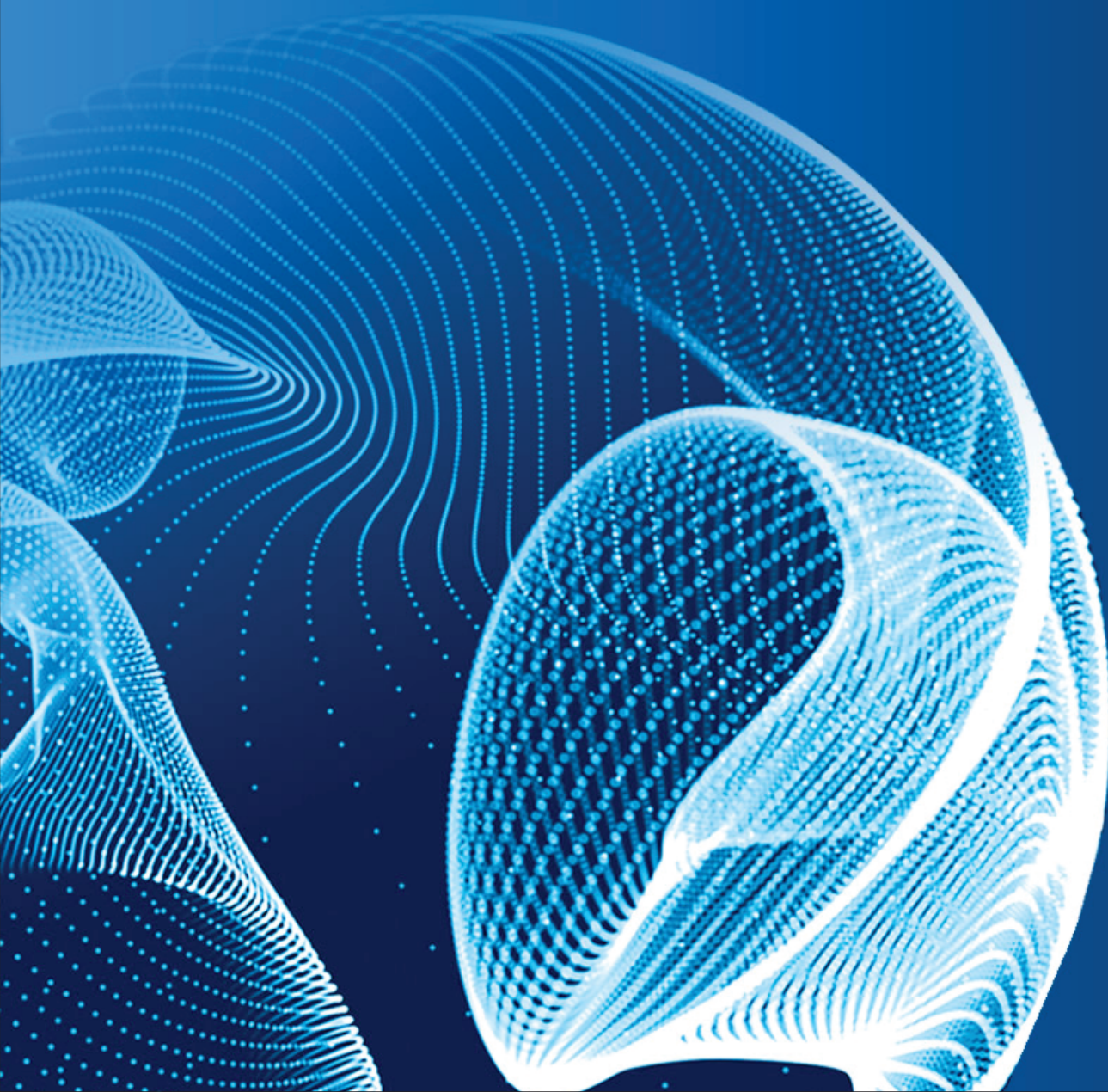


ENGINEERING JOURNAL of Satbayev University

Volume 146 (Issue 3)
June 2024



EDITOR-IN-CHIEF

Alma Bekbotayeva, PhD, associate professor, Geology and Petroleum Engineering Institute of Satbayev University, Kazakhstan

DEPUTY EDITOR-IN-CHIEF

Kanai Rysbekov, candidate of technical sciences, associate professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Vasyl Lozinskyi, PhD, associate professor, National TU Dnipro Polytechnic, Ukraine

MANAGING EDITOR

Gulziya Burshukova, PhD, associate professor, Satbayev University, Kazakhstan

MEMBERS OF THE EDITORIAL BOARD

Ata Utku Akçil, PhD, professor, Suleyman Demirel University, Turkey

Adilkhan Baibatsha, doctor of geological and mineralogical sciences, professor, Geology and Petroleum Engineering Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Atac Bascetin, PhD, professor, Istanbul Technical University, Turkey

Madina Barmenshinova, candidate of technical sciences, associate professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Omirsirik Baigenzhanov, PhD, associate professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Tatiana Chepushtanova, PhD, associate professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Agata Duczmal-Czernikiewicz, PhD, habilit.doctor, professor, Adam Mickiewicz University, Poland

Serik Moldabaev, doctor of technical sciences, professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

Brajendra Mishra, PhD, professor, Worcester Polytechnic Institute, USA

Suping Peng, professor, academician, Chinese Mining University, China

Reimar Seltsmann, PhD, professor, The Earth Sciences Department, Center for Russian and Central Asian Mineral Research (CERCAMS), Great Britain

Atsushi Shibayama, PhD, professor, Akita University, Japan

Olena Sdvizhkova, doctor of technical sciences, professor, National TU Dnipro Polytechnic, Ukraine

Khalidilla Yusupov, doctor of technical sciences, professor, Mining and Metallurgical Institute of Satbayev University, Kazakhstan

БАС ҒЫЛЫМИ РЕДАКТОР

Алма Бекботаева, PhD, қауымдастырылған профессор, Satbayev University Геология және мұнай-газ ісі институты, Қазақстан

БАС ҒЫЛЫМИ РЕДАКТОРДЫҢ ОРЫНБАСАРЛАРЫ

Қанай Рысбеков, т.ғ.к., қауымдастырылған профессор, Satbayev University Тай-кен-металлургия институты, Қазақстан

Василий Лозинский, PhD, қауымдастырылған профессор, «Днепр политехникасы» Ұлттық техникалық университеті, Украина

ЖАУАПТЫ ХАТШЫ

Гулзия Буршукова, PhD, қауымдастырылған профессор, Satbayev University, Қазақстан

РЕДАКЦИЯЛЫҚ АЛҚА МҮШЕЛЕРІ

Ata Utku Akçil, PhD, профессор, Сүлейман Демирел Университеті, Түркия

Әділхан Байбатша, г-м.ғ.д., профессор, Satbayev University Геология және мұнай-газ ісі институты, Қазақстан

Atac Bascetin, PhD, профессор, Ыстамбұл техникалық университеті, Түркия

Мадина Барменшинова, т.ғ.к., қауымдастырылған профессор, Satbayev University Тай-кен-металлургия институты, Қазақстан

Өмірсерік Байгенженов, PhD, қауымдастырылған профессор, Satbayev University Тай-кен-металлургия институты, Қазақстан

Татьяна Чепуштанова, PhD, қауымдастырылған профессор, Satbayev University Тай-кен-металлургия институты, Қазақстан

Agata Duczmal-Czernikiewicz, PhD, хабилит.доктор, профессор, Адам Мицкевич Университеті, Польша

Серік Молдабаев, т.ғ.д., профессор, Satbayev University Тай-кен-металлургия институты, Қазақстан

Brajendra Mishra, PhD, профессор, Вустер политехникалық институты, АҚШ

Suping Peng, профессор, академик, Қытай тау-кен университеті, ҚХР

Reimar Selmann, PhD, профессор, Жер туралы ғылымдар бөлімі, Ресей және Орта Азия минералды зерттеулер орталығы (CERCAMS), Ұлыбритания

Atsushi Shibayama, PhD, профессор, Akita University, Жапония

Олена Сдвижкова, т.ғ.д., профессор, «Днепр политехникасы» Ұлттық техникалық университеті, Украина

Халидилла Юсупов, т.ғ.д., профессор, Satbayev University Тай-кен-металлургия институты, Қазақстан

ГЛАВНЫЙ НАУЧНЫЙ РЕДАКТОР

Алма Бекботаева, PhD, ассоц.профессор, Институт геологии и нефтегазового дела Satbayev University, Казахстан

ЗАМЕСТИТЕЛИ ГЛАВНОГО НАУЧНОГО РЕДАКТОРА

Канай Рысбеков, к.т.н., ассоц.профессор, Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Василий Лозинский, PhD, ассоц.профессор, Национальный технический университет «Днепропетровская политехника», Украина

ОТВЕТСТВЕННЫЙ СЕКРЕТАРЬ

Гулзия Буршукова, PhD, ассоц.профессор, Satbayev University, Казахстан

ЧЛЕНЫ РЕДАКЦИОННОЙ КОЛЛЕГИИ

Ata Utku Akçil, PhD, профессор, Университет Сулеймана Демиреля, Турция

Адилхан Байбатша, д.г-м.н., профессор, Институт геологии и нефтегазового дела Satbayev University, Казахстан

Atac Bascetin, PhD, профессор, Стамбульский технический университет, Турция

Мадина Барменшинова, к.т.н., Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Омирсерик Байгенженов, PhD, ассоц.профессор, Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Татьяна Чепуштанова, PhD, ассоц.профессор, Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Agata Duczmal-Czernikiewicz, PhD, хабилит.доктор, профессор, Университет Адама Мицкевича, Польша

Серик Молдабаев, д.т.н., профессор, Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Brajendra Mishra, PhD, профессор, Вустерский политехнический институт, США

Suping Peng, профессор, академик, Китайский горнопромышленный университет, КНР

Reimar Seltsmann, PhD, профессор, Отдел Наук о Земле, Центр Российских и Среднеазиатских Минеральных Исследований (CERCAMS), Великобритания

Atsushi Shibayama, PhD, профессор, Akita University, Япония

Олена Сдвижкова, д.т.н., профессор, Национальный технический университет «Днепропетровская политехника», Украина

Халидилла Юсупов, д.т.н., профессор, Горно-металлургический институт Satbayev University, Казахстан

Influence of Thermal Annealing Conditions on the Processes of Phase Transformations in Aluminium-Magnesium Ceramics Doped with Scandium

K.K. Kadyrzhanov^{1*}, E. Nashekina¹, A.L. Kozlovskiy^{1,2}, D.I. Shlimas^{1,2}

¹L.N. Gumilyov Eurasian National University, Astana, Kazakhstan

²Institute of Nuclear Physics, Almaty, Kazakhstan

*Corresponding author: kayrat.kadyrzhanov@mail.ru

Abstract. In modern materials science, much attention is paid to the production of new types of ceramics that have increased resistance to external influences, as well as high strength parameters. At the same time, among the ceramics one can single out aluminum-magnesium spinel, which has a unique combination of properties that open up opportunities for its use as structural materials in the nuclear industry and aircraft construction, as well as metallurgy in the manufacture of crucibles for smelting metals. It should also be noted that recently special attention has been paid to research aimed at improving the properties of these ceramics by doping or alloying them, which makes it possible to change their properties and increase resistance to external influences. The purpose of this study is to study the effectiveness of scandium doping of aluminum-magnesium spinel (MgAl_2O_4) obtained using the method of mechanochemical solid-phase synthesis, on changing the dynamics of phase transformation processes. The choice of ceramics based on MgAl_2O_4 spinel as objects of study is due to the great prospects for its use in structural materials science, due to the unique physicochemical and strength properties, and the addition of scandium to the composition of this ceramic makes it possible to increase resistance to external influences and increase crack resistance. Using the method of X-ray phase analysis, it was found that an increase in the annealing temperature of alumina-magnesium ceramics doped with scandium leads to an enrichment of the composition with the γ -phase of aluminum oxide, with the formation of a substitutional solid solution of the $\text{MgAl}_2\text{O}_4/\text{Al}_2\text{O}_3$ type, and also to a decrease in the concentration of the ScAlMgO_4 phase. At an annealing temperature of 1500°C , inclusions are formed in the composition of ceramics in the form of an MgAl intermetallic phase with a high degree of structural ordering of the crystal lattice (the deformation distortion factor is -0.35 (compression strain)).

Keywords: aluminum-magnesium ceramics, phase transformations, impurity inclusions, structural deformations, X-ray phase analysis.

1. Введение

Как известно, алюмо-магниево-скандиевые керамики со структурой шпинели типа MgAl_2O_4 являются одним из типов композиционных материалов, которые комбинируют преимущества алюминия и магния, что позволяет создавать материал с уникальными свойствами, имеющий широкое применение в авиационной и космической промышленности. Они обычно имеют низкую плотность, что делает их привлекательными для применения в легком машиностроении и авиационной промышленности, где требуется высокая прочность при небольшом весе [1-3]. Они также обладают хорошими теплоизоляционными свойствами, что делает их полезными для применения в высокотемпературных условиях. Использование данных типов керамик позволяет изготавливать легкие и прочные компоненты для самолетов, ракет, спутников и других аэрокосмических систем. Они также обладают химической инертностью и отличной коррозионной стойкостью и могут выдерживать высокие температуры, что делает их полезными для широкого спектра применений. Так, к примеру, в электронике использование данных

типов керамик позволяет создавать компоненты для электронных устройств с высокой теплопроводностью и изоляционными свойствами [4,5]. Также они могут применяться в качестве изоляционных материалов, подложек для электронных компонентов и термостойких покрытий [6,7]. В медицине использовать их в качестве имплантатов и ортопедических протезов благодаря их биосовместимости и прочности [8,9].

Одним из способов повышения устойчивости керамик к внешним воздействиям является их допирование различными компонентами, в частности, скандием или его оксидом. Использование данного элемента, как правило, обусловлено возможностью формирования твердых фаз замещения, связанных с частичным замещением ионов алюминия и магния скандием, что в свою очередь приводит к изменению структурных параметров. Допирование скандием может влиять на механические, электрические и термические свойства алюмо-магниево-скандиевых керамик [10]. Использование данного соединения в качестве допанта обусловлено возможностями инициализации процессов фазовых трансформаций, связанных с образованием

твердых растворов внедрения или замещения, что в последствии сказывается на изменении свойств керамических материалов. Так, к примеру, скандий может образовывать твердые растворы с алюминием и магнием, что приводит к укреплению структуры материала и снижению деформаций [11,12]. Допирование скандием может повысить термическую стабильность керамики. Скандий имеет высокую температуру плавления и низкую склонность к диффузии, что делает его эффективным стабилизатором структуры при высоких температурах [13-15]. В свою очередь увеличение устойчивости керамик к термическим воздействиям позволяет расширить спектр их практического применения, в том числе открывает возможности использования их в качестве конструкционных материалов ядерных реакторов нового поколения, эксплуатация которых подразумевает увеличение температуры активной зоны до температур порядка 700-1000°C. В этом случае повышение термической стабильности керамических материалов позволит не только сохранить возможность эксплуатации реакторов при данных температурных режимов, но и за счет высоких показателей устойчивости к радиационным повреждениям, увеличить срок эксплуатации, и как следствие, увеличению КПД выгорания ядерного топлива.

На основании вышесказанного цель данного исследования заключается в изучении эффективности допирования скандием алюмо-магниевого шпинели ($MgAl_2O_4$) полученной с применением метода механохимического твердофазного синтеза, на изменение динамики процессов фазовых трансформаций и структурных характеристик. При этом использование данного метода синтеза, совмещенного с термическим отжигом образцов после перемалывания, используемого для стабилизации кристаллической структуры и инициализации процессов фазовых трансформаций в результате температурного воздействия, позволяет достаточно просто масштабировать данный метод синтеза от лабораторных до промышленных масштабов, что открывает возможности для внедрения данной технологии в промышленность. Однако, без предварительного детального изучения влияния термического отжига на процессы фазообразования алюмо-магниевого шпинели допированной оксидом скандия, и как следствие, инициированных фазовых трансформаций в зависимости от температуры отжига, внедрение в промышленность не осуществимо. Выбор керамик на основе $MgAl_2O_4$ шпинели в качестве объектов исследования обусловлен большими перспективами ее использования в конструкционном материаловедении, за счет уникальных физико-химических и прочностных свойств, а добавление скандия в состав данной керамики позволяет увеличить устойчивость к внешним воздействиям и повысить трещиностойкость.

2. Материалы и методы

Образцы, использованные в данном исследовании, были получены методом механохимического твердофазного синтеза. Этап смешения компонентов Al_2O_3 , $MgSO_4$, Sc_2O_3 проводился в соответствии с заданными стехиометрическими соотношениями с массами 16.99 г, 4.08 г и 1.82 г соответственно. Все компоненты производства SigmaAldrich (MerckKGaA, Сент-Луис, Миссури, США) имели чистоту химреактивов 99.95%. Выбранное

соотношение компонент Al_2O_3 и $MgSO_4$, равное 4 к 1, обусловлено возможностью получения шпинельной фазы $MgAl_2O_4$, обладающей высокой степенью структурного упорядочения, получаемых в результате термического спекания. Добавление оксида скандия ведет к ряду улучшений свойств $MgAl_2O_4$, как уже упоминалось выше.

Для синтеза керамик был применен метод механохимического перемалывания, совмещенного с термическим отжигом перемолотых исходных компонент в заданном стехиометрическом соотношении. Перемешивание проводилось в карбид-вольфрамовом стакане со скоростью 400 об/мин в течение 1 часа до получения однородной смеси. После этого образцы обжигали в муфельной печи ПМ-1700 (Русуниверсталь, г. Челябинск, Россия) при температуре от 1000°C до 1400°C с концентрацией 1.0% в течение 1 ч и при 1500°C в течение 30 минут, а затем охлаждали в печи в течение 24 часов. Выбор условий термического отжига обусловлен термофизическими параметрами используемых исходных компонент, а также термодинамических реакций синтеза, основанных на фазовых трансформациях, возникающих в результате термических реакций. Для механохимического перемешивания использовалась планетарная мельница PULVERISETTE 6 (Fritsch, Берлин, Германия), использование которой позволило получить однородные по составу порошки, которые в последствии подвергались термическому спеканию.

Фазовый анализ синтезированных керамик был изучен с применением метода порошковой рентгеновской дифракции, который был реализован с использованием рентгеновского дифрактометра D8 AdvanceECO (Bruker, Germany). Съемка рентгеновских дифрактограмм была выполнена в геометрии Брегг-Брентано в угловом диапазоне $2\theta = 15-100^\circ$, с шагом 0.05° , время набора в точке составляла 1 сек. В ходе проведенных экспериментов был получен набор рентгеновских дифрактограмм, отражающих изменение фазового состава полученных керамик в зависимости от концентраций допанта, а также условий термического отжига.

Определение фазового состава было выполнено путем оценки вкладов различных фаз в состав керамик, основанной на определении весовых соотношений дифракционных рефлексов для каждой установленной фазы с последующим установлением процентного вклада каждой фазы на дифрактограмме. Уточнение фаз было осуществлено с использованием базы данных PDF-2 (2016), для определения использовались эталонные значения фаз в составе которых могут присутствовать элементы соединений используемых реактивов для синтеза. Подбор фаз был осуществлен при условии совпадения положения дифракционных рефлексов эталонов с экспериментально полученными данными более 80-85% с учетом возможных деформационных искажений структуры, экспериментально полученных образцов, связанных с процессами частичного замещения или внедрения. Для уточнения фаз были использованы данные положения дифракционных рефлексов, характерных для каждой фазы, установленные путем сравнительного анализа экспериментальных дифрактограмм с данными эталонных значений из базы данных PDF-2 (2016).

На основе полученных данных, применяя метод оценки структурных параметров, основанный на модели

Нельсона-Тейлора, были определены параметры кристаллической решетки, а также ее искажения в зависимости от условий получения и концентрации допанта. Степень структурного упорядочения (степень кристалличности) была определена путем вычисления соотношения вкладов дифракционных рефлексов и фонового излучения с последующим определением их соотношения и концентрации областей разупорядочения в составе керамик. Полученные зависимости изменения степени кристалличности от температуры отжига позволили определить кинетику структурных изменений, связанных с фазовыми трансформациями, возникающими при термическом воздействии.

3. Результаты и обсуждение

На рисунке 1 представлены результаты оценки фазового состава синтезированных керамик в зависимости от температуры отжига в диапазоне 1000–1500°C. Представленные рентгеновские дифрактограммы отражают зависимость изменения соотношения фазового состава при вариации температуры отжига, а также процессы фазовых трансформаций при постоянной концентрации допанта скандия (1 вес. %). Общий вид представленных рентгеновских дифрактограмм свидетельствует о том, что синтезированные керамики представляют собой поликристаллические структуры с достаточно высокой степенью кристалличности. При этом изменение формы и положения дифракционных рефлексов в исследуемых образцах при постоянной концентрации допанта скандия в зависимости от температуры отжига свидетельствует о процессах фазовых и структурных превращений, вызванных температурными эффектами, которые характерны для процессов спекания при высоких температурах отжига. Также оценка форм дифракционных рефлексов при вариации температуры отжига свидетельствует о том, что процессы фазовых превращений сопровождаются изменением степени структурного упорядочения, которое может быть обусловлено деформационными искажениями, возникающими при процессах фазообразования.

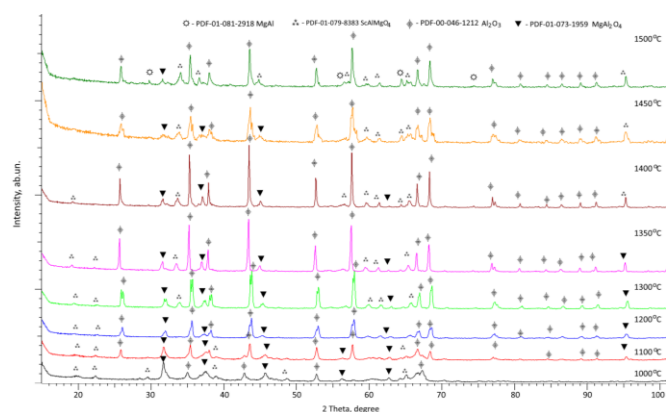


Рисунок 1. Результаты рентгенофазового анализа исследуемых керамик в зависимости от температуры отжига в диапазоне 1000 – 1500°C при 1 % концентрации скандия

Согласно данным рентгенофазового анализа в случае образцов керамик, отожженных при температуре 1000°C доминирующей фазой, содержание которой составляет более 40 вес. % является фаза ScAlMgO₄ с ромбическим

типом кристаллической решетки, пространственной сингонией R-3m(166), формирование которой обусловлено эффектом частичного замещения скандием алюминия или магния в структуре алюмомагниевого шпинели (MgAl₂O₄), содержание которой составляет не более 20 вес. %. Также на дифрактограмме наблюдается наличие характерных рефлексов для γ – фазы оксида алюминия (Al₂O₃), формирование которой связано с процессами фазовых трансформаций в алюмомагниевого шпинели при температурах синтеза от 1000°C. Формирование данной фазы происходит за счет возникновения нестехиометрии в составе с последующим выпадением фазы Al₂O₃ из алюмомагниевого шпинели с образованием твердых растворов.

При температуре отжига 1100°C наблюдается увеличение интенсивности рефлексов характерных для фаз шпинели MgAl₂O₄ и оксида алюминия Al₂O₃, с частичным вытеснением фазы ScAlMgO₄, уменьшение которой может быть обусловлено эффектами доминирования твердых растворов типа MgAl₂O₄/Al₂O₃ в составе керамик.

Увеличение температуры отжига до 1200°C приводит к увеличению вклада фазы Al₂O₃, в то время как содержание фаз ScAlMgO₄ и MgAl₂O₄ имеет приблизительно равное соотношение. Аналогичная картина наблюдается и для случаев температурного отжига в диапазоне 1300 – 1450°C для которого согласно оценке рентгенофазового анализа увеличение температуры приводит к доминированию фазы Al₂O₃ и вытеснению фазы ScAlMgO₄, содержание которой варьируется от 30 до 20 вес. %. Соотношение же фаз твердого раствора MgAl₂O₄/Al₂O₃ составляет примерно 1:2-1:2.5 с доминированием фазы Al₂O₃.

При температуре 1500°C наблюдается появление новых дифракционных рефлексов при 2θ=27-28° и 2θ=56-57°, характерных для кубической фазы твердого раствора замещения MgAl с пространственной сингонией I-43m(217), содержание которой составляет более 15 вес. % в составе керамик. Образование данной фазы характерной для интерметаллидов кубического типа обусловлено процессами спекания при высоких температурах, приводящих к взаимной диффузии магния и алюминия с последующим образованием твердого раствора. При этом оценка деформационного фактора искажения кристаллической структуры для данной фазы в сравнении с эталонным значением параметров кристаллической решетки показала, что формирование данной структуры происходит с деформацией сжатия (деформационный фактор = -0.35), однако само искажение имеет малую величину, что свидетельствует о высокой степени упорядоченности твердого раствора.

На основе анализа вкладов различных фаз в состав керамик в зависимости от температуры спекания была построена фазовая диаграмма, характеризующая фазовые трансформации в керамиках при увеличении температуры отжига. Результаты изменения фазового состава представлены на рисунке 2. Основные фазовые трансформации в керамиках в широком температурном диапазоне связаны с вариацией соотношения фаз, а в случае максимальной температуры отжига (для данной серии экспериментов) происходит формирование интерметаллической фазы MgAl.

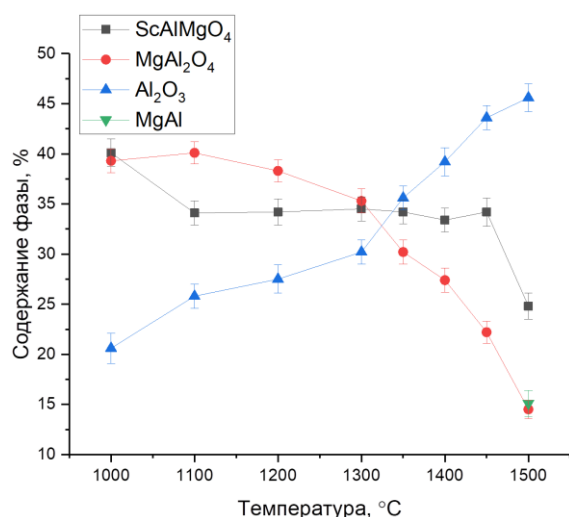


Рисунок 2. Диаграмма фазового состава керамик в зависимости от температуры отжига

На основе полученных данных фазового состава в зависимости от температуры термического отжига можно записать динамику фазовых трансформаций в виде: $\text{ScAlMgO}_4/\text{MgAl}_2\text{O}_4/\text{Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Al}_2\text{O}_3/\text{MgAl}_2\text{O}_4/\text{ScAlMgO}_4/\text{MgAl}$. При этом изменение температуры отжига приводит к перераспределению вкладов фаз в составе керамик, с последующим обогащением керамик фазой $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ с образованием твердых растворов замещения типа $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{MgAl}_2\text{O}_4$. Наблюдаемые изменения фазовые трансформации в керамиках в зависимости от температуры термического отжига свидетельствуют не только о влиянии скандия на процессы формирования многофазных керамик, однако при увеличении температуры отжига выше 1300°C наблюдается разложение основной фазы MgAl_2O_4 , что приводит к формированию керамик со сложным многофазным составом.

В таблице 1 представлены данные структурных параметров (параметры и объем кристаллической решетки) для всех идентифицированных фаз в составе керамик в зависимости от температуры термического отжига.

Как видно из анализа данных структурных параметров, увеличение температуры отжига приводит к изменению параметров кристаллической решетки, что свидетельствует о процессах структурного упорядочения и частичной релаксации деформационных искажений кристаллической структуры, вызванной механохимическим перемалыванием. При этом увеличение температуры отжига выше 1300°C приводит к незначительному увеличению параметров кристаллической решетки для фаз ScAlMgO_4 и MgAl_2O_4 , что может быть связано с деформационными искажениями, вызванными частичным замещением ионов скандия, алюминия и магния в узлах и междоузлиях кристаллической решетки, а также образованием твердых растворов замещения, приводящих к структурным изменениям кристаллической решетки. В случае температур отжига выше 1400°C наблюдаемое изменение параметров кристаллической решетки, может быть связано с эффектами теплового расширения параметров, а также последующим изменением концентрации атомного соотношения элементов в составе керамик, вызванного процессами диффузионного перемешивания и образования твердых растворов.

