

**РУДЫ**

**И**

**МЕТАЛЛЫ**



**6/2000**

ISSN 0869-5997



**Дорогие друзья,  
коллеги!**



**Поздравляем Вас  
с наступающим 2001 годом  
и вступлением человечества  
в XXI век третьего тысячелетия!**



# РУДЫ И МЕТАЛЛЫ



**6/2000**

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ЖУРНАЛ

ВЫХОДИТ 6 РАЗ В ГОД

ОСНОВАН В 1992 ГОДУ

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

**Главный редактор И.Ф. МИГАЧЕВ**

Б.И. БЕНЕВОЛЬСКИЙ  
Э.К. БУРЕНКОВ  
В.И. ВАГАНОВ  
С.С. ВАРТАНЯН  
В.И. ВОРОБЬЕВ  
П.А. ИГНАТОВ  
М.М. КОНСТАНТИНОВ  
А.И. КРИВЦОВ, зам. главного редактора  
Н.К. КУРБАНОВ  
Г.А. МАШКОВЦЕВ  
В.М. МИНАКОВ  
Н.И. НАЗАРОВА, зам. главного редактора  
Г.В. ОСТРОУМОВ  
В.М. ПИТЕРСКИЙ  
В.И. ПЯТНИЦКИЙ  
Г.В. РУЧКИН  
Ю.Г. САФОНОВ  
Г.В. СЕДЕЛЬНИКОВА  
В.И. СТАРОСТИН  
И.А. ЧИЖОВА



УЧРЕДИТЕЛЬ

ЦЕНТРАЛЬНЫЙ  
НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ  
ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫЙ ИНСТИТУТ  
ЦВЕТНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ  
(ЦНИГРИ)

Издается при участии  
Международной академии минеральных ресурсов,  
Фонда им. академика В.И.Смирнова

Москва ЦНИГРИ 2000

Редакция: Н.И. Назарова, Г.В. Вавилова  
Компьютерный набор, верстка и оригинал-макет: В.К. Комарова, Н.П. Кудрявцева

Сдано в набор 15.09.2000 г.  
Подписано в печать 25.10.2000 г.  
Тираж 400 экз.

Формат 185×270 1/8  
Бумага офсетная № 1  
Печать офсетная

Адрес редакции: 113545 Москва, Варшавское шоссе, 129«Б», ЦНИГРИ  
Телефон: 315-28-47

Типография ЦНИГРИ: Варшавское шоссе, 129«Б»

© «Руды и металлы», 2000

**Прикладная металлогения и  
недропользование**

- Денисов М.Н., Алискеров В.А., Василенко В.П.*  
Влияние налогов, платежей и отчислений на  
экономическую эффективность освоения резерв-  
ных месторождений 5
- Чаньшев И.С., Блинова Е.В.*  
Геолого-экономический мониторинг прогнозных  
ресурсов золота как основа для воспроизводства  
резервного фонда недропользования 8
- Иванов В.М., Емельянов С.А., Стружков С.Ф.*  
Новая концепция промышленного освоения  
Дукатского золото-серебряного месторождения 10
- Быховский Л.З., Калиш Е.А., Лифиренко В.Е.,  
Потанин С.Д., Рябкин В.К., Эпштейн Е.М.*  
Геолого-экономическая оценка ниобиевого  
оруденения Зиминского рудного района с учетом  
новых геолого-технологических данных 20
- Тигунов Л.П., Карпугина М.В., Литвинцев Э.Г.*  
Геолого-экономическая оценка месторождений  
карбонатных марганцевых руд России 28
- Логвинов М.И., Старокожева Г.И., Файдов О.Е.*  
Переоценка запасов углей Восточного Донбасса,  
Ростовская область 33

**Аппаратурно-технические средства  
и технологии геологоразведочных  
работ**

- Остроумов Г.В., Кушпаренко Ю.С., Петро-  
ва Н.В., Соколов Ю.Ф., Тютюнник Н.Д., Креме-  
нецкий А.А., Шадерман Ф.И., Левченко Е.Н.*  
Повышение качества минерально-сырьевой базы  
на основе современных технологических методов  
и приемов 38
- Колибаба В.Л.*  
Стратегия освоения богатых железных руд КМА 47
- Баталин Ю.В., Вишняков А.К., Чайкин В.Г.,  
Журавлев Ю.П., Хайдарова Н.З., Токинов А.А.,  
Натфуллин К.Г.*  
Гидротехнические способы добычи — основа  
освоения резервных месторождений и коренного  
совершенствования сырьевой базы минеральных  
солей России 52

**Applied Metallogeny and the  
Subsurface Use**

- Denisov M.N., Aliskerov V.A., Vasilenko V.P.*  
The impact of taxes, fees and withdrawals upon  
economic efficiency of development of the reserve  
deposits 5
- Chanyshev I.S., Blinova E.V.*  
Geologic-and-economic monitoring of prognostic  
gold resources as a basis for replenishment of the  
reserve stock for the subsurface use 8
- Ivanov V.M., Emelyanov S.A., Struzhkov S.F.*  
A new concept of economic development of the  
Dukat gold-silver deposit 10
- Bykhovskiy L.Z., Kalish E.A., Lifirenko V.E., Pot-  
anin S.D., Ryabkin V.K., Epstein E.M.*  
Geologic-and-economic evaluation of the niobium  
mineralization within the Ziminsky ore district 20
- Tiginov L.P., Karpukhina M.V., Litvintsev E.G.*  
Geologic-and-economic evaluation of carbonate  
manganese deposits of Russia 28
- Logvinov M.I., Starokozheva G.I., Faidov O.E.*  
Re-evaluation of coal reserves in the East Donbass,  
the Rostov district 33

**Equipment and Technologies for  
Geological Prospecting**

- Ostroumov G.V., Kushparenko Yu.S., Petrova N.V.,  
Sokolov Yu.F., Tyutyunnik N.D., Kremenetsky A.A.,  
Shaderman F.I., Levchenko E.N.*  
Increase of the mineral base quality on the basis of  
up-to-date technological methods and procedures 38
- Kolibaba V.L.*  
Strategy of development of rich iron ores from the  
KMA 47
- Batalin Yu.V., Vishnyakov A.K., Chaikin V.G.,  
Zhuravlev Yu.P., Khaidarova N.Z., Tokinov A.A.,  
Natfullin K.G.*  
Hydraulic mining as a basis for development of the  
reserve deposits and fundamental improvement of  
mineral salt commodity base of Russia 52

Файзуллин Р.М., Карпова М.И., Садыков И.С.  
Возможности освоения резервных месторож-  
дений фосфатных руд Российской Федерации

62

*Faizullin R.M., Karpova M.I., Sadykov I.S.*  
Possibilities for development of the phosphate  
reserve deposits in Russian Federation

**Поздравляем с юбилеем**

85 лет А.Б.Каждану

73

**Congratulations**

85 th anniversary A.B.Kazhdan

Список статей, опубликованных в журнале «Руды  
и металлы» в 2000 году

74

List of papers published in the «Ores and Metals» in  
2000



УДК 553.003.13

© М.Н.Денисов, В.А.Алискеров, В.П.Василенко, 2000

## ВЛИЯНИЕ НАЛОГОВ, ПЛАТЕЖЕЙ И ОТЧИСЛЕНИЙ НА ЭКОНОМИЧЕСКУЮ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ОСВОЕНИЯ РЕЗЕРВНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ\*

М.Н.Денисов, В.А.Алискеров, В.П.Василенко (ВИЭМС МПР России)

*Изменяя долю инвестора в разделе продукции и долю компенсационной продукции, можно установить приемлемые как для инвестора, так и для государства условия разработки месторождения.*

Активные запасы составляют 40—75% от учтенных Государственным балансом. На значительное расхождение между запасами Государственного баланса и активными не повлияло существенное изменение цен на продукцию горного предприятия и эксплуатационных затрат в связи с переходом к рыночным отношениям. Как правило, изменение соотношения между ними было положительным. Так, ко времени переоценки затраты возросли в 2,7—3,3 раза, а цены на продукцию — в 2,5—4,5 раза.

Резкое уменьшение активных запасов обусловлено существующими налогами, отчислениями и платежами. Налоги в горной промышленности достигают 60% дохода, в то время как в других отраслях — около 40%. В горной промышленности развитых стран налоги составляют 30—35% дохода, развивающихся — около 50%.

На графике (рис. 1) отображена доля дохода инвестора в зависимости от рентабельности разработки месторождения. Чем ниже рентабельность, тем меньше доля инвестора. Причиной этого, в первую очередь, являются налоги, базой для которых служит стоимость произведенной продукции. Здесь главная роль принадлежит налогам на воспроизводство минерально-сырьевой базы. Как известно, для месторождений цветных металлов они равны

8,2% от стоимости первого товарного продукта, для различных месторождений — 15—30% от дохода.

В соответствии с видом отчислений нами были проведены соответствующие исследования, которые показали, что фактические затраты на поиск и разведку месторождений цветных металлов составляют 2—4% от стоимости продукции их разработки. Исходя из мировой практики затраты на разведку составляют 2,5%, на поиски — 0,26%.

Плата за право пользования для месторождений цветных металлов составляет 2—6% от стоимости добытого сырья, для месторождений золота — 2—4%. При этом не учитывается фактическое богатство недр, поскольку в практике недропользования в России отсутствует понятие «рентные платежи». В результате при высоком содержании полезных компонентов недропользователь получает сверхприбыль.

Налогообложение горных предприятий в России не учитывает специфики горно-добывающей отрасли: длительный срок строительства (3—5 лет), высокая капиталоемкость (40 млн. дол. при производительности горного предприятия 300—400 тыс. т/год), геологический риск неподтверждения запасов и содержания полезных компонентов, инертность производства, колебание цен на продукцию. В соответствии с этим в мировой практике для горно-добывающей промышленности предусмотрена система льгот: скидки на истощение недр — предусматриваются скидка валового дохода от добычи или снижение на 50% налогооблагаемой прибыли (скидка за истощение недр в трактовке Закона

\* В данном номере журнала публикуются тексты основных докладов научно-практической конференции «Проблемы освоения резервных месторождений России», состоявшейся 5 апреля 2000 г. в ВИМСе.

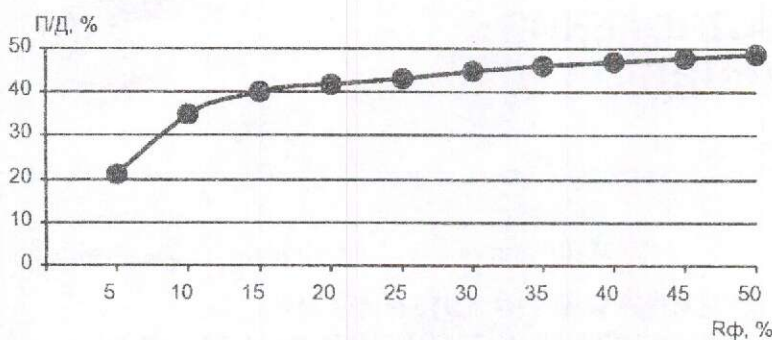


Рис. 1. Отношение доли прибыли в доходе (П/Д) и рентабельности к производственным фондам (Rф)

о недрах имеет совершенно иное значение); освобождение от уплаты налогов на определенный срок или до достижения проектной производительности или окупаемости капитальных вложений, ускоренная амортизация и т.п.

В Законе об основах налоговой системы в Российской Федерации предусмотрены освобождение от уплаты налогов, понижение налоговых ставок, целевые налоговые льготы, включая налоговые кредиты. Однако эти льготы не реализуются в горной промышленности, не конкретизированы они и в проекте налогового кодекса. Все усилия при его разработке были направлены на освобождение недропользователя от отчислений на воспроизводство минерально-сырьевой базы.

И в этом случае следует обратить внимание на зарубежную практику финансирования горного проекта: государственное финансирование — до 25—30% капитальных вложений; банки — не менее 5%, на условиях риска — до 20%; сам собственник — не более 30% от стоимости проекта.

Инвесторы предъявляют повышенные требования к экономической эффективности капитальных вложений. Приемлемая норма прибыли в развитых странах при освоении крупных месторождений цветных металлов и золота колеблется около 15%, а в современных условиях в России достигает 20—25%. Данным требованиям при существующей системе налогообложения отвечают только месторождения с высокими содержаниями полезных компонентов, каких сравнительно немного. Это является основной причиной того, что подавляющее большинство активно разведанных месторождений не вовлекается в разработку.

Как показывает практика работы Государственной Думы над реформой налогообложения в горной промышленности, ее коренное улучшение — отдаленная перспектива. Единственная возможность предотвратить сырьевой кризис в недалеком

будущем — широкое внедрение в практику Закона о соглашениях о разделе продукции.

Разработанная в ВИЭМСе методика геолого-экономической оценки месторождений твердых полезных ископаемых, осваиваемых на основе соглашения о разделе продукции (СРП), прошла широкую апробацию. Ее применение позволяет выйти на оптимальные показатели компенсационной продукции и раздела прибыльной продукции между инвестором и государством.

Основными показателями экономической эффективности разработки месторождений на основе СРП являются: отчисления на погашение осуществленных вложений; прибыль; чистая прибыль; чистая годовая прибыль совместно с отчислениями на погашение осуществленных вложений и компенсацию платы за пользование землей, водой и т.п.; рентабельность; норма прибыли; внутренняя норма прибыли.

Рентабельность определялась как отношение суммы годовой чистой прибыли, годовых возмещаемых затрат на капитальные вложения и компенсации инвестору со стороны государства платы за пользование землей, водой и т.п. к производственным фондам. Как возмещаемые затраты на капитальные вложения, так и компенсация платы за право пользования землей, водой и т.п. по существу являются прибылью, не облагаемой налогом на прибыль, т.е. чистой прибылью инвестора.

При определении внутренней нормы прибыли учитывались приведенная чистая прибыль (без учета амортизационных отчислений) совместно с возмещаемыми затратами на капитальные вложения и компенсацией платы за право пользования землей, водой и т.п. и приведенные капитальные вложения.

Норма прибыли определялась как отношение чистой прибыли совместно с возмещаемыми затратами и компенсацией к выручке.

При геолого-экономической оценке одного из месторождений на основе СРП в качестве базового варианта предельный уровень про-



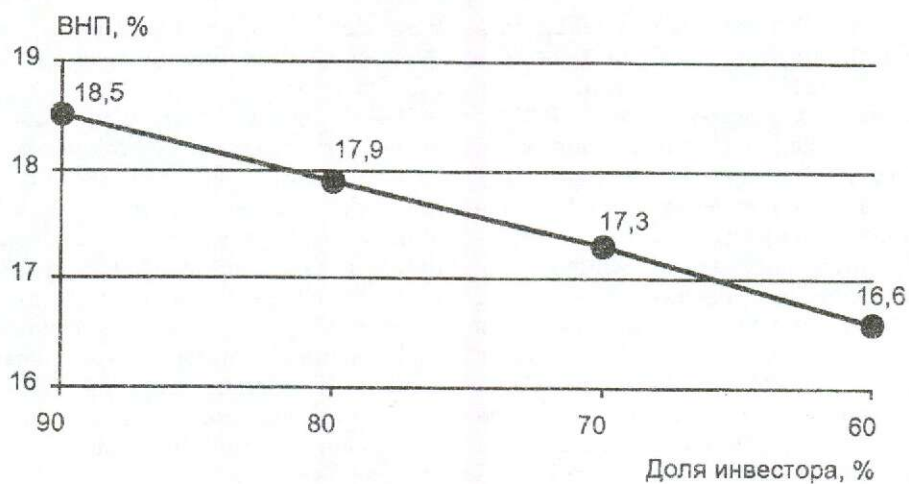


Рис. 2. Зависимость внутренней нормы прибыли (ВНП) от доли инвестора в разделе продукции

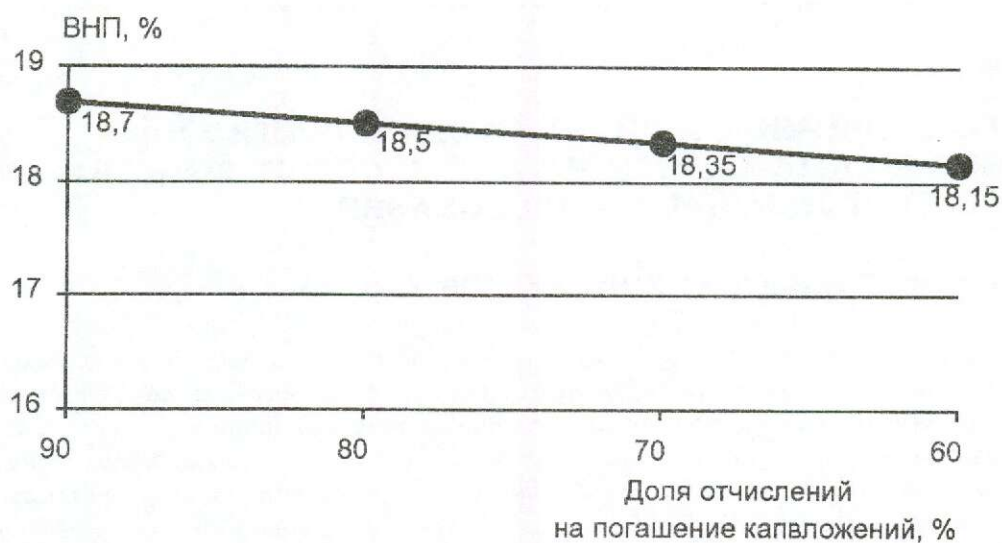


Рис. 3. Зависимость внутренней нормы прибыли (ВНП) от доли отчислений на погашение капвложений

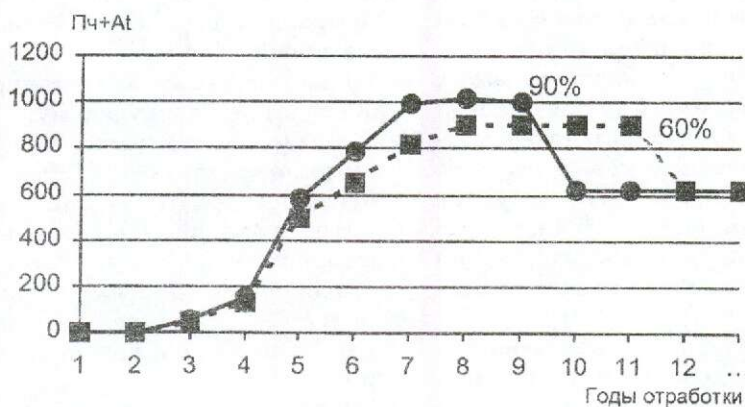


Рис. 4. Изменение суммы чистой годовой прибыли и отчислений на погашение капвложений (Пч+Ат) при различной доле отчислений

изведенной продукции, которая передается в собственность инвестора для возмещения затрат на выполнение работ (компенсационная продукция), принят равным 80%, а соотношение раздела прибыльной продукции между государством и инвестором — 10:90.

Влияние на экономическую эффективность разработки месторождения соотношения в прибыльной продукции между государством и инвестором проанализировано при изменении этого соотношения от 10:90 до 20:80, 30:70 и 40:60. Как видно из рис. 2, в результате изменения соотношения внутренняя норма прибыли уменьшается от 18,5 до 16,6%. Соответственно увеличивается срок окупаемости капитальных вложений с 7,63 до

8,03 лет. Существенно снижается рентабельность: в среднем за весь срок отработки с 18,1 до 15,1%.

Доля компенсационной продукции оказывает влияние на внутреннюю норму прибыли (рис. 3) и чистую годовую прибыль совместно с отчислениями на погашение капитальных вложений и компенсацию за право пользования землей, водой и т.п. (рис. 4) и соответственно на рентабельность в отдельные годы разработки месторождения. При этом важно отметить, что рентабельность, изменяясь в отдельные годы в зависимости от доли компенсационной продукции, в среднем за все время отработки месторождения остается неизменной.

УДК 553.411.044

© И.С.Чанышев, Е.В.Блинова, 2000

## ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ ПРОГНОЗНЫХ РЕСУРСОВ ЗОЛОТА КАК ОСНОВА ДЛЯ ВОСПРОИЗВОДСТВА РЕЗЕРВНОГО ФОНДА НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

И.С.Чанышев, Е.В.Блинова (ЦНИГРИ МПР России)

*Определены прогнозные ресурсы по новым предполагаемым и выявленным объектам и площадям, не имеющим разведанных запасов, и по известным месторождениям сверх подсчитанных запасов по результатам разведочных и поисково-съемочных работ, а также специальных тематических исследований. Предлагается учитывать лишь те ресурсы, использование которых экономически целесообразно при существующей или осваиваемой прогрессивной технологии разведки, добычи и переработки минерального сырья.*

Оценка прогнозных ресурсов проводилась по состоянию на 01.01.98 г. в базовом и коммерческом вариантах. По базовому варианту оценки из состава эксплуатационных расходов исключаются налоги, взимаемые с недропользователей в соответствии с Законом о недрах. Коммерческий вариант предусматривает включение всех налогов. Учитывая, что применительно к прогнозным ресурсам геолого-экономическая оценка является по существу оценкой перспектив состояния сырьевой базы, за основу был принят базовый вариант (без налогов).

Состояние обеспеченности воспроизводства фонда недропользования РФ прогнозными ресурсами золота рассматривается в условиях продолжающегося в последние годы снижения его добычи, особенно из россыпных месторождений. Годовая добыча не компен-

сируется приростами запасов, хотя в целом по достигнутому показателю добычи минерально-сырьевая база (МСБ) коренного золота характеризуется высокой обеспеченностью.

Главные причины создавшегося положения сводятся к следующему:

задачи, поставленные федеральной Программой развития МСБ РФ на 1991—2000 гг. по воспроизводству погашаемых в недрах запасов алмазов, благородных и цветных металлов (АБЦМ) путем реализации прогнозных ресурсов, не выполнены, что предопределяет необходимость ее корректировки с учетом сложившейся экономической реальности;

значительная часть имеющихся на Государственном балансе запасов золота, в том числе действующих горно-добывающих предприятий, низкого качества, со сложными

технологическими параметрами, находится в неблагоприятных географо-экономических районах, что в условиях падения цен на мировых сырьевых рынках ухудшает и без того низкую конкурентоспособность сырьевой базы;

в нераспределенном фонде объектов недропользования (в том числе с прогнозными ресурсами) низка доля объектов и площадей, заслуживающих по геолого-экономическим показателям проведения поисковых и оценочных работ;

распределенный фонд реализуется крайне неудовлетворительно;

воспроизводство фонда лицензионных объектов геолого-съёмочными работами осуществляется в ограниченных пределах при низкой эффективности и слабой обоснованности перспектив, в связи с чем необходимо проведение прогнозно-металлогенических работ с целью предлицензионной подготовки перспективных объектов и площадей.

Прогнозные ресурсы, утвержденные на 01.01.98 г., составляют 170% по отношению к общим запасам золота, в том числе по коренным месторождениям 241%, россыпным — 98%.

Среднее содержание золота в прогнозных ресурсах на 01.01.98 г. в целом по России составило 5,7 г/т, а среднее содержание золота в рудах балансовых запасов категории  $A+B+C_1$  по состоянию на 01.01.98 г. составляет 3,73 г/т, в том числе в разрабатываемых месторождениях 3,96 г/т.

Прогнозные ресурсы коренных месторождений с разведанными и оцененными запасами категории  $A+B+C_1+C_2$  составляют 24,9%; эти ресурсы квалифицированы по категории  $P_1$  для реализации в разведанные запасы. Подавляющее большинство прогнозных ресурсов категории  $P_1$  сосредоточено в известных золотоносных районах с развитой золотодобывающей промышленностью — Челябинская, Свердловская, Читинская, Магаданская, Амурская области, Хабаровский и Красноярский края, республики Саха (Якутия), Хакасия и Бурятия, Чукотский автономный округ. Из не освоенных золотодобывающей промышленностью регионов значительными прогнозными ресурсами категории  $P_1$ , как и разведанными запасами, обладают Иркутская, Камчатская области и Корякский автономный округ.

В настоящее время балансовые запасы многих месторождений, в том числе эксплуатируемых, по технико-экономическим показателям не удовлетворяют современным требованиям рыночной экономики и, как

следствие, многие из них прекратили добычу и законсервированы. Прогнозные ресурсы категории  $P_1$  на глубоких горизонтах и флангах этих месторождений также подлежат переоценке, как и разведанные запасы, и не могут быть использованы для воспроизводства фонда недропользования в обозримом будущем как пассивные. По коренному золоту не выдерживают переоценки и крупные резервные месторождения (Сухой Лог, Нежданинское и др.), поскольку принятые технологические решения по их освоению не отвечают условиям недропользования и рынка. Прогнозные ресурсы категории  $P_1$  на них также отнесены к пассивным. Поэтому нецелесообразно использование прогнозных ресурсов этой категории на месторождениях, в том числе эксплуатируемых, обеспеченность разведанными запасами которых превышает 15—20 лет по проектной мощности.

Исходя из этих соображений воспроизводство фонда недропользования запасами промышленных категорий на базе только активных прогнозных ресурсов категории  $P_1$  в полной мере не будет обеспечено с учетом предполагающихся темпов роста добычи и соответствующей компенсации погашения приростом запасов. Выполнение этой задачи потребует частичной реализации прогнозных ресурсов категории  $P_2$  и создания задела путем реализации ресурсов категории  $P_3$ . Прогнозные ресурсы  $P_2$  и  $P_3$  в большинстве своем (85%) сосредоточены в известных золотоносных регионах Урала, Сибири и Дальнего Востока. При этом многие объекты прогнозирования, особенно по категории  $P_2$ , повторяются в материалах оценки ресурсов без какого-либо движения в течение последних 15—20 лет, что ставит под сомнение их обоснованность и перспективы реализации в ближайшем будущем.

Следовательно, воспроизводство фонда недропользования разведанными запасами возможно лишь за счет реализации прогнозных ресурсов категории  $P_2$  повышенного качества с более высокими, чем для пассивных балансовых запасов разведанных месторождений, геолого-экономическими характеристиками, обеспечивающими их рентабельную обработку в современных условиях.

Учитывая необходимость улучшения структуры МСБ золота и создания резерва активных запасов с высокими технико-экономическими показателями их освоения промышленностью, приоритеты в воспроизводстве резервного фонда недропользования с позиции федеральных интересов — стратегических, социально-экономических и геополитических,

тических — должны основываться на следующих критериях:

количество, качество и географо-экономическое положение прогнозных ресурсов;

перспективы выявления месторождений с богатыми легкообогатимыми рудами, которые могут быть освоены в ближайшее время в районах с развитой инфраструктурой, в том числе в районах Востока России;

перспективы выявления крупных месторождений высококачественных технологичных руд в новых районах;

перспективы россыпной золотоносности в основных районах россыпной золотодобычи, в том числе за счет объектов с мелким и тонким золотом (МТЗ), а также техногенных россыпей и площадных кор выветривания с МТЗ;

реализация перспектив россыпной золотоносности новых слабо изученных районов.

В результате геолого-экономического анализа прогнозные ресурсы, рекомендуемые для включения в федеральную Программу развития МСБ золота на 2001—2005 гг., ран-

жированы по их значению для развития МСБ золота на общефедеральные, региональные (субъектов РФ) и местные (предприятий-недропользователей). Это соответствует Федеральной целевой программе воспроизводства и использования МСБ АБЦМ на 2001—2005 гг., в которой определены главные цели и виды работ, необходимые для ее выполнения.

Рекомендованные для реализации прогнозные ресурсы конкретных объектов федерального и регионального значения ранжированы по ожидаемой себестоимости добычи 1 г металла в базовом варианте.

Выделены прогнозные ресурсы федерального значения, рекомендованные для научно-исследовательских работ по предлицензионной подготовке площадей на основе специализированных прогнозно-металлогенических исследований ранее заснятых территорий в м-бах 1:200 000—1:50 000, в том числе перспективных на выявление новых типов месторождений.

УДК 553.441'412 (571.65)

© В.М.Иванов, С.А.Емельянов, С.Ф.Стружков, 2000

## НОВАЯ КОНЦЕПЦИЯ ПРОМЫШЛЕННОГО ОСВОЕНИЯ ДУКАТСКОГО ЗОЛОТО-СЕРЕБРЯНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

**В.М.Иванов («Серебро Дукат»), С.А.Емельянов, С.Ф.Стружков (ЦНИГРИ МПР России)**

*Предлагаются оконтуривание и селективная отработка рудных гнезд при подземном способе эксплуатации месторождения с подэтажной выемкой руд отступающим забоем.*

По запасам и качеству руд Дукатское месторождение — бесспорный лидер среди серебряных месторождений мира. В течение 18 лет (до 1997 года) на нем ежегодно добывалось около 160 т серебра и 400 кг золота, что составляет порядка 3 т в золотом эквиваленте. Остановка Дуката в 1997 году привела к катастрофическим последствиям для Омсукчанского района, отбросив его бюджет примерно на 40 лет назад. Вакантным остается место Дуката и в экономике Магаданской области и Российской Федерации. Попадание Дуката в разряд резервных месторождений не является закономерным и нуждается в немедленном исправлении.

Дукат был открыт в 1968 г., с 1971 по 1981 гг. коллективом Дукатской ГРЭ на нем

проводились геологоразведочные работы. Месторождение разведано канавами, подземными горными выработками и скважинами. Система разведки горная: по простиранию рудные тела на всем протяжении разведывались штольнями или штреками; на полную мощность вскрывались кварцитами и рассечками через 25 м; расстояние между разведочными горизонтами 50—100 м; по падению проходились единичные восстающие. Скважины колонкового бурения проходились ниже штольневых горизонтов по неравномерной сети 50×50 и 100×50 м. Опробование рудных тел сплошное бороздое.

В 1977 и 1987 гг. в ГКЗ были утверждены запасы, которые по сумме категорий В, С<sub>1</sub> и С<sub>2</sub> составляли 17 тыс.т серебра и 40 т золота при

средних содержаниях 1 г/т золота и около 500 г/т серебра. Эксплуатация месторождения Дукатским ГОКом началась в 1980 г. Средняя производительность горно-рудного предприятия составляла 300 тыс. т руды в год. За 18 лет было погашено около 20% запасов преимущественно карьерным способом. Получаемый концентрат перерабатывался на Усть-Каменогорском свинцово-цинковом комбинате, расположенном в Казахстане. В 1997 г. в связи с разрывом хозяйственных связей из-за распада СССР производство было остановлено, а Дукатский ГОК признан банкротом. В России соответствующие заводы по переработке серебрясодержащих концентратов отсутствуют. В том же году прошел конкурс на право пользования недрами, по результатам которого лицензия была выдана компании «Серебро Дукат». Учредителями последней стали канадская компания «Пан Американ Силвер» (70%) и российская фирма «Геометалл» (30%).

Согласно банковскому ТЭО, разработанному в марте 1999 г., разработка месторождения намечается в течение 15 лет, капитальные затраты оценены в 122 млн. дол. Инвестиционная привлекательность проекта довольно высокая: стоимость объекта или чистый приведенный доход (NPV) при норме дисконта 15% на сегодняшний день составляет 27 млн. долларов, а внутренняя норма прибыли — 22,5%. Срок окупаемости капиталовложений — 1,5 года.

Дукатское рудное поле приурочено к долгоживущему интрузивно-купольному поднятию (рис. 1), вмещающие породы — кислые раннемеловые вулканиты. Месторождение представлено несколькими пучками рудных тел, сконцентрированными в тектоническом блоке, отличающемся максимальной мощностью и разнообразием рудовмещающей толщи. Под месторождением на глубине 1,5 км вскрыт массив позднемеловых гранитов.

Рудные тела тяготеют к разрывным нарушениям, разведано 84 рудных тела, принадлежащих к двум структурно-морфологическим типам: минерализованным зонам и жилам, имеющим ограниченное распространение. Минерализованные зоны — это мощные протяженные зоны разноориентированной трещиноватости и многократного дробления, приуроченные к долгоживущим разломам. Они состоят из стволочных жил и в 1,5—2 раза превышающих их по мощности ореолов прожилково-вкрапленной минерализации, тел оруденелых эксплозивных брекчий и туффизитов (рис. 2, 3). Основные запасы полезных компонентов сосредоточены

в кварц-хлорит-адуляровых и кварц-родонитовых рудах. Первые из них слагают рудные тела преимущественно субмеридиональной ориентировки, а вторые — северо-западного простирания.

По данным многолетних исследований авторов, оруденение имеет крайне неравномерное распределение. Около 70% запасов серебра сосредоточены в рудных столбах (рис. 4), которые размещаются на сочленениях разнонаправленных рудных тел, на их перегибах, в участках пересечения с крупными рудоподводящими разломами и под экранами горизонтов осадочных пород. Рудные столбы имеют комбинированный (по В.И.Смирнову) характер, то есть характеризуются одновременно раздувом мощности (до 10—20 м) и значительным повышением концентраций (среднее содержание серебра превышает 1 кг/т). Размеры рудных столбов в плоскости рудного тела составляют (50—100)×(100—200) м, для них характерна эллипсоидная, зачастую вытянутая форма.

