

УДК 622.732

Кирильчук Максим Сергеевич
младший научный сотрудник,
Институт горного дела ДВО РАН,
680000, г. Хабаровск, ул. Тургенева, 51;
младший научный сотрудник,
Тихоокеанский государственный университет,
680000, г. Хабаровск, ул. Тихоокеанская, 136
e-mail: kirilchukm@mail.ru

Прохоров Константин Валерьевич
кандидат технических наук,
ведущий научный сотрудник,
Институт горного дела ДВО РАН
e-mail: kostyan1986_ne@mail.ru

Золотов Алексей Маркович
лаборант,
Тихоокеанский государственный университет
e-mail: alexandro4695@mail.ru

ПРИМЕНЕНИЕ СТАДИАЛЬНОГО ДРОБЛЕНИЯ ПРИ ГРАВИТАЦИОННОМ ОБОГАЩЕНИИ ОЛОВЯННЫХ РУД СОЛНЕЧНОГО ГОКА*

Аннотация:

Проведены исследования по стадияльному дроблению оловянной руды Солнечного ГОКа класса крупности $-5,0+0,0$ мм до класса $-0,2+0,0$ мм с целью выявления переизмельчения руды при дроблении в шламовый класс $-0,071+0,0$ мм. В работе сравнивалось применение конусной инерционной дробилки КИД-100 и дисковой мельницы Fritsch Pulverisette 13. Также дана сравнительная оценка между стадияльным дроблением и одноэтапным дроблением оловянной руды до класса $-0,2+0,0$ мм. В результате проведенных исследований было доказано преимущество стадияльного дробления перед одноэтапным: выход в класс $-0,071+0,0$ мм уменьшился с 79,3 до 58,3 %. Также была установлена разница при измельчении руды дробилками конусного типа и дисковыми мельницами. При измельчении оловянной руды фракции $-0,5+0,2$ мм с использованием дисковой мельницы по сравнению с конусной дробилкой уменьшился выход дробленой руды в класс $-0,071+0,0$ мм с 70,8 до 57,5 %.

Ключевые слова: олово, касситерит, оловянная руда, Солнечный ГОК, гравитационное обогащение, стадияльное дробление, конусная дробилка, дисковая мельница.

DOI: 10.25635/2313-1586.2025.02.038

Kirilchuk Maksim S.
Junior Researcher,
Mining Institute, Far East branch of RAS,
680000 Khabarovsk, 51 Turgeneva Str.;
Junior Researcher, Pacific National University,
680000 Khabarovsk, 136 Tihookeanskaya Str.
e-mail: kirilchukm@mail.ru

Prokhorov Konstantin V.
Candidate of Technical Sciences,
Leading Researcher, Mining Institute,
Far East branch of RAS,
e-mail: kostyan1986_ne@mail.ru

Zolotov Alexei M.
Laboratory assistant,
Pacific National University,
e-mail: alexandro4695@mail.ru

APPLICATION OF STAGE CRUSHING IN GRAVITY ENRICHMENT OF TIN ORES AT SOLNECHNY MINING PLANT

Abstract:

Research was carried out on the stage crushing of tin ore from Solnechny mining plant with a size class of $-5.0+0.0$ mm to a size class of $-0.2+0.0$ mm in order to identify overcrushing of the ore during crushing into a slurry size class of $-0.071+0.0$ mm. The work compares the use of a KID-100 cone inertial crusher and a Fritsch Pulverisette 13 disc mill. A comparative assessment is also given between stage crushing and single-stage crushing of tin ore to size class $-0.2+0.0$ mm. As a result of the conducted research, the advantage of stage crushing over single-stage crushing was proven: the yield in the $-0.071+0.0$ mm size class decreased from 79.3 to 58.3 %. The difference was also established when crushing ore with cone-type crushers and disk mills. When crushing tin ore of the $-0.5+0.2$ mm size class using a disk mill, compared to a cone-type crusher, the yield of crushed ore in the $-0.071+0.0$ mm size class decreased from 70.8 to 57.5 %.

Key words: tin, cassiterite, tin ore, Solnechny mining plant, gravity enrichment, stage breaking, cone-type crusher, disc mill.

* Исследования проводились при финансовой поддержке Министерства науки и образования Российской Федерации в рамках ГЗ № FEME-2024-0006

Введение

В связи с ускоренным развитием техники и электронной промышленности производство олова за последнее десятилетие приобрело новые перспективы. Оловянная промышленность вошла в сферу государственных интересов во многих странах мира [1]. Исходя из таких условий востребованность российской сырьевой базы в 2,17 млн т олова (по данным 2017 г.), составляющей более четверти мировой, может значительно вырасти [2].

Основным минералом, имеющим промышленное значение при добыче олова, является касситерит. Содержание в нем олова достигает около 78,8 %. Высокая, относительно других составляющих, плотность касситерита делает его идеальным минералом для применения методов гравитационного обогащения. Обогащение оловянных руд осуществляется по сложным многостадийным гравитационно-флотационным схемам с использованием дополнительных методов обогащения [1, 3].

Для оловянных руд проблема определения диапазонов обогащения по крупности связана с природной вкрапленностью основных минералов олова в руде и их хрупкостью. В рудоподготовке оловосодержащих руд предъявляются два основных требования: максимальное раскрытие ценного компонента при минимальном переизмельчении руды и ее ошламовании. В практике обогащения оловянных руд одновременное соблюдение двух противоречивых по сути требований затруднительно, легко шламующийся касситерит плохо извлекается существующими методами обогащения, в том числе флотацией [4].