Таблица 1. Данные структурных параметров алюмомагниевого керамик в зависимости от температуры отжига

Температура отжига, °C	Структурные параметры			
	ScAlMgO ₄	MgAl ₂ O ₄	Al ₂ O ₃	MgAl
1000	a=3.23524 Å, c=25.003101 Å, V=226.64 Å ³	a=7.96183 Å, V=504.71 Å ³	a=4.77066 Å, c=13.00803 Å, V=256.39 Å ³	-
1100	a=3.24602 Å, c=24.92947 Å, V=227.48 Å ³	a=7.93529 Å, c=499.68 Å ³	a=4.74540 Å, c=12.98507 Å, V=253.23 Å ³	-
1200	a=3.24029 Å, c=24.88548 Å, V=226.28 Å ³	a=7.98352 Å, V=508.84 Å ³	a=4.72586 Å, c=12.94179 Å, V=250.31 Å ³	-
1300	a=3.25998 Å, c=24.96843 Å, V=229.80 Å ³	a=7.99208 Å, V=510.48 Å ³	a=4.73868 Å, c=12.90880 Å, V=247.43 Å ³	-
1350	a=3.23633 Å, c=24.95374 Å, V=226.35 Å ³	a=8.01872 Å, V=515.60 Å ³	a=4.73868 Å, c=12.98728 Å, V=252.56 Å ³	-
1400	a=3.24712 Å, c=24.89992 Å, V=227.37 Å ³	a=8.03916 Å, V=519.56 Å ³	a=4.73589 Å, c=12.96944 Å, V=251.92 Å ³	-
1450	a=3.24139 Å, c=24.87551 Å, V=226.34 Å ³	a=8.02182 Å, V=516.20 Å ³	a=4.72010 Å, c=12.93130 Å, V=249.50 Å ³	-
1500	a=3.22701 Å, c=24.90048 Å, V=224.56 Å ³	a=8.02004 Å, V=515.91 Å ³	a=4.73261 Å, c=12.95469 Å, V=251.28 Å ³	a=10.405 Å, V=1126.5 Å ³

Вариация параметров кристаллической решетки, при изменении интенсивности и формы дифракционных рефлексов, характерной для структурных искажений, свидетельствует о процессах структурных и фазовых трансформаций, вызванных термическим нагревом. При этом вариация соотношения фаз в диапазоне температур от 1000 до 1400°C свидетельствует о том, что основные изменения в структуре алюмо-магниевого керамик, допированной скандием связаны с образованием твердых растворов замещения. В случае температур отжига 1500°C наблюдаемое формирование фазы MgAl обусловлено процессами фазовых трансформаций в структуре керамик.

На рисунке 3 приведены результаты оценки степени кристалличности, отражающие соотношение кристаллической и аморфной фаз в составе образцов. Наличие аморфных включений в случае, полученных с помощью механохимического твердофазного перемалывания образцов керамик, связано с несколькими факторами. Во-первых, при твердофазном перемалывании происходит деструктивное изменение кристаллических и химических связей за счет механического воздействия с последующим образованием разупорядоченных структур приводит к изменению локального окружения атомов, а также образованию сильноразупорядоченных твердых растворов замещения и внедрения. Их появление связано с замещением одних атомов другими. Во-вторых, образование аморфных включений или областей разупорядочения может быть связано с размерными эффектами, вызывающими образование сильно искаженных областей, находящихся в метастабильном состоянии, а также имеющие сильно разупорядоченную кристаллическую структуру. В этом случае, любые внешние воздействия могут привести к структурным изменениям, связанным как с упорядочением, путем снятия структурных искажений и напряжений, так и аморфизацией в результате деструктивного изменения структуры.

В свою очередь, термический отжиг приводит к изменению величин тепловых колебаний атомов, способному привести к частичному структурному упорядочению за счет увеличения подвижности атомов и, как следствие, формированию упорядоченных фаз, имеющих искаженную структуру, вызванную замещением атомов в узлах и междоузлиях, наличием вакансий, а также разницей в ионных радиусах элементов составляющих кристаллическую решетку той или иной фазы. В этом случае вариация температуры отжига приводит к изменению соотношения аморфной и кристаллической фаз в составе керамик, связанных с процессами структурного упорядочения. Однако, в этом случае увеличение температуры термического отжига может привести не только к структурному упорядочению, но и фазовым трансформациям, вызванным перераспределением элементов в составе, а также формированием твердых растворов.

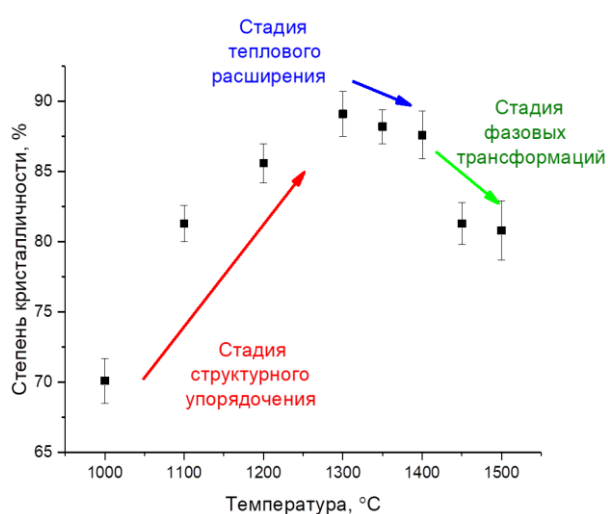


Рисунок 3. Зависимость изменения степени кристалличности от температуры термического отжига

Общий вид представленных данных изменений степени кристалличности керамик в зависимости от температуры термического отжига можно разделить на три основных стадии. Первая стадия изменения степени кристалличности характерна для диапазона температур 1000-1300°C и связана со структурным упорядочением, вызванным изменением тепловых колебаний атомов в кристаллической структуре, приводящих к их упорядочению и заполнению вакансионных позиций. О структурном упорядочении и снижении концентрации дефектных областей также свидетельствуют данные изменения параметров кристаллической решетки, представленные в таблице 1. В этом случае увеличение температуры отжига приводит к резкому увеличению величины степени кристалличности с 70% до 89%, что свидетельствует о переходе части аморфных включений в упорядоченное состояние. Анализируя данные изменения фазового состава и соотношения фаз с данными изменения степени кристалличности исследуемых керамик можно сделать вывод о том, что увеличение упорядочения может быть обусловлено с процессами фазовых трансформаций, которые заключаются в изменении соотношения фаз MgAl_2O_4 и Al_2O_3 , при которых вклад фазы Al_2O_3 увеличивается при увеличении температуры отжига.

Вторая стадия характерна для диапазона температур 1300-1400°C для которой незначительное снижение степени кристалличности (не более 2%) связано с эффектами теплового расширения, а также процессами фазовых трансформаций, вызванных увеличением вклада фазы Al_2O_3 , и изменению их соотношения в твердом растворе $\text{MgAl}_2\text{O}_4/\text{Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Al}_2\text{O}_3/\text{MgAl}_2\text{O}_4$ с последующим доминированием фазы Al_2O_3 .

Третья стадия изменения степени кристалличности в зависимости от температуры отжига характерна для диапазона температур 1400-1500°C, с связано с резким снижением степени кристалличности с 87 до 80%. Такое снижение может быть обусловлено эффектами формирования интерметаллидных включений типа MgAl в составе керамик, появление которых также связано с уменьшением вклада фазы ScAlMgO_4 с 35% до 25%, из чего можно сделать вывод о том, что формирование фазы MgAl может быть обусловлено трансформацией кристаллической структуры с последующим вытеснением включений в виде упорядоченной фазы MgAl при высоких температурах отжига. При этом оценивая форму дифракционных рефлексов и их интенсивность можно сделать вывод о том, что при увеличении температуры отжига происходят процессы рекристаллизации, связанные с уменьшением размеров кристаллитов, и как следствие, изменений дислокационной плотности, что также может оказать влияние на степень кристалличности и структурного упорядочения.

Полученные данные изменений степени кристалличности исследуемых керамик в зависимости от температуры термического отжига показал, что формирование примесных включений в виде интерметаллидных частиц приводит к снижению структурного упорядочения, обусловленные не только фазовыми трансформациями, но и формированием дополнительных межфазных границ при вытеснении из основной фазы интерметаллидных включений. При этом формирование интерметаллидных включений MgAl при температуре 1500°C обусловлено эффектами фазовых трансформаций, связанных с частичным вытеснением данных включений из твердых растворов $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{MgAl}_2\text{O}_4$, что приводит к возникновению дополнительных межфазных границ, которые в дальнейшем могут оказать положительное влияние на упрочнение керамик.

Резюмируя полученные результаты изменений фазовых трансформаций в алюмо-магниевого шпинели при добавлении оксида скандия в зависимости от температуры отжига можно сделать вывод о том, что при добавлении скандия в состав керамик происходит формирование фазы ScAlMgO_4 , характерной для частичного замещения алюминия и магния скандием, что в свою очередь приводит к формированию двухфазных керамик, обладающих дополнительными межфазными границами в составе керамик, что способствует увеличению степени структурного упорядочения.

4. Выводы

В данном исследовании приведены результаты исследований влияния фазовых трансформаций в алюмо-магниевого керамики допированной скандием полученной с применением метода механохимического твердофазного синтеза и последующего термического отжига.

В ходе исследований проведены работы по изучению фазовых трансформаций в алюмо-магниевого керамики допированной скандием в зависимости от температуры термического отжига, проводимого в изохронном режиме. В ходе анализа фазовых трансформаций в зависимости от температуры отжига алюмомагниевого керамики допированной скандием было установлено, что при температуре отжига 1000°C состав керамик представляет собой трехфазную структуру $\text{ScAlMgO}_4/\text{MgAl}_2\text{O}_4/\text{Al}_2\text{O}_3$ с доминирующей фазой ScAlMgO_4 . Установлена динамика степени кристалличности с описанием трех основных стадий (стадия структурного упорядочения, стадия теплового расширения и стадия фазовых превращений) в процессе отжига в диапазоне температур от 1000°C до 1500°C. Также по результатам проведенного исследования была построена диаграмма фазового состояния, описывающая динамику фазовых переходов $\text{ScAlMgO}_4/\text{MgAl}_2\text{O}_4/\text{Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Al}_2\text{O}_3/\text{MgAl}_2\text{O}_4/\text{ScAlMgO}_4/\text{MgAl}$ при отжиге в указанном диапазоне температур. С применением метода рентгенофазового анализа было установлено, что увеличение температуры отжига алюмомагниевого керамики допированных скандием приводит обогащению состава γ – фазой оксида алюминия, с образованием твердого раствора замещения типа $\text{MgAl}_2\text{O}_4/\text{Al}_2\text{O}_3$, а также к снижению концентрации фазы ScAlMgO_4 . При температуре отжига 1500°C в составе керамик наблюдается формирование включений в виде фазы интерметаллида MgAl с высокой степенью структурного упорядочения кристаллической решетки.

Финансирование

Данное исследование выполнено в рамках программно-целевого финансирования Комитета науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан №BR18574135.

References / Литература

- [1] Bajor, A.L., Chmielewski, M., Diduszko, R., Kisielski, J., Lukasiewicz, T., Orlinski, K., Romaniec, M. & Szyrski, W. (2014). Czochralski growth and characterization of MgAl_2O_4 single crystals. *Journal of crystal growth*, (401), 844-848. <https://doi.org/10.1016/j.jcrysgro.2013.11.001>
- [2] Sack, R.O. (2014). MgAl_2O_4 – Al_2O_3 spinels: Formulation and calibration of the low-pressure thermodynamics of mixing. *American Journal of Science*, 314(4), 858-877. <https://doi.org/10.2475/04.2014.02>
- [3] Altuğ, G.S., Ozistek, T.D., Dilibal, S., Ozbek, S. (2015). Transparent armour systems and general applications. *MSI Turkish Defence Review*, 62-28
- [4] Aldinger, F. & Weberruß, V.A. (2010). Advanced Ceramics and Future Materials: An Introduction to Structures, Properties, Technologies, Methods. *John Wiley & Sons*
- [5] Basyrova, L., Balabanov, S., Belyaev, A., Drobotenko, V., Volokitina, A., Vitkin, V., Dymshits O., & Loiko, P. (2019). Synthesis, structure and spectroscopy of Fe^{2+} : MgAl_2O_4 transparent ceramics. *Journal of Physics: Conference Series, IOP Publishing*, 1410(1), 012123. <https://doi.org/10.1088/1742-6596/1410/1/012123>
- [6] Egorov, S.V., Sorokin, A.A., Ilyakov, I.E., Shishkin, B.V., Parshin, V.V., Balabanov, S.S., Belyaev, A.V. (2018). Low loss MgAl_2O_4 ceramics for terahertz windows. *EPJ Web of Conferences, EDP Sciences*, (187), 01004. <https://doi.org/10.1051/epjconf/201818701004>
- [7] Egorov, S.V., Bykov, Yu.V., Ereemeev, A.G., Sorokin, A.A., Serov, E.A., Parshin, V.V., Balabanov, S.S., Belyaev, A.V., Novikova, A.V. & Permin, D.A. (2017). Millimeter-wavelength radiation used to sinter radiotransparent MgAl_2O_4 ceramics. *Radiophysics and Quantum Electronics*, 59(8-9), 690-697. <https://doi.org/10.1007/s11141-017-9736-8>
- [8] Magnani, G. & Brillante, A. (2005). Effect of the composition and sintering process on mechanical properties and residual stresses in zirconia–alumina composites. *Journal of the European Ceramic Society*, 25(15), 3383-3392. <https://doi.org/10.1016/j.jeurceramsoc.2004.09.025>
- [9] Apel, E., Ritzberger, C., Courtois, N., Reveron, H., Chevalier, J., Schweiger, M., Rothbrust, F., Rheinberger, V.M., Höland, W. (2012). Introduction to a tough, strong and stable Ce-TZP/ MgAl_2O_4 composite for biomedical applications. *Journal of the European Ceramic Society*, 32(11), 2697-2703. <https://doi.org/10.1016/j.jeurceramsoc.2012.02.002>
- [10] Permin, D.A., Novikova, A.V., Balabanov, S.S., Gavrishchuk, E.M., Kurashkin, S.V. & Savikin, A.P. (2018). Self-propagating high-temperature synthesis and luminescent properties of ytterbium doped rare earth (Y, Sc, Lu) oxides nanopowders. *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*, 347(1), 012008. <https://doi.org/10.1088/1757-899X/347/1/012008>
- [11] Pakutinskiene, I., Mathur, S., Shen, H., Kudabienė, G., Jasaitis, D. & Kareiva, A. (2003). From precursors to ceramic materials. II. Synthesis and specific features of new garnet structure compounds. *Materials Science (Medžiagotyra)*, 9(4), 374-378
- [12] Singh, M., Ohji, T. & Michaelis, A. (2016). Ceramics for Energy Conversion, Storage, and Distribution Systems. *John Wiley & Sons*. <https://doi.org/10.1002/9781119234531.ch21>
- [13] Chen, Y., Zuo, P., Guan, Y., Yusuf, M.H., Babcock, S.E., Kuech, T.F. & Evans, P.G. (2020). Reduction of Interface Reactions in the Low-Temperature Solid-Phase Epitaxy of ScAlMgO_4 on Al_2O_3 (0001). *Crystal Growth & Design*, 20(9), 6001-6007. <https://doi.org/10.1021/acs.cgd.0c00721>
- [14] Ozaki, T., Funato, M. & Kawakami, Y. (2015). InGaN-based visible light-emitting diodes on ScAlMgO_4 (0001) substrates. *Applied Physics Express*, 8(6), 062101. <https://doi.org/10.7567/APEX.8.062101>
- [15] Fukuda, T., Shiraishi, Y., Nanto, T., Fujii, T., Sugiyama, K., Simura, R., Iechi, H. & Tadatomo, K. (2021). Growth of bulk single crystal ScAlMgO_4 boules and GaN films on ScAlMgO_4 substrates for GaN-based optical devices, high-power and high-frequency transistors. *Journal of Crystal Growth*, (574), 126286. <https://doi.org/10.1016/j.jcrysgro.2021.126286>

Скандий қосылған алюминий-магний керамикасындағы фазалық түрлендіру процестеріне термиялық күйдіру жағдайларының әсері

К.К. Кадыржанов^{1*}, Е. Нащекина¹, А.Л. Козловский^{1,2}, Д.И. Шлимас¹

¹Л.Н. Гумилев атындағы Еуразия ұлттық университеті, Астана, Қазақстан

²Ядролық физика институты, Алматы, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: kayrat.kadyrzhanov@mail.ru

Андатпа. Қазіргі материалтануда сыртқы әсерлерге төзімділігі жоғарылаған, сонымен қатар жоғары беріктік параметрлері бар керамиканың жаңа түрлерін өндіруге көп көңіл бөлінеді. Сонымен қатар, керамика арасында атом өнеркәсібінде және авиациялық құрылыста, сондай-ақ металлургия өндірісінде құрылымдық материалдар ретінде пайдалануға мүмкіндіктер ашатын қасиеттерінің бірегей үйлесімі бар алюминий-магний шпинельін бөліп көрсетуге болады. металдарды балқытуға арналған тигельдер. Сондай-ақ, соңғы кездері осы керамиканың қасиеттерін легирлеу немесе легирлеу арқылы жақсартуға бағытталған зерттеулерге ерекше көңіл бөлінетінін атап өткен жөн, бұл олардың қасиеттерін өзгертуге және сыртқы әсерлерге төзімділігін арттыруға мүмкіндік береді. Бұл зерттеудің мақсаты механикалық химиялық қатты фазалық синтез әдісін қолдану арқылы алынған алюминий-магний шпинельінің ($MgAl_2O_4$) скандиялық қоспасының фазалық түрлену процестерінің динамикасын өзгертудегі тиімділігін зерттеу болып табылады. Зерттеу нысаны ретінде $MgAl_2O_4$ шпинель негізіндегі керамикалық бұйымдарды таңдау оны құрылымдық материалтануда пайдаланудың үлкен болашағына, бірегей физика-химиялық және беріктік қасиеттеріне байланысты және осы керамиканың құрамына скандийдің қосылуы мүмкіндік береді. сыртқы әсерлерге төзімділікті арттыру және жарықшақтарға төзімділікті арттыру. Рентгендік фазалық талдау әдісін қолдана отырып, скандиймен легирленген глинозем-магний керамикасының күйдіру температурасының жоғарылауы композицияның алюминий оксидінің γ -фазасымен байытылуына әкеліп соғатыны анықталды. $MgAl_2O_4/Al_2O_3$ типті қатты ерітінді, сонымен қатар $ScAlMgO_4$ фазасының концентрациясының төмендеуіне дейін. Күйдіру температурасы $1500^\circ C$ кезінде керамикалық құрамда кристалдық тордың құрылымдық реттілігінің жоғары дәрежесі бар $MgAl$ интерметалл фазасы түріндегі қосындылар байқалады (деформацияның бұрмалану коэффициенті – 0.35 (қысылу деформациясы)).

Негізгі сөздер: алюминий-магний керамикасы, фазалық түрлендірулер, қоспа қосындылары, құрылымдық деформациялар, рентгендік фазалық талдау.

Влияние условий термического отжига на процессы фазовых трансформаций в алюмо-магниево-скандиевых керамиках допированных скандием

К.К. Кадыржанов^{1*}, Е. Нащекина¹, А.Л. Козловский^{1,2}, Д.И. Шлимас^{1,2}

¹Евразийский национальный университет им. Л.Н. Гумилева, Астана, Казахстан

²Институт ядерной физики, Алматы, Казахстан

*Автор для корреспонденции: kayrat.kadyrzhanov@mail.ru

Аннотация. В современном материаловедении большое внимание уделяется получению новых типов керамик, обладающих повышенной устойчивостью к внешним воздействиям, а также обладающим высокими показателями прочностных параметров. При этом среди керамик можно выделить алюмо-магниево-скандиевую шпинель, которая обладает уникальным сочетанием свойств, открывающих возможности для использования ее в качестве конструкционных материалов в атомной промышленности и авиационной, а также металлургии при изготовлении тиглей для выплавки металлов. Также следует отметить, что в последнее время особое внимание уделяется исследованиям направленным на повышение свойств данных керамик путем их допирования или легирования, что позволяет изменить их свойства и повысить устойчивость к внешним воздействиям. Цель данного исследования заключается в изучении эффективности допирования скандием алюмо-магниево-скандиевой шпинели ($MgAl_2O_4$) полученной с применением метода механохимического твердофазного синтеза, на изменение динамики процессов фазовых трансформаций. Выбор керамик на основе $MgAl_2O_4$ шпинели в качестве объектов исследования обусловлен большими перспективами ее использования в конструкционном материаловедении, за счет уникальных физико-химических и прочностных свойств, а добавление скандия в состав данной керамики позволяет увеличить устойчивость к внешним воздействиям и повысить трещиностойкость. С применением метода рентгенофазового анализа было установлено, что увеличение температуры отжига алюмомагниево-скандиевых керамик допированных скандием приводит обогащению состава γ – фазой оксида алюминия, с обра-

зованием твердого раствора замещения типа $\text{MgAl}_2\text{O}_4/\text{Al}_2\text{O}_3$, а также к снижению концентрации фазы ScAlMgO_4 . При температуре отжига 1500°C в составе керамик наблюдается формирование включений в виде фазы интерметаллида MgAl с высокой степенью структурного упорядочения кристаллической решетки (деформационный фактор искажения составляет -0.35 (деформация сжатия)).

Ключевые слова: *алюмо-магниево-скандиевые керамики, фазовые трансформации, примесные включения, структурные деформации, рентгенофазовый анализ.*

Received: 21 January 2024

Accepted: 15 June 2024

Available online: 30 June 2024

Analysis of the silicomanganese market worldwide: a review

Ye.N. Makhambetov¹, Ye.A. Myngzhassar^{2*}, A.M. Abdirashit², Y. Onuralp³

¹Chemical and Metallurgical Institute named after Zh. Abishev, Karaganda, Kazakhstan

²Karaganda industrial university, Temirtau, Kazakhstan

³Istanbul technical university, Istanbul, Turkey

*Corresponding author: ye.myngzhassar@gmail.com

Abstract. This article presents data on the production and trade turnover of silicomanganese (SiMn) in the world and Kazakhstan. Based on these studies, it is possible to predict the future state of silicomanganese. The global silicomanganese market is expected to grow from \$25.98 billion in 2022 to \$28.33 billion in 2023 at a cumulative annual growth rate (CAGR) of 9%. The Russian-Ukrainian war has undermined the chances of a global economic recovery after the Covid-19 pandemic, at least in the short term. The war between the two countries led to economic sanctions against many countries, rising commodity prices and supply chain disruptions, which caused inflation of goods and services and affected many markets around the world. The global silicomanganese market is expected to reach \$38.35 billion in 2027 with an average annual growth rate of 7.9%. It is expected that the growing demand for steel products will contribute to the further growth of the silicomanganese market. Steel products are products that are made from iron and metal in factories by various methods and mixed with alloys such as carbon, zinc and others. Silicomanganese is used to produce various types of steel for various purposes, such as carbon steel, alloy steel, manganese steel. Such use leads to an increase in demand for silicomanganese in the production of steel products. For example, in 2022, according to the World Steel Association (WSA), the Belgian international trade organization for Ferrous Metallurgy, steel consumption will increase by 0.4% in 2022, reaching 1.840 million tons. Steel consumption will increase by 2.2% in 2023, reaching 1.881 million tons. Thus, the growing demand for steel products stimulates the silicomanganese market.

Keywords: silicomanganese, manganese ore, steel, market analysis, export, import.

1. Introduction

Silicomanganese can be marketable and transferable. Commercial silicomanganese is used for deoxidation and alloying of steel. Advanced silicomanganese is used as a silicon-containing material for the silicothermic production of medium- and low-carbon ferromanganese and metallic manganese [1].

Silicomanganese is produced from mixtures of manganese sources (ores and ferromanganese slags), quartz, fluxes, reducing agents, as well as remelts and low-quality products in various quantities. The slow recovery of SiMn production in 2021 was held back by a decline in Chinese production.

Global SiMn production increased by 2% in 2021 to about 17.4 million tons, but it was still lower than the 17.8 million tons produced in 2019 before the Covid19 disruptions, due to a slowdown in Chinese production in the second half of 2021.

However, in 2021, about 285.000 additional tons of CIM were produced compared to the previous year, mainly due to increased production in Asia, excluding China (+21%), CIS countries (+17%) and Africa (+63%). The Chinese central government has ordered many large energy consumers to reduce their electricity consumption in the third quarter of 2021, which affected several large manganese alloy factories and Angan chemical plants.

China's SiMn production decreased by 654,000 tons (-5%) compared to the previous year, and China now accounts for 66% of global silica manganese supplies (from 72% in 2020), followed by India with 13% and Ukraine with 4% of global SiMn production in 2021. SiMn production in India in 2021 increased by 26% compared to the previous year, to 2.25 million tons, due to high demand from domestic steel mills and foreign consumers (in Japan, Taiwan, Europe, the Middle East, etc.). (Figures 1, 2) [2].

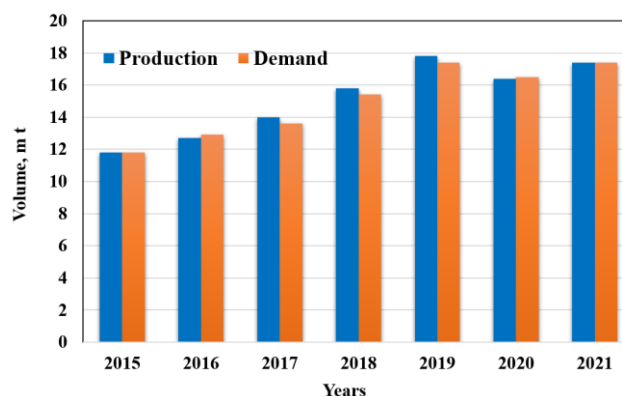


Figure 1. Global production and demand for silicomanganese in 2015-2021

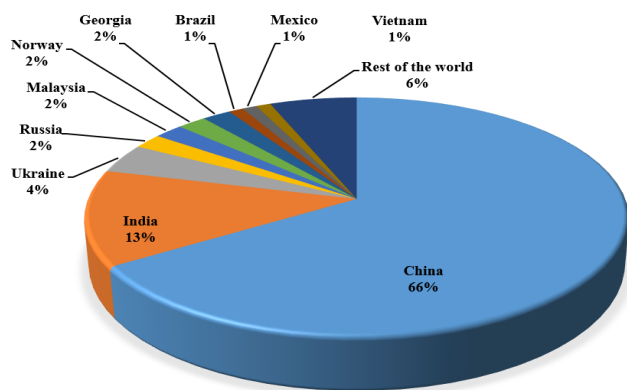


Figure 2. The global share of silicomanganese production in 2021

According to the Observatory of Economic Complexity (OEC) [3] in 2021, silicomanganese was ranked 717th in the world in terms of sales with a total trade volume of \$5.06 billion. In the period from 2020 to 2021, exports of silicomanganese increased by 80.9%, from \$2.8 billion to \$5.06 billion. Silicomanganese trade accounts for 0.024% of the total world trade.

Exports In 2021, the largest exporters of silicomanganese were India (\$1.24 billion), Ukraine (\$754 million), Georgia (\$472 million), Norway (\$401 million) and Malaysia (\$361 million).

Imports In 2021, the largest importers of silicomanganese were the United States (\$491 million), Turkey (\$388 million), Italy (\$372 million), Japan (\$341 million) and Germany (\$340 million).

Figure 3 shows the evolution of the market concentration of silicomanganese exports. In 2021, market concentration measured using Shannon Entropy, was 3.94. This means that most of the exports of Ferro-silico-manganese are explained by 15 countries.

Major players in the silicomanganese market are Anglo American plc., Assmang Proprietary Limited, Brahm Group, Eramet Group, Gulf Ferro Alloys Company, Henan Xibao Metallurgy Materials Group, Jindal Steel & Power Ltd., Mesa Minerals Limited, NIPPON DENKO CO. LTD., OM Holdings Ltd., Pertama Ferroalloys Sdn. Bhd., Steel Authority of India Limited, Sakura Ferro alloys, Tata Steel Limited, Maithan Alloys Ltd., Nava Bharat, and Rohit Ferro Tech Ltd. [4].