Кроме того, при анализе планов опробования м-ба 1:200 внутри рудных столбов авторами были выделены рудные гнезда (или линзы богатых руд), которые можно также назвать рудными столбами второго порядка. Эти линзы представляют собой природные сульфидные концентраты с содержанием серебра 5—60 кг/т, золота 15—150 г/т (в среднем 11 кг/т Ag и 30 г/т Au), а также высоким содержанием свинца, цинка (и, возможно, меди и бериллия). Для рудных гнезд характерны видимые выделения самородного серебра, акантита и других минералов серебра; обилие галенита, сфалерита, а в родонит-кварцевых жилах — присутствие вудимого гельвина. В большинстве случаев рудные гнезда имеют отчетливо удлиненную форму, так как приурочены к поздним трещинам в стволочных жилах и зачастую параллельны границам жил, располагаясь либо в центре стволочной жилы, либо ближе к одному из зальбандов. Отмечается отчетливая приуроченность рудных гнезд к структурным ловушкам: изгибам плоскости рудовмещающей структуры (рис. 5) и др. Имеется, например, рудное гнездо под экраном горизонта алевролитов (рис. 6). При проходке восстающих в пределах рудных столбов в ряде случаев также вскрывались рудные гнезда (рис. 7), что подтверждает их присутствие между разведочными горизонтами. Как правило, в пределах каждого рудного столба выделяется несколько рудных гнезд. К сожалению, при детальной разведке их распределение практически не изучалось, а

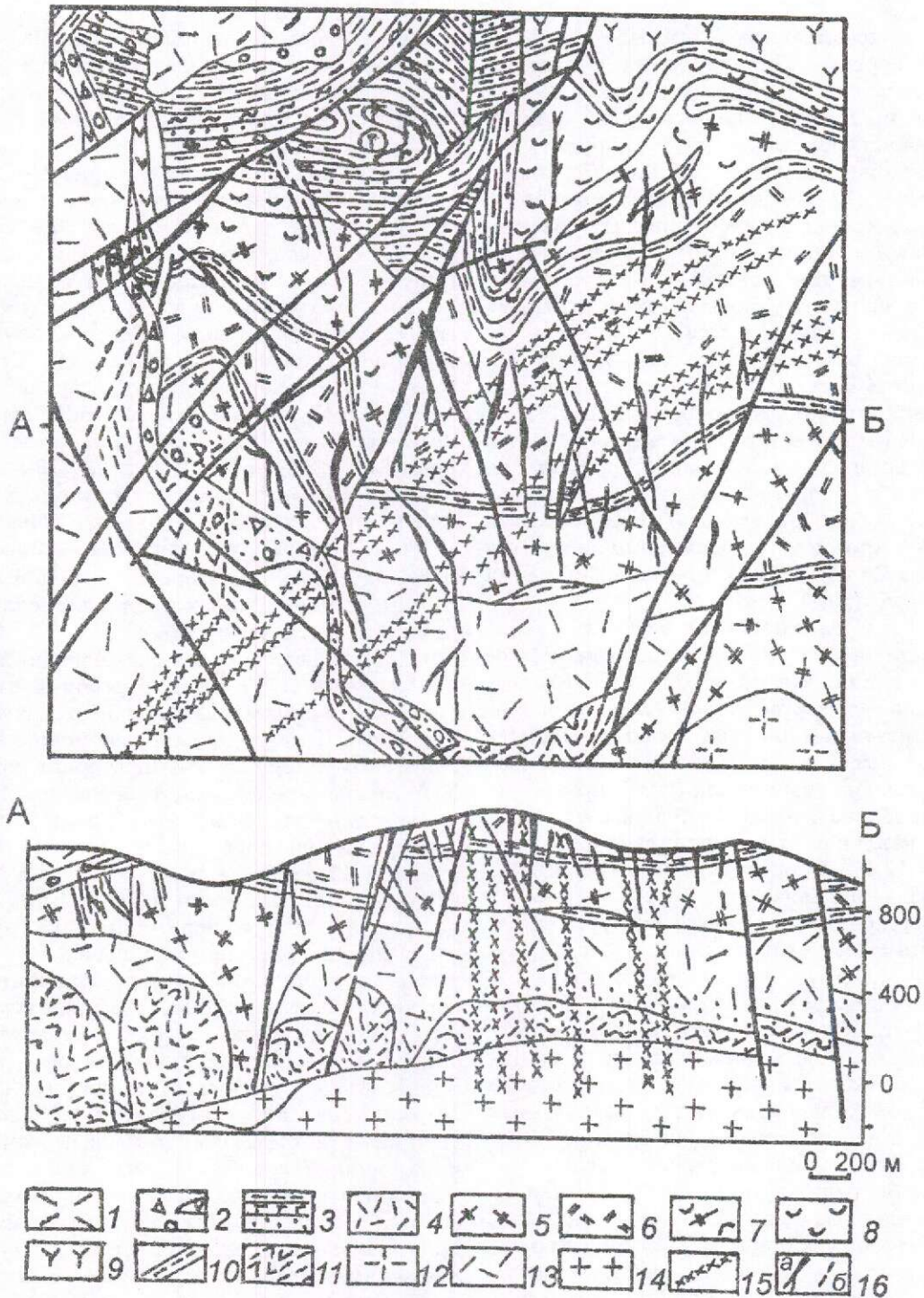


Рис. 1. Геолого-структурная схема месторождения Дукаат, по В.Е.Наталенко, 1992:

1 — верхнемеловые покровы риолитов; 2 — межформационный горизонт конгломерато-брекчий с покровами андезитов; 3 — угленосные отложения омулчанской серии с силлами андезито-базальтов и базальтов; 4 — мелкопорфировые риолиты; 5 — игнимбриты риолитов; 6 — афировые риолиты; 7 — витрокластические игнимбриты; 8 — сферолоидные риолиты; 9 — риодациты; 10 — горизонты аргиллитов; 11 — триасовые сланцы; 12 — раннемеловые субвулканические невадитовые риолиты; 13 — поздне меловые субвулканические риолиты; 14 — биотитовые лейкограниты; 15 — дайки базальтов; 16 — рудные тела (а — выходящие на дневную поверхность, б — экранированные)

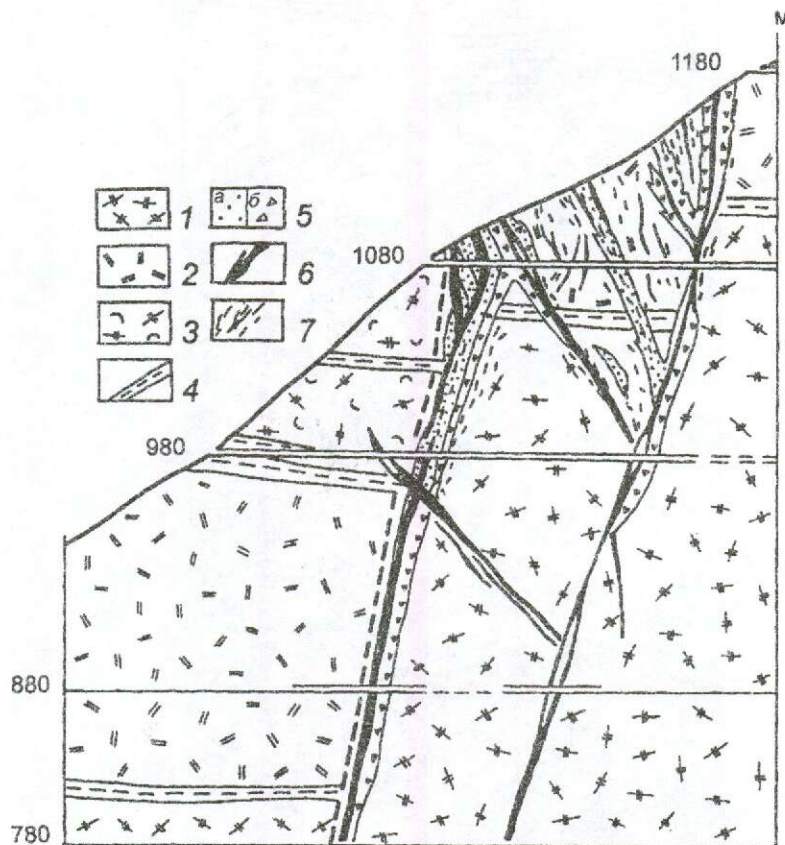


Рис. 2. Морфология рудных тел в разрезе, по В.Е.Наталенко, 1992:

рудовмещающая нижнемеловая толща: 1 — кристаллокластические игнимбриды риолитов, 2 — афировые риолиты, 3 — витрокластические игнимбриды риолитов, 4 — горизонты аргиллитов; 5 — предрудные инъекционные брекчии (а — мобилизиты, б — брекчии); 6 — ствольные жилы брекчиевой текстуры; 7 — зоны прожилкования; остальные усл. обозн. см. рис. 1

характерные для них высокие содержания золота и серебра рассматривались как ураганные пробы. Краткая характеристика рудных гнезд, отмеченных при анализе планов опробования первой очереди запасов, приведена в табл. 1.

Рудные гнезда имеют следующие параметры: длина 10—60 м (в среднем около 20 м), мощность 0,5—2,5 м (в среднем около 1,5 м), ожидаемая длина по падению — 20 м. Всего при анализе запасов первой очереди отработки, составляющих порядка 25% от всех запасов месторождения, нами было зафиксировано 15 рудных гнезд, оконтуренных по содержанию серебра 5 кг/т. Среднее ожидаемое содержание серебра — 10 кг/т. Экспертная оценка запасов серебра, содержащихся в одном рудном гнезде, составляет  $20 \times 20 \times 1,53 \times 10 = 18\ 000$  кг. Предполагается, что при условии правильной организации опробования в ходе эксплуатационной разведки будет выявлено значи-

тельно больше рудных гнезд, чем при детальной разведке. Предварительная оценка количества рудных гнезд, которые могут быть выявлены при эксплуатационной разведке первого этапа подземной отработки (выше горизонта 980 м), выполнена через сопоставление длины горизонтальных горных выработок (горизонты через 50—100 м), пройденных по рудным столбам при детальной разведке (214 пог.м) с числом известных рудных гнезд (15), и длины подготовительных горизонтальных выработок (подэтажей через 16,5 м), которые будут пройдены внутри тех же рудных столбов при эксплуатации (594 пог. м). Предварительная оценка составляет:  $214/594 \times 15 = 42$  гнезда. Суммарное количество выявленных и ожидаемых рудных гнезд составляет  $42 + 15 = 57$ , что позволяет оценить содержащееся в рудных гнездах количество серебра в  $18000 \text{ кг} \times 57 = 1026$  т (или около 25% запасов первой очереди отработки).

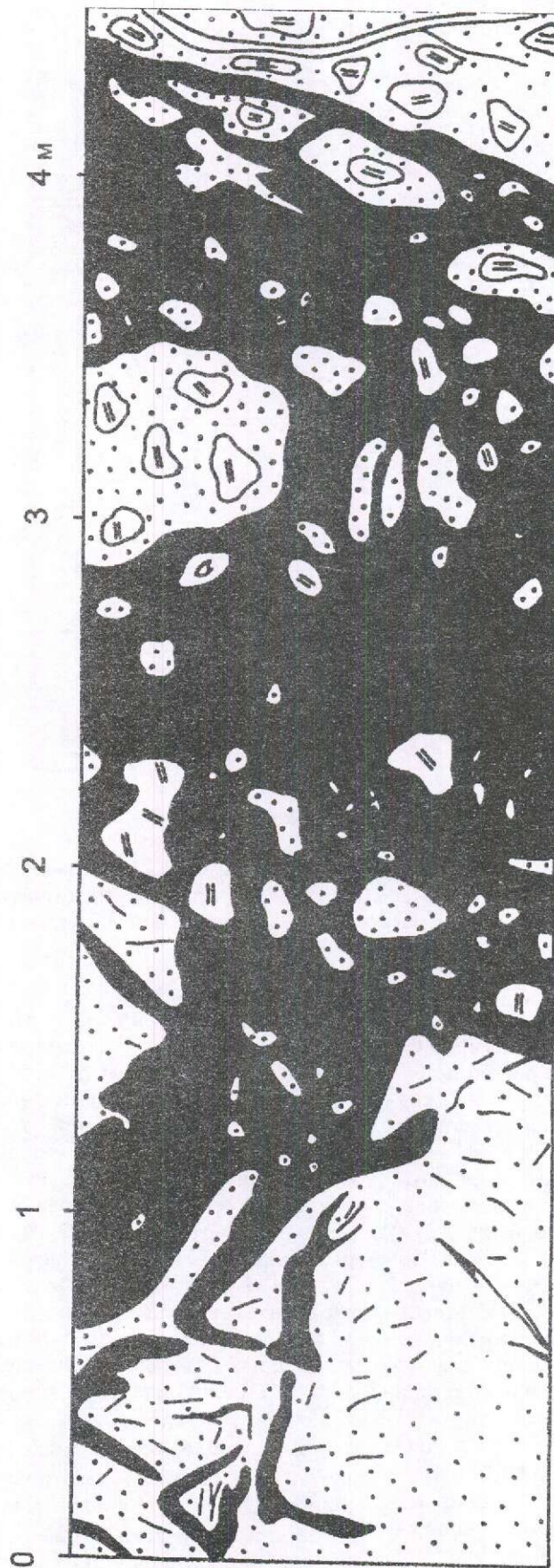


Рис. 3. Внутреннее строение рудных тел, по В.Е.Натащенко, 1992:

усл. обозн. см. рис. 2



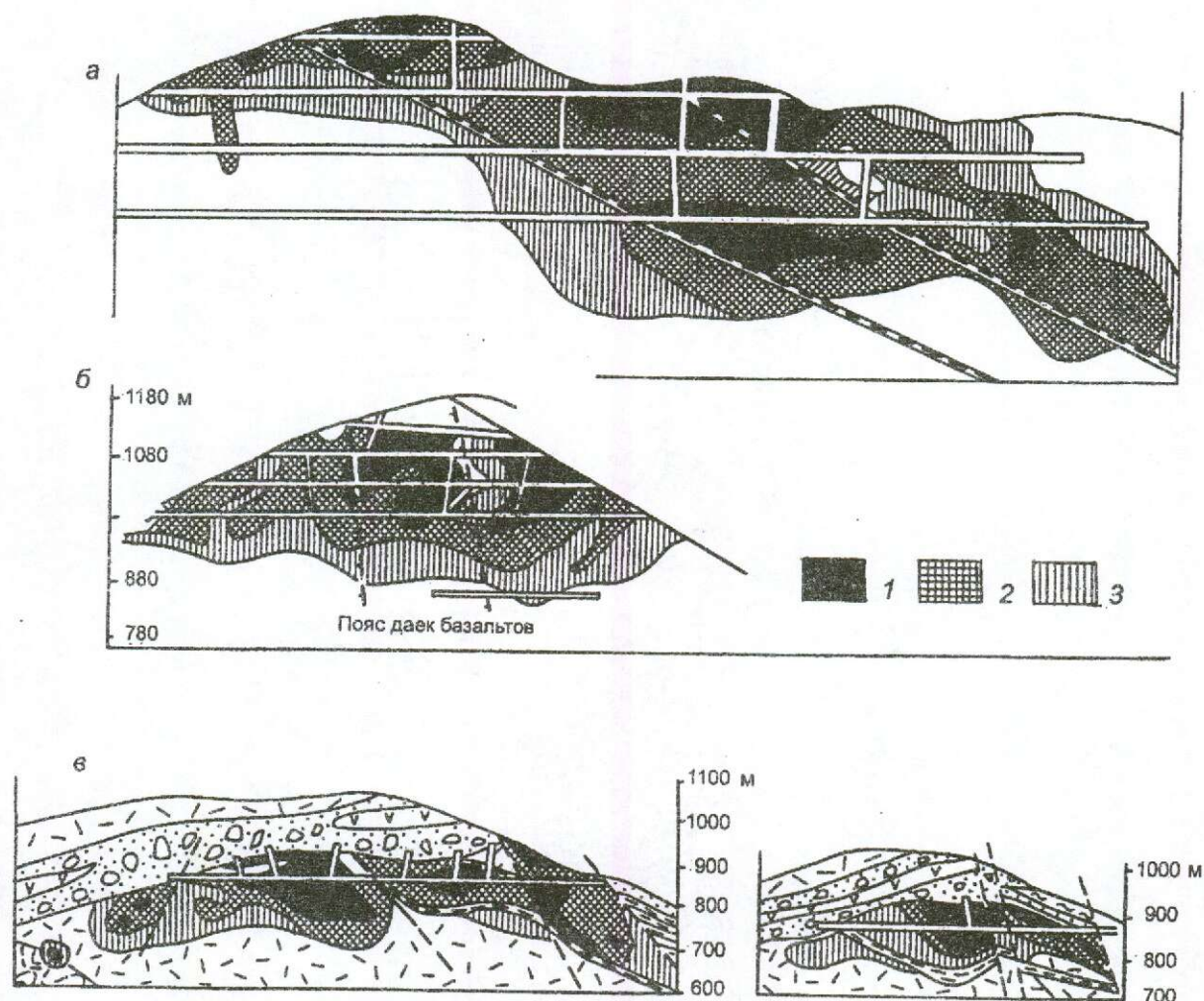


Рис. 4. Стрессные рудные столбы Дукатского месторождения, по В.Е.Наталенко, 1992:

а — пологие рудные столбы, конформные погружению рудовмещающей толщи; б — изометричные рудные столбы, локализованные в зоне дорудной трещиноватости (пояс даек базальтов); в — рудные столбы, локализованные под экранами межформационного горизонта конглобрекций и осадочных пород омсукчанской серии. Руды: 1 — богатые, 2 — рядовые, 3 — бедные (на уровне промышленного минимума); остальные усл. обозн. см. рис. 2

Первоначальная концепция отработки месторождения, реализовавшаяся в ходе 18 лет, включала в себя комбинированный способ эксплуатации: открытый (с помощью карьера) — 80% и подземный (штольневой) — 20%. Принятое в кондициях 1977 г. бортовое содержание составляло 50 г/т серебра. Отметим, что мировая цена 1 г серебра в 1977 г. составляла 20 центов. Переводной коэффициент в условное золото был равен 22, а отсюда принятый борт соответствовал 2,3 г/т условного золота.

Новая концепция отработки месторождения, разработанная компанией «Серебро Дукат» при участии канадской фирмы «Кил-

борн» и магаданской компании «Горно-обогатительные технологии», исходит из существенно изменившихся за 23 года цен на золото и серебро. Для рентабельной отработки предложено повысить бортовое содержание до 175 г/т  $Ag_{усл}$ . При новом переводном коэффициенте борт соответствует 2,8 г/т  $Au_{усл}$ . По сравнению с кондициями 1977 г. (бортовое содержание 50 г/т Ag) количество руды при новом бортовом содержании уменьшится на 37%, тогда как запасы золота и серебра — лишь на 6—11% (табл. 2). Кроме того, учитывая, что в результате предшествующей эксплуатации подавляющая часть рудных тел с поверхности перекрыта отва-

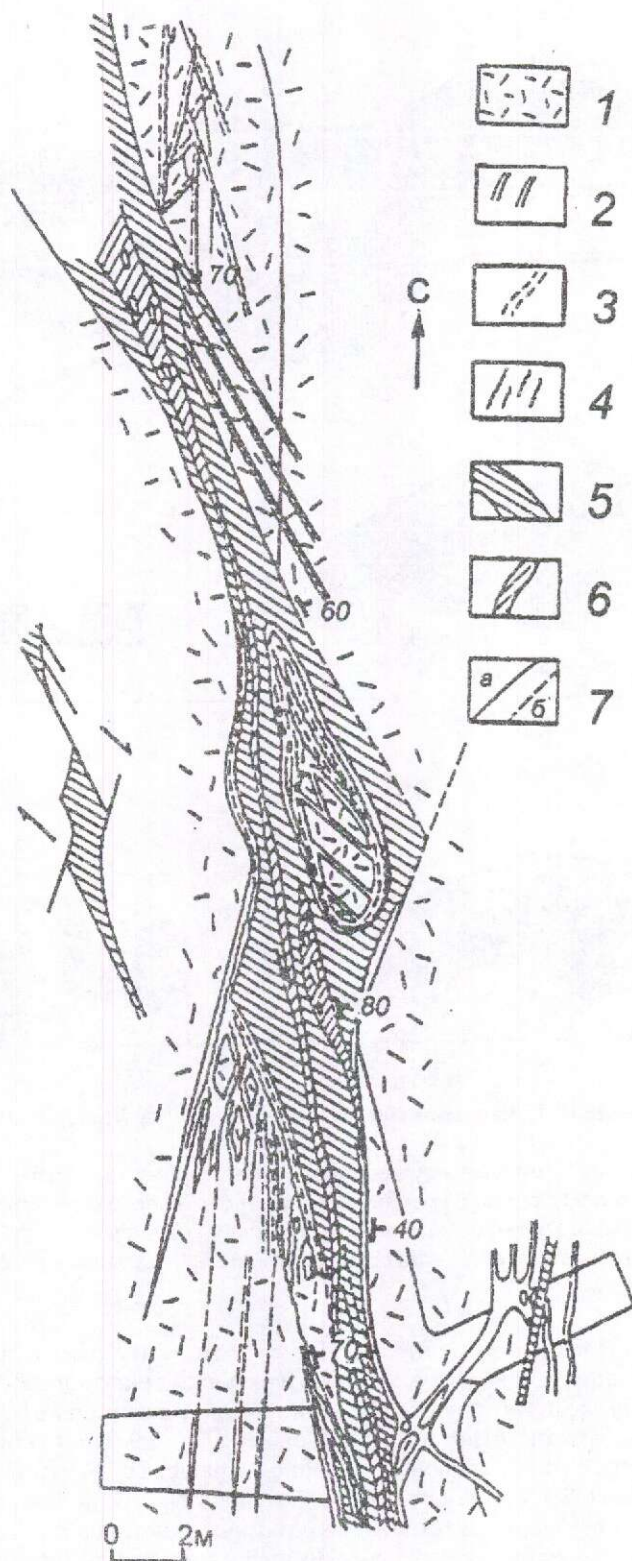


Рис. 5. Стрoение богатого рудного тела в изгибе рудной зоны, по М.М.Константинову и др., 1998:

1 — туфы риолитов, 2 — кварцевые прожилки; 3 — колломорфно-полосчатая серебро-кварц-адуляровая минерализация; 4 — колломорфно-полосчатая серебро-кварц-хлоритовая минерализация; 5 — серебро-кварц-родонитовые жилы; 6 — жилки позднего кварца; 7 — границы жил (а — прослеженные, б — предполагаемые)

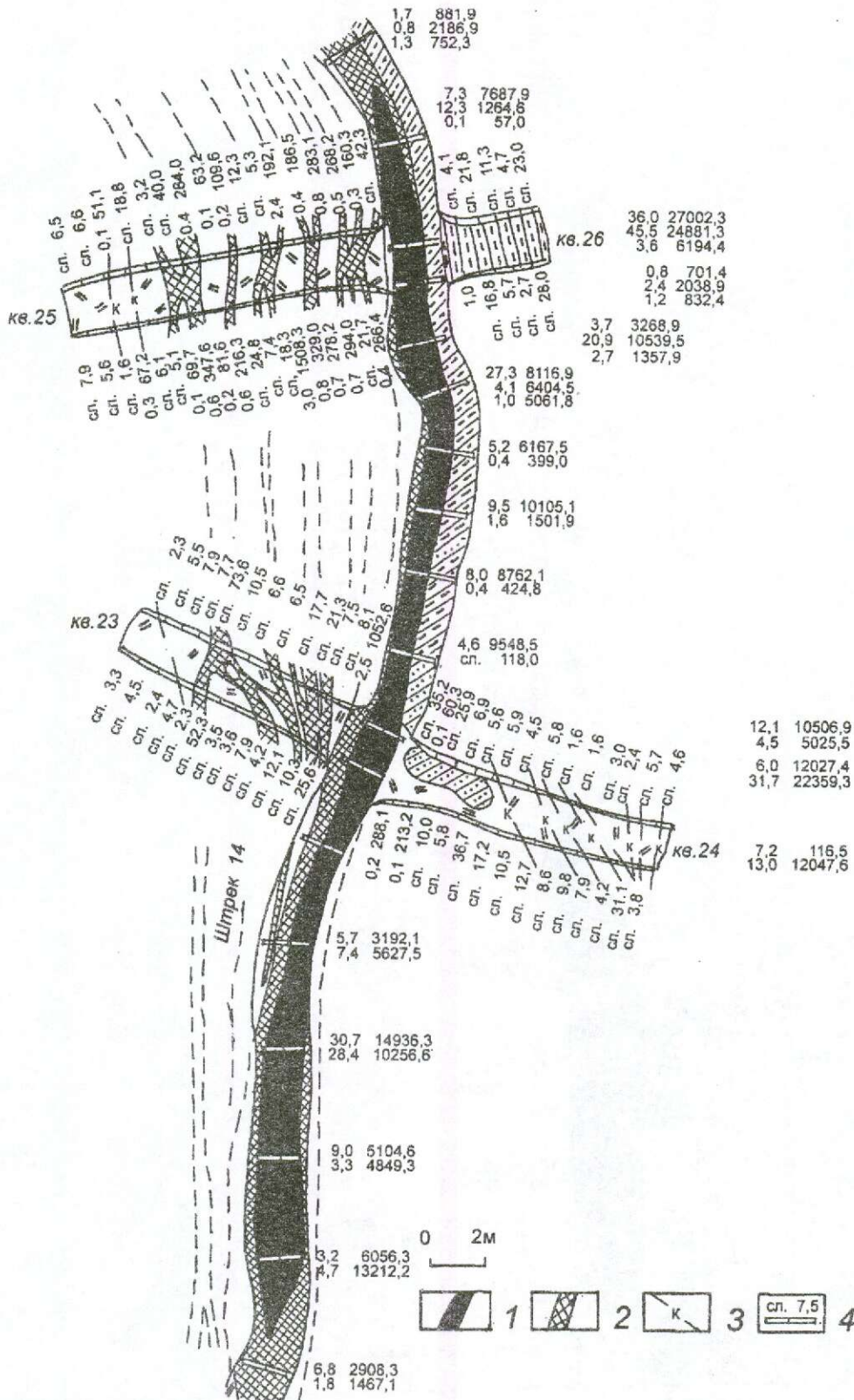


Рис. 6. Богатое рудное гнездо в пределах рудной зоны XV под экраном осадочных пород, план опробования штольни 6, штрех 14, по данным Дукатской ГРЭ:

1 — богатое рудное гнездо; 2 — стволовая жила; 3 — кварцевые прожилки; 4 — борзодовые пробы; цифры — содержания (г/т): слева — золота, справа — серебра; остальные усл. обозн. см. рис. 2

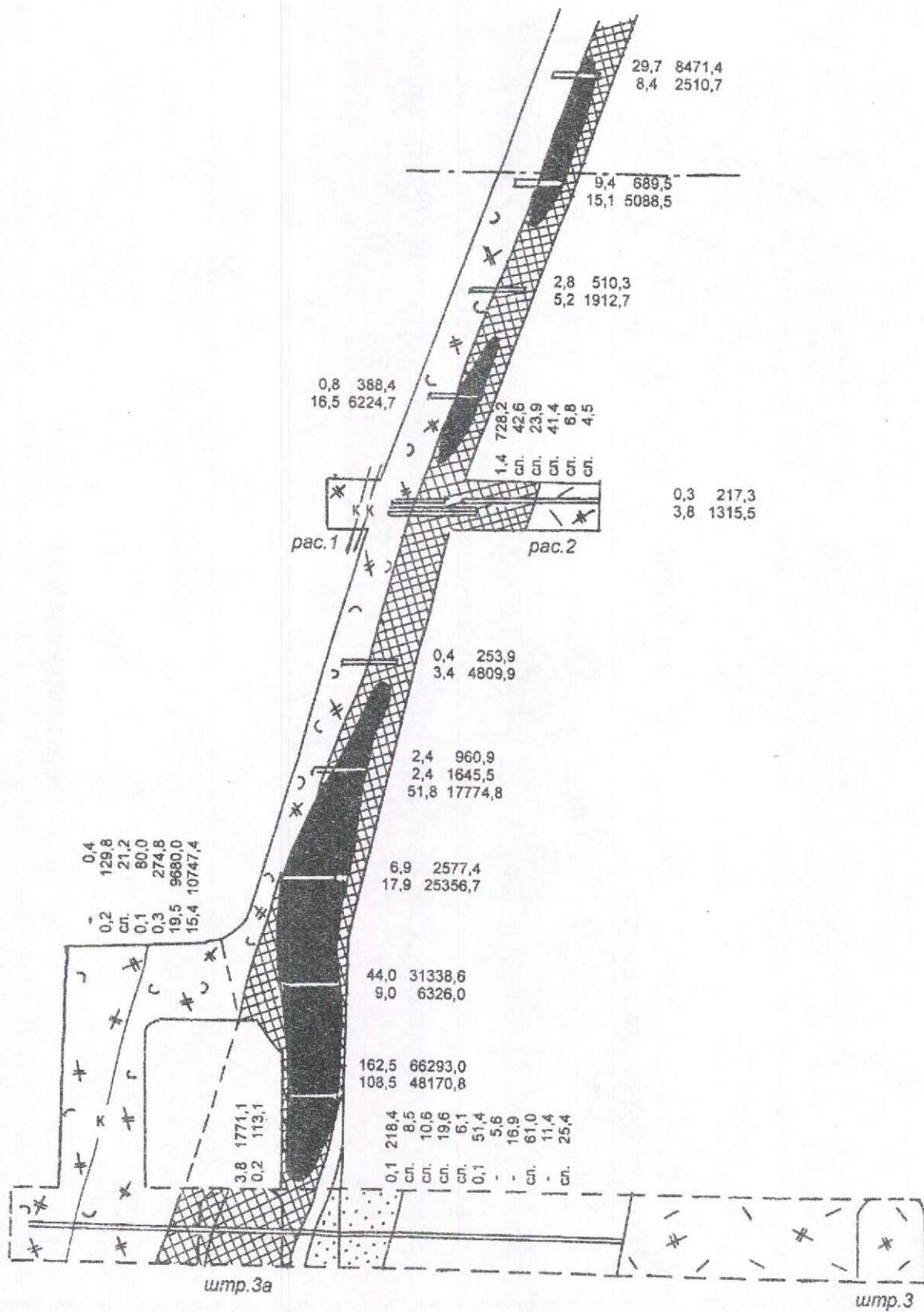


Рис. 7. Богатое рудное гнездо в пределах рудной зоны I, план опробования восстающего 46, по данным Дукатской ГРЭ:

усл. обозн. см. рис. 6

## 1. Параметры выявленных рудных грезд

Рудное тело	Привязка	Видимая длина, м	Видимая мощность, м	Содержание, г/т	
				Au	Ag
I	Шт.9, штр.3а, кв.5	20	2	40,6	18947,3
I	Шт.9, устье вс.46	20	2	57,2	24639,1
XIII	Шт.2, штр.5, кв.2	5	1	4,0	5507,2
XV	Шт.11, штр.10, кв.7а	10	1	52,1	9689,4
«	Шт.6, штр.14, кв.21	60	2	13,1	9499,3
«	Шт.6, штр.5, кв.0	5	1	18,3	10411,6
XVI	Шт.2, устье вс.7	10	1	31,4	12024,2
«	Шт.7, штр.3, кв.17	10	1	18,7	5639,1
«	Шт.7, штр.3, кв.21	10	1,5	14,4	6405,1
«	Шт.7, штр.3, кв.5—6	40	2,5	16,7	9532,2
«	Шт.6, штр.18, кв.1а	50	1	6,6	7339,7
XVI-A	Шт.6, штр.26, кв.21	20	0,5	30,1	11287,3
«	Шт.6, штр.23	10	1	12,4	7345,0
17	Шт.47, кв.3	5	1	104,5	20867,5
17	Шт.9, штр.1	5	0,5	31,1	10045,6
Среднее		19	1,3	30,1	11278,6

Примечание. Шт. — штольня, штр. — штрек, кв. — квершлаг, вс. — восстающая выработка.

## 2. Сравнение запасов Дукатского месторождения (36 рудных тел) по данным ГКЗ СССР и компании «Серебро Дукат»

Наименование показателей	Запасы			Среднее содержание, г/т	
	Руды, тыс. т	Золота, кг	Серебра, т	Золота	Серебра
Геологические запасы кат. В+С <sub>1</sub> , утвержденные ГКЗ СССР	22 696,8	21 739,4	11 030,3	1,0	486
Геологические запасы по оценке «Серебро Дукат»	14 324,9	20 381,2	9781,5	1,4	682,8
Расхождения абсолютные	-8371,9	-1358,2	-1248,8	+0,4	149,2
То же, относительные	-36,9%	-6,2%	-11,3%	+40%	+40,5%
Эксплуатационные запасы В+С <sub>1</sub> при промминимуме на краевых пересечениях 350 г/т	13 867,0	17 326,9	8828,6	1,2	636,7
То же, по оценке «Серебро Дукат»	10 551,1	16 291,4	7961,5	1,5	754,6
Расхождения абсолютные	-3315,9	-1035,5	-867,1	+0,3	+261,5
То же, относительные	-23,9%	-6,0%	-9,8%	+25%	+41,1%

лами или вскрыта карьерами, глубина которых не позволяет проводить дальнейшей отработки без дорогостоящих дополнительных вскрышных работ, предлагается перейти только на подземный способ отработки.

Производительность Омсукчанской фабрики с учетом модернизации принята равной 750 тыс. т руды в год, что обеспечит производство около 500 т серебра и 1 т золота или 8,5 т в золотом эквиваленте. В первые годы предусматривается получение серебро-сульфидного концентрата, который будет отправляться на металлургический завод в Канаду. С 2000 г. предполагается начать на фабрике строительство гидрометаллургического цеха

для цианирования концентрата и получения слитков сплава Доре с последующим аффинажем на серебряной линии Колымского аффинажного завода.

При прежнем бортовом содержании Ag 50 г/т рудные тела имеют слабоизвилистые очертания и хорошо геометризуются в плитообразные прямолинейные контуры, удобные для открытой отработки. Границы рудных тел в этом случае определяются лишь по данным опробования. При оконтуривании по бортовому содержанию 175 г/т оресолы прожилково-вкрапленной минерализации, тела взрывчатых брекчий и туффизитов в большинстве случаев попадают в урезку, а к

рудным телам относятся лишь стволые жилы. Мощность рудных тел при этом уменьшается почти в 2 раза, а морфология рудных тел усложняется, становится более извилистой, но в то же время приобретает геологические границы, что облегчает их выделение в подземных выработках.

Переход на 100%-ную подземную систему отработки позволяет поставить вопрос о селективной отработке рудных гнезд. При этом не произойдет уроста запасов, поскольку в подсчете запасов эти пробы урезались как ураганные. Учитывая, что рудные гнезда не были оконтурены при разведке месторождения, рекомендуется поставить специальную научно-исследовательскую работу по их выявлению по данным детальной и эксплуатационной разведок. Опыт предшествующей эксплуатации показал, что рудные гнезда успешно обрабатывались селективно на подземном участке, который при прежней системе отработки составлял лишь около 10% добычи. Предполагается, что выбранная в ка-

честве доминирующей система подземной разработки с поэтапной выемкой отступающим забоем позволит в большинстве случаев провести селективную отработку рудных гнезд. Селективная отработка природных концентратов с последующим дроблением и направлением на металлургический передел, минуя стадию обогащения, позволит сократить потери при обогащении (около 10% металла), минимизировать расходы на реагенты и т.д., и таким образом существенно повысить эффективность отработки месторождения. Кроме того, селективная отработка рудных гнезд несомненно сократит срок окупаемости капиталовложений.

Таким образом, новая концепция отработки Дукатского месторождения дает возможность перевести рудный объект мирового класса из резервных в разряд первоочередных разрабатываемых, а также вернуть ему лидирующее положение в минерально-сырьевой базе региона, называемого «валютным цехом» страны.

УДК 553.493.541.043 (571.53)

© Коллектив авторов, 2000

## ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА НИОБИЕВОГО ОРУДЕНЕНИЯ ЗИМИНСКОГО РУДНОГО РАЙОНА С УЧЕТОМ НОВЫХ ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ДАННЫХ

**Л.З.Быховский, Е.А.Калиш, В.Е.Лифиренко, С.Д.Потанин, В.К.Рябкин,  
Е.М.Эпштейн (ВИМС МПР России)**

*Рассмотрены перспективы промышленного освоения рудных объектов Зиминского района на основе последних разработок ВИМСа, позволяющих улучшить качество руд, технологию обогащения, горно-геологические условия эксплуатации и другие параметры и способствующих повышению экономических показателей.*

Зиминский рудный район — один из крупнейших редкометальных районов России — находится в Иркутской области (рис. 1). В его состав входят Белозиминское, Больше-тагнинское и Среднезиминское месторождения, характеризующиеся наличием дефицитных полезных компонентов (ниобий, тантал, уран и др.), но в современных экономических условиях оказавшиеся нерентабельными. Он расположен в краевой части Сибирской платформы в зоне сочленения ее с раннекаледонскими (салаирскими) структурами Алтае-Саянской складчатой области.

Оруденение связано с массивами ультрамафитов, ийолитов и карбонатитов (УИК) и неоднократно описано в литературе [1—6].

Белозиминское апатит-редкометальное месторождение — одно из крупнейших в России: его запасы составляют около 40% от разведанных запасов ниобия. Месторождение находится в 160 км к югу от станции Тулун Восточно-Сибирской железной дороги. Выявлено в середине 50-х годов сотрудниками ВИМСа и ГУ «Иркутскгеология»; разведочные работы проводились с перерывами в 1956—1987 гг. ПГО «Иркутскгеология».

