

ПОДЗЕМНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ НЕКОНДИЦИОННЫХ ЗАПАСОВ КАК ИНСТРУМЕНТ РАЦИОНАЛИЗАЦИИ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

UNDERGROUND LEACHING OF SUBSTANDARD RESERVES AS A MEANS FOR RATIONAL SUBSOIL USE

V. Golik,

*doctor of engineering sciences, professor,
The North Caucasus Federal University,
Vladikavkaz.*

V. Zaalichvili,

*doctor physics and mathematics sciences,
professor.*

*Centre for Geophysical Studies, the Vladikavkaz Research
Centre of the Russian Academy of Sciences*

O. Poluhin,

*doctor of engineering sciences, professor.
The Belgorod Federal University,
Belgorod.*

Characterized the role of the North Caucasus Federal District in the structure of proven reserves of metallic minerals. Proposed diversification of mining industry in the region using the technology of metal leaching of substandard ore as an alternative strategy for socio-economic development based on the principles of rational mining. A method for calculating the parameters of the leaching conditions Sadonsky implemented for deposits. The role of technology in the development of reserves of raw materials through the use of mineralization in the rock wall.

Keywords: stocks, minerals, technology, leaching, metal, body condition, ore, strategy, subsoil, methodology, calculation.

После ликвидации СССР под воздействием рынков параметры и структура минерально-сырьевой базы цветной металлургии радикально изменились. Сложилась ситуация для отработки наиболее богатых участков месторождений и отнесению около половины запасов большинства полезных ископаемых к категории условно рентабельных. Эти обстоятельства, кроме естественного ухудшения горно-технических условий с увеличением глубины, отработки привели к снижению производственной мощности и полного прекращения разработки уникальных месторождений цветных металлов.

По разведанным запасам основных цветных металлов Россия по-прежнему входит в первую десятку в мире, по запасам никеля, олова, цинка и титана ей принадлежит первое место и 77 % от общих разведанных в бывшем СССР запасов бокситов, 53 – меди, 34 – свинца, 48 – цинка, 95 – никеля, 91 – олова, 59 – титана, 39 – вольфрама и 42 – молибдена.

Но в последние годы происходит резкое сокращение созданной до 1991 г. мощной минерально-сырьевой базы. Вну-

В.И. Голик,

*доктор технических наук, профессор,
Северо-Кавказский государственный технологический
университет,
г. Владикавказ.*

В.Б. Заалишвили,

*доктор физико-математических наук, профессор,
Центр геофизических исследований Владикавказского
научного центра РАН,
г. Владикавказ.*

О.Н. Полухин,

*доктор технических наук, профессор,
Белгородский государственный университет,
г. Белгород.*

Ключевые слова: запасы, полезные ископаемые, технология, выщелачивание, металл, кондиция, руда, стратегия, недропользование, методика, расчет.

треннее потребление минеральных ресурсов снизилось на порядок. Добыча меди, титана, вольфрама, молибдена сократилась на 11 - 63%, никеля, редкоземельных металлов - более чем на 90%.

Ресурсы цветной металлургии России, за исключением меди, никеля и титана, уступают зарубежным по качеству. Содержание свинца и цинка в Российских рудах меньше в 2,5 раза, олова – в 2,3, вольфрама – в 2,2, молибдена – в 2 раза.

Степень освоения ресурсов составляет, % : по меди – 49, цинку – 17, олову – 42, молибдену – 32. Спрос на редкие металлы и рассеянные элементы (рений, германий, гафний и др.) в России удовлетворяется, преимущественно, за счет импорта. Большая часть редких металлов добывается попутно с цветными металлами.

Заметную роль в развитии минерально-сырьевой базы играет и Северо-Кавказский федеральный округ.

В документе Правительства РФ «О Стратегии социально-экономического развития Северо-Кавказского федерального округа до 2025 г.» отмечается, что доля Северо-Кавказского федерального округа в структуре разведанных запасов металлических полезных ископаемых РФ значительна, %: вольфрама 41, молибдена 11, меди, свинца, цинка и титана – до 2 [6].