Анализируя общемировые исследования по гравитационному обогащению, можно сделать выводы о том, что все они сталкиваются с проблемой переизмельчения руды и указывают на сложность извлечения касситерита из шламового класса, а извлечение касситерита из основной части редко достигает 70 %. Например, в Индонезии, в частности на островах Риау и Банка, путем гравитационного обогащения и последующей магнитной сепарации удалось добиться извлечения касситерита в концентрат из скановых и окисленных руд 40 и 11,87 %, соответственно. [5] По результатам исследований египетских ученых по гравитационному обогащению отходов шахт Восточной пустыни с содержанием касситерита 0,19 % удалось сократить во фракции $-0,5+0,071$ мм размер исходной пробы в полтора раза с потерями в хвосты около 3 % от общего содержания касситерита [6]. Работы, проведенные на оловянной руде месторождения Фарин-Ламба, расположенного в Нигерии, показывают результаты в виде извлечения касситерита в районе 62 % из класса $-0,18+0,125$ мм, а также отмечают для данной фракции проблему переизмельчения материала в шламовую часть [7]. По результатам работы на пробах месторождения Уис в Намибии с исходным содержанием касситерита в районе 0,27 % извлечение при гравитационной схеме показало наивысший результат извлечения в районе 62 – 72 % в классе $-0,15+0,053$ мм [8].

Поэтому одной из основных задач интенсификации процесса гравитационного обогащения оловянных руд является уменьшение выхода тонкого класса при пробоподготовке.

В данной работе для снижения выхода дробленной руды в тонкий класс $-0,071+0,0$ мм при измельчении и подготовке оловянной руды для гравитационного обогащения были проведены исследования по стадийному дроблению.

В работе исследовался рудный материал Солнечного горно-обогатительного комбината. Проба представлена обломками темно-серого цвета различной величины от песчаных зерен до 10 – 15 см по удлинению.

Солнечное касситерит-силикатно-сульфидное месторождение – одно из главных в Комсомольском оловорудном районе, расположенном в центральной части Хинганско-Охотского металлогенического пояса. Минеральный состав руд характеризуется

преобладающими количествами кварца, сопровождаемого полевыми шпатами, светлыми слюдами, топазом, турмалином. Рудные минералы – касситерит, вольфрамит, шеллит, молибденит, висмутин и самородный висмут, халькопирит, станнин, арсенопирит, галенит. Касситерит, вольфрамит, молибденит и галенит содержат редкие металлы (скандий, индий, рений, кадмий) [9].

Детальные разработки института ЦНИИОлово для многосульфидных оловянных руд месторождения Фестивальное Хабаровского края, которые также составляют основу исходной руды на складах Солнечного ГОКа, показали, что при переработке их флотационно-гравитационной схемой обогащения обеспечивается получение оловянного и медно-висмутитового концентратов с извлечением олова на уровне 60 – 65 % от руды. В то же время при переработке этих руд в промышленных условиях по гравитационно-флотационной схеме извлечение олова не превышает 50 %. Это объясняется в основном тесной ассоциацией касситерита с сульфидными минералами и, следовательно, со значительными потерями олова при доводке черновых концентратов [10].

Материалы и методы исследования

Пробоподготовка до класса $-5,0+0,0$ мм осуществлялась с использованием щековой дробилки ДЛЩ и щековой дробилки Fritsch Pulverisette 1 по схеме стадийного дробления (рис. 1).

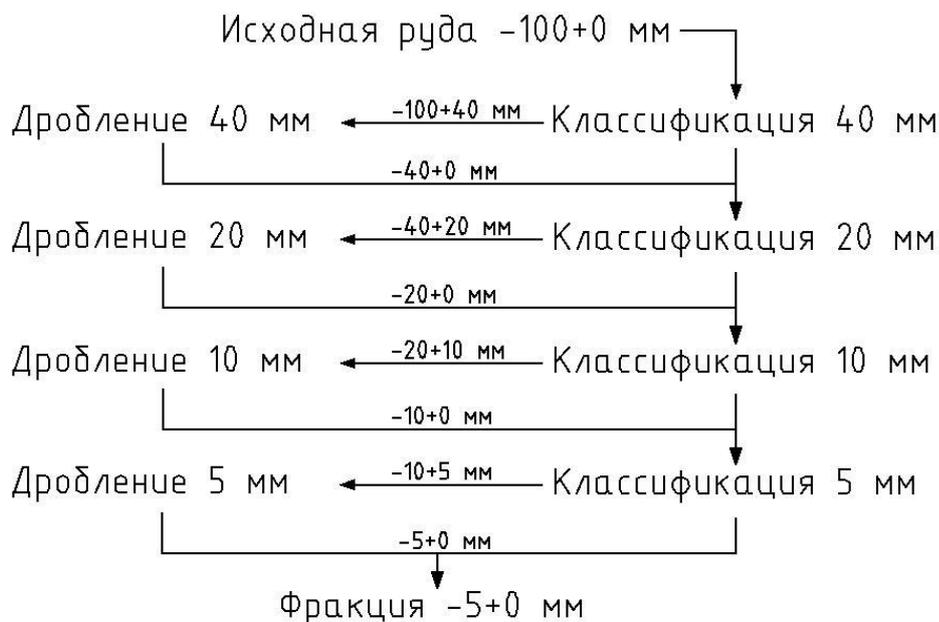


Рис. 1. Пробоподготовка исходной оловянной руды

Минералогические исследования выполнялись с использованием бинокля Stemi 2000, Stereo Discovery V8 (ZEISS), а также сканирующего электронного микроскопа JEOL «JCM-6000 PLUS». Исследования по гравитационному обогащению производились на концентрационном столе СКЛ-2. Качественный анализ исходных материалов и промпродукта проводился с использованием рентгенофлуоресцентного анализатора Mobilab X-50. Исследования по стадийному дроблению на оловянной руде фракции $-5,0+0,0$ мм осуществлялись с использованием конусной дробилки КИД-100 и дисковой мельницы Fritsch Pulverisette 13.

Исследования проводились с использованием ресурсов Центра коллективного пользования научным оборудованием «Центр обработки и хранения научных данных Дальневосточного отделения Российской академии наук», финансируемого Российской Федерацией в лице Министерства науки и высшего образования РФ по проекту № 075-15-2021-663 [11].

