,431 C + 0,283 S + 0,367 H + 0,645 N	MJ/kg	Boylu & Karaağaçlıoğlu, 2018
<i>Mott & Spooner</i> HHV = 0,336 C + 1,418 H - 0,0145 O + 0,0941 S	MJ/kg	Kathiravale & ark., 2003
<i>Vondráček</i> HHV = (373- 0,26 C) C + 1444 (H- (O/10)) + 104,7 S	MJ/kg	Kalivodová & ark., 2022
<i>Strach & Lant</i> HHV= 340,6 C+ 1432,4 H - 153,2 O + 104,6 S	MJ/kg	Berkowitz, 2012
<i>Michel</i> HHV = 340,3 C + 1243,2 H + 62,8 N + 190,9 S - 98,4 O	MJ/kg	Kalivodová & ark., 2022
<i>Simplified bundle equations</i> HHV= 339 C + 1440 (H- (O/8)) + 105 S	MJ/kg	Kalivodová & ark., 2022
<i>Singh & Kakati</i> HHV= 37,4541- 14,2040 (O/C) - 21,2929 (O/H)	MJ/kg	Singh & Kakati, 1994
<i>Sheng & Azevedo</i> HHV= -1,3675 + 0,3137 C + 0,7009 H + 0,0318 O	MJ/kg	Sheng & Azevedo, 2005

Tablo 3 HHV tahmininde kullanılan kombine (kısa ve elementel analiz verilerine bağlı) bazı korelasyonlar

Eşitlik	Birim	Kaynak
<i>Channiwala & Parikh</i> HHV= 0,3491 C + 1,1783 H + 0,1005 S - 0,1034 O - 0,0151 N - 0,0211 A	MJ/kg	Channiwala & Parikh, 2002
<i>Spooner</i> HHV= 4,183.10 ⁻³ x (8781 + 19 VM - 144 O)	MJ/kg	Munshi, 2024
<i>Mazumdar</i> HHV= 13,03 O + (100 - M) x [(0,238 H)/(C - 0,0065)] - 0,007 A	MJ/kg	Mazumdar, 2000
<i>Mason & Gandhi</i> HHV= 198,11 C + 620,31 H + 80,93 S + 44,95 A - 5153	kJ/kg	Vilakazi & Madyira 2025
<i>Mesroghli, Jorjani & Chehreh Chelgani</i> HHV= 6,971 + 0,269 C + 0,195 N - 0,061 A - 0,251 O + 1,08 H - 0,21 M	MJ/kg	Mesroghli & ark., 2009
<i>Muñoz -Guillena, Linares-Solano & de Lecea</i> HHV= 340,39 C + 1320,83 H + 68,3 S - 15,28 A -118,5 (O + N)	kJ/kg	Muñoz-Guillena & ark., 1992

Analiz Verileri İle HHV Tahminine Yönelik Bazı Çalışmalar

Mazumdar (2000); Hindistan kömürlerinin kuru bazda HHV değerinin, kömürün tamamen yanması için gerekli teorik oksijen miktarı, kül içeriği ve hidrojen/karbon oranı (H/C) ile olan ilişkisini ortaya koymuştur.

Channiwala & Parikh (2002); katı, sıvı ve gaz yakıt türlerinin tamamına uygulanabilir nitelikte birleşik bir HHV tahmin modeli geliştirmişlerdir. Bu model, farklı yakıt sınıflarına uygulanabilirliği ile dikkat çekerken, yaklaşık %1,45’lik ortalama mutlak hata ve %0,00 düzeyinde yanlışlık hatası ile oldukça yüksek doğruluk oranlarına ulaşmıştır. Bu sonuçlar, modelin çok yönlü kullanım potansiyelini ortaya çıkarmıştır.

Parikh & ark. (2005); kömür, linyit, çeşitli biyokütle türleri ve kömür kalıntılarından türetilen diğer katı karbonlu yakıtlar için daha geniş kapsama sahip yeni bir korelasyon geliştirmişlerdir. HHV

ölçümleri %3,74'lük ortalama mutlak hata ve %0,12'lik yanlılık hatası ile önceki modellere göre daha gelişmiş bir doğruluk sunmuştur. Bu korelasyon, farklı kaynaklardan gelen katı yakıt türleri üzerinde etkili bir tahmin performansı göstermiştir.

Ahmaruzzaman (2008); ise kömür, plastik ve biyokütle kökenli yakıt çarları üzerinde kısa analiz verilerini kullanarak gerçekleştirdiği çalışmada, R^2 değerini 0,965; ortalama mutlak hatayı %3,07 ve yanlılık hatasını %0,41 olarak raporlamıştır. Bu veriler, modelin deneysel HHV değerleriyle oldukça uyumlu sonuçlar üretebildiğini göstermiştir.

Majumder & ark. (2008); Hindistan kömürleri üzerinde kısa analiz temelli korelasyonların uygulanabilirliğini incelemişlerdir. Mevcut korelasyonların ya oldukça karmaşık yapıda olduğunu ya da nem ve kül gibi önemli değişkenlerin etkilerini göz ardı ettiğini belirlemişlerdir. Bu nedenle, tüm temel kısa analiz parametrelerini (nem, kül, uçucu madde, sabit karbon) dikkate alan sade ve etkili bir korelasyon modeli geliştirmişlerdir. Geliştirilen modelin deneysel verilerle karşılaştırıldığında %1,49 oranında ortalama mutlak hataya sahip olması, korelasyonun yüksek doğrulukta tahminler yapabildiğini ortaya koymuştur.

Akkaya (2009); düşük ranklı kömür örneklerine ait alınan haliyle (ar) elde edilen kısa analiz verilerini kullanarak, kömürlerin HHV tahmini için çoklu doğrusal olmayan regresyon modelleri geliştirmiştir. Modellemede kullanılan üç temel model yapısı, nem, kül, uçucu madde ve sabit karbon gibi kısa analiz parametrelerinin (bağımsız değişkenler) sayısına bağlı olarak sınıflandırılmıştır. Daha sonra, bu bağımsız değişkenlerin farklı kombinasyonlarını içeren alt model yapıları ele alınmıştır. Her bir alt model yapısı için çoklu doğrusal olmayan regresyon yöntemi kullanılarak çeşitli model denklemleri analiz edilmiş ve en iyi uyumu sağlayan modeller belirlenmiştir. Seçilen üç model de HHV tahmininde yüksek doğruluk göstermektedir; ancak, dört bağımsız değişken (nem, kül,

uçucu madde ve sabit karbon) içeren model, HHV tahmini açısından en doğru sonuçları vermiştir. Ayrıca, bu dört değişkenli model ile literatürde yer alan bir başka model, ek yakın analiz verileri ile test edildiğinde, bu çalışmada geliştirilen modelin daha doğru HHV tahminleri sunduğu gözlemlenmiştir.

Tan (2015); kömürlerin kısa analiz verilerine dayanarak HHV değerlerinin tahmin edilmesi amacıyla, destek vektör regresyonu (SVR) olarak adlandırılan doğrusal olmayan bir model önermiştir. Modelin geliştirilmesi ve doğrulanması sürecinde, 167 Çin kömürü ve 4540 ABD kömürü örneği kullanılmıştır. Tahmin sonuçları, Çin ve ABD kömürlerinin HHV değerlerinin sırasıyla yalnızca %2,16 ve %2,42 ortalama mutlak hata ile hesaplandığını göstermiştir. Ayrıca, literatürde yer alan bazı korelasyonlar da hem Çin hem de ABD kömürleriyle yeniden geliştirilmiş ve bu çalışma kapsamında geliştirilen SVR tabanlı modeller ile karşılaştırılmıştır. Elde edilen sonuçlar, SVR tabanlı korelasyonların literatürdeki modellere kıyasla daha yüksek doğruluk sağlayabildiğini ortaya koymuştur. Farklı bölgelerden elde edilen kömür örnekleri için evrensel bir korelasyon geliştirme girişiminde de bulunulmuştur. Ancak yapılan benzetim çalışmaları, farklı coğrafi bölgelerden gelen kömürler için yakın analiz ile HHV arasındaki ilişkinin değişkenlik gösterdiğini ortaya çıkarmıştır. Bu nedenle, farklı bölgelerden elde edilen kömürler için bölgeye özgü korelasyonların geliştirilmesi ve kullanılmasının, HHV tahmininde çok daha yüksek doğruluk sağlayacağı belirtilmiştir.

Akhtar & ark. (2017); yüksek kül içerikli linyit kömürlerinin ısı değerlerinin tahmini için bir çoklu doğrusal regresyon modelleri geliştirmiştir. Pakistan'ın Khushab, Mianwali, Jhelum ve Chakwal bölgelerinden elde edilen kömür örneklerine ait, alınan haliyle (ar) ve nemsiz (mf) veriler kullanılarak, uçucu madde, kül ve sabit karbon gibi yakın analiz bileşenlerine dayalı üç farklı model oluşturulmuştur. Geliştirilen doğrusal regresyon modelleri, varyans

analizi, mutlak hata tahmini gibi istatistiksel yöntemlerle test edilmiş ve literatürde yer alan önceki çalışmalarla karşılaştırılmıştır. Elde edilen bulgulara göre, üç modelin de yanıt değişkeni olan HHV değerini kabul edilebilir hata sınırları içerisinde başarıyla tahmin ettiği görülmüştür.

Boylu & Karaağaçlıoğlu (2018); çeşitli kısa analiz korelasyonlarını kullanarak kül, uçucu madde, sabit karbon ve maserallerin HHV üzerindeki etkilerini araştırmışlardır. Çalışmalarında, kül içeriği ile ısı değeri arasında güçlü ve negatif yönlü bir ilişki tespit etmişler; kül miktarındaki artışın, HHV değerinde belirgin ve lineer bir azalmaya yol açtığını ortaya koymuşlardır. Bu bulgu, özellikle yüksek kül içeriğine sahip kömürlerin enerji verimliliği açısından dikkatli değerlendirilmesi gerektiğini göstermiştir.

Kumari & ark. (2019); Hint kömürü örnekleri için HHV tahmininde karmaşık yöntemlere kıyasla nem ve kül gibi basit girdilerin kullanılmasının daha uygun olduğunu önermişlerdir. Bu çalışmada, kül verimi ve nem içeriği terimlerine doğrusal olmayan üslerin uygulanması ve denkleme başka doğrusal olmayan terimlerin eklenmesiyle, yerel ve ulusal düzeyde uygulanabilirliği olan, tahmin doğruluğu artırılmış ampirik korelasyonlar geliştirmişlerdir. Bu değerlendirme, Excel yazılımının yerleşik optimizasyon aracı olan Solver kullanılarak gerçekleştirilmiştir. Solver, genel bir denklem üzerinde çalışarak bu denklemin katsayılarını optimize etmiş ve üç farklı Hindistan kömür havzasından elde edilen 756 kömür örneği ile bu verilerin yerel alt kümelerine uygulanmıştır.

Tüm bu kısa analiz, elementel analiz ya da kısa ve elementel analiz kombinasyonuna dayalı korelasyon modellerinin, HHV değerini hızlı, verimli ve hassas bir şekilde tahmin etme açısından güçlü bir potansiyele sahip olduğu görülmektedir.

Kaynakça

Ahmaruzzaman, M. (2008). Proximate analyses and predicting HHV of chars obtained from cocracking of petroleum vacuum residue with coal, plastics and biomass. *Bioresource Technology*, 99(11), 5043-5050.

Akhtar, J., Sheikh, N., & Munir, S. (2017). Linear regression-based correlations for estimation of high heating values of Pakistani lignite coals. *Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects*, 39(10), 1063-1070.

Akkaya, A.V. (2009). Proximate analysis based multiple regression models for higher heating value estimation of low rank coals. *Fuel Processing Technology*, 90(2), 165-170.

Akkaya, E. (2016). ANFIS based prediction model for biomass heating value using proximate analysis components. *Fuel*, 180, 687-693.

Aksoğan Korkmaz, A. (2022). Farklı Linyitlerin Kısa Ve Elementel Analiz Verilerine Dayanarak Üst Isıl Değerlerinin Hesaplanması. *Konya Journal of Engineering Sciences*, 10(1), 49-60.

Berkowitz, N. (2012). *An introduction to coal technology*. Elsevier.

Boylu, F., & Karaağaçlıoğlu, İ. E. (2018). Kömür bileşenlerinin kalorifik değer üzerindeki etkisi üzerine değerlendirme. *Yerbilimleri*, 39(3), 221-236.

Channiwala, S.A., & Parikh, P.P. (2002). A unified correlation for estimating HHV of solid, liquid and gaseous fuels. *Fuel*, 81(8), 1051-1063.

García, R., Pizarro, C., Lavín, A.G., & Bueno, J.L. (2014). Spanish biofuels heating value estimation. Part II: Proximate analysis data. *Fuel*, 117, 1139-1147.

Ghugare, S.B., Tiwary, S., Elangovan, V., & Tambe, S.S. (2014). Prediction of higher heating value of solid biomass fuels using artificial intelligence formalisms. *BioEnergy Research*, 7(2), 681-692.

Hosokai, S., Matsuoka, K., Kuramoto, K., & Suzuki, Y. (2016). Modification of Dulong's formula to estimate heating value of gas, liquid and solid fuels. *Fuel Processing Technology*, 152, 399-405.

Hower, J.C., Finkelman, R.B., Eble, C.F., & Arnold, B.J. (2022). Understanding coal quality and the critical importance of comprehensive coal analyses. *International Journal of Coal Geology*, 263, 104120.

Huda, M. (2014). Development of new equations for estimating gross calorific value of Indonesian coals. *Indonesian Mining Journal*, 17(1), 10-19.

Kalivodová, M., Balas, M., Milčák, P., Lisá, H., Lisý, M., Lachman, J., Kracík, P., Křižan, P., & Vejrazka, K. (2022). *The determination of higher heating value by calculation based on elemental analysis. Paliva 14: 8–20.*

Kamara, B., Von Kallon, D.V., & Mashinini, P.M. (2023). Investigating Sasol coal characteristics for power plant boiler firing using thermal gravimetric and CHNS analytical techniques. *Solid Fuel Chemistry*, 57(2), 101-111.

Kathiravale, S., Yunus, M.N.M., Sopian, K., Samsuddin, A. H., & Rahman, R.A. (2003). Modeling the heating value of Municipal Solid Waste. *Fuel*, 82(9), 1119-1125.

Kemal, M., & Arslan, V. (2010). *Kömür Teknolojisi*. Dokuz Eylül Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Yayınları, No.33.

Kumar, P., Tyeb, M.H., Mishra, S., Chakravarty, S., & Majumder, A.K. (2025). Limitations Associated with Proximate Analysis-Based Gross Calorific Value Modeling for Coals. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 46(3), 362-373.

Kumari, P., Singh, A.K., Wood, D.A., & Hazra, B. (2019). Predictions of gross calorific value of Indian coals from their moisture and ash content. *Journal of the Geological Society of India*, 93(4), 437-442.

Majumder, A.K., Jain, R., Banerjee, P., & Barnwal, J.P. (2008). Development of a new proximate analysis based correlation to predict calorific value of coal. *Fuel*, 87(13-14), 3077-3081.

Mathews, J.P., Krishnamoorthy, V., Louw, E., Tchappa, A.H., Castro-Marcano, F., Karri, V., Alexis, D.A., & Mitchell, G.D. (2014). A review of the correlations of coal properties with elemental composition. *Fuel Processing Technology*, 121, 104-113.

Mazumdar, B.K. (2000). Theoretical oxygen requirement for coal combustion: relationship with its calorific value. *Fuel*, 79(11), 1413-1419.

Mesroghli, S., Jorjani, E., & Chelgani, S.C. (2009). Estimation of gross calorific value based on coal analysis using regression and artificial neural networks. *International Journal of Coal Geology*, 79(1-2), 49-54.

Mondal, C., Pandey, A., Pal, S.K., Samanta, B., & Dutta, D. (2022). Prediction of gross calorific value as a function of proximate parameters for Jharia and Raniganj coal using machine learning based regression methods. *International Journal of Coal Preparation and Utilization*, 42(12), 3763-3776.

Muñoz-Guillena, M.J., Linares-Solano, A., & de Lecea, C.S. M. (1992). Determination of calorific values of coals by differential thermal analysis. *Fuel*, 71(5), 579-583.

Munshi, T.A., Jahan, L.N., Howladar, M.F., & Hashan, M. (2024). Prediction of gross calorific value from coal analysis using decision tree-based bagging and boosting techniques. *Heliyon*, 10(1).

Nzihou, J.F., Hamidou, S., Bouda, M., Koulidiati, J., & Segda, B.G. (2014). Using Dulong and Vandralek formulas to estimate the calorific heating value of a household waste model. *International Journal of Science Engineering Research*, 5(1), 1878-1883.

Parikh, J., Channiwala, S.A., & Ghosal, G.K. (2005). A correlation for calculating HHV from proximate analysis of solid fuels. *Fuel*, 84(5), 487-494.

Park, S., Zaib, Q., & Park, H.S. (2021). Characterization and optimization of calorific value of low grade coal by statistical experiment and modelling. *Environmental Engineering Research*, 26(2).

Rao, D.S. (2016). *Minerals and coal process calculations*. CRC Press.

Ruppert, L.F., Karacan, C.O., & Dai, S. (2021). A letter to the editor: The future of coal geoscientists: A survey of academic, industry and government coal geoscientists. *International Journal of Coal Geology*, 237, 103710.

Sheng, C., & Azevedo, J.L.T. (2005). Estimating the higher heating value of biomass fuels from basic analysis data. *Biomass and Bioenergy*, 28(5), 499-507.

Singh, K.P., & Kakati, M.C. (1994). New models for prediction of specific energy of coal. *Fuel*, 73(2), 301-303.

Speight, J.G. (2015). *Handbook of coal analysis*. John Wiley & Sons.

Tan, P., Zhang, C., Xia, J., Fang, Q.Y., & Chen, G. (2015). Estimation of higher heating value of coal based on proximate analysis using support vector regression. *Fuel Processing Technology*, 138, 298-304.

Wen, X., Jian, S., & Wang, J. (2017). Prediction models of calorific value of coal based on wavelet neural networks. *Fuel*, 199, 512-522.

Xu, N., Wang, Z., Dai, Y., Li, Q., Zhu, W., Wang, R., & Finkelman, R.B. (2023). Prediction of higher heating value of coal based on gradient boosting regression tree model. *International Journal of Coal Geology*, 274, 104293.

Vilakazi, L., & Madyira, D. (2025). Estimation of gross calorific value of coal: A literature review. *International Journal of Coal Preparation and Utilization*, 45(2), 390-404.

Yin, C.Y. (2011). Prediction of higher heating values of biomass from proximate and ultimate analyses. *Fuel*, 90(3), 1128-1132.

BÖLÜM 8

MALATYA YÖRESİ KÖMÜR YATAKLARI: KARAKTERİZASYONU VE DEĞERLENDİRME OLANAKLARI

MUSTAFA BİRİNCİ¹

Giriş

Kömür, jeolojik oluşumu ve yapısı itibarıyla heterojen bir tortul kayaç olarak tanımlanır (Ateşok, 2005) ve bünyesinde organik ve inorganik maddeler ile nemden oluşan karmaşık bir kompozisyon barındırır. Yaklaşık 300 milyon yıl önce bitkisel materyallerin jeolojik süreçler sonucunda kömürleşmesiyle oluşmuş olan bu fosil yakıt, yüksek oranda karbon içerir ve yanıcı bir niteliğe sahiptir. Bu yanıcı özelliği sayesinde, binlerce yıldır enerji üretimi amacıyla temel bir kaynak olarak kullanılmıştır. Kömürün kullanımı tarihsel olarak öncelikle ısı ve enerji üretimi ile sınırlı kalmamıştır. Günümüzde, özellikle düşük kalorili ve yüksek nem içeriğine sahip bir kömür türü olan linyit, elektrik enerjisi üretimindeki kilit rolünün yanı sıra, diğer endüstriyel sektörlerde de önemli bir hammadde olarak kendine yer bulmuştur. Örneğin, linyit, çimento endüstrisinde

¹ Doç. Dr., İnönü Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Müh. Bölümü, 44280 Battalgazi/Malatya, ORCID: 0000-0002-1954-7837

döner fırınları beslemek için yakıt olarak kullanılırken, demir-çelik sanayisinde de koklaşabilir kömürün yetersiz kaldığı durumlarda yardımcı bir enerji kaynağı olarak değerlendirilmektedir. Bununla birlikte, tekstil gibi çeşitli endüstrilerde de ısı ve buhar üretimi için linyitten faydalanılmaktadır. Bu durum, kömürün yalnızca birincil bir enerji kaynağı olmanın ötesinde, modern sanayinin farklı kollarında stratejik bir hammadde konumunda olduğunu göstermektedir.

Türkiye Ekonomisi, global entegrasyon sürecinde hızla ilerlerken, sanayisini Avrupa Birliği standartlarında rekabet edebilir bir seviyeye yükseltme ve dünya ticaretindeki payını artırma çabası içerisinde. Bu stratejik yönelim, özellikle sanayinin temel girdilerinden biri olan elektrik enerjisi talebinde kayda değer bir artışı beraberinde getirmiştir. Türkiye Elektrik Üretim A.Ş. (EÜAŞ) 2025 yılı verilerine göre, Türkiye'nin toplam kurulu elektrik gücü, çeşitlendirilmiş enerji kaynaklarına dayalı olarak 121.084 MW seviyesindedir. Bu kurulu gücün yaklaşık %30'u, yani 36.000 MW'lık kısmı, linyite dayalı termik santrallerden sağlanmaktadır (Enerji Ajansı, 2025; EÜAŞ, 2025). Türkiye'nin yerli fosil yakıt kaynakları arasında en güvenilir ve sürdürülebilir enerji kaynağı olarak kömür öne çıkmaktadır. Özellikle linyit, arz sürekliliği ve güvenilirliği açısından elektrik enerjisi üretiminde stratejik bir rol oynamaktadır. Ancak, bu santrallerde gözlemlenen verimlilik kayıpları, hem mevcut kömür kaynaklarının etkin kullanımını olumsuz yönde etkilemekte hem de birim enerji başına düşen maliyeti yükseltmektedir. Süregelen bu gelişmelerin bir sonucu olarak, Türkiye'nin kömür üretim ve tüketimindeki payı önemli bir seviyeye ulaşmış olup, bu artış eğiliminin gelecekte de devam etmesi beklenmektedir. Artan kömür ihtiyacını yerli kaynaklardan karşılamak amacıyla, yeni kömür sahalarının keşfi ve mevcut rezervlerin geliştirilmesine yönelik arama ve değerlendirme çalışmalarının artarak devam edeceği öngörülmektedir. Bu

bağlamda, kömür kaynaklarının hem çevresel hem de ekonomik sürdürülebilirlik ilkelerine uygun olarak yönetilmesi, Türkiye'nin enerji politikaları açısından kritik bir öneme sahiptir.

MTA Genel Müdürlüğü tarafından ülkemizde kömür arama çalışmalarına 1938 yılında başlanılmış olup günümüzde de bu çalışmalar yoğun olarak devam etmektedir. 1939-1984 yılları arasında MTA tarafından 40.000 km² alanın detay etüdü yapılmış ve toplam 1.459.000 metre sondaj yapılarak 117 adet linyit sahası saptanmıştır. Bu çalışmalar sonucunda 8,3 milyar ton linyit rezervi tespit edilmiştir. Enerjide yerli kaynakların kullanımını artırma politikası çerçevesinde 2005 yılında başlatılan yoğun kömür arama çalışmaları sonucunda MTA tarafından 2014 yılı sonu itibariyle 1.490.686 metre sondaj yapılarak; 3 adedi büyük rezervli (Karapınar-Ayrancı, Eskişehir-Alpu, Afyon-Dinar) olmak üzere toplam 7,21 milyar ton yeni linyit rezervi tespit edilmiştir. Bu arama çalışmaları kapsamında Malatya-Yazıhan havzasında tespit edilen toplam linyit rezervinin 17 milyon ton olduğu bildirilmektedir (MTA, 2019a ve 2019b) Söz konusu bu linyit rezervinin değerlendirilmesine yönelik bir çalışma henüz yapılmamıştır.

Bu çalışmada Yazıhan-Arguvan linyitlerinin rezerv, alt ısı değer, kül, nem miktarı gibi fiziksel ve kimyasal özellikleri Türkiye’de yer alan diğer önemli linyit sahaları ile karşılaştırmalı olarak irdelenmiştir. Ayrıca, Arguvan linyit örneğinden hümik madde üretimi ve değerlendirme olanakları üzerinde durulmuştur.

Malatya İlinin Kömür Kaynakları ve Özellikleri

Doğu Anadolu Bölgesi'nin önemli sanayi ve yeraltı kaynakları merkezlerinden biri olan Malatya ili, jeolojik yapısının sağladığı elverişli ortam sayesinde çeşitli maden yataklarına ev sahipliği yapmaktadır. Bu jeolojik ortam, bölgenin metalik madenler ve endüstriyel hammaddeler açısından zengin bir potansiyele sahip olmasını sağlamıştır.

Maden Tetkik ve Arama (MTA) Genel Müdürlüğü tarafından Malatya ili ve çevresinde yürütülen kapsamlı araştırmalar, bölgedeki maden yatakları ve zuhurlarının bilimsel olarak haritalandırılmasını ve tespit edilmesini mümkün kılmıştır. Söz konusu çalışmalar, Şekil 1'de verilen Malatya'nın maden haritasında da görülebileceği gibi, bölgenin kaynak çeşitliliğini ortaya koymaktadır (MTA, 2019b; MTA, 2011). Malatya ilinde kömür oluşumları gerek rezerv gerekse kalite açısından sınırlı bir dağılım göstermekle birlikte, bazı sahalar bölgesel enerji potansiyeli açısından dikkat çekmektedir. Özellikle linyit potansiyeli bakımından Yazıhan-Arguvan sahası öne çıkmaktadır. Bu kapsamda, Arguvan-Parçikan sınırları içerisinde yer alan linyit damarı, uzun bir süredir aktif olarak işletilmekte olup, bölgenin enerji ihtiyacına katkı sağlamaktadır. Linyit, genellikle genç jeolojik dönemlere ait sedimanter havzalarda oluşmakta ve düşük kalorifik değere sahip olsa da yerel enerji kaynaklarının temini açısından stratejik öneme sahiptir.

Özellikle 2005-2015 yılları arasında, kömür arama çalışmalarında önemli bir hızlanma kaydedilmiştir. MTA tarafından Malatya ili Yazıhan ilçesi sınırları içerisindeki ruhsat sahasında detaylı etütler gerçekleştirilmiştir. Bu etütler çerçevesinde 2009 yılında iki adet, 2010 yılında altı adet olmak üzere toplam sekiz adet sondaj çalışması yapılmıştır (MTA, 2011). Bu sondajların toplam derinliği 3676 metreye ulaşmıştır. Yapılan bu derin sondajlar ve alınan karot numuneleri, sahanın jeolojik ve stratigrafik yapısının anlaşılması için kritik veriler sunmuştur.

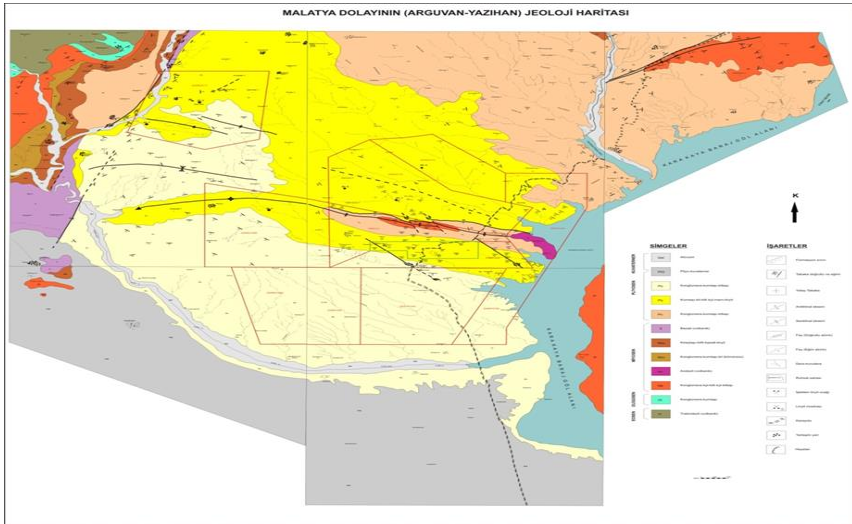
Elde edilen bu kapsamlı sondaj verileri kullanılarak Yazıhan sahasının toplam linyit rezervi jeolojik bazda belirlenmiştir. Ayrıca, sondajlardan çıkarılan linyit numuneleri üzerinde kalite analizleri (proximate ve ultimate analizler) gerçekleştirilerek linyitin nem, kül, uçucu madde ve sabit karbon gibi temel fiziko-kimyasal özellikleri tayin edilmiştir. Bu analiz sonuçları, linyitin potansiyel kullanım alanları (termik santral yakıtı, endüstriyel veya evsel ısınma) ve

ortamlara maruz kaldığını gösteren fosilli ve sedimanter karakteristiğe sahiptir.