СКФО располагает месторождениями руд цветных, благородных и редких металлов, в том числе: медь, вольфрам, молибден, свинец, цинк, кобальт, золото, серебро, платиноиды, рений и другие. Крупными месторождениями являются: меди Кизил-Дере в Дагестане, Урупское, Быковское в Карачаево-Черкессии, цинка и свинца Джимидонское, Кадат-Хампалдонское, Какадур-Каникомское в Северной Осетии, вольфрама и молибдена Тырныаузское в Кабардино-Балкарии.

Высоко оцениваются перспективы производства драгоценных металлов на территории Северо-Кавказского феде-

рального округа из золото-серебряных месторождений, россыпей по долинам рек, отвалов горнодобывающих комбинатов, песчано-гравийных карьеров.

Но при этом основным направлением стратегии признается динамичное развитие туристического комплекса, что позволит СКФО стать центром лечебно-оздоровительного и горнолыжного туризма. В числе мер развития основным признается модернизация предприятий обрабатывающей промышленности, промышленные парки, ориентированные на легкую промышленность, производство строительных материалов, нефтехимию и продукцию машиностроения.

Сворачивание основного традиционного производства - добычи металлов не позволяет использовать инфраструктуру горных предприятий и оставляет нерешенной проблему хранения порядка 200 млн. тонн накопленных за столетия промышленного производства минеральных отходов и хранящих ценные металлы, стоимость которых может и превышать извлекаемую ценность ведущих металлов.

Причиной изменения ранее основного направления экономики - добыча металлов считается истощение запасов руд, удовлетворяющих кондициям. С этим нельзя согласиться, так как сегодняшнее содержание полезных компонентов в рудах Северо-Кавказских месторождений достаточно для рентабельного производства в ряде стран.

Настоящей причиной кризиса производства является применение высокочрезвычайно затратных архаичных технологий добычи с открытым выработанным пространством и пирометаллургических процессов переработки.

Стратегией выживания региональных экономик может быть диверсификация их горных отраслей с исполь-

зованием технологий выщелачивания металлов из некондиционных руд [1].

Технологии с открытым выработанным пространством характеризуются потерями металлов в пустотах и разубоживанием руд породой, являющимся причиной накопления химически опасных отходов на земной поверхности.

Руды цветных металлов максимально отвечают возможностям технологий с выщелачиванием металлов без извлечения из недр с уменьшением себестоимости металлов в 5-10 раз. Месторождения руд цветных металлов в большей мере пригодны для использования таких технологий.

В пустотах отработанных рудных тел создаются благоприятные условия для выщелачивания ранее потерянных руд. Процесс выщелачивания осуществляется природой постоянно с выносом продуктов выщелачивания в окружающую среду. Этот феномен можно использовать для добычи металлов в рамках универсальной технологии извлечения металлов подземным, кучным и иными способами выщелачивания (рис. 1).

В мировой практике выщелачивание металлов осуществляют при температуре 30-50°C, относительной влажности 95-100% и достаточном количестве воздуха. Кислород воздуха сорбируется водой и передается на поверхность минералов, где расходуется на окисление. Образующиеся сульфаты растворяются в воде и удаляются за пределы зоны реакций.

Присутствие NaCl в воде снижает растворимость сульфатов цинка, поэтому целесообразно вначале выщелачивать цинк, медь и металлы с хорошо растворимыми сульфатами, а потом свинец. Окисление галенита ограничивается влиянием нерастворенных сульфатов. После цинка приступают к выщелачиванию свинца. Вначале соленой водой вымыва-