Результаты исследования и их обсуждение

В процессе минералогического анализа было установлено, что средний размер частиц касситерита в оловянной руде Солнечного ГОКа составляет 0,1 – 0,3 мм, а сульфидов (пирита и халькопирита) – около 1,5 мм. В связи с этим для гравитационного обогащения были выбраны классы: -1,5+0,5, -0,5+0,2, -0,2+0,071 и -0,071+0,0 мм.

По результатам гравитационного обогащения, представленным в табл. 1, выявлено, что лучшим по выходу олова и меди в концентрат является класс -0,2+0,071 мм. Таким образом, можно сделать вывод, что гравитационные процессы необходимо проводить на фракции -0,2+0,0 мм.

Таблица 1

Результаты гравитационного обогащения оловянной руды разных классов крупности

Класс, мм	Элемент	Концентрат			Пром. продукт			Хвосты		
		Выход продукта по массе, %	Содержание в продукте, %	Извлечение, %	Выход продукта по массе, %	Содержание в продукте, %	Извлечение, %	Выход продукта по массе, %	Содержание в продукте, %	Извлечение, %
-1,5+0,5	Sn	2,78	5,49	11,31	77,57	1,40	80,63	19,65	0,55	8,06
	Cu		3,21	8,86		1,06	81,96		0,47	9,18
	W		0,28	11,29		0,07	77,71		0,04	11,00
	As		0,51	15,09		0,10	78,37		0,03	6,53
	Au		0,03	100,00		0,00	0,00		0,00	0,00
	Fe		24,29	6,18		11,35	80,63		7,33	13,19
-0,5+0,2	Sn	27,87	3,15	68,62	72,13	0,56	31,38	0,00		
	Cu		2,88	74,50		0,38	25,50			
	W		0,15	65,92		0,03	34,08			
	As		0,34	79,89		0,03	20,11			
	Au		0,01	100,00		0,00	0,00			
	Fe		19,09	50,57		7,21	49,43			
-0,2+0,071	Sn	31,34	3,80	86,06	67,38	0,28	13,76	1,28	0,20	0,18
	Cu		5,68	91,82		0,21	7,19		1,51	1,00
	W		0,20	84,10		0,02	15,58		0,02	0,32
	As		0,46	94,30		0,01	5,56		0,02	0,14
	Au		0,02	100,00		0,00	0,00		0,00	0,00
	Fe		23,43	64,93		5,78	34,46		5,36	0,61
-0,071+0,0	Sn	3,24	23,45	46,52	36,21	1,14	25,19	60,55	0,76	28,28
	Cu		13,93	23,73		1,92	36,65		1,24	39,62
	W		1,44	44,02		0,06	21,85		0,06	34,13
	As		3,48	65,20		0,08	16,41		0,05	18,39
	Au		0,11	61,21		0,00	0,00		0,004	38,79
	Fe		16,06	4,17		14,93	43,29		10,83	52,54

Для сравнительного анализа стадийного и одноэтапного дробления в ходе первого этапа было проведено измельчение двух проб по одноэтапной схеме до класса $-0,2+0,0$ мм на конусной дробилке КИД-100 и дисковой мельнице Fritsch Pulverisette 13 на классах крупности $-5,0+2,0$, $-2,0+1,0$, $-1,0+0,5$ и $-0,5+0,2$ мм. По результатам одноэтапного дробления, представленным в табл. 2 и 3, установлено, что выход в тонкий класс $-0,071+0,0$ мм достигает 79,3 – 83,2 %.

Таблица 2

Результаты одноэтапного измельчения руды на конусной дробилке КИД-100

Класс	Зазор, мм	Выход, %					
		$-5,0+2,0$	$-2,0+1,0$	$-1,0+0,5$	$-0,5+0,2$	$-0,2+0,071$	$-0,071+0,0$
$-5,0+0,0$		55,4	19,5	8,7	6,2	4,3	5,9
$-5,0+2,0$	0,2					26,8	73,2
$-2,0+1,0$	0,2					26,5	73,5
$-1,0+0,5$	0,2					33,7	66,3
$-0,5+0,2$	0,2					30,7	69,3
Итого						26,2	73,8
Мокрый рассев						20,7	79,3

Таблица 3

Результаты одноэтапного измельчения руды на дисковой мельнице Fritsch Pulverisette 13

Класс	Зазор, мм	Выход, %					
		$-5,0+2,0$	$-2,0+1,0$	$-1,0+0,5$	$-0,5+0,2$	$-0,2+0,071$	$-0,071+0,0$
$-5,0+0,0$		56,2	20,0	8,3	5,8	4,0	5,8
$-5,0+2,0$	0,2					18,0	82,0
$-2,0+1,0$	0,2					2,2	97,8
$-1,0+0,5$	0,2					25,3	74,7
$-0,5+0,2$	0,2					30,4	69,6
Итого						18,7	81,3
Мокрый рассев						16,8	83,2

Вторым этапом исследований являлось изучение дробимости руды и переизмельчения ее в тонкий класс $-0,071+0,0$ мм в зависимости от величины зазора конусной дробилки и дисковой мельницы, а также поиск наилучшего результата для построения схемы стадийного дробления. Навески руды классов $-5,0+2,0$, $-2,0+1,0$, $-1,0+0,5$ и $-0,5+0,2$ мм были продроблены на конусной дробилке и дисковой мельнице в один цикл и расситованы на классы $-5,0+2,0$, $-2,0+1,0$, $-1,0+0,5$, $-0,5+0,2$, $-0,2+0,071$ и $-0,071+0,0$ мм. Результаты дробления были представлены на рис. 2 – 5 в виде графиков с таблицами выхода каждого класса при разных зазорах.

