

# Горнодобывающая Якутия на рубеже III - го тысячелетия



Нерюнгри, 2000

Горнодобывающая Якутия на рубеже III-го тысячелетия  
Горнодобывающая Якутия на рубеже III-го тысячелетия  
Горнодобывающая Якутия на рубеже III-го тысячелетия

# Горнодобывающая Якутия на рубеже III-го тысячелетия

В настоящее время в Якутии ведется активная разведка и добыча полезных ископаемых. В последние годы в республике наблюдается быстрый рост добычи нефти, газа, угля, железной руды, алмазов и других полезных ископаемых. Это свидетельствует о том, что Якутия становится одним из ведущих регионов России по добыче полезных ископаемых. В настоящее время в Якутии ведется активная разведка и добыча полезных ископаемых. В последние годы в республике наблюдается быстрый рост добычи нефти, газа, угля, железной руды, алмазов и других полезных ископаемых. Это свидетельствует о том, что Якутия становится одним из ведущих регионов России по добыче полезных ископаемых.

УДК 662. 693: 15/571.56-13/.

ББК 33.1

Г 67

Горнодобывающая Якутия на рубеже III-го тысячелетия: Сборник научных трудов. Якутск: Изд-во Якутского ун-та, 2000. 158 с.  
ISBN 5-7513-0237-0

Редакционная коллегия:

*Петров В.Ф.* - генеральный директор ГУП "Якутуголь" (председатель)

*Самохин А.В.* - д.т.н., профессор, директор ТИ ЯГУ (зам. председателя)

*Алексеев Г.Ф.* - директор разреза "Нерюнгринский"

*Гриб Н.Н.* - зам. директора ТИ ЯГУ по научной работе, к.т.н.

*Квагинидзе В.С.* - к.т.н., доцент ТИ ЯГУ.

*Шубин Г.В.* - к.т.н., доцент ТИ ЯГУ (ответственный секретарь).

*Сборник научных трудов посвящен 300-летию учреждения в России Приказа рудокопных дел.*

*В сборник включены результаты научно-исследовательских, производственно-технических и конструкторских решений по различным горно-геологическим вопросам, связанных с разведкой и разработкой месторождений, в первую очередь Южно-Якутского региона.*

*В сборник традиционно включены материалы по прогнозу и геологическому изучению угольных месторождений региона, их прогрессивному освоению и безотходной переработке.*

*Значительный объем в сборнике занимают материалы, посвященные разработке россыпных месторождений золота, в частности, вопросам его обогащения.*

*В сборник включены результаты исследований по взрывному разрушению многолетнемерзлых горных пород, ремонту горного оборудования в условиях Севера, вопросы повышения техники безопасности и охраны труда на производстве.*

*В целом материалы сборника, несомненно, будут полезны широкому кругу специалистов горного профиля занятых как на производстве, так и в сфере науки и образования.*

© Якутский государственный  
университет, 2000

## К ИСТОРИИ РАЗВИТИЯ ГОРНОГО ДЕЛА И УГЛЕДОБЫЧИ

Поиск и добыча полезных ископаемых являются одной из древнейших областей человеческой деятельности. Каменный, медный, железный век – эти наименования эпох характеризуют ту важнейшую роль в развитии человечества, которую сыграло умение древних находить, добывать и обрабатывать эти полезные ископаемые. На протяжении многих веков развивалось горное дело, давая толчки развитию цивилизации.

Одним из основоположников горной науки, создавшем обстоятельное сочинение «О горном деле и металлургии в двенадцати книгах» (*De re metallica*), которое считается первой энциклопедией горного дела, был передовой немецкий ученый XVI века Георгий Агрикола (1494-1555, настоящая фамилия Бауэр, Bauer). Вплоть до XVIII века этот труд служил основным пособием по геологии, горному делу и металлургии.