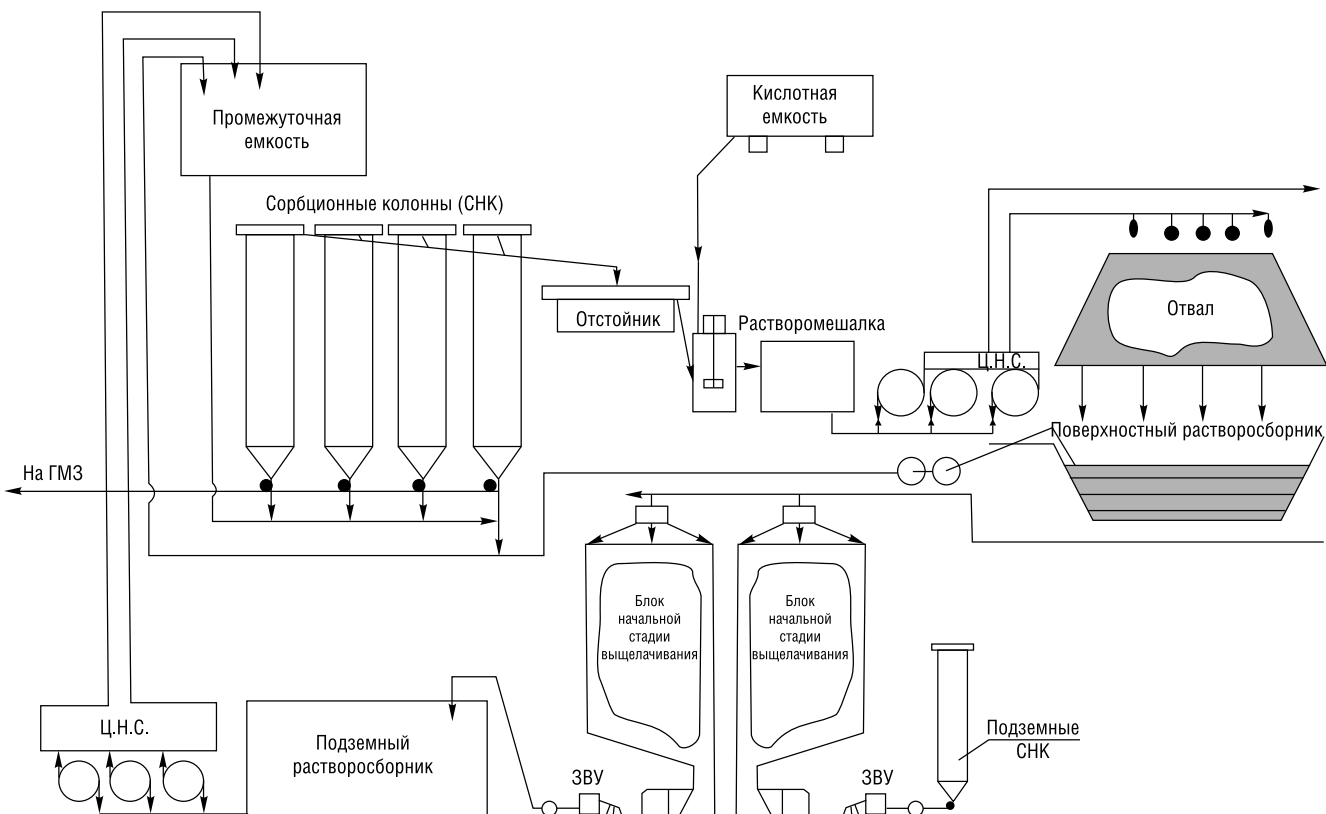


Рис. 1. Технологическая схема комплексного извлечения металлов

ют накопившиеся окислы, а потом вводят реагенты, например, хлорная вода.

Окислителем является кислород, поэтому фронт выщелачивания будет двигаться снизу вверх. Насыщенный металлами раствор в нижней части блока фильтруется по выщелоченным рудам, а в верхней – по еще мало затронутым выщелачиванием, причем раствор уже имеет недостаточную кислотность.

Параметрами, определяющими его ширину и скорость движения фронта, являются: количество воздуха, температура во фронте выщелачивания, количество воды и химический состав раствора.

При фильтрации растворов сквозь разрушенный массив процессы выщелачивания протекают в подвижном объеме. Перед фронтом выщелачивания находятся еще нетронутые породы, а в тылу – уже выщелоченные.

При фильтрационном выщелачивании раствор движется сверху вниз. В тылу фронта растворы уже не получают минерализации, а когда достигают фронта не выщелачивают ввиду насыщения выщелоченными металлами.

Подтвержденный лабораторно и в производственных условиях механизм положен в основу расчета параметров выщелачивания [5].

Если минеральный состав руд известен, то количество реагентов для выщелачивания металлов 1, 2 ... n из 1 единицы руды:

$$Q = 0,01 (q_1 c_1 \varepsilon_1 + q_2 c_2 \varepsilon_2 + \dots + q_n c_n \varepsilon_n),$$

где q – расход реагента, кг; c – содержание металла в минерале, %; ε – извлечение металла в раствор, %.