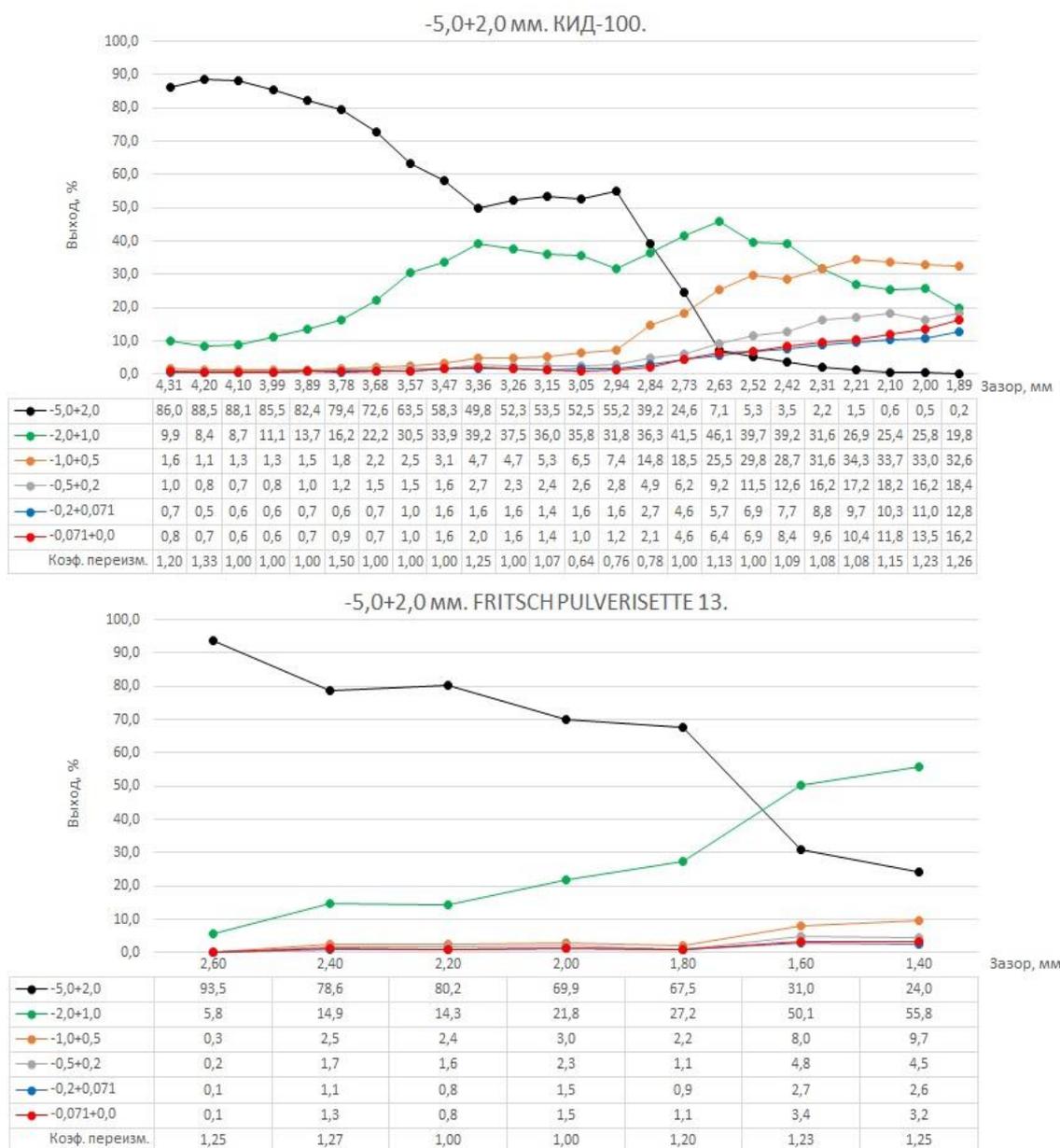


Рис. 2. Анализ дробимости класса $-5,0+2,0$ на разных зазорах

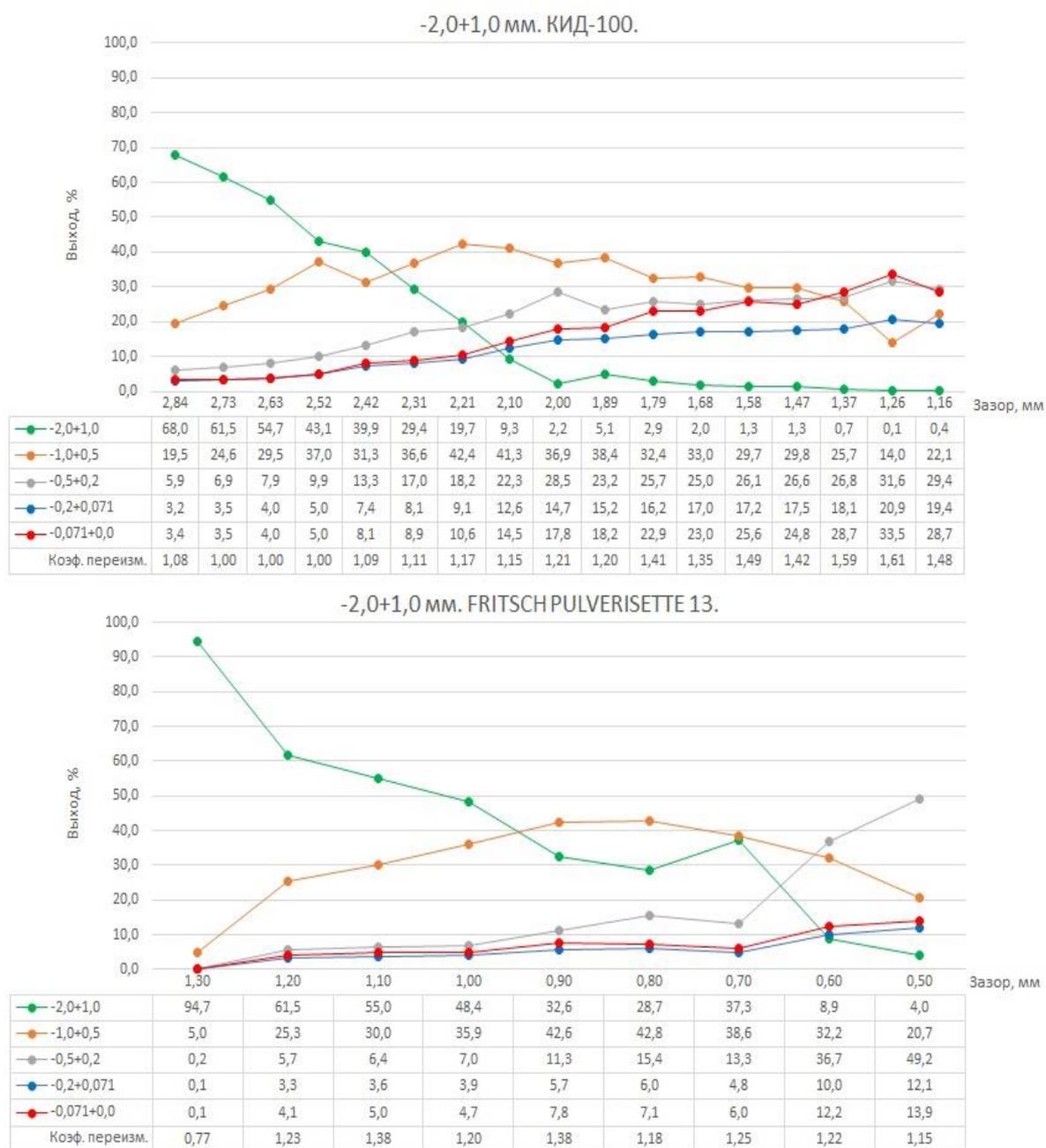