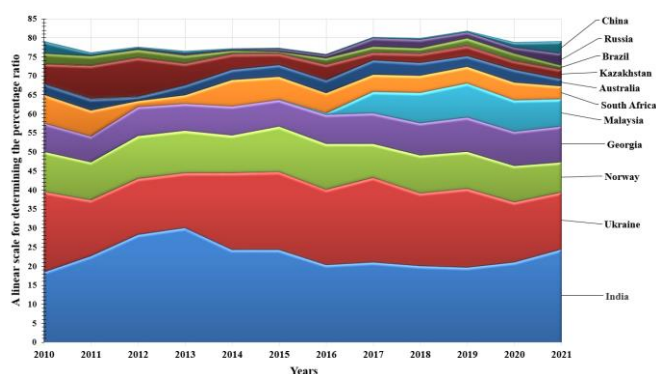


Figure 3. Percentage of SiMn exporting countries in 2010-2021

2. Materials and methods

2.1. The world's leading producers of SiMn

China. Guangxi, located in southwestern China, is one of the most important provinces of ferrous metallurgy. Steel production is about 70 million tons per year. In 2021, 50 million tons of steel were smelted. The silicomanganese factories in Guangxi are scattered, the main industrial areas are Guilin, Baixe, Chongjie, Qingzhou, Guigan, Laibing, Hachi and Fangchengan. According to incomplete statistics, Guangxi has 69 manganese and silicon production plants, which include 142 manganese and silicon furnaces with a monthly production capacity of 421 thousand tons, which is 26.56% of the total production of silica manganese in the country.

Guangxi silicomanganese producers purchase imported manganese ores mainly from the port of Qinzhou, and local manganese ores from Guangxi, Hunan, Guizhou and other places. He also buys manganese-rich slag in Hunan Province and surrounding areas. In 2021, Jinzhou Port imported about 7.5 million tons of manganese ores. The cost of silica manganese includes manganese ore, coke, electricity, etc. (electrode paste, auxiliary materials, labor, financial costs, etc.). 60% of silica manganese sales go directly to steel mills, and 40% to metallurgical plants.

In the first quarter of 2022, the silica manganese market in Guangxi is operating at a high level. Due to high energy costs, manganese ore prices have also experienced a period of growth. Combined with rising coke and transportation costs, the total production costs of silica manganese producers are on the high side. The highest cost of production in March was close to 9,000 yuan/ton, in relation to the price of products, manufacturers' profits decreased or even suffered losses. There are many small and medium-sized enterprises that have suspended production, it has been suspended since the end of 2021, and the readiness of manufacturers to resume production is low [5].

India. For the production of 1 ton of silicomanganese in India, 4,750 to 5,250 kWh of electricity is consumed. Silicomanganese has become a more important alloy than ferromanganese. In 2018, it became the leading producer of silicomanganese worldwide. Silicomanganese has also started to be produced by a number of small ferroalloy manufacturers. The production of silicomanganese, which amounted to about 311,326 tons in 2017-18, increased to 345,291 tons in 2018-19 [6].

Plants producing 75,000 tons of silicomanganese per year are located in Nandinidi near Bhilai, and plants producing 37,000 tons of silicomanganese per year are located in Bobbili, Vizianagaram County.

Manganese deposits in India intended for the extraction of silicomanganese are mainly located in Madhya Pradesh (Balaghat, Chindwara and Jabua districts), Maharashtra (Bhandara and Nagpur districts), Gujarat (Panchmahal district) and Odisha (Sundargarh district).

In addition, India is currently one of the world's largest importers of manganese ores. In 2019-2020, the production of manganese ores increased sharply from 2.78 million tons to 4.32 million tons. Manganese ore was supplied to India from South Africa (67%), Australia (11%), Gabon (5%), Brazil and the United Arab Emirates (4% each) and Singapore (3%) [7].

The Republic of South Africa. The Mogale Alloys plant in South Africa produces 55.000 tons of SiMn per year. Mogale Alloys is located in Krugersdorp, West Rand, Gauteng Province, South Africa. SiMn 20 MV·A in two electric arc furnaces (with submerged arc (SAF)) Using the carbothermic reduction method, it extracts manganese-containing raw materials from four types, namely Wessels, Mamatvan and UMK ores, as well as raw materials for BHP agglomeration. Bituminous coals from local suppliers Forzando and Msobo in Mpumalanga are used as a reducing agent. Quartzite comes from South African producers located at Marble Square in Limpopo.

SiMn is mainly used for the export market, when slag is discharged off-site and gases are released into the atmosphere after purification.

The chemical composition of SiMn produced at the Mogale Alloys plant is characteristic of Class B (ASTM A483/A483M-10, 2010 standard). A three-dimensional product is produced: two large fractions are sold, and a smaller fraction is used as a mattress for molds [8].

Norway. There are 14 different metallurgical companies operating in Norway, with a total of 27 plants across the country. This report provides an overview of the various plants. In addition to the company's history and updated production volume for 2019, information on raw materials and material flows - from mines to factories, as well as on production processes at factories - is presented here. Most of the information is obtained directly from companies.

Eramet Norway is part of the French multinational industrial group Eramet, which is a world leader in the production of metal alloys. The Group produces nickel and manganese, as well as high-quality special alloys. Eramet is a fully integrated mining and metals company operating in 20 countries around the world. It was founded in 1985 as a uniting organization for several companies, in particular, the nickel company Société Le Nickel (founded in 1880), the metallurgical company AUBERT & DUVAL (founded in 1907) and the mining company COMILOG (founded in 1953). After the merger, the company expanded its range of investment areas. Eramet currently has three plants in Norway [9]. In 2019, a total of 530.000 metric tons of ferromanganese and silicomanganese were produced at the three plants.

The advantage of Eramet Norway is access to manganese ore from the parent company's own mine in Moanda in Gabon, West Africa. Eramet is the second largest producer of manganese ore through its subsidiary COMILOG [10]. Quartz is mined at Eramet's own quartz quarries in Snekkevik, Norway.

In November 2017, it was announced that Ferroglobe PLC had acquired all shares in Glencore Manganese steel plants in Mo and Ran and in Dunkirk, France. The acquisition was completed in February 2018, and the new name of the plant in Mo and Rana became «Ferroglobe Mangan Norge AS». Production with the new owners continued as before. The acquisition of smelters in Norway and France has transformed Ferroglobe into one of the world's largest producers of ferromanganese and silicomanganese [11].

Ferroglobe Mangan Norge produces ferromanganese and silicomanganese as primary products. The volume of production varies depending on the market. In 2019, the plant produced 5.692 metric tons of ferromanganese and 89.571 metric tons of silicomanganese [12].

Ferroglobe Mangan Norge receives raw materials on the open market, and the number of suppliers is limited. The ore is mainly mined in Brazil and South Africa, while the coke is mainly supplied from Poland, Ukraine and Russia. The electrode mass is obtained in Norway or Poland, and the high-carbon slag is obtained from a subsidiary in France. They get quartz from one of the Elkem quarries in Mornes and dolomite from a local quarry. Ferroglobe Mangan Norge considers the supply of raw materials to be fairly stable and reliable, but in the future, there may be a problem with obtaining raw materials of sufficiently good quality [13].

Two different types of slag are formed in the FeMn and SiMn production processes. Both types are classified as by-products, not as waste. The slag from the production of ferromanganese is extracted in their own furnaces, as it contains enough manganese to be the raw material for the production of SiMn. The slag from SiMn is sold to another company, which grinds it to various fractions for further use in various projects, for example, in road construction and stabilizing masses for building houses [13, 14].

Georgia. Georgian Manganese Limited Liability Association (Georgian Manganese LLC) is one of the largest manufacturers of silicomanganese in Georgia, which includes the Zestafon Ferroalloy Plant (ZFP), Chiatura Mining and Processing Plant (CHMPP), the Vartsikhe 2005 hydroelectric power plant.

The Zestafoni Ferroalloy Plant (ZFP) melts various grades of silicomanganese and ferromanganese. The main industrial raw materials (manganese ore) are transported from Australia, South Africa (South Africa), Gabon, Ghana and the Chiatura Mining and Processing Plant (CHMPP), and coke is transported from Ukraine. Quartzite is supplied from deposits in Ukraine, Turkey, Bulgaria and Madneuli (Bolnisi region) [15].

Aressem Corp LLC owns a ferroalloy enterprise (silicomanganese production) in the city of Rustavi. On June 13, 2019, the Minister of Environmental Protection and Agriculture of Georgia issued an environmental decision on the production of ferroalloys by Bulat LLC, which was also transferred to Aressem Corp LLC by order of the Minister of Environment and Agriculture of Georgia.

According to the EIA report for 2021, the design capacity of the enterprise is 4.380 tons of ferroalloy-silicomanganese per year. To produce the specified amount of silicomanganese as a raw material during the year, the enterprise needs: Manganese ore - 10293 tons/year; coke - 1839.6 tons/year; quartz - 1752 tons/year; dolomite - 876 tons/year;

In 2018, pilot smelting was carried out at the Rustavi Metallurgical Plant in an electric furnace with a capacity of 5 MW for ore extraction in three variants involving the use of slag with different manganese content.

Chiatura manganese concentrate (Mn - 44%; SiO₂ - 14%) was used in all melting options, as well as metallized coated slags with different total manganese content, which according to the melting options look as follows: I - option - Mn - 28-30%; II - option - Mn - 23-25% and III - option Mn - 18-20%. A technology has been proposed that provides for the use of scrap in factory conditions by pouring it directly into the foundry, which ensures an increase in the amount of alloy, a decrease in phosphorus content and energy costs. The economic effect of the installation amounted to 59247 USD [16].

Ukraine. The Nikopol Ferroalloy Plant is the largest producer of ferroalloys in Ukraine, and the Zaporizhia Ferroalloy Plant with more than 80 years of history provides 30-35% of Ukrainian production and 1-2% of global ferroalloy production is the second largest producer of ferroalloys. There are 29 electric arc furnaces in Zaporozhye, 2 DC electric furnaces. Ferroalloys are exported to Russia, Belarus, Kazakhstan, EU countries, Turkey, Egypt, Japan, South Korea, etc.

According to the Association of Ferroalloy Manufacturers of Ukraine (AFMU), 662.7 thousand tons of silicomanganese will be produced at the Nikopol and Zaporizhia ferroalloy plants in 2021, which is 18.4% more than last year [17].

Ukrainian manganese ore is not exported, but is used only for domestic consumption. In 2021, Ukraine exported 509.000 tons of silica manganese, which is 12% more than in the same period last year, of which 272.000 tons were exported to Europe and 139.000 tons to Turkey.

Under the leadership of Academician of the National Academy of Sciences of Ukraine M. I. Gasik, a new type of carbon reductants has been developed for the production of ferroalloys in electric furnaces of the Yasinovsky Coke Chemical Plant - a special coke nut with a fraction of 10-25 mm with high reactivity and electrical resistance. This was successfully tested at the Nikopol Ferroalloy Plant for melting silicomanganese and at the Stakhanov Ferroalloy Plant for melting ferrosilicon.

Like the entire mining and metallurgical complex of Ukraine, ferroalloy and mining enterprises of the industry have suffered greatly from the consequences of the military aggression of the Russian Federation against Ukraine. Missile strikes on the Ukrainian energy infrastructure at the end of last year significantly worsened the situation for the ferroalloy industry, which is more dependent on stable energy supplies than others. As a result of these strikes, industry enterprises partially or completely suspended their work [18].

Ferroalloy enterprises of Ukraine in January-August 2022 reduced output by 32% compared to the same period of the previous year – to 399.46 thousand tons. In particular, for 8 months of last year, production decreased as follows:

- silicomanganese – by 22.2%, to 356.5 thousand tons;
- ferromanganese – by 70.7%, up to 20.7 thousand tons;
- ferrosilicon (in terms of 45%) – by 63.4%, up to 19.7 thousand tons;
- metallic manganese – by 62.4%, up to 1.8 thousand tons.

After October, due to the impact of strikes on the country's energy infrastructure and the reduction in production in this regard, enterprises stopped providing updated statistics. The average workload of industry enterprises at the end of 2022 was at the level of 30% compared with 60-70% in April-May.

Pokrovsky Mining and Processing Plant (PGOC) produced 497.1 thousand tons of manganese concentrate in 8 months of 2022, which is 34.4% less than in the same period of 2021. PGOC also produced 29.55 thousand tons of iron ore agglomerate (-84.8%) in January-August and supplied it to the Dnipro Metallurgical Plant. In turn, in 2022, the Manganese GOK reduced the production of manganese concentrate by 41.2% to 324 thousand tons.

In total, in January-November 2022, industry enterprises exported 318.8 thousand tons of ferroalloys, which is 48% less than in the same period of 2021. Export revenue for 11 months of 2022 decreased by 42.7% to \$532.3 million [19].

Russia. In the conditions of a planned economy until the 1990s, the main sources of manganese raw materials were the Nikopol manganese ore region in Ukraine, the Atasuyisky ore region in Kazakhstan and, to a lesser extent, the Chiatursky district in Georgia. There are no prepared deposits of high-quality manganese ores in Russia within the existing transport infrastructure. The production of silicomanganese was carried out at enterprises in Ukraine (PJSC Nikopol Ferroalloy Plant and PJSC Zaporizhia Ferroalloy Plant), as well as at enterprises in Russia (JSC Chelyabinsk Electrometallurgical Combine, PJSC Kosogorsky Metallurgical Plant, JSC Satkinsky Iron Smelter and JSC Klyuchevsky Ferroalloy Plant) and Kazakhstan (Aksu ferroalloy plant) [20].

Supplies of silicomanganese were carried out mainly from Ukraine (up to 240 thousand tons/year), but since 2014 they began to decrease and stopped in 2017. The replacement of the outflow of this ferroalloy was offset by an increase in supplies from Kazakhstan and, especially, from Georgia (up to 114 thousand tons/year). The export of silicomanganese (2-66 thousand tons/year or 1-22% of production) is heterogeneous over time, the largest deliveries were mainly to the Netherlands and Belarus, as well as a counterflow to Kazakhstan. Surges in the volume of exports of silicomanganese in 2004-2005 and 2017-2018 (up to 75% of production) are due to high global prices for it during these periods.

In general, it can be stated that manganese concentrate and manganese metal are completely import-dependent products, silicomanganese is moderately import – dependent, and ferromanganese is import – independent.

Thus, manganese raw materials in the sum of all types are significantly import-dependent [21].

2.1. Production of silicomanganese in Kazakhstan

The largest producer of silicomanganese in Kazakhstan is JSC Aksu Ferroalloy Plant, which is a branch of JSC TNK Kazchrome (Eurasian ERG Group). The plant consists of four main smelting workshops with 26 powerful electric furnaces, as well as auxiliary units. The production capacity is more than 1 million tons of ferroalloys per year, of which about 200 thousand tons are silicomanganese. The company produces the following products: high-carbon ferrochrome, ferrosilicochrome, ferrosilicon, silicomanganese. The company's products are exported to the markets of Western Europe, the USA, Japan, China, and Russia [22].

The largest consumers of silicomanganese in the Republic of Kazakhstan are domestic metallurgical companies, such as: ArcelorMittal Temirtau JSC, KSP Steel LLP, Casting LLP, Kazakhmys Corporation JSC. Also, consumers of silicomanganese are companies engaged in the production of medium-grade rolled products, for example Kazferstal LLP, FerumVtor LLP. Insignificant volumes of consumption are accounted for by machine-building companies and companies producing electrodes used for welding, such as: JSC «Almaty Heavy Machinery Plant», JSC «Machine-Building Plant named after S.M. Kirov», JSC «Vostokmashzavod», LLP «Pavlodar Machine-Building Plant», LLP «Zhezdy-El» [23].

According to the Observatory of Economic Complexity (NPP), the largest amount of silicomanganese was exported to Russia in 2021. In 2021, the volume of exports of these products to Russia in monetary terms amounted to 87.800 thousand US dollars, or 71.5% of all exports. Japan accounts for about 22.9% of the total exports of silicomanganese. Uzbekistan, Kyrgyzstan, Tajikistan and Turkey account for a small part of exports (Figure 4).

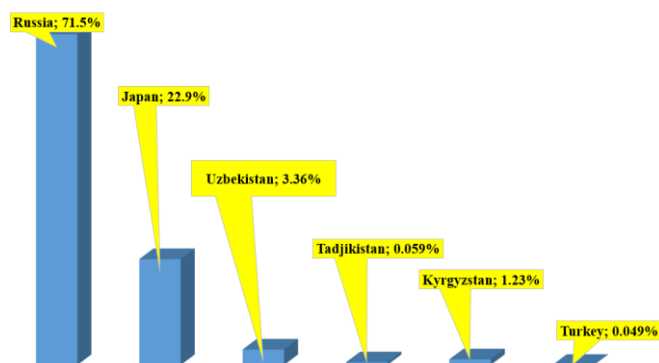


Figure 4. Kazakhstan's exports of silicomanganese in 2021

Accordingly, in 2021, the largest amount of silicomanganese was imported to Kazakhstan from Russia and Turkey [3-4].

3. Results and discussion

3.1. Prospects for the production of silicomanganese

2022 was no different - manganese prices soared in the first half of the year after a sharp decline in supply brought on by challenging weather, COVID-19 restrictions in Australia and Russia's war in Ukraine. Slowing demand in China, typically a hotbed for infrastructure projects, put the brakes on manganese prices in the second half of the year.

Looking forward, analysts expect increasing infrastructure activity and demand for steel to boost the manganese market in 2023 and beyond. The metal is strongly dependent on demand from China, which requires large amounts of electrolytic manganese to produce steel for construction. Interest in battery applications for manganese could also be a positive force moving into the future as the green energy transition progresses. Benchmark Mineral Intelligence projects that demand for manganese will increase by eight-fold over the next decade on rising demand for electric vehicle batteries.

Immediately after the beginning of the military aggression of the Russian Federation in Ukraine, prices for ferroalloys rose sharply, as markets panicked, and buyers stocked up on products for the future. The spring increase in prices for ferroalloys improved the financial condition of producers, especially against the background of rising energy costs. However, this trend was not long-lasting, because end users were forced to reduce production.

In China, it is planned to halve the production of ferroalloys, which will entail a shortage of supply in the local market, and then an increase in domestic and world prices for ferroalloys. At the same time, European ferroalloy production is seriously affected by the energy crisis that began even before the Russian invasion of Ukraine [19].

But metallurgy is a much more sustainable industry than agriculture when it comes to external pressures. Alloys such as ferromanganese and silicomanganese, which Georgia specializes in, are necessary for the production of steel as deoxidizing and strengthening agents. Prices for these alloys have risen amid European concerns about supply disruptions from Ukraine, which is also a major producer of them: before the war, about 30 percent of silicomanganese was supplied to the European Union from Ukraine [4].

Increasing investments in silicomanganese is a key trend gaining popularity in the silicomanganese market. The largest companies operating in the silicomanganese market pay special attention to expanding their production capacities by increasing production volumes and investments in the market. For example, in August 2022, Arab Alloys, an Egyptian ferroalloy manufacturer, invested \$32.795 million (1 billion Egyptian pounds) to create an industrial complex for the production of ferroalloys in the Suez Canal Economic Zone (SCZone) to produce 48,000 tons of ferrosilicon. It will also produce silicomanganese, which is mainly used in ferrous metallurgy, as well as metallic silicon, which is mainly used in the aluminum business. In addition, in October 2022, Pertama Ferroalloys (PFA), a Malaysian supplier of ferroalloys and silicomanganese, will invest 600 million US dollars (2.81 billion ringgit) in the second phase of expansion of its ferroalloy plant, which will become the first enterprise for smelting manganese alloys and ferrosilicon.

In January 2020, Vedanta Limited an India-based mining company acquired Ferro Alloys Corporation for \$12 million. The acquisition adds ferro alloys such as silicomanganese in the portfolio of Vedanta Limited. Ferro Alloys Corporation is an India-based producer of ferro alloys such as silicomanganese.

4. Conclusions

The most important reasons why Kazakhstan has full capacity to produce silicomanganese:

- sufficiency of manganese ores;

Onshore manganese reserves are large but unevenly distributed; reserves in the United States are of very poor quality and potentially involve high production costs. South Africa accounts for an estimated 70% of the world's manganese reserves. According to the U.S. Geological Survey, Kazakhstan produced 90,000 tons of manganese in 2021 and 110,000 tons in 2022. And the reserves of manganese ores amount to about 5 million tons.

- low electricity prices;

According to the data GlobalPetrolPrices.com for 2023, the average price of electricity for enterprises is 0.163\$ dollars per kWh. The lowest price is \$0.008 per kWh (Syria), and the highest is US \$0.645 per kWh (Italy). The calculations used a consumption of 1,000,000 kWh per year. In Kazakhstan, the price of electricity is 0.064\$ dollars per kWh.

Acknowledgements

This research was funded by the Science Committee of the Ministry of Science and Higher Education of the Republic of Kazakhstan (No. AP 14972750).

References

- [1] Mysik, V. F., Zhdanov, A.V. & Pavlov, V. A. (2018). Metallurgy of Ferroalloys: Technological Calculations. Yekaterinburg: Uralsky University Publishing House. <http://elar.urfu.ru/handle/10995/64931>
- [2] International Manganese Institute. (2021). [Mn] Annual Review. Retrieved from: <https://www.manganese.org/wp-content/uploads/2022/01/IMnI-Annual-Review-2021-3.pdf>
- [3] The Observatory of Economic Complexity (OEC). Retrieved from: <https://oec.world/en/resources/about>

- [4] Silico Manganese Global Market Report. (2023). Retrieved from: <https://www.thebusinessresearchcompany.com/report/silico-manganese-global-market-report>
- [5] Mysteel. (2022). Introduction to Guangxi silicon manganese industry. Retrieved from: https://m.mysteel.com/22/0406/21/972B3CAC10E483D6_abc.html
- [6] Indian minerals yearbook, part-II: metals & alloys. (2019). Ferroalloys. Retrieved from: https://ibm.gov.in/writereaddata/files/10082021114527Ferroalloys_2019.pdf
- [7] Indian Minerals Yearbook, part- III: Mineral reviews (2020). Manganese ore. Retrieved from: https://ibm.gov.in/writereaddata/files/04272022163406Manganese_2020.pdf
- [8] Sithole, N.A., Rambuda, N., Steenkamp, J.D., Hayman, D.A. & Hockaday, C. (2018). Silicomanganese production at Mogale Alloys. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, (118), 1205-1216. <http://dx.doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n11a11>
- [9] Eramet.no. (2023). The ERAMET Group. Retrieved from: <https://eramet.no/en/the-eramet-group/>
- [10] Eramet.com. (2022). Explore & produce: From extraction to finished product. Retrieved from: <https://www.eramet.com/en/activities/explore-produce-extraction-finished-product>
- [11] Ferroglobe.com. (2022). Ferroglobe Acquires Glencore European Manganese Plants In France And Norway, Doubling Its Global Manganese Alloy Capacity. Retrieved from: <https://www.ferroglobe.com/press/news/ferroglobe-acquires-glencore-european-manganese-plants-in-france-and-norway-doubling-its-global-manganese-alloy-capacity/>
- [12] The Norwegian Environment Agency. (2020). Ferroglobe Mangan Norge – Produksjonsforhold. Retrieved from: <https://www.norskeutslipp.no/no/Diverse/Virksomhet/?CompanyID=6476>
- [13] Ferroglobe Mangan Norge. (2020). Retrieved from: <https://www.ferroglobe.com/news-releases/news-release-details/ferroglobe-reports-results-first-quarter-2020>
- [14] Overview of the Norwegian metallurgical industry. (2020). Part 1: Companies and Production. Retrieved from: <https://www.ntnu.edu/documents/1263635097/1279861738/Student+report+2020+Part+1+Companies+and+Production+%281%29.pdf/a83d729c-1357-3194-99fa-8dec542effc6?t=1621337160315>
- [15] Georgian Manganese LLC (GM). (2023). Retrieved from: <https://gm.ge/ru/about-us>
- [16] Kurdadze, G. (2018). Research and optimization of silica production technology to increase the useful use of manganese (doctoral dissertation). *Georgian Technical University, Tbilisi*
- [17] Metallplace. (2023). Ferroalloy production in Ukraine: an overview. Retrieved from: https://metallplace.ru/news/030322_6/
- [18] Grishchenko, S.G., Kuzin, V.S., Ovcharuk, A.N., Chaplygin, D.V., Olshansky, V.I., Filippov, I.Yu. & Taran, A.N. (2016). Mastering the technology of smelting silicomanganese using highly reactive reducing agents. *Modern problems of metallurgy*, 19(1), 8-17
- [19] GMK CENTER. (2023). Retrieved from: <https://gmk.center/interview/sergej-kudryavcev-zavody-ferrosplavov-v-konce-2022-go-byli-zagruzheny-na-30/>
- [20] Boyarko, G.Y. & Khatkov, V.Y. (2018). Commercial streams of ferroalloys in Russia. *Chernye Metally*, (3), 60 - 69
- [21] Boyarko, G.Y. & Khatkov, V.Y. (2019). Pricing factor for import of limited mineral raw materials. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University, Geo Assets Engineering*, 330(3), 126 – 135. <https://doi.org/10.18799/24131830/2019/3/156>
- [22] Aksu Ferroalloy Plant. (2023). Retrieved from: <https://www.kazchrome.com/ru/business-overview/divisions/aksu/>
- [23] JSC SAT&Company. (2016). Annual Report. Retrieved from: https://kase.kz/files/emitters/SATC/satcp_2016_rus.pdf
- [24] Tastanova, A., Kuldeev, E., Temirova, S., Abdykairova, G. & Biryukova, A. (2023). Processing of low-quality manganese-containing raw materials to obtain pellets for production ferromanganese alloys. Review. *Engineering Journal of Satbayev University*, 145(4), 10–18. <https://doi.org/10.51301/ejsu.2023.i4.02>

Әлемдегі ферросиликомарганец нарығын талдау: шолу

Е.Н. Махамбетов¹, Е.А. Мыңжасар^{2*}, А.М. Әбдірашит², Ю. Онуралп³

¹Ж.Әбішев атындағы Химия-металлургия институты, Қарағанды, Қазақстан

²Қарағанды индустриялық университеті, Теміртау, Қазақстан

³Ыстамбұл техникалық университеті, Ыстамбұл, Түркия

*Корреспонденция үшін автор: ye.myngzhassar@gmail.com

Аңдатпа. Бұл мақалада әлемдегі және Қазақстандағы ферросиликомарганецтің өндірісі мен сауда айналымы туралы мәліметтер келтірілген. Осы зерттеулерге сүйене отырып, ферросиликомарганецтің болашақ күйін болжауға болады. Әлемдік силикомарганец нарығының көлемі 2022 жылы 25.98 миллиард доллардан 2023 жылы 28.33 миллиард долларға дейін өседі деп күтілуде, жылдық жиынтық өсу қарқыны (CAGR) 9%. Ресей - Украина соғысы кем дегенде қысқа мерзімде Covid-19 пандемиясынан кейін әлемдік экономиканы қалпына келтіру мүмкіндігін бұзды. Екі ел арасындағы соғыс көптеген елдерге экономикалық санкциялар, тауарлар бағасының өсуі және жеткізілім тізбегінің бұзылуы әкелді, бұл тауарлар мен қызметтердің инфляциясын тудырды және бүкіл әлемдегі көптеген нарықтарға әсер етті. 2027 жылы силикомарганецтің әлемдік нарығының көлемі орташа жылдық өсу қарқыны 7.9%-бен 38.35 млрд доллар жетеді деп күтілуде. Болат өнімдеріне сұраныстың артуы силикомарганец нарығының одан әрі өсуіне ықпал етеді деп күтілуде. Болат өнімдері әртүрлі әдістермен зауыттарда темір мен металдан жасалған және көміртегі, мырыш және басқалары сияқты қорытпалармен араласатын өнімдер деп аталады. Силикомарганец көміртекті болат, легирленген болат, марганец болаты сияқты әртүрлі мақсаттағы Болаттың әртүрлі түрлерін өндіру үшін қолданылады. Бұл қолдану болат өнімдерін өндіруде силикомарганецке сұраныстың артуына әкеледі. Мысалы, 2022 жылы Бельгияның халықаралық қара металлургия Сауда Ұйымы - Дүниежүзілік Болат қауымдастығының (WSA) мәліметтері бойынша болат тұтыну 2022 жылы 0.4%-ға артып, 1840,2 миллион тоннаға жетеді. Болат тұтыну 2023 жылы 2.2%-ға артып, 1 881.4 миллион тоннаға жетеді, осылайша болат өнімдеріне сұраныстың артуы силикомарганец нарығын ынталандырады.