Вызывает интерес перечень наук и искусств, который в то время определен Агриколой в качестве обязательного для горняка. Кроме перечня чисто горняцких занятий, «...горняку нельзя быть несведущим и во многих других науках и искусствах. Прежде всего в философии, ... в медицине, ... в астрономии. ... Должен быть знаком и с наукой измерений, ... знать архитектуру, ... рисование, ... должен быть сведущ в вопросах права...» и т. д. Профессия горняка была определена как одна из самых наукоемких в то время. В своем труде Агрикола не только подробно описал способы поиска, добычи и обогащения полезных ископаемых, но детально обрисовал структуры управления горными предприятиями, режим их работы, а также финансирование их деятельности. Характерно, что в далеком XVI веке Агриколой описана система финансирования горных работ путем приобретения паев горных предприятий – прообраз современных акционерных предприятий.

Именно своевременное развитие горного дела и металлургии, обусловило опережающее развитие Европы тех времен.

В России начало горному делу было положено во второй половине XV века при Великом князе Московском Иване III, когда в 1491 году в Печорский край была направлена первая экспедиция для поиска полезных ископаемых.

Считая горное дело такой отраслью, без развития которой вся остальная промышленность обречена на застой, 24 августа 1700 года Петр I учредил Приказ рудокопных дел (позднее – Берг-Коллегия), лично возглавив горную администрацию.

Своим Манифестом от 28 июня 1782 года Императрица Екатерина II Великая даровала всем землевладельцам свободу распоряжения своими землями и право на полезные ископаемые, заключенные в их недрах, а в 1773 году в Санкт-Петербурге было учреждено первое российское горное училище.



В связи с интенсивным развитием металлургии, железнодорожного и водного транспорта к окончанию XIX века в России резко повысилась потребность в угле. Было начато строительство угольных шахт в Донбассе, на Урале, в Подмосковном и Кузнецком бассейнах, на Дальнем Востоке, при этом к началу XX века добыча угля возросла с 121 тыс. тонн в 1860 г. до 12 млн. тонн в 1900 г., а в 1916 г. достигла 34,5 млн. тонн.

В период 1920-1930 гг. в России появились первые обогатительные фабрики, и к концу 20-х годов началась разработка угольных месторождений открытым способом.

К концу 1940 г. в эксплуатации находилось 542 шахты, на которых было добыто около 160 млн. тонн угля. В этот же период создается отечественное угольное машиностроение. В 1934 - 1935 гг. для открытых горных работ начали серийно выпускаться отечественные ковшовые экскаваторы и думпкары. В 1947 году был учрежден всенародный праздник - "День шахтера".

Наивысший объем угледобычи по России был достигнут в 1988 году – 425 млн. т. угля, после чего объемы начали снижаться. В 1999 году впервые с 1988 года удалось переломить процесс падения объемов добычи угля, всего по России было добыто 249,2 млн. т. угля, что выше уровня 1998 года на 17,0 млн. т. или на 7,3%.

В Якутии история угледобычи началась в 1928 году, когда было вовлечено в разработку Сангарское месторождение угля. Через год после этого стало разрабатываться Кангаласское месторождение угля, с 1933 года разрез «Зырянский» начал добычу угля на Эрозионном месторождении. В 1934 году выдала первую продукцию шахта Чульманская, с 1940 года заработала шахта «Джебарики-Хая», а с 1943 года к ним присоединилась шахта «Сого». В 1964 году была начата первая добыча на одном из мощнейших сегодня на востоке России Нерюнгринском месторождении - в то время участке открытых работ шахты Чульманская. Сегодня угледобывающая промышленность Республики Саха (Якутия) включает в себя мощнейшее на Дальнем Востоке угледобывающее предприятие – ГУП "Якутуголь", добывающее 90% угля в республике, и ряд малых разрезов, расположенных по всей территории Якутии.

Из 44 угледобывающих предприятий России в 1999 году ГУП "Якутуголь" получил следующий рейтинг:

- 8 место по объему угледобычи;
- 3 место по производительности труда рабочего по добыче угля;
- 4 место по рентабельности продукции;
- 7 место в сводном рейтинге угледобывающих компаний.