С поверхности минералов в раствор выделяется объем диффундирующих частиц:

$$Q_d = k \frac{(c_m - c_p)}{l} S,$$

где Q_d – объем потока диффундирующих частиц; k – коэффициент диффузии; c_m – содержание растворенных металлов в верхнем слое минерала; c_p – содержание растворенных металлов в растворе; l – преодолеваемое диффундирующими частицами расстояние; S – площадь поверхности выщелачиваемых минералов.

Суммарная поверхность кристаллов всех выщелачиваемых минералов:

$$\sum_1^n S = \frac{c}{\gamma d},$$

где c – содержание металла в минерале, %; γ – удельный вес минерала; d – размер куска минерала.

При равномерном расположении частиц в разрушенном массиве каждая из них занимает объем, соответствующий ее площади:

$$s = \frac{S}{\sum_1^n S},$$

$$S = \frac{C}{\sum_1^n \frac{c}{\gamma d} R_{csp}}.$$

Минералы типа пирит, марказит, мельниковит и др. в присутствии воды и воздуха образуют кислоты, влияющие на процесс выщелачивания, поэтому при расчетах должны учитываться:

$$q_k = w_g Q_y,$$

где q_k – удельный расход генерируемого минералами реагента на выщелачивание металлов; w_g – доля генерирующих кислоты минералов; Q_y – количество кислоты с единицы генерирующих минералов.

Расход реагентов на выщелачивание металлов:

$$Q_y = (Q_y - Q_y).$$

С учетом известных свойств выщелачиваемого массива:

$$Q_o = (Q - Q_y) \sum_n \frac{1}{n} k,$$

где k – корректирующие коэффициенты.

При выщелачивании ведущим металлом является тот, который является целью процесса, а также те, которые извлекаются при получении основного металла. Например, при получении цинка: свинец, медь, железо. Количество основных металлов может быть ограничено параметрами самих процессов. Например, концентрация металлов не должна приближаться к пределу растворимости, так как это замедлит процесс выщелачивания при малом содержании металлов на поверхности куска и в растворе. Концентрация металлов в растворе принимается в пределах 1-3% от предела растворимости.

Расход раствора на выщелачивание ведущего металла:

$$Q_o = \kappa_n \frac{c\varepsilon}{c_k - c_n},$$

где κ_n – коэффициент перехода от сульфида к металлу; c_k – концентрация металла в растворе в конце выщелачивания, кг/л; c_n – концентрация металла в растворе в конце выщелачивания, кг/л.

Концентрация сопутствующих металлов в растворе оценивается путем введения корректировочных коэффициентов:

$$c_{mx} = c_k \varepsilon_{mx},$$

где ε_{mx} – коэффициент извлечения металлов из минерала в раствор.

Концентрация реагента в растворе:

$$c_{pp} = Q/Q_p, \text{ кг/л,}$$

где Q_p – объем раствора.

Расход раствора выщелачивания на 1 м² в 1 час, м³:

$$q_{nl} = \frac{v_\phi \varepsilon_o c_o \gamma_p}{100 \times 24 (c_k - c_n) \varepsilon_m},$$

где v_ϕ – скорость перемещения фронта выщелачивания, м/с; ε_o – коэффициент извлечения ведущего металла из ру-

Таблица 2

Значения входящих величин

Металлы	Удельный вес минералов, г/см ³	Расход раствора на 1 м ² в 1 час, м ³
Цинк	4,1	0,76
Свинец	5,5	0,0012
Медь	4,9	0,86
Железо	2,9	0,28

Расход хлора на выщелачивание комплексной руды:

$$Q = 0,01(1,0 \times 1,5 + 0,3 \times 0,5 \times 0,0012 + 0,57 \times 5,0 \times 0,86 + 0,7 \times 1,0 \times 0,28) = 0,063 \text{ кг/кг.}$$

Этот показатель эквивалентен расходу 4,6 г/г цинка. При содержании цинка в растворе 1 г/л содержание свинца составляет 1,2 мг/л, железа – 8,6 мг/л и хлористого кальция 280 мг/л.