- Uyumsuz Üst Miyosen (Gölsel/Karasal): Denizel Miyosen serileri üzerine, belirgin bir uyumsuzluk ile gölsel ve karasal kökenli Üst Miyosen serileri gelmektedir. Bu uyumsuzluk, bölgede önemli bir tektonik aktivite, yükselme ve sedimantasyon rejiminde değişiklik olduğunu işaret eder. Gölsel ve karasal fasiyesler, havzanın bu dönemde iç su kütleleri ve kara ortamlarının etkisi altında kaldığını gösterir.

- Pliyosen-Kuvaterner Konglomeraları: Havzanın güney kesimlerinde ise Üst Miyosen serileri, daha genç birimler olan Pliyosen-Kuvaterner yaşlı konglomeralar tarafından uyumsuz bir şekilde örtülür. Bu birimler genellikle akarsu ve alüvyal yelpaze çökellerini temsil eder ve son tektonik yükselme dönemlerinin ürünüdür.

Şekil 2. Yazihan-Arguvan sahasının jeolojik haritası



Kaynak: MTA, 2011

Yapılan detaylı litolojik ve jeokimyasal analizler neticesinde, Üst Miyosen ve Pliyosen serileri içerisinde kömürlü seviyelerin bulunduğu tespit edilmiştir. Bu durum, ilgili jeolojik zaman dilimlerinde bölgenin bataklık veya sığ göl ortamlarına sahip olduğunu ve organik madde birikimi için elverişli koşulların oluştuğunu göstermektedir. Tip kesitin bulunduğu Parçikan köyü dolayında, birim altta çakıltası ara katmanlı kumtaşı-çakıltası ardalanması, üste doğru 10-190 cm linyit damarları ile jips ve killi kireçtaşı ara katmanlı çamurtaşı-kiltaşı-kumtaşı ardalanması devam etmektedir. En üste ise çamurtaşı-kireçtaşı ardalanması ve ince linyit damarları bulunmaktadır. Sipahiusağı Köyü batısında ise, birim killi kireçtaşı, kireçtaşı, tüffit, çört ve yeşil çamurtaşlarından oluşur. Muşurdağı güneyinde, birim taban çakıltası ile başlar, üste doğru kumlu çakıltası, kumtaşı ve karbonatlı bitümlü şeyi ara katmanlı çamurtaşından yapılıdır. Çamurtaşları açık-koyu yeşil, ortaç pekişmiş, yersel düzlemsel laminali ince-çok kalın ve yersel masif katmanlıdır. Kilttaşları koyu yeşil, ortaç pekişmiş, orta-masif katmanlı ve yersel renk laminalıdır. Kireçtaşları beyazımsı, çok sert, ince-orta düzgün katmanlı, bol miktarda fosil içermektedir (Önal, 1995a).

Yazıhan-Arguvan Linyitlerinin Özellikleri

MTA verilerine göre Yazıhan-Arguvan havzasında 2.473.312 ton görünür, 7.475.717 ton muhtemel ve 6.237.488 ton mümkün olmak üzere toplam 16.186.517 ton (yaklaşık 17 milyon ton) kömür rezervi olduğu hesaplanmıştır. Ayrıca görünür linyit rezervinin kısa analizi de yapılarak elde edilen sonuçlar Çizelge 1’de verilmiştir (MTA, 2011). Yazıhan-Arguvan linyit özellikleri Türkiye’deki benzer linyit oluşumları ile karşılaştırılarak bir değerlendirmede bulunulmuştur.

Çizelge 1. Yazıhan-Arguvan kömürünün kısa analizi

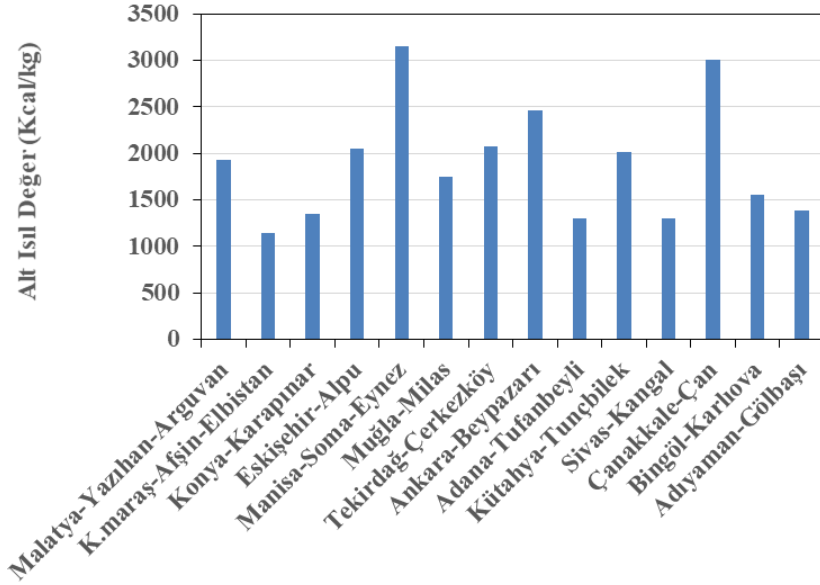
Bileşen	Nem (%)	Kül (%)	U. Madde (%)	S. Karbon (%)	Yanar S (%)	Külde S (%)	AİD (Kcal/kg)
Orijinal kömür	26,65	36,20	27,32	9,83	1,42	2,07	1934
Havada kuru kömür	6,25	46,25	34,94	12,56	1,82	2,65	2633

Isıl değer

Özellikle enerji üretimi amaçlı değerlendirilen kömür kaynakları için, temel kalite kriterlerinden biri kalorifik değerdir (alt ısıl değer veya yüksek ısıl değer). Kalorifik değer, yakıtın tam yanması sonucu açığa çıkan enerji miktarını ifade ederek, kömürün termal performansını ve dolayısıyla ekonomik değerini doğrudan belirlemektedir. Türkiye'deki linyit rezervlerinin termal karakteristiği incelendiğinde, Yazıhan-Arguvan sahasından elde edilen linyitlerin orijinal kömür bazında alt ısıl değeri (AİD) 1934 kcal/kg olarak tespit edilmiştir. Bu değer, ulusal linyit rezervlerinin genel profilini yansıtan bir aralıkta bulunmaktadır; zira Ülkemizdeki linyit yataklarının yaklaşık %70'i 1000 kcal/kg ile 2000 kcal/kg arasında değişen bir kalorifik değere sahiptir (Anonim. 2025).

Yazıhan-Arguvan linyitleri, Afşin-Elbistan, Konya-Karapınar, Muğla-Milas, Adana-Tufanbeyli, Sivas-Kangal, Bingöl-Karlıova ve Adıyaman-Gölbaşı gibi sahalara kıyasla daha yüksek bir alt ısıl değere sahiptir. Bu durum, sahanın bu bölgelere göre daha yüksek verimli bir enerji kaynağı olabileceğine işaret etmektedir. Bununla birlikte, Yazıhan-Arguvan linyitlerinin AİD'i, Eskişehir-Alpu, Manisa-Soma, Tekirdağ-Çerkezköy, Ankara-Beyşehir, Kütahya-Tunçbilek ve Çanakkale-Çan gibi daha yüksek kaliteli linyit yataklarının termal değerlerinin altında kalmaktadır. Bu karşılaştırma Şekil 3'te detaylı olarak sunulmuştur.

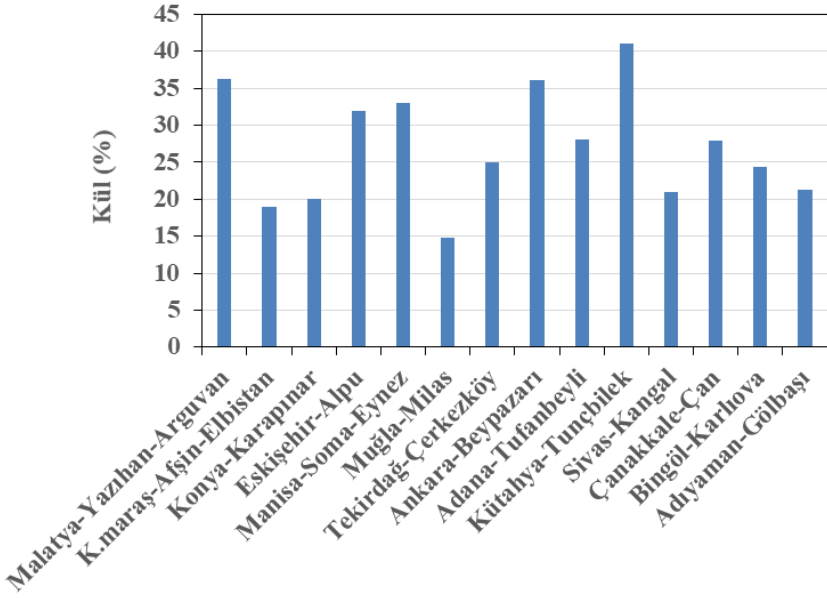
Şekil 3. Malatya linyitlerinin alt ısı değeri (AID) ve Türkiye’deki bazı linyitlerle karşılaştırılması



Kül Oranı

Kömür kalitesi genellikle kül oranıyla ifade edilmektedir. Kömür içinde bulunan inorganik maddeler (mineral maddeler) yanma esnasında oksitlenerek ve parçalanarak geride genellikle oksitlerden oluşan bir artık bırakmaktadır. Bu artığa kömür külü denir. Külün oluşmasına neden olan inorganik maddeler kömürün yapısındaki silikat, karbonat mineralleri, kükürtlü ve sülfatlı mineraller, fosfatlı mineraller ve tuzlardır. Kül oranı arttıkça kömürün yanması zorlaşmaktadır ve belli bir kül oranından sonra tamamen durmaktadır. Ayrıca kül oranı arttıkça kömürdeki yanıcı madde oranı azalmakta buna bağlı olarak ısı değeri düşmektedir (Kural, 1991).

Şekil 4. Malatya linyitlerinin kül oranı ve Türkiye’deki bazı linyitlerle karşılaştırılması



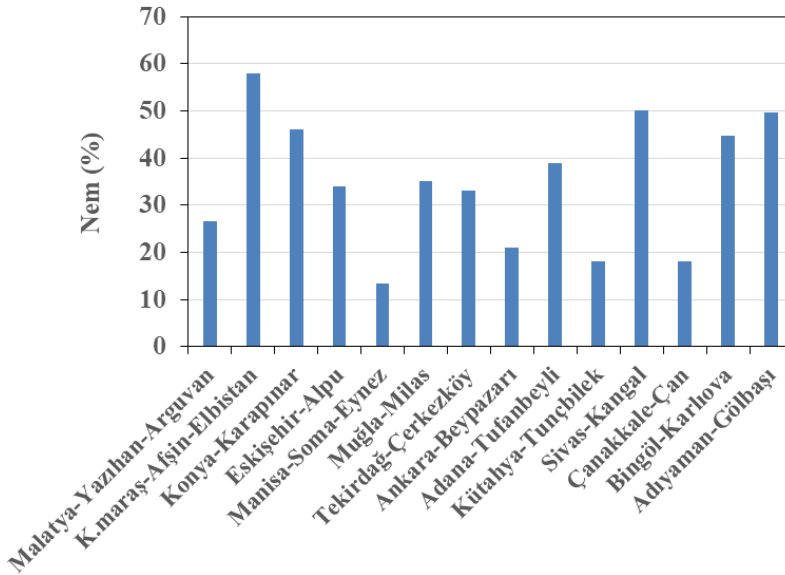
Yazihan-Arguvan linyitlerinin ortalama kül oranı orijinal kömürde % 36,25 olarak Türkiye’deki ortama kül aralığı olarak kabul edilen % 5,2 ila % 59,0 aralığında yer almaktadır. Bu sahanın kül içeriği karşılaştırılan sahalardan yalnızca Kütahya-Tunçbilek sahasından düşük olduğu, ancak diğer pek çok linyit sahasına kıyasla daha yüksek bir kül içeriğine sahip olduğu görülmektedir(Şekil 4). Bunun yanında Ankara-Bey pazarı ve Manisa-Soma linyitlerinin kül oranına oldukça yakın değerde olduğu görülmektedir.

Yazihan-Arguvan linyit yataklarının ortalama kül oranı, orijinal kömür bazında yaklaşık % 26,65 olarak tespit edilmiştir. Bu değer, Türkiye genelindeki linyit sahaları için literatürde kabul gören geniş kül aralığı olan % 5,2 ila % 59,0 bandında konumlanmaktadır.

Nem Oranı

Kömür içinde su kaba nem ve bünye nemi olmak üzere iki şekilde bulunmaktadır. Kaba nem ya da yüzey nemi, kömür partiküllerinin yüzeyinde ince bir film şeklinde bulunan serbest su moleküllerini ve kömürün gözle görülebilir makro çatlakları içindeki suyu ifade eder. Bu nem miktarı, tüvenan kömürün havada kuru hale gelene kadar kaybettiği su miktarı olarak tanımlanır. Kaba nem, kömürün taşıma, depolama ve ön işlem süreçlerini doğrudan etkileyen bir parametredir. Bünye nemi (ya da higroskopik nem) ise havada kuru kömür numunesinin 105 °C sıcaklıkta oksijensiz bir ortamda sabit bir ağırlığa ulaşınca kadar kaybettiği rutubettir. Bu nem, kömürün gözenek yapısı içinde kimyasal bağlarla tutulan veya kılcal kuvvetlerle adsorbe edilen suyu temsil eder ve kömürün iç yapısı ile doğrudan ilişkilidir.

Şekil 5. Malatya linyitlerinin kül oranı ve Türkiye’deki bazı linyitlerle karşılaştırılması



Yazıhan-Arguvan linyitlerinin ortalama nem oranı orijinal kömür bazında %26,65 olarak belirlenmiştir. Bu miktar Türkiye linyitlerinin nem aralığı olan %1,2 ile % 57,6 aralığında bir değerdir. Bu sahanın nem oranı; Manisa-Soma, Ankara-Beyazır, Kütahya-Tunçbilek, ve Çanakkale-Çan linyitlerinin nem değerinden yüksek, K.Maraş-Afşin-Elbistan, Konya-Karapınar, Eskişehir-Alpu, Muğla-Milas, Tekirdağ-Çerkezköy, Adana-Tufanbeyli, Sivas-Kangal, Bingöl-Karlıova ve Adıyaman-Gölbaşı linyitlerinin nem değerinden ise daha düşük olduğu görülmektedir(Şekil 5).

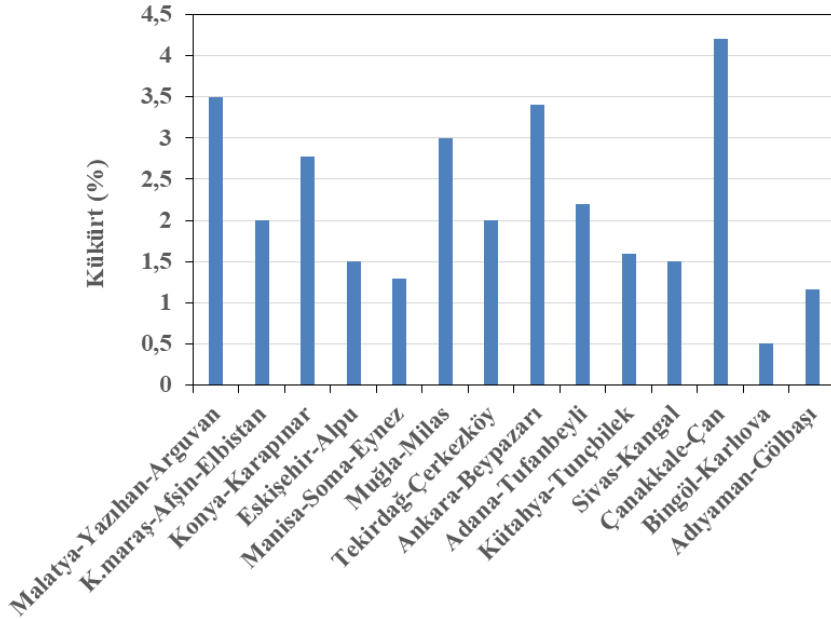
Kükürt İçeriği

Kükürt içeriği, kömürün kalitesini tayin eden kritik parametrelerden biridir. Kömür matrisinde kükürt, temel olarak inorganik kükürt ve organik kükürt olmak üzere iki ana formda bulunmaktadır. İnorganik kükürt; kömürün bünyesinde piritik, elementel ve sülfat kükürtü bileşikleri şeklinde olabilmektedir. Organik kükürt ise kömürün organik yapısındaki karbonlu gruplara kovalent bağlarla bağlanmış olup, kömürün organik matrisinin ayrılmaz bir bileşenidir (Özbayoğlu, G., 1986). Kömürün toplam kükürt içeriği külde kalan kükürt ve yanar kükürt toplamından oluşmaktadır. Külde kalan kükürt (ya da yanmaz kükürt); kömür numunesinin en fazla 850 °C’de tam yakılması sonucu elde edilen kül içerisinde daha çok sülfatlı bileşikler halinde kalan kükürdün yüzde olarak ifadesidir. Yanar kükürt ise, kömür numunesinin en fazla 850 °C’de tam yakılması sonucunda yanma gazlarında kükürt bileşiği halinde bulunan kükürdün yüzde olarak ifadesidir.

Yazıhan-Arguvan linyit yataklarının ortalama kükürt içeriği, orijinal kömür bazında yaklaşık %3,50 olarak tespit edilmiştir (Şekil 6). Bu değer, Türkiye genelindeki linyitlerin %0,2 ile %10,6 arasında değişen tipik kükürt aralığı içerisinde yer almaktadır. Söz konusu Yazıhan-Arguvan sahasına ait kükürt miktarı, yalnızca Çanakkale-Çan linyitlerine kıyasla daha düşük olup, diğer Türkiye linyit

yataklarının büyük çoğunluğundan daha yüksek bir kükürt konsantrasyonuna işaret etmektedir. Bu bulgu, Yazıhan-Arguvan linyitlerinin kullanım potansiyeli ve çevresel etkileri açısından dikkatle değerlendirilmesi gerektiğini göstermektedir.

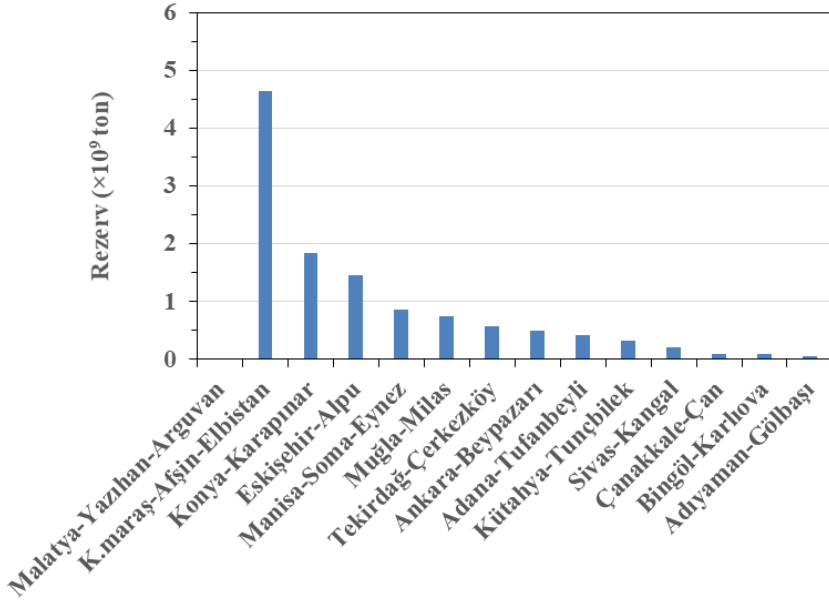
Şekil 6. Malatya linyitlerinin kükürt içeriği ve Türkiye’deki bazı linyitlerle karşılaştırılması



Rezerv Miktarı

Genel bir ifadeyle rezerv; varlığı arama çalışmaları ile belirlenmiş ve işletilebilirliği değerlendirme etütleriyle saptanmış olan tüm kaynağın bir bölümüdür. Yapılan kıyaslamalı değerlendirmeler neticesinde, Yazıhan-Arguvan sahasının tespit edilen toplam linyit rezervi miktarının (yaklaşık 17 milyon ton olarak belirlenmiştir) incelenen diğer linyit sahalarının rezervlerine kıyasla önemli ölçüde daha düşük olduğu saptanmıştır (Şekil 7). Bu bulgu, sahanın ekonomik potansiyeli ve işletme ölçeği açısından dikkate alınması gereken bir veridir.

Şekil 7. Malatya linyitlerinin rezerv miktarı ve Türkiye’deki bazı linyitlerle karşılaştırılması



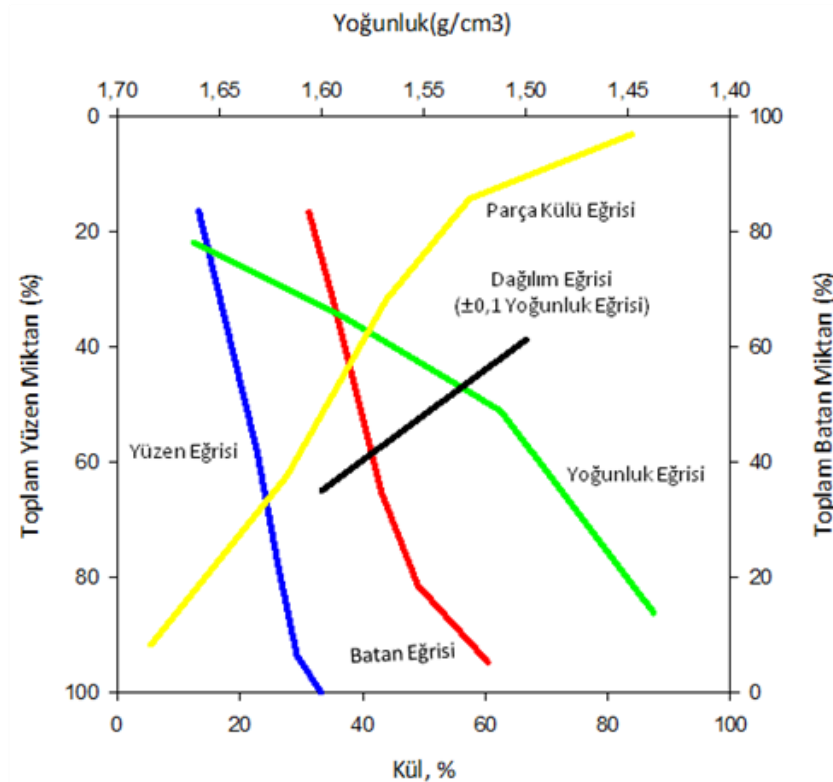
Yazihan-Arguvan Linyitlerinin Değerlendirilmesi

Yüzdürme-Batırma Testi

Geleneksel yüzdürme-batırma testi kullanılarak, -10+4,75 mm tane boyu aralığındaki ham kömürün yoğunluk analizini yapılmış ve elde edilen kömür yıkama eğrileri Şekil 8’de verilmiştir. Beklenildiği üzere, kömür yoğunluğu arttıkça kül oranı da artmaktadır. En temiz kömür -1.4 yoğunlukta elde edilmiştir. Kömürün yıkama gücü hakkında fikir veren kül karakteristik eğrisi ile $\pm 0,1$ yoğunluk dağılım eğrisi incelendiğinde, linyit numunesinin zor yıkanabilir özellikte olduğuna işaret etmektedir. Çünkü kül karakteristiği eğrisi (parça külü eğrisi), yoğunluğa göre kül içeriğinin değişme hızını, yani, değişik yoğunluklarda yüzen parçaların tek tek içerebileceği en yüksek kül yüzdesini gösterir. Bu eğrinin eğimi, kömürün safsızlıklarından kolay ya da zor

ayrılacağına bir göstergesidir. Dik eğim, küçük kül farkına karşı, büyük verim farklılığının, yatık eğim ise kolay ayırımın belirtisidir. $\pm 0,1$ yoğunluk dağılım eğrisi ise, kömürün yıkanabileceği en düşük yoğunluk değerini veren eğridir. $\pm 0,1$ yoğunlukta bulunan madde miktarından, kömürlerin yıkanmasındaki zorluk derecesi saptanır. Ayırma yoğunluğuna yakın yoğunluktaki kömür miktarı arttıkça yıkama zorlaşmaktadır. Bütün bu belirteçler Arguvan linyitinin yıkama güçlüğüne olduğunu göstermektedir. Nitekim, Arguvan kömürlerinin yıkanabilirliği üzerine yapılan önceki çalışmalarda (Birinci, 2013; Korkmaz ve Bentli, 2017) benzer sonuçların elde edildiği görülmüştür.

Şekil 8. Tüvenan kömürün (-10+4,75 mm) yıkanabilirlik eğrileri



Hümat Ekstraksiyonu

Hümitik maddeler doğal olarak oluşan, yüksek molekül ağırlığına sahip, şekilsiz ve kısmen aromatik yapılu organik bileşiklerdir. Hümitik maddeler asit ve bazlardaki çözünürlüklerine göre hümitik asit, fülvik asit ve hümin olmak üzere üç gruba ayrılmaktadır. Bununla birlikte hümitik maddeler çoğunlukla hümitik ve fulvik asitten meydana gelirler. Hümitik maddeler, benzersiz kimyasal ve fiziksel özellikleri sayesinde geniş bir yelpazedeki endüstriyel sektörlerde uygulama alanı bulmaktadırlar. Başta tarım olmak üzere (örneğin toprak ıslahı ve bitki besleme), kimya, biyoloji, gıda, hayvancılık, sağlık ve kozmetik gibi çeşitli endüstri kollarında kullanılabilmektedir (Sparks, 2003). Bu çok yönlü kullanım, bileşiklerin metal iyonlarıyla şelat oluşturma yetenekleri ve biyoaktif özellikleri ile ilişkilidir.

Linyitlerden hümitik asit üretim yöntemleri, bazen tek bazen de iki veya daha fazla aşamalı olarak, doğal yoldan okside olmuş veya yapay yoldan belli basınç ve sıcaklıkta okside edilmiş linyitin uygun bir asit ile reaksiyona sokulması, ardından bir alkali ile bazik hale getirildikten sonra, çözünmeyen kısmın süzülerek ortamdan uzaklaştırılması, çözeltinin ise asitlendirilip katı fazda hümitik asit şeklinde çöktürülmesi esasına dayanmaktadır. Bununla birlikte hümitik asit ekstraksiyonunda ve hümitik madde analizinde uluslararası düzeyde kabul edilmiş bir standart yöntem bulunmamaktadır. Bu konuyla ilgili olarak Kural (1978) tarafından yapılan bir çalışmada ISO, Macar ve Kreulen yöntemleri incelenmiş ve linyitlerden hümitik asit elde edilmesinde en uygun yöntemin Kreulen Yöntemi (Kreulen, 1948) olduğunu belirtilmiştir. Hümitik madde analizinde standartlaşmış bir yöntem bulunmamakla birlikte günümüzde genel kabul görmüş üç yöntemin ön plana çıktığı görülmektedir: (i) kolorimetrik yöntem, (ii) kantitatif yöntem/gravimetrik yöntem (ki klasik yöntem olarak da bilinmektedir), (iii) yarı kantitatif yöntem/Kaliforniya Gıda ve Tarım Bakanlığı (CDFA) yöntemi. Her

üç yöntem de seyreltik alkali çözeltilerinde hümkik asidin çözünürlüğü temeline dayanmaktadır. Türkiye’de hümkik asitlerin analizi ISO 5073 (TS 5869) nolu “Kahverengi Kömürler ve Linyitler-Hümkik Asitlerin Tayini” yöntemiyle yapılmaktadır.