Являясь динамично развивающимся горным предприятием, ГУП "Якутуголь" активно сотрудничает более чем с 20 научными и исследовательскими учреждениями и производит непрерывное внедрение новой техники и технологии.

Осуществляя свою деятельность в рамках программы реструктуризации угольной промышленности Республики Саха (Якутия) на 2000-2005 г.г., а также

долгосрочной стратегии развития предприятия, продолжая традиции российских горняков, ГУП "Якутуголь" связывает свою перспективу с дальнейшим наращиванием объемов производства, расширением номенклатуры выпускаемой продукции и рынка ее сбыта, вовлечением в разработку новых месторождений угля, развитием своего технического и кадрового потенциала.

*Г.Ф. Алексеев, И.И. Кочубей, В.А. Шило, (Р-з "Нерюнгринский")*

### **СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ И ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ БОЛЬШОЙ ЕДИНИЧНОЙ МОЩНОСТИ В УСЛОВИЯХ РАЗРЕЗА «НЕРЮНГРИНСКИЙ».**

С целью удовлетворения возрастающих потребностей металлургической промышленности в коксовом сырье, развитии энергетики и комплексного развития территории Южной Якутии с 1975 года началось строительство разреза «Нерюнгринский» в составе Южно-Якутского угольного комплекса (ЮЯУК). Проектирование осуществлялось с учетом оснащения разреза самой современной и мощной, на тот период, горно-транспортной техникой.

Строительство и ввод в эксплуатацию разреза «Нерюнгринский» в составе ЮЯУК осуществлены в 1975-1985г.г. пятью отдельными очередями. Утвержденная проектная мощность разреза 13 млн. тонн угля в год ( в т.ч. 9 млн.т. коксующихся углей). В 1986 году было принято решение о пересмотре технического проекта с увеличением проектной мощности разреза с 13 млн.тонн до 15 млн.тонн в год, а также предусматривалось довести производство вскрышных работ с 93,6 млн. куб.м. до 102 млн.куб.м.

Техническим проектом предусматривалось использование 20 экскаваторов ЭКГ-20 с емкостью ковша 20 м<sup>3</sup> на вскрыше и 4 экскаваторов ЭКГ-12,5 с емкостью ковша 12,5 м<sup>3</sup> на добыче, на отвалообразовании и вспомогательных работах - 15 бульдозеров Д-714 и 25 бульдозеров Д-572. Средняя емкость ковша вскрышного экскаватора составляла 18,8 м<sup>3</sup>. На тот же период на передовых разрезах Кузбасса, работающих на автотранспорт, средняя емкость ковша экскаватора составляла 11м<sup>3</sup>.

Но в связи с тем, что при рассмотрении технического проекта использовались расчетные показатели проектируемых экскаваторов ЭКГ-20 и не выполнялись сроки поставок, принято решение о закупке 10 экскаваторов «Марион 204-М» с емкостью ковша 20 м<sup>3</sup>. Аналогичная ситуация сложилась и с бульдозерной техникой. Вместо проектных бульдозеров были закуплены 2 бульдозера Д-455 и 25 бульдозеров Д-355А фирмы «Комацу».

Парк техники на вскрышных работах по проектным проработкам 1981 г. составлял:

ЭКГ-20 -

10 ед.

204-М -	10 ед.
ЭКГ-12,5 -	4 ед.
На добычных работах:	
ЭКГ-8И -	8 ед.

Высокая аварийность и конструктивные недоработки как отечественных, так и импортных экскаваторов не позволили достичь расчетной производительности и выполнения календарного графика ведения вскрышных и добычных работ. Принятая проектом высота вскрышного уступа в 20 м при работе экскаваторов создавала аварийные ситуации, приводящие к поломкам машин.

Для создания нормальных условий работы были изменены проектные параметры уступа и произведена перенарезка вскрышных уступов с 20 метров на 15 метров.

За прошедшие годы достигнуты максимальные объемы производства:	
ВСКРЫША	98329 тыс. м <sup>3</sup>
ДОБЫЧА	14492 тыс. т.
В ТОМ ЧИСЛЕ КР	9288 тыс. т.