Рис. 3. Анализ дробимости класса -2,0+1,0 на разных зазорах

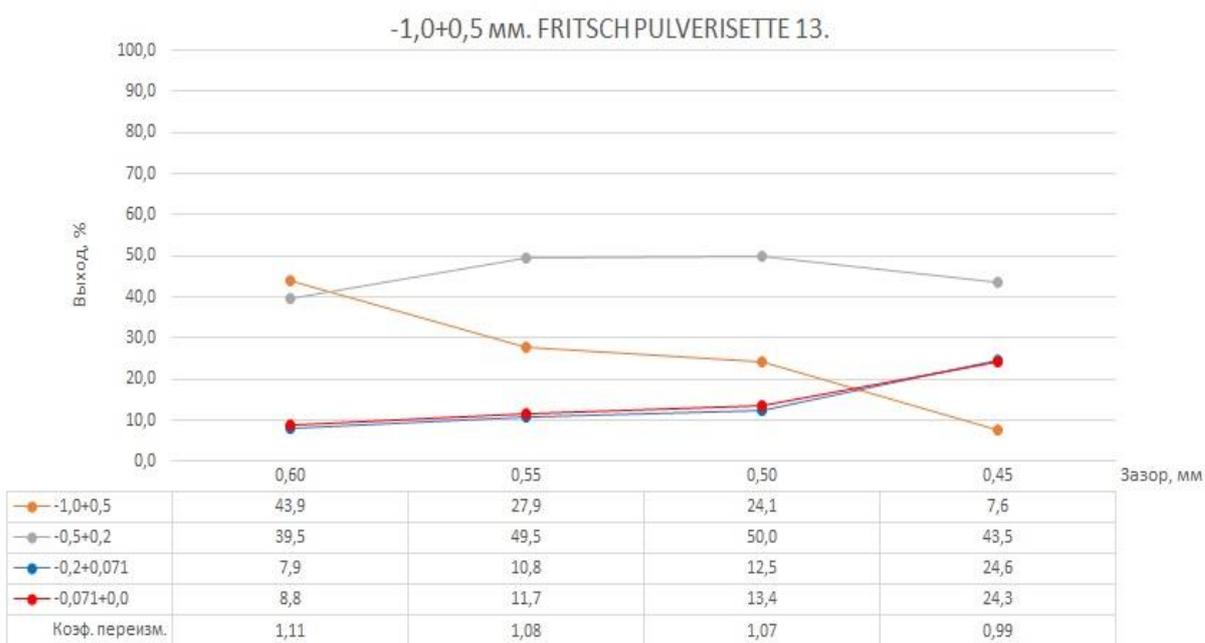
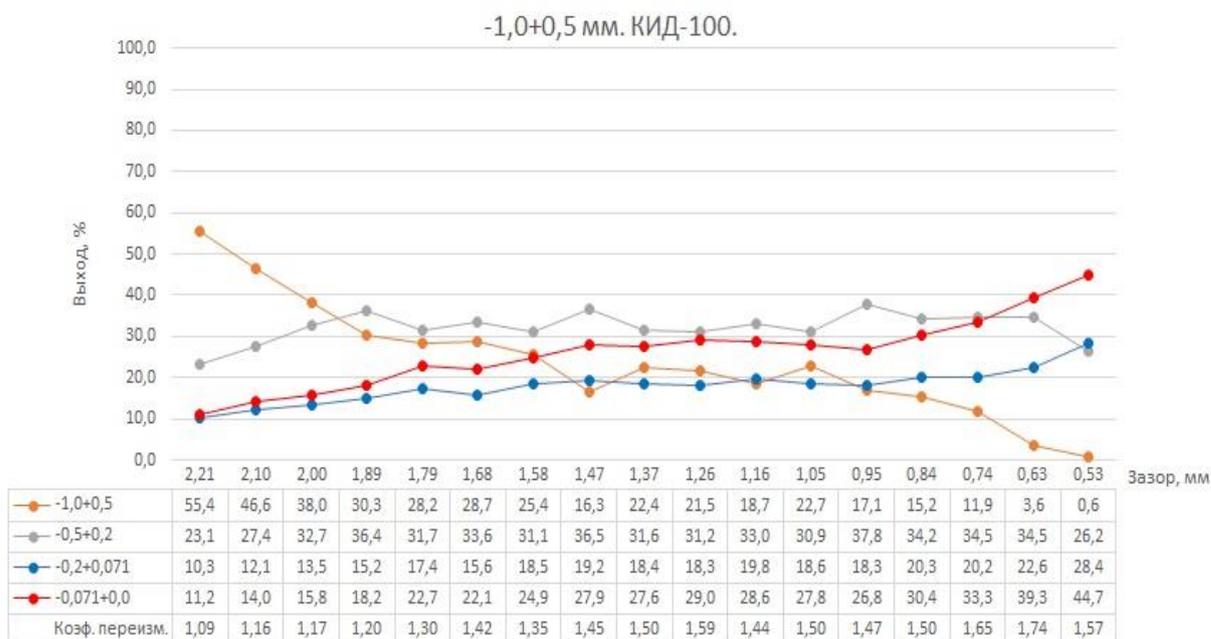