Негізгі сөздер: ферросиликомарганец, марганец кені, болат, нарықты талдау, экспорт, импорт.

Анализ рынка ферросиликомарганца в мире: обзор

Е.Н. Махамбетов¹, Е.А. Мыңжасар^{2*}, А.М. Абдирашит², Ю. Онуралп³

¹Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева, Караганда, Казахстан

²Карагандинский индустриальный университет, Темиртау, Казахстан

³Стамбульский технический университет, Стамбул, Турция

*Автор для корреспонденции: ye.myngzhassar@gmail.com

Аннотация. В данной статье представлены данные о производстве и торговом обороте ферросиликомарганца в мире и Казахстане. Основываясь на этих исследованиях, можно предсказать будущее состояние ферросиликомарганца. Ожидается, что объем мирового рынка силикомарганца вырастет с 25.98 млрд долларов в 2022 году до 28.33 млрд долларов в 2023 году при совокупном годовом темпе роста (CAGR) 9%. Российско-украинская война подорвала шансы на восстановление мировой экономики после пандемии Covid-19, по крайней мере, в краткосрочной перспективе. Война между этими двумя странами привела к экономическим санкциям в отношении многих стран, росту цен на сырьевые товары и сбоям в цепочках поставок, что вызвало инфляцию товаров и услуг и затронуло многие рынки по всему миру. Ожидается, что в 2027 году объем мирового рынка силикомарганца достигнет 38.35 млрд долларов при среднегодовом темпе роста 7.9%. Ожидается, что растущий спрос на стальную продукцию будет способствовать дальнейшему росту рынка силикомарганца. Стальной продукцией называют продукцию, которая изготавливается из железа и металла на заводах различными методами и смешивается с такими сплавами, как углерод, цинк и другие. Силикомарганец используется для производства различных типов стали различного назначения, таких как углеродистая сталь, легированная сталь, марганцевая сталь. Такое использование приводит к увеличению спроса на силикомарганец при производстве стальной продукции. Например, в 2022 году, по данным Всемирной сталелитейной ассоциации (WSA), бельгийской международной торговой организации черной металлургии, потребление стали увеличилось на 0.4% в 2022 году, достигнув 1840.2 млн тонн. Потребление стали увеличится на 2.2% в 2023 году, достигнув 1 881.4 млн т. Таким образом, растущий спрос на стальную продукцию стимулирует рынок силикомарганца.

Ключевые слова: ферросиликомарганец, марганцевая руда, сталь, анализ рынка, экспорт, импорт.

Received: 03 January 2024

Accepted: 15 June 2024

Available online: 30 June 2024

<https://doi.org/10.51301/ejsu.2024.i3.03>

Technological research of gold-bearing ore using gravity and flotation methods

R.A. Abdulvaliev, A.K. Kozhanova*, O.V. Atanova, D.R. Magomedov, K.M. Smailov, S.Zh. Yusupova

Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation, Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

*Corresponding author: aigul_koizhan@mail.ru

Abstract. The paper presents the results of technological research on the extraction of gold by hydrometallurgical methods, as well as the beneficiation of gold ore using the methods of centrifugal concentration of gravity and flotation. Valuable ore components were identified by quantitative chemical analysis; a study of the material composition showed that the main industrially valuable mineral in the ore is gold with a content of up to 1.60 g/t, with accompanying silver - 27.96 g/t. Studies of the granulometric composition showed gold content in different size classes, the maximum gold content was 8.01 g/t in samples of size class -0.071 mm. X-ray fluorescence, X-ray phase chemical, fire assay analyzes for gold and silver content were carried out, and a mineralogical study of the ore sample was carried out. Based on the research results, conclusions were drawn about the properties of the deposit's ore; according to mineralogical analysis, the ore under study belongs to the low-sulfide primary type, gold is found mainly in free form and in intergrowths with minerals, the technological type of ore is easily enriched, finely disseminated. It was established that the studied ore is effectively enriched by gravity and flotation methods; as a result of the gravity-flotation scheme, 96.29% of gold was extracted into enrichment concentrates; with the enrichment scheme using surfactants, 91.31% of gold was extracted into concentrates. The recovery of gold by direct cyanidation from ore crushed to 95% of -0.074 mm class was up to 92.78%. The results obtained indicate that gold in the ore is in forms extractable by cyanide leaching. Studies have been conducted on the use of surfactants in the process of flotation and extraction of gold from raw materials by cyanidation in order to evaluate the effectiveness of the processes.

Keywords: *mineralogical analysis, gravity, flotation, surfactant, cyanidation, gold.*

1. Введение

Проблема истощения минерально-сырьевой базы и сокращения эксплуатации крупных месторождений и ввод в разработку малых месторождений с часто бедным и сложным сырьем, определяет новые требования к проведению исследований, поискам и добыче полезных ископаемых. Сложный, неоднородный и изменчивый состав руд даже в пределах одного месторождения усложняет схему переработки и вызывает необходимость корректировки технологических режимов, а иногда требует производить переработку руд по различным технологическим схемам [1].

Среди важных технологических и эксплуатационных параметров технологических циклов подготовки руды и извлечения целевого металла, можно выделить: минералогию руды, крупность исходного материала, конструкционные решения машин флотации и гравитации, режим скорости подачи исходного материала, плотность и температуру пульпы, концентрация реагентов [2].

Золотосодержащие руды характеризуются большим разнообразием вещественного и химического состава и могут иметь различия даже в пределах одного месторождения. Вещественный состав руды может быть определяющим для выбора методов обогащения и металлургического извлечения ценных компонентов. Часто в месторождениях, имеющие промышленное значение, встре-

чаются сульфидные и кварц-сульфидные золотосодержащие руды, в которых золото может встречаться в форме сростков с минералами, самородного золота, различной крупности, от крупного до мелкого, так же тонкодисперсного и пылевидного, что предполагает для их переработки различные технологические схемы по извлечению [3].

Самым распространенным методом переработки золотосодержащих руд является цианирование с последующим гидрометаллургическим выделением золота, при переработке упорных руд прямым цианированием или комбинированным способом, включающим передел рудоподготовки и обогащения флотацией, золото извлекается до 60-75%, при обогащении легкообогащаемых руд золото извлекается более чем 90% [4-7].

Руды, в которых золото тонкодисперсное и ассоциировано с сульфидами, считаются упорными для процесса цианирования и требуют тонкого и сверхтонкого помола измельчения для вскрытия золота, увеличивается расход реагентов и усложняется технологическая схема усреднения и обезвоживания, такое сырье подвергают обогащению, а именно флотации с достаточно высокими выходами в концентрат. Применение схем обогащения для рудного золотосодержащего сырья зависит от таких факторов, как крупность золотых частиц и их форма, ассоциация с минералами, смачиваемость, наличие сульфидов, как показано в исследованиях многих авторов, как в [8].

Схемы и режимы флотации золотых руд зависят от вещественного состава сырья, наличием сульфидных соединений, окислов железа, которые способствуют образованию устойчивой пены, трудно флотируемых крупных частиц золота, ассоциаций с минералами, сростков и покрытых пленками частиц, такие пленки чаще всего состоят из окислов металлов и могут быть различной толщины. Характер пленки может в той или иной мере влиять на флотируемость золота. Так же на процесс флотации влияет размер и форма золотин, так, частицы золота, содержащиеся в пирите, очень мелкие, пылевидные, имеют форму листков или хлопьев, достаточно хорошо поддаются флотации. Рудоподготовка, дробление руды, может влиять на процесс флотации, обминание и расплющивание частиц, производимые в цикле измельчения, приводят к образованию частиц овального сечения, расплющенных, пластинчатых частиц, что понижает флотируемость золота [9].

Флотация чисто кварцевых золотых руд может осуществляться посредством предварительного смешения с сульфидными рудами или специального подбора реагентов, создающих устойчивую пену. Флотация дает возможность удалить составные части руды, такие, как колчеданы, которые осложняют процессы при извлечении золота. Перед флотацией необходимо предусмотреть выделение крупного золота, что может осуществляться при включении в схему обогащения, в голову процесса, гравитационных методов, что выделит в гравитационный концентрат относительно крупное золото. Выведение из руды крупного свободного золота в концентрат снижает возможность аккумуляции золота в измельчительных аппаратах. Влияние конструкции аппаратов гравитационного обогащения, способов улавливания золотых частиц рассмотрены в том числе как в исследованиях [10].

При цианировании извлечение золота определяется степенью вскрытия сырья и достаточным контактом золотин с выщелачивающим раствором, золото тонкодисперсное, в сростках требует дополнительных технологических схем вскрытия. В данной работе для определения эффективности цианирования проводили бутылочные тесты, технологические испытания по динамическому выщелачиванию в динамическом режиме. Испытания проводились с пробами различной крупности и веса, в условиях, приближенных к производственным и обеспечивают получение информации по расходу реагентов, степени извлечения ценного компонента.

2. Материалы и методы

Объектом исследований являлась поступившая в АО «ИМиО» золотосодержащая руда Казахстанского месторождения, проба была проанализирована и исследована на обогатимость и гидрометаллургическую переработку цианированием с целью извлечения золота в продуктивный раствор. При выполнении технологических исследований, определяют характеристики вещественного состава, определяющие технологию получения золота, а именно, форму нахождения золота в руде и размер частиц, наличие сопутствующих ценных компонентов, наличие компонентов, осложняющих технологию, степень окисленности руд.

Для проведения химических, пробирных, рентгенофазового, рентгенофлуоресцентного и минералогических анализов из усредненной, дробленной и измельченной до крупности 95% класса -0.071 мм руды отобраны частные пробы. Для определения содержания золота в руде проведены атомно-абсорбционный и пробирно-гравиметрический анализы. Пробирный анализ проводился на двух пробах. Фактическое среднее содержание золота в пробе, по данным пробирного анализа, составило 1.9 г/т. Химический анализ выполнялся на рентгенофлуоресцентном спектрометре Axios «PANalytical». Рентгенофазовый анализ руды выполнялся на дифрактометре D8 ADVANCE «Bruker Elemental GmbH».

Изучение минерального состава руды выполнялось на односторонних отполированных аншлифах из руды, с использованием оптического микроскопа Leica P2500 и поляризационного микроскопа OLYMPUS BX51.

Для определения характеристик измельчаемости руды и степени раскрытия минералов при дроблении, были проведены тесты в шаровой лабораторной мельнице при следующих параметрах: загрузка руды 0.3 кг; воды 0.3 л; шары 3.0 кг, отношение руда:вода:шары = 1:1:10.

Исследованы гранулометрические характеристики распределения золота по классам крупности измельченной руды. Контроль дисперсного состава пробы измельченной руды выполнялся на настольном лазерном анализаторе размеров частиц WINNER 2000E.

На пробе руды, измельченной до 95% класса -0.074мм, были проведены тесты по гравитации на 3-х дюймовом центробежном концентраторе Нельсона – Knelson KC-МД 3 с переменным центробежным ускорением, по методике компании Knelson. Режимы и условия проведения тестов: для проведения исследований были взяты навески по 20 кг, ускорение гравитационного падения 60G, диаметр конуса концентратора равен 7.5см, поток воды 3.5 л/мин, давление 15 кПа, содержание твердого в пульпе, подаваемой на гравитационное обогащение, 25-30%. Тесты были проведены в двух вариантах, как по стандартной методике, так и с добавлением ПАВ.

Тесты по флотации руды проводили на лабораторной флотационной машине ФМЛ-3, с объемом камер 0.75, 1.0 и 3.0 л, в открытом цикле с фракционным съемом флотоконцентрата, при визуальном контроле окончания процесса. Флотация проводилась в двух вариантах, по стандартной методике, при pH – 8.5-9.0; в качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат -150 г/т, вспениватель С 7-100 г/т; при плотности пульпы 25% твердого, и с добавлением ПАВ. При использовании варианта с ПАВ добавка вспенивателя не производилась.

Для оценки эффективности цианидного выщелачивания золота из руды проводятся бутылочные тесты. Для проведения исследований пробы руды массой 3000 г были измельчены до 95.0% класса -0.071 мм. Крупность руды до измельчения -2 мм. Время измельчения – 23 минуты, что свидетельствует о средней крепости руды. Измельчение руды проводили в лабораторной мельнице при соотношении руда:вода:шары = 1:1:10.

Цианирование измельченной руды проводилось при концентрациях раствора цианида 1 г/л и 0.5 г/л, при перемешивании в бутылках емкостью 1 л на лабораторном бутылочном агитаторе со скоростью вращения 40 оборотов при соотношении Т:Ж=1:3 в параллелях в течение 24 часов.

3. Результаты и обсуждение

Технология получения ценного компонента разрабатывается на основе исследований, выявляющих тип руды, факторов, характеризующих упорность руды в процессе цианирования, эффективность процессов обогащения, стоимости рудоподготовки. Руда с тонкой вкрапленностью в породообразующих минералах таких, как кварц, пирит, арсенопирит, теллуристые руды, упорность руды определяется тесной ассоциацией золота с кварцем и сульфидами, медленное растворение золота в цианидном растворе. Руды, в которых основная масса золота находится в свободном состоянии, легко цианируются. Крупное золото извлекается гравитацией в богатые концентраты. Руды, содержащие тонкодисперсное золото, ассоциированное с минералами, особенно с сульфидами, требуют тонкого или сверхтонкого измельчения для раскрытия золота, и предполагается эффективность флотации [11]. Гранулометрические характеристики, эффективность измельчаемости и тип рудных ассоциаций определит основные технологические переделы.

Гранулометрический состав исходной пробы по классам крупности. По результатам ситового анализа руды, распределение золота по классам крупности неравномерное, как представлено в таблице 1, содержание золота в разных классах крупности с тенденцией увеличения от крупных классов к мелким: от 1.4 до 8.01 г/т. Максимальное содержание ценного компонента отмечено в классе крупности -0.071 мм -8.01 г/т. Подобный характер распределения может свидетельствовать о присутствии в руде тонкого золота, постепенно раскрывающегося по мере измельчения руды. Среднее содержание золота по данным ситового анализа составило 1.8 г/т.

Таблица 1. Гранулометрическая характеристика дробленной руды (+2 мм) с распределением золота по классам крупности

Классы, мм	Выход класса, %		Содержание, г/т	Распределение, %
			Au	Au
+2.0	6381	63.81	1.4	49.63
- 2.0 + 1.0	1525	15.25	2.5	21.18
- 1.0 + 0.16	1770	17.7	2.26	22.22
-0.16+0.074	266	2.66	3.01	4.44
- 0.071	58	0.58	8.015	2.58
Итого	10000	100	1.8	100

По результатам тестов для пробы руды были построены графики зависимости крупности получаемого продукта от времени измельчения. По характеру измельчения руда отнесена к категории мягких руд, для достижения содержания в измельченной руде 95% класса - 0.071 мм, время измельчения составляет 40.0 минут. В таблице 2 приведены результаты тестов по измельчаемости руды и на рисунке 1 график зависимости класса - 0.071 мм от продолжительности измельчения руды.

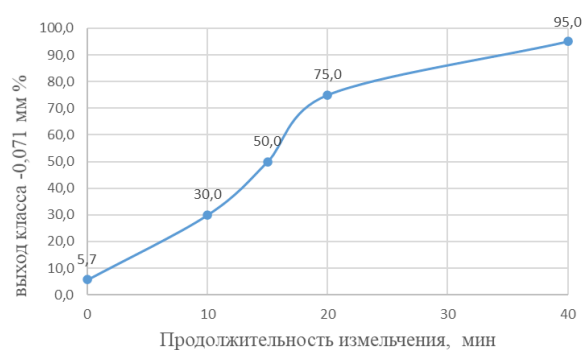


Рисунок 1. График измельчаемости пробы исследуемой руды

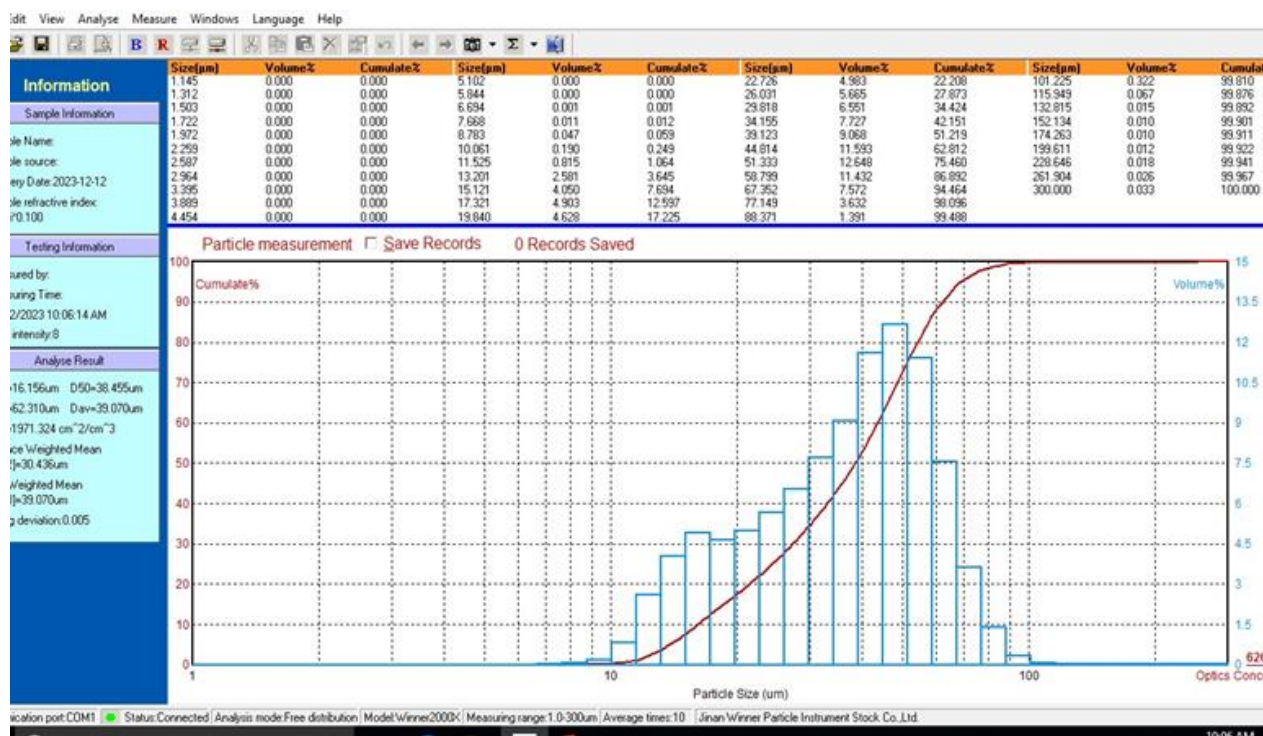


Рисунок 2. Дисперсионный анализ измельченной пробы золотосодержащей руды

Определен гранулометрический состав измельченной проб: а) 65% -0.071 мм, б) 70% -0.071 мм, в) 95% -0.071 мм, г) 10 микрон 100% -0.01 мм. Результаты дисперсионного анализа измельченных проб приводятся на рисунке 2.

Из результатов дисперсионного анализа следует, что в исходной пробе измельченной руды наибольшую часть составляют классы крупности: 95% -0.071 мм. Далее изучен фазовый и элементный состав с помощью рентгенофазового и рентгенофлуоресцентного методов анализа. Результаты приведены в таблицах 2, 3.

Таблица 2. Фазовый состав исходной пробы золотосодержащей руды

Наименование	Формула	S-Q, %
Quartz, syn	SiO_2	82.3%
Albite, ordered	$\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$	9.7%
Muscovite-2M1	$\text{KAl}_2((\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH})_2)$	5.2%
Calcite	CaCO_3	1.7%
Cronstedtite-2H2	$\text{Fe}_3(\text{Si}_{1.32}\text{Fe}_{0.68})\text{O}_5(\text{OH})_4$	1.2%

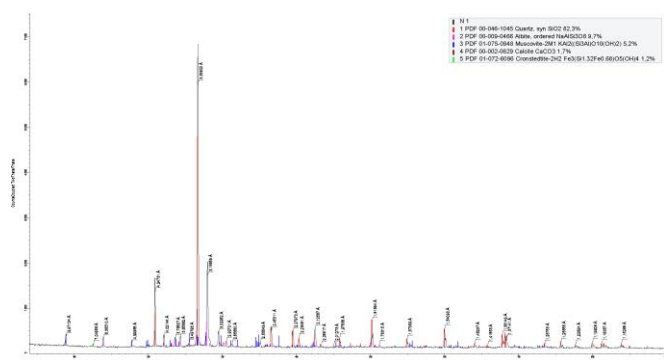


Рисунок 3. Фазовые исследования пробы золотосодержащей руды

По результатам анализа, основными рудо составляющими окислами являются силикаты, минералы кварц и альбит, и мусковит, их массовая доля составляет в пробе 82.3; 9.7; 5.2% соответственно.

Таблица 3. Результаты рентгенофлуоресцентного анализа исходной пробы руды

Наименование элементов	Содержание, %
O	49.811
Na	1.963
Mg	0.211
Al	4.347
Si	29.428
P	0.087
S	0.011
Cl	0.017
K	0.525
Ca	2.191
Ti	0.360
Mn	0.039
Fe	2.078
Zn	0.004
As	0.019
Rb	0.004
Sr	0.013
Zr	0.01
Pb	0.005

Результаты флуоресцентного анализа коррелируют с результатами фазового анализа, наибольшее количество по массовой доле из всех присутствующих элементов являются кремний, кислород, алюминий и натрий, которые составляют основу кварца, мусковита и альбита, определяя рудообразующие окислы, как кварцевые.

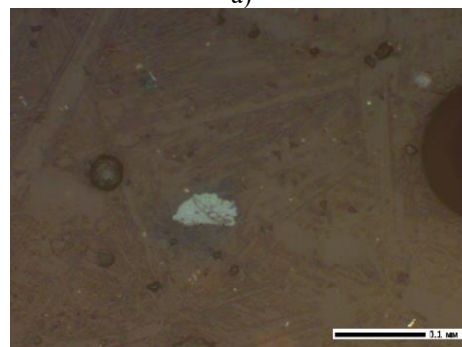
3.1. Минералогические исследования. Изучение вещественного состава пробы руды

Из пробы дробленной руды изготовлен полированный искусственный аншлиф, который изучался на микроскопе марки LEICADM 2500 P с увеличением 200. Обнаружен пирит-желтый, изотропный минерал, отмечается в виде ангедральных неправильных свободных зерен. Размер зерен составляет от тысячных долей мм до 0.025 мм (рисунок 4, а). В исследованиях золотосодержащих руд и форм нахождения ценных компонентов, показано, что частицы тонкодисперсного золота распространены более широко, чем видимые золотины и что именно эта форма нахождения самородного золота является основной [12].

Гидроокислы железа-серый минерал, с низкой отражательной способностью, отмечаются в виде неправильной формы зерен с извилистыми границами. Размер зерен составляет от тысячных долей мм до 0.06-0.07 мм (рисунок 4, б).



а)



б)

Рисунок 4. Минералогический анализ руды. Пирит с размером 0.025 мм (а) и гидроокислы железа с размером 0.06 мм (б)

Изучение вещественного состава пробы руды позволило сделать следующие выводы:

- материал пробы характеризуется золото-пиритно-кварцевой формацией вкрапленного типа;
- основным промышленно-ценным минералом в руде является золото, сопутствующим – серебро. По данным пробирного анализа содержание золота в исследованной технологической пробе находится на уровне 1.7-1.9 г/т, серебра – 22.95 г/т. Вид руды довольно мягкая и легко дробится.

– проба относится к первичным малосульфидным рудам;

– присутствующие в руде примеси цветных металлов не будут осложнять процесс выплечивания золота ввиду их небольшого количества.

3.2. Исследования по обогащению

Гравитация успешно используется для извлечения золота, в исследованиях [13-14] предполагается эффективность гравитационных методов в том числе и для мелкого золота.

Гравитационное обогащение велось в одну стадию со стандартным обогащением и с добавкой ПАВ. Результаты по гравитационному обогащению пробы представлены в таблице 4. В гравитационный концентрат при стандартной схеме обогащения извлеклось 89.180% золота, при использовании ПАВ, результат извлечения золота составил 76.69%.

Таблица 4. Результаты гравитационного обогащения исходной руды

Наименование продукта	Выход		Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
	г	%		
Концентрат	1187	5.935	27.241	89.180
Хвосты	18813	94.065	0.209	10.82
Руда	20000	100	1.81	100.0
<i>Гравитационное обогащение с добавкой ПАВ</i>				
Концентрат	1170	5.85	18.464	76.69
Хвосты	18830	94.15	0.349	23.31
Руда	20000	100.0	1.41	100.00

В результате гравитационного обогащения получен концентрат с содержанием золота 27.241 г/т, что при выходе 5.935% дает извлечение 89.18%. Последующее флотационное обогащение хвостов гравитации с содержанием золота 0.209 г/т позволило получить основной концентрат с содержанием 1.145 г/т и контрольный – 0.276 г/т. В итоговых хвостах при этом осталось 0.085 г/т золота. В результате гравитационно-флотационной схемы в концентраты обогащения было извлечено 96.29% золота: 89.18% в гравитационный концентрат, 6.38% в основной концентрат флотации хвостов гравитации и 0.73% в контрольный. В отвальных хвостах осталось 3.71% золота. Остаточное золота в хвостах перечисток составляет 1.69 %, в производственных условиях данные хвосты поступают в повторный цикл обогащения согласно замкнутой схеме флотации, результаты исследований представлены в таблице 5. Перечистные операции основного концентрата позволили получить концентрат с содержанием 56.706 г/т золота.

Применение предварительной обработки ПАВ, на данном типе сырья, в случае гравитационно-флотационной схемы обогащения показало меньшие результаты по сравнению со стандартной схемой. Так, в гравитационный концентрат было извлечено 76.69% золота при содержании 18.464 г/т. В хвостах последующей флотации хвостов гравитационного обогащения с ПАВ осталось 0.206 г/т золота, что составляет 8.69%. Таким образом, при гравитационно-флотационной схеме обогащения с ПАВ в концентраты было извлечено 91.31% золота. Выбор схемы и режима флотации золотосодержащих руд в первую очередь зависит от их вещественного состава.

Таблица 5. Результаты флотационного обогащения хвостов гравитации

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Извлечение E, Au, %	
	г	%		от руды	от операции
Основной концентрат	2021	10.105	1.145	6.38	58.98
Контрольный концентрат	953	4.765	0.276	0.73	6.70
Хвосты	15839	79.195	0.085	3.71	34.32
Исходное сырье (хвосты гравитации)	18813	94.065	0.209	10.82	100.00
<i>Флотационное обогащение хвостов гравитации с ПАВ</i>					
Основной концентрат	5723	28.615	0.67	13.66	58.57
Контрольный концентрат	1224	6.12	0.223	0.97	4.16
Хвосты	11883	59.415	0.206	8.69	37.27
Исходное сырье (хвосты гравитации)	18830	94.15	0.349	23.31	100.00

При правильно выбранных схемах и реагентных режимах особенно эффективны стадийные схемы флотации. Флотацию всех золотосодержащих руд ведут обычно в слабощелочной среде при pH = 7-9, создаваемой содой или известью [15]. В качестве собирателя применяются этиловый или бутиловый ксантогенаты. На большинстве предприятий, перерабатывающих сульфидные золотосодержащие руды, флотации подвергают хвосты гравитационного обогащения (чаще всего хвосты отсадки), не содержащие крупного золота. В отдельных случаях коллективная флотация сульфидных золотосодержащих руд дополняется селективной с извлечением в концентрат преимущественно свободного золота или же одного из наиболее ценных сульфидов, например, пирита, остальные сульфидные минералы, не содержащие золота, депрессируют и удаляют в хвосты флотационного обогащения, в результате уменьшается выход концентрата, повышается его качество и соответственно снижаются расходы при металлургической переработке этого концентрата. При обработке золотосодержащих руд, основными сульфидными компонентами которых являются пирит и арсенипирит, процесс селективной флотации состоит в разделении именно этих минералов [16].