При этом

#### Производительность списочного экскаватора.

	Проект	Макс. достигнутая
ЭКГ-20	4750 тыс.м <sup>3</sup> /год	2826 тыс.м <sup>3</sup> /год
204-М	4750 тыс.м <sup>3</sup> /год	2843 тыс.м <sup>3</sup> /год

Техническим проектом предусматривалось использовать для производства вскрышных работ экскаваторы ЭКГ-20 в комплексе с автосамосвалами БелАЗ-7521, грузоподъемностью 180 т. и буровыми станками СБШ-200Н.

Однако на период пуска разреза в эксплуатацию автосамосвалы находились в стадии создания, серийное производство которых намечалось только с 1985 года. С целью выполнения плановых объемов вскрыши были закуплены автосамосвалы фирмы «Юнит-Риг» М-200 в количестве 85 ед. грузоподъемностью 180 т. и автосамосвалы НД-1200 в количестве 120 ед. грузоподъемностью 120 т., которые не соответствовали оптимальному соотношению кузова и ковша экскаватора, что отрицательно сказалось на производительности экскаваторов.

Буровые станки СБШ-200Н, предусмотренные техническим проектом для бурения взрывных скважин оказались малопродуктивными (40-44 тыс.п.м. в год на 1 станок) и не предназначенными для работы в северных условиях, имели большие потери скважин при бурении вечномерзлых пород. В связи с изменившимися требованиями к качеству подготовки горной массы для экскаваторов 204-М были введены в эксплуатацию буровые станки М-4 SS -3 ед. и в 1983-1984 г.г. 60-R фирмы «Vicusys Erie» -9 ед. с диаметром взрывных скважин 311-320 мм и буровые станки СБШ-250МН-32, переведенные на бурение скважин диаметром 269.9 мм.

Для наращивания объемов вскрышных работ в 1983-1984 г.г. были введены в эксплуатацию 6 экскаваторов «Марион-201М» с емкостью ковша 16м<sup>3</sup>.

Все же по отдельным экскаваторам были достигнуты следующие объемы вскрышных работ в год:

204-М №6	-	3412 тыс.м <sup>3</sup> (1982г)
ЭКГ-20 №41	-	4153 тыс.м <sup>3</sup> (1983г)
ЭКГ-20 №56	-	4385 тыс.м <sup>3</sup> (1988г)
	-	4015 тыс.м <sup>3</sup> (1989г)
201-М №14	-	3858 тыс.м <sup>3</sup> (1985 г)

Объемы производства вскрышных работ и среднесписочная производительность экскаваторов представлены в диаграммах рис. 1.

В целях улучшения добычных работ вместо проектных экскаваторов ЭКГ-12,5 были применены экскаваторы ЭКГ-8И, ЭКГ-10И, ЭШ-13/50 и ЭШ-11/70, что позволило оперативно управлять качеством поставляемого угля на обогатительную фабрику, производить добычу угля ниже зеркала воды на нижних добычных горизонтах и упростить процесс строительства зумпфов для поверхностного водоотлива. Применение шагающих экскаваторов ЭШ-13/50 и ЭШ-11/70 позволило значительно снизить потери угля при отработке угольного пласта в районах тектонических нарушений, снизить потери угля при зачистке кровли и почвы пласта и производить отгрузку угля в автомобили БелАЗ грузоподъемностью 100т.

Для сокращения потерь при зачистке кровли и почвы пласта на разрезе были введены установки по переработке породугольной смеси с разделением по маркам угля. Ежегодно на установках извлекается 340-360 тыс. т. угля.

Максимальное количество экскаваторов по маркам на вскрыше в 1988 году составило:

- ЭКГ-20-15 ед.
- 204М - 10 ед.
- 201М -6 ед.
- ЭКГ-12,5-4 ед.
- Итого- 35 ед.