В лабораторных условиях расход хлора составил 2,0-2,6 г/г цинка в растворе при содержании свинца 0, 014-0,028 г/л и железа 0,25-, 45 г/л.

Для обеспечения указанной концентрации цинка в растворе, нужно применять растворы с содержанием хлора 4,6 г в 1 л воды. Тогда на обработку 1 кг руды с коэффициентом извлечения 0,76 расход о раствора составит:

$$Q_{\text{в}} = \kappa_n \frac{10c_{\text{б}}}{c_{\text{к}} - c_{\text{н}}} = 0,67 \frac{1,5 \times 0,75 \times 10}{1,0 - 0,02} = 8 \text{ л/кг.}$$

При скорости передвижения фронта выщелачивания 0,4 м/с. и коэффициенте извлечения металлов из руды 0,75 и из раствора 0,96 удельный расход раствора составит:

$$q_{\text{пл}} = \frac{v_{\text{ф}} \varepsilon_{\text{в}} c_{\text{в}} \gamma_{\text{р}}}{100 \times 24 (c_{\text{к}} - c_{\text{н}}) \varepsilon_{\text{м}}} = \frac{0,4 \times 0,75 \times 1,0 \times 2,0}{100 \times 24 (1,0 - 0,02) 0,95} = 0,23 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

Производительность блока выщелачивания:

$$A_{\text{ком}} = S_{\text{б}} v_{\text{ф}} \varepsilon_{\text{в}} c_{\text{в}} \gamma_{\text{р}}$$

$$A_{\text{ком}} = \frac{S_{\text{б}} v_{\text{ф}} \varepsilon_{\text{в}} c_{\text{в}} \gamma_{\text{р}}}{100} = \frac{10,4 \times 0,1 \times 3,55 \times 2000 \times 0,75 \times 0,95}{100} = 2280 \text{ кг.}$$

Суммарный расход раствора:

$$Q_{\text{с}} = q_{\text{пл}} S_{\text{б}} \kappa_{\text{н}} = 10 \times 40 \times 0,23 \times 1,2 = 115 \text{ м}^3/\text{час.}$$

Расход хлора в сутки с учетом потерь:

$$q_{\text{хл}} = 24 \times 115 \times 4,6 = 12,7 \text{ кг.}$$

Скорость активного выщелачивания блока:

$$t_{\text{ув}} = \frac{H_{\text{б}}}{v_{\text{ф}}} = \frac{30}{0,4} = 75 \text{ сут.}$$

Эффективность выщелачивания повышается тем, что сопутствующими являются железосодержащие минера-

ды; $c_{\text{в}}$ – содержание ведущего металла в руде, %; $\gamma_{\text{р}}$ – объемный вес руды, кг/м³; $c_{\text{к}}$ – концентрация металла в растворе в конце выщелачивания, кг/л; $c_{\text{н}}$ – концентрация металла в растворе в конце выщелачивания, кг/л; $\varepsilon_{\text{м}}$ – коэффициент извлечения ведущего металла из раствора.

$$Q_{\text{с}} = q_{\text{пл}} S_{\text{б}} \kappa_{\text{н}}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где $S_{\text{б}}$ – орошаемая площадь блока, м².

Суточная производительность блока по ведущему металлу:

$$A_{\text{ком}} = S_{\text{б}} v_{\text{ф}} \varepsilon_{\text{в}} c_{\text{в}} \gamma_{\text{р}}.$$

Расход реагента на единицу ведущего металла:

$$q_{\text{ув}} = 24 Q_{\text{с}} q_{\text{уд}} / A_{\text{ком}}, \text{ кг/кг},$$

где $Q_{\text{с}}$ – объем выщелачиваемой руды, м³; $q_{\text{уд}}$ – расход реагента, кг/м³.

Время интенсивного выщелачивания руды в блоке:

$$t_{\text{ув}} = H_{\text{б}} / v_{\text{ф}},$$

где $H_{\text{б}}$ – высота блока, м.

Время отработки блока:

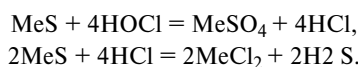
$$T_{\text{н}} = t_{\text{н}} + t_{\text{ув}} + t_{\text{з}},$$

где $t_{\text{н}}$ – время начальной фазы; $t_{\text{з}}$ – время завершающей фазы.