Таблица 6. Результаты флотационного обогащения пробы руды

Операция/Условия	Продукт	Масса, г	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение E Au, %
Флотация исходной руды. Основная флотация 10 минут, pH -9.5, ксантогенат 100 г/т, вспениватель С7 - 70 г/т, Na ₂ S - 10 г/т. Контрольная флотация 5 минут, pH -9.5, ксантогенат 50 г/т.	Основной концентрат	5114	25.57	3.00	83.85
	Контрольный концентрат	1671	8.355	0.739	6.75
	Хвосты	13215	66.075	0.13	9.4
	Исходное сырье (руда)	20000	100.00	0.914	100.00

В результате обогащения руды, стандартным флотационным методом, извлечение золота составляет 90.6%, учитывая 83.85% основной концентрат и 6.75% контрольный концентрат. Содержание золота в отработанных хвостах флотации составляет 0.13 г/т, что соответствует 9.4%. Последующая перечистка основного концентрата позволила получить продукт с содержанием

золота 35.3 г/т, при выходе 377 г равном 1.885%. Извлечение золота в концентрат двух перерешек составило 86.78% при расчете от операции по перерешке основного концентрата или 72.77% при расчете баланса от исходной руды. 11.08% золота остается в балансе операций по перерешке.

При флотационном обогащении руды, обработанной ПАВ, извлечение золота составляет 93.34% (88.55% основной концентрат и 4.79% контрольный концентрат). В хвостах флотации остается 6.66% золота при содержании 0.096 г/т. В результате 2-х перерешечных операций основного концентрата, полученного с ПАВ, был получен концентрат перерешки с содержанием золота 10.836 г/т. Длительность процесса флотации 10 минут.

Таблица 7. Результаты флотационного обогащения пробы руды с применением ПАВ

Операция/ Условия	Продукт	Масса, г	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение E Au, %
Флотация исходной руды с ПАВ - 100 г/т. Основная флотация 10 минут, pH -9,5, ксантогенат 100 г/т, Na ₂ S - 10 г/т. Контрольная флотация 5 минут, pH -9,5, ксантогенат 50 г/т.	Основной концентрат	5533	27.665	3.08	88.55
	Контрольный концентрат	1123	5.615	0.821	4.79
	Хвосты	13344	66.72	0.096	6.66
	Исходное сырье (руда)	20000	100.00	0.962	100.00

Извлечение золота в перерешечный концентрат при этом составило 57.27% от основного концентрата и 50.71% от золота исходной руды. Таким образом при использовании ПАВ, из 88.55% извлекаемого в основной концентрат золота 37.84% остаются в балансе перерешечных операций.

Для оценки эффективности цианидного выщелачивания золота из руды были проведены бутылочные тесты на измельченном материале. Бутылочные тесты обеспечивают получение первичной информации об эффективности цианирования руды, коэффициентах извлечения благородных металлов и потребности в реагентах. Достигнутые показатели извлечения должны рассматриваться как максимально возможные, поскольку измельчение руды полнее раскрывает золото, что обеспечивает максимальный доступ к нему цианидного раствора.

Тесты по цианированию проведены с использованием бутылочного агитатора со скоростью вращения 40 оборотов в минуту, методом прямого цианирования со снятием кинетики выщелачивания. На протяжении всего цикла выщелачивания проводился контроль pH раствора, концентрации цианида натрия и извести, при необходимости осуществлялась коррекция концентрации реагентов. По окончании 24 часов цианирования раствор был отделен от хвостов цианирования и проанализирован. Хвосты цианирования были промыты, разделаны по стандартной методике и проанализированы. Результаты бутылочных тестов приведены в таблицах 8, 9.

В промышленных условиях используется схема цианидного выщелачивания, которая применяется для переработки руды с высоким содержанием микронного золота, которое не полностью извлекается гравитационными

способами, при которой руда первичного измельчения и классификации отправляется на гравитационное обогащение, концентрат с наиболее крупным золотом подвергается интенсивному цианированию и электролизу. Кек с нескрытым тонким золотом совместно с хвостами гравитации до измельчается и цианируется методом чанового выщелачивания, золото доизвлекается [17-19].

Результаты анализа кека показали остаточное золото, в пределах 0.13 г/т, что дает основание предположить о наличии в руде ультратонко дисперсной формы золота.

Таблица 8. Результаты бутылочных тестов на измельченной пробе руды по кеку

Исходная Au, 1.8 г/т	Выщелачивающий раствор		Кек Au, г/т	Извлечение E Au, %
	NaCN, г/л	Т:Ж		
	1.0	1:3	0.13	92.78
	0.5	1:3	0.332	81.56
	0.5 ПАВ	1:3	0.625	65.28

Извлечение золота в продуктивный раствор составило 92.78% при выщелачивании раствором цианида с концентрацией 1 г/л.

Таблица 9. Результаты бутылочных тестов на измельченной пробе руды по продуктивному раствору

Исходная Au, 1.8 г/т	Выщелачивающий раствор		Au, мг/л	Извлечение E Au, %
	NaCN, г/л	Т:Ж		
	1.0	1:3	0.298	91.06
	0.5	1:3	0.289	79.48
	0.5 ПАВ	1:3	0.257	62.82

Результаты бутылочных тестов позволили сделать следующие выводы:

- руда пригодна для переработки цианированием;
- золото в руде в основном находится в свободном виде и в сростках, то есть формах, хорошо поддающихся выщелачиванию цианидными растворами: извлечение золота из измельченной до 95% класса -0.071 мм составило 81.56-92.783%.

Результаты показали, что при продолжительности выщелачивания 24 часа снижение концентрации цианистого натрия в растворе с 1.0 г/л до 0.5 г/л по-разному влияет на извлечение золота в раствор:

- при прямом цианировании извлечение золота снижается с 92.78% до 81.56%;
- при цианировании с ПАВ снижение концентрации NaCN приводит к уменьшению извлечения золота в раствор.

4. Выводы

Для проведения технологических исследований выполнены химический, пробирный на золото и серебро, рентгенофлуоресцентный, рентгенофазовый и минералогическое изучение исходной руды.

По данным пробирного анализа содержание золота в исследованной технологической пробе находится на уровне 1.34-1.60 г/т, серебра – 25.72-27.96 г/т.

Проба относится к типу малосульфидных первичных руд, золото-пиритно-кварцевой формацией вкрапленного типа, в которых золото находится в основном в свободном виде и в сростках с минералами.

Гравитационное обогащение проводили на концентраторе (Knelson) KC-MD3. Полученный гравитацион-

ный концентрат с выходом 5.935% содержал 27.241 г/т золота, в хвостах гравитации составило 0.21 г/т. Извлечение золота в гравитационный концентрат составило 89.18%. Последующее флотационное обогащение хвостов гравитации с содержанием золота 0.209 г/т позволило получить основной концентрат с содержанием 1.145 г/т и контрольный – 0.276 г/т золота. В итоговых хвостах при этом осталось 0.085 г/т золота. В результате гравитационно-флотационной схемы в концентраты обогащения было извлечено 96.29% золота: 89.18% в гравитационный концентрат, 6.38% в основной концентрат флотации хвостов гравитации и 0.73% в контрольный. В отвальных хвостах осталось 3.71% золота.

Применение предварительной обработки ПАВ, на данном типе сырья, в случае гравитационно-флотационной схемы обогащения показало меньшие результаты по сравнению со стандартной схемой. Так, в гравитационный концентрат было извлечено 76.69% золота при содержании 18.464 г/т. В хвостах последующей флотации хвостов гравитационного обогащения с ПАВ осталось 0.206 г/т золота, что составляет 8.69%. Таким образом, при гравитационно-флотационной схеме обогащения с ПАВ в концентраты было извлечено 91.31% золота.

Флотационное обогащение проводили в открытом цикле с фракционным съемом флотоконцентрата. Отмечено, что флотация проходит очень быстро, в течении 10 минут. Извлечение золота по стандартным флотационным методом составляет 90.6%, а именно 83.85% основной концентрат и 6.75% контрольный концентрат, в отработанных хвостах флотации составляет 0.13 г/т, что соответствует 9.4%.

Последующая перемешка основного концентрата позволила получить продукт с содержанием золота 35.3 г/т, при выходе 377 г равном 1.885%. Извлечение золота в концентрат двух перемешек составило 86.78% при расчете от операции по перемешке основного концентрат или 72.77% при расчете баланса от исходной руды. 11.08% золота остается в балансе операций по перемешке.

С применением ПАВ извлечение золота составляет 93.34%, 88.55% основной концентрат и 4.79% контрольный концентрат. В хвостах флотации остается 6.66% золота при содержании 0.096 г/т. В результате 2-х перемешек операций основного концентрата, полученного с ПАВ, был получен концентрат перемешки с содержанием золота 10.836 г/т. Извлечение золота в перемешной концентрат при этом составило 57.27% от основного концентрата и 50.71% от золота исходной руды

Извлечение золота цианированием из измельченной до 95% класса -0.074мм руды составило 81.56-92.78%. Полученные результаты свидетельствуют о том, что золото в руде находится в извлекаемых при цианидном выщелачивании формах.

Благодарность

Данное исследование было проведено при финансовой поддержке Министерства образования и науки Республики Казахстан в рамках грантового финансирования Министерства образования и науки Республики Казахстан (грант ВК18574018).

References / Литература

- [1] Kenzhaliyev, B., Koizhanova, A., Atanova, O., Magomedov, D. & Nurdin, H. (2023). Research and development of gold ore processing technology. *Complex Use of Mineral Resources*, 329(2), 63–72. <https://doi.org/10.31643/2024/6445.17>
- [2] Ilmaliyev, Z.B., Patihan, T., Tursunbekov, D.M., Sansyzbayeva, D.B. & Kassymova, G.K. (2022). Motivating factors of innovative research activities and barriers to R&D in Kazakhstan. *Cakrawala Pendidikan*, 41(3), 619-629. <https://doi.org/10.21831/cp.v41i3.47704>
- [3] Fedotov P.K., Senchenko A.E., Fedotov K.V. & Burdonov A.E. (2020). Concentration studies for low sulfide ores. *Obogashchenie Rud*, (1), 15–21. <https://doi.org/10.17580/or.2020.01.03>
- [4] Adamov, E.V. (2007). *Tekhnologiya rud tsvetnykh metallov. M: MISIS*
- [5] Bocharov, V.A., Ignatkina, V.A., Lapshina, G.A. & Khachatryan, L.S. (2004). Osobennosti izvlecheniya zolota iz zolotosoderzhashchikh sul'fidnykh rud. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten*, (12), 297–301
- [6] Bocharov, V.A., Sedel'nikova, G.V., Romanchuk, A.I., Kim D.Kh. & Savari, Ye.Ye. (2011). Novyye tekhnologii izvlecheniya blagorodnykh i tsvetnykh metallov iz rudnogo i tekhnogennogo syr'ya. *Plaksinskiye chteniya, Yekaterinburg: Fort Dialog-Iset'*
- [7] Chanturiya, Ye.L. & Ignatkina, V.A. (2002). Kombinirovannyye tekhnologii kompleksnoy pererabotki sul'fidnykh zolotosoderzhashchikh rud tsvetnykh metallov. *M.: RUDN*
- [8] Trebukhov, S., Volodin, V., Nitsenko, A., Linnik, X., Kilibayev, E., Kolesnikova, O. & Liseitsev, Y. (2023). Dearsenation of Gold-Bearing Composite Concentrates without Forced Displacement in a Sublimator. *Journal of Composites Science*, 7(9), 378. <https://doi.org/10.3390/jcs7090378>
- [9] Grosse, A.C., Dicinoski, G.W., Shaw, M.J. & Haddad, P.R. (2003). Leaching and recovery of gold using ammoniacal thio-sulfate leach liquors. *Hydrometallurgy*, 69(1–3), 1–21. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00169-X](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00169-X).
- [10] Banisi, S. (1990). An investigation of the behaviour of gold in grinding circuits (M.S. thesis). *Mining and Metallurgical Engineering, Department McGill University, Montreal, Canada*
- [11] Fedotov, P.K., Senchenko, A.E., Fedotov, K.V. & Burdonov, A.E. (2023). Technological studies of gold ore using centrifugal concentration methods. *News of the Ural State Mining University*, 3(71), 77–86. <https://doi.org/10.21440/2307-2091-2023-3-77-86>
- [12] Kenzhaliyev, B.K. (2019). Innovative technologies providing enhancement of non-ferrous, precious, rare and rare earth metals extraction. *Complex Use of Mineral Resources*, 3(310), 64–75. <https://doi.org/10.31643/2019/6445.30>
- [13] Petrovskaya, N.V. (1993). *Zolotyie samorodki. Ros. AN, In-t geologii rud. mestorozhdeniy, petrografii, mineralogii i geokhimii. Moskva: Nauka*
- [14] Aleksandrova, T.N., Aleksandrov, A.V., Litvinova, N.M. & Bogomyakova, R.V. (2013). Basis and development of gold loss reduction methods in processing gold-bearing clays in the Khabarovsk territory. *Journal of Mining Science*, (49), 319–325. <https://doi.org/10.1134/S1062739149020159>
- [15] Trebukhov, S., Volodin, V., Nitsenko, A., Linnik, X., Kilibayev, E., Kolesnikova, O. & Liseitsev, Y. (2023). Dearsenation of Gold-Bearing Composite Concentrates without Forced Displacement in a Sublimator. *Journal of Composites Science*, 7(9), 378. <https://doi.org/10.3390/jcs7090378>
- [16] Sangulova, I., Selyaev, V., Kuldeev, E., Nurlybaev, R. & Orynbekov, Y. (2021). Assessment of the influence of the structural characteristics of granular systems of microsilicon on the properties of thermal insulation materials. *Complex Use of Mineral Resources*, 320(1), 5–14. <https://doi.org/10.31643/2022/6445.01>

- [17] Abdykairova, G.Zh., Kenzhaliev, B.K., Koizhanova, A.K. & Magomedov, D.R. (2020). Investigation of the enrichment of low-sulfide gold-quartz ore. *Obogashchenie Rud*, (3), 14–18. <https://doi.org/10.17580/or.2020.03.03>
- [18] Pelikh, V.V. & Salov, V.M. (2012). Ob upravlenii protsessom tsianirovaniya zolota. *Vestnik IrGTU*, (11), 163–170
- [19] Yerdenova, M.B., Koyzhanova, A.K., Kamalov, E.M., Abdylidayev, N.N. & Abubakriyev, A.T. (2018). Doizvlecheniye zolota iz otkhodov pererabotki zolotosoderzhashchikh rud. *Complex Use of Mineral Resources*, (2), 12–20. <https://doi.org/10.31643/2018/6445.2>

Құрамында алтын бар кенді гравитация және флотация әдістерін қолдану арқылы технологиялық зерттеу

Р.А. Абдувалиев, А.К. Койжанова*, О.В. Атанова, Д.Р. Магомедов, К.М. Смайлов, С.Ж. Юсупова

Металлургия и кен байыту институты, Satbayev University, Алматы, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: aigul_koizhan@mail.ru

Андатпа. Жұмыста алтынды гидрометаллургиялық әдістермен алу, сондай-ақ гравитация мен флотацияны центрден тепкіш концентрациялау әдістерін қолдана отырып алтын кенін байыту бойынша технологиялық зерттеулердің нәтижелері берілген. Құнды кен құрамдастары сандық химиялық талдау арқылы анықталды, материал құрамын зерттеу кендегі негізгі өнеркәсіптік құнды минералдың құрамы 1,60 г/т дейін алтын, ілеспе күміспен – 27,96 г/т екенін көрсетті. Гранулометриялық құрамды зерттеулер әртүрлі өлшемдік кластардағы алтын құрамын көрсетті, ең жоғары алтын мөлшері -0,071 мм өлшемдік кластағы үлгілерде 8,01 г/т құрады. Алтын мен күмістің құрамы бойынша рентгендік флуоресценция, рентгендік фазалық химиялық, өрттік талдаулар жүргізілді, кен үлгісіне минералогиялық зерттеу жүргізілді. Зерттеу нәтижелері бойынша кен орнының кенінің қасиеттері туралы қорытындылар жасалды, минералогиялық талдау бойынша зерттелетін кен сульфидтілігі төмен біріншілік типке жатады, алтын негізінен бос күйде және минералдармен өсінділерде кездеседі, технологиялық кен түрі оңай байытылған, ұсақ таралған. Зерттелетін кен гравитациялық және флотациялық әдістермен тиімді байытылатыны анықталды, гравитациялық-флотациялық схема нәтижесінде байыту концентраттарына 96,29% алтын алынды, БАЗ-ды қолданумен байыту схемасы бойынша 91,31% алтын алынды. концентраттар. Ұсақталған рудадан тікелей цианидтеу арқылы алтынды алу -0,074 мм класының 95%-ға дейін 92,78%-ға дейін құрады. Алынған нәтижелер рудадағы алтынның цианидті сілтісіздендіру арқылы алынатын күйде екенін көрсетеді. Процестердің тиімділігін бағалау мақсатында флотация және цианидтеу арқылы шикізаттан алтын алу процесінде беттік белсенді заттарды қолдану бойынша зерттеулер жүргізілді.

Негізгі сөздер: минералогиялық талдау, ауырлық күші, флотация, баз, цианизация, алтын.

Технологические исследования золотосодержащей руды с использованием методов гравитации и флотации

Р.А. Абдувалиев, А.К. Койжанова*, О.В. Атанова, Д.Р. Магомедов, К.М. Смайлов, С.Ж. Юсупова

Институт металлургии и обогащения, Satbayev University, Алматы, Казахстан

*Автор для корреспонденции: aigul_koizhan@mail.ru

Аннотация. В работе представлены результаты технологических исследований по извлечению золота гидрометаллургическим способом, а также обогатимости золотосодержащей руды с использованием методов центробежной концентрации гравитации и флотации. Количественным химическим анализом определены ценные рудные компоненты, изучение вещественного состава показало, что основным промышленно-ценным минералом в руде является золото с содержанием до 1,60 г/т, сопутствующим – серебро -27,96 г/т. Проведенные исследования гранулометрического состава показали содержание золота в разных классах крупности, максимальное содержание золота - 8,01 г/т в пробах класса крупности -0,071 мм. Выполнены рентгенофлуоресцентный, рентгенофазовый химический, пробирный анализы на содержание золота и серебра, проведено и минералогическое изучение пробы руды. По результатам исследований сделаны выводы о свойствах руды месторождения, согласно данным минералогического анализа, исследуемая руда относится к типу малосульфидных первичных, золото находится в основном в свободном виде и в сростках с минералами, технологический тип руды легкообогатимый, мелкокрапленный. Установлено, что исследуемая руда эффективно обогащается гравитационными и флотационными методами, в результате гравитационно-флотационной схемы в концентраты обогащения было извлечено 96,29 % золота, при схеме обогащения с применением ПАВ в концентраты было извлечено 91,31 % золота. Извлечение золота прямым цианированием из измельченной до 95% класса -0,074мм руды составило до 92,78%. Полученные результаты свидетельствуют о том, что золото в руде находится в

извлекаемых при цианидном выщелачивании формах. Были проведены исследования по применению ПАВ в процессе флотации и извлечения золота из сырья цианированием с целью оценки эффективности процессов.

Ключевые слова: минералогический анализ, гравитация, флотация, ПАВ, цианирование, золото.

Received: 08 March 2024

Accepted: 15 June 2024

Available online: 30 June 2024

Prospects for the use of groundwater in the southern part of the Kerbulak deposit for irrigation

T.A. Rakhimov, A.T. Toktar*, A.A. Nurgazieva

Institute of Hydrogeology and Geoecology named after U.M. Ahmedsagin, Almaty, Kazakhstan

*Corresponding author: aliya.toktar@gmail.com

Abstract. Groundwater is an important natural resource and its importance for the agricultural sector of the economy of Kazakhstan is enormous. In conditions of limited surface water resources and due to the changes and increasing climate aridization, the southern regions of Kazakhstan are increasingly experiencing a shortage of water resources. The climate conditions of the south-eastern regions of Kazakhstan are characterized by a lack of moisture, which makes irrigation an integral part of agricultural production. In recent decades, water resource management has become increasingly important. The efficient use of water resources through modern irrigation technologies can contribute to increased land productivity and food security in the region. This paper presents the results of research on the use of groundwater in the southern part of the Kerbulak field for irrigation purposes. The paper analyzes the current state of groundwater use and prospects for the development of irrigated agriculture in the considered area. The article presents the results of the research of the hydrogeological conditions of the Shengeldy area (the southern part of the Kerbulak field), identified prospective aquifers, studied the quality of groundwater, and made conclusions about the use of groundwater for various purposes. The groundwater of the Kerbulak field can provide a stable water supply during the growing season, and this is critical for agriculture in poor years. However, despite all the benefits, irrigated agriculture faces a number of challenges, such as soil degradation, pollution and depletion of water resources. Therefore, the important task is to develop and implement effective strategies for the management of irrigated areas, aimed at integrating modern technologies, traditional knowledge and sustainable agricultural practices.

Keywords: irrigated agriculture, Kerbulak deposit, Koskuduk depression, Cretaceous-Paleogene aquifer, groundwater reserves, groundwater mineralization.

1. Введение

Орошаемое земледелие – один самых эффективных методов сельскохозяйственного производства, позволяющих увеличивать производства зерновых и овощных культур вне зависимости от выпадения атмосферных осадков. В силу засушливости климата, орошению нет сопоставимой эффективной альтернативы в южных, юго-восточных областях Казахстана (Алматинская, Жамбылская, Туркестанская, Кызылординская, Восточно-Казахстанская). В этих регионах ирригация — базисная технология, и орошаемое водопользование определяет эффективность землепользования и земледелия.

Нужно отметить, что в странах с аридным и полуаридным климатом подземные воды широко используются для орошения. В Индии на орошение земель направляется до 94% всех водных ресурсов, в Мексике - 90%, США - 38% [1]. Из общей площади орошаемых земель в США за счет подземных вод орошается 45% земель, в Иране – 58%, а в Ливии орошаемое земледелие целиком основано на подземных водах [2-5].

Также следует отметить, что водное законодательство нашей республики ограничивает использование пресных подземных вод высокого качества на орошение и обводнение пастбищ, в первую очередь они должны использоваться для хозяйственно-питьевого водоснабжения [6]. И

только в регионах, где ресурсы подземных вод достаточны для удовлетворения существующей и перспективной потребности в воде питьевого качества, возможно использование пресных подземных вод на другие цели [7].

Сельское хозяйство является одной из ключевых отраслей в экономике Казахстана. Доля сельского хозяйства в структуре ВВП страны за последнее десятилетие (2013-2023гг.) составила от 4.3 до 5.4%.

В Казахстане до 1991 года насчитывалось 2.3 млн.га орошаемых земель. Занимая 5-6% в общей структуре посевных площадей, они давали до 35% продукции растениеводства. В настоящее время в сельскохозяйственном производстве используется 1195.7 тыс.га орошаемых земель, из которых 1108.5 или 92.7% расположены в четырех южных областях республики – Южно-Казахстанской (35.9%), Алматинской (37.4%), Кызылординской (12.0%) и Жамбылской (14.7%) [10, 11, 12].

В Алматинской области Республики Казахстан посевные площади сельскохозяйственных культур составляют около 900 тыс.га, и из них около 400 тыс.га являются орошаемыми.

По состоянию на 2013 год общая площадь орошения в Алматинской области составила 483.9 тыс.га, а величина общего водоотбора для орошения – 3416.9 млн.м³.

Наибольшее распространение в этом регионе получили: из зерновых – пшеница и ячмень (281 тыс.га), куку-

руза (34.5 тыс.га), рис (75.4 тыс.га); из технических – хлопчатник (200.9 тыс.га), из масличных – подсолнечник, соя, сафлор (35.4 тыс.га); из кормовых – многолетние и однолетние травы (209.3 тыс.га), кукуруза на силос (36.6 тыс.га).

Располагаемый поверхностный сток и возможности орошения. Рассматриваемый район относится к Балхаш-Алакольскому водохозяйственному бассейну. Большое значение для орошения имеет регулирование стока р. Или (главной водной артерии Балхаш-Алакольского бассейна) с помощью водохранилища. Полная емкость Капшагайского водохранилища составляет 28.5 км³, а полезная – 6.6 км³.



Рисунок 1. Карта орошаемых площадей южной части Кербулакского района

В целом по Южному Казахстану в связи с уменьшающимся объемом стока трансграничных рек и ростом водопотребления промышленными отраслями экономики, объемы располагаемого стока на орошение к 2025 году снизятся до 11.47 млрд.м³ и 8.12 млрд.м³ для средне-многолетних и маловодных лет [13].

В Кербулакском районе Алматинской области условия увлажнения являются недостаточными и климат характеризуется как умеренно засушливый, что предопределяет высокую рискованность сухого (богарного) земледелия. Следовательно, на большей части района необходимо орошение (рисунок 1) [10, 11].

Суммарное водопотребление сельскохозяйственных культур, требующих умеренного тепла, необходимое для формирования единицы урожая (1 т/га) в климатических условиях Кербулакского района составляет от 3141 до 6507 м³/га, рост среднего суммарного водопотребления относительно современных, составит от 6 до 8% в 2030 и от 10 до 13% в 2050 г. (рисунок 2).

Впервые, в пределах Коскудукской впадины, в северо-восточной ее части Южно-Казахстанским территориальным геологическим управлением в 1973-1974 гг. были проведены гидрогеологические работы с целью обоснования строительства водозабора для рудника «Архарлы».

Использование поверхностных вод за период 1995-2020 гг. зависит от экономической ситуации в Республике: если в 1995 по 2000 годы можно было наблюдать спад потребления водных ресурсов на нужды сельского хозяйства с 3636 млн.м³/год до 2317 млн.м³/год, то в дальнейшем наблюдается прирост использования поверхностных вод в данном направлении.

Анализ формирования и использования поверхностных вод Балхаш-Алакольского бассейна показывает, что в отдельные годы общий водоотбор для нужд сельского хозяйства близок к располагаемым ресурсам. Обеспеченность поверхностными водными ресурсами зависит от транзитного расхода рек.

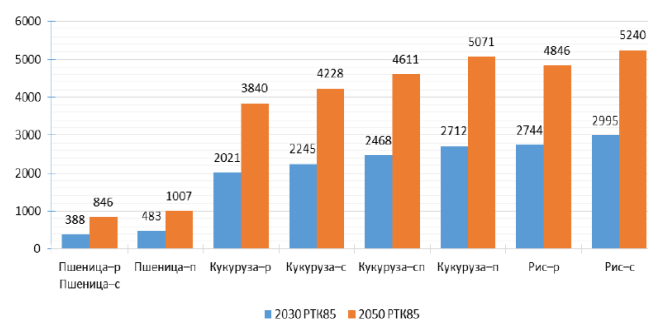


Рисунок 2. Рост оросительной нормы, относительно современных норм, м³/га

ТКЗ при ЮКТГУ были утверждены эксплуатационные запасы в плиоценовых отложениях на 25-летний срок эксплуатации по сумме категорий А+В+С₁ в количестве 7.2 тыс.м³/сут. С момента их утверждения и до настоящего времени эти запасы не используются.

В период с 1975 по 1980 гг. в рамках программы развития орошаемого земледелия за счет подземных вод Талды-Курганской гидрогеологической экспедицией ПГО «Казгидрогеология» в пределах Коскудукской впадины были выполнены поисково-разведочные работы в три

последовательные стадии: детальные поиски, предварительная и детальная разведка подземных вод для орошения земель совхоза «Жоломанский» и колхоза им. Шокана на площади 2169 га, получившего в дальнейшем название «Кербулакское месторождение подземных вод».

Перспективными для орошения были выделены водоносные комплексы ниже-среднечетвертичных и плиоценовых отложений, изолированные друг от друга водупорным слоем мощностью 30-40 м. Водовмещающие породы водоносных комплексов представлены валунно- и гравийно-галечниковыми отложениями с песчаным заполнителем.

Водоносный комплекс четвертичных отложений залегает на глубине от 44.1 м. Общая мощность отложений от 70-200 м на севере до 35-50 м на юге, эффективная мощность 36-71.5 м. Наибольшая водообильность отложений установлена в центральной части месторождения. Дебиты скважин составляют 64.5-68 л/с при понижении уровня на 17.2-12.3 м. Подземные воды пресные с минерализацией 0.5-0.8 г/л, общая жесткость 3.5-6.3 мг-экв/л, сульфатно-гидрокарбонатного натриево-кальциевого состава. Ирригационный коэффициент изменяется в пределах 2-184.6 ед.