За период с 1979 года по 1999год выполнено 1195,9 млн.м<sup>3</sup> вскрышных работ и добыто 196,8 млн.т.угля, в том числе 103,7 млн. т. марки КР.

В период экстенсивного наращивания объемов производства вскрышных работ и увеличения расстояния транспортирования парк приобретенных автосамосвалов не мог обеспечить производительность разреза из-за увеличения расстояния транспортирования и несоответствия отношения емкости кузовов автосамосвалов НД-1200 и емкости ковша вскрышного экскаватора (для экскаваторов ЭКГ-20, выполнявших фактически 50% всех объемов на НД-1200, снижение производительности составило 17.5%).

С 1988 года для обеспечения максимально возможных объемов вскрыши (по провозным возможностям АТА) производилось совершенствование параметров ведения горных работ:



– Выбор оптимальной ширины рабочей площадки экскаватора.

Проектом предусматривалось чередование площадок 84 и 42 м. В результате практического сравнения технологии ведения горных работ с организацией временно нерабочего борта (временным сдвиганием уступов) разрез «Нерюнгринский» перешел на технологию отработки группы уступов: берма безопасности 17 м - рабочая площадка 42 м, что позволило увеличить угол наклона рабочего борта с 13 до 18 градусов и сократить объемы вскрышных работ при подготовке плановых объемов добычи.

– Внедрение скользящих съездов вместо фланговых заездов на горизонты.

– Производство внутреннего отвалообразования (по 1999 г. вывезено во внутренние отвалы 111 млн. 185 тыс. м<sup>3</sup> вскрышных пород).

– Устройство транспортных перемычек через уголь на нижние вскрышные горизонты.

Реализация этих технологических решений позволила сократить расстояние транспортирование вскрышных пород с 3,53 км в 1988 году до 3,18 км в 1999 году.

Уменьшение концентрации горной техники за счет ввода в эксплуатацию нового высокопроизводительного оборудования (протяженность фронта горных работ в 1988 году - 1240 м на один списочный экскаватор, а в 1999 году составила 3670 м) и переход на взрывание по зонам привели к сокращению простоев автотранспорта от взрывных работ с 5935 час. в 1988 году до 1426 час. в 1999 году.

#### Параметры буровзрывных работ:

Годы	1988 г.	1999 г.
Объем взрыва, тыс. м <sup>3</sup>	952.7	272.3
Объем взорванного блока, тыс. м <sup>3</sup>	346.5	157.7
Количество взрывов, ед.	106	161
в т.ч. основных	43	149

Производство взрывных работ оказывает большое влияние на все технологические процессы на разрезе и тесно связано с экономической деятельностью горного предприятия. Взрывные работы требуют тщательной подготовки, т.е. выполнения ряда подготовительно-восстановительных операций и являются причиной наиболее ощутимых простоев горно-транспортного оборудования.

С 1989 года разрез практически вышел на проектную мощность по добыче угля (14881 тыс.т). На этом этапе актуально встал вопрос снижения простоев горно-транспортного оборудования при производстве взрывных работ и вместе с тем своевременной и качественной подготовкой взорванной горной массы. Этот этап характеризуется внедрением ряда организационно-технических мероприятий при подготовке и проведении массовых взрывов на разрезе, которые позволили существенно уменьшить простои оборудования и своевременно обеспечивать их взорванной горной массой. Все организационно-технические

мероприятия внедрялись после тщательного анализа ведения массовых взрывов с привлечением научно-исследовательских институтов.

С 1985 года на разрезе совместно с ИГД им. Скопинского разрабатывается и внедряется «Инструкция по зарядке скважин вслед за их бурением для условий разреза «Нерюнгринский». В результате многолетних наблюдений и анализа ведения буровзрывных работ выявлены зоны, где наблюдается высокая обводненность и интенсивное обмерзание скважин, которые учитываются при составлении программы развития горных работ. Комплекс таких мер позволил значительно сократить потери скважин, уменьшить потребление дорогостоящих и в то время, остродефицитных водоустойчивых ВВ на 5%.