Рис. 4. Анализ дробимости класса -1,0+0,5 на разных зазорах

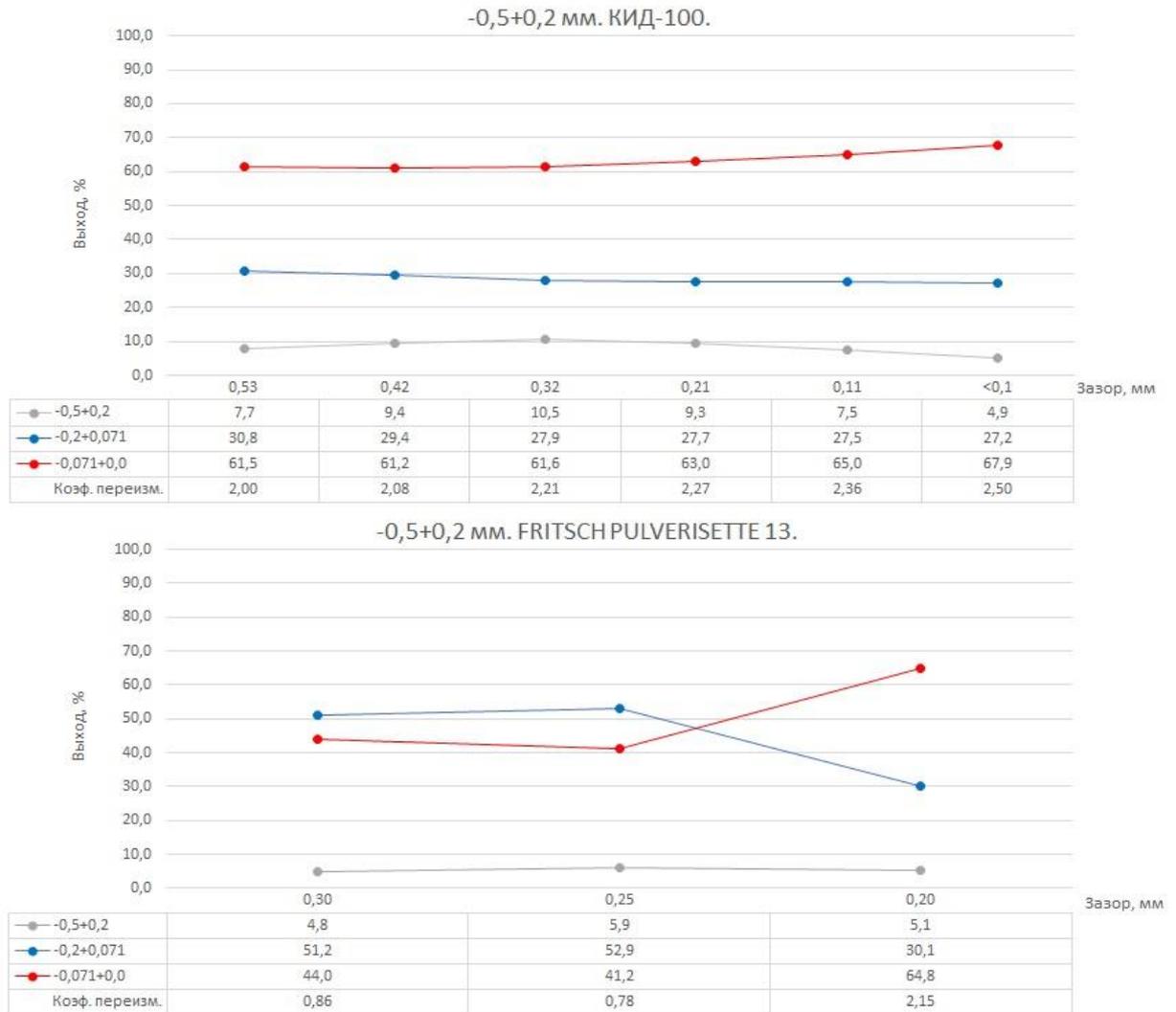


Рис. 5. Анализ дробимости класса -0,5+0,2 на разных зазорах

На последнем этапе исследований, исходя из полученных данных по результатам измельчения оловянной руды, были выбраны режимы дробления для каждого класса отдельно, исходя из таких показателей, как наименьший коэффициент переизмельчения ($k_{пер}$) и наименьший выход дробленого материала в тонкий класс (-0,071+0,0 мм).

Коэффициент переизмельчения был представлен на рис. 2 – 5 и определялся по формуле

$$k_{пер} = \frac{m_{п}}{m_{н}}, \quad (1)$$

где $m_{н}$ – выход необходимого для обогащения класса после дробления (в данном случае -0,2+0,071); $m_{п}$ – выход более тонкого класса по отношению к необходимому к обогащению после дробления (в данном случае -0,071+0,0).

Затем на выбранных режимах дробления на руде класса -5,0+0,0 проводились эксперименты по стадийному дроблению на конусной дробилке КИД-100 и дисковой мельнице Pulverisette 13 по схеме, представленной на рис. 6.


 Рис. 6. Схема стадийного дробления оловянной руды класса $-5,0+0,0$

Результаты стадийного дробления руды на конусной дробилке КИД-100 и Pulverisette 13 представлены в табл. 4 и 5, соответственно.