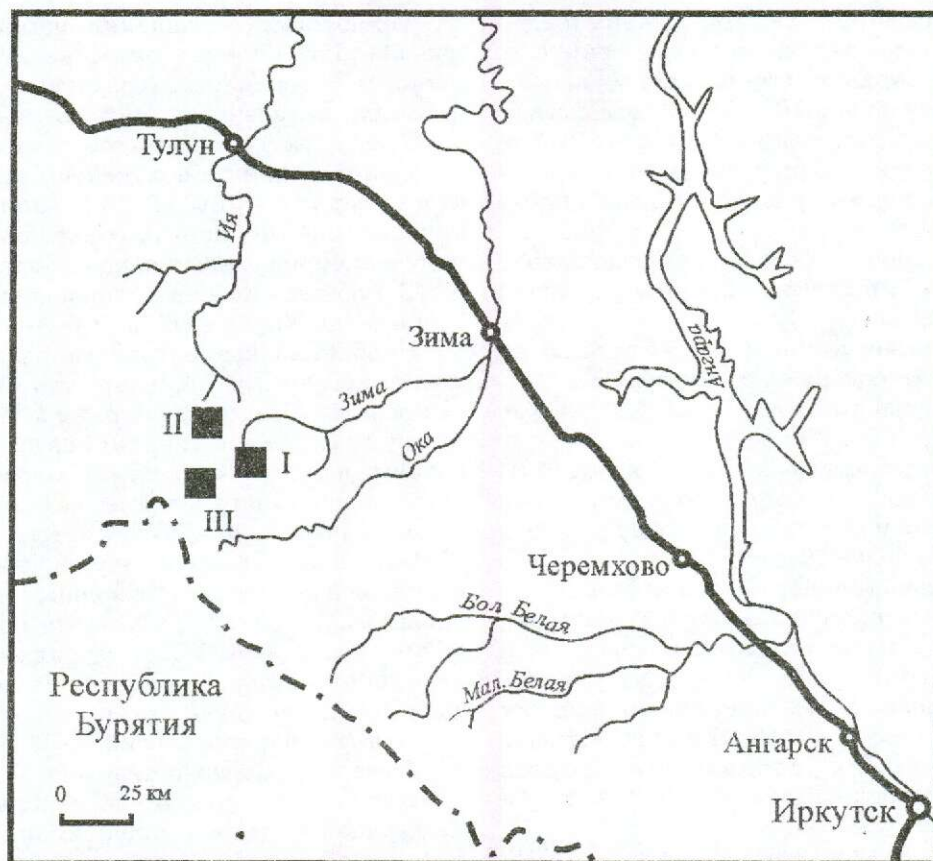


Рис. 1. Схема расположения месторождений Зиминского рудного района:

I — Белозиминское; II — Большетагнинское; III — Среднезиминское

Белозиминский массив имеет овальную форму в плане и зонально-кольцевое строение. Центральная (ядерная) часть сложена карбонатитами различных типов, образующими штокообразное тело площадью 9 км<sup>2</sup>, периферия — породами ряда ийолиты-мельтейгиты, содержащими реликты пироксенитов, а также дайки нефелиновых сиенитов и пикритовых порфириров.

Карбонатиты — образования многостадийные. Выделяются четыре стадии их формирования [3], с тремя из которых связана разнообразная редкометалльная минерализация. Главные полезные минералы представлены пироксеном, колумбитом, гатчеттолитом и апатитом. Оруденение мелкокрапленое, группируется в рудные зоны протяженностью до 1,5 км.

В долине р. Белая Зима, разделяющей Белозиминский массив на Северный и Южный участки, развиты коры выветривания (КВ) остаточного типа. Они сформированы в зоне разломов северо-западного простирания,

пересекающих Белозиминский массив, и образуют плащеобразную залежь протяженностью 4,8 км при максимальной ширине 1,2 км и средней мощности 35,8 м. Подстилают коры в основном карбонатиты и в меньшей степени ийолиты-мельтейгиты. В строении КВ сверху вниз выделяются два горизонта: охра и сыпучек. Охры — конечный продукт выветривания коренных пород, состоят из гидроксидов железа (до 70%), каолинита, нонтронита, монтмориллонита, гидрослюды. Количество карбонатов до 5%. Основные полезные минералы — колумбит, пироксенол и апатит; главные полезные компоненты — ниобий и фосфор. Сыпучки — промежуточные образования между коренными породами и охрами — представлены дезинтегрированным материалом карбонатитов с примесью гидроксидов железа.

Коры выветривания перекрыты аллювиально-делювиальными образованиями четвертичного возраста мощностью 1—5 м. Руды КВ имеют наибольшую промышленную

ценность. Самые высокие содержания полезных компонентов отмечаются в горизонте охр, особенно в верхних его частях. Руды КВ детально разведаны ПГО «Иркутскгеология». Запасы утверждались в ГКЗ в 1962 и 1977 гг. Рудные залежи оконтурены с учетом следующих кондиций, разработанных Гиредметом в 1977 г.:

минимальное промышленное содержание условного  $P_2O_5$  в блоке 41,2% (или условного  $Nb_2O_5$  — 0,42%);

балансовые запасы оконтурены по выработкам с содержанием условного  $P_2O_5$  24% (или условного  $Nb_2O_5$  — 0,25%) и  $CO_2$  не более 5%;

верхняя граница рудных тел проведена по геологическому контакту с четвертичными отложениями, нижняя — по содержанию в пробе  $CO_2$  не более 5%;

минимальная мощность рудных тел 3 м.

Выделено шесть залежей (участков), характеризующихся пласто- и линзообразной формой. В пределах Основного участка сконцентрировано 90% запасов со средним содержанием  $Nb_2O_5$  0,56%. Наиболее высокие содержания ниобия установлены в пределах небольшого участка Ягодный — 1,394%  $Nb_2O_5$  (0,7% запасов руд КВ).

Постановлением Совета Министров СССР от 1986 г. намечалось строительство горно-металлургического комбината на базе руд КВ. Однако начавшиеся политико-экономические преобразования привели к тому, что в сложившихся экономических условиях месторождение оказалось нерентабельным. Для повышения экономических показателей отработки месторождения сотрудниками ВИМСа по материалам разведочных работ сделана попытка оконтуривания богатых руд. Рудные тела оконтурены в горизонте охр по скважинам со средним содержанием  $Nb_2O_5$  не менее 0,7% (остальные параметры приняты по кондициям 1977 г.). Выделено шесть рудных тел (пять в пределах Основного и одно в пределах Линейного участков) лентовидной формы (рис. 2).

Наиболее крупное рудное тело 1 размещается в пределах Основного участка, имеет длину около 2,5 км, ширину 40—340 м, среднюю мощность 33,5 м. Среднее содержание  $Nb_2O_5$  1,1%,  $P_2O_5$  16,1%. Расчеты показывают, что применение при эксплуатации месторождения рентгенорадиометрической крупнопорционной сортировки (РКС) в самосвалах позволит увеличить среднее содержание  $Nb_2O_5$  до 1,2—1,3%. Запасы рудного тела 1 и участка Ягодный отнесены к активным.

Технология обогащения окристых руд разработана Гиредметом и включает операции дезинтеграции, грохочения, классификации, измельчения, магнитной сепарации с выделением магнетитового продукта, апатитовой флотации с получением апатитового концентрата (36%  $P_2O_5$ ), основной и контрольной редкометальной флотации с получением ниобиевого концентрата (30—35%  $Nb_2O_5$ ), обезвоживания и сушки концентратов. Извлечение  $Nb_2O_5$  — 60%,  $P_2O_5$  — 62%.

Ниобиевый концентрат направляется на металлургический передел для получения феррониобия — основного вида ниобиевой продукции. Металлургический передел состоит из двух стадий: 1) дефосфация в электропечи избирательным восстановлением с получением железосфороистого металла и обогащенного ниобием шлака; 2) производство феррониобия из шлака внепечным способом в плавильном горне. В результате получают феррониобий (ФНБ-55с) и радиоактивный отвальный шлак, который подвергается захоронению. Извлечение ниобия из концентрата в феррониобий — 92,4%.

Добыча и переработка руд Белозиминского месторождения обеспечат производство следующей товарной продукции: ниобий в феррониобии (55% Nb), апатитовый концентрат (36%  $P_2O_5$ ), магнетитовый концентрат (65% Fe). Основной удельный вес в товарной продукции составляет феррониобий — 94,5%; апатитовый концентрат — 4,5%, магнетитовый — 1%.

Отработка руд КВ возможна открытым способом (экскаваторами) без применения буровзрывных работ. Гидрогеологические условия сложные и требуют специальных мер для осушения месторождения.

Предполагается, что вначале будет отработан участок Ягодный с производительностью 100 тыс. т руды в год, затем богатые руды Основного участка с производительностью 300—1000 тыс. т руды в год в зависимости от потребности в ниобии. Для переработки руд необходимо строительство обогатительной фабрики и металлургического цеха по производству феррониобия.

По предварительным экономическим расчетам (таблица) отработка месторождения по приведенной схеме весьма прибыльна: срок окупаемости капитальных вложений составляет 2,7 года (участок Ягодный) и 4—4,7 лет (богатые руды Основного участка) и может быть сокращен в случае производства феррониобия на Ключевском или другом действующем заводе. Эксплуатация редкометальных КВ Белозиминского месторождения



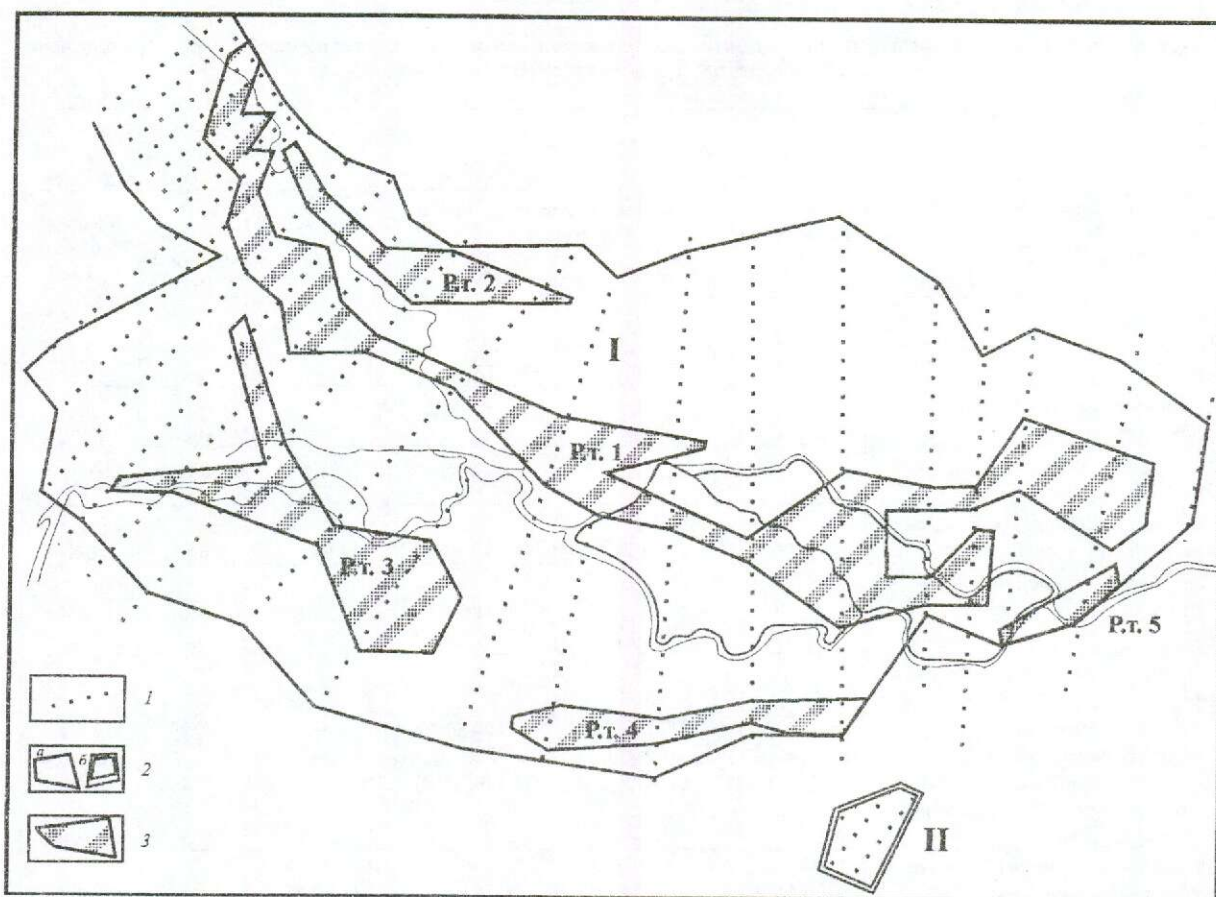


Рис. 2. Схема расположения богатых руд в корах выветривания Белозиминского месторождения, с использованием материалов ПГО «Иркутскгеология»:

1 — линии скважин; 2 — границы подсчета запасов по кондициям 1977 г. (а), в том числе богатых руд участка Ягодный (б); 3 — контуры богатых руд, выделенных ВИМСом по скважинам со средним содержанием  $Nb_2O_5 > 0,7\%$ ; участки: I — Основной, II — Ягодный; р. т. — рудное тело

позволит в значительной степени удовлетворять потребности промышленности России в феррониобии в течение более 20 лет. Ближайшими задачами по освоению месторождения являются разработка новых кондиций, подсчет запасов богатых руд, утверждение запасов в ГКЗ.

Большетагнинское ниобиевое месторождение расположено в 19 км от Белозиминского и приурочено к одноименному массиву УИК, выявленному в 1956 г. Поисковые работы на нем проводились ПГО «Иркутскгеология» с перерывами в 1957—1975 гг. В 1988—1992 гг. выполнены оценочные работы, на основании которых установлена высокая перспективность месторождения на ниобий.

Большетагнинский массив имеет округлую форму и зонально-кольцевое строение,

типичное для интрузий УИК. Богатое ниобиевое оруденение в отличие от других месторождений, связанных с интрузиями УИК, приурочено не к карбонатитам, а к силикатным породам — микроклинитам (80—85% руд) и слюдитам (метасоматитам карбонат-микроклин-биотитового состава).

В ходе оценочных работ ПГО «Иркутскгеология» выявлено восемь рудных зон, из которых наиболее перспективна зона 1 в северо-западной части массива. Ее протяженность 900 м, мощность 400—500 м; сложена в основном микроклинитами. В пределах рудной зоны выделено 11 рудных тел, оконтуренных по бортовому содержанию  $Nb_2O_5$  0,3%. Основные рудные тела 1—4 образуют единую линзовидную залежь мощностью до 200 м. Падение рудной залежи в

**Укрупненная геолого-экономическая оценка Белозиминского и Большетагнинского месторождений по различным вариантам отработки**

Показатели	Белозиминское			Большетагнинское	Совместная отработка месторождений	
	Участок Ключ Ягодный без РКС	Участок Основной (богатые руды)			Участок Основной без РКС	Участок Основной с РКС
		без РКС	с РКС			
Содержание в руде, %						
Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,39	1,1	1,1	1,053	—	—
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	15,5	16,1	16,1	—	—	—
Годовая производительность по добыче руды, тыс. т	100	400	800	650	1050	1450
Выход товарной руды после РКС, %	—	—	52	37	—	—
Годовая производительность по переработке руды, тыс. т	100	400	400	240	640	640
Содержание в руде РКС, %						
Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,39	1,1	1,26	1,688	—	—
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	15,5	16,1	18,85	—	—	—
Годовой выпуск товарной продукции, т (%)				2100 (76,8)		
Nb в феррониибии	510 (94,7)	1635 (92,2)	2310 (94,5)	—	3745	4420
апатитового концентрата	25 830 (4,1)	110 000 (5,3)	128 800 (4,5)	—	110 000	128 800
магнетитового концентрата	12 580 (1,2)	45 360 (1,4)	45 360 (1,0)	—	45 360	45 360
калиево-полевошпатового концентрата	—	—	—	96 000 (23,2)	96 000	96 000
Годовая стоимость товарной продукции, тыс. дол.	8096,2	26 580,9	36 646,5	41 310,0	67 890,9	77 956,5
Капитальные вложения в промышленное строительство, тыс. дол.	8,2	52,1	65,0	60,5	110	120
Годовые эксплуатационные затраты, тыс. дол.	4221,0	12 080,0	15 280,0	17 820,0	29 900,0	33 100,0
Валовая прибыль, тыс. дол.	3875,2	14 500,9	21 366,5	23 490,0	37 990,0	44 856,5
Налоги, всего, тыс. дол.	1789,9	7677,3	10 517,9	10 400,0	18 077,3	20 917,9
Чистая прибыль, тыс. дол.	2085,3	6823,6	10 848,6	13 090,0	19 913,6	23 938,6
Рентабельность к производственным фондам, %						
без налогов	49,6	28,7	34,6	40,9	36,4	39,4
с налогами	26,7	13,5	17,5	22,6	19,0	21
Срок окупаемости капитальных вложений, лет						
без налогов	2,1	3,6	3,0	2,6	2,9	2,7
с налогами (с амортизацией)	2,7	4,7	4,0	3,3	3,7	3,5

верхних частях крутое, близкое к вертикальному, а на глубине 100—130 м выполаживается до субгоризонтального.

Рудные минералы представлены в основном пироксеном и апатитом, присутствующими в виде тонкой вкрапленности и прожилков мощностью от нескольких миллиметров до 6—8 см, образующими линейно-штоковые зоны. Основной полезный компонент

— ниобий, сопутствующие — микроклин и фосфор.

В результате оценочных работ 1988—1992 гг. в пределах рудной зоны I подсчитаны запасы категории С<sub>2</sub> и прогнозные ресурсы категории Р<sub>1</sub>, характеризующие объект как среднее по масштабам месторождение с богатыми рудами (среднее содержание Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 1,023%). Оработка месторождения возможна

открытым способом, гидрогеологические условия простые.

Для улучшения экономических показателей эксплуатационных работ сотрудниками ВИМСа в пределах рудной зоны 1 выделен участок первоочередной отработки Малый карьер (рис. 3, 4). Проектируемый карьер глубиной 100—80 м ориентирован на отработку крутопадающей части рудной залежи, что значительно сокращает объем вскрышных работ. В пределах карьера подсчитаны запасы ниобия, составляющие 20% от суммарных запасов зоны 1. Среднее содержание  $Nb_2O_5$  в руде 1,05% (при бортовом содержании 0,3%).

Наличие контрастности в рудах по содержанию ниобия служит основанием для их селективной отработки с помощью РКС. Расчеты, проведенные в ВИМСе, показывают, что в результате РКС среднее содержание  $Nb_2O_5$  в товарной руде (концентрате сортировки) возрастает до 1,7% при выходе 37% и извлечении 70%.

Руды в микроклинитах и слюдитах тонковкрапленные, труднообогатимые и относятся к одному технологическому типу. Технология их обогащения разработана в ВИМСе и включает следующие операции: покусковую рентгенорадиометрическую сепарацию, флотацию (ниобиевую, апатитовую), электромагнитную сепарацию. В результате получают: пироклоровый концентрат (20%  $Nb_2O_5$ ) с извлечением 80—82%, апатитовый кондиционный концентрат (36%  $P_2O_5$ ) с извлечением около 55%, микроклиновый концентрат с выходом около 40%. Микроклиновый концентрат характеризуется очень незначительными содержаниями примесных компонентов, высоким отношением  $K/Na$  (около 100) и является ценным сырьем для электрокерамической промышленности. Средний химический состав микроклина, %:  $SiO_2$  65,7;  $Al_2O_3$  18,0;  $Fe_2O_3$  0,38;  $Na_2O$  0,12;  $K_2O$  15,4; содержание оксидов титана, марганца, магния и кальция менее 0,7.

Доводка пироклорового концентрата обеспечивается спеканием с кальцитом и хлоридом кальция с последующим выщелачиванием примесных компонентов из спека 5%-ным раствором соляной кислоты. В итоге получают ниобиевый концентрат с содержанием  $Nb_2O_5$  56—60% при извлечении ниобия 96%. Концентрат не содержит радиоактивных примесей и пригоден для производства высокосортного феррониобия.

Имеются резервы для повышения технологических показателей обогащения, связанные с разработанным в ВИМСе новым

способом флотационной доводки концентратов, содержащих большое количество минералов железа. Предполагается, что уже на стадии механического обогащения будут получены кондиционные пироклоровые концентраты, содержащие 40%  $Nb_2O_5$  при извлечении около 75% и пригодные для производства феррониобия.

Таким образом, в результате добычи и переработки руд Большешетагинского месторождения будет производиться следующая товарная продукция: ниобий в феррониобии (65% Nb) — 76,8% от суммарной стоимости, микроклиновый концентрат — 23,2%, а также апатитовый.

Как отмечалось выше, изученность Большешетагинского месторождения соответствует стадии оценки. На месторождении необходимо проведение разведочных работ и прежде всего на участке первоочередной отработки. По предварительной геолого-экономической оценке эксплуатация участка Малый карьер весьма эффективна: срок окупаемости капитальных вложений составит 3,3 года (см. таблицу). Этот показатель будет еще меньше, если использовать инфраструктуру Белозиминского ГОКа и избежать капитальных вложений на строительство обогатительной фабрики.

В случае непредвиденного увеличения потребности в феррониобии возможен вариант совместной отработки Белозиминского и Большешетагинского месторождений с созданием ряда карьеров и единого металлургического цеха. Данный проект также характеризуется быстрой окупаемостью капитальных вложений (см. таблицу).

*Среднезиминское ниобий-танталовое месторождение* расположено в 18 км от Белозиминского и приурочено к одноименному массиву УИК, обнаруженному в 1957 г. Месторождение детально разведано ПГО «Иркутскгеология».

Среднезиминский массив имеет в плане линзовидную форму. В его строении участвуют (в порядке образования) пироксениты, ийолиты-мельтейгиты, нефелиновые сиениты, слагающие основную часть массива, субщелочные сиениты. В завершающий этап образовались карбонатиты, развивающиеся по названным выше породам и занимающие 55% площади массива.

Главный рудный минерал — гатчеттолит — образует мелкую вкрапленность в карбонатитах. Средние содержания полезных компонентов в нем составляют, %:  $Ta_2O_5$  12,4;  $Nb_2O_5$  35;  $U_3O_8$  16,2. Четких геологических границ оруденелые зоны не имеют и выделяются по данным опробования. По

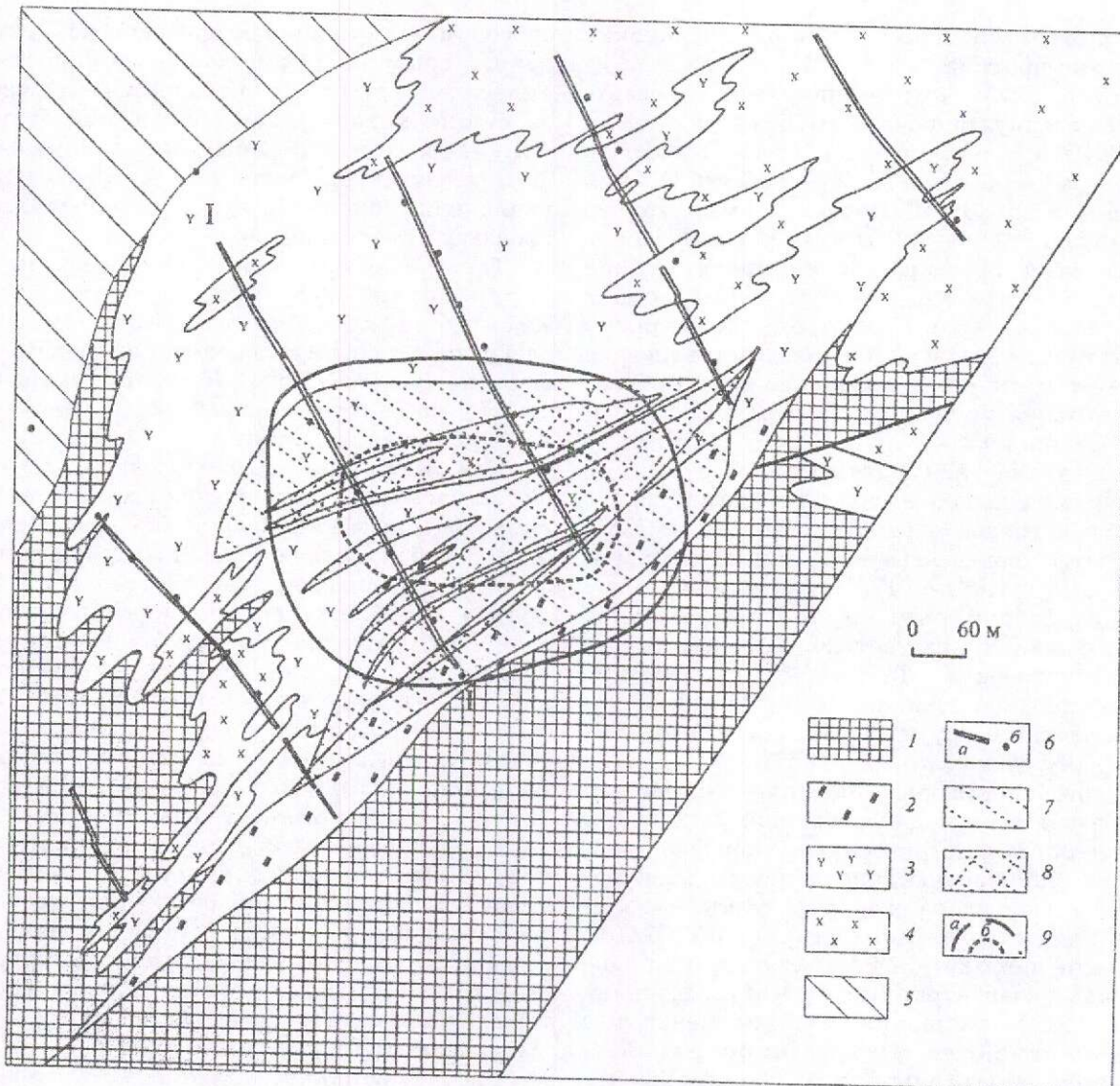


Рис. 3. Геологическая карта Большетажнинского месторождения, по материалам ПГО «Иркутскгеология» с добавлениями авторов:

1 — карбонатиты; 2 — метасоматиты карбонат-микроклин-биотитового состава («слюдиты»); 3 — микроклиниты; 4 — ийолиты; 5 — осадочно-метаморфические породы; 6 — разведочные выработки (а — каналы, б — скважины); рудные тела, оконтуренные по бортовому содержанию  $Nb_2O_5$ , %: 7 — 0,3, 8 — 1; 9 — контуры проектируемого карьера, участок Малый карьер (а — верхняя, б — нижняя части)

бортвому содержанию  $Ta_2O_5$  0,01% геологами ПГО «Иркутскгеология» оконтурен ряд рудных зон, из которых наиболее перспективна зона 2. Основные полезные компоненты — тантал, ниобий, уран. Среднее содержание  $Ta_2O_5$  (профилирующего компонента) в руде 0,020%.

Специалистами ВИМСа (В.А.Мокроусов, О.Н.Хонина, Ю.Ф.Соколов и др.) разработана технологическая схема обогащения, включающая рентгенорадиометрическую сепарацию, стадийное гравитационное обогащение

на концентрационных столах, доводку черного концентрата методами магнитной и электрической сепарации, флотации, гравитации с применением кислотной обработки и обжига. В результате получают гатчеттолитовый концентрат с содержанием  $Ta_2O_5$  6%,  $Nb_2O_5$  13,4%, U 5,6% при извлечении соответственно 62,1; 54,1; 66,1%. Так как исследования проводились в 60-е годы, то можно прогнозировать некоторое улучшение технологических показателей за счет применения более совершенной аппаратуры.

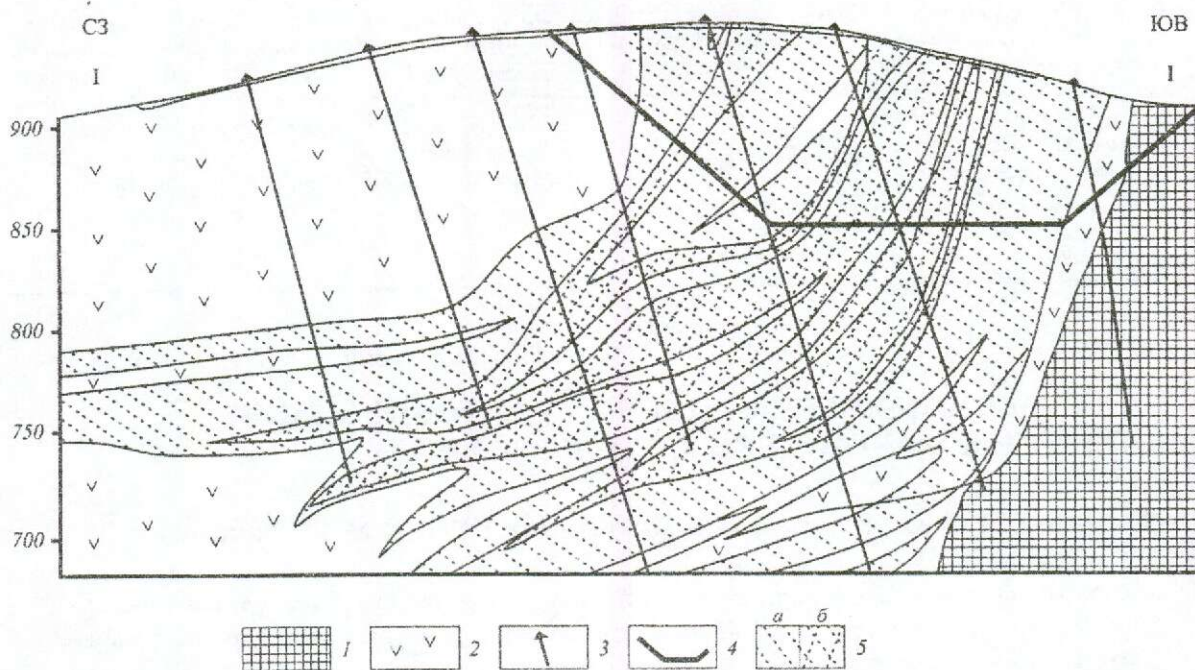


Рис. 4. Схематический геологический разрез по линии I—I, см. рис. 3:

1 — карбонатиты; 2 — силикатные породы (микроклиниты, ийолиты, слюдиты); 3 — скважины; 4 — прогнозируемый карьер; 5 — рудные тела, оконтуренные по бортовому содержанию  $Nb_2O_5$ , %: а — 0,3, б — 1

Для получения товарных продуктов рекомендована серноокислая технология. Извлечение тантала во фтортанталат калия из концентрата — 92% (от руды 57%), ниобия в пентоксид ниобия ( $Nb_2O_5$ ) марки НБО-М — 93% (от руды 53%), урана в 74%-ный по  $U_3O_8$  химконцентрат — 97% (от руды 64,2%).

Отработка месторождения возможна открытым способом, гидрогеологические условия эксплуатации простые. При производительности 300 тыс. т руды горно-добывающее предприятие может ежегодно выпускать 66 т фтортанталата калия, 99 т пентоксида ниобия и 63 т уранового химконцентрата.

Приведенный обзор свидетельствует о высоких потенциальных возможностях Зиминского рудного района — единственного в России, не считая небольшого Татарского месторождения в Красноярском крае, откуда в ближайшие годы экономически эффективно поставлять сырье для производства феррониобия — основного вида ниобиевой продукции. Следует отметить, что в настоящее время феррониобий — необходимый компонент для выплавки высокопрочных сталей, применяемых при изготовлении труб для нефти и газа, в автомобилестроении и других областях промышленности, — в нашей

стране не производится. Большая потребность существует и в апатитовом концентрате, который используется при изготовлении фосфатных удобрений дефицитных в восточных регионах России. Электрокерамическая промышленность заинтересована в получении высококачественного микроклинового концентрата Большетагнинского месторождения.

Высокая рентабельность отработки выделенных участков Белозиминского и Большетагнинского месторождений делает выгодным их промышленное освоение и, следовательно, может обеспечить потребности промышленности в соответствующем сырье. При определенных условиях (повышенный спрос на танталовую и урановую продукцию) в эксплуатацию может быть вовлечено и Среднезиминское месторождение.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Другов Г.М., Калиш Е.А., Потанин С.Д., Хромченко Н.Н., Эпштейн Е.М. Перспективы промышленного освоения рудоносных кор выветривания Белозиминского месторождения. Природные и техногенные россыпи и месторождения кор выветривания на рубеже тысячелетий // XII Международное совещание по геологии россыпей и кор выветривания: Тез. докл. М., 2000. С. 118—119.

2. Лапин А.В., Толстов А.В. Месторождение кор выветривания карбонатитов. — М.: Наука, 1995.
3. Пожарицкая Л.К., Самойлов В.С. Петрология, минералогия и геохимия карбонатитов Восточной Сибири. — М.: Наука, 1972.
4. Фролов А.А. Структура и оруденение карбонатитовых массивов. — М.: Недра, 1975.
5. Фролов А.А., Белов С.В. Комплексные карбонатитовые месторождения Зиминского рудного района (Восточный Саян, Россия) // Геология рудных месторождений. 1999. № 2. С. 41.
6. Эпштейн Е.М. Геолого-петрологическая модель и генетические особенности рудоносных карбонатитовых комплексов. — М.: Недра, 1994.

УДК 553.323.043

© Л.П.Тигунов, М.В.Карпучина, Э.Г.Литвинцев, 2000

## ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАРБОНАТНЫХ МАРГАНЦЕВЫХ РУД РОССИИ

Л.П.Тигунов, М.В.Карпучина, Э.Г.Литвинцев (ВИМС МПР России)

*Обосновывается возможность ввода в отработку месторождений карбонатных руд России, что позволит полностью обеспечить предприятия страны уже в 2010 г. высококачественными продуктами, не имеющими аналогов в СНГ и на европейском рынке.*

В России, как и во всех промышленно развитых странах, около 90% Mn используется на предприятиях черной металлургии: при выплавке различных сортов стали расходуется от 4 до 16 кг Mn на 1 т металла. Суммарные производственные мощности по выплавке стали в России составляют 100 млн. т. Еще в 1990 г. производилось 41,2 млн. т чугуна и 89,6 млн. т стали. В следующие годы выплавка металла снижалась и в 1994 г. достигла минимума — 36,4 млн. т чугуна и 46,7 млн. т стали. В 1997 г. начался некоторый рост производства чугуна и стали, что, естественно, потребовало дополнительного количества марганцевых продуктов. Наблюдается также некоторый рост производства цветных металлов, при котором также используют марганцевые концентраты высокого качества и металлический марганец (до 52% его общего потребления, в первую очередь для сплавов на основе алюминия). На «голодном пайке» находятся в последнее время предприятия электротехнической промышленности, медицина, сельское хозяйство и др.

В 1995 г. для выплавки в России 51,5 млн. т стали требовалось 451,25 тыс. т ферросплавов, собственное же производство составило 82,3 тыс. т. Поставки марганцевых сплавов по импорту к уровню их потребления на внутреннем рынке составили в 1995 г. 85,2%, в 1996 г. 84,1%, в 1997 г. 87,3%. Такая зависимость отечественных предприятий грозит потерей экономической и политической неза-

висимости страны, снижением ее обороноспособности. Совершенно очевидна необходимость восстановления собственного ферросплавного производства, получения химических сортов марганцевых концентратов, создания производства ЭДМ, ХДМ, металлического марганца и др. Разные источники оценивают текущую потребность в марганцевых концентратах с содержанием Mn 37—42% в 1,5 млн. т. С учетом качества марганцевых руд разведанных месторождений требуется добывать ежегодно от 3,7 до 5 млн. т сырой руды.

Государственным балансом учтено 15 месторождений марганцевых руд с балансовыми запасами и только одно с забалансовыми: в сумме общие запасы (ОЗ) составляют 153,4 млн. т, подготовленные (ПЗ) — 148,1 млн. т.

В Кемеровской области учтены пока два месторождения с подтвержденными запасами 98,5 млн. т, или 66,5% всех ПЗ России. Это самое крупное месторождение страны Усинское с ПЗ 98,5 млн. т, из них карбонатных руд 92,8 млн. т (кроме того, учтено 50,4 млн. т забалансовых карбонатных руд) и небольшое Дурновское месторождение окисных руд. В Свердловской области учтено девять месторождений с ПЗ 41,7 млн. т (28,17%), из них карбонатных руд 41,2 млн. т.