Bu çalışmada, hümkik asitlerin ekstraksiyonunda alkali liç yöntemi kullanılmıştır. Yöntemin esası, hümkik asitlerin alkali ortamlarda çözünürlüğü yüksek alkali tuzlara dönüşebilmesidir. Deneylerde hümkik asit eldesi için gereken alkali ortam kolay temin edilebilir ve ucuz olması nedeniyle NaOH ve KOH ile sağlanmıştır. Yapılan pek çok araştırmada linyit, turba, leonardit gibi kaynaklardan doğrudan elde edilen karışımlar (hümat) asitlendirilerek hümkik asit çöktürülmüştür.

Herhangi bir yıkama işleminden geçirilmemiş tüvenan hem NaOH hem de KOH kullanılarak oluşturulan alkali ortamında liç edilmiştir. Elde edilen sonuçlar Çizelge 4’te verilmiştir. 0,5 M NaOH ve KOH konsantrasyonunda elde edilen hümat ağırlık yüzdeleri birbirlerine çok yakın olmakla birlikte, KOH ile az da olsa daha yüksek oranda hümat elde edildiği görülmektedir.

Çizelge 2. Çözücü türünün %hümat miktarına etkisi

Çözücü cinsi	Çözücü derişimi (M)	%Hümat
NaOH	0,5	6,26
KOH	0,5	7,94

Yüzdürme-batırma işleminden geçirilerek düşük ve yüksek yoğunluk gruplarına ayrılmış yıkanmış kömürler, tüvenan kömürün liçinde olduğu gibi hem NaOH hem de KOH ile liç edilerek %hümat miktarları tespit edilmiştir. Çizelge 3 incelendiğinde düşük yoğunluktaki kömürler için %hümat miktarında önemli bir artış olduğu açıkça görülmektedir. +1.5-1.6 g/cm³ yoğunluk aralığındaki

kömürün KOH ile liç edilmesiyle en yüksek potasyum hümat miktarına (%14,74) ulaşılabilmiştir. Buna karşılık en yüksek yoğunluktaki (+1,7) kömürün potasyum hümat miktarı %3,32 olmuştur. Sonuçta, tüvenan kömürün liçi ile elde edilen en yüksek hümat miktarı %7.94 iken, kömür yıkamayla elde edilen 1,5-1,6 yoğunluk aralığındaki kömür için bu oran %14,74'e çıkmıştır.

Çizelge 3. Farklı yoğunluklara ayrılmış kömürlerin %hümat miktarı

Yoğunluk aralığı (g/cm ³)	Ağırlık (%)	Kül (%)	NaOH Liçi	KOH Liçi
			Sodyum hümat(%)	Potasyum hümat (%)
-1,4	16,51	13,27	6,43	7,45
+1,4-1,5	42,09	26,57	9,13	10,15
+1,5-1,6	19,13	36,29	10,33	14,74
+1,6-1,7	15,92	44,45	10,04	9,83
+1,7	6,35	60,34	3,16	3,32

Sonuçlar

Yapılan analizler ve karşılaştırmalı değerlendirmeler neticesinde Malatya-Yazıhan-Arguvan linyit yatağına ilişkin elde edilen sonuçlar aşağıda maddeler halinde özetlenmiştir.

- Yazıhan-Arguvan havzasının toplam linyit rezervi 16.186.517 ton (yaklaşık 17 milyon ton) olarak hesaplanmıştır. Bu miktar, Türkiye'deki büyük linyit sahalarının rezervlerine kıyasla önemli ölçüde daha düşüktür. Kömürlü seviyelerin, havzanın Üst Miyosen ve Pliyosen serileri içerisinde yer aldığı belirlenmiştir.

- Linyitin orijinal kömür bazında Alt Isıl Değeri (AİD) 1934 kcal/kg olarak tespit edilmiştir. Bu değer, ulusal linyit rezervlerinin

çoğunluğunun bulunduğu 1000-2000 kcal/kg aralığındadır ve Afşin-Elbistan, Karapınar gibi bazı sahalara göre daha yüksek, ancak Soma, Beypazarı gibi kaliteli sahalara göre ise daha düşük kalitededir.

- Ortalama kül oranı orijinal kömürde yaklaşık %36,25 , nem oranı ise %26,65 olarak belirlenmiştir. Kül içeriği, Kütahya-Tunçbilek hariç karşılaştırılan pek çok linyit sahasına kıyasla daha yüksektir. Bu oran, Türkiye linyitlerinin kabul edilen genel aralığı olan %5,2 ila %59,0 kül oranı bandındadır.

- Linyitin ortalama kükürt içeriği, orijinal kömür bazında yaklaşık %3,50 gibi yüksek bir değerde tespit edilmiştir. Bu konsantrasyon, Çanakkale-Çan linyitleri dışındaki çoğu Türkiye linyit yatağından daha yüksektir.

- Ham kömür üzerinde yapılan yüzdürme-batırma testleri, linyit numunesinin mineral maddelerden ayrılma zorluğunu gösteren eğriler ile zor yıkanabilir özellikte olduğunu ortaya koymuştur. Kül karakteristik eğrisi ve $\pm 0,1$ yoğunluk dağılım eğrileri, linyitin safsızlıklarından zor ayrılacağını göstermektedir.

- Linyitin alternatif değerlendirme potansiyeli olarak hümit madde (hümat) ekstraksiyonu incelenmiştir. En yüksek hümit verimi, potasyum hidroksit (KOH) çözücüsü kullanılarak elde edilmiştir. Tüvenan kömürde en yüksek hümit verimi %7,94 iken, kömürün ön yıkama işlemiyle ayrılan düşük yoğunluklu ($+1,5-1,6$ g/cm³) fraksiyonundan elde edilen en yüksek potasyum hümit miktarı %14,74'e yükselmiştir.

- Yazıhan-Arguvan linyitleri, düşük rezervi, yüksek kül ve kükürt içeriği nedeniyle birincil enerji kaynağı olarak değerlendirildiğinde kısıtlı bir ekonomik ömre ve çevresel zorluklara sahiptir. Ancak, ön zenginleştirme (yıkama) işlemi ile temizlenmiş düşük yoğunluklu kısmın yüksek oranda Potasyum Hümit üretimi için kullanılması, bu yer altı kaynağının bölgesel ve ulusal ekonomi için katma değeri yüksek bir ürüne dönüştürülmesini sağlayabilir.

Katkı Belirtme

Bu çalışmada, Yazıhan-Arguvan linyitlerinin değerlendirilmesi bölümünde “Arguvan-Parçikan (Malatya) linyitinden hümik asit üretim olanaklarının araştırılması” başlıklı yüksek lisans tezinden yararlanılmıştır. Yazar, Malatya-Yazıhan sahasında kömür arama çalışmalarıyla ilgili bilgi ve veri paylaşımında bulunan MTA Orta Anadolu IV. Bölge Müdürlüğü’ne ayrıca teşekkür eder.

Kaynakça

Anonim, (2025). Dünya Enerji Konseyi Türk Milli Komitesi Enerji Raporu. Ankara.

Ateşok, G. (2005). Kömür Hazırlama ve Teknolojisi, ISBN: 975-7946-22-2, İstanbul

Birinci, M. (2013). Determination of washability characteristics of Parcikan (Malatya) lignite. Proceedings of the 17th International Coal Preparation Congress (pp.189-192). İstanbul, Turkey.

Enerji Ajansı, (2025). <https://enerjiajansi.com.tr/turkiyenin-kurulu-gucu/>

EÜAŞ, (2025). <http://www.euas.gov.tr>

Korkmaz A.A., Bentli, İ. (2017). Determination of washability characteristics of Arguvan-Malatya lignite by different washability index methods. Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects, 39(14), 1572-1580.

Kural, O. (1978). Türkiye Linyitlerinde Hümik Asit Dağılımının İncelenmesi, İstanbul Teknik Üniversitesi, Doktora Tezi, 115s.

Kural, O. (1991). Kömür, İstanbul.

- MTA, (2019a). Kömür arama arařtırmaları, <http://www.mta.gov.tr/v3.0/arastirmalar/komur-arama-arastirmalari>
- MTA, (2019b). Malatya ili maden ve enerji kaynakları, www.mta.gov.tr/bilgi/merkezi/maden/potansiyeli_2010.
- MTA, (2011). Malatya-Yazihan AR-200803711 Ruhsat no’lu linyit sahasının buluculuk talebine esas jeoloji ve rezerv raporu. Ankara.
- Önal, M., (1995). Malatya graben havzası kuzeyinin stratigrafisi, kömür potansiyeli ve neotektoniđi. Süleyman Demirel Üniversitesi, Mühendislik Mimarlık Fakültesi Jeoloji Seksiyonu, Isparta, 159-175.
- Özbayođlu, G. (1986). Desulphurization of lignites by high gradient magnetic separation, I. Mineral Processing Symposium, pp.636-645.
- Sparks, D.L. (2003). Environmental soil chemistry. 2. Ed., Academic Press, San Diego, 82.
- Şentürk, K. (2020). Arguvan-Parçikan (Malatya) linyitinden hümk asit üretim olanaklarının arařtırılması, Yüksek Lisans Tezi, İnönü Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü, Malatya

BÖLÜM 9

SOLVENT EKSTRAKSİYON

Tufan KIYAK¹

1. Giriş

"Çözücü ekstraksiyonu" terimi, birbiriyle temas halindeki iki karışmaz sıvı faz arasında bir çözünenin dağılımını ifade eder. Bu teknik, güçlü bir bilimsel temele dayanmaktadır. Şekil 1'de görüldüğü gibi, burada bir kap, biri genellikle su, diğeri ise genellikle organik bir çözücü olmak üzere iki sıvı katmanı içerir. Bu örnek için, organik çözücü sudan daha hafiftir (düşük yoğunluklu), ancak bunun tersi de mümkündür (Cox ve Rydberg, 1992)

Çözücü ekstraksiyonu şu anda hidrometalurjideki en önemli ayırma işlemlerinden biridir ve Cu, Ni, Zn, Co, U, V, Zr, nadir toprak elementleri (REE) ve platin grubu metallerin işlenmesinde kullanılmaktadır (Flett, 2005). Bu teknoloji, belirli pH koşulları

¹ Dr., İnönü Üniversitesi Mühendislik Fak. Maden Mühendisliği
Malatya/ Türkiye, Orcid: 0000-0002-5438-3794

altında bir element karışımından bir elementi seçici olarak çıkarma, bir metalin saflaştırılmasını veya farklı metallerin birbirinden ayrılmasını sağlama yeteneğine sahiptir. Spesifik metaller için farklı seçiciliklere sahip farklı tipte özütleyiciler mevcuttur. Solvent ekstraksiyon prosesi, karşı akım akışı endüstriyel olarak daha sık kullanılmasına rağmen, eş-akım veya karşı-akım akışına sahip olabilir (Gupta ve Krishnamurthy, 2005).



Şekil 1. Laboratuvar ölçekli deney görseli

1970'lerin başında Güney Afrika'da ticari solvent ekstraksiyonu ortaya çıktı ve bakır, uranyum ve platin grubu metallere uygulandı. Solvent ekstraksiyonu şu anda bu bölgede

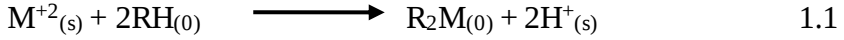
Güney Afrika'daki Harmony Gold Mine'da altın çıkarma, Zambiya'daki Copper Belt'te bakır çıkarma, Uganda'daki Kasese Cobalt'ta kobalt ekstraksiyonu, Zambiya'daki Chambishi Metals ve Demokratik Kongo Cumhuriyeti'ndeki Kolwezi Tailings için kullanılmaktadır. . Solvent ekstraksiyonu ayrıca Botswana'daki Tati Nickel'de nikel üretmek ve Güney Afrika'daki Mintek'teki kullanılmış katalizörden nikel ve paladyumu geri kazanmak için kullanılır. Anglo'da Platinum Rustenburg's ve Impala Platinum's Base Metals rafinerilerinde, Cyanex 272 nikel ve kobalt ayrımı elde etmek için kullanılır (Cole ve diğ., 2006). Çözücü ekstraksiyonunun bir diğer önemli uygulaması, çoğu REE uygulaması hammadde olarak yüksek saflıkta nadir toprak elementleri gerektirdiğinden, saf üründen değer elde edilebilmesi için nadir toprak elementlerinin birbirinden ayrılmasıdır (Gupta ve Krishnamurthy, 2005).

1.1. Solvent ekstraksiyon prosesi hakkında temel kuramlar

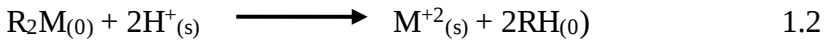
Solvent ekstraksiyon, iki temel süreçten oluşur. Bu süreçlerden ilki, birbiri içerisinde çözünmeyen sulu ve organik fazlar birbirlerine temas etmesi için karıştırılarak sulu fazda bulunan metal iyonlarının organik faza geçerek burada kompleks oluşturması işlemidir. Bu adıma yükleme (extraction) adı verilir. İkinci süreç ise bunun tam tersi olan sıyırma (stripping) adıdır. Bu adımda ise çözünmeyen yüklü organik faz ile H^+ iyonları içeren sulu faz karıştırılarak organik fazdaki kompleks yapıda bulunan metal iyonu

sulu fazda bulunan H^+ iyonuyla yer değiştirerek sulu faza geçer. Aşağıda bu süreci açıklayan solvent ekstraksiyon genel denklemi verilmiştir.

Yükleme



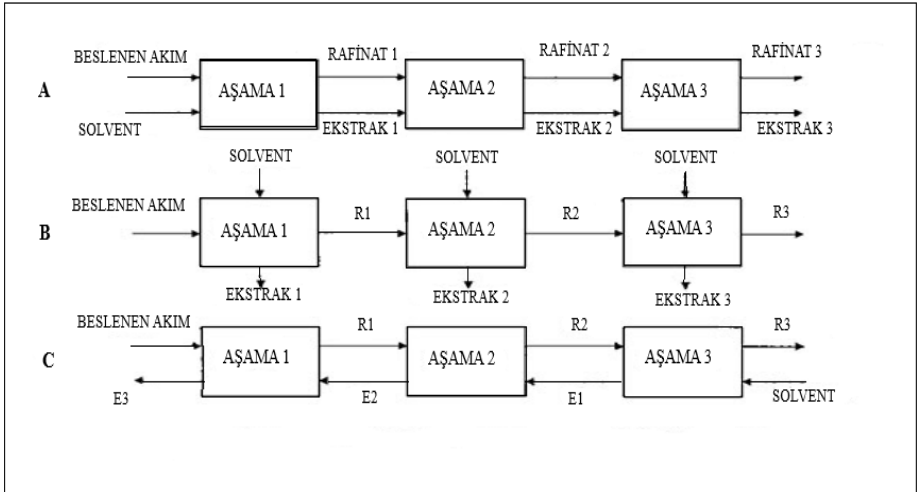
Sıyırma



Bazı endüstriyel uygulamalarda sulu fazda bulunan safsızlıkların organik faza geçmesinin önüne geçmek için yükleme süreci ile sıyırma süreci arasında organiğe yıkama (scrubbing) işlemi uygulanır. Yıkama işlemi uygulanan çözelti sistem içindeki bir geri adıma beslenir (örn. Liç işlemi) (Ashbrook ve Ritcey, 1984).

Endüstriyel uygulamalarda birden fazla adımda yapılan yükleme ve sıyırma işlemlerinin üç farklı akımda uygulaması vardır. Bunlar; eş yönlü, çapraz ve ters akımlar olarak adlandırılır. Eş yönlü akımda sulu ve organik faz aynı yönde ilerlerler. Bu akış sisteminin tek bir adımda yapılan işleme göre hiçbir avantajı yoktur. Bu akış sisteminde ilk aşamada fazlar dengeye gelir ve diğer aşamalarda konsantrasyonlarda bir değişim olmamaktadır. Çapraz akım modelinde ise rafinat taze bir solventle tekrar tekrar temas ettirilerek gerçekleştirilir. Bu uygulama laboratuvar ortamında ayırma hunisi ile gerçekleştirilir ve yükleme işlemi yüksek verimlidir. Endüstriyel açıdan bakıldığında birden fazla sıyrılmış düşük konsantrasyonlu

son ürün oluřturması nedeniyle pek kullanılmaz. Yüklü solventlerin sıyırma öncesi birleřtirilmesi gerektięi için, bu da hücre boyutunun büyümesine ve maliyetlerinin artmasına neden olur. Endüstriyel alanda kullanılan üçüncü yöntem olan ters akım yönteminde faz hacimleri sabit kalmakta, yükleme adımının konsantrasyon farkı maksimuma ulaşır. Şekil 2’de sırasıyla eş yönlü, çapraz ve ters akımlı yükleme ve sıyırma süreçlerinin şematik görünümü verilmiştir (Rydberg, 2004).



Şekil 2. Solvent ekstraksiyon kademelerinin görüldüğü akım şekilleri (Rydberg, 2004)

1.2. Ekstraksiyon mekanizmaları

İyon deęişim süreçlerinde olduęu gibi, SX mekanizması bir denge sürecidir. Esas olarak üç farklı türde ekstraksiyon mekanizması vardır: katyon-, anyon- ve solvasyon ekstraksiyonu.

Ne tür bir mekanizmanın oluşabileceği, hangi tür ekstraktant kullanıldığına, çözeltideki kimyasal ortama ve ekstrakte edilen metal iyonunun özelliklerine bağlıdır (Khoshkhoo).

1.2.1. Katyon ekstraksiyonu

Bu tip ekstraksiyonda katyonlar ekstrakte edilir ve mekanizma aşağıdaki reaksiyona göre denge pH'a bağlıdır.



Reaksiyona göre, ekstraksiyon, yüksek pH değerleri tarafından tercih edilirken, sıyırma genellikle güçlü bir asit ile gerçekleştirilir. Katyon ekstraksiyonu için tercih edilen ekstraktantlar, uzun karbon zincirli karboksilik asitler, farklı esterlenmiş fosforik asit türlerinin yanı sıra D₂EHPA ve ayrıca sırasıyla ticari olarak bilinen ekstraktantlar ki, bunlar LIX ve ACORGA gibi hidroksioksim bağlayıcılayıcı bileşiklerdir (Khoshkhoo).

1.2.2. Anyon ekstraksiyonu

Anyon ekstraksiyonu ile ekstraksiyon ve sıyırma, bir klorür ortamında bir metal iyonunu ekstrakte etmek için bir üçüncül amin kullanılarak aşağıdaki reaksiyonla açıklanabilir. Ekstraksiyondan önce amin, uygun bir asit, genellikle hidroklorik asit ilave edilerek bir amin tuzuna dönüştürülür.



Kasyon mekanizmasıyla karşılaştırıldığında, reaksiyon pH'a bağlı değildir, ancak anyon konsantrasyonuna güçlü bir şekilde bağlıdır. Yüksek anyon içeriği olmadan, negatif yüklü metal kompleksi oluşamaz. Bu nedenle, genellikle 6 M'lik bir klorür konsantrasyonu gereklidir. Amin daha sonra organik fazın su veya bir alkali ile sıyırılmasıyla protonsuzlaştırılacaktır (Khoshkhoo).

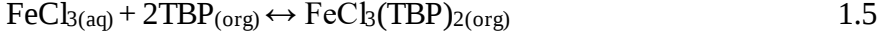
Birincilden dördüncüle kadar olan aminler, yaygın ekstraksiyon çözücüleridir. Ticari ürünlere örnekler: Primene JMT (birincil amin), Amberlite LA-1 (ikincil amin), Alamine 336 (üçüncül amin) ve Aliquat 336 (dörtlü amin) (Khoshkhoo).

Tersiyer aminler, klorür ortamında kobaltı nikelten ayırmak için kullanılır. Anyon ekstraksiyonu, özellikle uranyum, vanadyum ve tungsten ekstraksiyonu için sülfat ortamında da yapılabilir (Khoshkhoo). Kuaterner aminler söz konusu olduğunda, bunlar analitik amaçlar için siyanür çözeltilerinden altının ekstraksiyonu için yaygındır (Khoshkhoo).

1.2.3. Solvasyon ekstraksiyonu(Nötral ekstraksiyon)

Solvasyon ekstraksiyonunun mekanizması, yüksüz metal iyon komplekslerinin ekstrakte edilmesi dışında anyon ekstraksiyonuna benzer (Khoshkhoo). Anyon mekanizması gibi, ekstraksiyon da yüksek bir anyon konsantrasyonu gerektirirken

sıyırma, sulu bir çözelti veya bir alkali ile yapılabilir. Solvasyon ekstraksiyonu için bir örnek, TBP'nin bir klorür ortamında demir ekstrakte etmek için kullanıldığı aşağıdaki reaksiyon ile gösterilmektedir.



Solvasyon ekstraksiyonunda kullanılan birkaç yaygın ekstraktantlar, TBP, $(\text{C}_4\text{H}_9)_3\text{PO}_4$ ve TOPO, $(\text{C}_8\text{H}_{17})_3\text{P}=\text{O}$ gibi çeşitli esterlenmiş fosforik asit bileşikleri ve ayrıca MIBK, $(\text{CH}_3)_2\text{C}=\text{C}(\text{O})-\text{CH}_3$ gibi ketonlardır (Khoshkhoo).

TBP, uranyumun nitrat ortamında ekstrakte edildiği nükleer yeniden işleme için yaygın olarak uygulanır. MIBK, niyobyum, zirkonyum ve hafniyum gibi metallerin ekstraksiyonu için sülfat ortamında kullanılır. Bununla birlikte, düşük yanıcılık sıcaklığı ve uçuculuğu nedeniyle MIBK'nın kullanımı sınırlıdır (Khoshkhoo).

1.3. Teknik parametreler

Ekstraksiyon katsayısı (E)

Çözeltide bulunan çözünmüş metal iyonlarının bir solvent tarafından ne oranda ekstrakte edilebileceğini gösteren bir katsayıdır. Bu katsayının herhangi bir birimi yoktur ancak sabit bir değeri bulunur. Bu katsayı, A/O oranı, çözelti pH'ı, sıcaklık, ekstraktant konsantrasyonu, metalin bulunduğu ister organik ister sulu fazda kompleks oluşturabilme kabiliyeti, sulu fazda bulunan metal

konsantrasyonu gibi birçok koşula bağlıdır. Bundan dolayı E'nin kendi başına bir anlam ifade etmemektedir. Yalnızca koşullar birbirine çok yakın olduğu zaman sistemleri birbirleriyle kıyaslamak için kullanılması doğrudur. Tüm bu sınırlamalara rağmen E ve log E solvent ekstraksiyon çalışmalarında en çok kullanılan parametredir (Ashbrook ve Ritcey, 1984).

$$\text{Ekstraksiyon Katsayısı}(E) = \frac{\text{Organik fazdaki metal konsantrasyonu}}{\text{Sulu fazdaki metal konsantrasyonu}} \quad 1.6$$

Sulu bir çözelti içinde bulunan iki farklı metalin birbirinden solvent ekstraksiyon yöntemi ile ayrılabilirliğini görmek için ayrılma faktörüne bakılır. Aynı koşullar altında yapılan solvent ekstraksiyon katsayılarının birbirine oranı ayrılma faktörü olarak tanımlanır. Ve bu faktörün 1'den büyük olması durumunda bu iki metalin solvent ekstraksiyon ile birbirinden ayrılması mümkün olmaktadır (Ashbrook ve Ritcey, 1984).

$$\text{Ayrılma Faktörü} = \frac{E_A}{E_B} \quad 1.7$$

Ekstraktant konsantrasyonu, Ekstraksiyon katsayısını etkileyen en önemli parametrelerden biridir. Tüm koşulların sabit olduğu bir çözeltideki metal iyon konsantrasyonu sabit iken ekstraktant konsantrasyonunun artması E'yi artırır. Ekstraktant konsantrasyonu artarken pH'm bir fonksiyonu olan metal dağılım eğrisi düşük pH değerlerine kayar. Bu fonksiyon eşitliği 1.8'de gösterilmektedir.

$$-\log[H^+] = pH = \frac{1}{n \log E} - \frac{1}{n \log K_E} - \log[HA] \quad 1.8$$

Ekstraksiyon katsayısı ile ekstraksiyon konsantrasyonu arasında lineer bir ilişki vardır. Organığe yüklenmiş metal moleküllerin sayısını gösteren “n” değerin bu lineer eğrinin eğimi olmasıyla açıklanmaktadır. Ekstraksiyon katsayısı ve ekstraksiyon konsantrasyonu arasındaki bu lineer ilişki aşağıdaki eşitliklerle açıklanmakta ve ekstraktant konsantrasyonun artması ile birlikte yüklenen iyon miktarının arttığını göstermektedir.



$$KE = \frac{[M.nA].[H^{+}]^n}{[M^{n+}].[HA]^n} \quad 1.10$$

$$KE = \frac{E}{[HA]^n} \quad 1.11$$

$$E = KE[HA]^n \quad 1.12$$

Logaritmaları alındığında E ile ekstraktant konsantrasyonu arasındaki ilişkiyi gösteren eğri ve bunun numaralı reaksiyonda görülen”n” eğimini veren doğrunun denklemi çıkmaktadır (Ashbrook ve Ritcey, 1984).

$$\log E = n \log [HA] + \text{sabit} \quad 1.13$$

Çözelti pH’ı çalışmalarda denge pH’ı olarak ifade edilen çözelti pH’ı solvent ekstraksiyon sistemlerinde ekstraksiyonu etkileyen en önemli parametrelerden biridir. Asidik ve şelat tip organiklerde yükleme reaksiyonu sırasında organik ekstraktant bir hidrojen iyonunu serbest bıraktığı yukarıda 2.37’deki reaksiyonda da görülmektedir. Hidrojen atomunun serbest kalmasından dolayı ise

çözeltili pH'nın düşmesine neden olacak reaksiyon sola doğru kayacaktır. Reaksiyonun sola kayması ise metal yüklemesinin durduğu anlamına gelir. Bu reaksiyonun dengeye geldiği pH değerine denge pH'ı adı verilir. Serbest kalan hidrojen atomu çözeltinin pH'nın düşmesine ve reaksiyonun sola doğru kaymasına yol açmaktadır. Reaksiyonun sola yönelmesi metal yüklenmesinin durması demektir. Bu reaksiyonun dengeye geldiği pH değerine denge pH'ı adı verilir. Bir ekstraksiyon işleminde denge pH'ının yüksek olması demek kullanılan organik daha az olması demektir. Bu da düşük organik konsantrasyonlarında çalışmayı mümkün kılmaktadır. Bir ekstraksiyon sisteminde denge pH'ı ne kadar yüksekse metalin ekstrakte edilmesi için gereken organik miktarı o kadar az olur, bu nedenle daha düşük organik konsantrasyonlarında çalışmak mümkündür. Organik konsantrasyonun ve diğer tüm şartların sabit olduğu koşullarda denge pH'ın artmasıyla birlikte E artacaktır (Ashbrook ve Ritcey, 1984).

Sulu faz kompozisyonu, solvent ekstraksiyonun etkilendiği bir başka parametredir. Metal ekstraksiyonunu olumsuz etkileyen neden sıvı fazda bulunan anyonik bileşenlerdir. Bu sıvı fazda bulunan metal kompleksin kararlılığı organik-metal kompleksin kararlılığından fazla ise metal sulu fazdan organik faza geçerek ekstrakte olamayacaktır.

Bir başka açıdan bakıldığında metallerin sulu fazda oluşturdukları kompleks bazı durumlarda metal ayrımı için avantaj oluşturabilir. Mesala zirkonyum ve hafniyumun bulunduğu bir

çözeltiliye sulu fazda zirkonyumla kompleks yapan amonyum tiyosiyanat eklenerek, zirkonyum sulu fazda kompleks oluşturarak kalırken hafniyum organikle ekstrakte edilebilir (Ashbrook ve Ritcey, 1984).