Параметры выщелачивания рассчитаны для условий Садонских месторождений. Минеральный состав полиметаллической руды, % : сфалерит – 1,5; галенит – 0,5; пирит – 2,5; карбонаты – 1,0; остальные нерудные компоненты – 94,5.

Размеры блока выщелачивания, м: длина – 40; высота – 30; мощность – 10. Реагент – хлорная вода.

Химические реакции выщелачивания металлов протекают по схеме:



Расход хлора на реакции сведен в табл. 1.

Таблица 1

Расход реагента

На 1 кг металла		На 1 кг руды	
Цинк	1,1	Сфалерит	0,74
Свинец	0,34	Галенит	0,3
Медь	1,27	Халькозин	0,57
Железо	1,50	Пирит	0,70

При окислении сульфидных руд при расходе на 1 кг хлора выделяется 0,46 кг серы. Ведущим металлом является цинк.

При условии равномерного дробления расход хлора на выщелачивание группы металлов сведен в табл. 2.

лы (рис.2). Минералами-окислителями в садонских рудах являются пирит и пирротин, ускоряющие окисление руд кислородом воздуха, перемещая его в реакционную зону. На поверхности сульфида происходят вертикальные перемещения. При окислении пирита выделяется тепло, способствующее выщелачиванию. При окислении 1 г пирита до $FeSO_4$ образуется 0,8 г H_2SO_4 .

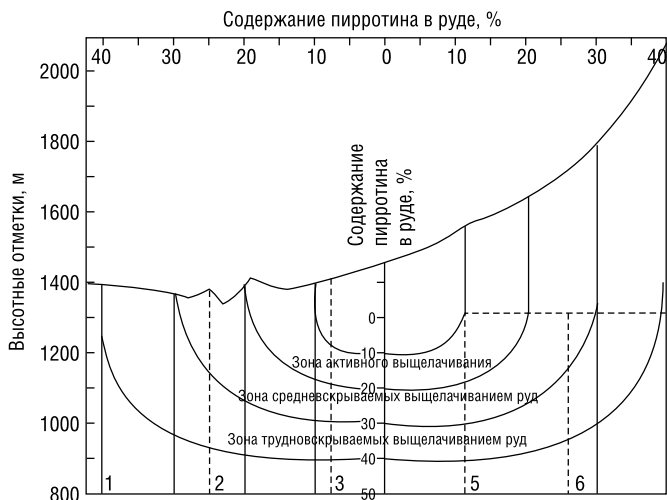


Рис.2. Ранжирование месторождения по склонности руд к выщелачиванию

Присутствие пирротина полезно для активации процесса. Он окисляется быстрее пирита, выделяя полезное для реакции тепло. Пирротин в рудах около 2%, с ним связано около 6% серы, остальная сера связана с пиритом, которого в 1 кг руды 124 г. При окислении его выделяется около 99 г серной кислоты. Из нее 90 г расходуется на нейтрализацию карбонатами, и 9 г идет на подкисление раствора.

Противоположную роль играют карбонаты (CaO , MgO), которых в рудах содержится до 5%.

В границах Садонского месторождения выделяются два типа оруденения: полиметаллическое и пирротинное. На полиметаллическом месторождении пирита не более 20 %, пирротина и марказита – до 10 %, на пирротинном месторождении пирита 10-20 %, пирротина более 20 %, марказита мало.

Наибольшее количество пирротина увязано со сфалеритом (до 2-8% по объему). Максимальное количество пирротина содержат нижние участки месторождения, где его содержание более 50% по объему.

Для месторождения характерна закономерная замена пирротинной минерализации пиритовой с удалением от разломов.

Верхняя часть месторождения содержит большее количество пирита, чем нижняя, и процессы окисления протекают в ней активнее в соотношении 3:1.

Совместное действие минералогических факторов способствует активному извлечению металлов в раствор в присутствии пирита в верхней части месторождения и пассивному в присутствии пирротина в нижней части.

Использование технологий выщелачивания решает проблему обеспеченности запасами сырья. Гидротермальные месторождения характеризуются оруденением боковых пород у контактов рудных тел. Более половины запасов месторождений составляют забалансовые и прогнозные некондиционные руды. Садон на многие годы обеспечен запасами, которые на 35-40 % беднее, чем балансовые (табл. 3) [4].