Выделяются три основных природных типа руд: карбонатные с ПЗ 134,56 млн. т (90,8% от ПЗ), окисные — ПЗ 6,9 млн. т (4,66%)

и окисленные — ПЗ 6,618 млн. т (4,47%). В 1998 г. добыча марганцевых руд составила 59 тыс. т, в том числе карбонатных 6 тыс. т (10,8%) и окисленных 53 тыс. т (89,2%).

Из приведенных цифр видно, что основные запасы России представлены карбонатными рудами — 134,5 млн. т, т.е. 90,8% ПЗ. Подтвержденные же запасы окисных и окисленных руд составляют всего 13,5 млн. т (9,1% ПЗ), и если только на них будут опираться металлургические предприятия, то этих запасов хватит лишь на четыре года. Наиболее технологичны окисные руды, которые в настоящее время не обрабатываются; большая часть окисленных руд относится к труднообогатимым, к таким же относятся и карбонатные руды, когда речь идет о традиционных способах обогащения. По содержанию марганца все руды бедные: в окисленных среднее содержание Mn 27,06%, в окисных 21,23%, в карбонатных 19,76%. Это определяет необходимость их обогащения с целью получения концентратов металлургических сортов. Кроме того, в рудах многих месторождений окисленных и карбонатных руд отмечается повышенное содержание фосфора и кремнезема, что усложняет и удорожает схемы их обогащения и последующего передела.

Министерство природных ресурсов оценило прогнозные ресурсы марганцевых руд России по состоянию на 01.01.98 г. в количестве 841 млн. т, в том числе категории  $P_1$  — 243 млн. т, из них окисленных 379 и 46 млн. т, окисных 252 и 76 млн. т, карбонатных 160 и 71 млн. т.

Приняты во внимание также железомарганцевые руды в количестве 50 млн. т, ресурсы которых могли бы быть увеличены на 1—2 порядка: только в Иркутской области (в Присяянье и на Витимо-Патоме) ресурсы категорий  $P_1$  и  $P_2$  магнетитовых и гематит-магнетитовых кварцитов с содержанием Mn от 2 до 20% оцениваются в 1,5—2 млрд. т.

Все недостаточно изученные потенциальные месторождения, участки, площадки требуют проведения геологоразведочных работ, на что нужны время и значительные средства, материальные ресурсы, кадры. Очевидно это государственный резерв на период 2010—2020 гг.

Тревожная ситуация с обеспечением металлургических предприятий СССР наметилась еще в 1980 г. По заданию Минчермета СССР Южгипроруда (г. Харьков) подготовила доклад правительству о потребностях черной металлургии в марганцевых рудах и задачах

геологоразведочных работ по созданию местной марганцеворудной базы. В 1980 г. добыча сырой марганцевой руды составила 21,5 млн. т, в том числе на предприятиях Никопольского бассейна (Украина) 16 млн. т (74,4%). По типам руд добыча распределялась следующим образом: окисленные 78%, смешанные 14%, карбонатные 8%. Среднее содержание марганца в добытых рудах составило 23,59%. Конечным продуктом являлся концентрат, производство которого в 1980 г. составило 9,75 млн. т с содержанием Mn 36,60%, в том числе окисидного 7,51 млн. т, карбонатного 2,24 млн. т; высших сортов концентратов выпущено 4,24 млн. т с содержанием Mn 44,33%.

Основные запасы марганцевых руд сосредоточены на Украине и в Грузии (89% ПЗ СССР), здесь же осуществлялась основная добыча руд (97,1% от общесоюзной). Запасы марганцевых руд Казахстана составляли 4,8%, добыча — 2,9%. И только 5,7% запасов было сосредоточено в РСФСР; добычи не было и в перспективе она не планировалась.

В докладе акцентировалось внимание на том, что 89% запасов марганца сосредоточено в западных районах, где добыча составляет 97,1%, а производство стали (начиная с Урала) — на востоке в объеме 43% от общесоюзного. В 1980 г. мощность предприятий (ГОКов и рудников) на Украине и в Грузии достигла максимального уровня и дальнейшее ее увеличение было невозможно. С 2010 г. в этих бассейнах планировались погашение запасов марганцевых руд и организация на востоке страны ежегодной добычи марганцевой руды (с содержанием Mn 22—24%) на уровне 7—8 млн. т с запасами промышленных категорий 350—400 млн. т. Для этого предлагалось ускорить освоение Усинского месторождения карбонатных руд в Кемеровской области, детальную разведку с изучением технологических свойств Порожинского месторождения в Красноярском крае, организовать поиск и разведку значительных по запасам месторождений в районах Сибири и Дальнего Востока. На Украине рекомендовалось ввести в 1984 г. Таврический ГОК на базе Больше-Токмакского месторождения карбонатных руд (с повышенным содержанием фосфора).

Больше-Токмакское месторождение уникально: его подтвержденные запасы составляют 1,34 млрд. т со средним содержанием Mn 25,8%, в том числе карбонатных 1,18 млрд. т (23,7% Mn). Горно-технические и гидрогеологические условия эксплуатации сложные. Способ обработки подземный: глубина залегания рудного пласта изменяется от 50 до

100 м. Мощность рудного пласта 1,5—2, реже 3 м. Технологическими исследованиями по схеме промывочно-гравитационно-магнитного обогащения карбонатных руд Марганецкого ГОКа (Никопольский бассейн) получено 70,11% концентрата с содержанием 28,2% Mn при его извлечении 85,3%. Концентраты подготавливаются к плавке методом обжига кускового сырья и агломерации мелких классов; оба продукта могут быть использованы для выплавки углеродистого ферромарганца. Полная мощность Таврического ГОКа 9 млн. т руды в год, мощность опытно-промышленного предприятия 1,5 млн. т руды. При данных показателях ГОК был убыточным. Высокорентабельная работа ГОКа обеспечивается при добыче 21 млн. т карбонатной руды ежегодно, что не имеет прецедента в мире. По ТУ Марганецкого ГОКа карбонатные концентраты (и сырые руды), содержащие 28% Mn, относятся к первому сорту.

В настоящее время Россия импортирует товарные марганцевые руды с содержанием 32—36% Mn и ферросплавы на сумму более 200 млн. дол. США ежегодно. Наметившийся подъем промышленного производства потребует еще больших затрат на приобретение дефицитной продукции в странах ближнего и дальнего зарубежья. Не менее тревожна экономическая и политическая зависимость России, что угрожает ее суверенитету. Экономическое состояние предприятий-потребителей марганцевых товарных продуктов заставляет их применять сырые руды и низкокачественные концентраты для прямого легирования металла, что приводит к нерациональному использованию минерального сырья, выражающемуся в низком сквозном извлечении металла, ухудшает экономическое положение горно-обогатительных предприятий. Выход из создавшегося положения видится в применении новых способов добычи, обогащения и передела марганцевых руд, в их рациональной комбинации с традиционными способами и методами. Из новых способов добычи рекомендуются скважинные (СГД, СПВ), способов обогащения — радиометрические, способов первичного передела — кучное выщелачивание, химическое и микробиологическое дообогащение и др. Поскольку в подтвержденных запасах марганцевых руд России резко преобладают карбонатные разности, именно этому типу руд необходимо уделить наибольшее внимание.

Коллективом ВИМСА выполнен анализ МСБ марганца России, существующих способов добычи и обогащения руд за рубежом

с целью снятия импортной зависимости страны путем использования марганцевых руд отечественных месторождений. В первую очередь для исследований были выбраны карбонатные руды Утхумского, Парнокского, Тыньинского и Усинского месторождений. По состоянию на 01.04.2000 г. технологические и геолого-экономические исследования выполнены по Тыньинскому, Усинскому, Ивдельскому, Марсятскому и Порожинскому месторождениям. Тыньинский, Марсятский, Ивдельский объекты представляют Полуночную группу месторождений карбонатных руд на Урале; Усинское месторождение располагается в Западной Сибири; Порожинское — уникальный объект, где можно применить открытый и подземный (СГД и СПВ) способы добычи окисленных и карбонатных руд, — в Восточной Сибири.

Тыньинское месторождение вскрыто карьером, на Ивдельском и Марсятском проводятся опытные работы по СПВ — скважинному подземному выщелачиванию. По расчетам АОТ «Уралрудпромпроект» всего для открытого способа добычи пригодно 2978 тыс. т марганцевых руд, в том числе окисленных 458 тыс. т на Ново-Березовском месторождении. При добыче 200 тыс. т руды в год на каждом месторождении обеспеченность рудников запасами составляет от 2 до 5 лет, в течение которых капитальные вложения не окупаются, а Ивдельское и Марсятское месторождения убыточны при отработке открытым способом. АО «Уральская горно-геологическая компания» выполнила ТЭО и проект строительства опытного участка (ОПУ) на Ивдельском месторождении с добычей карбонатных руд способом СПВ. Запасы марганцевых руд в опытном блоке 28,4 тыс. т с содержанием 18,61% Mn. Производительность скважин по Mn 3,7 тыс. т в год, по раствору 462,5 тыс. м<sup>3</sup>/г., или 52,5 м<sup>3</sup>/ч. Расчетное содержание марганца в рабочих растворах более 8 г/л, извлечение марганца из недр 85%, получаемый продукт MnCO<sub>3</sub> с содержанием Mn 52% в количестве 3,15 тыс. т/г. Из растворов также получен ХДМ с содержанием 60% Mn (91% MnO<sub>2</sub>). ООО «Ломо» получило лицензию на отработку карбонатных руд Марсятского месторождения (балансовых 1,4 млн. т и забалансовых 1,5 млн. т; 20,7% Mn) способом СПВ.

При использовании схемы обогащения АНПО «Урал» с сухой магнитной сепарацией отработка лишь части запасов карбонатных руд месторождений Ново- и Южно-Березовского открытым способом низкорентабельна (рентабельность к производственным фондам



3,60 и 2,0%), а Березовского, Юркинского и Марсятского убыточна. При использовании схемы обогащения ВИМСа РРС+магнитная сепарация снижаются эксплуатационные затраты и увеличивается рентабельность отработки рудников: Ново-Березовского до 6,26%, Южно-Березовского до 4,58%, а трех последних от 1,1 до 2,82%. Если принять во внимание уровень инфляции в государстве, то даже рентабельность 6,26% окажется недостаточной. ВИМСом выполнена работа по химическому дообогащению концентратов (30—31% Mn) с получением продукта, содержащего 50% Mn. Этот вариант, несомненно, приведет к повышению рентабельности предприятий, так как позволит получать и другой продукт — ХДМ с содержанием Mn 60%. Доработку карбонатных руд рекомендуется проводить способом СПВ: капитальные вложения снизятся на 25—30%, эксплуатационные затраты — на 20%, будет получена более дорогая (в цене в 2—4 раза) и более разнообразная продукция. Рентабельность рудников СГД (к производственным фондам) превысит планируемую инфляцию (24—28% в год). Такой подход позволил бы во многом решить проблему обеспечения предприятий Урала высококачественным сырьем: около 300 тыс. т  $MnCO_3$  с 52% Mn высокой чистоты (на девяти рудниках СПВ).

Усинское месторождение в Кемеровской области от открытия до разведки неоднократно проходило стадии технологического и геолого-экономического доизучения. Это крупное по запасам (92,818 млн. т) месторождение бедных (19,6% Mn) карбонатных руд. Анализ геологических материалов показал, что к «активным» целесообразно отнести существенно родохрозитовые руды, залегающие выше уровня р.Уса (около 33 млн. т), содержание марганца в которых превышает 20% (среднее 24,2%), а также окисленные руды в количестве 5,7 млн. т со средним содержанием Mn 26,7% (в том числе 1,15 млн. т с 27,7% Mn). Окисленные руды можно обогащать по схеме завода «Сибэлектросталь»: дробление, промывка, отсадка, мокрая маг-

нитная сепарация с получением концентрата металлургического сорта — Mn 46,3%, P 0,1%, Fe 5,4%. При добыче 240 тыс. т руды можно получать около 90 тыс. т концентрата ежегодно. Богатых руд (27,7% Mn) хватит на пять лет, всех окисленных руд (26,7% Mn) — на 25 лет. Такой концентрат пригоден для выплавки углеродистого ферромарганца и силикомарганца, а также для получения металлического марганца. Карбонатные руды труднообогатимы. В Уралмеханобре они обогащались гаусманитовым методом; гаусманитовый продукт обрабатывают 5%-ным раствором  $HNO_3$ , при Т:Ж=1:10—15 в раствор переходит 90% Fe, Ca, Mg. В полученном концентрате при его выходе 50—60% содержание Mn составляло 40—50%, при извлечении 92—98%. Такой концентрат можно использовать для выплавки Ф-Mn-75 и металлического марганца.

В ВИМСе исследованы обогащение руд в тяжелых суспензиях, мокрая магнитная сепарация, хлор-кальциевый способ в автоклавах, способ РРС. В автоклавах при температуре 160° и давлении 0,3—0,34 МПа получен концентрат, содержащий 80% Mn, 11,9%  $SiO_2$  (P и Fe — следы). Такой концентрат можно использовать для получения ЭДМ и металлического марганца. В результате рентгенорадиометрической сепарации из руды, содержащей 20,05% Mn, получены два концентрата: К-1 — выход 17,7%, содержание Mn 37,6% при извлечении 33,1%; К-2 — выход 14%, содержание Mn 31,66% при извлечении 22% (таблица). Содержание фосфора соответственно 0,110 и 0,127%,  $SiO_2$  10,35 и 14,51%.

В ВИМСе установлено, что руда с содержанием 12,84% Mn (манганокальцит-кутнагоритового состава) способом РРО обогащается плохо. Как показал анализ геологических материалов, содержание марганца уменьшается в карбонатных рудах по падению рудных тел от 24—26% в верхних горизонтах до 14—15% в нижних (ниже уреза р.Уса). Этот факт подтверждает правомерность наших рекомендаций о пересчете запасов с целью отработки «верхних» запасов

Технологические показатели обогащения карбонатных руд Усинского месторождения (по схеме РРС+магнитная сепарация)

Продукт	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
Концентрат-1	17,7	37,6	33,1
Концентрат-2	14,0	31,7	22,0
Промпродукт	36,2	18,4	33,6
Хвосты	32,1	7,1	11,3
Руда	100,0	20,02	100,0

открытым способом, а «нижних» — способом СПВ с получением высокочистого  $MnCO_3$  (50—52% Mn), ХДМ (60—65% Mn), Mg,  $Fe_2O_3$  (сырье для пигмента). При такой схеме обогащения способами РРС фракций -100+10 мм и СМС фракций -10+0 можно получать около 200 тыс. т концентрата-1 и 168—170 тыс. т концентрата-2. Концентрат-2 аналогичен концентрату, получаемому из карбонатных руд Тыньинского месторождения (по схеме ВИМСа). Концентрат-1 не имеет аналогов в России и СНГ. Из любого концентрата может быть отобрано необходимое количество для кислотной переработки (например, на заводе «Востсибэлемент» в г. Кемерово) на перманганат калия и ХДМ. Эти работы в настоящее время завершаются в ВИМСе. Таким образом, ВИМСом предложена малоотходная схема использования карбонатных руд Усинского месторождения, т.е. схема практического получения из монаруд широкого спектра товарных продуктов. Оба карбонатных кусковых концентрата могут быть подвергнуты обжигу (агломерации) с повышением их качества.

Промпродукт, получаемый из окисленных руд (29,3% Mn, 30,9% Fe, 0,58% Fe), при его выходе 13,7%, т.е. 32 тыс. т в год, может быть переработан гаусманитовым способом (по схеме переработки Николаевского месторождения, ВИМС, 1999 г.) с получением пероксидного и зернистого концентратов (послед-

ний — малофосфористый). Азотно-кислотное растворение обожженного продукта сопровождается получением сбросных растворов, содержащих Mn, P, K, Ca, Mg и свободную кислоту. Избыточная кислотность раствора, необходимая для удержания в нем фосфора, нейтрализуется известью, в результате чего жидкие отходы становятся источником получения кальциевой селитры — комплексного удобрения для сельского хозяйства. Выполненные в ВИМСе технико-экономические расчеты относятся только к получению кусковых концентратов рентгенорадиометрическим и механическим способами. Даже при явно заниженных ценах и завышенных капитальных вложениях рентабельность к производственным фондам составила 17,53%.

Предполагается также внедрить крупнопорционную сортировку, что уменьшит на 20—30% массу руды, поступающей на дробление и сепарацию, и, в свою очередь, приведет к повышению содержания Mn в сырой руде и уменьшению затрат на дробление, классификацию и обогащение. Усинское месторождение расположено в 90 км от железной дороги и г. Междуреченска. Вместо железной дороги рекомендуется соорудить пульповод диаметром 300 мм длиной 90 км (патент МГГА), что существенно уменьшит затраты на строительство и содержание инфраструктуры.

УДК 553.93/96 (477.61/62)

© М.И.Логвинов, Г.И.Старокожева, О.Е.Файдов, 2000

## ПЕРЕОЦЕНКА ЗАПАСОВ УГЛЕЙ ВОСТОЧНОГО ДОНБАССА, РОСТОВСКАЯ ОБЛАСТЬ

М.И.Логвинов, Г.И.Старокожева, О.Е.Файдов (ВНИГРИуголь МПР России)

*На основании анализа и оценки угольной сырьевой базы Ростовской области установлена конкурентоспособность углей Восточного Донбасса в европейской части страны, а также возможность обеспечения энергетических потребностей региона и других потребителей в угольном топливе за счет имеющихся ресурсов (активных запасов) при уровне потребления и добычи 10–15 млн. т/г. в перспективе до 2050–2070 гг.*

Переход экономики России в рыночные условия привел к значительным изменениям в системе освоения, изучения недр и воспроизводства минерально-сырьевой базы страны, в том числе угольной. Одним из основных подходов, позволяющих рассматривать угольную сырьевую базу (УСБ) как элемент рыночных отношений, является геолого-экономическая оценка. Результаты оценки с учетом факторов рынка (спроса, предложения, цен и т.д.) дают возможность определять реальный экономический потенциал УСБ на федеральном, региональном и территориальном уровнях, выбирать объекты первоочередного освоения, разрабатывать возможные сценарии развития топливно-энергетического комплекса.

При геолого-экономической оценке угольной сырьевой базы региона должны учитываться следующие факторы, каждый из которых может оказать значительное, а иногда и решающее влияние на ее развитие:

принятая стратегия государства в области топливно-энергетических ресурсов (структура ТЭБ: нефть, газ, уголь, атомная энергетика и др.);

динамика спроса и предложения углей по направлениям использования, качественному составу в целом по стране и по конкретному бассейну;

конкурентоспособность углей различных бассейнов у потребителя;

состояние действующего фонда УСБ: погашение запасов вследствие закрытия предприятий в соответствии с планом реструктуризации угольной промышленности и по причине их отработки;

требования угольной промышленности в части параметров эксплуатационных кондиций;

экономическая ситуация в стране: цены на угольную продукцию, тарифы на транспортные перевозки, налоговые платежи и др.

инфраструктурные показатели: наличие в регионе транспортных магистралей, жилья, рабочей силы и др.

Так, уменьшение в структуре ТЭБ доли природного газа в каком-либо регионе приводит к необходимости увеличения доли угля, а следовательно, и подготовленных к освоению запасов. Или, наоборот, предпочтительность ядерного вида топлива в энергетике региона ведет к снижению доли угля, необходимости закрытия угледобывающих предприятий.

На протяжении последних десятилетий в принятой стратегии государства в области энергетики приоритет был отдан газовому виду топлива, даже в угледобывающих регионах. Многие тепловые электростанции, работающие на угле, были перепрофилированы на газ. Так, в структуре энергопотребления в 1995 г. в Ростовской области на долю угля приходилось 38%, газа — 38%, мазута — 24%. Прогнозировались увеличение доли газа к 2010 г. до 52% и снижение доли угля до 35%, а мазута до 13%. Такая политика в области энергетики в течение не одного десятилетия явилась одним из факторов свертывания производственных мощностей по добыче энергетических углей. В последние годы высказываются обоснованные предложения о необходимости пересмотра энергетической стратегии России в направлении замещения природного газа альтернативным видом топлива, в частности угольным. При таком подходе прогнозируются увеличение доли угля в ТЭБ страны с 11 до 20% и сокращение доли природного газа с 42 до 30%, что также скажется и на изменении углепотребления в регионе. Механизмом реализации данного подхода должны стать изменения в ценообразовании этих энергоносителей, в налоговой политике государства, тарифов на перевозки угля и т.д. По данным ЦНИЭИуголь равные условия для угля и газа возникают при

соотношении цен уголь:газ 100:135 (150) за тунт\*. Это означает, что заинтересованность потребителя в угле появляется лишь в том случае, если 1 тунт угля будет дешевле 1 тунт газа в 1,35—1,5 раза.

Дальнейшая реализация энергетической политики отражается в расчетах потребностей каждого региона по направлениям использования добываемого в нем угля как для собственных нужд, так и для внешних потребителей. При этом учитывается конкурентоспособность углей у различных потребителей. Учет ведется на основе сопоставления цен на месте потребления углей.

Выполненные авторами расчеты по определению конкурентоспособности углей Донецкого, Печорского и Кузнецкого бассейнов в регионах европейской части России показали, что хотя донецкий уголь оказывается более дорогим при добыче, например, по сравнению с кузнецким (с близкими качественными характеристиками), доля транспортной составляющей в его цене на месте потребления почти в 2 раза меньше, что делает его дешевле для потребителя (табл. 1). Донецкие угли конкурентоспособны по сравнению с кузнецкими во всех субъектах федерации европейской части России и уступают печорским только в Республике Коми.

Изменение требований угольной промышленности, связанных с отсутствием технических средств по добыче угля для пластов мощностью менее 1 м и с углом падения более 35°, влечет за собой переоценку и балансовых запасов, которые при таких условиях не могут быть эффективно извлечены из недр. Для Донецкого бассейна в условиях Минтопэнерго России (Об установлении временных эксплуатационных условий..., 1996) при подсчете запасов рекомендована минимальная мощность пласта 0,8 м.

Изменения в уровнях цен, структуре и величине налоговых поступлений и платежей в значительной степени влияют на эффективность освоения месторождений. Так, на примере участков резерва подгруппы «а» Донецкого бассейна исключение из расчетов налогов, отчислений и платежей приводит к увеличению показателя эффективности (индекс доходности) освоения в 1,8—2,5 раза. С другой стороны, отсутствие в регионе транспортных магистралей, неосвоенность и малонаселенность района даже при исключительно благоприятных горно-геологических

факторах имеющихся там запасов и ресурсов обуславливают невозможность освоения и подготовки расположенной там угольной сырьевой базы. Следует отметить, что вышеперечисленные факторы подвержены значительным изменениям во времени в отличие от признаков, характеризующих геологическое строение участков и месторождений. Это обстоятельство приводит к необходимости постоянной переоценки и отслеживания состояния угольной сырьевой базы во времени.

В 1993—1995 гг. во ВНИГРИ уголь была выполнена геолого-экономическая оценка угольной сырьевой базы России, в том числе и Донецкого бассейна. В качестве критериев использовались значения удельной ренты (как разницы между индивидуальными затратами на добычу 1 т угля и итоговыми затратами). В 1998 г. данные оценки были приведены в соответствие с новым балансом запасов (табл. 2). По результатам оценки 1995 г. количество запасов Донецкого бассейна, эффективных для освоения, категорий  $A+B+C_1$  составило 2132,7 млн. т, а категории  $C_2$  — 731,6 млн. т, т.е. 32 и 25% соответственно. По состоянию на 01.01.98 г. их активная часть изменилась незначительно:  $A+B+C_1$  — 2176 млн. т и  $C_2$  — 773,6 млн. т, или 33 и 26% соответственно от всех балансовых запасов этих категорий. Основное количество благоприятных для освоения запасов промышленных категорий ( $A+B+C_1$ ) находится на резервных участках под новое строительство (775,7 млн. т), разведываемых и перспективных участках (801,8 млн. т). При этом подготовленные мощности по добыче угля для нового строительства на участках с активными запасами составляют 13,95 млн. т/г. (53% от приведенных в Госбалансе), из них лучшие экономические показатели имеют участки Садкинский Восточный и Северный, Сулинский 1 и Калиновский Восточный (10,2 млн. т/г.). Активные запасы других групп балансового учета в основном рассредоточены по сравнительно небольшим участкам и в качестве объектов для возможного освоения в ближайшей перспективе интереса не представляют, за исключением участков Кадамовский и Заповедный Северный (на базе последнего предполагается подготовить запасы для освоения нетиповыми шахтами).

В 1999 г. при переоценке прогнозных ресурсов Восточного Донбасса авторами была осуществлена геолого-экономическая оценка запасов углей на участках балансовых групп учета (по состоянию на 1.01.98 г.): резерв для нового строительства, разведываемые и

\*Тонна условного топлива.

## 1. Конкурентоспособность энергетических углей Донецкого, Печорского и Кузнецкого бассейнов у потребителей европейской части России

Потребитель (субъект федерации)	Расстояние до потребителя, км		Стоимость транспортировки, р./т		Стоимость угля у потребителя, р./т	
	Донецкий	Печорский	Донецкий	Кузнецкий	Донецкий	Кузнецкий
Белгородская область	590	—	49,33	3957	263,84	379,54
Воронежская область	660	—	53,57	3797	268,08	372,39
Курская область	750	—	58,22	4042	272,73	381,64
Липецкая область	820	—	62,87	3950	277,38	379,54
Орловская область	910	—	67,39	3871	281,90	377,32
Саратовская область	980	—	72,07	3205	286,58	352,25
Пензенская область	1140	—	80,46	3272	294,97	352,25
Московская область	1220	2240	84,92	3496	299,43	373,68
Смоленская область	1230	2400	85,22	3915	299,73	379,54
Владимирская область	1410	—	95,52	3873	310,03	377,32
г. Санкт-Петербург	1340	2360	99,9	4066	314,41	381,64
Костромская область	1600	—	102,53	3271	317,04	352,25
Нижегородская область	1660	—	104,63	3147	319,14	349,39
Ивановская область	1550	—	105,53	3435	320,04	359,98
Вологодская область	1720	1765	112,6	3450	327,11	347,72
Новгородская область	1820	2420	116,8	3984	331,31	382,69
Архангельская область	2350	1960	140,96	3960	355,47	379,54
Мурманская область	3230	2865	178,15	5125	392,66	417,17
Республика Коми	2620	1050	153,34	—	367,85	—
				74,7		

## 2. Соотношение активных и балансовых запасов по различным методикам оценки

Группа учета в Госбалансе, объекты	Балансовые запасы на 01.01.99 г., млн. т		Активные запасы (по оценке 1995 г.), млн. т		Активные запасы (по оценке 1998 г.), млн. т		Результаты нестоймостной оценки (технологичные запасы)
	A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>	A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>	A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>	
Действующие*	1201,9	32,3	294,8	—	294,8	—	
Строящиеся*	226,1	4,1	108,0	—	108,0	—	
Резерв подгруппы «а»							
Садкинский Восточный	104,5	6,9	96,9	6,9	96,9	6,9	Перспективный
Садкинский Северный	210,0	—	210,0	—	210,0	—	То же
Сулинский 1	204,2	10,7	164,3	10,7	164,3	10,7	»
Калиновский Восточный	180,9	7,3	145,3	7,3	145,3	7,3	»
Лиховской	65,0	—	44,9	—	—	—	Не перспективный
Шерловский	103,4	10,4	45,9	—	—	—	Перспективный
Раздорский 1	131,2	—	—	—	—	—	Не перспективный
Сулинский 2	171,5	11,1	58,9	—	—	—	То же
Южно-Каменский 1	64,1	9,2	—	—	—	—	»
Бессергеевский	98,9	—	—	—	—	—	»
Гуковский 4	94,6	32,7	—	—	—	—	»
РЭШ Кадамовская	9,5	—	9,5	—	9,5	—	Перспективный
Сулинский 3	258,9	8,3	—	—	—	—	
Итого	1696,7	96,6	775,7	24,9	626,0	24,9	
Резерв подгруппы «б»	350,9	27,5	117,2	—	117,2	—	
Перспективные	2100,4	2432,9	678,8	601,5	106,9	23,1	
Прочие	877,7	267,1	79,5	18,2	—	—	
Всего по бассейну	6576,8	2989,5	2177,0	773,6	1375,9	177,0	

\* По данным Минтопэнерго России.

перспективные для разведки и прочие. Для этого была использована Методика геолого-экономической оценки (переоценки) запасов месторождений твердых горючих ископаемых по укрупненным технико-экономическим показателям (ВИЭМС, 1996). При оценке учитывались инфраструктурные факторы, существующие цены на угольную продукцию, принятые в соответствии с налоговой политикой ставки налогов, отчислений и платежей в бюджет.

Геолого-экономическая оценка выполнялась в двух вариантах: без учета отчислений, налогов и платежей и с учетом налогов. К оценке принимались запасы, сосредоточенные в пластах мощностью более 0,8 м и с углами падения до 18°.

Геолого-экономическая оценка проводилась в такой последовательности:

с использованием результатов выполненной в разные годы экономической оценки объектов и современных требований угольной промышленности корректировались показатели — производственная мощность предприятия, капитальные затраты на освоение объекта, стоимость основных производственных фондов, амортизационные отчисления, себестоимость добычи и обогащения 1 т угля и затраты на инфраструктуру;

с учетом индексов-дефляторов пересчитывались экономические показатели объекта в цены 1998 г.;

рассчитывались цены реализации продукции и показатели эффективности освоения месторождений: чистый дисконтированный доход (ЧДД), индекс доходности (ИД), внутренняя норма доходности (ВНД), срок окупаемости капитальных вложений ( $T_0$ ),

рентабельность без учета налогов (R), чистая дисконтированная прибыль (ЧДП), индекс прибыльности (ИП), внутренняя норма прибыли (ВНП), рентабельность с учетом налогов (P);

объекты (запасы), имеющие положительные показатели чистой дисконтированной прибыли и чистого дисконтированного дохода, рассматривались как эффективные для освоения.

Выполненные по указанной методике расчеты позволили установить, что активные запасы по Донецкому бассейну (см. табл. 2) составляют 1376 млн. т категорий A+B+C<sub>1</sub> и 177 млн. т категории C<sub>2</sub> (21% и 6% от балансовых запасов). Доля эффективных для освоения запасов резерва подгруппы «а» снизилась по сравнению с данными оценки 1995 г. на 9%, а перспективных для освоения объектов — почти на одну треть (30%).

К благоприятным для освоения отнесены объекты: Калиновский Восточный, Садкинский Северный, Садкинский Восточный 1, РЭШ Кадамовская; на разведываемых участках — шахта Кадамовская, на перспективных для разведки — Заповедный Северный. Остальные объекты оценены как не эффективные для освоения.

При оценке участков без учета налогов активные запасы заметно увеличиваются и достигают по A+B+C<sub>1</sub> 1723 млн. т и по C<sub>2</sub> 312 млн. т, или 26 и 10% от балансовых запасов соответственно. В этом случае эффективными для освоения становятся также объекты резерва подгруппы «а» Лиховской, Шерловский, Сулинский 2, а перспективными для разведки — объекты Быстрианский 1-2, Северо-Каменский 1.

# АППАРАТУРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА И ТЕХНОЛОГИИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ



УДК 553.042:622.7

© Коллектив авторов, 2000

## ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ НА ОСНОВЕ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ МЕТОДОВ И ПРИЕМОМ

**Г.В.Остроумов, Ю.С.Кушпаренко, Н.В.Петрова, Ю.Ф.Соколов, Н.Д.Тютюнник (ВИМС МПР России), А.А.Кременецкий, Ф.И.Шадерман, Е.Н.Левченко (ИМГРЭ МПР России)**

*Рассмотрены научно-методические основы создания оптимальных технологий переработки редкометалльных, в основном тантало-ниобиевых, и некоторых других руд. Основой являются оригинальные разработки специалистов ВИМСа и ИМГРЭ. Сложный минеральный состав руд, полидисперсный, часто тонкодисперсный характер выделений ценных компонентов предопределяют трудность получения для большинства руд месторождений России высоких технико-экономических показателей при переработке их по традиционным технологиям. Рациональная организация технологических исследований в едином процессе геологического изучения недр, включающая оперативную малоаппаратную оценку технологических свойств потенциальных полезных ископаемых, изучение изменчивости качества руд в объеме месторождений, разработка оптимальных технологических схем, обеспечивающих комплексное использование минерального сырья, существенно повышают эффективность создания и использования минерально-сырьевой базы редких металлов в новых условиях недропользования.*

Большинство объектов отечественной редкометалльной минерально-сырьевой базы весьма сложны для эффективной промышленной утилизации. Полидисперсный, часто тонкодисперсный размер выделений, большая номенклатура рудных и попутных минералов, наличие на одном месторождении нескольких генераций одного минерала с существенно различными технологическими свойствами, нередкая гипо- и гипергенная их измененность, в то же время близкие гравитационные, флотационные, магнитные и электрические свойства рудных и сопутствующих минералов требуют применения самых совершенных схем переработки: кроме механических методов нетрадиционного применения, широко привлекаются химико-металлургические, а в последнее время и биологические методы переработки минерального сырья.

На основании результатов глубокого изучения вещественного состава и техноло-

гических свойств рудных и сопутствующих минералов в последние годы были разработаны и предложены для промышленного использования новые технологии обогащения и переработки различных, в том числе редкометалльных, руд.

При конструировании современных технологий переработки руд учитываются текстурно-структурное строение, вещественный состав минеральных образований и общие принципы компоновки обогатительно-металлургических процессов, сведенных в обобщающей (универсальной) схеме переработки руд (рис. 1). Рациональное сочетание различных обогатительных процессов при обогащении основных типов тантало-ниобиевых руд, исходя из анализа мировой промышленной практики и собственных оригинальных разработок, представлено на рис. 2.