Подземные воды плиоценового водоносного комплекса напорные. Пьезометрический уровень устанавливается на глубине 16-26.7 м. Эффективная мощность водоносного комплекса 40-77 м, общая – 110 м. Дебиты скважин по профилю проектного водозабора достигают 60 л/с при понижении уровня на 14.15 м. Минерализация подземных вод изменяется в пределах 0.7-0.9 г/л; воды сульфатно-гидрокарбонатного натриево-кальциевого состава. Ирригационный коэффициент составляет 16.9-187 ед. По качеству воды месторождения пригодны как для орошения, так и для водоснабжения.

ГКЗ СССР были утверждены балансовые эксплуатационные запасы подземных вод в ниже-среднечетвертичных и плиоценовых отложениях Кербулакского месторождения для орошения земель совхоза «Жоломанский» Кербулакского района Талды-Курганской области на 50-летний срок эксплуатации по сумме категорий А+В в количестве 57.1 тыс. м³/сут, в т.ч. в четвертичных отложениях 38.9 тыс. м³/сут, в плиоценовых – 18.2 тыс.м³/сут. Нерасчлененные мел-палеогеновые отложения в процессе проведения этих работ не опробовались.

Разработка Кербулакского месторождения началась в 1984 году. При этом, наряду с участками с утвержденными запасами в разработку были вовлечены и новые участки с неутвержденными запасами, при этом суммарный фактический водоотбор составлял 45-52 тыс.м³/сут, а площадь орошаемых земель – 2373 га. Для орошения 2370 га против заявленных 2169 га извлекалось 45-52 тыс.м³/сут воды, что не превысило общего количества утвержденных запасов.

Вместо обоснованной при утверждении запасов раздельной эксплуатации четвертичного и плиоценового водоносных горизонтов по техническим условиям была принята их совместная эксплуатация.

В период 1986-1988 гг. Талды-Курганской гидрогеологической экспедицией были выполнены работы по доразведке Кербулакского месторождения на новых участках для орошения дополнительно выделенной площади размером 3064 га. Водозаборные участки в преде-

лах месторождения располагались непосредственно на орошаемых площадях.

По результатам полевых и камеральных работ выполнена переоценка всего Кербулакского месторождения, в том числе и ранее разведанных участков, в плиоцен-четвертичных отложениях по сумме категорий А+В+С₁ в количестве 140.2 тыс.м³/сут (при среднегодовом непрерывном водоотборе) для орошения земель совхоза «Жоломанский», колхоза им. Шокана в Талды-Курганской области и совхоза «Алма-Атинский» в Алма-Атинской области.

По результатам моделирования на плиоценовый водоносный горизонт выделены 15 участков для бурения и эксплуатации 30 скважин с общей потребностью 140.2 тыс.м³/сут. Примечательно, что из 15 участков, скважины были пробурены лишь на 8, остальные участки были приняты как проектные. Однако, проектные скважины так и не были пробурены, а эксплуатация подземных вод на участках 1-8 не ведется.

На сегодняшний день разведанные запасы Кербулакского месторождения практически не используются [12].

2. Материалы и методы

В 2014-2015 гг. ТОО «КАЗГИДРОБУРПРОЕКТ» были выполнены разведочные работы с оценкой запасов подземных вод на участке скважин №№ 5494, 5495 (участок «Шенгельды») Кербулакского месторождения для орошения земель I очереди на площади 230 га ТОО «Жетісу-Агро». В процессе разведочных работ были закартированы 4 эксплуатационные скважины №№ 2, 4, 7 и 8. Скважины работают на самоизливе с дебитом 0.2-1.0 дм³/с (рисунок 3).



Рисунок 3. Орошение земель ТОО «Жетісу-Агро» на участке Шенгельды

Непосредственно на участке работ были пробурены 2 разведочно-эксплуатационные скважины №№ 5494 и 5495 глубиной 155 м и 125.5 м, на удалении 104 м друг от друга. В скважинах были проведены геофизические исследования методами электрокаротажа и гамма-каротажа. Опытнo-фильтрационное опробование заключалось в проведении опытных одиночных и опытной кустовой откачек. Продолжительность режимных наблюдений на участке работ составила 15 месяцев: посезонно (зима, весна, лето, осень) отбирались пробы воды на сокращенный химический анализ – 14 проб, на соответствие СН РК №209 от 16.03.2015г. – 7 проб, на бактериологический анализ – 1 проба; замерялся уровень и температура подземных вод, а также дебиты самоизливающихся скважин.

3. Результаты и обсуждение

Участок работ расположен в южной краевой части Кербулакского месторождения. Геолого-литологический разрез с поверхности и до глубины 14-16 м представлен делювиально-пролювиальными четвертичными накоплениями, ниже последовательно вскрываются: от 14-16 м до 100-110 м отложения плейстоцена, от 100-110 до 138-140 м – нерасчлененные мел-палеогеновые отложения,

залегающие на породах кристаллического фундамента палеозойских пород (рисунок 4).

Образования миоцена в пределах участка смыты, что значительно облегчает вертикальный водообмен между смежными водоносными горизонтами плиоцена и мел-палеогена и дает основание объединить их в единую водоносную систему.

Сопоставляя геологические разрезы центральной и южной краевой частей Коскудукской впадины, очевидно резкое сокращение общей мощности четвертичных отложений, которые в пределах участка работ играют роль не коллектора, а проводника при инфильтрации атмосферных осадков, поверхностного стока временных (сезонных) водотоков и возвратных вод с орошаемых площадей (рисунок 5).

Нижнечетвертичные и среднечетвертичные отложения по аналогичности литолого-фациального строения разреза при проведении поисково-разведочных работ в 1976-1980 гг. объединены в единую гидравлическую систему – водоносный комплекс четвертичных делювиально-пролювиальных отложений (dpQ), который получил повсеместное распространение в пределах Коскудукской межгорной впадины.

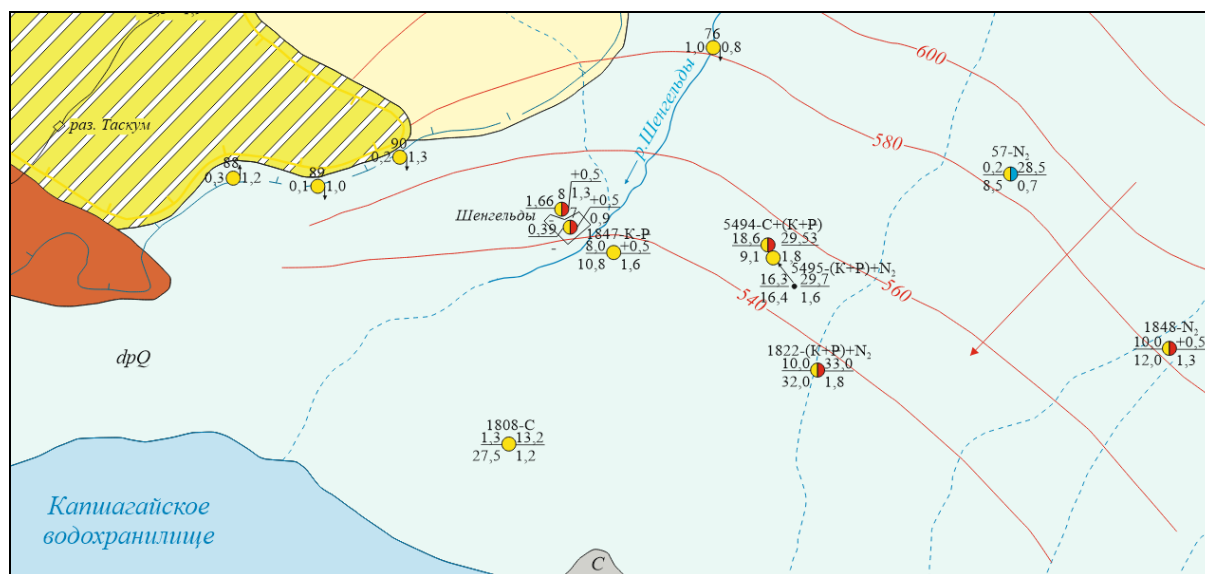


Рисунок 4. Выкопировка из гидрогеологической карты Кербулакского МПВ масштаба 1:100000

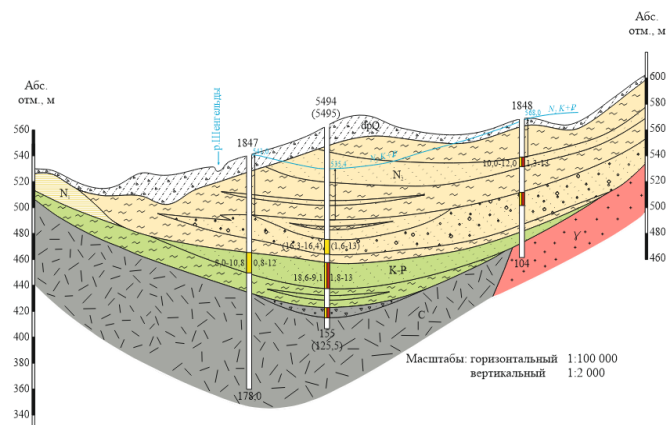


Рисунок 5. Выкопировка из гидрогеологического разреза (Кербулакское МПВ)

Разрез с поверхности на большей части территории представлен валунно-гравийно-галечниками с песчаным заполнителем с включением щебня и дресвы с прослоями и горизонтами суглинков и супесей. В пределах участка работ они сложены, преимущественно, щебнем и дресвой с супесчаным заполнителем.

Общая мощность делюви-пролювия в северной части впадины составляет 70-200 м, эффективная – 57-62 м, уменьшаясь в южном направлении. В пределах участка работ она не превышает 14-16 м.

Подземные воды носят безнапорный характер, глубина залегания грунтовых вод изменяется от 44.0 м на севере впадины уменьшаясь до 3.5-4.0 м юге и юго-западе. Водообильность четвертичных отложений характеризуется дебитами скважин, которые в зависимости от литологического состава водовмещающих пород и их мощности

изменяются от 10-15 $\text{дм}^3/\text{с}$ при понижениях уровня на 5.2-7.8 м до 60-68 $\text{дм}^3/\text{с}$ при понижениях уровня на 12.5-17.0 м.

Подземные воды пресные, минерализация не превышает 0.5-1.0 $\text{г}/\text{дм}^3$, по химическому составу преобладает сульфатно-гидрокарбонатный натриево-кальциевый тип, ирригационный коэффициент >18 , степень осолонцевания отсутствует, температура воды 12-15°C.

Областью питания водоносного комплекса являются склоны горных обрамлений Коскудукской впадины, где наблюдаются активные процессы инфильтрации атмосферных осадков. Непосредственно в пределах впадины пополнение запасов подземных вод происходит благодаря инфильтрации временных водотоков в период интенсивного паводка и сезонных дождей, а в вегетационный период – инфильтрации возвратных вод с поливных площадей.

Водоносный горизонт плиоценовых отложений (N_2) получил повсеместное распространение в пределах Коскудукской межгорной впадины. Разрез представлен переслаиванием водоупорных суглинков и глин с валунно-гравийно-галечниками с песчаным заполнителем и разнотерными песками. Общая мощность плиоценовых отложений составляет 220-300 м на севере впадины, постепенно уменьшаясь к центральной части до 120-180 м. В пределах участка работ она не превышает 100-105 м.

Эффективная мощность изменяется от 100-160 м на севере впадины, уменьшаясь до 60-80 м, в пределах участка она составляет 16 м.

Водообильность плиоцена достаточно высокая, дебиты скважин изменяются от 10-15 $\text{дм}^3/\text{с}$ при понижениях 14.0-5.2 м в западной части впадины до 25-30 $\text{дм}^3/\text{с}$ при понижениях 10-15 м в центральной. Подземные воды носят напорный характер, пьезометрические уровни изменяются от 80-120 м в предгорной части впадины до 10-35 м в ее центральной части.

В пределах участка работ плиоценовый водоносный горизонт отдельно не опробовался, поэтому точных сведений о глубине залегания пьезометрического уровня и величине гидростатического напора не получено.

Подземные воды от пресных до слабосоленых, ближе к области питания минерализация составляет 0.5-0.9 $\text{г}/\text{дм}^3$ преобладает гидрокарбонатно-сульфатный натриевый тип, а по мере удаления от нее в южном направлении минерализация увеличивается до 1.3-1.7 $\text{г}/\text{дм}^3$, по химическому составу преобладает сульфатный, реже – сульфатно-хлоридный натриево-кальциевый тип, температура воды 12-16°C.

Питание водоносного горизонта происходит в основном за счет подтока трещинно-жильных вод в местах контакта плиоценовых отложений и палеозойских пород, а также перетоков и выше и ниже лежащих водоносных горизонтов четвертичных и мел-палеогеновых отложений.

Водоносный горизонт мел-палеогеновых отложений ($K-P$) в пределах Коскудукской впадины получил повсеместное распространение.

Водовмещающими являются гравийно-галечники, пески, песчаники, чередующиеся с глинами и алевролитами. Подземные воды напорные, пьезометрические уровни устанавливаются от 65-70 м в краевых частях впадины до 27.5-33.0 м – центральной ее части. В пределах участка работ глубина залегания уровня 30 м, ближе к Капшагайскому водохранилищу отмечаются местные самоизливы, а пьезометрические уровни устанавливаются

на отметке +0.5 м выше поверхности земли. Дебиты скважин в пределах месторождения изменяются от 3.5-5.0 $\text{дм}^3/\text{с}$ при понижениях на 13.1-10.5 м, до 8.0-15.0 $\text{дм}^3/\text{с}$ при понижениях на 11.1-30.0 м соответственно. При совместном опробовании плиоцен-мел-палеогеновой системы дебит скважины №5495 составил 16.3 $\text{дм}^3/\text{с}$ при понижении на 16.4 м.

Минерализация подземных вод мел-палеогеновых отложений увеличивается по направлению движения потока с севера на юг.

В области питания (горные обрамления впадины) минерализация подземных вод составляет 0.4-0.6 $\text{г}/\text{дм}^3$, по химическому составу преобладает гидрокарбонатно-сульфатный кальциевый тип минерализации.

По мере движения в сторону впадины и частого замещения в плане и разрезе водопроницаемых и водоупорных горизонтов, минерализация подземных вод увеличивается от 0.5-0.8 $\text{г}/\text{дм}^3$ в центральной части, а в южной и юго-западной частях увеличивается до 1.4-1.8 $\text{г}/\text{дм}^3$. По химическому составу подземные воды преимущественно сульфатные натриево-магниевого или сульфатно-хлоридные кальциево-натриевые [10].

В пределах участка работ разрез рыхлообломочного чехла представлен плиоценовыми и мел-палеогеновыми отложениями, в которых прослеживается вертикальная гидрохимическая зональность, выражающаяся в увеличении минерализации подземных вод с глубиной. Так в существующих скважинах режимной сети, каптирующих мел-палеоген-плиоценовые отложения ее величина составляет 0.6-1.3 $\text{г}/\text{дм}^3$, в скважине №5495, где совместно опробованы плиоценовые и мел-палеогеновые отложения – она увеличивается до 1.5-1.8 $\text{г}/\text{дм}^3$, а в скважине №5494, при совместном опробовании мел-палеогеновых отложений и водоносной зоны трещиноватости каменноугольных пород ее величина достигает 3.5 $\text{г}/\text{дм}^3$.

По составу преобладает сульфатный, сульфатно-хлоридный натриевый тип минерализации. Повышенная минерализация подземных вод в пределах участка работ связана с лито-фациальными особенностями строения разреза, выражающимися в частом замещении в плане и разрезе водоносных и водоупорных горизонтов, что, в свою очередь, затрудняет процессы водообмена, сокращением общей и эффективной мощности рыхлообломочных отложений, а также значительной его удаленностью от области питания.

В таблице 1 приводится качественная характеристика подземных вод водоносных горизонтов плиоценовых, мел-палеогеновых отложений и водоносной зоны трещиноватости каменноугольных пород.

Как видно из таблицы 1 по химическому составу подземные воды плиоценовых, мел-палеогеновых отложений и водоносной зоны трещиноватости каменноугольных пород не соответствуют существующим требованиям, предъявляемым к источникам питьевых вод.

Раньше считали, что минерализация оросительной воды не должна превышать 1-1.5 $\text{г}/\text{л}$, и при этой концентрации солей орошение проводили со всеми мерами, предотвращающими возможность засоления почвы. Теперь на орошение различных сельскохозяйственных культур используют минерализованные воды. Для большинства растений безвредна вода с минерализацией 2-5 $\text{г}/\text{л}$, а для солеустойчивых 10-12 $\text{г}/\text{л}$. Токсичной вода считается при наличии 15-20 $\text{г}/\text{л}$ растворимых солей [14].

Таблица 1. Качественная характеристика подземных вод водоносных горизонтов плиоценовых, мел-палеогеновых отложений и водоносной зоны трещиноватости каменно-угольных пород

№ п/п	Наименование показателя	Единица измерения	Содержание элементов		
			Водоносный горизонт		
			N ₂	(K+P)+N ₂	C+(K+P)
1	Минерализация	мг/дм ³	1259	1571	3867
2	Общая жесткость	мг-экв	7.4	8.1	18.0
3	Водородный показатель		7.8	8.0	7.6
Содержание основных катионов					
4	Натрий +Калий	мг/дм ³	265	342	955
5	Кальций	мг/дм ³	115	115	321
6	Магний	мг/дм ³	20	28	24
Содержание основных анионов					
7	Гидрокарбонаты	мг/дм ³	122	210	49
8	Хлориды	мг/дм ³	231	176	1073
9	Сульфаты	мг/дм ³	465	643	1390

По классификации О.А. Алекина подземные воды мел-палеоген-плиоценовых отложений сульфатно-хлоридные и сульфатные, характеризующиеся соотношением анионов и катионов:

$\text{HCO}_3^- > \text{Ca}^{+2} + \text{Mg}^{+2}$ для осенне-зимнего периода и

$\text{HCO}_3^- < \text{Ca}^{+2} + \text{Mg}^{+2} < \text{HCO}_3^- + \text{fO}_4^{2-}$ для летнего периода года.

Среди анионов преобладают сульфаты от 430 до 741 мг/дм³, хлориды от 163 до 255 мг/дм³, гидрокарбонаты от 116 до 214 мг/дм³.

В катионном составе преобладает натрий с концентрацией от 212 до 430 мг/дм³, кальций – от 86 до 125 мг/дм³, магний – от 21 до 30 мг/дм³.

Одним из основных показателей, определяющем пригодность подземных вод для орошения, являются величина ирригационного коэффициента (K_u), расчет которого производится по формулам в зависимости от соотношения анионов HCO_3^- и SO_4 и катионов Ca^{+2} и Mg^{+2} .

Для осенне-зимнего периода расчет производится по формуле:

$$K_u = \frac{662}{Na + 0.32Cl - 0.43SO_4},$$

– для летнего периода:

$$K_u = \frac{6620}{Na + 2.6Cl}.$$

В таблице 2 приводятся результаты определения ирригационного коэффициента по разведочно-эксплуатационным скважинам №№5494 и 5495.

Таблица 2. Результаты определения ирригационного коэффициента

№№ скв.	Период года	Содержание компонентов мг/дм ³			Ирригационный коэффициент	Качество воды
		Na	Cl	SO ₄		
5494	осень-зима	430	255	740	23.0	хорошее
5495	лето, осень-зима	212 342	163 176	427 643	10.4 66.2	Удовлетворительное хорошее

Возможность осолонцевания почв определялась по методу Антипова – Каратаева из соотношений:

$$\frac{Ca^{++} + Mg^{++}}{Na^{+}} > 0.23 \text{ м осолонцевание отсутствует,}$$

$$\frac{Ca^{++} + Mg^{++}}{Na^{+}} < 0.23 \text{ м возможное осолонцевание.}$$

Ниже в таблице 3 приводятся результаты определения возможности осолонцевания по сезонам года.

Таблица 3. Результаты определения возможности осолонцевания по сезонам года

№ скв. сезон года	Содержание катионов мг-экв/дм ³			$\frac{Ca^{++} + Mg^{++}}{Na^{+}}$	М, г/дм ³	0,23М, г/дм ³	Опасность осолонцевания
	Na ⁺	Ca ⁺²	Mg ⁺²				
5494 осень	18.7	6.25	20.7	1.44	1.8	0.41	отсутствует
5495 осень	14.9	5.8	2.3	0.54	1.6	0.36	-/-
лето	9.2	4.3	2.5	0.73	1.1	0.25	-/-

Ниже приведены расчеты ирригационного коэффициента и опасности осолонцевания почв по результатам анализа пробы воды, отобранной середине августа 2015г. в процессе режимным наблюдений без длительного возбуждения скважины №5494.

В зависимости из соотношения катионов и анионов HCO_3^- (49 мг/дм³) $< \text{Ca}^{++} + \text{Mg}^{++}$ (345 мг/дм³) $< \text{HCO}_3^- + \text{SO}_4$ (1439 мг/дм³) рассчитывался ирригационный коэффициент, который составил 1.8 ед.

Результаты расчетов указывают на опасность осолонцевания и неудовлетворительное качество по ирригационному коэффициенту и минерализации подземных вод, приуроченных к водоносному горизонту коры выветривания каменноугольных отложений, даже при смешении их с более пресными водами вышележащего комплекса в ненарушенных условиях [15].

В процессе разведочных работ на участке «Шенгельды» не было изучено возможное подтягивание минерализованных подземных вод из палеозойских пород при длительном (до 3-4 месяцев) возбуждении, и было принято решение затампировать интервал 135.0-155.0 м в скважине №5494, с целью надежной изоляции зоны открытой трещиноватости палеозойских пород от продуктивного водоносного комплекса мел-палеоген-плиоценовых отложений.

4. Выводы

Подземные воды южной части Кербулакского МПВ не могут быть использованы для хозяйственно-питьевого водоснабжения без предварительной их подготовки. Анализ данных показал, что воды плиоцен-мел-палеогенового водоносного комплекса пригодны для орошения земель без опасности осолонцевания почв, при условии полного исключения поступления в скважины высокоминерализованных трещинно-жильных вод со стороны палеозойских пород.

Для рационального использования водных ресурсов южной части Коскудукской впадины следует повсеместно внедрять водосберегающие технологии орошения культур, которые также способствуют адаптации богарного земледелия к изменению климата. К водосберега-

ющим технологиям можем отнести капельное, внутрипочвенное и орошение распыленной водой (дождевание). Учет гидрометеорологических условий способствует адаптации орошаемого земледелия к ожидаемому изменению климата [16].

Создание оптимального мелиоративного режима, повышения технического уровня оросительных систем, правильное планирование и управление орошением приведут к снижению затрат на эксплуатацию оросительных систем, экономии водных ресурсов, повышению урожайности сельскохозяйственных культур и уровня рентабельности орошаемого земледелия.

Устойчивое развитие орошаемого земледелия Южного региона Казахстана может быть достигнуто путем комплексной реконструкции оросительных систем и внедрения водосберегающих технологий и современной техники полива.

Финансирование

Работа выполнена в рамках программы «Ресурсы подземных вод как основной резерв устойчивого орошаемого земледелия Казахстана» (BR21882211). Авторы выражают благодарность Комитету науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан.

References / Литература

- [1] Broka, S., Giertz, A., Christensen, G.; Rasmussen, D., Morgounov, A., Fileccia, T., Rubaiza, R. (2016). Kazakhstan Agricultural Sector Risk Assessment. *Agriculture global practice technical assistance paper*. World Bank, Washington, DC. Retrieved from: <http://hdl.handle.net/10986/23763>
- [2] Swarup Dangar, Akarsh Asoka, Vimal Mishra. (2021). Causes and implications of groundwater depletion in India: A review. *Journal of Hydrology*, 596(126103). <https://doi.org/10.1016/j.jhydrol.2021.126103>
- [3] Ayesha Y. Ahmad, Mohammad A. Al-Ghouti. (2020). Approaches to achieve sustainable use and management of groundwater resources in Qatar: A review. *Groundwater for Sustainable Development*, 11(100367). <https://doi.org/10.1016/j.gsd.2020.100367>
- [4] Mukhamedzhanov, M.A., Makyzhanova, A.T., Kulagin, V.V. (2017). The rationale and definition of prospects by the use of groundwater for irrigation, forage production and pastures irrigation of Kazakhstan. *News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of Geology and Technical Sciences*, 3(423), 72-83
- [5] Siebert, S., Burke, J., Faures, J. M., Frenken, K., Hoogeveen, J., Döll, P. & Portmann, F. T. (2010). Groundwater use for irrigation - A global inventory. *Hydrology and Earth System Sciences*, 14(10), 1863–1880. <https://doi.org/10.5194/hess-14-1863-2010>
- [6] Mirlas, V., Makyzhanova, A., Kulagin, V., Kuldeev, E. & Anker, Y. (2021). An integrated aquifer management approach for aridification-affected agricultural area, shengeldy-Kazakhstan. *Water (Switzerland)*, 13(17), 2357. <https://doi.org/10.3390/w13172357>
- [7] Magay, S.D. (2013). Ocenka i tehnologii orosheniya selskohozyajstvennykh kultur na agroekosistemah Yuzhnogo Kazakhstana. *Gidrometeorologiya i ekologiya*, (1), 156-163
- [8] National report. (2023). Retrieved from: <https://stat.gov.kz/ru/industries/economy/national-accounts/publications/117664/>
- [9] Seitov, S.K., & Kiselev, S.V. (2021). Economic efficiency of subsidies for irrigated agriculture in Kazakhstan. *International agricultural journal*, 6(384), 110-114. <https://doi.org/10.24412/2587-6740-2021-6-110-114>
- [10] Bajsholanov, S.S. (2019). Vliyanie izmeneniya klimata na agroklimaticheskie usloviya i orositel'nye normy sel'skohozyajstvennykh kul'tur na yuge Kazakhstana. *Proekt PROON/GEF «Razrabotka vos'mogo Nacional'nogo soobshcheniya Respubliki Kazahstan v ramkah RKIK OON i podgotovka dvuh (chetvertogo i pyatogo) Dvuhgodichnykh dokladov»*
- [11] National project. Interactive map. Retrieved from: <https://jerkarta.gharysh.kz/ru/map>
- [12] Grehov, V.S., Mozgovoy, A.P. & Toktar, A.T. (2016). Otchet o rezul'tatah razvedki s cel'yu ocenki ekspluatatsionnykh zapasov podzemnykh vod na uchastke skvazhin №№ 5494, 5495 (uchastok «Shengel'dy») Kerbulakskogo mestorozhdeniya dlya orosheniya zemel' I ocheredi TOO «Zhetisu-Agro» Kapshagajskogo g.a Almatinskoy oblasti.
- [13] Shakibaev, I. (2014). Gidrogeologo-meliorativnye aspekty problem oroshayemykh zemel yuga Kazakhstana. *Almaty: LLP «Kontur»*
- [14] Volkova, N.E., Podovalova, S.V., Yunchik, Yu.A. & Manzhos, A.A. (2023). Obosnovanie vybora istochnika orositel'noy vody v stepnoj zone Kryma. *Melioraciya i gidrotehnika*, 13(2), 75–93. <https://doi.org/10.31774/2712-9357-2023-13-2-75-93>
- [15] Xu, P., Feng, W., Qian, H. & Zhang, Q. (2019). Hydrogeochemical characterization and irrigation quality assessment of shallow groundwater in the central-Western Guanzhong basin, China. *International Journal of Environmental Research and Public Health*, 16(9), 1492. <https://doi.org/10.3390/ijerph16091492>
- [16] Mustafaev, Zh.S. (2022). Ekologicheskij profil' melioracii sel'skohozyajstvennykh zemel'. *Prirodoobustrojstvo*, (2), 13-22. <https://doi.org/10.26897/1997-6011-2022-2-13-22>

Кербұлақ кен орнының оңтүстік бөлігіндегі жер асты суларын суару мақсатында пайдалану перспективалары

Т.А. Рахимов, Ә.Т. Токтар*, А.А. Нургазиева

У.М. Ахмедсафин атындағы Гидрогеология және геоэкология институты, Алматы, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: aliya.toktar@gmail.com

Андатпа. Жер асты сулары - маңызды табиғи ресурс және оның Қазақстан экономикасының аграрлық секторы үшін маңызы орасан зор. Су ресурстарының жер үсті көздерінің шектеулілігі жағдайында және климаттың өзгеруіне және аридизацияның өсуіне байланысты Қазақстанның оңтүстік өңірлерінде су ресурстарының тапшылығы барған сайын артып келеді. Қазақстанның оңтүстік-шығыс өңірлерінің климаттық жағдайлары ылғалдың жетіспеушілігімен сипатталады, бұл ирригацияны ауыл шаруашылығы өндірісінің ажырамас бөлігіне айналдырады. Соңғы онжылдықта су ресурстарын басқару мәселелері өзекті болып отыр. Су ресурстарын суарудың қазіргі заманғы технологиялары

арқылы тиімді пайдалану жердің өнімділігін арттыруға және өңірдің азық-түлік қауіпсіздігін нығайтуға ықпал етуі мүмкін. Осы жұмыста Кербұлақ кен орнының оңтүстік бөлігіндегі жер асты суларын жерді суару мақсатында пайдалану жөніндегі зерттеулердің нәтижелері келтіріледі. Қарастырылып отырған кен орны тұщы судың едәуір қорларының болуымен және су сапасының тұрақты деңгейімен сипатталады. Жұмыста жер асты суларын пайдаланудың қазіргі жай-күйіне және қарастырылып отырған ауданда суармалы егіншілікті дамыту перспективаларына талдау жасалды. Мақалада Кербұлақ кен орнының оңтүстік бөлігінің гидрогеологиялық жағдайларын зерделеу нәтижелері ұсынылған, Шеңгелді учаскесінде перспективалы сулы қабаттар бөлінген, жер асты суларының сапасы зерделенген, жер асты суларын әртүрлі қажеттіліктер үшін пайдалану туралы қорытындылар жасалған. Кербұлақ кен орнының жерасты сулары вегетациялық кезең ішінде судың тұрақты түсуін қамтамасыз ете алады, бұл өнімділігі төмен жылдары ауыл шаруашылығы үшін аса маңызды. Алайда, барлық артықшылықтарға қарамастан, суармалы егіншілік топырақтың тозуы, су көздерінің ластануы және сарқылуы сияқты бірқатар сын-қатерлермен бетпе-бет келеді. Сондықтан суармалы аумақтарды басқарудың қазіргі заманғы технологияларды, дәстүрлі білімдерді және орнықты ауыл шаруашылығы практикаларын ықпалдастыруға бағытталған тиімді стратегияларын дамыту және іске асыру маңызды міндет болып табылады.