Metal iyon konsantrasyonu, Ekstraksiyon katsayısını ve solvent ekstraksiyonu etkileyen önemli parametrelerden biridir.

$$(HA)_F = (HA_T)_T - (M.Na) \quad 1.14$$

Eşitlik 1.14'deki reaksiyonda görüldüğü üzere toplam organik konsantrasyonu $(HA)_T$ sabit iken, metal konsantrasyonunu artması serbest organik konsantrasyonunun $(HA)_F$ artması anlamına gelmektedir. Bir solvent ekstraksiyon işleminde sulu fazda bulunan metal iyon konsantrasyonunun artması sonucunda MnA ile ifade edilen organik faza geçen metal iyon konsantrasyonu da artar. Bunun sonucu olarakda serbest organik konsantrasyonu $(HA)_F$ ile ekstraksiyon katsayısı (E) azalır (Ashbrook ve Ritcey, 1984).

Solvent yükleme kapasitesi, yükleme kapasitesi solventte bulunan organik konsantrasyonuna bağlı olup bu konsantrasyon ne büyükse yüklemede o kadar iyi yapılmaktadır.

Yükleme işlemlerinden önce bazı solventler çeşitli ön işleme ihtiyaç duyarlar. Bu yapılan ön işlemlerin üç ana nedeni vardır; i) organik içinde bulunan çözünmüş safsızlıkların, asitler veya bazların giderilmesi, ii) ekstraktın yükleme safhası için olması gereken forma dönüştürülmesi, iii) ekstraksiyon safhasında olması gereken denge pH'nın sağlanması için ekstraktın tuzunun oluşturulması (Ashbrook

ve Ritcey, 1984).

Solvent ekstraksiyonun ilk aşaması olan yükleme adımı için etkili olan parametreler yukarıda açıklanmıştır. Bu sürecin diğer adımı olan sıyırma süreci içinde önemli parametreler bulunmaktadır. Bu parametrelerin en önemlisi **sıyırma çözeltisinin asit konsantrasyonu** olarak söylenebilir. Sıyırma adımı yükleme adımının tamamen tersidir. Eşitlik 1.3'deki verilen reaksiyonda da görüldüğü üzere reaksiyonun sola kayması metal iyonlarının yüklü organikten tekrar sulu faza geçebilmeleri için ortama hidrojen (H^+) gerekmektedir. Bir metalin organiğe yüklendiği asidik ortam ne kadar yüksekse, bu metalin yüklü bulunduğu solventten sıyırılması içinde o kadar yüksek asit konsantrasyonu gerektirmektedir. Yükleme sonrası metallerin organikle oluşturduğu kararlı metal komplekslerin oluşması durumunda ise yüksek asit konsantrasyonlarında bile sıyırma işlemi başarısız olmasına neden olabilir (Ashbrook ve Ritcey, 1984).

1.4. Organik ekstraktant çeşitleri

Günümüzde hidrometalurjik uygulamalarda ekstraktant olarak kullanılmak üzere sunulmuş organiklerin sayısı kırkı aşmıştır. Bu organiklerin birçoğu bugün aktif olarak proseslerde her gün kullanılmaktadır. Bu organik ekstraktantların tiplerini ve kullanım alanları açıklayan çizelge 1'de verilmiştir (Flett, 2005).

Bir solvent ekstraksiyon prosesinde kullanılacak organik

ekstraktanın ticari olarak kullanılabilir olması için bazı temel özellikler aranmaktadır. Bu özellikleri maddeler halinde sıralarsak ticari olarak iyi bir ekstraktanın;

- Metal yükleme kapasitelerinin yüksek olması
- Maliyetinin düşük olması
- Sulu fazda çözünmemesi veya çözünürlüğünün düşük olması
- Dayanıklılığının yüksek olması (uzun süre bozulmadan proseste kullanılabilir kapasitede olması)
- Sulu faz ile kararlı kompleksler oluşturmaması
- Seyreltici veya düzenleyicilerle karışma özelliklerinin iyi olması
- Kolayca sıyırılma özelliğine sahip olması
- İyi bir ekstraksiyon ve sıyırma kinetiğine sahip olması
- Yanıcı, zehirleyici uçucu ve toksik olmaması
- Alifatik ve aromatik seyrelticilerde çözünürlüğünün yüksek olması
- İyi ekstraksiyon kineğine sahip olması beklenir.

Sınıfı	Tipi	Örnek	Kullanım Alanları
	Karboksilik asitler	Naftenik asitler, Versatik Asitler	Cu/Ni ayrımı, Ni ekstraksiyonu, Y kazanımı
	Alkil fosforik	Dialkil fosforik	U kazanımı, NTE

Asit Ekstraktantlar	asitler	asitler, sülfür türevleri	ekstraksiyonu, Co/Ni ayrımı
	Alkil fosfonik asitler	2-etilekzil fosfonik asit, 2-etilhekzil ester, sülfür türevleri	Co/Ni ayrımı, NTE ayrımı
	Alkil fosfonik asitler	Dialkil fosfonik asit, sülfür türevleri	Co/Ni ayrımı, Zn ve Fe kazanımı, NTE ayrımı
	Aril sülfonik asitler	Dinonyl naftalin sülfonik asit	Magnezyum ekstraksiyonu
Asidik Şelatlayıcı Ekstraktantlar	Hidroksioksimler	Alfa alkaril hidroksioksim, beta alkaril hidroksioksim	Bakır ve nikel ekstraksiyonu
	Beta diketonlar	LIX 54	Amonyaklı çözeltilerden Cu ekstraksiyonu
	Hidroksiamik asitler	LIX 1104	Fe, As, Bi, Sb ekstraksiyonu
Bazik Ekstraktantlar	Birincil aminler	Primene JMT, Primene SIR	Bilinen ticari uygulaması yok
	İkincil aminler	LA-1, LA-2	Uranyum, vanadyum vetungstenekstraksiyonu
	Üçüncül aminler	Alamine 336, diğer Alamine çeşitleri	U, V, W ve klorürlü ortamda Co ekstraksiyonu
	Dördüncül aminler	Aliquat 336	U, V, W ve klorürlü ortamda Co ekstraksiyonu
	Trialkil guanidin	LIX 79	Siyanürlü ortamda altın ekstraksiyonu
Şelatlayıcı Noniyonik	Fosforik, fosfonik, fosfonik asitlerin esterleri	TBP, DBBP, CYANEX 921, CYANEX 923, CYANEX 471X	Fe ekstraksiyonu, Zn/Hf ayrımı, Nb/Ta ayrımı, NTE ayrımı, Au ekstraksiyonu

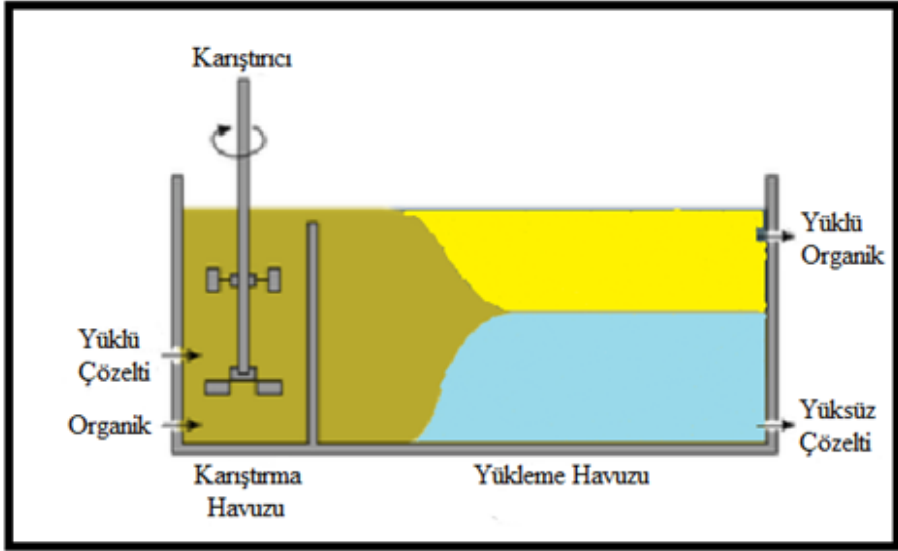
Çizelge 1. Ticari organik ekstraktantlar (Flett, 2005)

Literatürde organik ekstraktantları birçok farklı şekilde kategorize ve edilmiş ve bunların da birçok alt başlıkta detaylandırılmış olduğunu görebiliriz. Genel olarak organik ekstraktantları üç ana başlıkta toplayabiliriz. Bunlar bileşik oluşumuyla ekstrakte edenler, iyon asosiyasyonu (birleşimi) ile ekstrakte edenler ve çözünme mekanizmasıyla ekstrakte edenlerdir

1.5. Uygulamada kullanılan Makinalar

1.5.1. Mikser setler

Sıvı ve organik fazın bir arada belirli bir zaman pervane ile karıştırıldığı karıştırma odasından ve karışan iki fazın birbirinden ayrılması için beklenen ayrılma odasından oluşur. Karıştırma tankında liç çözeltisi ve organik bir arada karıştırılır ve alt kısımdan karışan kısım ayırma tankına geçer. Ayırma tankında liç çözeltisi ile organik faz birbirinden ayrılır. Üst kısımdan yüklü organik alınırken alt kısımdan ise sulu faz alınır. Endüstride bu cihazlar arka arkaya bağlanarak ters akımla daha verimli olarak kullanılırlar. Bu cihazların verimleri yüksektir fakat en büyük dezavantajları büyük alanlar kaplamalarıdır. Mikser setler şematik gösterimi Sekil 3’de verilmistir (Canbazoglu ve diğ., 2008).

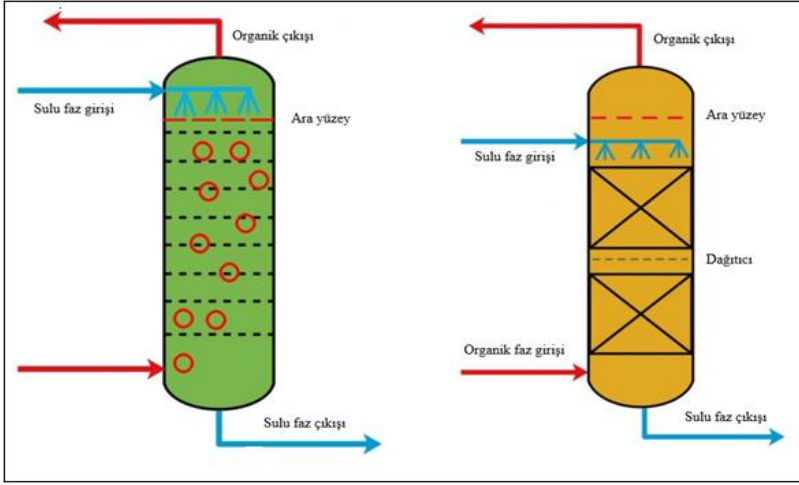


Şekil 3. Mikser setler (Canbazoglu ve diğ., 2008)

1.5.2. Kolonlar

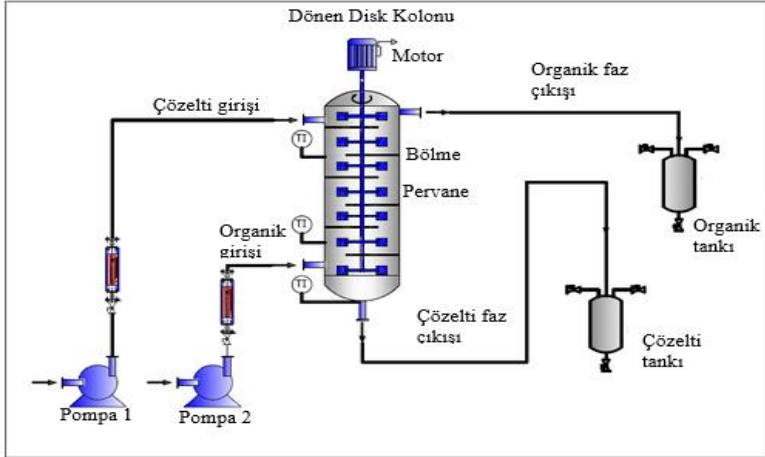
Sıkıştırılmış Kolon: Basit bir tasarıma sahiptir. Dik bir kuleden ve seramik veya plastik yüzüklerden sıkıştırılarak yapılan kolondur. Sulu ve organik faz içinde birbirine temas eder. Organik faz alttan, sulu faz üstten beslenir. Organik faz yukarı çıkarken sulu fazla temas eder ve metal transferi gerçekleşir (Canbazoglu ve diğ., 2008).

Titresimli Kolon: Sıkıştırılmalı kolonun aynısıdır. _çinde sıralı elekler bulunmaktadır. Verimi arttırmak için kolona pistonla basınç kuvveti verilir ve organik fazla sıvı fazın eleklerden geçerken temas yüzeylerinin genişletilmesi sağlanır (Şekil 4.) (Canbazoglu ve diğ., 2008).



Şekil 4. Kolonlar (Canbazoğlu ve diğ., 2008)

Dönen Disk Kolon: Dik bir kuleden ve içinde organikle sıvı faz arasındaki teması arttırmak için kullanılan bir rotordan oluşur (Şekil 5.).

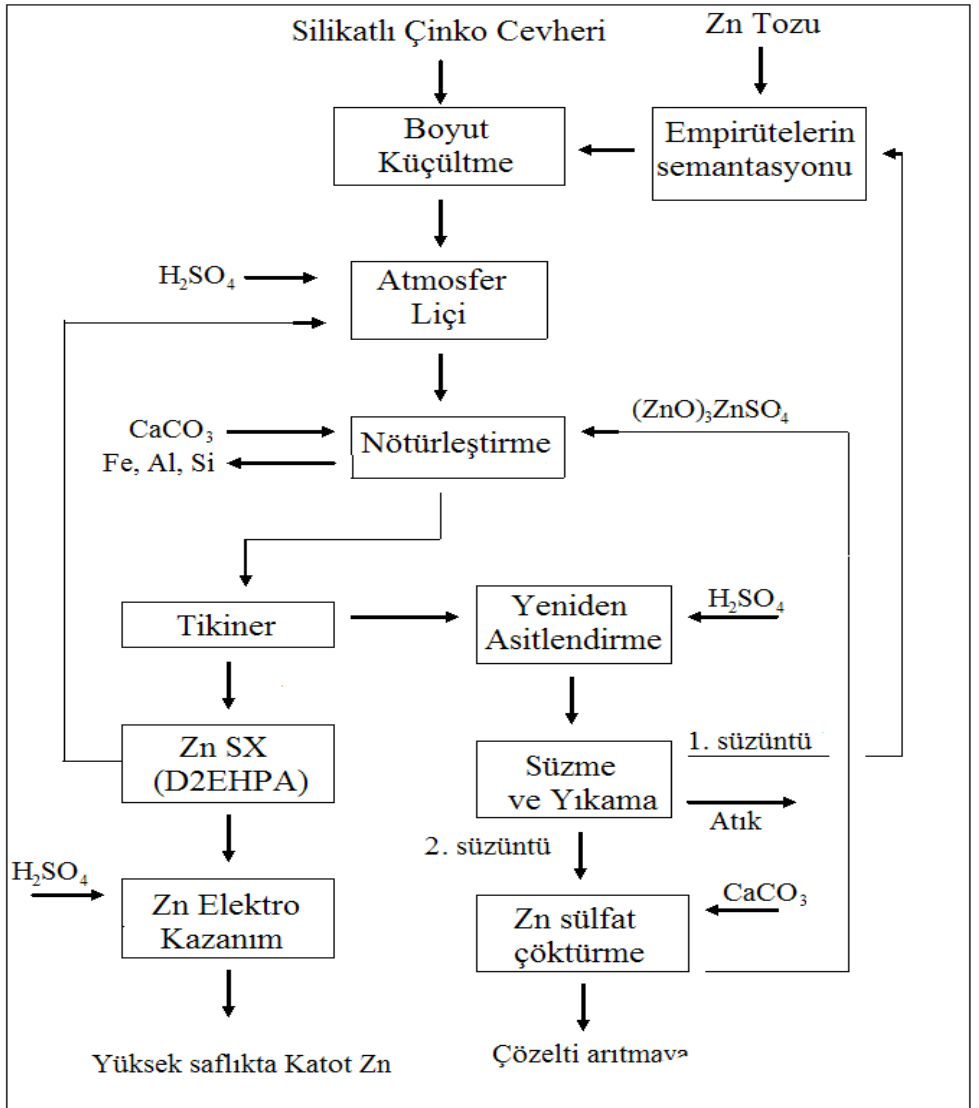


Şekil 5. Dönen disk kolonu

1.6. Endüstriyel uygulamalar

1.6.1. Scorpion'da silikatlı cevherlerde çinko Üretimi

Oksitli, silikatlı ve karbonatlı çinko cevherlerinden SX ile çinko üretimi ilk defa, bir Amerikan-İngiliz şirketi tarafından 2003 yılında Namibya'nın güneyinde Rosh Pinah yakınlığında Skorpion Çinko Rafinerisinde gerçekleştirilmiştir. Prosesin akım şeması Şekil 6'da verilmiştir. Liç çözeltilerinden demir, alüminyum ve silika çöktürme yöntemiyle uzaklaştırılmaktadır. Daha sonra, çözeltiden çinko D₂EDPA ile yüklenmekte ve sıyırma işleminden sonra elektro kazanmaya verilmektedir. Beslenen cevherde çinko tenörü %10,60 Zn olup liç çözeltisinde çinko 30 g/L ye ulaşmaktadır. %40'lık D₂EDPA kullanılarak çözeltiden çinko yüklenmekte ve daha sonra 180 g/L asit çözeltisiyle sıyırmalı işlemi ile 90 g/L'lik elektroliz çözeltisi elde edilmektedir. Tesiste çinko ekstraksiyonu Zincex veya bu prosesin geliştirilmiş şekli olan MZP prosesi ile yapılmaktadır. Bu prosesler Tecnicas Reunidas adlı bir şirket tarafından geliştirilmiştir (Canbazoglu ve diğ., 2008).



Şekil 6. Skorpion’da silikatlı cevherlerden çinko üretimi akım seması (Canbazoglu ve diğ., 2008)

KAYNAKÇA

Ashbrook A.W. ve Ritcey G.M. (1984). Solvent Extraction Principles and Applications to Process Metallurgy Part I; Elsevier

Canbazoglu M., Kul M., Kaya Ö., Kulaksız İ. (2008). TÜBİTAK Proje No: 106M285, Sivas.

Cole P.M., Sole K.C. ve Feather A.M., (2006). Solvent Extraction Developments in Southern Africa. Tsinghua Science and Technology 11 pp 153 – 159.

Cox M. ve Rydberg J. (1992). Introduction to Solvent Extraction (Rydberg J. et al.), Solvent extraction principles and practice (p. 1-27). New York: Marcel Dekker

Flett D.S. (2005). Solvent extraction in hydrometallurgy: the role of organophosphorus extractants. Journal of Organometallic Chemistry 620 pp 2426 – 2438.

Gupta C.K. ve Krishnamurthy, N. (2005). Extractive metallurgy of rare earths, pp 171. CRC Press, USA

Khoshkhoo, M. Solution Purification Compendium. Chapter 9.6, Solvent Extraction. (p. 26-43).

Rydberg J. (2004). Solvent extraction principles and practice

BÖLÜM 10

ÇİNKO ELEKTROKAZANIMI

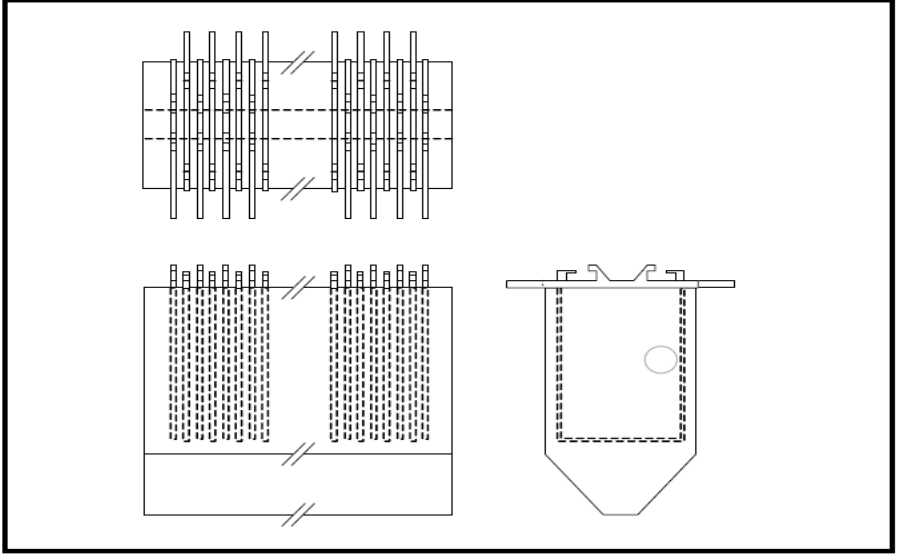
Tufan KIYAK¹

Çinko Elektrokazanım Hücreleri

Bir çinko elektroliz hücresi uzun dar bir tank, alüminyum katotlar, kurşun-gümüş anotlar ve bir uçtan giren ve diğer taraftan çıkan elektrolitten oluşur. Tank, elektrotlardan birkaç santimetre daha geniş ve elektrotların yüksekliğinin yaklaşık yarısı kadar bir derinliğe sahiptir. Hücrenin uzunluğu, içine kaç elektrot yerleştirilebileceğini belirler. Bir hücrenin genel bir diyagramı Şekil 1'de sunulmaktadır. Tankın kendisi, betona sülfürik asit saldırısını önlemek için bir astar ile betondan yapılır. Yinede, hücre havuzlarında sülfürik asit buharı yaygınlığı ve hücrelerin yanına kaçılmaz olarak asit dökülmesi, betonun hızla bozulmasına neden olur ve çelik takviyeleri ortaya çıkarabilir. Son zamanlarda betonlar, aside dayanıklı beton ile değiştirilmektedir. Modern hücreler, daha

¹ Dr., İnönü Üniversitesi Mühendislik Fak. Maden Mühendisliği
Malatya/ Türkiye, Orcid: 0000-0002-5438-3794

büyük ve daha fazla sayıda elektrot ile daha uzun hücelere sahip olma eğilimindedir (Moats ve diğ., 2010). Sökülmesi veya temizlenmesi için elektrotları toplayan hücre havuzları vinci tasarlanırken, taşması gereken kütleleri kaldırabileceğinden emin olmak için dikkat edilmelidir.



Şekil 1. Boyutlandırılmamış Bir Elektrokazanım Hücresi Diyagramı (Mahon M.J., 2016).

Elektrotlar, hücrenin uzun kenarında çalışan alüminyum baralar üzerine hücelere yerleştirilir. Yüksek asit konsantrasyonuna sahip olduklarından, bakır korozyona uğrattı, elektrik bağlantılarını bozarak ve katot ürününü kirleterek elektrolite bakır kattığı için çinko hücre havuzlarında bakır baralardan kaçınılır. Elektrotlar

genellikle merkezden merkeze 4,5 cm uzaklıktadır. Elektrotlar arasındaki daha kısa mesafeler çözelti direncinden kaynaklanan elektriksel potansiyel kaybını azaltır, ancak hücrede elektriksel kısa devre riski oluşturabilir. Bara tipik olarak elektrot ile fiziksel bağlantısını iyileştirmek ve barada ısı birikimini azaltmak için akımın akması için daha fazla yüzey alanı sağlamak üzere kesilir. Bir hücreden gelen katotlar ve bir sonraki hücreden gelen anotlar aynı baraya oturur. Elektrodun karşı ucu yalıtılmış bir temas üzerine oturur ve elektrodun aktif kısmı hücre elektrolitinde asılıdır. Bu modelde, hücreler, doğru akım doğrultucu tarafından sağlanan potansiyelle sahip büyük bir seri devre oluşturur. Serideki hücre sayısı, redresörün güç kapasitesi ile sınırlıdır. Tipik olarak, yaklaşık 0,05 V olduğu tahmin edilen zayıf bara bağlantılarından dolayı potansiyel kayıp vardır, ancak bu hücre evleri arasında değişir ve 3,4 V'lık tipik hücre çalışma potansiyeli ile karşılaştırıldığında genellikle küçüktür.

Anot çamuru oluşturan $PbSO_4$ veya MnO_2 gibi çöktürülmüş katıların çökmesine yardımcı olmak için elektrotların tabanının altında bir boşluk oluşturulur. Bu ekstra boşluk, elektrolit akışının veya elektrotlar üzerindeki gaz gelişiminin etkisiyle çamurun elektrolite karışmasını önlemeye yardımcı olur. Elektrolitte dolaşan katılar katot saflığını azaltabilir (Rodrigues ve Meyer,1996). Pb, anotların korozyonu yoluyla elektrolite karışır ve katot kontaminasyonunu önlemek için çökeltilmelidir. Çoğu zaman stronsiyum, $SrSO_4$ olarak veya $SrCO_3$ olarak eklenerek Pb yi

adsorbe ederek çöker. MnO_2 , manganezin anotta oksidasyonu nedeniyle hücrede çökelir. Hücreler, çalışma sırasında kullanılabilen vakum hortumları kullanılarak periyodik olarak çamurdan temizlenir. Aşırı çamur birikmesi durumunda hücre boşaltılır ve çamur manuel olarak çıkarılır. Toplanan çamurlar filtrelenir, yıkanır ve hücreler için bir manganez kaynağı sağlamak üzere geri dönüştürülür (Sinclair, 2005; Kelsall ve diğ., 2000).

Elektrotlar

Çinko elektroliz işlemindeki katotlar tipik olarak fırçalanmış alüminyum alaşımından yapılır. Al katot boşluğu, çinko katotlarının yüzeye çok fazla yapışmasını önlemek ve çinkonun sıyrılmasını önlemek için genellikle sıyırma döngüleri arasında fırçalanır (Dhak ve diğ., 2012). İnert yan şeritler, çinkonun katotun etrafına sarılmasını önleyerek, soymayı zorlaştıran katot boşlukları üzerine yerleştirilir.

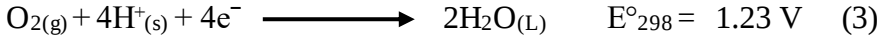
Çinko elektroliz anotları tipik olarak %0,5 ile %0,75 Ag arasında değişen bir kurşun gümüş alaşımından yapılır. Gümüş içeriği anotlara daha yüksek korozyon direnci sağlar, oksijen evriminin aşırı potansiyelini azaltır ve mekanik mukavemeti artırır. Gümüş ile alaşım yapılmadan önce, kurşunun zayıf mekanik mukavemeti, anot boyutlarını arttırmak ve böylece hücre evi üretimini arttırmak için büyük bir engeldi. Anotlar, işletim hücresi potansiyeline en büyük katkısı olduğu için büyük ilgi görür (toplam

3,4 V'un yaklaşık 1.9 V'u). Ayrıca, anotların gümüş içeriği, değiştirilmelerini çok maliyetli hale getirir. Anot için tipik hizmet ömrü üç ila dört yıldır. Belgeler, anot ömrünün geçmişte beş ila yedi yıl olduğunu göstermektedir, ancak bu hizmet ömründeki azalma için bir neden yoktur (Lefevre ve Pieterse, 1998). Geleneksel olarak, anotların boyutları katotlardan boy ve enlerden birkaç santimetre daha küçüktür. Bu, biriken çinkonun içe doğru büyümesi ve kenarlarda aşırı büyümenin önlenmesi için akımı yönlendirmek üzere tasarlanmıştır. Daha büyük anotlar, boyutsal stabilite sağlamak için tipik olarak daha kalın olmalıdır.