Руды характеризуются тонкой вкрапленностью полезных минералов, что затруд-



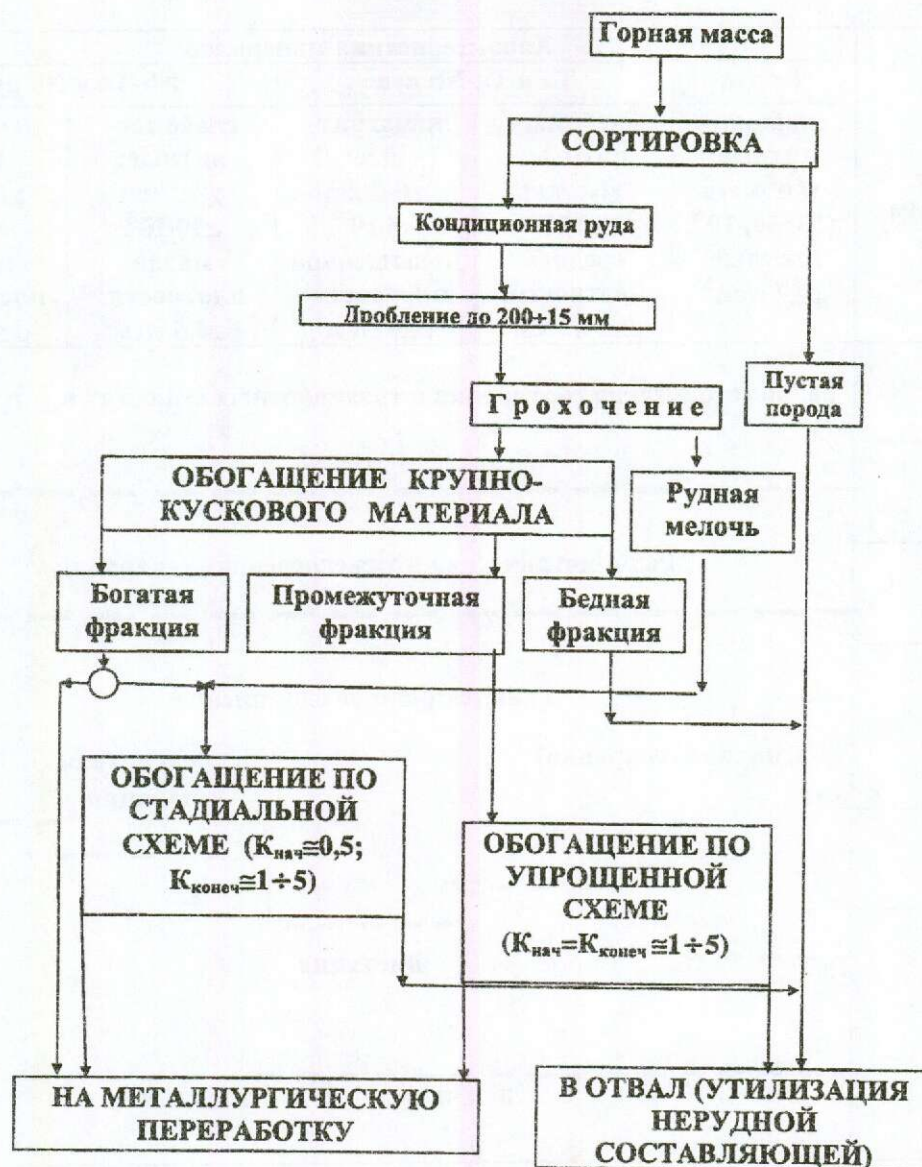


Рис. 1. Принципиальная схема обогащения полезных ископаемых:

$K$  — отношение среднего размера извлекаемого компонента (минерала) и обогащаемого продукта (руды)

няет получение из них товарных тантало-ниобиевых концентратов. Тонкая вкрапленность Ta-Nb минералов является причиной особо больших потерь при доводке черновых концентратов (снижение извлечения РМ на 15—22%). В связи с этим возникла необходимость в установлении оптимальной глубины обогащения для сохранения высокого «сквозного» извлечения и в разработке эффективных химико-технологических методов переработки бедных тантало-ниобиевых продуктов. Классическая многостадийная гравитационная технология первичного обогащения, как свидетельствует практика, не обеспечи-

вает получения высоких технологических показателей. Исследования ВИМСа показали, что применение для первичного обогащения руд сухой магнитной сепарации обеспечивает для руд ряда месторождений более эффективную их переработку (Этькинское, Орловское, Пограничное, Вознесенское и др.).

На основании магнитных свойств тантало-ниобатов для первичного их обогащения разработана схема сухой магнитной сепарации с использованием специальной рудоподготовки, включающей предварительное термическое разупрочнение руды (нагрев до  $t$  250—300°C) и последующее измельчение на

Размер частиц, мм	Характеристика минералов				
	Та руд	Та и Та-Nb руд		Nb-Ta и Nb руд	
	слабомагнитные: $\chi(\text{м}^3/\text{кг}) \cong (10+50) \cdot 10^{-9}$ тяжелые: $\rho \geq 7 \text{ г/см}^3$	слабомагнитные: $\chi(\text{м}^3/\text{кг}) \geq 10 \cdot 10^{-9}$ средней плотности: $\rho \cong 5-6 \text{ г/см}^3$	немагнитные: $\chi(\text{м}^3/\text{кг}) < 5 \cdot 10^{-9}$ повышенной плотности: $\rho \geq 6 \text{ г/см}^3$	слабомагнитные: $\chi(\text{м}^3/\text{кг}) \geq 10 \cdot 10^{-9}$ малой плотности: $\rho \cong 4,5 \text{ г/см}^3$	немагнитные: $\chi(\text{м}^3/\text{кг}) < 5 \cdot 10^{-9}$ малой плотности: $\rho \cong 4 \text{ г/см}^3$
1000	Радиометрическая сортировка в транспортных емкостях и устройствах				
100					
10	Радиометрическая и тяжелосредняя сепарация				
1					
0,3	Гравитационное обогащение (магнитная сепарация) — (магнитная сепарация)				
0,1					
0,07	Флотация				
≤0,001					
Характерные минералы	Танталит, водженит, тапиолит	Колумбит, лопарит, стрюверит, самарскит	Микролит, торолит, симпсонит, стиббиотанталит	Гатчеттолит, Th, TR-пирохлоры	Пирохлоры (в т.ч. Sr; Ванданит)

Рис. 2. Рациональное сочетание процессов промышленной переработки Та-Nb руд по главным рудным минералам

конусной инерционной дробилке. Измельченная неклассифицированная руда подвергается магнитной сепарации в поле высокой напряженности с доводкой магнитных фракций на концентрационном столе. В результате двухстадийной магнитной сепарации в хвосты выделяется обезжелезненный кварц-полевошпатовый продукт, который можно использовать для извлечения из него микроклина с помощью электростатической сепара-

ции или же непосредственно для производства хозяйственного фарфора или силикатного кирпича. В магнитную фракцию извлекаются 80—85%  $\text{Ta}_2\text{O}_5$  и 70—75%  $\text{LiO}_2$  в виде литиевых слюд.

Танталовый продукт, содержащий 1,5—2%  $\text{Ta}_2\text{O}_5$ , поступает для получения товарной продукции на гидрометаллургический передел. Для этих целей ВИМСом разработаны: автоклавная щелочно-кислотная, термохи-

мическая и сернокислотная технологии с избирательным разложением тантало-ниобатов. Перспективны также хлорная (Гиредмет) и пирометаллургическая технологии (Гиредмет, ИМиО, УрОРАН, ВИМС и ВНИИХТ). Каждый из приведенных методов можно использовать для переработки бедных танталовых продуктов, получая:  $K_2TaF_7$ ,  $Nb_2O_5$ , а также  $U_3O_8$ . Переработку литиевого концентрата предлагается осуществлять как по технологиям, освоенным промышленностью, так и по разработанным в ВИМСе (щелочно-экстракционная).

Для первичного обогащения наиболее распространенного промышленного типа тантало-ниобиевых руд (Улуг-Танзекское, Катунинское месторождения) наиболее эффективна магнитно-гравитационно-флотационная схема с включением предварительной специальной рудоподготовки. Тантало-ниобаты и часть циркона извлекаются магнитной сепарацией в поле высокой напряженности. Гравитационное обогащение используется для доизвлечения циркона, флотация — для извлечения криолита и немагнитных литиевых слюд. Такое сочетание процессов обеспечивает наиболее полное извлечение тантала и ниобия и других ценных компонентов, представленных либо колумбитизированным пирохлором, либо колумбитом. Извлечение тантала и ниобия в магнитную фракцию достигает 85%, циркония до 70%. Коллективный магнитный концентрат (Ta, Nb, Zr, Li) с помощью гравитационного обогащения разделяют на тантало-ниобий-циркониевый и литиевый. Отходы обогащения представляют собой обезжелезненный кварц-полевошпатовый продукт.

Введение в схему первичного обогащения сухой магнитной сепарации в сильном поле значительно повышает извлечение редких металлов, упрощает схему, сокращает капитальные и эксплуатационные затраты, исключает отравление окружающей среды тяжелыми металлами за счет высокого извлечения полезных компонентов. Включение в схему новых гидрометаллургических процессов, обеспечивающих эффективную переработку бедных коллективных редкометалльных продуктов, позволяет поддерживать высокое извлечение первичного обогащения, способствует комплексному их использованию.

Для собственно ниобиевых руд (Белая Зима, Татарское, Большетагнинское, Томторское), содержащих пирохлор различной крупности (от 5 до 0,01 мм), разработана комбинированная гравитационно-флотационная схема. В гравитационном цикле

предусмотрено сочетание гравитационных аппаратов с различными механизмами разделения, что дало возможность последовательно выделить в черновые концентраты вначале крупные тяжелые зерна пирохлора отсадкой, а затем более мелкие винтовыми сепараторами. Из хвостов гравитационного обогащения флотацией извлекаются тонкие частицы пирохлора, затем попутных полезных компонентов — апатита и кальцита. Подобная технология позволила извлечь в черновые концентраты 90% пентоксида ниобия при его содержании 9%. Для доводки гравитационного и флотационного черновых концентратов разработана схема, сочетающая процессы флотации, гравитации, магнитной и электрической сепарации. В результате был получен товарный пирохлоровый концентрат при извлечении 80% от исходной руды, пригодный для производства феррониобия, а также апатитовый концентрат, магнетитовый продукт, кальцитовый продукт для получения извести и шламы обогащения для раскисления почвы.

Разработанная технология практически приемлема как для средне- и мелковкрапленных (по пирохлору) коренных карбонатитов, так и для кор выветривания по ним. Иное дело тонкодисперсные (по пирохлору и попутным компонентам) коры выветривания.

Переотложенные коры выветривания карбонатитов (Томторское месторождение, Якутия) пирохлор-монацит-крандаллитовых руд характеризуются субмикроскопическим размером выделений подавляющего количества рудных минералов и уникально высоким содержанием ценных компонентов (6—10%  $Nb_2O_5$ , 12—14%  $\Sigma TR_2O_3$ , 1%  $Y_2O_3$ , 0,05% Sc и 15%  $P_2O_5$ ).

Руды Томторского месторождения чрезвычайно труднообогатимы. Основные трудности при использовании процессов обогащения руд Томтора, и в первую очередь флотации, обусловлены тесной ассоциацией минералов и большим количеством тонких классов, образующихся при измельчении, а также существенной изменчивостью физико-химических свойств одноименных минералов в связи с их переменным составом и присутствием микровключений (на уровне 1—5 мкм) других минералов.

Тем не менее в результате детальных исследований ВИМСа и Гиредмета установлены закономерности воздействия реагентов, определяющих селективную аэрофлокуляцию при прилипанию минеральных частиц к воздушному пузырьку, решены вопросы активации поверхности воздушных пузырь-

ков с использованием выявленных зависимостей, что послужило основой нового способа селективной флотации тонкодисперсных руд, защищенного патентом. Предложены рациональная схема подготовки руды к флотации, реагентные режимы для разделения ниобийсодержащих минералов и минералов РЗЭ, находящихся в относительно свободном состоянии. Технология обеспечивает возможность выделения части ниобия с получением пироклорового концентрата, содержащего 43,9%  $Nb_2O_5$  при извлечении в него ниобия 38—40%. Остальная часть ниобия, иттрия и РЗЭ концентрируется в хвостах флотации, подлежащих гидрометаллургической переработке.

Полноту и комплексность переработки руд Томтора обеспечивает гидрометаллургическая технология, основанная на последовательном выщелачивании рудной массы растворами едкого натра и азотной (соляной) кислоты. В сочетании с экстракционным переделом кислотного раствора схема обеспечивает наряду с ниобием попутное получение скандия, иттрия, индивидуальных соединений РЗЭ и предусматривает регенерацию едкого натра с получением  $Na_3PO_4 \cdot 12H_2O$  (тринатрийфосфат). Технология проверена в укрупненно-лабораторном масштабе.

При переработке руды по указанной технологии в товарные продукты извлечены: ниобий в пироклоровый концентрат, содержащий 42,5%  $Nb_2O_5$  — 96%; скандий в  $Sc_2O_3$  99,9%-ной чистоты — 87%; РЗЭ в редкоземельный концентрат, содержащий 99% РЗО, в том числе  $Y_2O_3$  — 6,22% — 91%. Извлечение фосфора в  $Na_3PO_4 \cdot 12H_2O$  — 86%.

Выявленные минералого-технологические особенности руды Томторского месторождения — состав, свойства минералов, формы нахождения полезных компонентов, тонкодисперсный характер руды, резкая неравномерность распределения редких металлов в пределах рудного пласта — обусловили создание технологий, основанных на комбинировании различных методов переработки — рентгенорадиометрического, механического и химического обогащения, гидро- и пирометаллургии. Такой подход обеспечил достаточно полное извлечение ценных компонентов в виде различных товарных продуктов — пироклорового концентрата, оксидов ниобия и редких земель, иттрия, скандия, а также других попутных компонентов.

Исследованиями ВИМСа показано (В.К.Рябкин), что руды Томтора при коэффициенте контрастности  $M$  от 0,7 до 1 могут быть отнесены к контрастным и благоприятны для

обогащения методом рентгенорадиометрической сепарации. Даже при невысокой порционной контрастности на уровне  $M$  порядка 0,7 в результате подземной добычи с селективной выемкой можно отделить до 45% некондиционной руды. При этом происходит усреднение руды по главным компонентам. Стоимость готовой продукции при сохранении объемов поставки товарной руды возрастает на 21%, а срок окупаемости предприятия снижается с 4,8 до 3 лет, что весьма существенно для отработки руд в крайне неблагоприятных географических условиях. Дальнейшее улучшение экономических показателей возможно при применении покусковой сепарации.

Примером рационального сочетания радиометрических, гравитационных, флотационных, магнитных методов обогащения, методов химической переработки для создания практически безотходной технологии служат танталсодержащие пегматитовые коренные руды Вишняковского месторождения (рис. 3). Они содержат ряд ценных компонентов, связанных как с рудными, так и с породообразующими минералами. Тантал концентрируется в танталите, воджините, иксиолите, микролите. С этими же минералами связано основное количество ниобия, редкоземельных элементов, урана, тория. Бериллий представлен бериллом, олово — касситеритом; рубидий, цезий концентрируются в мусковите и микроклине, литий — в сподумене. Микроклин является ценным сырьем для производства фарфора и электротехнических изделий, альбит и кварц — для производства стекла и керамики. Вмещающие породы могут использоваться в качестве сырья для каменного литья.

Блоковый характер выделений микроклина, отличие по цвету пегматитов и вмещающих амфиболитов, достаточная контрастность рудных минералов, а также их благоприятный гранулярный состав позволяют с высокой эффективностью применять для первичного обогащения радиометрические методы: для выделения амфиболитов — фотометрическую, для выделения микроклина и сподумена — рентгенолюминесцентную, для выделения хвостов в виде щелбенки — рентгенорадиометрическую сепарацию. Дальнейшее обогащение осуществлялось по трехстадиальной гравитационной схеме с использованием отсадки, винтовых сепараторов и концентрационных столов и доводкой черновых концентратов магнитной и электрической сепарацией. Для доизвлечения тонких танталсодержащих минералов, бе-

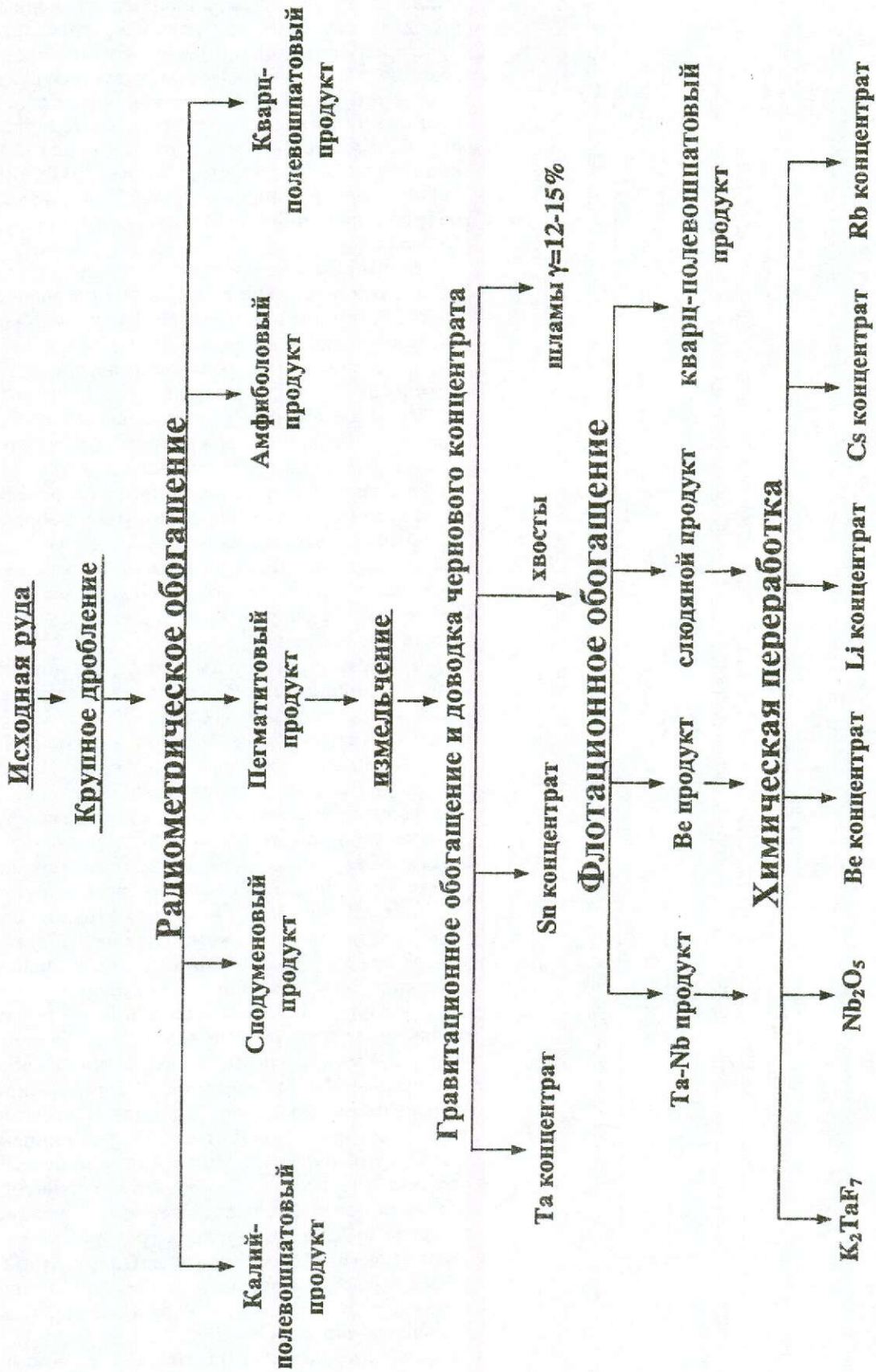


Рис. 3. Принципиальная схема обогащения редкометальных пегматитов

Типы резервных месторождений дефицитных редких металлов

Тип сырья	Металл	Тип месторождений	Существующая технология	Причины низкой рентабельности	Месторождения
Традиционные	Sr	Осадочные эпитенетические	Гравитационно-флотационное обогащение	Мелкокрапленые руды с низким содержанием SrO	Табольское, Синие Камни
	P3Эу	Щелочные метасоматические	Гравитационно-магнитное обогащение	Низкое содержание в концентрате	Арысканское
	Zr	Прибрежно-морские россыпные	То же	Низкое содержание циркона, высокое содержание лимитируемых примесей	Лукояновское, Тарское
Нетрадиционные	P3Эу	Кор выветривания	Кислотное выщелачивание	Низкое содержание в руде	Теняжское
	Zr	Эвдиалитовые туляригиты	Кислотное вскрытие	Высокий расход кислоты, экологические проблемы	Ловозерское
	Zr	Щелочные граниты	Гравитационно-флотационное обогащение	Низкое содержание циркона, комплексность руд	Катугинское, Улуг-Танзекское
	Re	Вулканический газ	Технология разрабатывается	Не оценена	Вулкан Кудрявый

рилла и слюды применялся флотационный метод. Полученные при доводке и флотации промпродукты подвергались химическому обогащению автоклавным методом. В результате были получены товарные высоко-сортные танталовые концентраты, содержащие более 40% Ta с извлечением около 80%, концентраты бериллия, лития, рубидия, цезия, олова, микроклиновыи концентрат, кварц-полевошпатовый продукт и амфиболиты.

Кроме балансовых собственно редко-металльных месторождений, при применении новых технологий интерес представляют забалансовые месторождения и нетрадиционные источники редких и благородных металлов.

Руды резервных и забалансовых месторождений можно подразделить на: традиционные, для переработки которых используются промышленно освоенные технологии; нетрадиционные, технологии переработки которых разработаны, но не освоены промышленностью; принципиально новые, для которых технологии не испытаны, не разработаны или в случае совсем новых объектов вообще не известны.

В таблице приведены известные резервные месторождения России руд стратегических и остродефицитных редких металлов со значительными запасами промышленно важных компонентов, которые в настоящее время не могут быть вовлечены в эксплуатацию в основном по технологическим причинам.

Из таблицы следует, что нерентабельность резервных месторождений редких металлов обусловлена ограниченным кругом причин. В первую очередь это низкое содержание ценных компонентов в рудах из-за низкого содержания промышленного минерала или компонента в минерале-концентрате. Низкие содержания в рудах характерны для традиционных типов (например, Sr-руды ряда месторождений, многочисленные Ta-Zr-россыпи в европейской части России и Западной Сибири). Известные и в принципе эффективные технологии обогащения руд этих типов для конкретных объектов не обеспечивают достаточную для освоения рентабельность. Низкое содержание металла в минерале-концентрате и, как следствие, в извлекаемом концентрате приводит к высоким затратам на стадии металлургического передела и в итоге к нерентабельности переработки руд.

Для нетрадиционных типов руд, помимо вышеотмеченных причин нерентабельности,

выделяются другие, связанные уже непосредственно с технологиями. Так, Ловозерские эвдиалитовые руды, для которых разработана технология кислотного разложения эвдиалита, не конкурентоспособны по причине высокого расхода кислоты на стадии вскрытия. По аналогичной — технологической — причине нерентабельными часто признаются мелкодисперсные ниобиевые руды кор выветривания, для которых пока не найдены способы обогащения, обеспечивающие приемлемое качество концентратов и достаточное извлечение ценного компонента из руды. Кроме того, низкая рентабельность переработки нетрадиционных типов руд часто вызвана затратами на хранение, захоронение, утилизацию экологически опасных отходов, образующихся в технологическом процессе (Ловозерские эвдиалитовые руды, Sc-руды месторождения Кумир). Препятствием для освоения резервных месторождений с нетрадиционными типами руд является также высокая комплексность сырья, часто обусловленная не столько его составом и потребностями в продукции, сколько разработанными технологическими решениями (комплексные руды щелочных гранитов).

Таким образом, одна из основных проблем освоения резервных месторождений — проблема технологическая: имеющиеся технологии не могут обеспечить высокоэффективную переработку существующего минерального сырья. Применение принципиально новых технологических и технических решений позволит с высокой рентабельностью использовать существующее, известное, разведанное или опосредованное сырье.

Среди резервных месторождений имеются уникальные принципиально новые объекты. Так, в Sr-рудах Мурунского месторождения в Иркутской области основной промышленный минерал — таусонит — титанат стронция; кулариты в Саха-Якутии — перспективное сырье для производства европия, фумарольные газы вулкана Кудрявый — новый промышленный источник рения. Для получения последнего реализованы новые технические решения, разработанные в ИМГРЭ.

Технология извлечения рения и других редких металлов (In, Bi, Ge) для их концентрирования использует природный процесс образования сульфидных сублиматов из вулканического газа. Для повышения эффективности и селективности этого процесса подобран носитель — природный цеолит, на котором скорость процесса сублиматообразования в 100—1000 раз выше, чем в

природной системе. Вулканический газ в разработанной технологии служит не только сырьем для извлечения ценных компонентов, но и источником кислоты, реагента, применяемого для регенерации носителя. Наконец, исходя из принципа рациональной организации производства, предусматривается переработка редкометалльного концентрата на действующем предприятии. Все это позволяет прогнозируемую рентабельность извлечения рения оценивать не менее 40% при сроке возврата планируемых кредитов около двух лет.

Только на флюорит отрабатываются многокомпонентные руды Вознесенского месторождения. Остальные ценные элементы — бериллий, литий, рубидий, цезий — остаются в хвостах флюоритовой флотации и складываются в отвалы. За многолетнюю работу ЯГОКа отвалы обогащения образовали многотонные горы, опоясывающие пос. Ярославский, загрязняя окружающую среду и занимая сельскохозяйственные земли. Многочисленные исследования по обогащению этих руд и химической переработке их на товарные продукты, как правило, не обеспечивают полноты извлечения фтора, а редкие щелочные металлы — литий, рубидий и цезий, а также бериллий — не извлекаются и остаются в хвостах флюоритовой флотации. Литийсодержащие отходы обогащения руд Вознесенского месторождения можно отнести к числу первоочередных источников лития, который содержится в лепидолите и других слюдах (11% содержания в руде). Кроме лития (0,6—0,7%  $\text{Li}_2\text{O}$ ), отходы обогащения содержат бериллий в форме фенакита, включающего 0,11—0,20%  $\text{BeO}$ , глинистые минералы — 18%, флюорит — 5—15%, кальцит, поллуцит и кварц. Согласно исследованиям ВИМСа (З.А.Журкова и др.), для карбонатных руд с модулем <1 целесообразно использование комбинированной флотационно-гидрохимической схемы с извлечением около 70% флюорита во флюоритовый концентрат с содержанием 92%  $\text{CaF}_2$  и доизвлечением 15% его в гидрохимической ветви в форме криолита. Извлечение кальцита в кальцитовый продукт 70%, редких металлов в алюминатный раствор 75—80% с последующим выделением в форме товарных продуктов — карбонатов лития, рубидия, цезия, гидроксида бериллия или фторбериллата аммония и криолита.

Новые технологии способствуют успешному решению сырьевых проблем и действующих производств. Примером является применение новой, содовой, технологии

переработки бокситов для сырья, добываемого на Северо-Онежском бокситовом руднике (разработка совместно с Б.Н.Одокий). Предприятие испытывает трудности со сбытом добываемых бокситов — дефицитного в России сырья. Причина — повышенное содержание хрома в бокситах СОБРа, что приводит к экологическим проблемам на глиноземных заводах. Кроме того, в бокситах СОБРа содержатся редкие металлы — V, PЗЭ иттриевой подгруппы, Sc, Ti. Все они, а также хром, относятся к перечню дефицитных полезных ископаемых. Эти попутные компоненты невозможно утилизировать на глиноземных заводах, использующих способ Байера (или технологию Байер-спекание). Применение новой технологии переработки бокситов, основанной на спекании боксита с содой с образованием алюмината натрия, позволяет не только решить проблему хрома, который выделяется в отдельный продукт, но и получать практически все упомянутые редкие металлы. Это становится возможным, поскольку основная часть  $\text{SiO}_2$  боксита, который в ходе процесса Байера накапливался в красном шламе, в содовой технологии осаждается в форме цеолита NaA. Последний широко применяется, пользуется спросом и является поэтому товарным продуктом технологии. В результате содержание редких металлов в кеке выщелачивания возрастает в 2—3 раза по сравнению с красными шламами процесса Байера, что позволяет извлекать из кека Y, Sc и Ti с высокой рентабельностью, используя известные технологические решения.

Таким образом, с помощью принципиально новых технологий, отличающихся нестандартными техническими решениями, геотехнологическими возможностями, новыми схемами организации производства, могут

быть со значительной эффективностью освоены многие рудные объекты, в том числе и те, которые в настоящее время признаны экономически неэффективными, забалансовыми.

Комплексный подход к совершенствованию технологий переработки руд на основе глубокого изучения вещественного состава, направленного изменения технологических свойств минералов, а также реализация последних достижений науки и техники существенно повышают технико-экономические показатели переработки труднообогатимых руд.

Установление извлекаемых компонентов, комбинация крупнокускового обогащения с оптимальными приемами обогащения зернистого и шламового материала способствуют высокому извлечению всех ценных компонентов в черновые коллективные концентраты.

Оптимальная глубина обогащения, совершенствование схем и способов доводки черновых концентратов, химико-металлургическая переработка «упорных» продуктов обогащения и некоторых особо богатых и труднообогатимых руд позволяют получать высоколиквидную конечную продукцию с высокими технико-экономическими показателями.

Разработанные технологические решения и созданные на их основе оптимальные технологии, обеспечивающие вывод предприятий-потребителей минерального сырья на современный уровень производства, требуют не только детальной проработки в лабораторных условиях, но как минимум укрупненно-лабораторных испытаний по полной схеме в непрерывном процессе, что возможно лишь при создании для этих целей соответствующей базы.



УДК 622.34.1 (470.323)

© В.Л.Колибаба, 2000

## СТРАТЕГИЯ ОСВОЕНИЯ БОГАТЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД КМА

**В.Л.Колибаба (ВИМС МПР России)**

*Освоение глубокозалегающих месторождений богатых железных руд КМА на современном этапе связано со скважинной гидродобычей (СГД). Для перевода запасов детально разведанных месторождений в «активные» в рамках инновационной программы МПР России предлагается выделить средства и организовать на базе предприятия ГЕОТЕХВИМС полигон для дальнейшего проведения опытно-методических работ и демонстрации технологии СГД возможным инвесторам. Источник капитала: отчисления на восстановление сырьевой базы, выделение средств из расчета доли участия металлургических предприятий, Газпрома, РАО «ЕЭС России», машиностроительных фирм, сбережений населения через акционирование, привлечение инвестиционных средств крупных банковских структур и зарубежных фирм.*

В послевоенный период в результате проведения весьма значительных объемов геологоразведочных работ в России подготовлена крупнейшая в мире минерально-сырьевая база черной металлургии. Однако по качественным параметрам она не отвечает современным требованиям. Анализ состояния железорудной базы черной металлургии показывает, что обеспечение потребности в железорудном сырье за счет использования традиционных источников сырья в ближайшей перспективе может столкнуться с трудностями, связанными как с недостатком средств на поддержание существующего уровня добычи, так и с возможным непредсказуемым их увеличением из-за ухудшения условий разработки месторождений.

После перехода на рыночные отношения с 1992 г. экономическая ситуация в стране коренным образом изменилась. Крайне неравномерно выросли цены (1990—1998 гг.): на железные руды в 7,6 раза, электроэнергию в 28, топливо в 26 раз. Железнодорожные тарифы увеличились в 15 раз, а минимальное промышленное содержание железа в рудах осталось на уровне 1990 г. На обогатительные фабрики из карьеров по-прежнему идет руда с содержанием железа на 1—2%, а из шахт на 10—13% ниже его содержания в недрах из-за примешивания значительного количества пустых пород при добыче. Износ основных фондов достиг 60—70%, объем вскрыши уменьшился в 1,5—3 раза, горно-капитальных работ в 4 раза, нет капиталовложений на поддержание мощностей (всего 4—5% от прибыли), рентабельность снизилась с 25,8 до 2,7%. Идет выбытие мощностей: за период

1990—1999 гг. по сырой руде — 50 млн. т, по товарной — 26,3 млн. т (табл. 1, 2). На Урале горные предприятия обеспечены запасами всего лишь на 5—7 лет, на Востоке мощности металлургии обеспечены рудой на 33%. В 2000 г. производство 40 млн. т чугуна в России обеспечено товарной рудой полностью. При производстве чугуна на уровне 44 млн. т в 2005 г. возможен дефицит в товарной руде в 6 млн. т. Покрытие дефицита возможно за счет создания мощностей по добыче богатой железной руды на месторождениях КМА способом СГД (табл. 3).

Поставленные на государственный баланс запасы железных руд в 50—60-е годы не соответствуют в настоящее время экономическим условиям российского рынка. Назрела необходимость определить, какая часть разведанных запасов представляет промышленный интерес и какие следует принять меры для повышения эффективности их разработки.

В последние 25—30 лет развитие отрасли в России шло по пути вовлечения в эксплуатацию крупных месторождений магнетитовых кварцитов с относительно невысоким содержанием железа, что было обусловлено существующей технологией обогащения этих руд и выпуском эффективного горно-обогачительного оборудования. Это дало возможность создать одну из самых крупных в мире мощностей по добыче и переработке железорудного сырья. Выход товарной продукции (в пересчете на металл) из 1 т сырой руды в среднем по основным ГОКом составляет всего лишь 0,22 т, т.е. для получения 1 т металла (в товарной продукции) необходимо добыть 4,4 т

## 1. Динамика производственных мощностей и производство руды в России

Годы	Сырая руда		Товарная руда	
	Производственная мощность, млн. т	Производство, млн. т	Производственная мощность, млн. т	Производство, млн. т
1990	263,9	262,8	107,8	106,6
1991	258,1	230,2	104,7	90,9
1992	253,8	207,7	103,3	82,0
1993	253,6	184,5	103,2	76,0
1994	254,5	203,5	94,2	73,2
1995	236,4	204,6	91,7	78,2
1996	223,2	189,9	87,0	71,5
1997	216,7	185,5	84,5	70,5
1998	214,8	190,1	82,5	72,3
1999	214,0	200,0	81,5	81,3

## 2. Производство товарной руды на предприятиях КМА, млн. т

Предприятия	Годы					
	1980	1985	1990	1995	1997	1999
<i>Богатая руда</i>						
Михайловский ГОК	9,1	9,1	9,4	4,4	2,5	4,0
Лебединский ГОК	7,5	1,2	—	—	—	—
Стойленский ГОК	4,6	4,8	3,6	2,1	1,2	0,96
Итого	21,2	15,1	13,0	6,5	3,7	5,0
<i>Концентрат</i>						
Михайловский ГОК	8,2	9,2	10,9	9,1	9,0	10,8
Лебединский ГОК	9,5	16,8	18,5	18,5	18,4	17,0
Стойленский ГОК	3,0	2,8	3,6	5,1	5,2	9,1
КМАруда	1,6	1,6	1,5	1,5	1,2	1,5
Итого	22,3	30,4	34,5	34,2	33,8	38,4
Всего	43,5	45,5	47,5	40,7	37,5	43,4

## 3. Баланс производства и потребления товарной железной руды, млн. т

Показатели	1999 г.	2000 г.	2005 г.
Производство (план)			
чугун	40,0	40,0	44,0
металлизированные окатыши (брикеты)	1,7	2,5	2,7
Потребность в руде			
на чугун	68,8	68,8	74,8
на металлизированные окатыши (брикеты)	2,4	3,5	3,8
на экспорт	11,3	12,0	12,0
на прочее	2,1	3,9	4,0
Всего	84,6	88,2	94,6
Обеспеченность сырьем	81,3	82,0	82,0
Импорт	3,6	6,0	6,6
Всего	84,9	88,0	88,6
Дефицит (-), излишек (+)	+0,3	-0,2	-6,0
Возможность производства чугуна	40,0	40,0	40,4
Дефицит чугуна			-3,6

сырой руды. За рубежом для получения 1 т металла в товарном железорудном концентрате добывается в среднем 2,4 т руды, т.е. почти в 2 раза меньше.

Затраты на добычу и подготовку металлургического сырья на наших железорудных месторождениях в силу природных особенностей в равных ценовых условиях в 1,5—2 раза превышают таковые на месторождениях основных рудодобывающих стран, формирующих цены мирового рынка, — Австралии, Бразилии, где содержание железа в рудах в 1,7 раза выше, а коэффициент вскрыши в 4 раза ниже ( $0,2 \text{ м}^3/\text{т}$  против  $0,8 \text{ м}^3/\text{т}$ ). Отсюда и низкая конкурентоспособность российской железорудной продукции на мировом рынке.

В то же время на территории КМА имеются запасы более 60 млрд. т богатых железных руд с содержанием Fe 61—65% и низким содержанием кремнезема, серы, фосфора и цветных металлов. Добыча этих руд, залегающих на глубине 400—1000 м, традиционными методами затруднена. Созданный в ВИМСе способ разработки глубокозалегающих месторождений рыхлых руд, находящихся в сложных гидрогеологических условиях, позволяет извлекать из недр через скважины наиболее богатую часть руд с сохранением возможности последующей доработки оставшихся запасов обычным подземным способом. Применение этого метода позволяет добывать сырую руду с содержанием Fe более 67%, что почти в 2 раза превышает показатели по основным предприятиям. Выход товарной продукции (в пересчете на металл) из 1 т руды оценивается в 0,62 т, т.е. для получения 1 т металла необходимо добыть 1,7 т руды. Данный показатель почти в 3 раза ниже, чем по основным эксплуатирующимся месторождениям России и в 1,5 раза ниже, чем в целом по добываемой руде в мире. Эксплуатационные затраты на добычу природного концентрата КМА методом СГД в 2—2,5 раза ниже затрат при традиционных способах добычи и рудоподготовки на действующих предприятиях. При достаточно высокой рентабельности это позволит поддерживать конкурентоспособность российской железорудной продукции на мировом рынке.