Таблица 4

Результаты стадийного дробления руды на конусной дробилке КИД-100

Класс	Зазор, мм	Выход, %					
		$-5,0+2,0$	$-2,0+1,0$	$-1,0+0,5$	$-0,5+0,2$	$-0,2+0,071$	$-0,071+0,0$
$-5,0+0,0$		56,0	19,5	8,3	6,0	4,2	6,0
$-5,0+2,0$	3,05		72,2	13,3	6,2	3,7	4,6
$-2,0+1,0$	2,52			64,1	18,3	8,5	9,1
$-1,0+0,5$	2,21				60,2	19,2	20,6
$-0,5+0,2$	0,32					29,2	70,8
Итого						37,3	62,7
Мокрый рассев						33,3	66,7

Таблица 5
Результаты стадийного дробления руды на дисковой мельнице Fritsch Pulverisette 13

Класс	Зазор, мм	Выход, %					
		-5,0+2,0	-2,0+1,0	-1,0+0,5	-0,5+0,2	-0,2+0,071	-0,071+0,0
-5,0+0,0		54,9	19,6	8,8	6,3	4,4	6,0
-5,0+2,0	1,80		76,0	10,0	5,6	3,6	4,8
-2,0+1,0	1,00			66,4	15,1	7,8	10,7
-1,0+0,5	0,55				65,3	16,0	18,7
-0,5+0,2	0,25					42,5	57,5
Итого						43,2	56,8
Мокрый рассев						41,7	58,3

В результате проведенной исследовательской работы была доказана эффективность стадийного дробления руды по сравнению с одноэтапным дроблением. Выход дробленой руды в тонкий класс $-0,071+0,0$ мм уменьшился с 79,3 до 58,3 %. Также была установлена разница при измельчении руды дробилками конусного типа и дисковыми мельницами. При измельчении оловянной руды фракции $-0,5+0,2$ мм с использованием дисковой мельницы по сравнению с конусной дробилкой уменьшился выход дробленой руды в тонкий класс $-0,071+0,0$ мм с 70,8 до 57,5 %. Такой эффект, вероятно, связан с особенностью принципиальной работы дробилок, при которой на конусной дробилке зазор в зоне низких значений давал существенный разброс, в то время как зазор на дисковой мельнице оставался статичен.

Анализируя результаты проведенных исследований, можно сделать вывод о целесообразности использования стадийного дробления при пробоподготовке оловянной руды для дальнейшего гравитационного обогащения. При этом дробление необходимо осуществлять преимущественно с использованием измельчителей, принцип работы которых включает максимально статичную регулировку зазора между футеровками в зоне низких значений (до 0,5 мм).

Весь этап пробоподготовки (дробление) оловянной руды Солнечного ГОКа можно представить в виде схемы стадийного дробления, показанной на рис. 7.

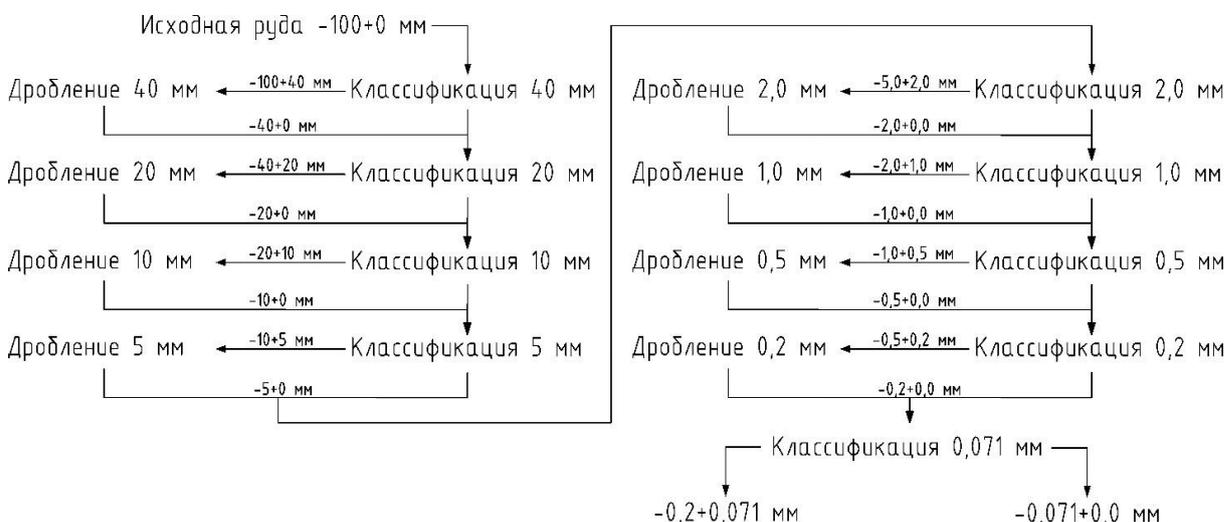


Рис. 7. Общая схема пробоподготовки (стадийное дробление) оловянной руды Солнечного ГОКа

Заключение

В процессе минералогического анализа оловянной руды Солнечного ГОКа было установлено, что средний размер частиц касситерита в пробе равен 0,1 – 0,3 мм, а сульфидов (пирита и халькопирита) – около 1,5 мм, при этом наиболее эффективный класс для гравитационного обогащения как олова, так и меди – фракция -0,2+0,071 мм.

Из-за природной хрупкости касситерита (основного минерала при добыче олова) при дроблении руды до гравитационно обогатимого класса -0,2+0,071 мм существует проблема переизмельчения минерала в тонкий класс -0,071 мм, который в свою очередь плохо поддается гравитационному и флотационному обогащению.

В ходе проведенных экспериментальных работ с целью уменьшения переизмельчения руды в процессе пробоподготовки была установлена эффективность использования стадийного дробления по сравнению с одноэтапным дроблением. При стадийном дроблении выход дробленной пробы в тонкий класс -0,071+0,0 мм уменьшился на 21 % по сравнению с одноэтапным дроблением.