Su Kimyası

Çinko elektrolitin sulu kimyası, çinko elektrolizinde en kritik parametrelerden biridir. Çinko elektrolitin fiziksel ve kimyasal özellikleri yüksek sıcaklık ve çözelti konsantrasyonundan etkilenir (yoğunluk, viskozite ve iletkenlik). Elektrolit yoğunluğunu tahmin etmek için çeşitli ilişkiler önerilmiştir. Her biri tipik olarak çinko, asit, diğer iyonik türler ve sıcaklık konsantrasyonunu kullanır. Çözelti iletkenliği benzer değişkenlere göre hesaplanır ve hücrenin voltajında önemli bir belirleyicidir. Hücrenin uzunluğu boyunca çözelti iletkenliğinde değişiklikler, çinkonun tercih edilen şekilde bir ucunda birikmesine neden olma gibi istenmeyen etkiye neden olabilir. Bu nedenle elektroliz hücresi iyice karıştırılmalıdır (Guerra ve Bestetti, 2006, Hovey ve diğ., 1993).

Çinko elektrolizlemede üç temel reaksiyon meydana gelir. Çinko iyonları katotta indirgenirken, suyun anotta oksidasyonu asit ve oksijen gazı üretir. Hidrojen gelişimi, katotta normal çalışma koşulları altında düşük akım verimliliğinin ana nedeni olan parazitik bir reaksiyonda da gerçekleşir.



Çinkonun düşük indirgeme potansiyeli, elektrolitik işlemede hem bir avantaj hem de dezavantajdır. $-0.76 \text{ V}_{\text{SHE}}$ 'nin standart denge azaltma potansiyeli ile çinkonun elektrodpozisyonu, elektroliz için çok saf çözeltiler gerektirir, aksi takdirde saf ve kayda değer miktarda çinkonun elektrodpozisyonu elde edilemez. Bununla birlikte, saf elektrolitin bir sonucu olarak, çinko ürünü tipik olarak da çok saftır (Özel Yüksek Sınıf $\geq \%99,99$ çinko) ve daha fazla ayrıştırılmadan doğrudan döküme gidebilir (Diaz ve diğ., 1995). Yüksek asidik bir çözeltiden çinkonun elektrodpozisyonu termodinamik olarak tercih edilmemekle birlikte, çinko metalinde yüksek gerekli hidrojen potansiyeli nedeniyle kinetik olarak mümkündür. Bununla birlikte, bu kinetik bariyer safsızlıklar mevcut olduğunda tehlikeye girebilir. Bir çinko elektrolizleme hücresindeki toplam potansiyel parçalanma Tablo 1.'de bulunabilir (O'Keefe,

2000).

Çizelge 1.Toplam hücre potansiyeline yaklaşık katkılar (O’Keefe, 2000)

Tersinir Hücre Potansiyeli	1,99 V
Katodik Aşırı Potansiyel	0,15 V
Anodik Aşırı Potansiyel	0,6 V
Elektrolit Direnci	0,5 V
Diğer Hücre Dirençleri	0,25 V
Toplam Gerilim	3,38-3,44

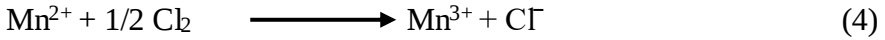
Çinko Elektrokazanımında Manganez

Çinko elektrolizinde, PbAg anotlarının korunmasındaki önemi nedeniyle optimum hücre havuzu operasyonu için vazgeçilmez bir bileşendir. Mn, hücrenin performansına hem olumsuz hem de faydalı katkıları olan çinko elektrolizlemesinde üretilen çamura katkıda bulunur. Operasyon boyunca, bir hücre büyük ölçüde manganez dioksit, kurşun sülfat ve alçı içeren çamur üretecektir. Bu çamurun bileşimi (ayrıca anot ve hücre çamuru olarak da adlandırılır) genellikle farklıdır. Anot çamuru büyük ölçüde γ -MnO₂, katı bir MnO₂ çözeltisi ve hidroksil iyonları (MnOn. (2-n) H₂O) içeren düşük oksidasyon halindeki manganezdır (Kelsall,

Guerra, Li ve Bestetti, 2000). Hücre çamuru genellikle alçıtaşı, anot kaplamasından sıyrılmış MnO_2 ve anottan MnO_2 ölçeği ile birlikte dökülen veya stronsiyum karbonat kullanılarak çözeltiden çökelen Pb (PbO_2 veya $PbSO_4$ olarak) karışımıdır. Çamurlar operasyon boyunca birikir ve periyodik olarak anotlar ve hücreler temizlenir, katılar diğer bölümlerde satış veya operasyonel kullanım için toplanır. Çamur birikimi işlem için çeşitli problemler ortaya çıkarır. Anotlar üzerine inşa edilen MnO_2 ölçeği, katot ile anot arasında fiziksel bir bağlantı oluşursa, elektrik kısa devre riski artar. Ayrıca, parçacık halindeki MnO_2 (genellikle yeni anotlarla ilişkili) katot Zn morfolojisini azaltabilir (Rodrigues ve Meyer, 1996). Hücrenin dibinde çamur birikmesi hücrenin mevcut sıvı hacmini azaltacaktır ve aşırı durumlarda elektrotların tamamen batmasını ve baralara bağlanmasını önleyebilir. Hücre çamurları, ilave konsantrasyonlarla ve kullanılan anot tipi gibi birçok koşula bağlı bir oranda birikecektir.

Manganez ayrıca hücre için faydalara sahiptir. Anot üzerindeki MnO_2 ölçeği değerli korozyon koruması sağlar ve su elektroliz reaksiyonunun oksidasyon potansiyelini düşürür (Tunncliffe ve diğ., 2012., Yu ve O'Keefe, 2002). Korozyon koruması, Pb'nin çözülmesini ve çözeltiye girmesini azaltır; bu, daha sonra katot ürününün kontaminasyonunu ve hücre çamuruna katkıda bulunan çökelen Pb hacmini azaltır. Ayrıca, manganez iyonlarının varlığının önerilen reaksiyonlar yoluyla klor gazının evrimini azalttığı

bildirilmiştir (Denklem 4 ve 5). Bu, elektrolit içindeki çözünmüş kloru sınırlar ve sonuç olarak hücrelerden dışarı çıkan klor gazını azaltır. Klor operatörler için bir tehlikedir ve özellikle elektrotların çözelti seviyesinde ekipmanı aşındırabilir. MnO₂ yüzeyinin ayrıca çıplak Pb elektrotlarına kıyasla Cl₂ gazının evrimini inhibe ettiği bulunmuştur (Kelsall ve diğ., 2000., Pakhomova ve Marenkova,1996., Hierzyk ve diğ., 1969).



Tipik olarak, koruyucu anodik ölçüğün yükseltilmesi için 3-4 g L⁻¹'lik bir Mn²⁺ hedef konsantrasyonu arzu edilir, fakat konsantrasyonlar örneğin 18 g L⁻¹ için daha yüksek olabilir (Rodrigues ve Meyer, 1996). Üretilen MnO₂ zengin çamuru, hücre evine giren saflaştırılmış çinko çözeltisi eksiğe, Mn²⁺ konsantrasyonunu arttırmak için elektrolizlemeden önce liç işlemi sırasında sıklıkla eklenen değerli bir işlem reaktifi olabilir. Mn'nin tamamen özüt çözeltisinden çıkarıldığı çözücü ekstraksiyon devrelerinde, saflaştırmadan sonra MnO₂ ilave edilmesi özellikle önemlidir (Sinclair, 2005).

Safsızlıklar ve Katkılar

Bir hücre evinde karşılaşılan safsızlıklar, kullanılan konsantrelere ve sızdırma tekniğine bağlı olacaktır (Krauss, 1993).

Safsızlıkların konsantrasyonu çözelti saflaştırması yoluyla azaltılabilir, ancak daha fazla saflaştırma maliyeti çok yüksek hale gelmeye başladığında herhangi bir safsızlık elektrolit içinde mevcut olacaktır. Cu (Muresan ve diğ., 1996), Ni (Cachet, 1994, Zhang ve diğ., 2009), Co (Fosnacht ve O’Keefe, 1983., MacKinnon ve diğ., 1986), Sb (MacKinnon ve diğ., 1986.), As (Fosnacht ve O’Keefe, 1983), Ge (Ault ve Frazer, 1988) ve Fe (Muresan ve diğ., 1996) gibi safsızlıkların olumsuz etkileri çinko elektrolizinde görülür. Birçok metal safsızlığı çinkodan daha iyi bir indirgeme potansiyeline sahiptir, bu da bu safsızlığın çinko ile birlikte biriktiği küçük konsantrasyonlarda bile ortaya çıkar. Bu, tortu saflığını bozacağı ve indirgeme reaksiyonunun mevcut verimliliğinde küçük bir azalmaya neden olacağı için zararlıdır. Ayrıca, bu metal safsızlıklarının birikmesinden sonra, mevcut verimi daha da azaltan iki ek olay meydana gelebilir.

İlk olarak, bakır, kobalt veya nikel gibi bir metalin birikmesi, safsızlığın çevreleyen çinko metalini eritmeye ve bir çukur oluşturmaya başladığı yerel bir galvanik hücre oluşturabilir. İkincisi, safsızlıklar, çevreleyen çinkoya kıyasla azaltılmış hidrojen aşırı potansiyeli yoluyla parazitik hidrojen evrimini katalize eden yerler olarak işlev görür. Bu, çinkonun bir süre normal olarak biriktiği, daha sonra kendiliğinden çözüldüğü bir indüksiyon dönemine yol açabilir. Bu olayın, hidrojen gazı için bir kataliz yeri olarak görev yapan katot üzerindeki yerel nikel birikiminden kaynaklandığı

düşünülmektedir. Hidrojen gazı, çinkonun yeniden çözülmesiyle sonuçlanan lokal galvanik hücre oluşturdu. Hidrojen kabarcıklarının altındaki potansiyelin çinkoyu oksitleyebilen bir potansiyele ulaştığı gösterilmiştir (Zhang ve diğ., 2009., Wiart ve diğ., 1990). Çoklu safsızlıklar, olumsuz etkilerini arttırmak için sinerjistik olarak da hareket edebilir. Bu tür kombinasyonların örnekleri arasında nikel-kobalt (Bozhkov, 1992) ve kobalt-arsenik (Fosnacht ve O'Keefe, 1983) bulunur.

Çoğu endüstriyel tesiste, elektroliz sırasında pürüzsüz birikintilerin büyümesini desteklemek için düşük konsantrasyonlarda elektrolite organik bir bileşik eklenir. Düzgün, kompakt birikintiler arzu edilir, çünkü şeritlenmesi daha kolaydır ve elektrot boşluğunu köprüleyen dendritik büyümeden elektriksel kısa devrelere neden olma olasılığı daha düşüktür. Hayvan tutkalı veya arap zıncısı gibi katkı maddeleri, daha küçük taneleri teşvik etmek ve dendrit oluşumunu sınırlamak için depozitin rafine edilmesi ve düzleştirilmesi için kullanılır (Fosnacht ve O'Keefe, 1983., MacKinnon ve diğ., 1990). Bunun çinko birikimi için artan çekirdeklenme fazla potansiyeli olan bir mekanizma ile gerçekleştirileceği düşünülmektedir, ancak bu fayda genellikle düşük akım verimliliği ve artan güç tüketimi maliyetiyle birlikte gelir.

Dowfroth, saponin veya meyan kökü gibi organik reaktifler de genellikle çinko elektrolizlemede asit sisi bastırıcılar olarak

işlev görür. Elektrolit yüzeyinde patlayan asit yüklü kabarcıkları yakalamak için hücrenin üstünde bir köpük tabakası oluşturarak çalışırlar (Alfantazi ve Dreisinger, 2003). Köpürme maddesi Dowfroth, Ontario, Kanada'daki Kidd Creek fabrikasında kullanıldı, ancak mevcut verimlilik ve biriktirme özellikleri üzerinde olumsuz etkileri olduğu gözlemlendi. Antimon buna bir ölçüde karşı koyabilir. Genel olarak, saponinin mevcut verimlilik üzerinde hiçbir etkisi yoktu. Saponin, daha küçük ve daha belirgin nodüller içeren tortu morfolojileri verdi (MacKinnon ve diğ., 1991). Strontium karbonat ayrıca katot üzerinde kurşunun birlikte birikmesini önlemek için solüsyondaki herhangi bir Pb'yi (tipik olarak anodun korozyonundan kaynaklanan) çöktirmek için hücre evi elektrolitlerine düzenli olarak eklenir (Lupi ve Pilone, 1997).

Optimal Elektrolit Koşulları

Birçok çalışma çinko elektrolitlerin koşullarını ve elektroliz süreci üzerindeki etkilerini araştırmıştır. Performansın bağlı olduğu çok sayıda değişken nedeniyle bir çinko elektrolitin optimum koşullarının belirlenmesi zordur. Yüksek saflıkta bir elektrolitten, akım verimliliğinin yanıtı üç faktöre karşı ölçülmüştür: sıcaklık, akım yoğunluğu ve dönen bir elektrodun dönme hızı. Dönme hızının mevcut verimlilik üzerinde çok az etkisi olduğu ve aktivasyon kontrollü bir süreç olduğu sonucuna varılmıştır. Öte yandan, sıcaklık ve akım yoğunluğunun belirgin etkileri olmuştur. Sıcaklık veya akım yoğunluğu arttıkça, akım verimliliği de artmıştır (Frazer ve Lwin,

1987). Bu çalışmaların safsızlığı olmayan ideal bir elektrolit kullandığına dikkat edilmelidir. Ayrıca biriktirme kalitesi de incelenmemiştir. Yüksek çalışma akımı yoğunluğu (890 A m^{-2} gibi) yaratılan çinko birikiminin kalitesine zarar verebilir (Saba ve Elsherief, 2000).

Optimal elektrolit konsantrasyonları ve sıcaklıkları, yüksek akım verimliliği, düşük güç tüketimi ve düşük işletme maliyetinin iyi bir kombinasyonunu verecektir. Çinko elektroliz hücresi performansını etkileyen faktörler Scott ve ark. Tarafından incelendi (Scott, 1988). Deneysel sonuçlara dayanarak, çinko konsantrasyonu arttıkça mevcut verimlilik arttı ve 60 g L^{-1} çinkodan sonra düzgün bir potansiyele ulaştı. Güç tüketimi yaklaşık 70 g L^{-1} 'de optimum bir değer elde etti. Bu konsantrasyonun ötesinde, artan çinko konsantrasyonunun çözelti iletkenliğini azaltacağına ve daha fazla voltaj gerektireceğine inanılıyordu. Hücredeki asit konsantrasyonundaki bir artışın hem mevcut verimliliği hem de çinko kaplı kütle başına enerji tüketimini azalttığı bulunmuştur. Bununla birlikte, katottaki hidrojen gelişimi artan asitlik ile artarken, çözeltinin iletkenliği de artmıştır. İletkenlikteki artış, akım kayıplarını hidrojene dengeledi ve genel olarak tüketilen enerjiyi düşürdü. Bu sonuçlar, hücrelerin 180 g L^{-1} 'e kadar yüksek asit konsantrasyonlarında çalıştırılmasının, güç tüketimi ve ayrıca liç için asit rejenerasyonunda faydalı olacağını gösterdi. Sıcaklık artışlarının mevcut verimliliği artırdığı ve güç tüketimini azalttığı

bulunmuştur. Akım yoğunluğunun akım verimliliği üzerinde çok az etkisi olmuştur, ancak ton çinko başına güç tüketimi daha yüksek akım yoğunluğu ile artmıştır (Scott, 1988).

Optimal çinko ve asit konsantrasyonlarını bulmak için tasarlanmış bir çalışmada Alfantazi ve Dreisinger, bu konsantrasyonların hücre performansı üzerindeki etkisini incelemiştir (Alfantazi ve Dreisinger, 2001). Çinko konsantrasyonunun artırılmasının, mevcut verimliliğin artmasına neden olduğu bulundu ve bu da üretilen ton çinko başına enerji tüketimini azalttı. Düşük çinko konsantrasyonlarında nodüllerin (üretim için elverişsiz) oluşmaya başladığı gözlemlendi. Ayrıca elektrolit iletkenliğinin, artan asit konsantrasyonları ve artan sıcaklık ile artma eğiliminde olduğu kaydedildi. Bu bulgu önemlidir çünkü çözelti iletkenliğinin hücre voltajı üzerinde ve dolayısıyla bitkinin enerji tüketimi üzerinde büyük etkisi vardır. Guillaume ve diğ. ayrıca çinko elektrolizinde bir elektrolit için en uygun koşulları da incelemiştir (Guillaume ve diğ., 2007). Çalışmaları diğerleriyle tutarlıydı, daha yüksek asit konsantrasyonunun çinko birikimi veriminin azalmasına neden olduğunu savunuyordu. Yazarlar, bunun hidrojen gelişimi için değişim akım yoğunluğundaki bir artıştan kaynaklandığını ileri sürmektedir.

Çinko Elektrokazanın Hücre Evleri

Geleneksel bir çinko elektroliz hücresi evinde, saflaştırılmış

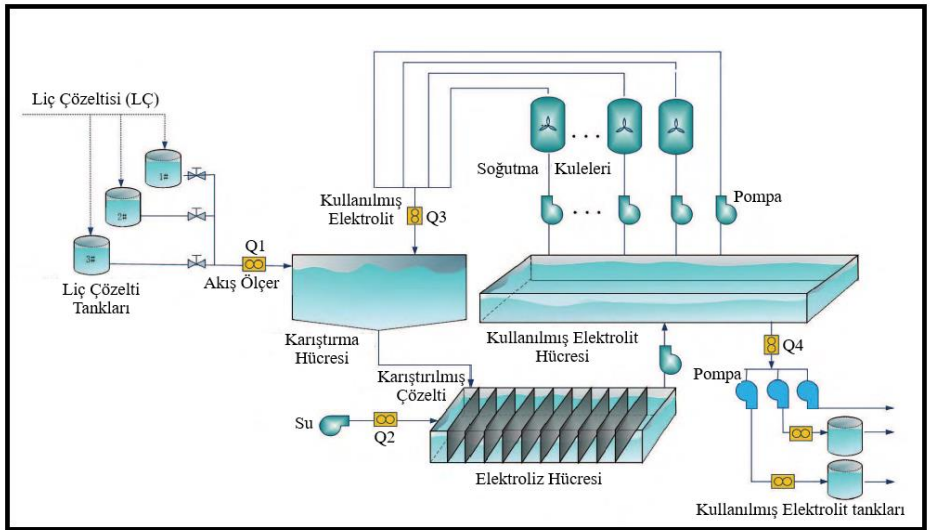
bir çinko sülfat elektroliti (tipik olarak $160 \text{ g L}^{-1} \text{ Zn}^{2+}$, $0 \text{ g L}^{-1} \text{ H}_2\text{SO}_4$ ve $25 \text{ }^\circ\text{C}$) hücre havuzuna beslenir. Bu Çinko Safılaştırılmış Çözelti (ZPS), çoğu safsızlığın milyon seviye veya daha düşük bir bölüme düşürüldüğü önceki saflaştırma adımlarından kaynaklanmaktadır.

Süreç Akışı

Genel bir çinko hücre havuzu işlem akış diyagramı Şekil 2.'de sunulmaktadır. ZPS, soğutma kulelerinden gelen devridaim elektroliti ile karıştırıldığı hücre evine girer. Bu, tipik olarak $60 \text{ g L}^{-1} [\text{Zn}^{2+}]$, $175 \text{ g L}^{-1} [\text{H}_2\text{SO}_4]$ ve $30 \text{ }^\circ\text{C}$ olan Soğutmalı Elektrolit'i (CE) oluşturur. CE, hücrenin karşı ucunda taşan Spent Elektrolit (SE) ile tank evindeki tüm elektroliz hücreleri arasında eşit olarak dağıtılır. Elektroliz hücrelerinden akan çözelti, tipik bir 60 dakikalık kalma süresine sahiptir. Normal çalışma koşulları altında, sulu çinko tükenirken asit konsantrasyonu artar ve $55 \text{ g L}^{-1} [\text{Zn}^{2+}]$, $185 \text{ g L}^{-1} [\text{H}_2\text{SO}_4]$ ve $35 \text{ }^\circ\text{C}$ tipik SE koşulları verir. Elektrotlardaki gaz gelişimi ve hızlı soğutulan elektrolit akışı nedeniyle, hücrenin genellikle mükemmel bir şekilde karıştırıldığı varsayılır, yani dışarı akan kullanılmış elektrolit bileşimi, hücredeki yerleşik elektrolit ile aynıdır.

Yıkama ve soğutma amacıyla hücre evine az miktarda su eklenir ve hücrelerdeki konsantrasyonu etkiler. SE'deki koşulları korumak önemlidir, çünkü bu, elektrotların maruz kaldığı konsantrasyonu değiştirmek işlem akım verimliliğini, güç tüketimini

ve hücre voltajını etkileyecek bir çözümdür. SE'nin daha fazla bozulması dendrit büyümesi, yapışkan katotlar ve düşük metal saflığı gibi katot ürünündeki istenmeyen etkilerle ilişkilidir (Sinclair, 2005., Alfantazi ve Dreisinger, 2001). SE, elektrolitin %90-95'inin atmosferik evaporatif soğutma kulelerine pompalandığı ve havanın elektrolit spreyinden geçtiği depolama tanklarına geçirilir. Son olarak, bu sirkülasyonlu elektrolit, tekrar CE oluşturmak için gelen ZPS ile birleşir. Sirkülasyona tabi tutulmayan elektrolitin geri kalan %10-5'i, İade Elektrolit (RE) olarak önceki liç işlemlerine geri gönderilir.



Şekil 2. Çinko Elektrokazanım Proses Akışı (Yang ve diğ., 2017)

Elektrolit soğutma

Daha yüksek sıcaklıklarda düşük akım verimliliği ve katot kalitesi nedeniyle, devridaim edilen elektrolitin soğutulması gerekir. Atmosferik soğutma kuleleri yaygındır, ancak elektroliz hücreleri içindeki soğutma bobinleri de rapor edilmiştir (Barton ve Scott, 1994). SE, genellikle hücre evinin çatısına oturan soğutma kulelerine pompalanır. Elektrolit kulenin tepesinden püskürtülürken atmosferik hava ile ters yönde havalandırılır. Çözelti, suyun buharlaştırılması ile hava ve kullanılmış elektrolit arasındaki sıcaklık farkının bir kombinasyonu ile soğutulur.

Soğutma kulesinin performansı, ortamın atmosferik koşullarına bağlıdır. Elektrolitin özellikle yaz aylarında ayar noktası sıcaklığına soğutulması zor olabilir. Yüksek hava nemi ve sıcaklığı soğutmada zorluklar yaratabilir. Aşırı durumlarda, hücre havuzuna uygulanan akımın azaltılması gerekir. Hücre havuzu, çinko işleme devresindeki suyun net bir buharlaştırıcısıdır. Yüksek hava nemi ve sıcaklık dönemlerinde, hücre havuzuna su ilavesi veya önceki liç ve arıtma işlemleri sırasında düşük tolerans vardır. Bu koşullarda, istenen konsantrasyonları korumak için yeterli su buharlaştırılmaz.

Elektrolit soğutma

Daha yüksek sıcaklıklarda düşük akım verimliliği ve katot kalitesi nedeniyle, devridaim edilen elektrolitin soğutulması gerekir. Atmosferik soğutma kuleleri yaygındır, ancak elektroliz hücreleri içindeki soğutma bobinleri de rapor edilmiştir (Barton ve Scott,

1994). SE, genellikle hücre evinin çatısına oturan soğutma kulelerine pompalanır. Elektrolit kulenin tepesinden püskürtülürken atmosferik hava ile ters yönde havalandırılır. Çözelti, suyun buharlaştırılması ile hava ve kullanılmış elektrolit arasındaki sıcaklık farkının bir kombinasyonu ile soğutulur.

Soğutma kulesinin performansı, ortamın atmosferik koşullarına bağlıdır. Elektrolitin özellikle yaz aylarında ayar noktası sıcaklığına soğutulması zor olabilir. Yüksek hava nemi ve sıcaklığı soğutmada zorluklar yaratabilir. Aşırı durumlarda, hücre havuzuna uygulanan akımın azaltılması gerekir. Hücre havuzu, çinko işleme devresindeki suyun net bir buharlaştırıcısıdır. Yüksek hava nemi ve sıcaklık dönemlerinde, hücre havuzuna su ilavesi veya önceki liç ve arıtma işlemleri sırasında düşük tolerans vardır. Bu koşullarda, istenen konsantrasyonları korumak için yeterli su buharlaştırılmaz.

KAYNAKÇA

Alfantazi A.M. ve Dreisinger D.B. (2001). The role of zinc and sulfuric acid concentrations on zinc electrowinning from industrial sulfatebased electrolyte. Journal of Applied Electrochemistry, 31:641–646, 2001.

Alfantazi A.M. ve Dreisinger D.B. (2003). Foaming behavior of surfactants for acid mist control in zinc electrolysis processes. Hydrometallurgy, 69(1-3):57–72.

Ault A.R. ve Frazer E.J. (1988). Effect of certain impurities on zinc electrowinning in high-purity synthetic solutions. Journal of Applied Electrochemistry 18(1988)583-589

Barton G. W. ve Scott A. C. (1994). Industrial applications of a mathematical model for the zinc electrowinning process. Journal of Applied Electrochemistry, 24:377–383.

Bozhkov C., Petrova M., ve Rashkov St. (1992). Nickel and cobalt synergism effect in zinc electrowinning from sulphate electrolytes. Journal of Applied Electrochemistry, 22:73–81.

Cachet C. (1994). Zinc Electrowinning in Acidic Sulfate Electrolytes: Impedance Analysis and Modeling of the Influence on Nickel Impurities. Journal of The Electrochemical Society, 141(1):131.

Dhak D., Mahon M., Asselin E. ve Alfantazi A. (2012). Characterizing industrially electrowon sticky zinc deposits. Hydrometallurgy, 111-112:136–140.

Diaz G., San Lorenzo D. M., ve C. L. Gallego C. L. 1995. Zinc recycling through the modified Zincex process. JOM, 47(10):22–23, October 1995.

Fosnacht R. D. ve O’Keefe T. J. (1983). The effects of certain impurities and their interactions on zinc electrowinning. Metallurgical Transactions B, 14(4):645–655.

Frazer E. J. ve Lwin T. (1987). Identification of optimum conditions for zinc electrowinning in high-purity synthetic electrolytes. *Journal of Applied Electrochemistry*, 17:453–462, 1987.

Guerra E. ve Bestetti M. (2006) Physicochemical Properties of ZnSO_4 - H_2SO_4 - H_2O Electrolytes of Relevance to Zinc Electrowinning. *Journal of Chemical & Engineering Data*, 51(5):1491–1497, September 2006.

Guillaume P., Leclerc N., Boulanger C., Lecuire J. ve Lapique F. (2007). Investigation of optimal conditions for zinc electrowinning from aqueous sulfuric acid electrolytes. *Journal of Applied Electrochemistry*, 37(11):1237–1243.

Hierzyk R., Krupkova D., ve Lach E. (1969). From the studies on the behavior of Clions in the Zn electrolysis process. *Rudy I Matle Niezelazne*, 4:197–199.

Hovey J. K., Pitzer K. S., ve Rard J. A. (1993). Thermodynamics of $\text{Na}_2\text{SO}_4(\text{aq})$ at temperatures T from 273 °K to 373 °K and of $f(1-y)\text{H}_2\text{SO}_4+y\text{Na}_2\text{SO}_4(\text{aq})$ at $T = 298.15$ °K. *The Journal of Chemical Thermodynamics*, 25(1):173–192.

Kelsall G.H., Guerra E., Li G. ve Bestetti M. (2000). Effects of manganese (II) and chloride ions in zinc electrowinning reactors. *Proceedings-Electrochemical Society*, 14:350–361.

Krauss C. J. (1993). Effects of Minor elements on the production of electrolytic zinc from zinc sulphide concentrates. Technical report, Development Manager, Trail Operations Cominco Ltd., Trail, Canada.

Lefevre Y. ve Pieterse M.R. (1998). The state of the art and constant feasibility upgrading of the zinc electrowinning cell house of Asturiana de Zinc at San Juan de Nieva, Spain. In J.E. Dutrizac, J.A. Gonzalez, J.L. Bolton, and P. Hancock, editors, *Proceedings Lead-Zinc Proceedings Conference*, pages 367–377, Calgary, Canada. Canadian Institute of Mining Metallurgy and Petroleum.