Применение способа СГД для добычи богатых руд КМА и комплексных методов переработки поможет избежать многих отрицательных экологических последствий. Данная технология практически безотходная, не нарушает режимов подземных и поверхностных вод, не требует отвода значительных площадей земель под отвалы и хвостохра-

нилища. Кроме того, сократятся удельные валовые выбросы в атмосферу, которые по ГОКах России составляют от 1 до 8 кг/т товарной руды.

Освоение богатых железных руд КМА — важный фактор повышения эффективности отечественной черной металлургии и, наряду с компенсацией выбывающих мощностей на действующих предприятиях, отвечает требованиям научно-технического прогресса. Уникальное качество руд, добываемых способом СГД, способствует улучшению экономических показателей как горно-добывающего, так и перерабатывающего комплексов вследствие повышения технологического уровня товарной продукции.

В последнее время в мире расширяется производство металлизованных брикетов для выплавки стали. Технология их производства позволяет использовать в качестве исходного сырья железорудную мелочь без предварительного окускования. Мартитовые руды, добываемые способом СГД, исходя из требований технологии металлизация — электроплавка, значительно превосходят железорудные концентраты из магнетитовых кварцитов. Производство металлизованных брикетов особенно эффективно при наличии рудной мелочи крупностью менее 12—7 мм с содержанием фракций менее 0,05 мм не более 20%, низким содержанием пустой породы и влаги. Сущность процесса ФИОР заключается в восстановлении железорудной мелочи в кипящем слое (система из четырех реакторов) при температуре 700—800°C с газом, содержащим около 90% водорода. Металлизированный продукт, выгружаемый из последнего реактора, брикетуется в горячем состоянии в валковых прессах, охлаждается и транспортируется на склад. Степень металлизации брикетов 91—92%, насыпная масса 3 т/м<sup>3</sup>.

Мартитовые руды, добываемые способом СГД, — уникальное сырье для получения по простой и экономичной гравитационно-магнитной схеме суперконцентратов, используемых в производстве нового класса восстановленных «легких» железных порошков с особыми свойствами: удельная поверхность 2 м<sup>2</sup>/г, насыпная плотность 1,2—1,7 г/см<sup>3</sup>, прочность прессовки в 2—3 раза выше, чем у рядового порошка. Данная технология разработана и опробована на отечественных предприятиях. На Сулинском заводе из полученных на фабрике ГЕОТЕХВИМС концентратов произведены железные порошки с особыми свойствами. Испытания показали, что использование «легкого» порошка с разветвленной формой частиц

## 4. Техничко-экономические показатели СГД

Показатели	СГД, годовая производительность, тыс. т						Шахта, тыс. т
	200	500	1000	1500	3000	4500	
Себестоимость добычи 1 т, дол.	5,2	4,6	4,4	4,2	4,0	3,9	5,9
Годовые эксплуатационные затраты, млн. дол.	1,04	2,3	4,4	6,3	12,0	17,55	26,55
Капитальные вложения, млн. дол.	5,3	12,0	21,7	29,3	53,3	74,2	174,0
Цена 1 т товарной руды, дол.	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	10,0
Стоимость годового выпуска товарной продукции, млн. дол.	2,4	6,0	12,0	18,0	36,0	54,0	45,0
Годовая прибыль, млн. дол.	1,36	3,7	7,6	11,7	24,0	36,45	18,45
Рентабельность, %	25,4	30,8	35,0	39,9	45,0	49,1	10,6

значительно расширяет перспективы развития порошковой металлургии. Высокое качество этого порошка подтверждено ведущими фирмами Германии и Японии, которые после проведенных ими испытаний выразили готовность закупить достаточно крупные его партии.

Стратегия освоения богатых железных руд КМА состоит в комбинировании способов разработки с поэтапным ведением работ, сначала способом СГД с поверхности, затем подземным. За счет применения СГД в долгосрочном прогнозе к уровню базового года (подземный способ) затраты резко снизятся: удельная материалоемкость с 20 до 6 р./т, энергоемкость с 45 до 25 квт. ч/т. Себестоимость ниже в 1,5—2 раза, капитальные вложения — в 2—2,5 раза, прибыль в 1,5—2 раза выше (табл. 4). По расчетам института Гипромез экономия кокса в доменных печах при использовании в аглошихте вместо традиционных концентратов богатой руды, добытой методом СГД, составит 10—30 кг/т, природного газа 5—40 м<sup>3</sup> на 1 т чугуна. Значительную экономию получают предприятия в результате снижения объемов перевозки руды. Так, с заменой традиционных концентратов и аглоруды, поставляемых из центральных районов России на Урал, поставка руды в пересчете на металл сократится на 800 тыс. т в год, что уменьшит затраты на ее транспортировку более чем на 80 млн. р. в год. При эффективном промышленном использовании значительных запасов богатых руд КМА, добытых методом СГД, в перспективе коренным образом изменится существующая технологическая структура металлургического производства и сократится доля наиболее вредных коксохимического, агломе-

рационного и доменного производств. Замена коксодоменного производства получением стали из металлизированного продукта примерно на 70% снизит вредные выбросы в атмосферу.

Богатая руда, добытая методом СГД, по качеству конкурентоспособна на мировом рынке и не уступает бразильской, поставляемой в Западную Европу. До 50% железорудной продукции может быть направлено на экспорт по 22 дол. за 1 т. При организации производства металлизированных брикетов из этих руд последние будут пользоваться значительным спросом на мировом рынке (по цене 140 дол. за 1 т). Стоимость строительства комплекса производства брикетов в 0,5 млн. т в год — 180 млн. дол. Себестоимость брикетов 66 дол./т, доходы от реализации 74 дол./т. Стоимость железных порошков на мировом рынке 600—800 дол. за 1 т, пигмента — 1500—1700 дол. за 1 т. Запасы глубокозалегающих богатых железных руд КМА, исчисляемые многими десятками миллиардов тонн, позволяют удовлетворить потребность в качественных железорудных продуктах не только России, но и всего Евро-Азиатского региона на длительную перспективу. Однако освоение этой крупнейшей железорудной базы мира сдерживается отсутствием масштабных инвестиций, которые могут быть осуществлены на весьма выгодных условиях для инвесторов, так как чистая прибыль на вложенный капитал после вычета всех налогов превысит 20%, что является достаточно высоким показателем для горно-рудной промышленности. Запасы богатых руд могут быть весьма эффективно освоены в рамках соглашений о разделе продукции с зарубежными инвесторами.

Современная система оценки минеральных ресурсов, в том числе и уникальных месторождений природно богатых железных руд, исходит из принципов местного уровня хозяйствования. Областным руководителям предлагается решать проблемы государственного масштаба, используя рыночные механизмы. Однако они не могут привлечь инвестиционные средства крупных банковских структур и тем более зарубежных фирм. Они решают свои экономические проблемы, связанные с получением прибылей и сверхприбылей. Поэтому подобное привлечение ограниченных средств только усугубляет существующее положение в использовании нетрадиционной технологии разработки месторождений. Так, за последние пять лет выданы четыре лицензии на разработку месторождений способом СГД (но ощутимых изменений не произошло из-за недостатка средств), для строительства опытно-промышленных участков.

Судьбу уникальных месторождений должно решать государство на законодательном и правительственном уровнях, поскольку оно определяет развитие железорудной базы страны, обеспечивающей экономическую безопасность Российской Федерации. За их разработкой должен быть установлен государственный контроль. Государство должно привлекать внутренние и внешние резервы при максимально возможном сочетании государственных интересов, интересов регионов и отдельных предприятий.

В связи с изложенным требуется разработать и реализовать мероприятия по освоению глубокозалегающих богатых железных руд КМА способом СГД с участием заинтересованных инвесторов. В рамках данных мероприятий следует выделить первоочередные, наиболее перспективные, участки для строительства предприятий и выполнить необходимые технико-экономические обоснования эффективности их промышленного освоения с уточненной оценкой, с одной стороны, необходимых инвестиций, а с другой — тех доходов, которые будут получены в результате их осуществления. Полученные данные будут использованы при заключении соглашений,

проведении конкурсов, в ходе лицензирования и в других аспектах практического освоения месторождений КМА. Для обеспечения инвестиционного процесса следует создать финансово-промышленную группу, развить интеграционные связи в реальном секторе — добыча, переработка, выплавка металла. Источники капитала: отчисления на восстановление сырьевой базы, средства заинтересованных организаций из расчета доли их участия, сбережения населения через акционирование и др.

Для эффективной разработки месторождений способом СГД требовалось создание специальных технологий и технических средств. В настоящее время эта задача отчасти решена. По предложению ВИМСа в 1998 г. были начаты опытно-методические работы по добыче богатых железных руд способом СГД на Шемраевском месторождении (приказ Мингео СССР № 200 от 21.04.88 г.). Анализ выполненных в 1988—1990 гг. работ позволил сделать вывод о высокой эффективности данного способа. В связи с перестройкой народного хозяйства работы были прекращены. Для продолжения прерванных исследований по наиболее экономичным процессам при СГД и демонстрации технологии возможным инвестором предлагается создание постоянно действующего полигона при предприятии ГЕОТЕХВИМС. Это тем более необходимо, поскольку, несмотря на явные преимущества, технология скважинной гидродобычи твердых полезных ископаемых с повторной их разработкой не всегда воспринимается положительно из-за отсутствия формализованных методов решения задач, необходимой подготовки, из-за инерции в преодолении устаревших стереотипов инженерного и экономического мышления и, как следствие, широкое внедрение ее в производство связано со значительными трудностями.

Тем не менее, надо уделять особое внимание добыче богатых железных руд через скважины и выпуску из них брикетов, инновационным проектам, способствующим развитию производства в «точках роста» экономики.

УДК 553.63:622.7 (47+57)

© Коллектив авторов, 2000

## ГИДРОГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ ДОБЫЧИ — ОСНОВА ОСВОЕНИЯ РЕЗЕРВНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И КОРЕННОГО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ МИНЕРАЛЬНЫХ СОЛЕЙ РОССИИ

Ю.В.Баталин, А.К.Вишняков, В.Г.Чайкин, Ю.П.Журавлев, Н.З.Хайдарова, А.А.Токинов, К.Г.Натфуллин (ЦНИИгеолнеруд МПР России)

*Важнейшие направления укрепления сырьевой базы минеральных солей России и возможные пути совершенствования их рынка на федеральном и региональном уровнях должны базироваться, с одной стороны, на рациональном географо-экономическом размещении на территории России разведанных и подготовленных к освоению месторождений, особенно калийных солей сульфатного и сульфатно-хлоридного геолого-промышленных типов, а с другой — на внедрении передовых технологий добычи и переработки минеральных солей, обеспечивающих полноту и комплексность их использования, а также технико-экономическую и экологическую эффективность освоения разномасштабных месторождений в рыночных условиях.*

Добыча и потребление минеральных солей, а также их производных продуктов (например содовых и сульфатных) в развитых странах неуклонно возрастают. Они являются важнейшими объектами мирового и федерального рынков.

Сложившаяся структура сырьевой базы минеральных солей России, несмотря на весьма высокий прогнозно-минералогический потенциал, не отвечает требованиям рыночной экономики. Многие отрасли промышленности и сельского хозяйства постоянно испытывают острый и возрастающий дефицит в минеральных солях, особенно в сульфатно-калиевых (бесхлорных) и карбонатно-натриевых (содовых). Это осложняется крайне неравномерным размещением балансовых разведанных и оцененных запасов калийных солей и полным отсутствием таковых для сульфатных калийно-магниевых и карбонатно-натриевых.

Преимущественная ориентация российских солепредприятий на внешний рынок обуславливает крайне низкие объемы поставок калийных удобрений, содопродуктов, пищевой соли и т.д. потребителям внутреннего рынка Российской Федерации при весьма высоких транспортных издержках из-за концентрации их производства на крупнейших и крупных соляных месторождениях — Верхнекамском, Яр-Бишкадакском, Баскунчакском, Кучукском и др. Вместе с тем оценка и разведка большинства месторождений солей выполнена в 50—70-е, реже 80-е и после-

дующие годы без должного учета «последних достижений в области технологии минерального сырья как в России, так и за рубежом», а также «вовлечения в эксплуатацию значительного количества ранее выявленных объектов» и «повышения эффективности работы действующих предприятий... и выпуска новых ликвидных видов продукции из промпродуктов и отходов основного производства». С этих позиций, на современном этапе целесообразно коренное совершенствование сырьевой базы минеральных солей России как путем переоценки ранее разведанных месторождений, так оценки и разведки других перспективных объектов в целях определения возможности их освоения более прогрессивными технологиями добычи и переработки солей.

Весьма перспективными представляются геотехнологический способ (скважинное растворение и выщелачивание солей) и его модификации в комплексе с гидродобычей, находящиеся в стадии разработки. Важнейшими предпосылками их реализации являются высокая растворимость минеральных солей, их минеральный состав, структурно-текстурные особенности и внутреннее строение (в основном слоистое) соляных, соленосных и соледержащих пород. При

\*Письмо начальника Управления геологии и лицензирования минеральных ресурсов МПР РФ № 07-04/461 от 17.12.96 г.

этом могут обрабатываться практически все минеральные разновидности солей, включая слабо- или труднорастворимые в воде (лангбейнит, полигалит, кизерит, глауберит, тенардит, давсонит), которые обычно находятся в тесной ассоциации с галитом и другими легкорастворимыми солями. Получаемые в процессе геотехнологической добычи и ее модификаций подвижные рассолы или рассольно-солевые смеси (пульпы), соответствующие исходному солевому составу продуктивных залежей, могут извлекаться на поверхность через скважины и затем комплексно перерабатываться как традиционными (галургический способ, флотация), так и более передовыми технологиями (например конверсионными, электролитическими, сепарационными и т.д.) с получением разнообразных дефицитных и ценных продуктов.

Отечественный и зарубежный опыт разработки месторождений солей геотехнологическим способом показывает, что производительность солепредприятий повышается в несколько раз при значительном снижении удельных капиталовложений. При этом существенно сокращаются начальные капиталовложения на вскрытие и подготовку месторождений, поскольку их отработка может производиться последовательно оптимальным числом скважин или кустами с постепенным наращиванием мощности по добыче и переработке солей. В целом геотехнологический способ и его модификации позволят галургической промышленности осваивать месторождения солей, находящиеся в сложных горно-геологических (по глубине залегания, мощности залежей, их тектонической нарушенности и т.п.) и гидрогеологических условиях, в том числе и при слабом развитии водозащитной толщ. При этом могут обрабатываться не только уникальные и крупные, но средние и даже мелкие месторождения солей с различными качественными показателями, включая и высокое содержание нерастворимого вещества. Внедрение геотехнологического способа и его модификаций позволит создать в значительной степени автоматизированные системы добычи и переработки солей, характеризующиеся высокой технико-экономической эффективностью, безопасностью и экологической надежностью промышленной отработки месторождений, и приведет к кардинальному изменению путей формирования и освоения сырьевой базы минеральных солей на федеральном и региональном (субъектном) уровнях.

Максимальный объем производства калийных удобрений и магниевых соединений в России (как и ранее в целом по СССР) был достигнут в 1988—1990 гг. и составил соответственно 5,26 млн. т  $K_2O$  (8,33 млн. т  $KCl$ ) и 144 тыс. т  $MgO$  (340 тыс. т  $MgCl_2$ ). Однако даже в дореформенный период оптимальные потребности страны в калийных удобрениях обеспечивались менее, чем на 50% (табл. 1). В последующие годы потребление удобрений неуклонно снижалось из-за падения производства, резкого роста внутренних цен, транспортных издержек и увеличения экспорта в страны дальнего зарубежья (более 90% общего выпуска). Минимум производства калийных удобрений в 1994 г. составил 2,5 млн. т  $K_2O$  (4 млн. т  $KCl$ ). Продажа удобрений сельхозпредприятиям была практически прекращена, что привело к резкому снижению внесения калийных удобрений на 1 га пашни (в 1991 г. — 18,7 кг/га, в 1995 г. — 1,4 кг/га). В странах Западной Европы они составляли 70—80 кг/га, в бывшем СССР — 50—60 кг/га, в Китае — 7—8 кг/га. В 1995 г. валовой сбор зерна в России упал до 63,4 млн. т, а средняя урожайность зерновых в целом по стране снизилась до 11,6 ц/га (Канада — 25,4, Китай — 43,5, США — 55,2, Германия — 56,9, Голландия — 70,2 ц/га). Общий недобор сельхозпродукции в пересчете на зерно составил 35—40 млн. т, стоимость которого достигала 3—4 млрд. дол. в год при экспортной выручке 1,69 млрд. дол. от вывоза всех видов минеральных удобрений в 1995 г. в количестве 15,2 млн. т. В 1998 г. поставки минеральных удобрений на внутренний рынок находились на уровне 0,27 млн. т  $K_2O$  или 430 тыс. т  $KCl$ , а валовой сбор зерна не превысил 47,8 млн. т. Средняя урожайность снизилась до 9,4 ц/га против 18,5 ц/га в 1990 г.

По данным Минсельхоза РФ внутренние поставки калийных удобрений после 2000 г. будут находиться на уровне 2,7—3 млн. т  $K_2O$ , что значительно ниже потенциального спроса. Это означает сохранение острейшего дефицита калийных удобрений во всех регионах России. Максимум дефицита будет приходиться на европейскую часть страны (Центральный, Центральнo-Черноземный, Северо-Кавказский и Поволжский регионы). Поставки калийных удобрений в Сибирь и на Дальний Восток также будут значительно ниже оптимального уровня.

Для полного удовлетворения спроса на внутреннем рынке и сохранения современного уровня экспорта объем производства калийных удобрений в стране должен составлять не менее 10,5—11,5 млн. т  $K_2O$

1. Характеристика рынка калийных удобрений России, тыс. т  $K_2O$  в год

Экономический район	Потенциальный спрос*	Поставки в 1988—1990 гг.	Ожидаемые поставки в 2001—2005 гг.
Северо-Западный, включая Калининградскую область	380	255	160
Северный	160	140	50
Центральный	1790	1190	670
Волго-Вятский	625	430	240
Уральский	815	330	340
Центрально-Черноземный	795	380	300
Поволжский	540	250	200
Северо-Кавказский	775	200	300
Западно-Сибирский	685	150	260
Восточно-Сибирский	380	110	140
Дальневосточный	205	80	80
Всего по РФ	7150	3515	2740

\*Исходя из нормы внесения калийных удобрений при оптимальном соотношении азота, фосфора, калия.

(16,5—18 млн. т  $KCl$ ). Чтобы обеспечить такой объем их производства, необходимо минимум в 2 раза превысить уровень добычи калийных солей 1988 г. и в 4—5 раз уровень 1994 г. Это может быть достигнуто как за счет интенсификации добычи калийных солей и выпуска удобрений на Верхнекамском месторождении, так и ускоренной подготовки их производства на перспективных объектах, особенно в европейской части России. Именно кардинальное изменение региональной структуры сырьевой базы калийных солей России должно быть главной задачей геологоразведочных и научно-исследовательских работ на 2001—2010 гг. и дальнейшую перспективу.

Коренной недостаток сырьевой базы калийных солей России заключается в сверхвысокой концентрации их разведанных (90%) и оцененных (98%) балансовых запасов (табл. 2), а также всей добычи и производства калийных удобрений на Верхнекамском месторождении (Пермская обл.), находящемся практически вне сельскохозяйственной зоны. Аналогичное положение у разведанного Непского месторождения (Иркутская обл.), относящегося к госрезерву.

Разведанные по категориям  $A+B+C_1$  балансовые запасы Верхнекамского месторождения размещаются на пяти обрабатываемых (Соликамском, Ново-Соликамском, Березниковском, Дурыманском, Быгельско-Троицком) и шести резервных участках, суммарные запасы которых соответственно 1658 и 1617 млн. т  $K_2O$ . Каждый из этих участков по разведанным запасам (от 98,5 до 602 млн. т

$K_2O$ ) соответствует среднему или крупному объектам, сопоставимым с Непским и Гремячинским месторождениями. Колоссальные оцененные запасы Верхнекамского месторождения, числящиеся на балансе по категории  $C_2$ , находятся за пределами эксплуатируемых и резервных участков и относятся к так называемой остальной площади месторождения. В 1998 г. на нем было добыто 4560 тыс. т  $K_2O$  (при потерях 7200 тыс. т  $K_2O$ ), из которых выработано 3456 тыс. т  $K_2O$  калийных удобрений (5759 тыс. т 95%  $KCl$ ). С учетом погашения по уровню современной и ожидаемой добычи обеспеченность разведанными запасами действующих солерудников весьма высокая и составляет в контурах отработки от 22 до 59 лет, а всеми разведанными запасами более 100 лет даже при максимальных уровнях добычи и погашения. Однако шахтная отработка (на глубине до 450 м) с традиционным флотационным и галургическим переделами солей сопровождается большими потерями (коэффициент сквозного извлечения не более 0,35—0,4). Это обуславливает, с одной стороны, сравнительно невысокую эффективность освоения объекта, а с другой — крайне отрицательное воздействие солепредприятий на экологическую обстановку региона (крупные солеотвалы и шламохранилища, деформация и заболачивание земной поверхности, засоление почв и вод). Эксплуатация существенно осложнилась после внезапного аварийного затопления третьего Березниковского солерудника на



## 2. Региональная структура балансовых запасов и прогнозных ресурсов калийных солей России на 1.01.99 г., млн. т $K_2O$

Субъект РФ, месторождение, перспективный объект	Геолого-промышленный тип	Запасы			Утвержденные прогнозные ресурсы		
		Всего	В том числе		Всего	В том числе	
			A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>		P <sub>1</sub>	P <sub>2</sub>
Пермская область Верхнекамское	Хлоридный	18 340	3275	15 065	—	—	—
Иркутская область Непское	То же	505	384	121	—	—	—
Волгоградская область Гремячинское и Южно-При- волжская площадь	Хлоридный	247	—	247	1000	300	700
Эльтонское и Южный участок	Сульфатно-хлоридный	730*	150*	580*	280	280	—
Оренбургская область Шарлыкская и Ивановская пло- щади	Сульфатный, сульфат- но-хлоридный	—	—	—	900	300	600
Соболевская площадь	То же	—	—	—	300	100	200
Илецкая площадь	«	—	—	—	300	100	200
Калининградская область Нивенская площадь	Сульфатно-хлоридный	—	—	—	400	200	200

\*Не учтенные балансом.

Балахонцевском участке и крупного обвала на втором Соликамском солеруднике (Соликамский участок). Реальная стабилизация, а тем более интенсификация добычи калийных солей и производства удобрений на базе Верхнекамского месторождения будут возможны преимущественно на основе разработки и внедрения более надежных в технико-экономическом и социально-экологическом отношении геотехнологических способов добычи и комплексной переработки солей, включая методы конверсии и электролитического разложения, с выпуском не только хлористых, но и дефицитных бесхлорных (например поташа, нитратных) и других соединений калия. Освоение месторождения геотехнологическим способом позволит практически полностью решить проблему безопасной эксплуатации (включая освоение забалансовых запасов — 4,5 млн. т  $K_2O$ ), а также отработки подсолевых залежей углеводородного сырья в контуре разведанных, оцененных и забалансовых запасов.

Однако региональный монополизм в производстве калийных удобрений не устранит основной недостаток их федерального рынка — неизбежность многотоннажных перевозок удобрений по всей России: в среднем по стране на 2550 км, в европейской части — 1300 км, азиатской — 3500 км. Это потребует значительных транспортных

затрат на поставку калийных удобрений как российским, так и зарубежным потребителям, поскольку стоимость транспортировки калийных удобрений в большинство аграрных регионов России, а также морских портов (табл. 3) сопоставима с себестоимостью их производства и оптовыми ценами.

По экспертным оценкам рациональные поставки калийных удобрений с Верхнекамского месторождения целесообразны в основном в северные территории Уральского (Пермская, Свердловская обл.), Центрального (Владимирская, Ивановская, Костромская, Московская, Орловская, Рязанская, Тульская обл.), Поволжского (Татарстан, Ульяновская, Самарская обл.), западные территории Западно-Сибирского (Тюменская, Омская обл.) районов, а также в Северный и Волго-Вятский регионы. Оптимизация транспортных затрат возможна только при условии ввода в действие новых добывающих и солеперерабатывающих предприятий на перспективных объектах европейской части России с утвержденными МПР РФ прогнозными ресурсами 3,18 млрд. т  $K_2O$  (5 млн. т  $KCl$ ) в Оренбургской (47%), Волгоградской (40%) и Калининградской (13%) областях (см. табл. 2), а также на Непском месторождении в Иркутской области.

На территории России размещены крупнейшие в мире калиеносные бассейны — Предуральский и Восточно-Сибирский, а

3. Средняя стоимость доставки калийных удобрений от Верхнекамского месторождения по тарифам 1998 г., р./т

Регион, станция, порт назначения	Вагоны типа «Минераловоз»	Полувагоны
Уральский	129	92
Волго-Вятский	171	120
Северный	211	148
Поволжский	218	153
Центральный	260	181
Западно-Сибирский	271	189
Центрально-Черноземный	305	212
Северо-Западный	311	215
Северо-Кавказский	391	270
Восточно-Сибирский	494	340
Дальневосточный	938	641
Порт Калининград	406,5	280,4
Порт Вентспилс, Латвия	376,3	259,9
Порт Ильичевск, Украина	421,9	290,7
Станция Забайкальская	735,25	503,8
Станция Хасан	1074,5	734,2

также значительная часть Прикаспийского и восточное окончание Восточно-Европейского бассейнов. В результате прогнозно-минералогической переоценки, выполненной в 1994—1997 гг., в их пределах выделены промышленно-калиеносные и высокоперспективные области и районы, прогнозные ресурсы которых минимум в 2—3 раза превышают таковые, утвержденные МПР РФ по состоянию на 1.01.98 г. Однако степень их опробованности и оценки, особенно на сульфатный и сульфатно-хлоридный геолого-промышленные типы недостаточна. Такое положение нельзя считать нормальным ни с геологических, ни с экономических позиций, поскольку все наиболее перспективные объекты размещаются внутри или вблизи аграрно-промышленных регионов России: Оренбуржья, Поволжья, Северного Кавказа, Центрального Черноземья и юга Западной Сибири.

Экспертные оценки показывают, что на базе только утвержденных прогнозных ресурсов, а в Волгоградской области и с учетом оцененных запасов Гремячинского и Эльтонского месторождений, могут быть разведаны и переданы для промышленного освоения крупные месторождения хлоридных, сульфатно-хлоридных и сульфатных солей, сопоставимые по масштабам с Непским месторождением (табл. 4). Отсюда следует, что для удовлетворения оптимального спроса на калийные удобрения внутреннего рынка с учетом сокращения транспортной состав-

ляющей в их стоимости для российских потребителей поставки удобрений с Верхнекамского месторождения не должны превышать 4,2 млн. т KCl (2,65 млн. т K<sub>2</sub>O). Остальное их количество будет приходиться на Гремячинское месторождение, а также перспективные объекты Калининградской и Оренбургской областей, расположенные (в отличие от Непского месторождения) в районах, обладающих развитой инфраструктурой, мощной энергетической базой и надежной системой транспортного сообщения. Промышленное освоение Гремячинского месторождения и новых объектов позволит не только удовлетворить потенциальный спрос на калийные удобрения важнейших регионов России по производству зерна, технических культур, овощей и фруктов, но и существенно поднять их урожайность и валовой сбор. При этом резко сократятся транспортные издержки на доставку удобрений потребителями (см. табл. 4) с общей экономией 1,23 млрд. р. в год по сравнению с затратами при завозе их только из Пермской области (3,11 млрд. р.). Наибольшая доля ее (52%) приходится на зону влияния Гремячинского месторождения — южные территории Поволжского региона (Пензенская, Саратовская, Волгоградская, Астраханская обл., Республика Калмыкия), Центрально-Черноземный и Северо-Кавказский экономические районы.

Гремячинское месторождение (Волгоградская обл.) представлено пластовой залежью сильвинитов (средняя мощность

4. Оптимальная структура сырьевой базы по производству калийных удобрений для полного покрытия спроса на внутреннем рынке России  
(в пересчете на КС1)

Субъекты РФ, месторождение, перспективный объект	Производство удобрений, тыс. т	Добыча, тыс. т	Минимальные активные запасы, на 50-летний срок, млн. т	Запасы и ресурсы на 1.01.99 г., млн. т			Валовая стоимость в оптовых ценах 1998 г., млн. р.	Транспортные затраты в тарифах 1998 г., млн. р.	Экономия транспортных затрат, млн. р.
				A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>	P <sub>1</sub> +P <sub>2</sub> утверждены МПР			
Пермская область									
Верхнекамское (1 вариант)	4200	8400	420	5185	23 850	—	1596	782	—
Калининградская область									
Нивенская площадь	1800	3600	180	—	—	650	684	281	222
Волгоградская область									
Гремячинское	2900	5800	290	—	400	1600	1102	326	638
Оренбургская область									
Шарлыкско-Ивановская площадь	800	1600	80	—	—	1400	304	71	50
Иркутская область									
Непское	1500	3000	150	610	190	—	570	416	320
Всего по России	11 200	22 400	1120	5785	24 440	3650	4256	1876	1230
Пермская область									
Верхнекамское (2 вариант)	11 200	22 400	1120	5185	23 850	—	4256	3106	1230

14—18 м), залегающей на глубине 1000—1200 м. Среднее содержание  $K_2O$  21—26% (KCl 33—41%). Запасы сильвинитов по категории  $S_2$  составляют 1,25 млрд. т ( $K_2O$  247 млн. т, KCl 390 млн. т), лицензия (ВЛГ 00067 ТР) на освоение месторождения выдана АОЗТ «Агрогео». В соответствии с лицензией на месторождении должны быть выполнены разведка и опытно-промышленные работы по добыче солей геотехнологическим способом. Прогнозные ресурсы Южно-Приволжской площади, примыкающей к месторождению, оцениваются по категориям  $P_1 + P_2$  в 1000 млн. т  $K_2O$  (1,6 млрд. т KCl).

В Волгоградской области потенциально перспективно также *Эльтонское месторождение*, включающее три участка. Наиболее изучен Улаганский участок, где вскрыты сильвиниты ( $K_2O$  27,7%, KCl 43,8%), карналлитовые ( $K_2O$  13,8%, KCl 21,8%) и кизерит-карналлит-сильвинитовые ( $K_2O$  21%,  $MgO$  7%, KCl 33%) породы. Мощность пласта сильвинитов варьирует от 3,1 до 40,7 м, глубина залегания от 300 до 1000 м. Суммарные запасы всех типов солей по категории  $S_1$  150 млн. т,  $S_2$  280 млн. т  $K_2O$  (KCl соответственно 240 и 440 млн. т). Запасы аналогичных солей Северного участка оцениваются в 300 млн. т  $K_2O$  (KCl 475 млн. т) по категории  $S_2$ . На Южном участке прогнозные ресурсы солей по  $P_1$  составляют 280 млн. т  $K_2O$  (440 млн. т KCl) при средних содержаниях соответственно 25 и 39,5%. Запасы месторождения отнесены к забалансовым из-за сложных горно-геологических условий для освоения их шахтным способом. При отработке месторождения геотехнологическим способом возможно создание на его базе солепредприятия по выпуску хлористых и сульфатных калийных и калийно-магниевых удобрений с годовой мощностью минимум 1 млн. т  $K_2O$  (1,6 млн. т KCl).

В Оренбургской области выделены три участка, перспективные на калийные соли. На *Шарлыкской* и прилегающей к ней *Ивановской площадях* полигалитовые породы, выделенные по каротажу скважин, слагают два горизонта суммарной мощностью 10—30 м и глубиной залегания 600—900 м. На *Соболевской площади* продуктивная толща (сильвиниты и полигалитовые, возможно, кизеритсодержащие породы) залегают на глубинах 880—1200 м. Она включает залежи солей мощностью от 13 до 29 м. Прогнозные ресурсы их достаточны для оценки и разведки как минимум одного месторождения сульфатных калийно-магниевых солей с запасами 50—150 млн. т  $K_2O$ . На его базе может быть создано солепредприятие по производству как

простых сульфатно-калийно-магниевых (собственно полигалита), так и комплексных удобрений типа «нитрокалимага» (30% сульфата калия и 20% сульфата магния) на основе технологий, разработанных для полигалитовых пород разведанного Жилинского месторождения (Казахстан). Технично-экономические расчеты показывают, что уже в процессе опытно-промышленной добычи полигалитовых пород геотехнологическим способом возможно получение отмытого полигалита, реализация которого в качестве сульфатно-калийно-магневого удобрения позволит на самых ранних стадиях освоения месторождений частично окупать начальные капиталовложения.

В этом отношении интерес представляют также полигалитсодержащие породы *Яр-Бишкадакского месторождения* каменной соли (Башкортостан), разведанные по  $A+B+S_1$ , забалансовые запасы которых составляют 1,55 млрд. т. При среднем содержании в них полигалита 8,7% его запасы равны 135 млн. т, или в пересчете на сульфат калия — 40,5 млн. т и сульфат магния — 30 млн. т. Большая часть их (80%) приходится на Правобережный участок, где добывается около 2,1 млн. т NaCl способом скважинного растворения каменной соли. Полигалитсодержащие породы имеют мощность от десятков до 160—290 м и слагают значительную часть разведанной соляной залежи. Содержание полигалита в них достигает 39,5%. По современной технологии добычи солей на Яр-Бишкадакском солепромысле эти породы относятся к забалансовым из-за повышенных содержаний в них водорастворимых сульфатов магния и калия. В то же время при модификации геотехнологического способа добычи таких пород (комбинация скважинного растворения с гидродобычей) возможно получение рассольно-солевых смесей (пульп), пригодных для получения, кроме хлоридно-натриевых рассолов, отмытого полигалита и гипса в годовых объемах соответственно 170—175 и 150—200 тыс. т (с учетом 25% потерь при добыче и переработке).

В Калининградской области калийсодержащие породы выявлены на *Нивенской* и *Восточно-Полесской площадях*. На первой калиеносная толща вскрыта скважинами в интервале 1086,4—1094,6 м. По вещественному составу калийные породы аналогичны хартзальцевому типу на эксплуатируемых месторождениях Германии. По данным технологических исследований ВНИИГа, из этих пород можно получать дефицитные бесхлорные калийные удобрения с

содержанием  $K_2O$  не менее 31,5% при 85—92% извлечении его в товарный продукт. На Восточно-Полесской площади на глубинах 640—910 м вскрыты полигалитовые породы при средней мощности горизонта около 37 м. На каждой из этих площадей могут быть оценены и разведаны запасы высококачественных сульфатно-хлоридных и сульфатных солей, отработка которых возможна только геотехнологическим способом. Организация на базе их производства калийных удобрений позволит обеспечить ими Калининградскую область, западные территории Центрального (Брянская, Смоленская, Тверская, Калужская, Ярославская обл.) и Северо-Западного регионов, а возможно, и прибалтийские страны, не имеющие собственной сырьевой базы калийных солей.