Таблица 3

Обеспеченность Садонского месторождения запасами руд

Параметры	Запасы, %			Потери в недрах, % от балансовых
	Балансовые	Забалансовые	Прогнозные	
Запасы руды, % от балансовых	100	16	280	130
Содержание металлов, % от балансового	100	60	150	150
Обеспеченность запасами при достигнутой производительности, лет	16	16	27	30



Рис. 4. География запасов техногенного сырья

Некондиционными они являются для традиционных технологий, а для новых технологий – кондиционными. В г. Лермонтов изменение традиционной технологии на подземное выщелачивание обеспечило сырьевую базу для рентабельной работы предприятия в течение 23 лет. Так, диверсификация технологии увеличивает запасы месторождений не менее, чем на 50%.

Аналогичными резервами обладают другие горнодобывающие регионы Северного Кавказа (рис. 4).

Диверсификация технологии сопровождается экологическим эффектом, убирая с земной поверхности массивы химически активных отходов [3].

По сумме положительных эффектов указанное направление составляет достойную альтернативу принятой стратегии социально-экономического развития СКФО, отвечая принципам рационального недропользования [2]. ■

ЛИТЕРАТУРА

1. Голик В.И. Концептуальные подходы к созданию мало- и безотходного горнорудного производства на основе комбинирования физико-технических и физико-химических геотехнологий. Горный журнал. 2013. №5.
2. Голик В.И. Природоохранные технологии разработки рудных месторождений. Инфра - М, М. 2014.192 с.
3. Голик В.И. Специальные способы разработки месторождений. Инфра - М, М. 2014.132 с.
4. Козырев Е.Н. Эффективное освоение рудных месторождений Северного Кавказа в условиях завершения эксплуатации / Е.Н. Козырев, А.Е. Воробьев. - Владикавказ: Ремарко, 2001. - 286 с.
5. Остроушко И.А. и др. Изыскание и внедрение способов извлечения металлов, оставленных в отработанных пространствах рудников. Отчет о НИР. № гос. регистр. 7322722.Орджоникидзе.1975.
6. Распоряжение Правительства РФ от 6 сентября 2010 г. N 1485-р «О Стратегии социально-экономического развития Северо-Кавказского федерального округа до 2025 г.»



LEICA DISTO D3A

ЛАЗЕРНЫЙ ДАЛЬНОМЕР

ЛАЗЕРНЫЙ ДАЛЬНОМЕР, ДИАПАЗОН ИЗМЕРЕНИЯ 0,05-100 М, МАХ ПОГРЕШНОСТЬ +/- 1 ММ,
ВРЕМЯ ИЗМЕРЕНИЯ В РЕЖИМЕ СЛЕЖЕНИЯ 0,16-1 СЕК, ИСТОЧНИК ПИТАНИЯ 2 БАТАРЕЙКИ ААА,
РАБОЧАЯ ТЕМПЕРАТУРА ОТ -10 ДО +50°С, ВЕС 0,110 КГ,
ФУНКЦИЯ УКЛОНОМЕТРА, ДАТЧИК ОСВЕЩЕННОСТИ.



ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ:

ТОЧНОСТЬ ИЗМЕРЕНИЯ:	+/- 1,0 ММ
ДАЛЬНОСТЬ:	0,05-100 М
ВРЕМЯ ИЗМЕРЕНИЯ В РЕЖИМЕ СЛЕЖЕНИЯ:	0,16-1 СЕК
ПОДСВЕТКА:	ЕСТЬ
СВЯЗЬ С КОМПЬЮТЕРОМ:	НЕТ
ПИТАНИЕ:	2 БАТАРЕЙКИ ТИПА АА
ЗАЩИТА ОТ ПЫЛИ И ВОДЫ:	IP54
РАБОЧАЯ ТЕМПЕРАТУРА:	-10 ДО +50°С

ООО “Геомар Недра”, 127521, Москва, 17-й проезд Марьиной рощи, д.9
Тел./факс (495) 618-7001, 618-6207, e-mail: geomarnedra@mail.ru