Mahon M.J. (2016). Dynamic Process Simulation of Zinc Electrowinning. A thesis of doctor.

MacKinnon D. J., Morrison R. M. ve Brannen J. M. (1986). The effects of nickel and cobalt and their interaction with antimony on zinc electrowinning from industrial acid sulphate electrolyte. *Journal of Applied Electrochemistry*, 16:53–61.

MacKinnon D. J., Morrison R.M., Mouland J.E. ve Warren P.E. (1990). The effects of antimony and glue on zinc electrowinning from Kidd Creek electrolyte. *Journal of Applied Electrochemistry*, 20:728–736, 1990.

MacKinnon D.J., Morrison R.M., Mouland J.E. ve Warren P.E. (1991). The effects of Dowfroth, antimony and Saponin on zinc electrowinning from Kidd Creek electrolyte. *Journal of Applied Electrochemistry*, 21:213–220.

Moats M., Guerra E. ve Gonzalez A. (2010). Zinc Electrowinning - Operating Data. In A. Siegmund, L. Centomo, C. Geenen, N. Piret, G. Richards, and R. Stephens, editors, *Pb Zn 2010 - Lead-Zinc 2010 Symposium*, pages 263–282. Vancouver, John Wiley & Sons.

Mureşan L., Maurin G., Oniciu L. ve Gaga D. (1996). Influence of metallic impurities on zinc electrowinning from sulphate electrolyte. Elsevier. *Hydrometallurgy* 43(1996)345-354

O’Keefe T. J. (2000). Zinc Electrowinning - Short Course. In J.E. Dutrizac Siegmund, J.A. Gonzalez, D.M. Henke, S.C. James, and A.H.J., editors, *Lead Zinc 2000 Symposium*, Pittsburgh, U.S.A. John Wiley & Sons.

Pakhomova G. N. ve Marenkova L. M. (1966). Some reactions on the insoluble lead anode during the electrodeposition of zinc. *TSVETNYE MET*, pages 41–43.

J.M.S. Rodrigues J.M.S. ve Meyer E.H.O. (1996). Improving the performance of anodes for zinc electrowinning. In G.W. Warren, editor, *EPD Congress*. Pages 161–180, Anaheim CA, U.S.A., 1996. TMS Annual Meeting.

Saba A.E. & Elsherief A.E. (2000). Continuous electrowinning of zinc. Elsevier. Hydrometallurgy 54 _2000. 91–106
Sinclair R.J. (2005). The Extractive Metallurgy of Zinc. The Australian Institute of Mining and Metallurgy, Carlton, Australia.

Scott A. C. (1988). The development and application of a mathematical model for the zinc electrowinning process. PhD thesis, University of Sydney.

Tunncliffe M., Mohammadi F. ve Alfantazi A. (2012). Polarization Behavior of Lead-Silver Anodes in Zinc Electrowinning Electrolytes. Journal of The Electrochemical Society, 159(4):C170, 2012.

Wiar R., Cachet C., Bozhkov C. ve Rashkov S. (1990). On the nature of the ‘induction period’ during the electrowinning of zinc from nickel containing sulphate electrolytes. Journal of Applied Electrochemistry, 20:381–389.

Yang, C., Deng, S., Li, Y., Zhu, H., & Li, F. (2017). Optimal control for zinc electrowinning process with current switching. *IEEE Access*, 5, 24688-24697.

Yu P. & O’Keefe T.J. (2002). Evaluation of Lead Anode Reactions in Acid Sulfate Electrolytes. Journal of The Electrochemical Society, 149(5):A558.

Zhang H., Li Y., Wang J. ve Hong X. (2009). The influence of nickel ions on the long period electrowinning of zinc from sulfate electrolytes. Hydrometallurgy, 99(1-2):127–130.

BÖLÜM 11

DEMİR CEVHERLERİNİN MİKRODALGA ISITMA YÖNTEMİ İLE MANYETİK ÖZELLİĞİNİN ARTTIRILMASI

Cengizhan EKSİK¹
İsmail BENTLİ²

Giriş

Bu çalışma, demir cevherinin manyetik özelliklerinin mikrodalga yöntemi kullanılarak nasıl artırılabilceğini araştırmakta ve bu konuda mevcut literatürü kapsamlı bir şekilde incelemektedir. Demir cevheri, çelik üretiminin temel hammaddesi olarak küresel sanayinin en önemli bileşenlerinden birini oluşturmaktadır. Ancak yüksek tenörlü ve kolay işlenebilir cevher rezervlerinin azalması, düşük tenörlü ve zayıf manyetik özelliklere sahip cevherlerin zenginleştirilmesini zorunlu hale getirmektedir. Geleneksel yöntemlerin bazı kısıtlamaları bulunmakta ve yüksek enerji tüketimi ile çevresel etkiler nedeniyle alternatif zenginleştirme tekniklerine

¹ Maden Mühendisi, İnönü Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü Maden Mühendisliği Anabilim Dalı, Orcid: 0009-0007-9760-8926

² Prof. Dr., İnönü Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Anabilim Dalı, Orcid: 0000-0003-3775-7341

olan ilgi giderek artmaktadır. Bu bağlamda mikrodalga teknolojisinin demir cevheri işleme süreçlerine entegrasyonu hem enerji verimliliği hem de süreç optimizasyonu açısından büyük bir potansiyel taşımaktadır. Çalışmanın temel amacı, demir cevherlerinin mikrodalga yöntemi ile işlenerek manyetik ayırma verimliliğinin nasıl artırılabilirceğini ortaya koymaktır. Mikrodalga işleminin özellikle hematit gibi düşük manyetik özellik gösteren demir minerallerinin manyetite dönüşümünü teşvik ederek manyetik ayırma sürecini iyileştirdiği bilinmektedir. Bu bağlamda çalışmada mikrodalga enerjisinin mineral yapılar üzerindeki etkileri detaylı bir şekilde ele alınmakta ve bu dönüşümün hangi parametrelere bağlı olduğu incelenmektedir.

Demir Cevherlerinin Özellikleri

Demir, doğada en yaygın bulunan metallerden biri olarak sanayinin en temel hammaddelerinden birini oluşturmaktadır. Yüksek mukavemeti, dayanıklılığı ve geniş kullanım alanları sayesinde demir, inşaat, otomotiv, makine imalatı ve ağır sanayi gibi birçok sektörde önemli bir yer tutmaktadır. Doğada genellikle serbest halde bulunmamakta, farklı mineraller ve bileşikler halinde yer almaktadır. Demirin elde edilmesi için kullanılan başlıca hammaddeler arasında demir cevherleri yer almakta olup bu cevherler mineralojik bileşimlerine ve fiziksel özelliklerine göre çeşitli türlere ayrılmaktadır (Rao & ark., 2023; Yıldız, 2010). Demir cevherleri, içerdikleri demir oksit türlerine ve saflık oranlarına bağlı olarak farklı sınıflara ayrılmaktadır. Manyetit, hematit, limonit, siderit ve götit gibi başlıca demir cevheri türleri, farklı manyetik ve kimyasal özellikler sergilemektedir. Tablo 1 demir cevherlerinin özelliklerini ve zenginleştirme yöntemlerini göstermektedir.

Demir cevherinin ana bileşenleri genellikle oksitler, hidroksitler, karbonatlar ve silikatlar gibi farklı içeriklerden oluşmaktadır. Bunlar arasında en yaygın olarak bulunan mineraller

Hematit (Fe_2O_3), Manyetit (Fe_3O_4), Götit ($\text{FeO}(\text{OH})$), Limonit ($\text{FeO}(\text{OH}) \cdot n\text{H}_2\text{O}$) ve siderit (FeCO_3) olarak bilinmektedir. Her bir mineralin kristal yapısı ve kimyasal özellikleri, demir cevherinin endüstriyel olarak değerlendirilme sürecini doğrudan etkilemektedir. Bu mineraller, bulundukları coğrafi bölgeye, oluşum süreçlerine ve çevresel koşullara bağlı olarak farklı yapılar göstermekte ve bu nedenle farklı zenginleştirme yöntemleri gerektirmektedir (Boyrızlı & ark., 2023; Yıldız, 2010; Şen & ark., 2010).

Tablo 1. Demir Cevherlerinin Özellikleri

Özellik Türü	Açıklama
Fiziksel Özellikler	Renk: Genellikle kırmızımsı kahverengi (hematit) veya siyah (manyetit). Yoğunluk: 4.9–5.3 g/cm ³ arası değişebilir. Sertlik: Mohs ölçeğine göre 5.5–6.5. Mıknatıslanabilirlik: Manyetit ferromanyettir, hematit zayıf mıknatıslanabilir.
Kimyasal Özellikler	Ana bileşen: Fe_2O_3 (hematit), Fe_3O_4 (manyetit), FeCO_3 (siderit), $\text{FeO}(\text{OH})$ (Götit) Saflık: Cevherdeki demir oranı %30–70 arasında değişebilir. Eşlik eden elementler: Silika (SiO_2), alümina (Al_2O_3), kükürt (S), fosfor (P) içerikleri önemlidir.
Teknolojik Özellikler	Manyetik ayırma Flotasyon Mikrodalga destekli manyetikleştirme Hidrometalurjik yöntemler

Kaynak: (Yıldız, 2010; Sugihashi & Kinoshita, 2019)

Demir cevheri, farklı mineral bileşenlerinden oluşan heterojen bir yapı sergilemekte olup içeriğindeki demir oksitlerin türü, tane boyutu, kristal yapısı ve kimyasal bileşimi cevherin zenginleştirilmesi ve işlenmesi süreçlerinde belirleyici bir rol oynamaktadır. Minerolojik yapı, demir cevherinin manyetik özelliklerini, metalurjik verimliliğini ve uygulanabilecek zenginleştirme yöntemlerini doğrudan etkilemektedir. Bu nedenle demir cevherinin minerolojik bileşiminin detaylı bir şekilde analiz edilmesi, uygun zenginleştirme ve işleme yöntemlerinin

belirlenmesi açısından büyük bir önem taşımaktadır (Benli & Baştürkçü, 2022; Kingman, 2006).

Manyetit (Fe_3O_4), demir cevherleri arasında en yüksek manyetik özelliğe sahip mineral olarak bilinmektedir. Yüksek demir içeriği ve doğal manyetik özellikleri nedeniyle manyetik ayırma yöntemiyle kolayca zenginleştirilebilmektedir. Manyetit cevheri genellikle yüksek tenörlü olarak bulunmakta ve doğrudan işlenebilir nitelikte olmaktadır. Sanayide yüksek fırınlarda demir üretiminde yaygın olarak kullanılmaktadır.

Hematit (Fe_2O_3), manyetite kıyasla daha düşük manyetik özelliklere sahip olmasına rağmen, demir madenciliğinde en yaygın kullanılan cevher türü olarak bilinmektedir. Dünya genelinde çıkarılan demir cevherlerinin büyük bir bölümü hematit formunda bulunmakta ve işlenmekte fakat hematit doğal manyetik özellik göstermediğinden, manyetik ayırma yöntemiyle doğrudan zenginleştirilmesi mümkün olmamakta ve genellikle ısıl işlem (sinterleme, mikrodalga vb) gibi ön işleme yöntemleri ile manyetit formuna dönüştürülmesi gerekmektedir. Bu dönüşüm işlemi, demirin manyetik ayırma süreçlerinde daha verimli bir şekilde kullanılmasını sağlamaktadır.

Götit ($\text{FeO}(\text{OH})$) ve Limonit ($\text{FeO}(\text{OH}) \cdot n\text{H}_2\text{O}$), su içeriği bakımından zengin olan demir mineralleri olarak bilinmektedir. Bu tür demir cevherleri genellikle düşük tenörlü olup doğrudan metalurjik süreçlerde kullanılabilmesi için ek işlemler gerekmektedir. Limonit, çoğunlukla tortul kayalarda oluşmakta ve hidratlı demir oksit bileşenleri içermektedir.

Siderit (FeCO_3), demir cevherleri arasında karbonat içeren bir mineral türü olarak bilinmektedir. Siderit cevherleri, termal ayrıştırma (kalsinasyon) süreçlerinden geçirilerek saf demir okside (FeO) dönüştürülmekte ve daha sonra metalurjik işlemlere tabi tutulmaktadır (Barani & ark., 2011). Siderit içeren cevherler,

genellikle düşük manyetik özellikler sergilemekte ve bu nedenle manyetik ayırma süreçlerinde verimli bir şekilde kullanılamamaktadır. Ancak kalsinasyon gibi ısıl işlemlerle CO₂ içeriği uçurularak demir içeriği arttırılmakta ve ekonomik olarak değerlendirilebilmektedir. Çalışmanın konusu olan mikrodalga destekli ısıl işlemlerin, siderit üzerinde önemli yapısal ve manyetik değişimlere neden olduğu literatürde açıklanmaktadır.

Çalışmanın Önemi ve Kapsamı

Demir cevheri, dünya genelinde çelik üretiminin temel hammaddesi olarak stratejik bir öneme sahip bulunmaktadır. Sanayi ve altyapı yatırımlarının artmasıyla birlikte demir cevherine olan talep sürekli olarak yükselmekte, fakat yüksek tenörlü demir cevheri rezervlerinin azalması, madencilik sektörünü düşük tenörlü ve zayıf manyetik özelliklere sahip cevherleri zenginleştirmeye yönlendirmektedir. Geleneksel zenginleştirme yöntemleri, yüksek enerji tüketimi ve uzun işlem süreleri nedeniyle ekonomik ve çevresel bazı sınırlamalar taşımaktadır. Bu durum, madencilik ve metalurji alanında daha verimli, sürdürülebilir ve düşük maliyetli yöntemlerin araştırılmasını zorunlu hale getirmektedir. Mikrodalga yöntemi, demir cevheri işleme süreçlerinde yeni ve yenilikçi bir teknoloji olarak öne çıkmakta ve bu alandaki bilimsel araştırmaların giderek artmasına neden olmaktadır. Bu çalışma, mikrodalga teknolojisinin demir cevheri manyetikleştirme sürecinde nasıl bir etkiye sahip olduğunu anlamak açısından büyük bir önem taşımaktadır. Mikrodalga enerjisi, farklı mineraller tarafından değişen oranlarda emilmekte ve böylece belirli bileşenlerin termal özelliklerini değiştirerek seçici ısıtma etkisi yaratmaktadır. Bu seçici ısıtma özelliği, özellikle zayıf manyetik demir minerallerinin manyetik özelliklerinin geliştirilmesine katkı sağlamakta ve manyetik ayırma işlemlerinin verimliliğini artırmaktadır. Literatürde yapılan çalışmalar, mikrodalga yöntemi ile hematitin manyetite

dönüşümünün teşvik edilebileceğini ve böylece manyetik ayırma sürecinin daha etkili hale getirilebileceğini ortaya koymaktadır.

Geleneksel pirometalurjik yöntemler ile kıyaslandığında mikrodalga destekli işlemler daha düşük enerji tüketimi sağlamakta, işlem süresini kısaltmakta ve çevresel etkileri en aza indirmektedir. Ayrıca mikrodalga yöntemi ile gerçekleştirilen işlemlerde hedeflenen mineral fazlarının daha kontrollü bir şekilde dönüştürülmesi mümkün hale gelmektedir. Bu durum, cevherin mineralojik yapısına bağlı olarak optimize edilmiş zenginleştirme süreçlerinin geliştirilmesine olanak tanımaktadır. Çalışmanın bu teknolojiye ilişkin bilimsel bulguları derinlemesine incelemesi ve değerlendirmesi, demir cevheri işleme alanında önemli bir bilgi kaynağı oluşturmaya katkı sağlamaktadır. Mikrodalga yönteminin endüstriyel uygulanabilirliği konusunda yapılan araştırmalar henüz başlangıç aşamasında olmakla birlikte, bu teknolojinin madencilik sektörüne entegrasyonu ile ilgili önemli bilimsel ve teknik verilerin sağlanması beklenmektedir.

Çalışmanın temel odağı, mikrodalga enerjisinin demir içeren mineraller üzerindeki etkilerini değerlendirmek ve bu yöntemin manyetik zenginleştirme süreçlerinde ne derece etkili olduğunu ortaya koymaktır. Çalışma kapsamında demir cevheri türleri ve bunların mineralojik yapıları detaylı bir şekilde ele alınmaktadır. Demir cevherinin zenginleştirilmesi sürecinde manyetik ayırma önemli bir yöntem olarak öne çıkmakta, ancak zayıf manyetik özelliklere sahip minerallerin manyetik ayırma ile doğrudan zenginleştirilmesi mümkün olmamaktadır. Mikrodalga yönteminin demir minerallerinin termal özelliklerini ve faz dönüşümlerini nasıl etkilediği, literatürdeki güncel araştırmalar ışığında analiz edilmektedir. Literatürde yer alan araştırmalar incelenerek mikrodalga yönteminin hangi koşullarda etkili olduğu ve manyetik ayırma sürecine nasıl katkı sunduğu değerlendirilmektedir.

Demir Cevherlerinin Manyetik Özellikleri

Demir cevherinin manyetik özellikleri, içeriğinde bulunan demir minerallerinin kristal yapısına, kimyasal bileşimine ve manyetik duyarlılığına bağlı olarak değişiklik göstermektedir. Manyetik özellikler, demir cevherinin zenginleştirilmesi ve işlenmesi süreçlerinde kritik bir rol oynamakta ve özellikle manyetik ayırma yöntemlerinin uygulanabilirliğini belirlemektedir.

Manyetik ayırma, demir içeren minerallerin manyetik alan yardımıyla gang minerallerinden ayrılmasını sağlayan temel bir zenginleştirme yöntemi olarak öne çıkmakta, fakat her demir cevheri aynı manyetik özellikleri sergilememekte ve bu durum, farklı manyetik ayırma stratejilerinin geliştirilmesini zorunlu kılmaktadır. Demir cevherleri, manyetik özelliklerine göre ferromanyetik, paramanyetik ve diyamanyetik mineraller olarak üç ana gruba ayrılmaktadır.

Ferromanyetik mineraller, dış manyetik alan kaldırıldığında bile manyetik özelliklerini sürdürebilen yüksek manyetik duyarlılığa sahip mineraller olarak bilinmektedir. Manyetit (Fe_3O_4) bu kategoriye girmekte olup doğada en yaygın bulunan ferromanyetik demir minerali olarak öne çıkmaktadır. Manyetit, yüksek manyetik geçirgenliğe sahip olması nedeniyle manyetik ayırma yöntemleriyle doğrudan zenginleştirilebilmekte ve sanayide metalurjik işlemler için uygun bir hammadde oluşturmaktadır.

Manyetit (Fe_3O_4), doğada bulunan en önemli manyetik demir minerali olarak bilinmektedir (Tablo 2). Manyetitin, ferromagnetik özelliği kristal yapısındaki demir iyonlarının hizalanmasından kaynaklanmaktadır. Bu yapıda Fe^{3+} iyonları tetrahedral konumlarda birbirine paralel, ferromanyetik olarak hizalanmıştır. Oktahedral konumlarda ise Fe^{2+} ve Fe^{3+} iyonları zıt yönlü hizalanarak antiferromanyetik bir yapı oluşturmaktadır. Ancak bu karşılıklı hizalama tam bir iptal yaratmadığı için net bir manyetik moment

oluşmakta ve bu da manyetite ferromanyetik özellik kazandırmaktadır. Bu yapı sayesinde manyetit güçlü bir doğal manyetik mineral halini almaktadır (Blaney, 2007). Kristal yapısı, yüksek manyetik geçirgenlik göstermekte ve bu özelliği nedeniyle manyetik ayırma yöntemleri ile kolayca zenginleştirilebilmektedir. Manyetit cevheri, genellikle yüksek demir içeriğine sahip olmakta ve düşük gang (atık kayaç) minerali içermektedir. Bu nedenle metalurjik süreçlerde doğrudan kullanılabilmekte ve yüksek fırınlarda çelik üretimi için uygun bir hammadde oluşturmaktadır (Benli ve Baştürkçü, 2022; Boyrazlı & ark., 2023).

Tablo 2. Demir Cevherlerinin Manyetizma Türleri ve Duyarlılıkları

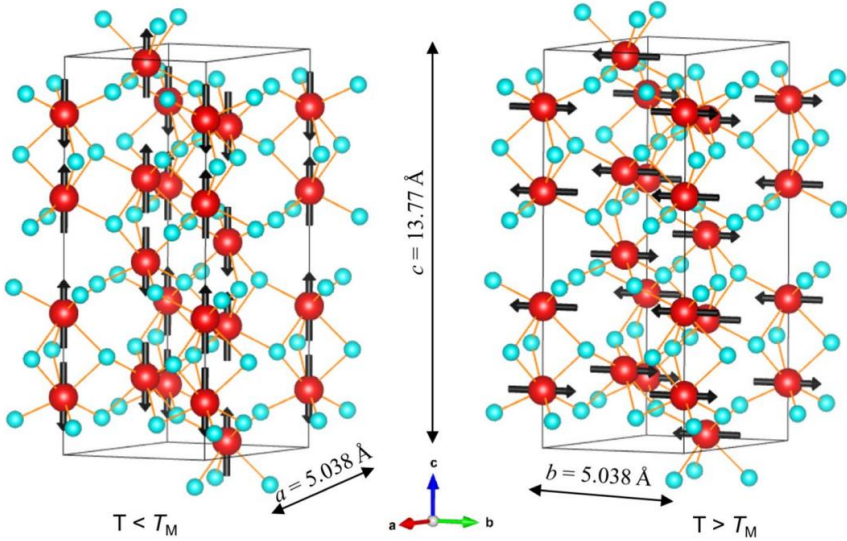
Mineral	Manyetizma Türü	Yaklaşık Manyetik/Duyarlılık (χ)
Manyetit	Ferromanyetik / Ferrimagnetik	Yüksek, $\sim 0,1-1$
Hematit	Düşük manyetik	Çok düşük ($\sim 10^{-6}$ ila 10^{-5})
Götit	Düşük manyetik	Düşük, $\sim 10^{-5}$
Limonit	Paramanyetik	Değişken
Siderit	Düşük manyetik	Çok düşük ($\sim 10^{-6}$ ila 10^{-5})

Kaynak: (Boyrazlı & ark., 2023; Benli & Baştürkçü, 2022; Blaney, 2007).

Paramanyetik mineraller, dış manyetik alan uygulandığında manyetik hale gelebilen ancak bu alan kaldırıldığında manyetik özelliklerini kaybeden minerallerdir. Hematit (Fe_2O_3), bu grupta yer almakta olup, doğal olarak zayıf manyetik özellikler sergilemektedir. Bu durum, hematit içeren cevherlerin doğrudan manyetik ayırma yöntemleri ile işlenmesini zorlaştırmakta ve ek işlemler gerektirmektedir.

Hematit (Fe_2O_3), dünya genelinde en yaygın olarak bulunan demir minerallerinden biri olup demir madenciliğinde en fazla çıkarılan cevher türünü oluşturmakta fakat hematit minerali doğal olarak manyetik özellik göstermemekte ve bu nedenle manyetik ayırma yöntemleri ile doğrudan zenginleştirilememektedir. Bunun yerine yüksek sıcaklıklarda indirgenerek magnetit fazına dönüştürülmesi gerekmektedir.

Şekil 1. Hematitin Manyetizma Şekli



Kaynak: (Jiang & ark., 2022)

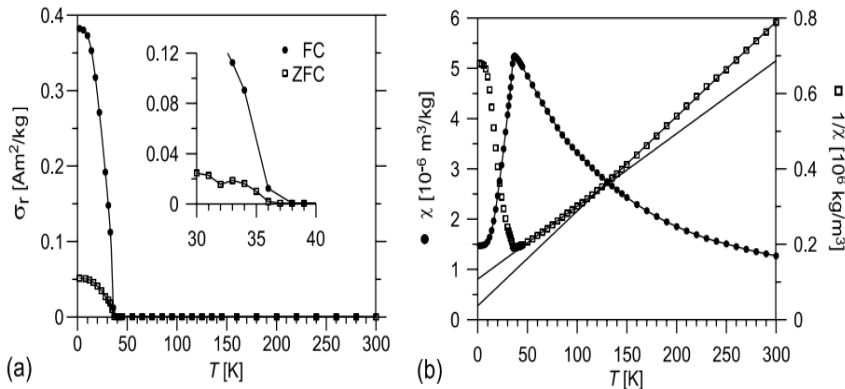
Şekil 1 Hematitin sıcaklığa bağlı manyetik davranışını açıklamaktadır. Yaklaşık 260 K (yaklaşık -13°C) civarında gerçekleşen ve literatürde Morin geçiş sıcaklığı (T_m) olarak bilinen sıcaklığın altında ($T < T_m$), hematit antiferromanyetik özellik gösterir ve manyetik momentleri kristal yapının c-ekseni boyunca hizalanır. Ancak sıcaklık bu değerin üzerine çıktığında ($T > T_m$), momentler düzlemsel yönde hizalanır ve hematit zayıf ferromanyetik özellik kazanır. Bu dönüşüm, hematitin sıcaklıkla değişen manyetik özelliklerini anlamada önem arz etmektedir (Jiang & ark., 2022).

Diyamanyetik mineraller ise dış manyetik alana maruz kaldıklarında zıt yönde çok zayıf bir tepki veren mineraller olarak bilinmektedir. Siderit (FeCO_3), götit (FeO(OH)) ve limonit gibi mineraller bu gruba dahil edilmekte olup, bu minerallerin manyetik ayırma süreçlerinde doğrudan kullanımı mümkün olmamaktadır. Siderit, termal bozunma ile manyetit formuna dönüştürülebilme ancak bu işlem ek enerji gerektirdiğinden endüstriyel ölçekte sınırlı

uygulanabilmektedir. Götit ve limonit gibi hidratlı demir mineralleri ise su içeriği nedeniyle manyetik ayırma açısından düşük verimlilik sergilemekte ve çoğunlukla farklı zenginleştirme yöntemleriyle işlenmektedir.

Siderit (FeCO_3), karbonat bileşenli bir demir minerali olup, yüksek sıcaklıkta termal bozunma ile demir okside dönüştürülerek işlenebilmektedir. Siderit cevherleri genellikle düşük manyetik özellikler göstermekte ve doğrudan manyetik ayırma yöntemleriyle zenginleştirilememektedir (Clout & Manuel, 2015). Şekil 2 iyi kristallenmiş Sideritin (FeCO_3) düşük sıcaklıktaki manyetik özellik değişimini göstermektedir. Şekil 2a, sıfır alan altında soğutulduktan sonra 5 T'lık bir manyetik alanda ısıtılma eğrisini (σ_f) ve 37 K civarındaki Neél sıcaklığında (antiferromanyetik geçiş) belirgin bir düşüş gözlemlendiğini göstermektedir. Şekil 2b ise sıcaklığa bağlı olarak ölçülen in-phase manyetik duyarlılık (χ) eğrisini ve Neél sıcaklığında (37 K) maksimum bir değer aldığını göstermektedir. Bu sonuçlar, sideritin düşük sıcaklıklarda antiferromanyetik özellik sergilediğini ortaya koymaktadır (Frederichs & ark., 2003).

Şekil 2. Siderit Manyetizma Şekli



Kaynak: (Frederichs & ark., 2003)

Manyetit içeren cevherler, yüksek sıcaklıklarda indirgeme süreçlerine daha hızlı uyum sağlayabilmekte ve bu durum, çelik üretimi açısından avantaj oluşturmaktadır. Hematit içeren cevherler ise daha yüksek sıcaklık gerektirmekte ve enerji tüketimi açısından daha maliyetli bir işleme sürecine ihtiyaç duymaktadır. Bu nedenle demir cevherinin manyetik özellikleri, hem zenginleştirme hem de metalurjik süreçler açısından önemli bir değişken olarak değerlendirilmektedir. Son yıllarda manyetik özellikleri düşük olan demir minerallerinin manyetik ayırma süreçlerinde daha etkin bir şekilde kullanılabilmesi için yeni nesil teknolojiler geliştirilmektedir. Mikrodalga destekli manyetik dönüşüm, bu teknolojilerden biri olarak öne çıkmakta ve hematitin manyetit fazına dönüşmesini sağlayarak manyetik ayırma verimliliğini artırmaktadır. Bu yöntem, enerji tasarrufu sağlaması ve işlem sürelerini kısaltması nedeniyle geleneksel ısı işlemlere kıyasla önemli avantajlar sunmaktadır (Silva & ark., 2022; Roy & ark., 2020).