За пределами 2005—2010 гг. годовое производство калийных удобрений в России должно составлять не менее 10,5—11 млн. т  $K_2O$  (16,6—17,4 млн. т  $KCl$ ) при условии, что Белоруссия обеспечит собственным выпуском их (в 1997 г. 3,25 млн. т  $K_2O$  или 5,1 млн. т  $KCl$ ) оптимальные потребности также и Украины (Белоруссия — 1,9 млн. т, Украина — 4 млн. т  $KCl$ ). Тогда соответствующие потребности Казахстана, стран Средней Азии и Закавказья (в сумме 2—2,5 млн. т  $KCl$ ) могут быть удовлетворены (до освоения Карлюкского месторождения в Туркменистане) только поставками калийных удобрений из России. В этих условиях развитие внутреннего и внешнего рынков калийных удобрений России, особенно в азиатской части, будет во многом определяться возможностью освоения Непского месторождения в Иркутской области.

Непское месторождение сильвинитов и каменной соли по разведанным запасам многократно уступает Верхнекамскому. Однако имеется огромный резерв прогнозных ресурсов сильвинита высокого качества на примыкающих к месторождению площадях (около 14 млрд. т  $KCl$ , среднее содержание  $K_2O$  22%,  $KCl$  34,8%). Освоение Непского месторождения позволило бы не только решить проблему обеспечения калийными удобрениями районов Сибири и Дальнего Востока, но и значительно увеличить экспортные поставки в страны Азиатского континента (не менее 1100 тыс. т  $KCl$  на сумму 80—100 млн. дол. в год в современных ценах). При этом ежегодная экономия транспортных затрат в тарифах 1998 г. только на российском рынке составила бы 320 млн. р. (см. табл. 4). Эта величина сопоставима с годовой прибылью от возможной реализации товарного хлористого калия (95%  $KCl$ ). Следует также подчеркнуть,

что такая оценка эффективности освоения Непского месторождения (в соответствии с ТЭО ВНИИГа по аналогии с Верхнекамским месторождением) базируется на традиционных технологиях добычи и передела сильвинитов с получением в качестве товарных продуктов только хлористого калия и поваренной соли. Однако горно-геологические и гидрогеологические условия Непского месторождения намного сложнее Верхнекамского, так как глубина залегания сильвинитов 800—900 м (в 2 раза глубже); в надсолевом комплексе развито несколько напорных водоносных горизонтов, а в водозащитной толще и продуктивной залежи имеются разрывные нарушения. Тем не менее, как и для Верхнекамского месторождения, отрицательные последствия применения традиционных технологий добычи и переработки сильвинитов могут быть существенно ограничены при использовании геотехнологического способа добычи и при комплексной переработке продуктивных рассолов по технологии, разработанной ГИГХСом. В этом случае наряду с хлористым калием могут производиться более ценные и дефицитные бесхлорные калийные удобрения (например поташ), кальцинированная и каустическая сода, хлорорганические соединения и другие продукты, годовая рыночная стоимость которых будет более чем в 2 раза выше стоимости только хлористого калия и поваренной соли.

Все это подтверждает, что эффективность освоения Непского месторождения геотехнологическим способом выше, чем при шахтном, особенно с учетом резкого сокращения начальных (стартовых) капиталовложений на его вскрытие и подготовку к эксплуатации. Созданию благоприятной инфраструктуры в районе Непского месторождения будет способствовать намечаемое (в соответствии с недавними соглашениями России и КНР) освоение в Иркутской области крупнейших месторождений нефти (Верхнечонского) и газа (Ковьктинского).

Оцененные и разведанные запасы **поваренной соли** в странах СНГ составляют около 250 млрд. т. Они представлены преимущественно каменной солью, общее количество их оценивается в 118 млрд. т, в том числе 69 млрд. т в России (58%), 22 млрд. т в Белоруссии (19%), по 9 млрд. т на Украине и в Узбекистане (по 8%) и 3,6 млрд. т в Таджикистане (3%). Общее производство соли в СССР в 1990 г. достигало 29,1 млн. т, в том числе на Украине 15,8 млн. т (54%), в России 10,4 млн. т (36%), Казахстане 1,1 млн. т (4%). После начала реформ добыча поваренной соли в России

существенно сократилась, составив в 1992 г. 8,5, в 1995 г. 7,9, в 1998 г. 5,8 млн. т. Основной объем добычи в 1998 г. осуществлялся за счет каменной соли путем скважинного растворения на Яр-Бишкадакском (1,63 млн. т), Светлоярском (0,42 млн. т), Братском (0,11 млн. т), Зиминском (0,11 млн. т) и Усольском (0,07 млн. т) месторождениях, а также шахтным способом на Верхнекамском (1,4 млн. т), Илецком (0,46 млн. т) и Тыретском (0,12 млн. т). Максимум добычи садочной соли приходился на Баскунчакское месторождение (1,04 млн. т) и в значительно меньших объемах на Бурлинское (0,08 млн. т). Из общего количества добытой в 1998 г. соли 3780 тыс. т (66%) — соль техническая и 1980 тыс. т (34%) — пищевая и кормовая.

Высокая концентрация добычи поваренной соли фактически в трех экономических районах России — Уральском — 3465 тыс. т (60%), Поволжском — 1453 тыс. т (25%) и Восточно-Сибирском — 690 тыс. т (12%) — при ее потребности во всех субъектах РФ обуславливает значительные транспортные издержки на поставку соли потребителям, сопоставимые в ряде случаев с себестоимостью ее производства, в том числе и пищевых сортов.

Общая потребность в поваренной соли внутреннего рынка России в 1990 г. оценивалась в 13,3—14 млн. т, а дефицит ее достигал 3,1—3,6 млн. т. Большая часть его покрывалась за счет завоза соли из Украины (в 1990 г. 2,5 млн. т) в основном в Северо-Западный, Центральный и Центрально-Черноземный районы. Если исходить из указанной выше потребности, то современный дефицит в поваренной соли составляет 7,7—8,2 млн. т, т.е. значительно выше ее современного производства. Подавляющая доля этого дефицита приходится на европейскую часть России. Это объясняется тем, что большая часть технической соли, добываемой на Яр-Бишкадакском, Верхнекамском и Светлоярском месторождениях (суммарно около 2840 тыс. т или почти 50% производства в России) используется химическими предприятиями практически на месте. Аналогичное положение характерно и для Восточно-Сибирского района. Частично дефицит соли в европейской части компенсировался ее импортом из Украины — в 1997 г. 829 тыс. т, в 1998 г. 617 тыс. т, стоимостью соответственно 29,3 и 22,3 млн. дол. (или по 35,3 и 36,2 дол./т). В районы Дальнего Востока соль, как и прежде, завозилась частично из КНР.

Коренной причиной недостатка поваренной соли на внутреннем рынке России

является резкое падение ее производства по сравнению с 1990 г. (в 1992 г. в 1,2, в 1995 г. в 1,3 и в 1993 г. в 1,8 раза), что связано как с общим ухудшением экономики страны, так и с резким сокращением добычи на Баскунчакском (с 5,13 млн. т в 1985 г. до 2,84 млн. т в 1992 г. и 1,04 млн. т в 1998 г.) и Бурлинском (соответственно с 136 до 91 и 78 тыс. т) месторождениях из-за истощения их запасов садочной соли, а также весьма медленной реконструкции Илецкого солерудника (проектная мощность 1,1 млн. т, современная добыча 440—470 тыс. т) и затяжки с вводом в эксплуатацию на полную мощность (2 млн. т) Тыретского солерудника (добыча в 1992 г. 135 тыс. т, в 1998 г. 121 тыс. т).

Учитывая высокий дефицит и трудную предсказуемость в ближайшей перспективе устойчивых поставок поваренной соли из Украины, необходимо увеличить ее выпуск, особенно пищевых сортов, на Верхнекамском, Илецком и Тыретском месторождениях, а также ускорить ввод в эксплуатацию Гусевского (Калининградская обл.) и Шедокского (Краснодарский край) месторождений, обладающих крупными разведанными запасами. После 2005 г. целесообразно также освоение Олекминского месторождения в Якутии. В основу эксплуатации указанных месторождений должны быть положены гидрогеотехнологические способы добычи каменной соли.

Наиболее сложные проблемы в Российской Федерации, как и в других странах СНГ, связаны с добычей **карбонатно-натриевых (содовых) солей**. Потребление кальцинированной соды в развитых странах в среднем составляет 28 кг на человека в год (в США 33 кг). В странах СНГ, включая Россию, в дореформенный период эта величина равнялась 18—20 кг. Основное производство ее было сосредоточено на аммиачно-содовых заводах России (3,2 млн. т) и Украины (1,7 млн. т), а также содово-глиноземных предприятиях (0,8 млн. т) Красноярского края и Ленинградской области, перерабатывающих нефелиновые руды. Имевшийся дефицит в кальцинированной соде (до 500 тыс. т в год) покрывался импортом из Болгарии и Румынии. Современное производство кальцинированной соды в России не превышает 1550 тыс. т.

Сырьевая база Стерлитамакского и Березниковского ПО «Сода» (соответственно Яр-Бишкадакское и Верхнекамское месторождения), как и Ачинского, Пикалевского и Волковского содово-глиноземных заводов, не лимитирует получение синтетической каль-

цинированной соды. Однако аммиачно-содовые заводы, работающие по способу Сольве, дают большое количество хлоркальциевых промстоков (9—10 м<sup>3</sup> на 1 т), наносящих огромный вред окружающим заводам территориям. Следовательно, традиционные пути обеспечения потребляющих отраслей кальцинированной содой остаются проблематичными и не будут оптимизированы даже при росте ее выпуска на содово-глиноземных заводах.

Из альтернативных путей преодоления создавшейся ситуации определенные перспективы имеет производство содопродуктов из нетрадиционных видов сырья, в частности из давсонита. Оцененные запасы его находятся в Белоруссии (Заозерная площадь в Припятской впадине), а прогнозные ресурсы — на Украине (Тячевская площадь в Закарпатском прогибе) и в России (Березовоярская площадь в Кузнецкой котловине). На последней в соответствии с Программой воспроизводства МСБ РФ на 1994—2000 гг. (пункт 2.5.14 «Содовое сырье») Южсибгеолкомом по данным поисковых скважин (девять профилей через 2—4,5 км, между скважинами глубиной до 100—300 м — 1—2,5 км) уточнены прогнозные ресурсы давсонита в количестве 390 млн. т при пересчете на глинозем (35% от давсонита) и соду (37%), что соответствует параметрам крупного месторождения по обоим компонентам. Давсонитсодержащие породы (алевролиты и песчаники) характеризуются крайне благоприятными условиями для разработки. Среднее содержание давсонита в четырех горизонтах мощностью 17,5—27 м составляет 10,7—12,7% при прослеженной глубине залегания 50—200 м и углах падения до 5—10°. Технико-экономическими расчетами, выполненными ЦНИИгеолнеруд, показана технологическая и экономическая целесообразность их освоения путем выщелачивания давсонита в условиях подземного рудника или в геотехнологических скважинах после гидромеханического разрушения (активизации) пород. Полученные продуктивные

растворы могут быть переработаны на дефицитные в России глинозем и содопродукты по технологии, используемой на Ачинском глиноземно-содовом заводе.

Учитывая это, а также весьма выгодное географо-экономическое положение Березовоярской площади в районе с мощно развитой горной, химической и алюминиевой промышленностью, рекомендуется в 2001—2005 гг. выполнить в ее пределах геологоразведочные работы с подготовкой оцененных запасов давсонита (250—300 млн. т по С<sub>2</sub>) и проведением натуральных опытно-методических работ по его гидрогеотехнологической добыче и комплексной переработке глиноземно-содовых растворов для производства высококачественного глинозема и содовых продуктов.

Реализация предлагаемых направлений позволит подготовить к вовлечению в промышленное освоение месторождения Поволжья, Восточной Сибири и других регионов, а также решить ряд социально-экономических проблем: во-первых, существенно приблизить производство калийных и других солевых продуктов к районам их максимального спроса при значительном сокращении радиуса поставок и транспортных издержек; во-вторых, создать реальную конкуренцию и стабилизировать внутренний рынок минеральных солей и производимых из них дефицитных и ценных продуктов, а при благоприятной конъюнктуре увеличить их экспортные поставки в страны ближнего и дальнего зарубежья и, в-третьих, обеспечить оптимальные уровни спроса сельского хозяйства в калийных хлористых и сульфатных удобрениях, а химической промышленности в сырье для производства многочисленных натриевых, калиевых, магниевых и других промышленных продуктов. Полученный в результате этого социальный и экономический эффект многократно перекроет все затраты на изучение, оценку и освоение как известных, так и новых объектов и месторождений минеральных солей и позволит обеспечить стабильное развитие их внутреннего и внешнего рынков.

УДК 553.64:622.7 (47+57)

© Р.М.Файзуллин, М.И.Карпова, И.С.Садыков, 2000

## ВОЗМОЖНОСТИ ОСВОЕНИЯ РЕЗЕРВНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ФОСФАТНЫХ РУД РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

**Р.М.Файзуллин, М.И.Карпова, И.С.Садыков (ЦНИИгеолнеруд МПР  
России)**

*Главный промышленный метод обогащения апатитовых руд — флотация. Тенденция ее развития в селективном способе видится в разработке новых и усовершенствовании известных реагентов-регуляторов преимущественно на основе растительных продуктов. Использование нетрадиционных способов обогащения и передела апатитового сырья возможно при ориентации на поиски и оценку средних и мелких месторождений с экологически чистым апатитом. Повышение конкурентоспособности и востребованности имеющейся фосфоритовой сырьевой базы возможно при условии создания и (или) внедрения ресурсосберегающих технологий обогащения и переработки руд на широкий ассортимент базовых и нетрадиционных форм фосфорных удобрений, эффективных для разных типов почв и сельскохозяйственных культур. В ближайшей и среднесрочной перспективе приоритет должен быть отдан технологиям мягкого химического и бактериально-химического выщелачивания, а также создания органоминеральных смесей.*

Структура фосфатно-сырьевой базы России всех уровней значимости (федеральной, региональной и местной) в обобщенном виде приведена в табл. 1, а размещение ее на территории страны показано на рисунке. Все эксплуатируемые месторождения апатитов и фосфоритов и значительная часть не вовлеченных в освоение промышленных запасов фосфатного сырья находятся в европейской части России. Сибирь и Дальний Восток располагают пока только резервными месторождениями фосфатных руд.

На данном этапе наиболее высококачественными и конкурентоспособными на мировом и внутреннем минеральных рынках являются руды хибинских месторождений. Вырабатываемый из них апатитовый концентрат пользуется спросом в странах СНГ и экспортируется в дальнее зарубежье. Фосфоритовые руды отличаются худшим качеством, продукция их (в основном фосфоритовая мука) потребляется внутри европейской части России и не может конкурировать с фосфатными продуктами, поставляемыми на мировой рынок.

**Апатитовые руды.** Повышенный интерес промышленности к апатитам, производимым из хибинских и других типов руд, вызван прежде всего следующим: 1) соотношение  $P_2O_5/CaO$  в апатитовом концентрате, как правило, ниже, чем в фосфоритах, что позволяет при кислотной его переработке в

конечный продукт экономить 10—20% серной кислоты; 2) апатитовый концентрат можно использовать как для выработки различных минеральных удобрений (простых, сложных, концентрированных, в том числе комплексных), кормовых и плавящих фосфатов, так и для других нужд сельского хозяйства и промышленности; 3) собственно апатитовый концентрат в большинстве случаев является комплексным сырьем (TR, Sr, Th, U, F и др.), извлечение попутных компонентов производится при его переделе на химических заводах; кроме того, руды значительного количества апатитовых месторождений содержат ряд полезных минералов (магнетит, титаномагнетит, ильменит, нефелин, пирохлор, бадделит и др.), которые можно выделять в самостоятельные концентраты. Тенденция практического использования апатитсодержащих руд и апатитовых концентратов со временем все более будет расширяться.

Анализ материала, касающегося возможности освоения резервных апатитсодержащих месторождений, приводит к выводу о приоритетности влияния на этот процесс технологических свойств руд, в свою очередь зависящих от состава их петрогенной основы и комплексности. Важными представляются также экономические, экологические факторы и некоторые другие. В совокупности они определяют перспективы освоения тех или



## 1. Состояние освоенности и значимость фосфатно-сырьевой базы Российской Федерации

Вид сырья, степень освоенности месторождений и их значимость	Число месторождений	Запасы $P_2O_5$ по категориям, млн. т		Содержание $P_2O_5$ в рудах, %
		A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>	
<i>Апатиты</i>				
По всем месторождениям	20	799,4	126,2	3,0—19,2
в том числе:				
разрабатываемым	8	385,1	35,1	6,7—19,2
резервным	11	414,3	91,1	3,0—16,9
федерального значения	3	160,9	19,5	7,5—4,6
регионального значения	8	253,4	71,6	3,0—16,9
<i>Фосфориты</i>				
По всем месторождениям	30	211,0	246,5	6,6—23,1
в том числе:				
разрабатываемым	5	38,3	5,5	6,6—13,1
резервным	24	183,7	239,0	8,1—23,1
регионального значения	5	153,2	218,1	8,1—13,8
местного значения	20	30,5	20,9	7,8—23,1

иных резервных объектов в ближайшем или отдаленном будущем.

По первому признаку (петрогенная основа) выделены силикатный, карбонатно-силикатный, карбонатный и гидросиликатно-гидроксидный типы руд (табл. 2). С позиций комплексности среди них обособлены подтипы: собственно апатитовый (апатит — практически единственный промышленный минерал), комплексный многокомпонентный апатитовый (апатит — главный минерал или один из главных), комплексный апатитовый (апатит — один из ведущих минералов) и комплексный апатитсодержащий (апатит — сопутствующий минерал, нередко в виде убогой примеси).

*Силикатный тип* включает наиболее технологичные руды с высоким (более 80%) извлечением апатитового концентрата. Для их обогащения обычно применяются флотация (основной метод) и магнитная сепарация. Технологические операции осложняются в случаях повышенного содержания оксидов железа и титана, сульфидов меди, а также кальцита, гидрослюд, гидроксидов железа, иногда биотита, амфибола и др.

К апатитовому подтипу рассматриваемого типа руд относится резервное Ошурковское месторождение (табл. 3). Главная причина сдерживания его освоения — это экологический фактор (близость к акватории оз. Байкал). Поставлен вопрос о переводе запасов данного объекта в забалансовые.

Комплексный многокомпонентный апатитовый подтип характеризует руды трех резервных месторождений хибинской группы

— Эвеслогчорр, Олений Ручей и Партмчорр. Все они предназначены для подземной добычи, за исключением небольшого блока в пределах Оленьего Ручья. Здесь после 2005 г. намечается отработка нефелин-апатитовых руд небольшим карьером. Перспективы вовлечения в освоение двух других объектов остаются неопределенными. Связано это с тем, что запасы эксплуатируемых хибинских месторождений для подземной добычи достаточны для поддержания современного уровня производства апатитового концентрата в течение 40—50 лет.

Комплексный апатитсодержащий подтип силикатных апатитовых руд развит на резервных месторождениях Гремяха-Вырмесское, Волковское (ряд разведанных участков) и Кручининское. Руды этих объектов при их комплексном освоении могут служить лишь дополнительным источником получения апатитового концентрата. Главными же их полезными ископаемыми являются титан, железо, медь и ванадий.

Руды *карбонатно-силикатного типа* отличаются сложным составом и строением и относятся в основном к удовлетворительно- и труднообогатимым. Для их обогащения применяются трудоемкие по исполнению магнито-флотационная и обжиг-магнито-флотационная схемы. На технологические показатели влияют значительные изменения содержания  $P_2O_5$ , высокие концентрации  $CO_2$ , форстерита, кальцита и флогопита, обладающих сравнительно близкими к апатиту физико-химическими свойствами, что затрудняет селективное выделение последнего.

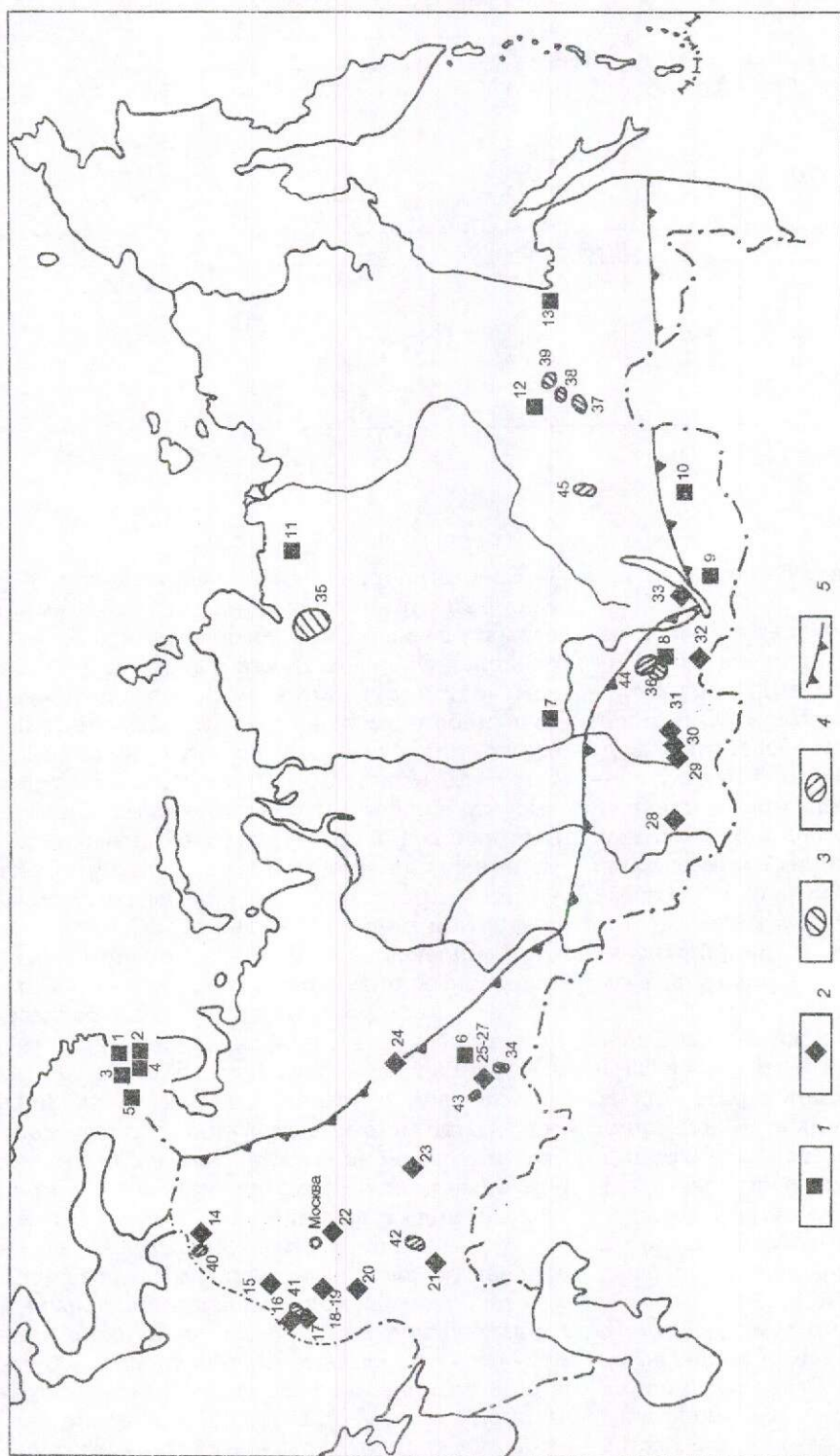


Схема размещения минерально-сырьевой базы фосфатных руд на территории Российской Федерации:

месторождения: 1 — апатитов (1 — Себлявское, 2 — Гремяха-Вурмеское, 3 — Ковдорская группа, 4 — Хибинская группа, 5 — Вуориярвинское, 6 — Волковское, 7 — Татарское, 8 — Белозиминское, 9 — Ошурковское, 10 — Кручининское, 11 — Томторское, 12 — Селигдарское, 13 — Джугджурская группа); 2 — фосфоритов (14 — Кингисеппское, 15 — Сожское, 16 — Полнинское, 17 — Унечское, 18 — Подбужское, 19 — Слободско-Когоречское, 20 — Курская группа, 21 — Камышинское, 22 — Егорьевское, 23 — Сюндюковское, 24 — Вятско-Камское, 25 — Ашинское, 26 — Симское, 27 — Кукашкинское, 28 — Белкинское, 29 — Обладжанское, 30 — Телекское, 31 — Сейбинское, 32 — Харанурское, 33 — Сарминское); прогнозные площади: 3 — апатитоносные (34 — Штирская, 35 — Маймеч-Котуйская с Ырааским, Маганским, Ессейским месторождениями, 36 — Большешагнинская, 37 — Колбочинская, 38 — Бирикээнско-Бурная, 39 — Нижне-Тимгонская); 4 — фосфоритоносные (40 — Волосовская, 41 — Крапивенская, 42 — Головинская и Ширококладкинская, 43 — Селеужская, 44 — Присалянская, 45 — Холболок-Урагинская); 5 — северная граница размещения пахотных земель

В схемах с использованием обжига затруднения возникают при наличии в рудах повышенных концентраций железа.

В составе этого типа резервных месторождений нет\*. Имеются объекты, изученные на оценочной стадии (Себлявское, Вуориярвинское, Браасское, Ессейское и др.); вовлечение их в геологоразведочный процесс сдерживается геолого-экономическими и технологическими причинами. К эксплуатируемым месторождениям относится лишь Ковдорское, из руд которого, помимо основного магнетитового, попутно извлекаются апатитовый и бадделейтовый концентраты.

Руды *карбонатного типа* относятся к труднообогатимым. За рубежом для извлечения из них апатита применяются жирнокислотные собиратели с использованием в качестве депрессора карбонатов крахмала. В России (как и в бывшем СССР) крахмал рассматривается как пищевой продукт, и его применение в практике обогащения руд запрещено.

Основные трудности при обогащении карбонатных руд возникают из-за близких физических свойств апатита и карбонатов (кальцита, доломита). Вредное влияние оказывают также повышенные содержания железа, гипса, ангидрита, слюд и полевого шпата. В последние годы за рубежом и в странах СНГ (Россия, Украина) на основе патентованных реагентов (OS-100, ИМП-25, таллактан, флотол-7, 9 и др.) по нескольким технологическим схемам (селективная и прямая флотация с применением гравитации и магнитной сепарации, коллективно-селективная флотация и др.) обеспечивалось извлечение апатитового концентрата в пределах 70—80%. Сейчас работы в этом направлении практически не ведутся.

К резервным месторождениям с карбонатным типом руд относятся Белозиминское (коренное) и Селигдарское. Из первого возможно попутное извлечение апатита при условии его освоения на ведущий ниобиевый минерал — пирохлор. Для бедных комплексных руд предполагаются к использованию пирометаллургические и пирохимические методы.

\*Таким же типом руд характеризуется Татарское существенно ниобиевое месторождение (Красноярский край), подготавливаемое к освоению. Попутно на нем подсчитаны запасы апатита, в пересчете на  $P_2O_5$  составляющие по промышленным категориям 257 тыс. т. Однако вопрос об извлечении  $P_2O_5$  не решен.

Что касается Селигдарского месторождения, то главная трудность в его освоении — это недостаточная разработанность технологии комплексного обогащения карбонатных руд и передела апатитового концентрата, невостребованность попутных компонентов (железа, редких земель и др.) и карбонатного сырья, а также необходимость крупных капиталовложений.

Руды *гидросиликатно-гидроксидного типа* (кор выветривания) относятся к трудно- и удовлетворительно обогатимым. Технологические их свойства изучались по гравитационно-флотационной, флотационно-магнитной и магнитно-флотационной (иногда с применением электромагнитной сепарации) схемам обогащения с дополнительными операциями: классификация, дезинтеграция, отсадка, концентрация на столах и др. В результате установлено, что плохая в целом обогатимость руд обусловлена содержанием в материале кор выветривания большого количества мелкой фракции (природных шламов), гидроксидов железа (в том числе и в фосфатных минералах), слюд, глинистых минералов, полевых шпатов и карбонатов. Испытания, проведенные в лабораторных и полупромышленных условиях, показали, что даже при предварительном обесшламливании руды получают фосфатные концентраты с широкими вариациями содержания  $P_2O_5$  (32—38%) при извлечении 58—80%. При доработке технологии обогащения гидросиликатно-гидроксидных руд в обозримой перспективе возможно освоение Ковдорского апатит-штаффелитового и Белозиминского апатит-пирохлорового резервных месторождений.

За рубежом основным методом обогащения апатитовых руд также является флотация, дополнительно включающая для комплексных их типов гравитационное обогащение, выщелачивание, ионный обмен и магнитную сепарацию. Используются суспензионный и химические способы обогащения, а для карбонатных руд — обжиг. Более привлекательным по сравнению с пенной флотацией представляется способ сухой магнитной сепарации в магнитном поле высокой интенсивности на основе сверхпроводниковой и криогенной техники. Особенно эффективно его применение для извлечения апатита из низкокачественных руд.

В целях снижения отрицательных экологических последствий ведутся работы по применению менее токсичных и быстроразрушаемых веществ, действующих в малых дозах. Разрабатываются высокоэффективные реагенты, преимущественно растительного

2. Геолого-технологическая типизация и основные методы обогащения апатитовых и комплексных апатитосодержащих руд

Тип руд	Подтип руд	Промышленные минералы и компоненты		Содержание $P_2O_5$ в рудах, %	Технологическая схема обогащения	Показатели обогащения, %		Месторождения (принадлежность к геолого-промышленному типу)
		Ведущие	Второстепенные и сопутствующие			Извлечение $P_2O_5$ в концентрат	Содержание $P_2O_5$ в концентрате	
Силикатный	Апатитовый	Апатит	Эпирин, полевой шпат	От 2,8—3,9 до 6,0—7,0	Флотационная, гравитационно-флотационная, флотация с последующей магнитной сепарацией	75—90	35—39,9	Опурковское, Укдусское (апатитовый в ментабброидах), Маганское (апатитовый в фенитах)
	Комплексный многокомпонентный апатитовый	Апатит, нефелин	Сфен, эпирин, полевой шпат, титаноманетит, Sr, TR, Ta, Nb и др. (всего 22 компонента)	14,2 (при колебаниях от 6—8 до 19)	Прямая и селективная флотация с последующей магнитной и гравитационной сепарацией	85—5	39,2—39,4	Хибинская группа (нефелин-апатитовый в ийолит-уртитах)
Карбонатно-силикатный	Комплексный апатитосодержащий	Титаноманетит, ильменит, халькопирит, борнит	Апатит, манетит, V, Mn, TR, полевые шпаты	2,2—6,7 (в основном на уровне 3,5—4,5)	Мокрая магнитная (иногда электромагнитная) сепарация с флотацией, флотация хвостов мокрой магнитной сепарации	70—95	33,7—40,8	Кручининское, Волковское, Гремяха-Вырмесское, Стремимородское, Маймаканское, Гаюмское и др. (апатит-титаноманетит-ильменитовый в габброидах)
	Комплексный апатитовый	Апатит (манетит)	Слюды, манетит, Cu, TR и др.	3,5—6,0	Магнитно-флотационная, обжиг-магнитно-флотационная	59—80	36—38,8	Себлявское, Ырааское (апатит-редкометалло-магнетитовый в карбонатах)
Карбонатно-силикатный	Комплексный апатитосодержащий	Манетит	Апатит, бадделейт, пирохлор и др.	6—7,9	Магнитно-флотационная, обжиг-магнитно-флотационная	59—74	36—37,7	Ковдорское, Вуоринринское, Ессейское и др. (апатит-редкометалло-магнетитовый в карбонатах)

Тип руд	Подтип руд	Промышленные минералы и компоненты		Содержание $P_2O_5$ в рудах, %	Технологическая схема обогащения	Показатели обогащения, %		Месторождения (принадлежность к геолого-промышленному типу)
		Ведущие	Вспомогательные и сопутствующие			Извлечение $P_2O_5$ в концентрате	Содержание $P_2O_5$ в концентрате	
Карбонатный	Комплексный апатитовый	Апатит	Карбонатный продукт, редкие и редкоземельные элементы, слюды, магнетит и др.	3,7—6,7	Флотационно-магнитная с гравитационным обогащением, магнитно-флотационная с мокрой магнитной сепарацией, магнитно-флотационная с обжигом, карбонатно-фосфатная флотация с гравитацией и мокрой магнитной сепарацией	55—84	32—38,4	Ковдорское карбонатное (апатит-редкометалльно-магнетитовый в карбонатитах), Новополтавское, Дубравинское (апатит-редкометалльный в линейных карбонатитах), Селигдарское (редкоземельно-апатитовый в метадоломитах)
	Комплексный апатитсодержащий	Пиррохлор, гагчетголит	Апатит, TR, слюды, карбонатный продукт и др.	3,5—5	Гравитационно-флотационная с мокрой магнитной сепарацией или обжигом, прямая селективная флотация	45—65	33,7—36	Белозиминское (апатит-редкометалльно-магнетитовый в карбонатитах), Татарское (апатит-редкометалльный в линейных карбонатитах)
Гидро-ликатно-гидроксидный	Комплексный апатит-франколитовый	Апатит, пиррохлор, франколит	Вермикулит, TR, Ta, Nb и др.	От 9—12 до 16—24	Гравитационно-магнитно-флотационная с обжигом, магнитно-флотационная, гравитационно-магнитно-флотационная	45—89	36,3—38,5	Белозиминское, Ковдорское, Новополтавское, Татарское, Томторское и др. (апатит-франколитовый в корях выветривания)

## 3. Резервные месторождения апатита Российской Федерации

Субъект РФ, месторождение	Состояние запасов на 01.01.99 г., млн. т $P_2O_5$			Прогнозные ресурсы $P_2O_5$ по категории $P_1 + P_2$ , млн. т $P_2O_5$
	$\frac{A + B + C_1}{P_2O_5}$	$\frac{C_2}{P_2O_5}$	$\frac{\text{Забалансовые}}{P_2O_5}$	
Мурманская область Эвслогчоррское	<u>52,185</u> 14,65	<u>1,683</u> 13,97	—	—
Олений Ручей	<u>52,616</u> 16,18	<u>8,174</u> 13,56	<u>2,057</u> —	<u>13,5</u> 14,0
Партомчоррское	<u>56,143</u> 7,5	<u>9,576</u> 7,5	<u>6,710</u> 7,5	—
Ковдорское апатит-штаффелитовое	<u>7,061</u> 16,96	<u>0,275</u> 16,96	<u>0,789</u> —	—
Гремяха-Вырмесское	<u>10,510</u> 3,03	<u>51,930</u> 3,0	<u>15,10</u> 3,0	—
Свердловская область Госрезервные участки Волковского месторождения	<u>8,959</u> 3,52	<u>0,828</u> 3,4	<u>4,574</u> 3,3	—
Иркутская область Белозиминское коры выветривания	<u>17,192</u> 11,45	<u>2,829</u> 8,7	<u>4,162</u> 7,0	—
Белозиминское коренное	<u>8,966</u> 4,05	<u>13,509</u> 3,5	<u>0,027</u> 3,5	<u>40,0</u> 4,0
Республика Бурятия Ошурковское в том числе горизонт +490...+190 м (уровень р. Селенги)	<u>108,564</u> 3,80 <u>69,667</u> 3,74	— —	<u>114,309</u> 3,6 <u>55,209</u> 3,6	— —
Читинская область Кручининское	<u>6,233</u> 3,64	<u>2,245</u> 3,6	<u>0,199</u> 3,5	<u>4,0</u> 4,0
Республика Саха (Якутия) Селигдарское	<u>85,587</u> 6,7	—	<u>7,906</u> 5,2	—

В знаменателе — среднее содержание  $P_2O_5$ , %.

происхождения с использованием способов биотехнологии. С увеличением стоимости энергоносителей и химических реагентов в последние годы наблюдается тенденция уменьшения роли синтетических химических продуктов и возврата к возобновляемому природному сырью.