Негізгі сөздер: суармалы егіншілік, Кербұлақ кен орны, Қосқұдық ойпаты, бор-палеогендік сулы горизонт, жер асты суларының қоры, жер асты суларының минерализациясы.

Перспективы использования подземных вод южной части Кербулакского месторождения для целей орошения

Т.А. Рахимов, А.Т. Токтар*, А.А. Нургазиева

Институт гидрогеологии и геоэкологии имени У.М. Ахмедсафина, Алматы, Казахстан

*Автор для корреспонденции: aliya.toktar@gmail.com

Аннотация. Подземные воды - важный природный ресурс и его значение для аграрного сектора экономики Казахстана огромно. В условиях ограниченности поверхностных источников водных ресурсов и в связи с изменением и возрастанием аридизации климата южные регионы Казахстана все больше испытывают дефицит водных ресурсов. Климатические условия юго-восточных регионов Казахстана характеризуются недостатком влаги, что делает ирригацию неотъемлемой частью сельскохозяйственного производства. В последние десятилетия вопросы управления водными ресурсами становятся всё более актуальными. Эффективное использование водных ресурсов через современные технологии орошения может способствовать увеличению продуктивности земель и укреплению продовольственной безопасности региона. В настоящей работе приводятся результаты исследований по использованию подземных вод южной части Кербулакского месторождения для целей орошения земель. Рассматриваемое месторождение характеризуется наличием значительных запасов пресной воды и стабильным уровнем качества воды. В работе сделан анализ современного состояния использования подземных вод и перспективы развития орошаемого земледелия в рассматриваемом районе. В статье представлены результаты изучения гидрогеологических условий южной части Кербулакского месторождения на участке Шенгельды, выделены перспективные водоносные горизонты, изучено качество подземных вод, сделаны выводы об использовании подземных вод для различных нужд. Подземные воды Кербулакского месторождения могут обеспечивать стабильное поступление воды на протяжении вегетационного периода, что критически важно для сельского хозяйства в неурожайные годы. Однако, несмотря на все преимущества, орошаемое земледелие сталкивается с рядом вызовов, таких как деградация почв, загрязнение и истощение водоисточников. Поэтому важной задачей является развитие и реализация эффективных стратегий управления орошаемыми территориями, направленных на интеграцию современных технологий, традиционных знаний и устойчивых сельскохозяйственных практик.

Ключевые слова: орошаемое земледелие, Кербулакское месторождение, Коскудукская впадина, водоносный горизонт мел-палеогеновых отложений, запасы подземных вод, минерализация подземных вод.

Received: 25 February 2024

Accepted: 15 June 2024

Available online: 30 June 2024

Study of lithological and facies sedimentation conditions in the salt complex of the south of the Caspian Basin in connection with the assessment of oil and gas potential

D.K. Azhgaliev, Zh.B. Baimurzayeva*

Atyrau University of Oil and Gas named after S. Utebayeva, Atyrau, Kazakhstan

*Corresponding author: zhan-7777@bk.ru

Abstract. A description of the level of knowledge and regional features over the complex southern region of the Caspian basin is given. Modern ideas about the characteristics of the load and the total salt-dome tectonics on the supports of local structures and the oil and gas accumulation zone are presented. Based on the disclosure of data on the internal structure, the need for a detailed study of the “salt dome - trough”, the patterns of distribution of salt-bearing thickness over the area, and its manifestation on the overlying types of Triassic, Jurassic and Cretaceous are substantiated. The analysis of data on the structure and oil and gas content of salt dome structures of the southern interfluvium of the Ural-Volga and the Yuzhno-Embinsky district is carried out. The factors determining the degree of complexity of the structure of the post-salt strata are substantiated. Including: the relationship between the activity of dome growth and the changes over time in the structural plan along horizons IV, V, and III within the supra-dome, peri-dome areas, and the periphery of the dome, as well as the overall evolution of the 'salt dome – basin' system. The wide strip along the contour of the southern framing of the Caspian basin, which is characterized by a sheet-like and weakly faulted salt occurrence, is emphasized as the most promising in terms of oil and gas bearing. In this strip on the southern framing of the Caspian basin, using the example of the fields of the Prorva group, Borankol, Kisimbay and others, it is shown that promising local structures are characterized by the preservation of the completeness of the section in the supra-dome and sub-dome parts, which provides relatively more favorable conditions for the formation of hydrocarbon traps in them.

Keywords: Caspian basin, salt dome, salt complex, accumulation conditions, trap, oil and gas, oil and gas potential.

1. Введение

Надсолевой комплекс юга Прикаспийской впадины характеризуется достаточно высокой степенью изученности в сравнении с остальной ее территорией (восточная, северная и центральная части). В тоже время и с учетом значительного объема накопленного фактического материала надсолевой комплекс южной прибортовой зоны представляет повышенный поисковый интерес, остается основным объектом и направлением поисковых работ в настоящее время. В последние годы значимость и объемы проведенных поисковых работ определялись в основном за счет расширения площадей продуктивности на ранее известных месторождениях и зонах нефтегазонакопления (далее – ЗНГН). Собственно геологоразведочные работы вот уже длительное время в необходимых объемах не проводятся, сдерживание и отсутствие их должной активности объясняется в большей мере отсутствием финансирования и инвестиций. В некоторой степени это можно отнести к издержкам организационного порядка в работе смежных ведомств, а также несовершенства согласования рабочих процедур выполнения.

Целью данной статьи является уточнение особенностей регионального строения, определение площадных

закономерностей распространения коллекторских пачек в триасовой и юрско-меловой толще, новых возможностей для прогноза залежей нефти и газа в разрезе южной части Прикаспийской впадины.

2. Материалы и методы

В данной работе рассмотрена региональная характеристика и особенности площадного распространения триасовых и юрско-меловых отложений в разрезе южной части Прикаспийской впадины (междуречье Урал-Волга и Южно-Эмбинский район) в условиях активного развития и влияния солянокупольной тектоники.

Важным, по мнению многих исследователей фактором, определяющим качество прогноза новых перспективных объектов в надсолевой толще, является обоснование модели развития солянокупольного бассейна, уточнение истории формирования и выяснение особенностей взаимодействия и развития системы «купол – мульда» [3, 10]. Для областей развития солянокупольной тектоники решение поисковых задачи сопряжено с известными объективными сложностями и влиянием погрешностей при интерпретации геолого-сейсмических материалов, которые сказываются на итоговых структурных построениях. Наряду с уточне-

нием закономерностей в строении надсолевой толщи, связанных с региональной структурой комплекса, главным этапом поисковых исследований является более детальный анализ особенностей площадной тектоники и формирования резервуарной части разреза. Практически невозможно представить наличие каких-либо зон и участков, «свободных» от влияния соляной тектоники. Вместе с этим, не менее актуальной задачей является изучение и уточнение литолого-фациальных условий осадконакопления в пределах купола и прилегающих зон, которые, в свою очередь, представляют собой в плане концентрические области и пояса, площадь и масштабы которых изменялись в зависимости от интенсивности роста соляного купола [2, 3].

Изучению закономерностей размещения и прогнозу скоплений углеводородов (далее – УВ) в надсолевых отложениях Прикаспийской впадины посвящена обширная отечественная и зарубежная литература. Вопросы данного направления в последние годы рассматривались в трудах Акчулакова У.А., Булекбаева З.Б., Воцалевского Э.С., Воложа Ю.А., Джумагалиева Т.Н., Жолтаева Г.Ж., Куанышева Ф.М., Матусевич А.В., Пилифосова В.М., Туркова О.С., Урдабаева А.Т., Утегалиева С.У., Шнейдер И.Ю. и др.

За предыдущие периоды изучения представления модели строения и осадконакопления уточнялись по результатам важного отраслевого проекта «Комплексное изучение осадочных бассейнов Республики Казахстан» за период 2009-2013 гг. (авторы: Акчулаков У.А., Коврижных П.Н., Урдабаев А.Т. и др.) [1, 2].

Материалами для анализа и обработки новых данных также явились результаты исследований и обобщения, ранее выявленных особенностей проявления и влияния солянокупольной тектоники на образование ловушек в триасе (нижний, средний и верхний триас), юры и мела. Используются данные уточнения фациальной обстановки накопления отложений с оценкой преимущественного генезиса вмещающих отложений [8, 9, 10, 13]. Изучена и дана оценка статистике обнаружения залежей, а также характеристика и параметры наиболее представительных зон нефтегазонакопления (Жамбайско-Забурунская, Марты-шинская, Нижнеуральская, Сагизская, Южно-Эмбинская, Провинская и Тенгиз-Кашаганская ЗНГН). Следует отметить, что важным итогом исследований явилась констатация высокой степени сложности внутреннего строения и условий развития бассейна осадконакопления, закономерностей пространственного распределения по разрезу отложений терригенного и карбонатного состава (рисунок 1).

Вместе с этим на достигнутой стадии изученности обосновываются весьма благоприятные геолого-геофизические и литолого-фациальные предпосылки нефтегазоносности по всей надсолевой толще. По отдельным районам уточнены представления о внутреннем строении относительно нижней части надсолевого разреза, датируемой в различных вариантах как нерасчлененный триас, пермтриас или отдельно – верхняя пермь.

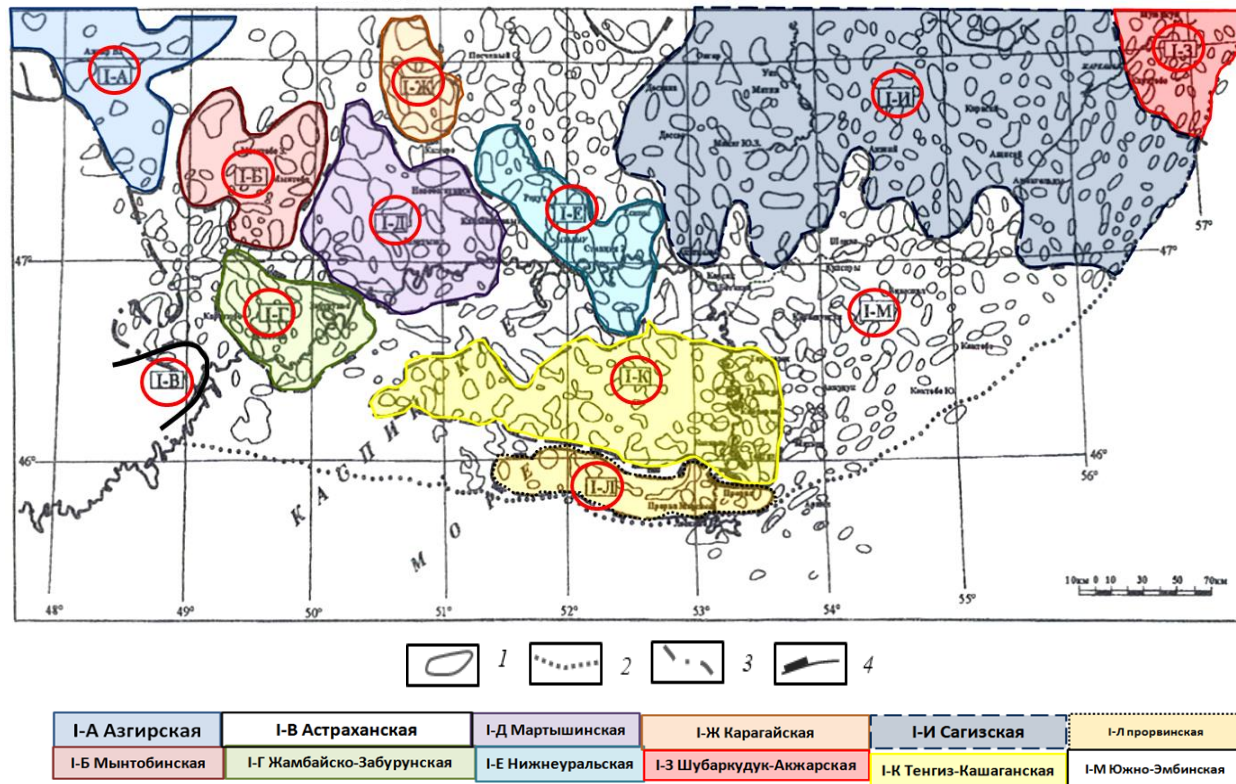


Рисунок 1. Схема нефтегазогеологического районирования надсолевого комплекса юга Прикаспийской впадины (по данным Воцалевского Э.С., 2006 г. Нефть и газ, № 3) [13]: 1 – контуры соляных куполов, 2 – линия выклинивания соли, 3 – государственная граница Казахстана, 4 – контуры зон нефтегазонакопления (I-A – Азгирская, I-B – Мынтобинская, I-B – Астраханская, I-Г – Жамбайско-Забурунская, I-Д – Мартышинская, I-E – Нижнеуральская, I-Ж – Карагайская, I-И – Сагизская, I-К – Тенгиз-Кашаганская, I-Л – Провинская, I-М – Южно-Эмбинская, I-З – Шубаркудук-Акжарская)

3. Результаты и обсуждение

Изменение литолого-фациальных условий формирования отложений, в принципе, можно рассматривать как результат изменения (миграции) в плане контуров бассейна осадконакопления (прибрежная и шлейфовая зона, мелководье и относительное глубоководье, приливно-отливная полоса, лагуна и др.) последовательно в триасе, юре и мелу. При этом важен объективный палеотектонический и палеобатиметрический анализ с уточнением периодов регрессии и трансгрессии морского бассейна, тектонических подвижек региональных блоков и активности разломной тектоники. Все эти процессы в большинстве имеют место в геологическом развитии южной части Прикаспийской впадины.

Стратиграфическая приуроченность отражающих горизонтов в надсолевых отложениях (MZ + KZ) в разрезе юга Прикаспийской впадины сверху-вниз следующая: А – преднеогеновый разрыв, I – подошва палеогена, II – низы верхнего мела, IIa – подошва апта, III – кровля карбонатов верхней юры, V – подошва юры, VI – кровля соленосного комплекса (рисунок 2).

На примере триасовой толщи, имеющей наибольшее развитие в разрезе и основных факторов, определивших распространение отложений нижнего, среднего и верхнего триаса, можно представить последовательность и масштабы накопления вышезалегающих комплексов отложений.

Отложения нижнего триаса в полосе по периферии и склонам соляных куполов характеризуются крутым залеганием слоев, в подкарнизной части наклон и падение слоев постепенно выравнивается. Характер накопления отложений, в отдельных случаях, повторяет морфологию и рельеф поднимающегося соляного купола и, поэтому, зачастую присутствуют над сводом купола (рисунок 1).

На своде купола, где нижний триас уменьшается в толщине, соль прорывается на поверхность, заполняя топографические понижения и другие замкнутые впадины. Образуются небольшие соляные озера среднего триаса. При этом, из-за активного соляного и водного обмена состав воды меняется, происходит изменение состава экологических сообществ (флоры и фауны). Соответственно, создаются условия для накопления толщ с определенными типами пород-коллекторов. В результате активной трансгрессии нижнетриасового моря на куполе и в прикупольной части формируются ловушки среднетриасового возраста (рисунки 3, 4). Отложения среднего триаса характеризуются четко выраженной слоистостью. Стратиграфическая граница между T₁ и T₂ не совпадает ни с одним из сейсмических горизонтов, это создает благоприятные условия для образования ловушек неструктурного типа, связанных с литологическим и стратиграфическим экранированием [14, 17].

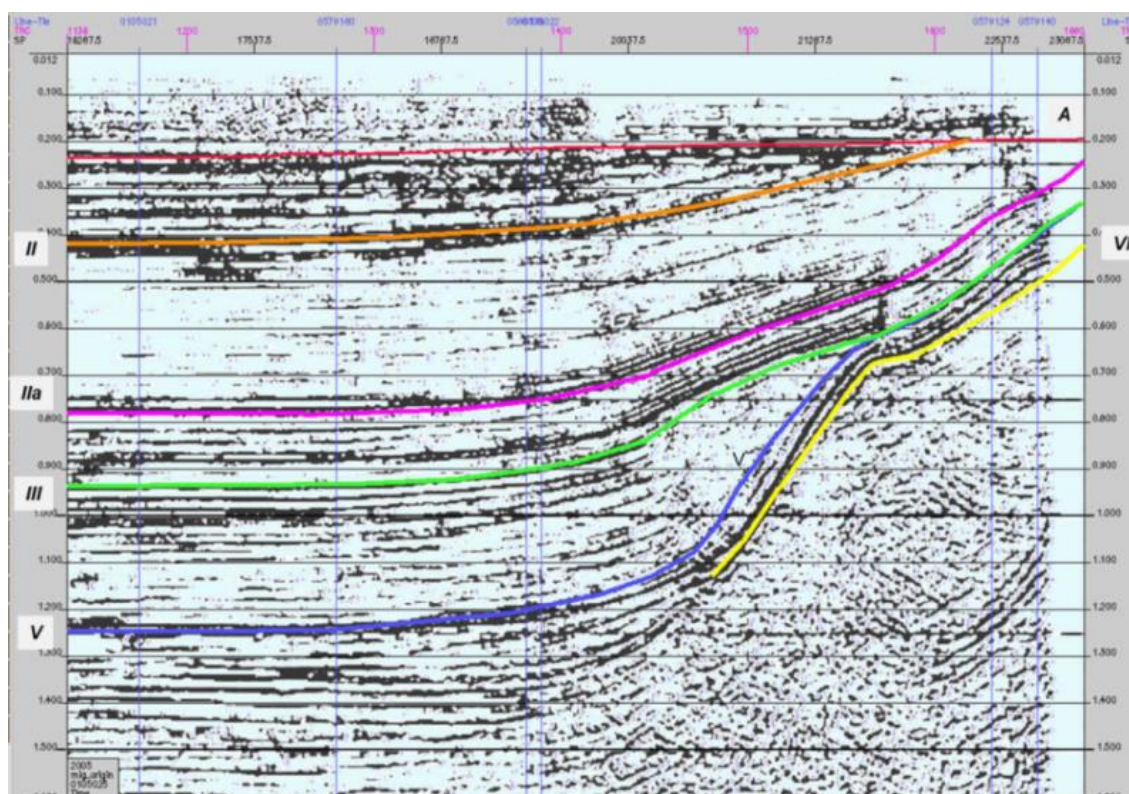


Рисунок 2. Купол Лиман Южный (междуречье Урал-Волга). Мигрированный временной разрез по линии 0105025 и отражение скачкообразного роста соляного купола. По данным ТОО «Жаһан», 2008 г. [17]

Таким образом, продукты разрушения нижнего триаса – это терригенная нижняя толща среднего триаса. Для среднего триаса характерна акмайская серия, представленная индерской и эльтонской свитой, а также мастексайским горизонтом преимущественно сероцветного

состава [17, 19, 20]. Наиболее полные разрезы среднего триаса могут быть встречены в центральных частях мульд вместе с полными разрезами нижнего триаса. В направлении к куполу толща среднего триаса уменьшается в толщине и выклинивается.

Верхнетриасовый этап развития также совпадает с выходом галогенных образований и купола на дневную поверхность. Верхнетриасовые отложения, залегающие несогласно на отложениях нижнего и среднего триаса, представлены, как правило, песчано-галечниковой, пестроцветно-глинистой и смешанной глинисто-песчанистой свитой. В целом, соляная тектоника и рост куполов обусловил невыдержанность и прерывистость отложений среднего и верхнего триаса.

С учетом особенностей роста и формирования можно выделить 3 типа соляных куполов. Первый тип – конседиментационно-скачкообразный тип куполов (Лиман Южный), второй тип связан с конседиментационным ростом купола и прерывистым развитием в конце юрского периода (J_3). Третий тип связывается с наличием характерного глубокого преднеогенового и предаптского размытия [17].

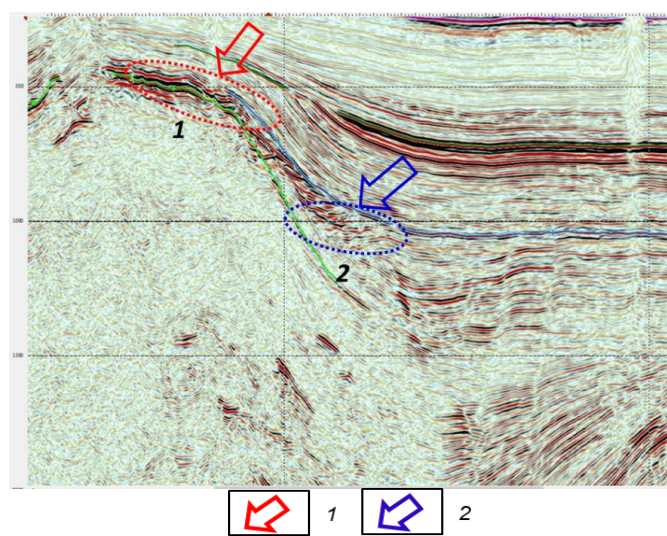


Рисунок 3. Модель размещения перспективных объектов в результате развития системы «купол – мульда». По данным ТОО «PGS-Казахстан»; 2022-2023 гг. [6, 14]: 1 – зона 1 развития вероятных седиментационных ловушек среднего триаса в надкупольной части, 2 – зона 2 смены характера сейсмической записи, литологии с глинистого разреза (верхи триаса) на песчаный разрез

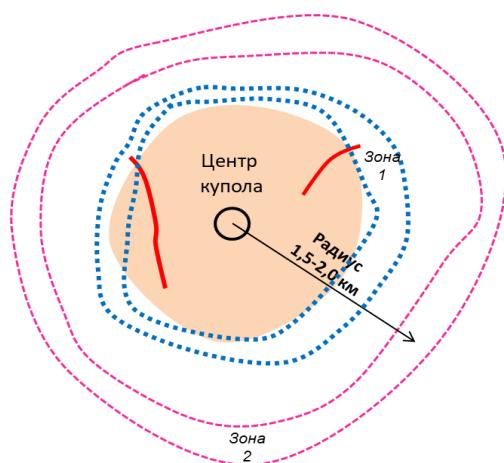


Рисунок 4. Кольцевое расположение зон 1 и 2 и образование перспективных локальных объектов по периферии купола в результате дезинтеграции купола и вышезалегающих комплексов отложений [14]. Составил Ажгалиев Д.К. по материалам ТОО «PGS-Казахстан»; 2022-2023 гг.

Как уже отмечено было выше, триасовая толща определяет значительную часть (диапазон) стратиграфического разреза в надсолевом комплексе и на порядок превышает толщину юры, мела и кайнозоя, вместе взятых [12, 19, 20]. В связи с этим детальное изучение и постановка комплексных исследований для уточнения закономерностей размещения залежей нефти и газа в отложениях триаса представляет значительный поисковый интерес для восполнения минерально-сырьевой базы по углеводородам в отложениях надсолевого комплекса. Соответственно, можно наметить важные элементы для уточнения методики анализа и обработки данных по юрской и меловой части разреза. В сравнении с закономерностями пространственного распространения триасовых отложений, изучение и анализ условий накопления отложений на юрско-меловом этапе развития рассматриваемой территории должен включать схожий алгоритм и подходы.

Выделяемые между отражающими горизонтами V и III юрский и меловой интервалы разреза определяют типичный плитный комплекс отложений, осложненный влиянием процессов соляной тектоники и интенсивными подвижками по разломам.

Юрские отложения на большей части рассматриваемой территории формируют плоскопараллельные покровы и представлены нижним, средним и верхним отделом. В фациальном отношении характерен мелководный бассейн и континентальные условия (преимущественно дельтовые и русловые, озерно-болотные отложения). Нижнеюрские отложения несогласно залегают на размытой поверхности верхнего триаса, представлены, в основном, песчаным разрезом с пластами и пропластками алевролитов с включением гальки. Среднеюрский сейсмический комплекс в составе бат-байосских прибрежно-морских терригенных отложений характеризуются большой регулярностью сейсмической записи. Толщина песчаных образований (вероятных ловушек) составляет порядка 18-22 м и более. Анализ текущей разработки продуктивных горизонтов указывает на нижний предел пористости порядка 16-17 %. Кровля средней юры соответствует положению отражающего горизонта IIIa.

Кровлю верхнеюрского комплекса картирует III опорный горизонт, являющийся региональным маркирующим репером. Поскольку, разрез характеризуется аномально высокой интенсивностью волнового пакета, приурочиваемого к поверхности морских карбонатных отложений волжского и оксфордского возраста. Распространены известковистые глины и аргиллиты, мергели и другие карбонатные разности осадков.

На размытой поверхности юрских отложений без видимого углового несогласия залегают меловые отложения, которые имеют, практически, повсеместное распространение. Меловые отложения представлены нижним и верхним отделом. Нижняя часть разреза отнесена к неокомскому сейсмокомплексу и определяет толщину между горизонтами III и IIa, представлена морскими шельфовыми и прибрежно-морскими терригенными отложениями. Толщина песчаных образований (вероятных ловушек) составляет порядка 13-15 м и более.

Отложения аптского и альбского возраста со стратиграфическим несогласием залегают на неокомских отложениях, представлены глинами темно-серыми, почти черными, жирными, с прослоями мергелей, песков и песчаников. Данные текущей разработки продуктивных ап-

ского и альбского возраста указывает на нижний предел пористости порядка 15-16 %. Верхнемеловой сейсмический комплекс представлен сеноман-туронскими шельфовыми известняками, кровле отложений соответствует положение отражающего сейсмического горизонта I.

Прогноз благоприятных зон с развитием коллекторских пачек и потенциальными ловушками УВ предполагает дальнейшее уточнение модели строения соляных куполов по данным сейсморазведки 2Д и 3Д-МОГТ, в основе которого оптимальное планирование и размещение объемов исследований, которое учитывает все детали и особенности строения поискового объекта в условиях солянокупольной тектоники [1, 2]. Также, условия формирования благоприятных зон и положение потенциальных ловушек нефти и газа следует оценивать с учетом закономерностей развития межкупольных зон и областей сочленения мульд с сопредельными куполами.

С учетом уточнения закономерностей формирования соленосного бассейна и распределения галогенной толщи по периметру Прикаспийской впадины были выделены различные области, различающиеся по степени ин-

тенсивности процессов соляной тектоники (центральная, средняя и крайняя периферийная) [3]. На материалах данной статьи авторами акцентируется наиболее перспективная крайняя область (полоса), которая характеризуется слабой и умеренной интенсивностью развития соляной тектоники, преимущественно пластообразным характером залегания соли. Также, данная область характеризуется развитием слабо развитых куполов, менее нарушенных разломной тектоникой. Как видно, в этих условиях в надсводовой и прикупольной части структур в большей мере выдерживается стратиграфическая полнота, относительно слабее проявлена разломная тектоника и, соответственно, значительно лучше сохраняются условия для образования ловушек нефти и газа [3, 11]. Данные условия залегания надсолевой толщи весьма наглядно проявляются в разрезе южной прибортовой части Прикаспийской впадины (солеродного бассейна). Примерами являются зоны месторождений Прорвинской группы (Прорва Западная, С.Нуржанов, Прорва Морская, Лебяжье и др.), Боранколь, Кисимбай, Каратобе и др. (рисунок 5).