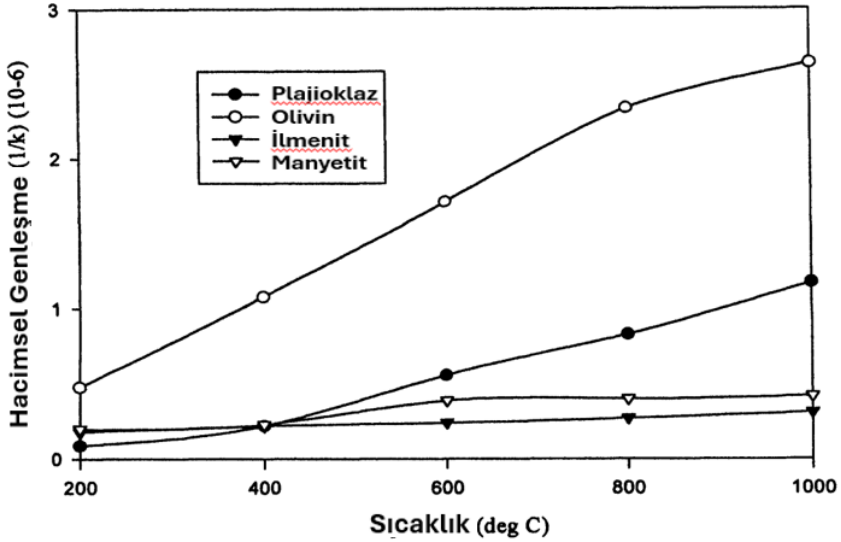
Manyetik özelliklerin cevherin mineralojik bileşimi ve kimyasal yapısı ile doğrudan ilişkili olduğu ortaya konmakta ve manyetikleştirme tekniklerinin, düşük manyetik cevherlerin zenginleştirilmesi açısından kritik bir rol oynadığı değerlendirilmektedir. Küçük tane boyutuna sahip minerallerin yüzey alanı daha fazla olmakta ve bu durum, manyetik ayırma süreçlerinde düşük verimlilikle sonuçlanabilmektedir (Dudchenko & ark., 2024). Ayrıca kuvars (SiO_2), kalsit (CaCO_3), dolomit ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$) ve pirit (FeS_2) gibi gang minerallerinin varlığı, manyetik ayırma süreçlerini olumsuz etkileyebilmekte ve demir cevherinin saflığını düşürebilmektedir. Bu nedenle, manyetik ayırma işlemlerinin etkinliği, cevherin mineralojik bileşimi ile doğrudan ilişkili olmaktadır. Manyetik özellikler, demir cevherinin metalurjik kullanımını da doğrudan etkilemektedir (Eskibalci, 2014; Yıldız, 2010; Şen & ark., 2010).

Demir cevherinin manyetik özelliklerinin daha iyi anlaşılması, hem akademik arařtırmalar hem de endüstriyel uygulamalar açısından büyük bir önem taşımaktadır.

Mikrodalga Isıtma Teknolojisinin Temelleri

Mikrodalga ısıtma teknolojisi, malzemelerin içerdği dielektrik özelliklerine bağı olarak elektromanyetik enerjiyi doğrudan absorbe etmesi ve bu enerji sayesinde içyapılarında sıcaklık artışı meydana gelmesi prensibine dayanmaktadır. Geleneksel ısıtma yöntemlerinden farklı olarak, mikrodalga enerjisi malzemenin yüzeyinden iç kısmına doğru ilerlemek yerine doğrudan malzeme içinde ısı üretmektedir. Bu durum, daha hızlı ve homojen bir ısıtma süreci sağlamak ve özellikle endüstriyel uygulamalarda enerji verimliliğini artırmaktadır. Mikrodalga ısıtma 300 MHz ile 300 GHz arasındaki elektromanyetik dalga frekanslarının kullanılmasıyla gerçekleştirilmektedir. Buna karşılık, sanayi ve laboratuvar uygulamalarında en yaygın kullanılan mikrodalga frekansları 915 MHz ve 2,45 GHz olarak belirlenmiş olup bu frekanslar malzemelerin güvenli ve kontrollü bir şekilde ısıtılmasını sağlamaktadır. Mikrodalga enerjisi, malzeme içinde bulunan yüklü parçacıkları veya dipol molekülleri hareket ettirerek ısı üretmekte ve bu hareket, malzemenin iç sıcaklığının artmasına neden olmaktadır. Mikrodalga ısıtma mekanizmaları, temel olarak dipol dönüşü, iletken kayıplar ve iyon hareketliliği prensiplerine dayanmaktadır (Kingman & ark., 1999; Kingman, 2006). Şekil 3 mikrodalga enerjisi ile minerallerin genleşme oranlarının farklı olduğunu göstermektedir.

Şekil 3. Mikrodalga Enerjisi ile Minerallerin Genleşme Oranları



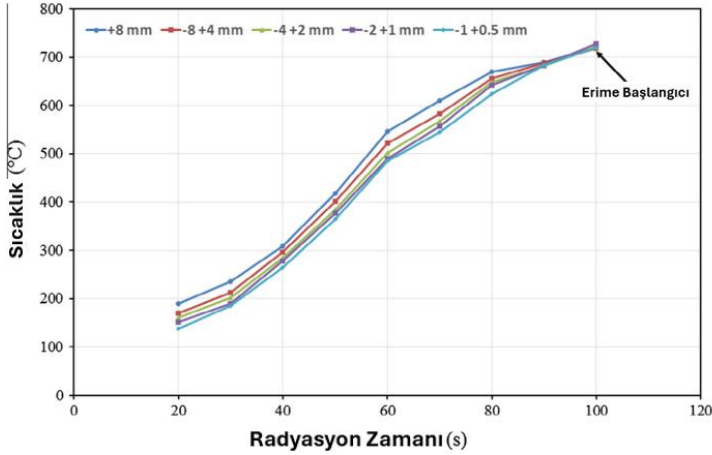
Kaynak: (Kingman & ark., 1999)

Mikrodalga ısıtma süreci, temel olarak malzemenin dielektrik özelliklerine bağlı olarak yukarıda belirtildiği gibi dipol dönüşü, iletken kayıplar ve iyon hareketliliği gibi üç ana mekanizma yoluyla gerçekleşmektedir. Dipol dönüşü mekanizması, mikrodalga alanı altındaki polar moleküllerin (örneğin kristal yapıya bağlı su molekülleri veya organik çözücüler) sürekli olarak yön değiştirmesiyle ortaya çıkan sürtünmeye bağlı iç ısı üretimini ifade etmektedir. Bu mekanizma, özellikle kristal su içeriği yüksek olan Götit (α -FeOOH) gibi minerallerde mikrodalga emilimini ve dolayısıyla ısıtma verimliliğini artırmaktadır. Mitar & ark., (2021) tarafından yapılan çalışmada da FeCl₃ çözeltisinden mikrodalga destekli α -Fe₂O₃ sentezinde kristal suyun faz dönüşümü üzerindeki etkisine dikkat çekilmiştir. İletken kayıplar mekanizması ise mikrodalga alanına maruz kalan serbest taşıyıcıların (özellikle metalik iyonlar ve serbest elektronlar) ivmelenmesiyle oluşan dirençli ısınmayı ifade eder. Bu mekanizma, metal tozları, manyetit

(Fe_3O_4) gibi yarıiletken mineraller ve karbon içeren maddelerde etkin bir şekilde çalışmaktadır. Jiang & ark., (2022) tarafından hematit ve benzeri Fe_2O_3 yapıların bu mekanizma sayesinde Mars yüzeyinde mikrodalga sinyalleri yayma kapasitelerine sahip olduğunu göstermişlerdir. İyonik hareketlilik mekanizması ise iyonların mikrodalga alanına tepkisiyle gerçekleştirdikleri osilasyon hareketleri sonucunda malzeme içinde iç sıcaklık artışı yaratmasıdır. Bu durum özellikle tuz, seramik ve iyonik minerallerde gözlenir. Mitar & ark., (2021), FeCl_3 bazlı sistemlerde iyon mobilitesinin mikrodalga destekli hidrotermal sentez süreçlerine olan katkısını göstermişlerdir.

Mikrodalga ısıtma, malzemeye uygulanan enerji miktarına, malzemenin fiziksel ve kimyasal özelliklerine, tane boyutuna ve içerdikleri kristal su oranına bağlı olarak farklı verimliliklerde gerçekleşmektedir. Özellikle dielektrik kayıp faktörü yüksek olan malzemeler, mikrodalga enerjisini daha fazla absorbe ederek daha hızlı ısınmaktadır (Şekil 4). Madencilik ve metalurji uygulamalarında mikrodalga ısıtma teknolojisinin kullanımı, demir cevherleri, altın içeren mineraller, bakır sülfürler ve kömür gibi malzemelerin işlenmesi sürecinde önemli avantajlar sunmaktadır (Omran & ark., 2014a). Bu çerçevede Clout & Manuel (2015) çalışmalarında, demir cevherinin işlenmesi ve çevresel sürdürülebilirlik konularına odaklanarak, bu cevherlerin özelliklerini, işlenme süreçlerini ve çevresel etkilerini tartışmaktadır. Mikrodalga ısıtma teknolojisinin geleneksel termal işlemlere kıyasla birçok avantajı bulunmaktadır. Öncelikle mikrodalga ısıtma, doğrudan malzeme içinde ısı üretimi sağladığı için enerji verimliliği daha yüksek olmakta ve işlem süreleri önemli ölçüde kısalmaktadır.

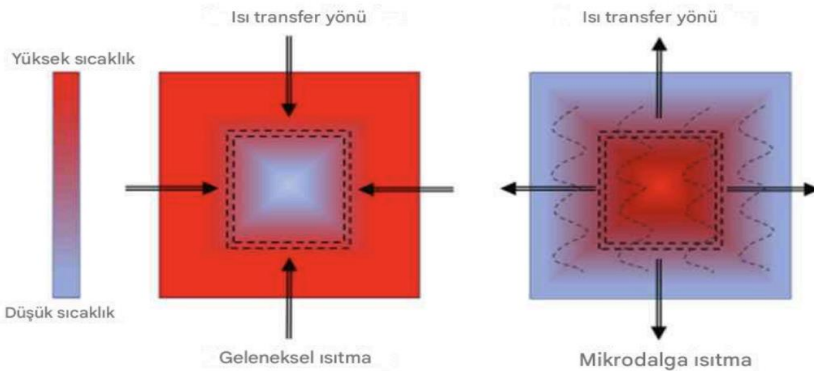
Şekil 4. Farklı Parçacık Boyutlarına Sahip Demir Cevherinin Mikrodalga Maruziyet Süresine Bağlı Sıcaklık Değişimleri



Kaynak: (Omran & ark., 2014a)

Ayrıca seçici ısıtma özelliği sayesinde mikrodalga enerjisi, farklı minerallerin farklı oranlarda ısınmasını sağlamak ve bu durum, mineral ayrıştırma ve zenginleştirme süreçlerinde büyük bir avantaj sunmaktadır. Şekil 5’de konvansiyonel ve iletim yoluyla gerçekleşen ısıtma yöntemlerinde, ısı malzemenin yüzeyinden iç kısmına doğru ilerlediği için homojen bir ısı dağılımı sağlamak zaman almakta ve enerji kayıpları oluşmaktadır (Wei & ark., 2019).

Şekil 5. Mikrodalga ve Geleneksel Isı Sisteminde Isı Transfer Yönleri



Kaynak:(Wei & ark., 2019)

Genel olarak mikrodalga ısıtmanın bir diğer önemli avantajı, çevresel etkilerinin geleneksel yöntemlere kıyasla daha az olmasıdır. Özellikle metalurjik işlemlerde yüksek sıcaklıklarda gerçekleştirilen geleneksel pirometalurjik yöntemler büyük miktarda enerji tüketmekte ve karbondioksit (CO₂) emisyonlarına neden olmaktadır. Mikrodalga ısıtma ile gerçekleştirilen işlemler, daha düşük enerji tüketimi ile benzer sonuçlar elde edilmesini sağlamakta ve bu nedenle çevresel sürdürülebilirlik açısından önemli bir teknoloji olarak değerlendirilmektedir (Omran & ark., 2014a). Bu durum, mikrodalga enerjisinin belirli minerallere uygulanabilirliğini sınırlandırmakta ve bu tür malzemelerin ısıtılması için ek önlemler alınmasını gerektirmektedir. Ayrıca mikrodalga ekipmanlarının endüstriyel ölçekte uygulanabilirliği konusunda bazı teknik zorluklar bulunmakta ve büyük ölçekli işlemler için özel tasarlanmış sistemlerin geliştirilmesi gerekmektedir. Bu teknoloji, enerji verimliliği sağlaması, işlem sürelerini kısaltması ve çevresel etkileri azaltması gibi avantajlarıyla madencilik ve metalurji gibi endüstriyel alanlarda giderek daha fazla kullanılmaktadır (Omran & ark., 2014a). Mikrodalga enerjisinin madencilik sektörüne entegrasyonu, özellikle demir cevheri ve diğer metalik minerallerin zenginleştirilmesi süreçlerinde büyük bir potansiyel taşımakta olup gelecekte bu alanda daha fazla araştırma ve uygulamanın gerçekleştirilmesi beklenmektedir.

Literatür Araştırması

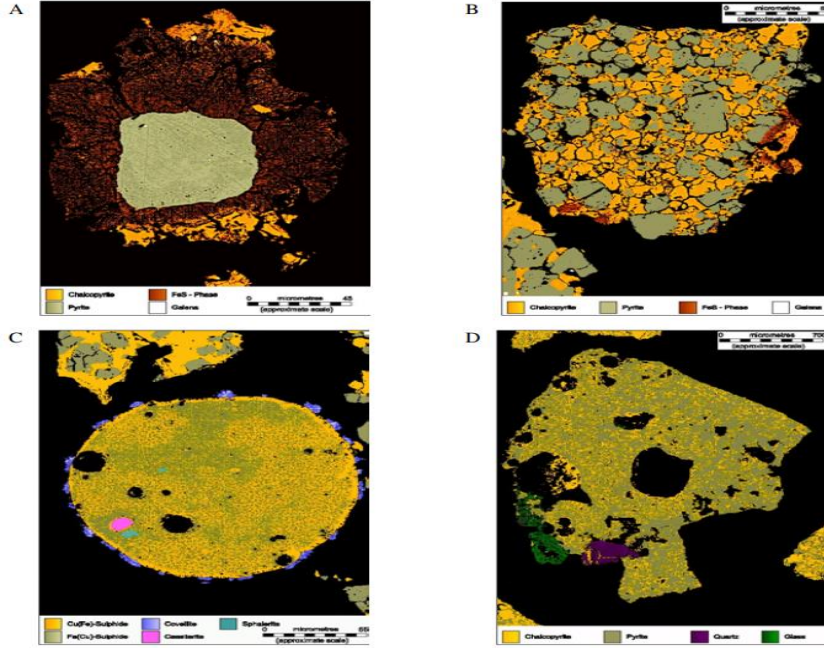
Demir cevheri, dünya genelinde madencilik ve metalurji sektörünün temel hammaddelerinden biri olarak büyük öneme sahiptir. Çelik üretiminin ana bileşeni olan demir cevheri, sanayinin birçok alanında yaygın olarak kullanılmakta ve ekonomik gelişimin temel unsurlarından biri olarak değerlendirilmektedir. Artan küresel çelik talebi, yüksek tenörlü demir cevherlerinin giderek azalmasına neden olmakta ve düşük tenörlü cevherlerin zenginleştirilmesine yönelik yeni tekniklerin geliştirilmesini zorunlu kılmaktadır. Bu

bağlamda alternatif ve sürdürülebilir zenginleştirme yöntemleri üzerine yapılan bilimsel çalışmalar hız kazanmaktadır (Alekaşbağ & Dancila, 2024; Rao & ark., 2023). Geleneksel manyetik ayırma ve flotasyon gibi yöntemlerin yanında, son yıllarda mikrodalga teknolojisinin demir cevherlerinin manyetik özelliklerini iyileştirme potansiyeli üzerine yapılan araştırmalar dikkat çekmektedir. Mikrodalga yöntemi, malzemelerin dielektrik özelliklerine bağlı olarak farklı bileşenler tarafından farklı oranlarda emilen elektromanyetik radyasyonun kullanılması esasına dayanmaktadır.

Heshami & ark. (2018) çalışmasında mikrodalga radyasyonunun öğütme kinetiği üzerine etkisini araştırılmışlardır. Bu çalışma, mikrodalga radyasyonunun, düşük kaliteli silisli manganez cevherlerinin öğütülmesi sürecindeki etkileşimini ve bu etkileşimin öğütme fonksiyonu ile kırılma fonksiyonu üzerindeki etkilerini incelemektedir. Bununla beraber mikrodalga yöntemi, özellikle mineral işlemlerinde, belirli bileşenleri seçici olarak ısıtma ve mineral fazlarını istenilen yönde dönüştürme potansiyeli nedeniyle ilgi çekmektedir. Buna önemli bir örnek olarak Vorster (2001) çalışmasında, mikrodalga radyasyonunun mineral işleme üzerindeki etkilerini araştırmıştır. Vorster (2001) Şekil 6.a'dan Şekil 6.d'ye kadar olan mikro yapı görüntülerini mikroskobik ölçekte nasıl gerçekleştirdiğini göstermiştir.

Çalışma, mikrodalgaların mineral işleme süreçlerindeki kullanımını ve bu teknolojinin minerallerin fiziksel ve kimyasal özellikleri üzerindeki etkilerini incelemektedir. Çalışmada mikrodalga işlemine maruz kalan cevherin büyük kısmında değişiklik olmamakla birlikte, pirit tanelerinin sınır bölgelerinde Fe-S fazında dönüşüm olduğu belirtilmiş ve bu dönüşüm verilen kimyasal denklemle açıklanmıştır (Vorster, 2001).

Şekil 6. Mikrodalga Radyasyonunun Mineral Üzerindeki Etkileri A: Pirit tanelerinin Fe-S fazına dönüşümü, B: Parçalanmış kalkopirit-pirit agregaları, C: Gaz boşlukları ve kovalit-benzeri faz oluşumu, D: Si bakımından zengin camsı faz ve kuvars ile erimiş alanlar

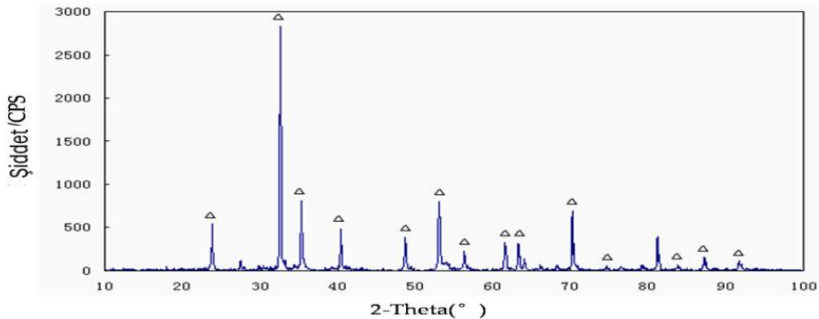


Kaynak: (Vorster, 2001)

Bu çerçevede Kingman & ark. (1999) çalışmasında mikrodalga radyasyonunun, Norveç İlmenit (FeTiO_3) cevherinin mineralojisi ve manyetik işleme üzerindeki etkilerini araştırmışlardır. Çalışma, mikrodalgaların İlmenit cevheri üzerindeki etkilerini ve bu cevherin manyetik işleme sürecinde mikrodalgaların sağladığı katkılarını incelemektedir. Benzer şekilde Sugihashi & Kinoshita (2019) çalışmalarında, demir üretimi için hammaddeye mikrodalga ısıl işlemini geliştirmişlerdir. Çalışma, mikrodalga teknolojisinin demir üretiminde kullanılacak hammaddelere nasıl uygulandığını ve bu yöntemin işleme verimliliğine olan katkılarını tartışmaktadır.

Wang & ark., (2016) tarafından İlmenit konsantresinin redüklenmiş ürünlerinin manyetik ayırma işlemlerinin mikrodalga emme özellikleri ve XRD karakterizasyonu incelenmiştir. Çalışma, mikrodalga işleminin İlmenit (FeTi_2O_5) cevherinin işlenmesindeki potansiyel etkilerini ve bu işlemin manyetik ayırma verimliliğini nasıl artırabileceğini tartışmaktadır. Çalışmada, redüksiyon sonrası elde edilen manyetik ve manyetik olmayan ürünlerin mikrodalga emme davranışları, mikrodalga kavitasyon bozunumu yöntemi ile ölçülmüş; ayrıca faz analizleri X-ışını kırınımı (XRD) ile gerçekleştirilmiştir. Elde edilen sonuçlara göre, metalik demir ($\alpha\text{-Fe}$) güçlü bir mikrodalga emici özellik sergilerken, titanyum dioksit (TiO_2) bu özellik bakımından oldukça zayıf kalmaktadır. Redüksiyon akımının 25'ten 30'a çıkarılması, manyetik ürünlerde metalik demir oranını azaltmış ve buna bağlı olarak mikrodalga emme kapasitesinde belirgin bir düşüş meydana getirmiştir. Aynı şekilde, manyetik olmayan ürünlerdeki FeTi_2O_5 oranının artması, bu fraksiyonların mikrodalga emme özelliklerini önemli ölçüde iyileştirmiştir (Şekil 7). Bu bulgular, mikrodalga işlemlerinin cevher yapısında faz dönüşümlerine neden olarak, özellikle demir içeriğinin zenginleştirilmesi ve ayırma verimliliğinin artırılması açısından önemli bir rol oynayabileceğini göstermektedir (Wang & ark., 2016).

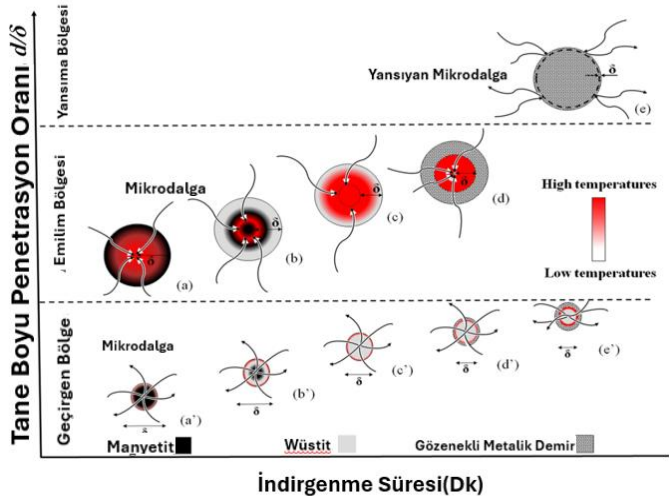
Şekil 7. İlmenit Konsantresinin Mikrodalga Sonrası XRD Pikleri



Kaynak: (Wang & ark., 2016)

Amini & ark., (2018) çalışmasında manyetit parçacığı boyutu ile mikrodalga penetrasyon derinliği oranının, H_2 ile yapılan indirgeme reaksiyonları üzerindeki etkisini araştırmışlardır (Şekil 8). Şekil 8'te, farklı d/δ oranlarına sahip magnetit parçacıklarının mikrodalga altında H_2 gazı ile redüksiyon mekanizması şematik olarak gösterilmiştir. Küçük parçacıklar ($d/\delta < 1$), mikrodalgaları etkin şekilde absorbe edemedikleri için "şeffaf" davranmakta ve esasen ısı iletimi (iletim ve konveksiyon) yoluyla ısınmaktadır. Bu durumda mikrodalga'nın katalitik etkisi ihmal edilebilir seviyededir. Buna karşılık, büyük parçacıklar ($d/\delta > 1$), mikrodalgaları daha etkin absorbe edebilmekte, bu da daha yüksek sıcaklık ve indirgeme oranı ile sonuçlanmaktadır. Redüksiyon tepkimesi genellikle parçacık yüzeyinden merkeze doğru ilerlemektedir; yüksek d/δ oranına sahip örneklerde Wüstite ve gözenekli metalik demir oluşumu gözlemlenmektedir. Şekil 8 mikrodalga absorpsiyonunda parçacık boyutunun önemli bir parametre olduğunu ve redüksiyon kinetiği üzerindeki etkisini açık şekilde ortaya koymaktadır.

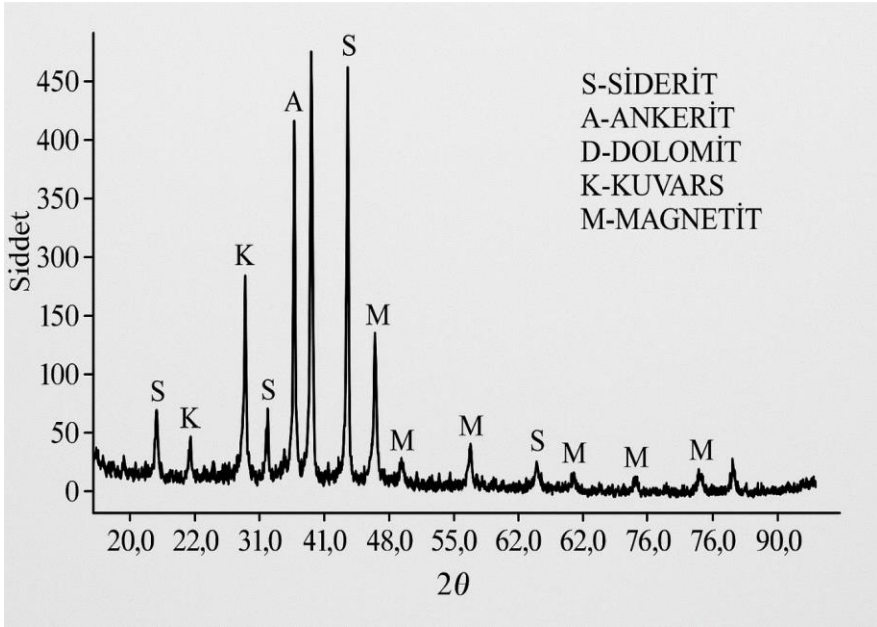
Şekil 8. Manyetit Parçacığı Boyutu ile Mikrodalga Penetrasyon Derinliği Oranının H_2 ile Yapılan İndirgeme Reaksiyonları



Kaynak: (Amini & ark., 2018)

Znamenáčková & ark. (2005) çalışmasında, siderit cevherine uygulanan 900 W gücündeki mikrodalga ışınlamayı ile 10. dakikadan itibaren belirgin bir manyetik duyarlılık artışı ve 15. dakikada magnetit oluştuğunu gözlemlemişlerdir. Bu dönüşüm sonucunda, mikrodalga ön işlemi gören örneklerde %97,6'ya varan demir geri kazanımı elde edilmiştir (Şekil 9).

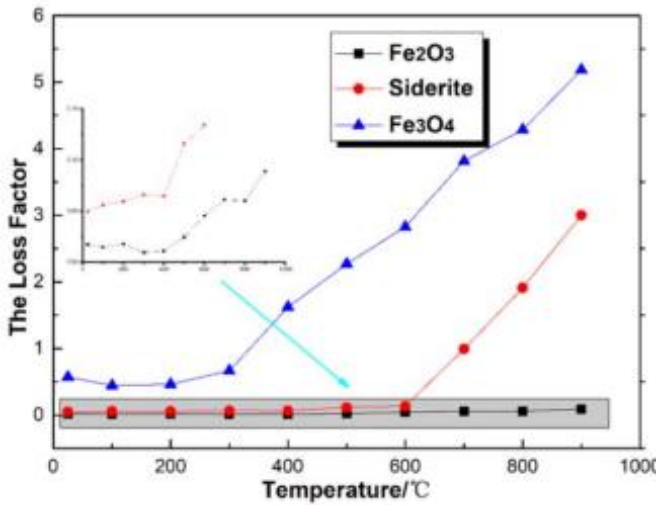
Şekil 9. Mikrodalga İşlemiyle Siderit Cevherinin Magnetit Fazına Dönüşüm Süreci



Kaynak: (Znamenáčková & ark., 2005)

Benzer şekilde, Zhou & ark. (2018) tarafından yürütülen çalışmada, 600 °C üzerindeki mikrodalga ısıtma işlemleriyle siderit içerisinde Fe_3O_4 fazı oluştuğu ve 700–800 °C aralığında bu fazın Fe_2O_3 'e oksitlendiği belirlenmiştir. Bu faz dönüşümleri, dielektrik kayıp faktörünün ve dolayısıyla mikrodalga soğurma kapasitesinin artmasına neden olmuştur (Şekil 10).