Заслуживает внимания проводимая в лабораторных условиях и на экспериментальных участках работа по использованию апатита в порошкообразном виде (наподобие фосфоритной муки). Однако реализация данного направления возможна лишь при широком внедрении в практику метода механохимической активации. Опыты внесения в почвы такого молотого апатита обнадеживают своими положительными результатами. Нельзя не отметить и метод плазмохимии для получения комплексных азотно-фосфорных

удобрений, внедрение которого сдерживается его высокой энергоемкостью.

Возможны и другие нетрадиционные способы использования апатитового сырья, в частности, в смеси с органикой различного происхождения, в виде сыромолотой муки, нередко с карбонатной составляющей. Исследования в этом направлении ведутся, но сдерживают их отсутствие оцененной сырьевой базы средних и мелких месторождений апатита в экономически развитых районах.

**Фосфоритовые руды.** Разведанные и оцененные запасы этих руд представлены в России желваковым, ракушечным, обломочно-крустификационным, песчаниково-зернистым и микрозернистым промышленными типами (табл. 4). Среднее содержание  $P_2O_5$  в эксплуатируемых запасах колеблется от 6,6 до 13,5%, в резервных — от 7,48 до 23%

## 4. Промышленные типы и основные методы обогащения фосфоритовых руд России

Тип руд	Основные минералы		Содержание $P_2O_5$ в рудах, %	Технология обогащения	Показатели обогащения, %		Месторождения
	Промышленные	Примесные			Извлечение $P_2O_5$ в концентрат	Содержание $P_2O_5$ в концентрате	
Желваковый	Фосфат кальция	Глаукоцит, кварц, кальцит	7—18	Грохочение, промывка, размолом на фосфоритовую муку Грохочение, промывка, флотация, размолом на фосмуку Размолом без сушки и классификации	63,5—65,0	17—22,5	Вятско-Камское, Егорьевское Полпинское
Ракушечный	То же	Кварц, доломит	6—14	Грохочение, флотация; размолом на фосмуку	69—80	28,5	Кингисеппское
Обломочно-крупнотификационный	«	Глинистые минералы, кварц, кальцит, лимонит, гидротермит	14—30	Размолом без сушки и классификации	100*	17—18**	Телекское, Обладжанское, Сарминское
Песчаниково-зернистый	Фосфат кальция (основной); ильменит, лейкоксен, рутил, циркон и др. (попутные)	Кварц, кальцит, глаукоцит	7,5—9,0	Классификация по фракции +0,16 мм; химическое обогащение азотнокислотным способом фракции -0,16 мм; получение селективных концентратов ильменита, лейкоксена, рутила и др.	68	23—36	Унечское
Микрозернистый	Фосфат кальция	Доломит, кальцит, халцедон	18—31	Дробление, сортировка, флотация	60	28—32	Харанурское

\*Извлечение  $P_2O_5$  в фоспродукт.\*\*Содержание  $P_2O_5$  в фоспродукте.

(табл. 5). В зарубежной практике сырье такого качества не учитывается и не разрабатывается.

Промышленная технология обогащения и переработки имеется для желваковых, ракушечных и микрозернистых руд, для остальных — технологические схемы разработаны на полупромышленном и лабораторном уровнях. Фосфориты желвакового типа обогащаются промывкой с последующей сушкой и размолом концентрата, а также промывкой в сочетании с флотацией. Методом флотации обогащаются ракушечные фосфориты, а в ближнем зарубежье — микрозернистые руды Каратауского фосфоритоносного бассейна (Казахстан). Флотация фосфоритов связана с рядом трудностей, обусловленных близостью физико-химических и флотационных свойств разделяемых минералов, большой чувствительностью к присутствию шламов и ионному составу пульпы.

В результате обогащения желваковых и ракушечных фосфоритов получают концентраты с содержанием  $P_2O_5$  20—28,5% при извлечении 80—63,5%. Последующая их переработка на растворимые формы удобрений кислотными методами и термическим воздействием нерентабельна. Поэтому измельченные мытые концентраты используют как фосфоритовую муку.

Зернистые руды зарубежных месторождений, составляющие основу мировой фосфатно-сырьевой базы, обогащаются с помощью промывки, грохочения, мокрого измельчения или сушки с последующим обжигом. В полученных фоспродуктах содержание  $P_2O_5$  составляет 30,7—35%. Таких высоких качественных показателей ни одна из действующих отечественных технологических схем обеспечить не может. Возможности традиционных методов обогащения применительно к имеющейся сырьевой базе практически исчерпаны. Это делает актуальной проблему поисков новых более эффективных и экономически рентабельных способов обогащения низкосортного и труднообогатимого фосфоритового сырья для получения традиционных базовых и новых агрохимически эффективных форм удобрений: жидких комплексных, димонофосфата кальция, органоминеральных и др.

К ним можно отнести в первую очередь механохимический, плазмохимический и биотехнологический методы, а также химические способы обогащения путем мягкого выщелачивания кислотами вредных примесей —  $MgO$ ,  $CO_2$  и др. Эти методы применимы ко всем типам фосфоритовых руд, в том числе и к

некондиционному сырью, поскольку предъявляют к ним низкие требования. При всех положительных аспектах механо- и плазмохимические методы переработки не внедряются в практику, так как отличаются высокой энергоемкостью. Более перспективен способ мягкого химического выщелачивания как ресурсосберегающий по сравнению с обжигом и флотацией. Удаление вредных компонентов осуществляется без глубокого разложения руды с помощью разбавленных кислот из различных кислотных отходов, при этом обеспечивается переход фосфора в усвояемые формы.

В последнее время все большее внимание привлекают к себе малоотходные и дешевые технологии микробиологического обогащения кремнистых и карбонатных фосфоритов для получения высокосортных минеральных удобрений типа преципитата ( $P_2O_5$  до 38—40%). На основе биотехнологии построена первая обогатительная установка производительностью десятки килограмм за смену. Весьма перспективно также получение сложных органоминеральных удобрений из смеси фосфатов, лигнинов, отходов птицеводческих и животноводческих комплексов. Сырьем для минеральных добавок могут служить убогие и бедные фосфоритовые руды, фосфатсодержащие породы, а также крупнотоннажные отходы фосфатодобывающей промышленности. Положительный опыт по созданию таких композиций имеется в ЦНИИГеолнеруде и НИИУИФе.

Повышение конкурентоспособности фосфоритовой сырьевой базы тесно связано с решением вопроса о вовлечении в освоение резервных объектов с использованием прогрессивных технологий получения широкого ассортимента фосфорных удобрений. Из объектов регионального уровня наилучшие перспективы для освоения имеет Унечское месторождение комплексных песчаниково-зернистых руд в Брянской области. Оцененные по категории  $C_2$  запасы в количестве 32,5 млн. т  $P_2O_5$  рассматриваются в настоящее время как основной резерв АО «Фосфор». Вовлечение его в эксплуатацию позволит обеспечить ежегодное производство фоспродукции — фосфоритовой муки, нитроаммофоса (по азотнокислотной технологии) объемом 300 тыс. т при попутном получении ильменитового и цирконового концентратов. Согласно ТЭС, срок окупаемости капитальных вложений при открытой разработке превысит шесть лет. Что касается резервных запасов эксплуатируемых месторождений желваковых фосфоритов, то возможности их освое-



## 5. Резервные месторождения фосфоритов Российской Федерации

Субъект РФ, месторождение	Состояние запасов на 01.01.99 г., млн. т P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		
	$\frac{A + B + C_1}{P_2O_5^*}$	$\frac{C_2}{P_2O_5}$	$\frac{\text{Забалансовые}}{P_2O_5}$
<i>Московская область</i>			
Егорьевское (госрезервные участки)**	<u>29,454</u> 13,06	<u>0,949</u> 12,57	<u>28,425</u> 12,00
<i>Брянская область</i>			
Полпинское (госрезервные участки)**	<u>8,211</u> 8,13	<u>13,264</u> 7,42	<u>0,173</u> 7,0
Унечское**	—	<u>32,557</u> 7,48	—
<i>Кировская область</i>			
Вятско-Камское (госрезервные участки)**	<u>93,108</u> 12,01	<u>167,924</u> 14,04	<u>16,872</u> 14,0
<i>Калужская область</i>			
Подбужское	<u>3,432</u> 8,18	<u>3,051</u> 7,51	<u>2,057</u> 7,2
Слободско-Которецкое	<u>4,165</u> 7,89	<u>0,772</u> 6,71	<u>0,051</u> 6,5
<i>Смоленская область</i>			
Сожское	<u>1,255</u> 13,84	<u>0,042</u> 16,47	<u>3,726</u> 14,0
<i>Курская область</i>			
10 месторождений	<u>9,572</u> 9,68	<u>2,735</u> 8,37	<u>13,85</u> 8,0
<i>Волгоградская область</i>			
Камышинское	<u>1,243</u> 10,7	<u>0,066</u> 11,38	—
<i>Челябинская область</i>			
Ашинское	<u>0,833</u> 23,11	<u>0,025</u> 23,11	—
<i>Кемеровская область</i>			
Белкинское	<u>7,417</u> 12,3 – 20,5	<u>13,992</u> 9,53	—
<i>Красноярский край</i>			
Телекское**	<u>22,424</u> 13,86	<u>3,414</u> 15,91	<u>0,844</u> 13,0
Сейбинское	<u>1,05</u> 16,89	<u>0,077</u> 16,0	<u>0,599</u> 15,2
<i>Республика Хакасия</i>			
Обладжанское	<u>0,653</u> 20,01	<u>0,025</u> 25,01	—
<i>Иркутская область</i>			
Сарминское	<u>0,322</u> 16,2	<u>0,019</u> 14,96	—
<i>Республика Бурятия</i>			
Харанурское	<u>0,589</u> 17,89	<u>0,107</u> 17,89	—

\*В знаменателе — среднее содержание P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, %.

\*\*Объекты регионального значения.

ния весьма органичны из-за эколого-социальной ситуации на Полпинском и Егорьевском месторождениях или сложных горно-геологических условий отработки на Вятско-Камском месторождении. Активная часть запасов последнего (9,6 млн. т  $P_2O_5$ ) может служить в перспективе сырьевой базой для получения димонофосфата кальция или сложных растворимых форм удобрений по технологии мягкого выщелачивания. Полузаводские испытания получения димонофосфата кальция из вятско-камских фосфоритов осуществлялись в 1998—1999 гг. на Мелеузовском заводе минеральных удобрений.

На базе мелких месторождений желваковых и обломочно-крустификационных фосфоритов может быть оперативно создана сеть малых предприятий по производству местной фосфоритовой муки, фосмелиорантов, органоминеральных удобрений, а в более долгосрочной перспективе — жидких комплексных удобрений с суммарным производством до 1 млн. т. Такие месторождения имеются в европейской части России (Подбужское, Сожское, Слободско-Коротецкое, Камышинское, Щигровское, Ждановское), на Урале (Ашинское) и в Сибири (Обладжанское, Сейбинское, Сарминское).

Итак, в настоящее время и в обозримой перспективе использование флотации наиболее эффективно для руд с силикатной петрогенной основой; именно к этому типу относятся все высококачественные апатитовые руды. Освоение резервных месторождений с силикатными рудами сдерживается главным образом экономическими и экологическими факторами; нельзя не принимать во внимание и комплексность руд,

поскольку в большинстве объектов апатит рассматривается как сопутствующий компонент. Для всех других типов апатитовых руд требуются более сложные и разветвленные технологии комплексного обогащения. Технологический фактор затрудняет освоение резервных месторождений апатитовых и комплексных апатитовых руд с карбонатно-силикатной, карбонатной и гидросиликатно-гидроксидной петрогенной основой.

Ввод в освоение резервных запасов песчаниково-зернистых, желваковых и обломочно-крустификационных фосфоритовых руд несколько смягчит проблему дефицита фосфорных минеральных удобрений только для некоторых субъектов Российской Федерации.

Таким образом, надо констатировать, что подавляющее большинство числящихся на Государственном балансе запасов резервных месторождений апатитовых и фосфоритовых руд регионального значения в обозримой перспективе вряд ли будут вовлечены в разработку. Разведанные в 60—80-е годы, они нуждаются в переоценке с учетом современных требований к качеству минерального сырья и максимальной его утилизации. Необходимы крупные инвестиции в развитие технологических исследований фосфатного сырья, создание новых (нетрадиционных), прогрессивных и усовершенствование известных способов обогащения и передела фосфатных руд и концентратов. Наряду с этим по-прежнему актуальной остается проблема выявления в горно-добывающих и экономически благоприятных районах месторождений с высококачественными и легкообогатимыми фосфатными рудами.

## ПОЗДРАВЛЯЕМ С ЮБИЛЕЕМ



**Алексею Борисовичу Каждану** исполнилось 85 лет. Он родился 24 ноября 1915 г. в г. Петрограде. Трудовую деятельность начал учеником слесаря. В 1934 г. поступил и в 1939 г. с отличием окончил Ленинградский государственный университет. Был направлен в Желдорпроект МВД СССР, где в течение пяти лет проводил инженерно-геологические изыскания.

В 1944 г. А.Б.Каждан поступил в аспирантуру ВИМСа, а в 1947 г. после успешной защиты кандидатской диссертации был направлен в организацию п/я 925, где руководил поисковыми и разведочными работами на уран. В конце 1950 г. А.Б.Каждан как высококвалифицированный специалист в области месторождений радиоактивных металлов был рекомендован на преподавательскую работу в Московский институт цветных металлов и золота, где прошел путь от ассистента до профессора. В связи с реорганизацией подготовки специалистов в 1962 г. А.Б.Каждан был переведен в Московский институт стали и сплавов, а в 1963 г. — в Московский геологоразведочный институт. В 1964 г. он был избран на должность заведующего кафедрой методики поисков и разведки месторождений полезных ископаемых МГРИ, которой бессменно руководил 25 лет.



А.Б.Каждан — ведущий специалист в области геологии и разведки урановых месторождений. Еще в начале 50-х годов им был создан первый в СССР и мировой практике учебный курс «Поиски и разведка месторождений радиоактивных металлов», что обеспечило своевременную подготовку специалистов для выявления ресурсов атомного сырья.

А.Б.Каждан — один из крупнейших ученых в области теории и методологии прогнозирования, поисков, разведки и оценки полезных ископаемых. Под его руководством создана передовая научная школа геологов-разведчиков, оказывающая прогрессивное влияние на методику и условия проведения геологоразведочных работ. В начале 70-х годов им разработаны новые методические подходы к решению важнейших геологоразведочных проблем, основанные на системном подходе к изучению недр. Его разработки по количественной интерпретации геологоразведочных данных, методам оконтуривания, оценке запасов и ресурсов широко применяются в практике геологоразведочных работ.

А.Б.Кажданом на системной основе созданы первый в стране вузовский курс по математическому моделированию в геологии и разведке и принципиально новый курс по поискам и разведке месторождений полезных ископаемых. Их содержание отражено в типовых программах Министерства образования Российской Федерации и в изданных учебниках.

В настоящее время А.Б.Каждан — профессор кафедры геоинформатики МГГА, разрабатывает методические основы современной геоинформатики. За годы научно-педагогической деятельности А.Б.Каждан подготовил более 3500 специалистов-геологов, 60 кандидатов и 12 докторов геолого-минералогических наук. Он — автор 230 научных работ, в том числе 16 учебников и учебных пособий, 6 монографий. Часть его работ переведена на английский, испанский и китайский языки. А.Б.Каждан активно сотрудничает с геолого-производственными, научно-исследовательскими и учебными организациями и проводит большую научно-общественную работу. Многие годы он работал экспертом и членом экспертно-технического совета ГКЗ СССР. Им проэкспертировано более 100 отчетов по подсчетам запасов различных месторождений, что способствовало их правильной геолого-экономической оценке и своевременному вводу в эксплуатацию.

А.Б.Каждан был членом специализированных ученых советов МГРИ, ВИМСа и МГУ, руководил секциями Всесоюзных семинаров-совещаний заведующих профилирующими кафедрами, был членом секций Мингео СССР, Минвуза СССР, членом редакторского совета издательства «Недра», председателем КНТС по спецсырью, членом редколлегии журнала «Советская геология» («Отечественная геология»). В 1995 г. удостоен звания почетного академика Международной академии минеральных ресурсов. Он награжден орденом Знак Почета и медалями, трижды удостоен звания Отличник разведки недр, звания Почетный разведчик недр, награжден почетными грамотами Мингео СССР и Минвуза СССР.

Свое 85-летие Алексей Борисович встречает с новыми творческими планами и идеями. Желаем ему здоровья и успехов в осуществлении задуманного.

*Ученый совет МГРИ  
Редколлегия журнала*

## СПИСОК СТАТЕЙ, ОПУБЛИКОВАННЫХ В ЖУРНАЛЕ «РУДЫ И МЕТАЛЛЫ» В 2000 ГОДУ

### Прикладная металлогения и недропользование

- Архангельская В.В. Специфика регионального и локального прогнозирования крупных и уникальных месторождений литофильных редких металлов. № 1. С. 61.
- Беневольский Б.И. Эффективность использования распределенного фонда недр и обеспеченность его воспроизводства прогнозными ресурсами золота. № 5. С. 5.
- Бородин Л.С. К методологии прогнозноминералогического анализа редкометалльных магматических формаций. № 1. С. 50.
- Быховский Л.З., Калиш Е.А., Лифиренко В.Е., Потанин С.Д., Рябкин В.К., Эпштейн Е.М. Геолого-экономическая оценка ниобиевого оруденения Зиминского рудного района с учетом новых геолого-технологических данных. № 6. С. 20.
- Гетманский И.И., Бурьянов А.В., Костин Ю.П., Тойбин В.З. Использование геохимической информации при подготовке лицензионных соглашений и оценке участков нераспределенного фонда недр России. № 2. С. 5.
- Гусев А.И., Гусев Е.А. Некоторые петрохимические особенности золотоносных гранитоидов Алтае-Саянской складчатой области. № 5. С. 25.
- Головин А.А., Гусев Г.С., Клюев О.С., Криночкин Л.А., Филатов Е.И. Использование прогнозно-геохимических карт масштабов 1:1 000 000 и 1:200 000 для выявления и количественной оценки ресурсов рудных районов и полей. № 3. С. 10.
- Голота В.В. Критерии прогнозирования марганцевого оруденения. № 4. С. 33.
- Денисов М.Н., Алискеров В.А., Василенко В.П. Влияние налогов, платежей и отчислений на экономическую эффективность освоения резервных месторождений. № 6. С. 5.
- Иванов В.М., Емельянов С.А., Стружков С.Ф. Новая концепция промышленного освоения Дукатского золото-серебряного месторождения. № 6. С. 10.
- Карпузов А.Ф., Карпузова Н.У. Прогнозно-металлогенетический блок в структуре Госгеолкарты масштабов 1:1 000 000—1:200 000. № 1. С. 27.
- Кременецкий А.А. Прогноз крупных и уникальных золоторудных месторождений: теория и практика. № 1. С. 40.
- Лихачев А.П. Перспективные направления работ на никель, медь и платиноиды в Норильском районе и на прилегающих территориях. № 4. С. 24.
- Логвинов М.И., Старокожева Г.И., Файдов О.Е. Переоценка запасов углей Восточного Донбасса, Ростовская область. № 6. С. 33.
- Машковцев Г.А., Покалов В.Т. Прогнозно-поисковые работы — основа укрепления сырьевой базы отечественной промышленности (на примере черных, легирующих и радиоактивных металлов). № 1. С. 32.
- Мигачев И.Ф. Минерально-сырьевая база благородных и цветных металлов в сбалансированном развитии общества — тенденции использования и воспроизводства. № 1. С. 5.
- Нарсеев В.А. Синергетика процессов рассеяния-концентрирования золота. № 3. С. 5.
- Ручкин Г.В., Конкин В.Д., Ганжа Л.М., Рыбаков С.И., Голубев А.И. Геолого-поисковые модели золоторудных месторождений зеленокаменных поясов. № 4. С. 5.
- Сагир А.В. Закономерности формирования структуры и оруденения Джалканской зоны Сетте-Дабанского палеорифта. № 3. С. 21.
- Терентьев В.М., Марков К.А., Харламов М.Г. Методологические основы прогнозно-металлогенетических исследований и составления карт среднего масштаба рудных и потенциально рудных районов. № 1. С. 16.
- Тигунов Л.П., Карпухина М.В., Литвинцев Э.Г. Геолого-экономическая оценка месторождений карбонатных марганцевых руд России. № 6. С. 28.
- Трофимов Н.Н., Голубев А.И. Геодинамические условия формирования и металлогения Онежской впадины. № 5. С. 10.
- Феохтистов В.П. Прогнозная оценка восточной части Русской платформы на гидрогенное медное оруденение. № 4. С. 15.
- Чанышев И.С., Блинова Е.В. Геолого-экономический мониторинг прогнозных ресурсов золота как основа для воспроизводства резервного фонда недропользования. № 6. С. 8.

### Методы и методики прогноза, поисков, оценки и разведки месторождений

- Аристов Вас.В. Палеовулканические реконструкции и особенности размещения золото-серебряного оруденения в Балыгычано-Сугойском прогибе, Магаданская область. № 2. С. 12.

Кирмасов А.Б. Структурная позиция мезозойских трубок щелочно-ультраосновных пород гряды Чернышева, Республика Коми. № 2. С. 50.

Стружков С.Ф., Чижова И.А., Константинов М.М. Опыт разработки автоматизированной экспертной системы прогноза золоторудных месторождений на примере Охотско-Чукотского вулканогенного пояса. № 2. С. 28.

#### Строение рудных месторождений

Ажгирей Д.Г., Светлов С.А., Гурейкин Н.Я., Блинова Т.А., Анненкова Т.Е. Связь золотого оруденения с плутоническим метаморфизмом в миогеосинклинальной области Южного Тянь-Шаня. № 4. С. 47.

Ажгирей Д.Г., Гурейкин Н.Я., Анненкова Т.Е., Светлов С.А., Блинова Т.А. Особенности строения главных золоторудных узлов Центральных Кызылкумов. № 5. С. 33.

Акимов Г.Ю. Литолого-структурный контроль золото-кварцевых руд месторождения Нагорное, Восточная Якутия. № 4. С. 42.

Бойко Н.И. Происхождение киммерийских железных руд Азово-Кубанского региона. № 5. С. 44.

Большаков Н.М., Газизов Р.Б., Вартанян С.С. Геолого-структурная позиция и минералогическо-геохимические особенности золото-серебряного оруденения Тымлатского рудного узла, Камчатка. № 4. С. 37.

Ворошилов В.Г., Коротких С.А. Структура Синюхинского золоторудного поля, Горный Алтай. № 2. С. 65.

Данилов А.А. Геохимическая характеристика рудных тел и столбов Бамского месторождения Приамурья. № 3. С. 34.

Зинчук Н.Н., Бондаренко А.Т., Гарат М.Н., Пыстин А.Б., Колесников Г.В., Стегницкий Ю.Б. Петрофизические особенности кимберлитов и вмещающих пород Накынского поля Якутии. № 5. С. 51.

Мотов А.П., Агафоненко С.Г., Соколов С.В. Метасоматические ореолы золоторудных полей Харгинского рудного узла, Приамурье. № 3. С. 48.

Полякова О.П. Глубинные ярусы касситерит-силикатно-сульфидного оруденения в Комсомольском районе Приамурья. № 2. С. 58.

Столяров Ю.М. Обломки метасоматитов и плагиогранитов в рудовмещающих породах Левихинских колчеданных месторождений, Средний Урал. № 3. С. 55.

Чекалин В.М. Белорецкое месторождение скарново-магнетитовых руд, Горный Алтай. № 4. С. 52.

#### Аппаратурно-технические средства и технологии геологоразведочных работ

Баталин Ю.В., Вишняков А.К., Чайкин В.Г., Журавлев Ю.П., Хайдарова Н.З., Токинов А.А., Натфуллин К.Г. Гидрогеотехнологические способы добычи — основа освоения резервных месторождений и коренного совершенствования сырьевой базы минеральных солей России. № 6. С. 52.

Воробьев А.Е., Чекушина Т.В. Группировка рудных штабелей для кучного выщелачивания золота. № 5. С. 65.

Гордеев С.Г. Измерения магнитного поля промышленных помех частоты 50 Гц. № 2. С. 74.

Граевский М.М., Петрушин П.П. Способ ускоренного расчета электровзрывных сетей и производительности конденсаторных взрывных приборов. № 3. С. 62.

Здорова Э.П., Важеркина Т.А. Технологические схемы пробирного анализа сложного минерального сырья с использованием шерберной плавки. № 3. С. 58.

Здорова Э.П., Никитина Л.П., Мандругин А.В., Важеркина Т.А. Комбинированный пробирно-атомно-абсорбционный метод определения низких содержаний золота в минеральном сырье. № 2. С. 71.

Зинчук Н.Н., Бондаренко А.Т., Колесников Г.В., Стегницкий Ю.Б., Пыстин А.Б. Взаимосвязи между петрохимическими и петрозлектрическими параметрами в продуктивных кимберлитах Центральной Якутии. № 4. С. 69.

Кеворкянц С.С., Коновалова Т.А. Объемная локализация объекта на основе выделения информационных зон радиопросвечивания. № 5. С. 77.

Колибаба В.Л. Стратегия освоения богатых железных руд КМА. № 6. С. 47.

Остроумов Г.В., Кушпаренко Ю.С., Петрова Н.В., Соколов Ю.Ф., Тютюнник Н.Д., Кремневецкий А.А., Шадрман Ф.И., Левченко Е.Н. Повышение качества минерально-сырьевой базы на основе современных технологических методов и приемов. № 6. С. 38.

Седельникова Г.В., Крылова Г.С., Королев Н.И., Зеленов В.И., Елисеев В.Н., Савари Е.Е. Кучное выщелачивание — перспективный способ переработки техногенного золотосодержащего сырья. № 5. С. 63.

Файзуллин Р.М., Карпова М.И., Садьков И.С. Возможности освоения резервных месторождений фосфатных руд Российской Федерации. № 6. С. 62.

**Новости, информация**

*Володин К.И., Янбухтин Т.К.* Информационные ресурсы Internet по экономике минерального сырья и природопользования. № 4. С. 73.

*Итоги* заседания секции пробирных методов анализа НСАМ МПР России. № 3. С. 93.

*Никитин Е.А.* Новый подход к проблемам четвертичной геологии среднего течения р. Волги, Самарская область. № 5. С. 82.

**Дискуссии**

*Долгушин С.С.* О возможном интрузивно-ликвационном генезисе золоторудных месторождений Витватерсранда, ЮАР. № 3. С. 83.

*Константинов М.М.* Золоторудные месторождения типа карлин и критерии их выявления. № 1. С. 70.

*Курбанов Н.К.* Месторождения карлинского типа в гетерогенном ряду месторождений золото-сульфидно-кварц(карбонат)-углеродистого семейства. № 2. С. 78.

*О карлинском типе месторождений золота — приглашение к дискуссии (от главного редактора).* № 1. С. 69.

*Федорчук В.П.* О генезисе золоторудных месторождений карлинского типа. № 1. С. 76.

*Царев Д.И.* Металлоносные псевдоконгломераты Витватерсранда. № 3. С. 70.

**Рецензии**

*Быбочкин А.М.* Железородная база черной металлургии России в XXI веке. № 1. С. 79.

*Михайлов Б.М.* Нужное издание. № 4. С. 77.

*Нарсеев В.А.* Взгляд профессионалов. № 5. С. 93.

*Шевырев Л.Т.* Пристальный взгляд профессионалов. № 3. С. 90.

**Редакционная почта**

*Чекалин В.И.* К 50-летию Алтайской полиметаллической экспедиции. № 1. С. 83.

**Поздравляем с юбилеем**

*Н.Г.Баранову, В.И.Бровкина, В.Ф.Гуреева, О.В.Минину, А.И.Никулина, А.И.Романчука, Г.В.Ручкина, В.А.Ярмолюка.* № 1. С. 89.

*Э.М.Денисову, В.П.Орлова, Г.В.Остроумова, В.Ф.Рогова, Р.В.Сиротинского.* № 2. С. 96.

*В.Г.Кардыша, В.Т.Покалова.* № 3. С. 94.

*Л.М.Алексееву, М.А.Комарова, И.Н.Кочерова, И.М.Новожилову.* № 4. С. 82.

*А.Б.Каждана.* № 6. С. 73.

*Памяти Д.И.Горжевского.* № 1. С. 95.

Список статей, опубликованных в журнале «Руды и металлы» в 2000 году. № 6. С. 74.

*А.И. Кривцов, Б.И. Беневольский, В.М. Минаков.* **Национальная минерально-сырьевая безопасность. Введение в проблему.** Под общей редакцией А.Е. Наталенко и И.Ф. Мигачева. — М.: ЦНИГРИ, 2000. 196 с., 56 илл. табл.

Стабильность минерально-сырьевого обеспечения рассматривается как один из ключевых элементов устойчивости национальной экономической безопасности. Описаны сложившиеся модели сырьевого обеспечения по ведущим группам стран, определено существо проблемы устойчивости национальной минерально-сырьевой безопасности. Предложена система показателей и критериев оценки устойчивости глобального и национального минерально-сырьевого обеспечения с учетом структуры современных мировых экспортно-импортных потоков и роли в них различных стран. На примере стратегических и критических полезных ископаемых показаны различия в эффективности использования минерально-сырьевых ресурсов в странах с разными уровнями технологической инфраструктуры. Выявлены и описаны связи между показателями ВВП и его энергетическим и минерально-сырьевым обеспечением. Оценено современное состояние ресурсного, организационного и технико-технологического обеспечения отечественного недропользования и устойчивость этой системы с анализом возможных превентивных мер. Рассмотрено существо системного мониторинга показателей устойчивости минерально-сырьевой безопасности; на примере отдельных регионов страны показана роль минерально-сырьевых ресурсов для их экономической стабильности.

Работа рассчитана на широкий круг специалистов в сфере политических основ реформирования экономической базы России, на геологов и экономистов широкого профиля в управленческих структурах, исследовательских и образовательных институтах, а также на деловые круги страны.

*A.I.Krivtsov, B.I.Benevolsky, V.M.Minakov* **National mineral safety. Introduction to the problem.**

Editors: A.E.Natalenko and I.F.Migachev  
— М., TsNIGRI, 2000, p, ill., plates.

Mineral commodity supply stability is considered as one of the key factors of stability of the national economic safety. The established models of mineral commodity supply for leading country groups are described and the problem of stability of the national mineral safety is defined. A system of criteria and indices for evaluation of stability of the global and Russian mineral commodity supply is suggested taking into account the present-day global export-and-import flows from various countries. A difference in the adequate consumption of mineral resources in the countries with different levels of technological infrastructure is shown by the example of strategic and critical mineral commodities. Interrelation between GDP values, energy and mineral supply is established. The present-day state of resource, management and technologic support of mineral land use in Russia and its stability are assessed; some precautions are considered. The monitoring of indices of stable mineral safety is viewed. Some regions are taken as an example to show the contribution of mineral resources to their economic stability.

The book is intended for a wide range of professionals in the sphere of political reformation of the economy of Russia, geologists and economists from management agencies, research and educational institutions as well as for businessmen.

Научное издание

А.И.Кривцов, Б.И.Беневольский, В.М.Минаков

**Национальная минерально-сырьевая безопасность. Введение в проблему**

Под общей редакцией А.Е. Наталенко и И.Ф. Мигачева

Компьютерная верстка Н.П.Кудрявцева

Редактор Р.В. Добровольская

Сдано в набор 2000. Подписано в печать 2000

Уч. изд.л. Тираж экз. Цена договорная

Полиграфическая база ЦНИГРИ

113545 Варшавское шоссе, 129»Б»

ISBN

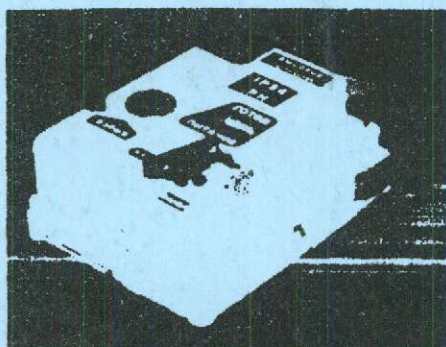
© Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт цветных и благородных металлов ЦНИГРИ, 2000

МИНИСТЕРСТВО РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ ПО АТОМНОЙ ЭНЕРГИИ



ВСЕРОССИЙСКИЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ  
ИНСТИТУТ АВТОМАТИКИ

### Новый мощный конденсаторный взрывной прибор КВП-2/200



Контактный телефон  
(095) 978-99-43

Взрывной прибор КВП-2/200 разрешен Госгортехнадзором России (Решение № 542-ЭН от 29.05.97 г.) к постоянному применению на открытых и подземных работах в условиях, не опасных в отношении взрыва газа и пыли.

Прибор обладает высокой эксплуатационной надежностью и безотказностью, не требует технического обслуживания в течение назначенного срока эксплуатации кроме проверки работоспособности, подзарядки аккумуляторов или смены гальванических элементов в блоке питания.

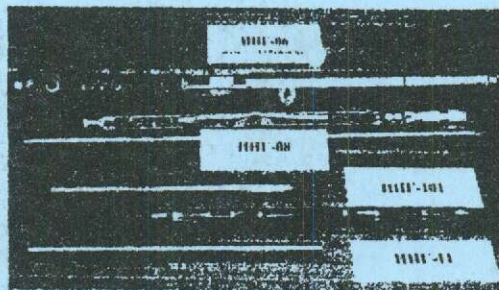
#### Технические характеристики КВП-2/200

Максимальное число взрывааемых ЭД:	
пониженной чувствительности ( $R_{зд}=0,5 \text{ Ом}$ )	100
нормальной чувствительности ( $R_{зд}=3,0 \text{ Ом}$ )	570
Назначенный ресурс включений	10 000

### Импульсные нейтронные генераторы и аппаратура на их основе

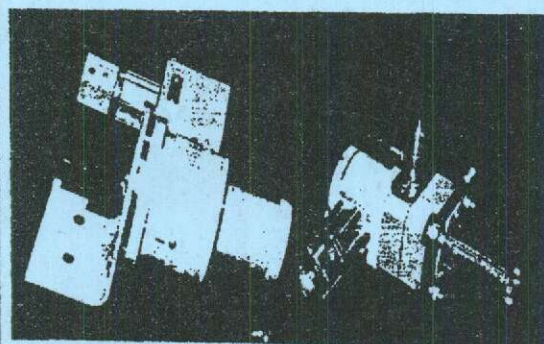
Импульсные нейтронные генераторы различного назначения обеспечивают импульсное нейтронное излучение в широком диапазоне потока, частот генерации и длительности импульсов. Выпускается специальная аппаратура на основе нейтронных генераторов для использования в следующих основных направлениях:

- каротаж нефтегазовых скважин;
- нейтронно-радиационный анализ;
- исследования по физике ядерных реакторов и критсборок;
- контроль содержания ядерных материалов.



Контактный телефон  
(095) 978-22-24

### Датчики и сигнализаторы давления



Контактный телефон  
(095) 281-52-24

Взрывозащищенные датчики и сигнализаторы давления предназначены для эксплуатации в составе систем контроля и управления технологическими процессами в газовой, нефтяной, химической и других областях промышленности. Датчики давления предназначены для непрерывного преобразования избыточного давления или перепада давлений жидкостей и газов в унифицированный выходной сигнал постоянного тока в системах контроля и управления давлением.

Сигнализаторы давления предназначены для коммутации электрических цепей при достижении заданных значений давлений или перепада давлений.

Всероссийский НИИ автоматики  
Адрес: Россия, 101000 Москва, Моспочтамт, а/я 918  
Телефоны (095) 978-12-68, 978-78-03  
Факс (095) 978-09-03