Также в ходе экспериментальных работ было установлено, что при дроблении руды класса -0,5+0,2 мм с использованием дисковой мельницы переизмельчение руды в тонкий класс -0,071+0,0 мм было меньше на 13,3 % по сравнению с использованием конусной дробилки.

Список литературы

1. Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Рязанцева М.В., Каркешкина А.Ю., Ланцова Л.Б., 2019. Обогащение упорных оловянных руд с применением новых реагентов для извлечения цветных и благородных металлов. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*, № 5, С. 150-157.
2. Егорова И.В., Лаптева А.М., 2019. Прогноз добычи минерального сырья и обеспеченность мировой экономики его ресурсами. *Руды и металлы*, № 3, С. 4-11.
3. Falcon L. M., 1982. The gravity recovery of cassiterite. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol. 82, No 4, P. 112-117.
4. Матвеев А.И., Еремеева Н.Г., 2011. *Технологическая оценка месторождений олова Якутии*. Отв. ред. С.М. Ткач; Рос. акад. наук, Сибирское отделение, Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского. Новосибирск: Академическое издательство "Гео", 119 с.
5. Rodliyah I. et al., 2021. Beneficiation of cassiterite from primary tin ores using gravity and magnetic separation. *IOP Conf. Ser. Earth Environ. Sci*, No. 882, 012008 p.
6. Ibrahim S.S. et al., 2022. Recovery of Cassiterite and Topaz Minerals from an Old Metallurgical Dump, Eastern Desert of Egypt. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*, No 10, P. 57-80.
7. Oladunni O.A. et al., 2024. Investigating the Gravity Beneficiation Consequence on Farin-Lamba (Plateau State) Cassiterite towards Tin Oxide Production. *Saudi J Eng Technol*, No 9(2), P. 121-127.
8. Simonsen H. et al., 2024. Can preconcentration of cassiterite from its pegmatite ore reduce processing costs and improve operational sustainability? *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol. 124, No. 4, P. 201-208.
9. *Геодинамика, магматизм и металлогения Востока России*: в 2 кн. Под ред. А. И. Ханчука. Владивосток: Дальнаука, 2006. Кн. 1., 572 с.
10. Иванков С.И., Троицкий А.В., Петкевич-Сочнов Д.Г., Иванков З.С., 2016. Пути решения экологических проблем инновационных технологий обогащения различных видов минерального сырья. *Научные и технические аспекты охраны окружающей среды*, № 6, С. 2-106.
11. Прохоров К.В., Гладырь А.В., Рассказов М.И., 2020. Центр коллективного пользования "Центр исследования минерального сырья". *Горная промышленность*, № 4, С. 120-124.

References

1. Matveeva T.N., Getman V.V., Ryazantseva M.V., Karkeshkina A.Yu., Lantsova L.B., 2019. Obogashchenie upornykh olovyannykh rud s primeneniem novykh reagentov dlya izvlecheniya tsvetnykh i blagorodnykh metallov [Enrichment of refractory tin ores using new reagents for the extraction of non-ferrous and precious metals]. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*, № 5, P. 150-157.
2. Egorova I.V., Lapteva A.M., 2019. Prognoz dobychi mineral'nogo syr'ya i obespechennost' mirovoi ekonomiki ego resursami [Forecast of mineral production and the provision of the world economy with its resources]. *Rudy i metally*, № 3, P. 4-11.
3. Falcon L.M., 1982. The gravity recovery of cassiterite. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol. 82, No 4, P. 112-117.
4. Matveev A.I., Eremeeva N.G., 2011. Tekhnologicheskaya otsenka mestorozhdenii olova Yakutii [Technological assessment of tin deposits in Yakutya]. Otv. red. S.M. Tkach; Ros. akad. nauk, Sibirskoe otdelenie, Institut gornogo dela Severa im. N.V. Cherskogo. Novosibirsk: Akademicheskoe izdatel'stvo "Geo", 119 p.
5. Rodliyah I. et al., 2021. Beneficiation of cassiterite from primary tin ores using gravity and magnetic separation. *IOP Conf. Ser. Earth Environ. Sci.*, No. 882, 012008 p.
6. Ibrahim S.S. et al., 2022. Recovery of Cassiterite and Topaz Minerals from an Old Metallurgical Dump, Eastern Desert of Egypt. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*, No 10, P. 57-80.
7. Oladunni O.A. et al., 2024. Investigating the Gravity Beneficiation Consequence on Farin-Lamba (Plateau State) Cassiterite towards Tin Oxide Production. *Saudi J Eng Technol.*, No 9(2), P. 121-127.
8. Simonsen H. et al., 2024. Can preconcentration of cassiterite from its pegmatite ore reduce processing costs and improve operational sustainability? *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol. 124, No. 4, P. 201-208.
9. 9. Geodinamika, magmatizm i metallogeniya Vostoka Rossii [Geodynamics, magmatism and metallogeny of the East of Russia]: v 2 kn. Pod red. A. I. Khanchuka. Vladivostok: Dal'nauka, 2006. Kn. 1., 572 p.
10. Ivankov S.I., Troitskii A.V., Petkevich-Sochnov D.G., Ivankov Z.S., 2016. Puti resheniya ekologicheskikh problem innovatsionnykh tekhnologii obogashcheniya razlichnykh vidov mineral'nogo syr'ya [Ways to solve environmental problems of innovative technologies for the enrichment of various types of mineral raw materials]. *Nauchnye i tekhnicheskie aspekty okhrany okruzha-yushchei sredy*, № 6, P. 2-106.
11. Prokhorov K.V., Gladyr' A.V., Rasskazov M.I., 2020. Tsentr kollektivnogo pol'zovaniya "Tsentr issledovaniya mineral'nogo syr'ya" [Centre of collective usage "Mineral Research Center"]. *Gornaya promyshlennost'*, № 4, P. 120-124.