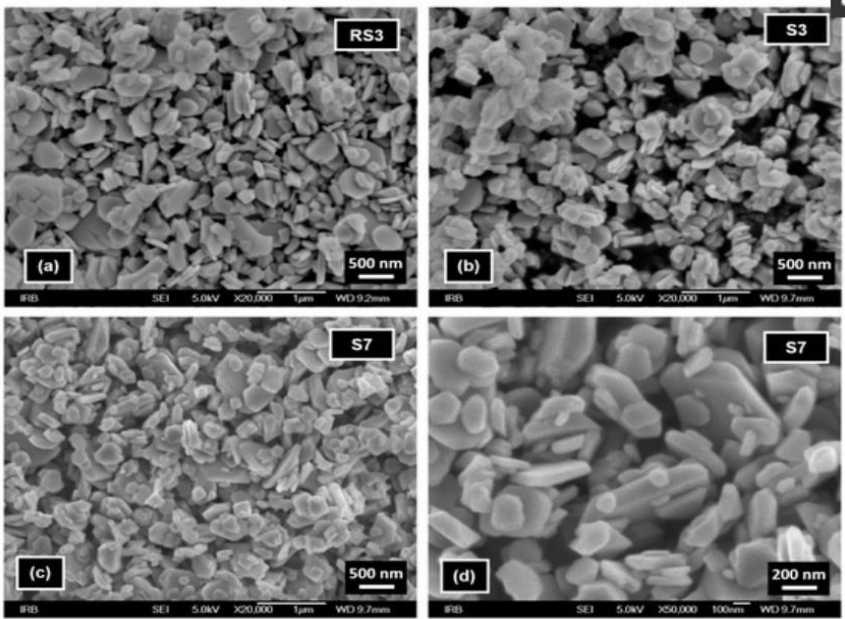
Şekil 10. Siderit ve Türevlerinin Mikrodalgadaki Dielektrik Davranışları



Kaynak: (Zhou & ark., 2018)

Mitar & ark., (2021) çalışmasında belirli koşullar altında demir oksit parçacıklarının hızlı mikrodalga yöntemi ile sentezlenmesini ele almışlardır. Çalışma, mikrodalga teknolojisi kullanarak demir oksit parçacıklarının hızlı sentezlenmesi sürecini ve bu teknolojinin verimliliğini incelemektedir (Şekil 11).

Şekil 11. Belirli Koşullar Altında Demir Oksit Parçacıklarının Hızlı Mikrodalga Yöntemi ile Sentezlenmesi

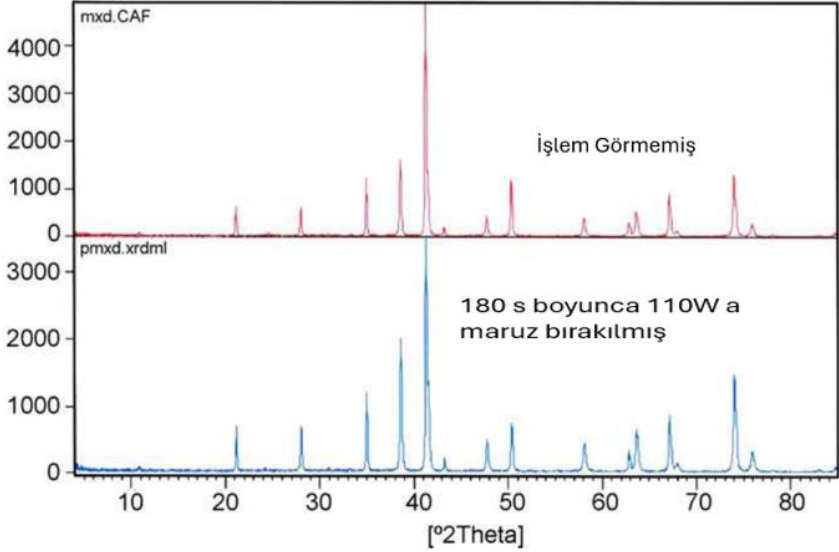


Kaynak: (Mitar & ark., 2021)

Barani & ark., (2011) tarafından mikrodalga ısıtma işlemi sonrası demir cevheri örneğinin manyetik özellikleri incelenmiştir (Şekil 12). Çalışma, mikrodalgaların demir cevherlerinin manyetik özellikleri üzerindeki etkilerini ve bu teknolojinin cevher işleme süreçlerinde nasıl kullanılabileceğini tartışmaktadır. Barani & ark., (2011) çalışmasında, demir cevherine uygulanan mikrodalga ısıtma işleminin kristal yapıda neden olduğu değişim, XRD analizleriyle

değerlendirilmiştir. Şekil 12’da yer alan desenlerde, işlenmemiş örnek ile 110 W gücünde mikrodalgaya 180 saniye maruz bırakılmış örnek karşılaştırılmıştır.

Şekil 12. Mikrodalga Isıl İşlem Sonrası Demir Cevherinin Manyetik Özellikleri

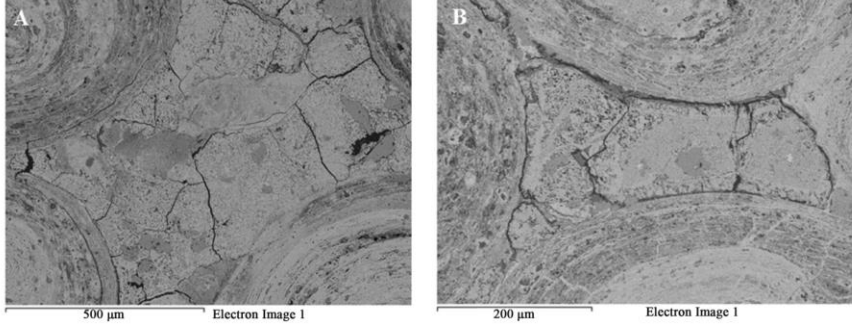


Kaynak: (Barani & ark., 2011)

Mikrodalga uygulaması sonrası yeni piklerin ortaya çıkması ve mevcut piklerin konum ve şiddet değişimleri, kristal faz dönüşümünü göstermektedir. Bu dönüşüm, manyetik özelliklerin artışına işaret eder ve mikrodalgaların demir cevherinin manyetikleştirilmesinde etkin bir araç olduğunu doğrulamaktadır.

Bu konuyla ilişkili olarak Omran & ark., (2014b) çalışmasında mikrodalga destekli yüksek fosforlu oolitik demir cevheri serbestleştirilmesini incelemişlerdir. Çalışma, mikrodalga destekli işlemin yüksek fosforlu oolitik demir cevherlerinin işlenmesindeki etkinliğini ve bu yöntemle fosforun serbestleştirilme (Şekil 13) verimliliğini tartışmaktadır.

Şekil 13. Mikrodalga İşlemi Sonrasında Yüksek Fosforlu Oolitik Demir Cevherine Ait BSE (Geri Saçılan Elektron) Görüntüleri: (A) Oolitik matris içerisinde oluşan mikroçatlaklar, (B) Ooil tanesi ile çevresindeki matris arasında gelişen intergranüler çatlaklar



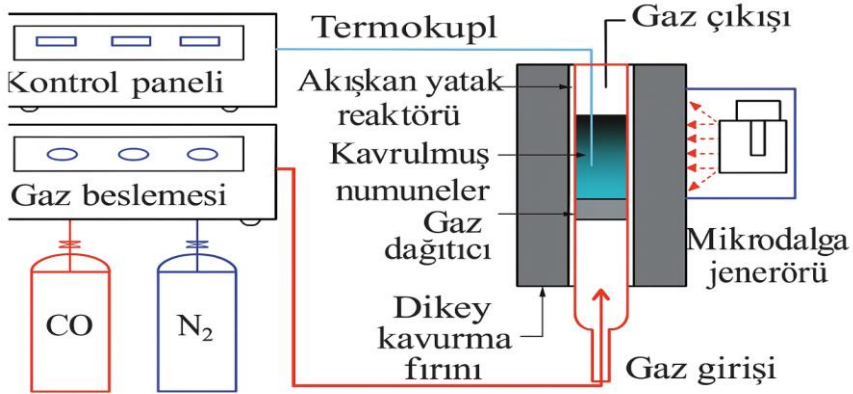
Kaynak: (Omran & ark., 2014b)

Bu çatlaklar, mikrodalga ile ısı genleşme farklarından kaynaklanmış olup, demir mineralleri ile fosforlu gang minerallerinin fiziksel olarak birbirinden ayrışmasını sağlamaktadır (Omran & ark., 2014b).

Zhou & ark. (2022) çalışmasında, düşük tenörlü ve zor zenginleştirilebilen oolitik hematit cevherlerinin etkin işlenmesi amacıyla mikrodalga destekli süspansiyon manyetizasyon kalsinasyonu (M-PSMR) yöntemini geliştirmişlerdir (Şekil 14). Bu yöntem, cevherin sıvı bir ortamda askıda tutulduğu ve mikrodalga enerjisiyle ısıtıldığı bir sistemde, demir oksitlerin manyetik fazlara (hematit → magnetit) dönüştürülmesini amaçlayan özel bir pişirme (kalsinasyon) işlemidir. Böylece daha etkin bir manyetik ayırma ve daha yüksek demir kazanımı sağlanmaktadır. Bu süreçte, mikrodalga ön işleme ile hematit cevherinde mikro çatlaklar oluşturularak indirgen gazların difüzyonu kolaylaştırılmış ve zayıf manyetik hematit fazı, güçlü manyetik magnetite dönüştürülmüştür. Bu dönüşüm sonucunda demir cevherinden elde edilen manyetik konsantrelerin demir tenörü %58,72'ye, geri kazanımı ise %89,32'ye ulaşmıştır. Zhou & ark. (2021) önceki çalışmalarında, mikrodalga

teknolojisinin seçici, hızlı ısıtma özelliği sayesinde işlem süresini kısaltarak enerji tasarrufu sağladığını ve ürünlerin manyetik özelliklerini belirgin şekilde artırdığını bildirmektedirler.

Şekil 14. Mikrodalga Destekli Süspansiyon Manyetizasyon Kalsinasyonu



Kaynak: (Zhou & ark., 2022)

Götit ($\text{FeO}(\text{OH})$) ve limonit ($\text{FeO}(\text{OH}) \cdot n\text{H}_2\text{O}$) gibi hidratlı demir oksit mineralleri, genellikle düşük tenörlü demir cevherlerinde bulunmaktadır. Yüksek su içerikleri nedeniyle işlenmeden önce ön kurutma veya piroliz işlemlerine tabi tutulmaları gerekmektedir. Bu minerallerin yaygın olarak görüldüğü cevherler, genellikle tortul kayalarda oluşmakta ve düşük manyetik özellikler göstermektedirler. Bu nedenle doğrudan manyetik ayırma yöntemleriyle zenginleştirilmeleri zor olmakta ve flotasyon veya kimyasal çöktürme gibi alternatif yöntemler gerektirmektedir (Nunna & ark, 2021). Bununla beraber demir cevherinin minerolojik yapısı, içeriğindeki gang mineralleri açısından da büyük bir farklılık göstermektedir. Demir cevheri yataklarında kuvars (SiO_2), kalsit (CaCO_3), dolomit ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$), alüminyum silikatlar ve kükürt içeren pirit (FeS_2) gibi istenmeyen bileşenler bulunabilmektedir. Bu bileşenler, demir cevherinin metalurjik verimini düşürmekte ve işleme süreçlerini daha karmaşık hale getirmektedir. Özellikle silikat

içeriği yüksek olan cevherlerin yüksek fırınlarda işlenmesi zor olmakta ve ön zenginleştirme süreçlerinin uygulanmasını gerektirmektedir. Demir cevherinin tane boyutu da minerolojik yapının önemli bir bileşeni olarak değerlendirilmektedir (Chen & ark., 2024; Wang & ark., 2019; Clout & Manuel, 2015; Agacayak, 2011).

Chen & ark. (2024) çalışmasında minerallerin ve cevherlerin mikrodalga ile işlenmesinin ısı davranışları, uygulamaları ve gelecekteki yönleri tartışılmaktadır. Çalışma, mikrodalga teknolojisinin minerallerin ve cevherlerin işlenmesindeki etkisini, bu teknolojinin işleme verimliliğini nasıl artırabileceğini ve gelecekte bu alanda yapılacak araştırmaların yönlerini incelemektedir.

Boyrazlı & ark. (2023) çalışmasında mikrodalga fırınında bir biyokütle bazlı indirgen maddesi kullanılarak üretilen demir nugget'larının karakterizasyonu yapmışlardır. Çalışma, mikrodalga fırın teknolojisinin ve biyomass bazlı indirgen maddelerin demir üretimindeki rolünü incelemekte ve bu süreçlerin verimliliğini tartışmaktadır. Benzer bir çalışmayı kömür bazlı indirgen kullanarak Junaidi & ark (2015) gerçekleştirmiştir.

Sonuç ve Öneriler

Demir cevherleri genellikle hematit, manyetit, siderit ve götit gibi farklı mineral fazları içermekte olup bunlar içerisinde manyetit en yüksek manyetik özelliklere sahiptir. Fakat doğal olarak bulunan demir cevherlerinin büyük bir kısmı hematit formunda yer almakta ve bu mineralin doğrudan manyetik ayırma ile zenginleştirilmesi mümkün olmamaktadır. Mikrodalga yöntemi ile gerçekleştirilen ısı işlemler, hematitin indirgenerek manyetite dönüşmesini sağlamak ve böylece manyetik ayırma sürecinde daha yüksek verim elde edilmesine katkıda bulunmaktadır. Bu dönüşüm süreci, uygulanan mikrodalga gücü, işlem süresi, minerallerin kristal yapısı ve cevherin kimyasal bileşimi gibi çeşitli faktörlere bağlı olarak değişkenlik göstermektedir.

Literatürde yer alan çalışmalar, mikrodalga işleminin demir cevherinin manyetik özelliklerini artırma konusunda umut verici sonuçlar sunduğunu ortaya koymaktadır. Özellikle düşük manyetik cevherlerin mikrodalga enerjisi ile ısıtılması sonucunda manyetit fazına dönüşümü mümkün hale gelmekte ve bu durum, manyetik ayırma işlemlerinin verimliliğini artırmaktadır.

Geleneksel demir cevheri zenginleştirme yöntemleri, yüksek enerji tüketimi ve uzun işlem süreleri gerektirmekte olup bu durum hem ekonomik hem de çevresel açıdan bazı dezavantajlar oluşturmaktadır. Mikrodalga teknolojisi, doğrudan malzeme içinde ısı üretimi sağlayarak faz dönüşümlerini hızlandırmakta, manyetik özelliklerin gelişmesini teşvik etmekte ve böylece manyetik ayırma süreçlerinde daha yüksek verim elde edilmesine katkı sunmaktadır. Demir cevherinin manyetik özellikleri, içerdiği mineral türüne bağlı olarak değişkenlik göstermektedir. Manyetit (Fe_3O_4) gibi doğal manyetik mineraller, manyetik ayırma süreçlerinde doğrudan işlenebilirken, hematit (Fe_2O_3), götit ($\text{FeO}(\text{OH})$) ve siderit (FeCO_3) gibi mineraller manyetik açıdan zayıf özellikler sergilemektedir. Bu nedenle manyetik ayırma yöntemlerinin verimliliğini artırmak için

düşük manyetik minerallerin magnetit fazına dönüştürülmesi gerekmektedir. Geleneksel termal işlemler, yüksek sıcaklık ve uzun işlem süresi gerektirdiğinden dolayı enerji tüketimini artırmakta ve karbon salınımına neden olmaktadır. Mikrodalga uygulamalarının demir cevheri üzerindeki etkileri, faz dönüşümleri, oksijen kaybı, kristal yapı değişimi, tane boyutu küçülmesi ve manyetik domain oluşumu gibi mekanizmalara dayanmaktadır. Mikrodalga enerjisi, belirli minerallerin seçici olarak ısınmasını sağlayarak manyetik özelliklerin gelişmesini desteklemekte ve bu süreçte oksijen kaybı ile hematitin manyetite dönüşümünü teşvik etmektedir. Mikrodalga ile gerçekleştirilen ısı işlemler, minerallerin kristal yapısını değiştirerek daha kararlı ve manyetik olarak daha duyarlı fazlar oluşturmakta, böylece manyetik ayırma süreçlerinde daha yüksek verim elde edilmesini sağlamaktadır. Tüm bunlarla beraber,

Mikrodalga ile manyetik özelliklerin artırılmasında kullanılan indirgeme ajanları ve katkı malzemeleri üzerine daha fazla araştırma yapılması gerekmektedir. Özellikle karbon, hidrojen ve çeşitli metal oksitlerin kullanıldığı indirgeme süreçlerinde mikrodalga ile etkileşimin nasıl optimize edileceği belirlenmelidir. Demir cevherinde oksitlenme ve redüksiyon süreçlerinin daha verimli hale getirilmesi için indirgeme ajanlarının reaksiyon mekanizmaları detaylı olarak incelenmelidir.

Mikrodalga teknolojisinin endüstriyel ölçekte uygulanabilirliğinin artırılması için pilot ölçekli çalışmalar yapılmalı ve farklı maden sahalarından elde edilen cevherler üzerinde test edilmelidir. Farklı coğrafi bölgelerden çıkarılan demir cevherleri, mineralojik ve kimyasal bileşim açısından çeşitlilik göstermektedir.

Mikrodalga destekli manyetik dönüşüm süreçlerinin çevresel etkileri de araştırılmalıdır. Geleneksel ısı işlemlerde yüksek sıcaklık nedeniyle oluşan gaz emisyonları ve katı atıklar, çevresel kirliliğe neden olmaktadır. Mikrodalga ısıtma yöntemiyle gerçekleştirilen

işlemler, düşük sıcaklıkta ve kısa sürede tamamlandığı için çevresel etkiler açısından avantaj sağlamaktadır.

Mikrodalga destekli manyetik dönüşüm süreçlerinin diğer cevher zenginleştirme yöntemleriyle entegrasyonu da değerlendirilmelidir. Manyetik ayırma, flotasyon, gravite ile zenginleştirme ve hidrometalurjik işlemler gibi geleneksel yöntemlerin mikrodalga teknolojisi ile kullanılması, daha yüksek verimlilik ve enerji tasarrufu sağlayan yeni nesil cevher işleme sistemlerinin geliştirilmesine olanak tanımaktadır. Mekanik aktivasyon öğütmenin mikrodalga enerjisine etkisinin araştırılması da faydalı olabilir.

Tüm bunlarla beraber mikrodalga yöntemiyle demir cevherinin manyetik özelliklerinin artırılması, madencilik ve metalurji sektörlerinde önemli bir yenilikçi teknoloji olarak değerlendirilmektedir. Bu yöntem, geleneksel ısı işlemlere kıyasla daha düşük sıcaklıklarda daha kısa sürede ve daha düşük enerji tüketimi ile faz dönüşümlerinin gerçekleştirilmesini sağlamaktadır. Mikrodalga enerjisi ile hematit, götit ve siderit gibi düşük manyetik mineraller magnetik faza dönüştürülmekte, manyetik ayırma süreçlerinde daha yüksek verim elde edilmekte ve demir cevheri işleme süreçleri daha ekonomik ve çevresel açıdan daha sürdürülebilir hale getirilmektedir. Ancak mikrodalga yönteminin endüstriyel ölçekte daha yaygın bir şekilde kullanılabilmesi için pilot ölçekli uygulamalar, enerji verimliliği analizleri, çevresel etkilerin değerlendirilmesi ve farklı cevher türleri üzerindeki optimizasyon çalışmaları sürdürülmelidir.

Kaynakça/References

- Alekajbaf, Y. & Dancila, D. (2024) An applicator for high-power rock comminution using microwave technology in the megawatt range. *International Journal of Microwave and Wireless Technologies*, 1 (1), 1-6.
- Amini, A., Ohno, K. I., Maeda, T. & Kunitomo, K. (2018) Effect of the ratio of magnetite particle size to microwave penetration depth on reduction reaction behaviour by H₂. *Scientific reports*, 8 (1), 15023.
- Şen, S., Çiçek, T. & Engin, V.T. (2010) Bakır içeren demir cevherinin manyetik ayırma ve flotasyon ile zenginleştirilmesi. *Dokuz Eylül Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Fen ve Mühendislik Dergisi*, 12 (2), 44-54.
- Agacayak, T. (2011). Effect of microwave heating on magnetic separation: Kesikköprü magnetite deposits in Ankara, Central Turkey. *Scientific Research and Essays*, 6 (8), 1856-1864.
- Barani, K., Koleini, S. J. & Rezaei, B. (2011). Magnetic properties of an iron ore sample after microwave heating. *Separation and Purification Technology*, 76 (3), 331-336.
- Benli, B., Baştürkçü, H. (2022). Modeling and Box-Behnken design optimization of microwave treatment of sulphidic gold flotation tailing. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 58 (5), 149929.
- Blaney, L. (2007). Magnetite (Fe₃O₄): Properties, Şynthesis, and Applications. *Lehigh Review*, 15 (5), 33-81.
- Boyrızlı, M., Öztürk, E. A., Benkli, Y. E. & Canbay, C. A. (2023). Characterization of iron nugget produced from iron ore concentrate in a microwave oven using a biomass-based reductant. *Revista de Metalurgia*, 59 (4), e250.
- Chen, J., Li, X., Gao, L., Guo, S. & He, F. (2024). Microwave treatment of minerals and ores: Heating behaviors, applications, and future directions. *Minerals*, 14 (3), 219.
- Clout, J.M.F. & Manuel, J.R. (2015). Mineralogical, chemical, and physical characteristics of iron ore. *Iron Ore*, Woodhead Publishing, 45-84.
- Dudchenko, N., Ponomar, V., Ovsiiienko, V., Cherevko, Y. & Perelshtein, I. (2024). Mineral magnetic modification of fine iron ore tailings and their beneficiation in alternating magnetic fields. *Metals*, 14 (1), 26.
- Eskibalci, M.F. (2014). Konvansiyonel ve Mikrodalga Isıtmaya Bağlı Kuvarsitin Öğütülebilirliğinin İncelenmesi. *Erzincan University Journal of Science and Technology*, 7 (2), 169-190.

Frederichs, T., von Döbeneck, T., Bleil, U. & Dekkers, M. J. (2003). Towards the identification of siderite, rhodochrosite, and vivianite in sediments by their low-temperature magnetic properties. *Physics and Chemistry of the Earth, Parts A/B/C*, 28(16-19), 669-679.

Heshami, M., Ahmadi, R. & Rahimi, E. (2018). The effect of microwave radiation on grinding kinetics by selection function and breakage function - A case study of low-grade siliceous manganese ores. *Journal of Particle Science and Technology*, 4, 39-47.

Jiang, Z., Liu, Q., Roberts, A. P., Dekkers, M. J., Barrón, V., Torrent, J., & Li, S. (2022). The magnetic and color reflectance properties of hematite: From Earth to Mars. *Reviews of Geophysics*, 60 (1), e2020RG000698.

Junaidi, M., Ninez, K.N.P., Pramusiwi, S., Ismail, I. & Sungging, P. (2015). Reduction of iron ore by charcoal under microwave irradiation. In *Proceedings of the 40th The IIER International Conference*, Manila, Philippines, 9th October 2015, (pp 18-21).

Kingman, S.W. (2006). Recent developments in microwave processing of minerals. *International Materials Reviews*, 51 (1), 1-22.

Kingman, S.W., Corfield, G. M., & Rowson, N. A. (1999) Effects of microwave radiation upon the mineralogy and magnetic processing of a massive Norwegian ilmenite ore. *Physical Separation in Science and Engineering*, 9 (3), 131-148.

Mitar, I., Guć, L., Soldin, Ž., Vrankić, M., Paut, A., Prkić, A., & Krehula, S. (2021). Rapid microwave method for synthesis of iron oxide particles under specific conditions. *Crystals*, 11 (4), 383.

Nunna, V., Hapugoda, S., Pownceby, M. I. & Sparrow, G. J. (2021). Beneficiation of low-grade, goethite-rich iron ore using microwave-assisted magnetizing roasting. *Minerals Engineering*, 166, 106826.

Omran, M., Fabritius, T., Elmahdy, A.M., Abdel-Khalek, N. A., El-Aref, M., & Elmanawi, A.E.H. (2014a). Effect of microwave pre-treatment on the magnetic properties of iron ore and its implications on magnetic separation. *Separation and Purification Technology*, 136, 223-232.

Omran, M., Fabritius, T., Abdel-Khalek, N., El-Aref, M., Elmanawi, A.E.H. & Nasr, M. (2014b). Microwave assisted liberation of high phosphorus oolitic iron ore. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*, 2 (5), 413-426.

Rao, N.D., Chakraborty, D.P., Shukla, V., & Kumar, N. (2023). Iron ore beneficiation: an overview. *Mineral Processing*, 55-77.

Roy, S. K., Nayak, D., Dash, N., Dhawan, N. & Rath, S.S. (2020). Microwave-assisted reduction roasting–magnetic separation studies of two mineralogically different low-grade iron ores. *International Journal of Mineral Processing*, 27 (11), 1449-1461.

Silva, L.M.D., Eugenio, T.F., Medeiros, G.A.D., Medeiros, R.G.D. C., Freitas, P.G.M.D. & Castro, J.A.D. (2022). Evaluation of the use of microwave energy on the reduction of iron ore and steelmaking mill scale composite self-reducing mixtures. *Materials Research*, 25, e20210446.

Sugihashi, A. & Kinoshita, T. (2019). Development of microwave heating process for feedstock for iron production. Nippon Steel & Sumitomo Metal Technical Report, 121, 101-107.

Vorster, W. (2001) *The effect of microwave radiation on mineral processing*. (Unpublished doctoral dissertation). The University of Birmingham, School of Chemical Engineering, İngiltere.

Wang, X., Li, W., Zhang, L. & Peng, J. (2016) Microwave-absorbing characteristics and XRD characterization of magnetic separation products of reductive products of ilmenite concentrate. *Minerals*, 6 (4), 99.

Wang, J.P., Jiang, T., Liu, Y.J. & Xue, X.X. (2019). Influence of microwave treatment on grinding and dissociation characteristics of vanadium titanomagnetite. *International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials*, 26 (2), 160-167.

Wei, W., Shao, Z., Zhang, Y., Qiao, R. & Gao, J. (2019). Fundamentals and applications of microwave energy in rock and concrete processing—A review. *Applied Thermal Engineering*, 157, 113751.

Yıldız, N. (2010) Demir Cevheri, Ankara 248 s.

Zhou, W., Sun, Y., Han, Y., Gao, P. & Li, Y. (2021). Recycling iron from oolitic hematite via microwave fluidization roasting and magnetic separation. *Minerals Engineering*, 164, 106851.

Zhou, W. T., Sun, Y. S., Han, Y. X., Gao, P., & Li, Y. J. (2022). Mechanism of microwave assisted suspension magnetization roasting of oolitic hematite ore. *Journal of Central South University*, 29 (2), 420-432.

Zhou, B., Zhou, J., Zhang, Z., Hu, T., Yang, L., & Lin, G. (2018). Dielectric characterizations and heating behavior of siderite in microwave field. *Materials Research Express*, 5 (10), 105502.

Znamenáčková, I., Lovas, M., Mockovčíaková, A., Jakabský, Š., & Briančin, J. (2005). Modification of magnetic properties of siderite ore by microwave energy. *Separation and Purification Technology*, 43(2), 169-174.

GEÇİCİ KAPAK

*Kapak tasarımı
devam ediyor.*