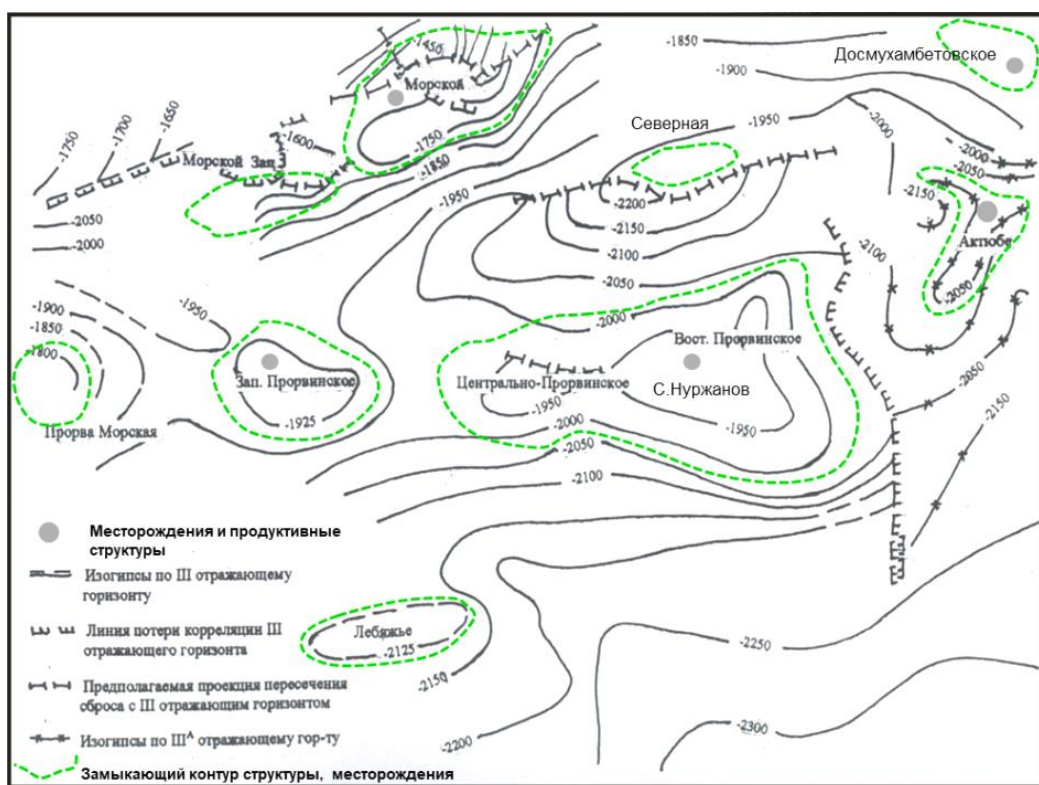


Рисунок 5. Прорвинская зона поднятий (ЗНГН). Структурная схема по III^A горизонту (кровля юры). По материалам АО РД «КазМунайГаз»; 2006-2008 гг.

Самостоятельный и отдельный характер строения крайней периферийной области солеродного бассейна также придают некоторые геолого-геофизические характеристики строения резервуаров и особенности и флюидальной системы Прорвинской ЗНГН:

- появление сероводорода в составе нефти основного месторождения С.Нуржанов указывает на вероятность непосредственного контакта и наличия каналов «сообщения» с УВ-ми в подсолевой толще (карбонатный резервуар) [7].

- продуктивность валанжинского горизонта нижнего мела, что примечательно для данной ЗНГН, отмечается

еще на ряде структур южной части Прикаспийской впадины.

- заметный многопластовый характер строения резервуарной части и содержание свободного газа в залежах по триасу и юре (С.Нуржанов, Прорва Западная, Актобе, Досмухамбетовское, Прорва Морская и др.).

Практика поисковых работ показывает изменчивость основных параметров разреза отложений юга Прикаспийской впадины (формационный состав, глинистость, карбонатность пород, присутствие редких компонентов и маркирующих горизонтов). В данном отношении возможности и потенциал верхней мезозойской части разре-

за (юра, мел) на юге Прикаспийской впадины во многом определяются по результатам интерпретации данных скважинных геофизических исследований (далее – ГИС).

На практике выделение пород-коллекторов по результатам переинтерпретации материалов ГИС проводится, как правило, по качественным признакам с учетом условно принятой величины граничного значения пористости. Достоверность принятой методики определения литологии и пористости проверялась сопоставлением с литологическим описанием по керну и данными тестирования скважин. Однако, следует отметить условность выделенных пластов пород-коллекторов и относительно определения по ним характера насыщения.

При этом возможны ошибки интерпретаторов при обосновании коллекторских пачек, как в сторону определения «псевдокolleкторов», так и в сторону определения переходных разностей от истинных коллекторов к непроницаемым отложениям и пропласткам.

Применительно к надсолевым мезозойским отложениям рассматриваемого региона в дальнейшем считаем необходимым уточнение и разработку зональной модели типичного резервуара с обоснованием параметров его внутреннего породно-вещественного состава в зависимости от палеогеографических и палеотектонических условий накопления. При этом должны акцентироваться геометрические характеристики потенциального резервуара на основе изучения сейсмического поля и проектов с применением инновационных технологий. Комплексный анализ данных ГИС и сейсморазведки 2Д и 3Д-МОГТ (переобработка и переинтерпретация данных) будет обеспечивать существенное повышение информативности и эффективности геологоразведочных проектов, связанных с поисковыми объектами в надсолевой толще юга Прикаспийской впадины.

4. Выводы

1. На примере характерных залежей нефти и газа в разрезе южной части Прикаспийской впадины (Новобогатинск Юго-Восточный, Кемерколь – Кожа Южная, Ескене, Прорвинская группа, Боранколь, Кенбай и др.) обоснована определяющая роль и влияние процессов солянокупольной и разломной тектоники в обеспечении условий для накопления и формирования ловушек нефти и газа. В развитии региональной структуры и фациальных обстановок осадконакопления триасовых отложений показаны условия, при которых формируются отдельные участки и зоны с ловушками в отложениях среднего и верхнего триаса, ориентированные в плане по контуру соляного купола. Данные условия и расположение ловушек указывают одновременно на площадные особенности строения и морфологию соляного купола.

Обосновывается необходимость детального изучения особенностей строения и нефтегазоносности соляных куполов с учетом закономерностей их взаимодействия с сопряженными мульдами и межкупольными зонами. В качестве важных показателей данного взаимодействия следует учитывать фактор вертикального перераспределения УВ в процессе развития межкупольных мульд и роста соляных куполов.

2. Детальное представление закономерностей внутреннего строения надсолевых отложений юга Прикаспийской впадины, уточнение особенностей разреза, в

т.ч.: строение и состав отдельных стратиграфических свит, свидетельствует о новых возможностях и дополнительном потенциале для расширения интервалов нефтегазоносности и прироста запасов нефти и газа. Комплексное изучение перспективных локальных объектов (структур), с учетом сравнительной оценки с расположенной ближайшей ЗНГН, должно учитывать использование материалов региональной и площадной сейсморазведки, характер и закономерности в распределении значений ФЕС по разрезу и по латерали.

3. Оценка и изучение литолого-фациальных особенностей разреза позволяет дополнять и совершенствовать модели строения разрабатываемых месторождений нефти и газа, с точки зрения выделения дополнительных интервалов нефтегазонасыщения, повышения основных показателей сырьевой базы, обеспечения повышения коэффициента нефтеотдачи и полноты извлечения нефти.

4. Степень обеспечения сохранности условий экранирования и эффекта запечатывания залежей должна учитывать региональные площадные закономерности и районирующие бассейна соленакпления, т.е. выделение фациальных зон, связанных с полосой слабого умеренного развития соляной тектоники и пластового залегания соли (крайняя периферийная область бассейна соленакпления). Уточнение строения локальных объектов в разрезе данной крайней полосы представляет повышенный поисковый интерес. Возможность данных условий и потенциал вероятного нефтегазонакопления подтверждается на примере ранее известных месторождений Прорвинской группы, Кисимбай, Боранколь и др. В региональном плане зона распространения характерных структур соответствует полосе соляных куполов, ближе расположенных к борту впадины и к линии выклинивания соленосного палеоводоёма.

5. При определении первоочередных объектов для постановки поисковых работ в пределах всего купола следует учитывать особенности и расположение фациальных зон накопления осадков, в разрезе которых получает развитие различные классы и типы пород-коллекторов. Распространение по площади основных коллекторских пачек в юрско-меловых отложениях следует связывать с зонами палеорусловых потоков и полосами (трассами) глубоко проникающих разломов.

6. Большое значение в условиях высокой геолого-геофизической и буровой изученности рассматриваемого региона приобретает детальное изучение разреза на основе комплексирования методов ГИС, сейсморазведки, «прямых» методов разведки и др. Как частный случай, геологические особенности строения разреза отдельных районов Прикаспийской впадины обуславливают высокую эффективность выделения продуктивных интервалов при определенном сочетании методов ГИС.

7. Уточнение методики изучения продуктивности и новые «подходы» в оценке разреза, направленные на обеспечение максимальной эффективности поисковых работ, указывают на необходимость более детального учета литологии и фациального «наполнения» разреза пробуренных скважин. При этом следует учитывать региональное и структурное положение рассматриваемого конкретного локального объекта. Повышенное внимание поисковиков должно быть направлено на более широкое изучение тонкослоистого разреза и пластов. Литолого-фациальное многообразие разрезов в надсолевом

комплексе Прикаспийской впадины следует расценивать как весьма благоприятный фактор, что заведомо предполагает широкий спектр вероятных ловушек нефти и газа и перспективных объектов.

8. Следует активизировать изучение разреза надсолевой толщи на основе применения инновационных технологий (сейсмические исследования, ГИС, бассейновое моделирование), что будет являться благоприятной предпосылкой в повышении эффективности поисковых работ, позволит существенно расширить возможности прогноза продуктивных интервалов в разрезе перспективных локальных объектов. Прогноз и обнаружение новых залежей в надсолевых отложениях представляется наиболее актуальной задачей и направлением поисковых работ для ускоренного восполнения ресурсной базы по УВ на юге Прикаспийской впадины на ближайшие годы.

References / Литература

- [1] Akchulakov, U.A. (2015). Neftegazonosnye bassejny Kazahstana i perspektivy ih osvoeniya. *Almaty: OO «Kazhastanskoe obshhestvo nefljanikov-geologov»*.
- [2] Akchulakov, U.A. (2015). Novaja resursnaja baza uglevodorodov Respubliki Kazahstan i puti vozmozhnoj ih realizacii. *Almaty: OO «Kazhastanskoe obshhestvo nefljanikov-geologov»*.
- [3] Azhgaliev, D.K., Karimov S.G., Kurmetov B.K. & Balabaeva U.Sh. (2019). Tipichnye modeli stroeniya zalezhej uglevodorodov v nadsolvevom komplekse Prikaspijskogo bassejna. *Neft' i gaz*, (6), 69-84.
- [4] Azhgaliev, D.K., Valiullin, R.A. & Isenov, S.M. (2021). Soljanokupol'naja tektonika i neftegazonosnost' vostochnogo borta Prikaspijskoj vpadiny po dannym geofizicheskikh metodov issledovanij. *Izvestija Ural'skogo GGU*, 4 (64), 15-19. <https://doi.org/10.14529/em210307>
- [5] Azhgaliev, D.K., Bajmurzaeva, Zh.B. (2023). Osobennosti stroeniya i izuchenija paleozojkskih otlozhenij na vostoке Prikaspijskoj vpadiny. *Professional'no o nefti*, 8(3), 30-41.
- [6] Azhgaliev, D.K., Maksotova, Sh.Zh. (2023). Osobennosti geologicheskogo stroeniya i neftegazonosnost' jursko-melovyh otlozhenij Juzhno-Jembinskogo regiona. *Geologija i ohrana neдр*, 2(87), 30-39. <https://doi.org/10.32870/ees.v28i81.7332>
- [7] Azhgaliev, D.K., Abilova, M.K. & Zhiengaliev, A.S. (2023). Osobennosti stroeniya i geologicheskije osnovy rasshireniya neftegazonosnosti Prorvinskoy zony podnjatij. *Vestnik Atyrauskogo universiteta nefti i gaza im. Utebaeva*, 3(67), 32-36.
- [8] Akkulov, A.A., Turkov, O.S. & Shudabaev, K.S. (1992). Novye dannye o stroenii i vremeni formirovaniya mezhkupal'nyh zon juga Prikaspijskoj vpadiny. *Geologija nefti i gaza*, (4), 2-4.
- [9] Akkulov, A.A. (1992). Mehanizm formirovaniya i neftenosnost' periferijnyh podnjatij na soljanyh kupolah juga Prikaspijskoj vpadiny. *Geologija nefti i gaza*, (9), 25-27.
- [10] Bakirova, S.F., Bujanova, N.S. & Shestoperova, L.V. (1991). Geohimija neftej mestorozhdenij Kotyrtas Severnyj i Moldabek Vostochnyj. *Geologija nefti i gaza*, (1), 1-12.
- [11] Volozh, Ju.A., Sinel'nikov, A.V. & Groshev, V.G. (1996). Stratigrafija mezozojksko-kajnozojkskih otlozhenij soljanokupol'nogo bassejna Prikaspijskoj vpadiny. *Stratigrafija. Geologicheskaja korrelyacija*, 4(4), 101-108.
- [12] Voronov, G.V., Kuantaev, N.E. (2019). Novyj vzgljad na perspektivy neftegazonosnosti nadsolvevogo kompleksa juzhnoj chasti Prikaspijskoj vpadiny. *Neft' i gaz*, 5(113), 49-63.
- [13] Vocalevskij, Je.S. (2006). O neftegazonosnom potencie nadsolvevych otlozhenij juga Prikaspijskoj vpadiny. *Izvestija NAN RK Serija geologicheskaja*, (3), 35-42.
- [14] Okonchatel'nyj otchet po rezul'tatam issledovanij za period 2021-2023 gg. (2023). GIS-Atlas kart geologicheskogo sodержaniya Kaspijskogo regiona masshtaba 1:1000 000. *NAO «Atyrauskij universitet nefti i gaza im. Safi Utebaeva, Atyrau»*.
- [15] Eskozha, B.A. (2008). Osobennosti stroeniya i perspektivy neftegazonosnosti triasovogo kompleksa juga Prikaspijskoj vpadiny. *Izvestija NAN RK. Serija geologicheskaja*, (4), 38-48.
- [16] Karabalin, U.S. (2015). Resursnyj potencial neдр Kazahstana: sostojanie, problemy, innovacionnyj vektor razvitija i real'nye perspektivy. *Neft' i gaz*, (3), 15-24.
- [17] Kuanyshev, F.M. (2008). Analiz i pereinterpretacija geologo-geofizicheskikh materialov s cel'ju vydelenija perspektivnyh uchastkov v nadsolvevom komplekse bloka Liman. *Otchet. – Atyrau: AO «RD «KazMunajGaz», TOO «Zhahan»*.
- [18] Kuanyshev, F.M., Shajagdamov, R.F. (1992). Teoreticheskie aspekty prognoza neftegazonosnosti soljanokupol'nyh struktur juga Prikaspijskoj vpadiny. *Geologija nefti i gaza*, (8), 12-13.
- [19] Lipatova, V.V., Pikalova, O.V., Starozhilova, N.N. & Iskuzhiev, B.A. (1992). Kompleksy ostrakod iz triasovyh otlozhenij mestorozhdenij Kenbaj i Oryskazgan. *Geologija nefti i gaza*, (2), 21-23.
- [20] Lipatova, V.V., Volozh, Ju.A., Samodurov, V.I. & Svetlakova, Je.A. (1982). Trias Prikaspijskoj vpadiny i perspektivy ego neftegazonosnosti. *M.: Nedra. Trudy VNIGNI*.
- [21] Matloshinskij, N.G., Adilbekov, K.A. (2019). Uglevodorodnye sistemy – osnova strategii uspešnyh poiskov mestorozhdenij nefti i gaza (na primere Prikaspijskoj vpadiny). *Neft' i gaz*, 4(112), 32-46.
- [22] Taskinbaev, K.M., Obrjadchikov, O.S. & Voronov, G.V. 2020. Neantiklinal'nye lovushki nefti i gaza v Respublike Kazahstan. *Monografija. NAO «Atyrauskij universitet nefti i gaza im. Safi Utebaeva»*.

Мұнай-газдың келешегін бағалауға байланысты Каспий маңы ойпатының оңтүстігіндегі тұз үсті кешенінде шөгінділердің литологиялық-фациялық жағдайларын зерттеу

Д.К. Ажғалиев, Ж.Б. Баймурзаева*

С. Утебаев атындағы Атырау Мұнай және газ университеті, Атырау, Қазақстан

*Корреспонденция үшін автор: zhan-7777@bk.ru

Аңдатпа. Каспий маңы ойпатының оңтүстік бөлігінің тұздан кейінгі кешенінің барлау деңгейі мен аймақтық құрылымының сипаттамасы берілген. Құрылымдық ерекшеліктері мен тұзды күмбез тектоникасының жергілікті құрылымдар мен мұнай-газ жинақтау аймақтарының қалыптасуына әсері туралы заманауи идеялар берілген. Ішкі құрылымы туралы мәліметтердің жиынтығы негізінде «тұзды күмбезді - мұльда» жүйесін, аудан бойынша тұзды қабаттардың таралу заңдылықтарын және оның триас, юра және бор дәуірлері негізделген үстінгі тау жыныстарына әсерін егжей-тегжейлі зерттеу қажеттілігі туындады. Жайық-Еділ сағасының оңтүстігіндегі және Оңтүстік Ембі

өңіріндегі тұзды күмбездердің құрылымы мен мұнай-газдылығы туралы мәліметтерге талдау жүргізілді. Тұздан кейінгі қабаттардың құрылымының күрделілік дәрежесін анықтайтын факторлар негізделген. Оның ішінде: күмбездің өсуімен қатар, IV, V, III шағылысатын горизонттардағы құрылымдық жоспардың тұзды-күмбездің күмбез үсті, күмбезді және перифериялық бөліктеріндегі бір мезгілде өзгеруін және тұтастай алғанда "тұз күмбезі – мульда" жүйесінің эволюциясын ескеру қажет. Триас шөгінділерінің мысалында шөгінділер бассейнінің контурларының өзгеруінің (көші-қонының) перспективалы жергілікті объектілерді орналастыруға және тұз күмбезді құрылымдар құрылымының күрделілік дәрежесіне әсері негізделген. Тұздан кейінгі кешеннің (юра-бор шөгінділерінің) болашағының сараланған бағасы тұз тектоникасының даму қарқындылығы мен көрінуіне байланысты бөлек берілген. Каспий маңы ойпатының оңтүстік қаңқасының контуры бойындағы кең жолақ, ол қабат тәріздес және әлсіз бұзылған тұздылықпен сипатталады, мұнай мен газ алу тұрғысынан ең перспективалы болып табылады. Каспий маңы ойпатының оңтүстік қаңқасындағы бұл жолақта Прорва тобындағы, Боранкөл, Қисимбай және т.б. кен орындарын мысалға ала отырып, перспективті жергілікті құрылымдардың жоғарыдағы учаскедегі толықтығының сақталуымен сипатталатыны көрсетілген күмбезді және күмбез асты бөліктері, оларда көмірсутекті тұзақтардың пайда болуы үшін салыстырмалы түрде қолайлы жағдайларды қамтамасыз етеді.

Негізгі сөздер: Каспий маңы ойпаты, тұз күмбезі, тұз үсті кешені, жинақтау шарттары, тұзақ, мұнай және газ, мұнайгаздылық.

Изучение литолого-фациальных условий осадконакопления в надсолевом комплексе юга Прикаспийской впадины в связи с оценкой перспектив нефтегазоносности

Д.К. Ажгалиев, Ж.Б. Баймурзаева*

Атырауский университет нефти и газа им. С. Утебаева, Атырау, Казахстан

*Автор для корреспонденции: zhan-7777@bk.ru

Аннотация. Дана характеристика изученности и регионального строения надсолевого комплекса южной части Прикаспийской впадины. Приведены современные представления на особенности строения и влияния солянокупольной тектоники на формирование локальных структур и зон нефтегазонакопления. На основе совокупности данных о внутреннем строении обосновывается необходимость детального изучения системы «соляной купол – мульда», закономерностей распределения соленосной толщи по площади, ее влияния на вышележащие породы триаса, юры и мела. Проведен анализ данных о строении и нефтегазоносности соляных куполов юга междуречья Урал-Волга и Южно-Эмбинского района. Обоснованы факторы, определяющие степень сложности строения надсолевой толщи. В т.ч.: соотношение показателя активности роста купола и изменение во времени структурного плана по горизонтам IV, V, III в пределах надкупольной, прикупольной части и периферии купола и, в целом, эволюции системы «соляной купол – мульда». На примере триасовой толщи обосновано влияние изменения (миграции) контуров водного бассейна на размещение перспективных объектов и степень сложности строения соляных куполов. Отдельно приводится дифференцированная оценка перспективности надсолевого комплекса (юрско-меловые отложения) в зависимости от интенсивности развития и проявления соляной тектоники. В качестве наиболее перспективной в нефтегазоносном отношении акцентируется широкая полоса по контуру южного обрамления Прикаспийской впадины, которая характеризуется пластообразным и слабо нарушенным разломами залеганием соли. В данной полосе на южном обрамлении Прикаспийской впадины на примере месторождений Прорвинской группы, Боранколь, Кисимбай и др. показано, что перспективные локальные структуры характеризуются сохранением полноты разреза в надкупольной и прикупольной части, что обеспечивает относительно более благоприятные условия для формирования в них ловушек углеводородов.

Ключевые слова: Прикаспийская впадина, соляной купол, надсолевой комплекс, условия накопления, ловушка, нефть и газ, перспективы нефтегазоносности.

Received: 10 March 2024

Accepted: 15 June 2024

Available online: 30 June 2024

CONTENTS

<i>K.K. Kadyrzhanov, E. Nashekina, A.L. Kozlovskiy, D.I. Shlimas</i> INFLUENCE OF THERMAL ANNEALING CONDITIONS ON THE PROCESSES OF PHASE TRANSFORMATIONS IN ALUMINIUM-MAGNESIUM CERAMICS DOPED WITH SCANDIUM.....	1
<i>Ye.N. Makhambetov, Ye.A. Myngzhassar, A.M. Abdirashit, Y. Onuralp</i> ANALYSIS OF THE SILICOMANGANESE MARKET WORLDWIDE: A REVIEW.....	9
<i>R.A. Abdulvaliev, A.K. Kozhanova, O.V. Atanova, D.R. Magomedov, K.M. Smailov, S.Zh. Yusupova</i> TECHNOLOGICAL RESEARCH OF GOLD-BEARING ORE USING GRAVITY AND FLOTATION METHODS.....	16
<i>T.A. Rakhimov, A.T. Toktar, A.A. Nurgazieva</i> PROSPECTS FOR THE USE OF GROUNDWATER IN THE SOUTHERN PART OF THE KERBULAK DEPOSIT FOR IRRIGATION.....	25
<i>D.K. Azhgaliev, Zh.B. Baimurzaeva</i> STUDY OF LITHOLOGICAL AND FACIES SEDIMENTATION CONDITIONS IN THE SALT COMPLEX OF THE SOUTH OF THE CASPIAN BASIN IN CONNECTION WITH THE ASSESSMENT OF OIL AND GAS POTENTIAL.....	33

МАЗМҰНЫ

<i>K.K. Кадыржанов, Е. Нащекина, А.Л. Козловский, Д.И. Шлимас</i> СКАНДИЙ ҚОСЫЛҒАН АЛЮМИНИЙ-МАГНИЙ КЕРАМИКАСЫНДАҒЫ ФАЗАЛЫҚ ТҮРЛЕНДІРУ ПРОЦЕСТЕРІНЕ ТЕРМИЯЛЫҚ КҮЙДІРУ ЖАҒДАЙЛАРЫНЫҢ ӘСЕРІ.....	1
<i>Е.Н. Махамбетов, Е.А. Мыңжасар, А.М. Әбдірашит, Ю. Онуралп</i> ӘЛЕМДЕГІ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЕЦ НАРЫҒЫН ТАЛДАУ: ШОЛУ	9
<i>Р.А. Абдувалиев, А.К. Койжанова, О.В. Атанова, Д.Р. Магомедов, К.М. Смайлов, С.Ж. Юсупова</i> ҚҰРАМЫНДА АЛТЫН БАР КЕНДІ ГРАВИТАЦИЯ ЖӘНЕ ФЛОТАЦИЯ ӘДІСТЕРІН ҚОЛДАНУ АРҚЫЛЫ ТЕХНОЛОГИЯЛЫҚ ЗЕРТТЕУ	16
<i>Т.А. Рахимов, Ә.Т. Тоқтар, А.А. Нургазиева</i> КЕРБҰЛАҚ КЕН ОРНЫНЫҢ ОҢТҮСТІК БӨЛГІНДЕГІ ЖЕР АСТЫ СУЛАРЫН СУАРУ МАҚСАТЫНДА ПАЙДАЛАНУ ПЕРСПЕКТИВАЛАРЫ.....	25
<i>Д.К. Ажғалиев, Ж.Б. Баймурзаева</i> МҰНАЙ-ГАЗДЫҢ КЕЛЕШЕГІН БАҒАЛАУҒА БАЙЛАНЫСТЫ КАСПИЙ МАҢЫ ОЙПАТЫНЫҢ ОҢТҮСТІГІНДЕГІ ТҰЗ ҮСТІ КЕШЕНІНДЕ ШӨГІНДІЛЕРДІҢ ЛИТОЛОГИЯЛЫҚ-ФАЦИЯЛЫҚ ЖАҒДАЙЛАРЫН ЗЕРТТЕУ.....	33

СОДЕРЖАНИЕ

<i>K.K. Кадыржанов, Е. Нащекина, А.Л. Козловский, Д.И. Шлимас</i> ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ТЕРМИЧЕСКОГО ОТЖИГА НА ПРОЦЕССЫ ФАЗОВЫХ ТРАНСФОРМАЦИЙ В АЛЮМО-МАГНИЕВЫХ КЕРАМИКАХ ДОПИРОВАННЫХ СКАНДИЕМ	1
<i>Е.Н. Махамбетов, Е.А. Мыңжасар, А.М. Абдирашит, Ю. Онуралп</i> АНАЛИЗ РЫНКА ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА В МИРЕ: ОБЗОР.....	9
<i>Р.А. Абдувалиев, А.К. Койжанова, О.В. Атанова, Д.Р. Магомедов, К.М. Смайлов, С.Ж. Юсупова</i> ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДОВ ГРАВИТАЦИИ И ФЛОТАЦИИ.....	16
<i>Т.А. Рахимов, А.Т. Токтар, А.А. Нургазиева</i> ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ВОД ЮЖНОЙ ЧАСТИ КЕРБУЛАКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЛЯ ЦЕЛЕЙ ОРОШЕНИЯ.....	25
<i>Д.К. Ажғалиев, Ж.Б. Баймурзаева</i> ИЗУЧЕНИЕ ЛИТОЛОГО-ФАЦИАЛЬНЫХ УСЛОВИЙ ОСАДКОНАКОПЛЕНИЯ В НАДСОЛЕВОМ КОМПЛЕКСЕ ЮГА ПРИКАСПИЙСКОЙ ВПАДИНЫ В СВЯЗИ С ОЦЕНКОЙ ПЕРСПЕКТИВ НЕФТЕГАЗОНОСНОСТИ.....	33

Учредитель: Satbayev University

Регистрация:

Министерство информации и общественного развития Республики Казахстан
№ KZ19VPY00056529 от 30.09.2022

Официальный сайт: <https://vestnik.satbayev.university/index.php/journal/>

Основан в августе 1994 г. Выходит 6 раз в год

Адрес редакции:

г. Алматы, ул. Сатпаева,
22 тел.: 292-63-46