Существенное уменьшение простоев горно-транспортного оборудования было достигнуто:

- производством взрывных работ по зонам, когда взрывные блоки располагаются в одной опасной зоне как по фронту, так и по глубине, и не влияют на работу горно-транспортного оборудования в соседних зонах;
- переносом времени производства взрывных работ на дневное (с 13 до 14 часов), что позволило более оперативно решать вопросы по восстановлению воздушных и кабельных линий электропередач и автодорог.

Для увеличения единовременного объема взрыва в одной зоне была внедрена схема каскадного взрывания блоков на различных горизонтах, расположенных друг под другом по глубине. Во избежание подбоя взрывной сети скважин между блоками и массовых отказов при каскадном взрывании, производится расчет безопасных интервалов между блоками по рекомендации ИГД «Севера».

В результате внедрения на данном этапе вышеперечисленных организационно-технических мероприятий при проведении массовых взрывов было достигнуто в 1989 году 101,4 млн.м<sup>3</sup> объема взорванной горной массы, разовых объемов массовых взрывов 1,7-3,9 млн.м<sup>3</sup>, объема переработанного ВВ за год - 69 тыс. т.

Начиная с 1993 года, в связи с общим падением объема производства в стране, ростом железнодорожного тарифа, неплатежеспособностью потребителей угля происходит снижение объемов добычи угля и, соответственно, объемов вскрышных работ.

В течение 90-х годов объем вскрышных работ снизился до 29,6 млн.м<sup>3</sup>, объем переработанного ВВ - до 25,3 тыс. тонн. Для выживания в таких жестких условиях на первое место встал вопрос снижения затрат на производство, в т.ч. на снижение затрат на подготовку горной массы буровзрывным способом. Одним из основных направлений в этом процессе является снижение затрат на ВВ и внедрение комплексной механизации взрывных работ. 2 этап осуществляется в соответствии с разработанными технорабочими проектами комплексной механизации взрывных работ, в основу которых положена bestарная технология ведения работ.

В 1993 году был построен пункт приготовления бестроиловых ВВ мощностью 50 тыс. тонн, в котором процесс изготовления ВВ представлен следующей схемой: доставка АС в хранилище в железнодорожных минвозах, затем подача по двум конвейерным линиям на винтовой конвейер, где происходит механическое смешивание с нефтепродуктами и угольным порошком. Доставка ВВ на блоки осуществляется зарядными машинами МСЗ-4А на базе БелАЗ 540. В 1995 году совместно с АО «Нитро-Сибирь» были испытаны эмульсионные ВВ «Сибирит 1000 1200» и построен пункт по их изготовлению годовой мощностью до 20 тыс.т. в год, введено две смесительно-зарядных машины МСЗ-20 на базе БелАЗ-548. В результате внедрения данных комплексов была создана весьма эффективная система комплексной механизации взрывных работ, позволившая довести до минимума ручной труд на всех стадиях переработки ВВ, снизить расход дорогостоящих ВВ заводского изготовления на 85-92% и довести его выпуск до 33,6 тыс.тонн в 1999 году, в результате доля затрат на взрывные работы в себестоимости 1 тонны угля снизилась вдвое.

С 1998 года в целях снижения удельного расхода ВВ, улучшения качества взрывных работ, увеличения надежности и безопасности работ началось внедрение принципиально новых технологических схем взрывания с помощью надежных низкоэнергетических средств инициирования. Для устранения негативного воздействия взрыва ДШ на заряд, с целью увеличения КПД заряда и уменьшения удельного расхода, в 1998 году на разрезе начали внедрять взрывание низкоэнергетическими ДШ (ДШМ-Э, ДШН), а также совместно с заводом «Искра» (г. Новосибирск) в декабре 1998 года были проведены испытания неэлектрической системы инициирования СИНВ в условиях Крайнего Севера, с той же целью заключен контракт с фирмой «Дино- Нобель» на поставку неэлектрической системы инициирования «Нонель». Разработаны и внедрены схемы монтажа взрывной сети с неэлектрическими системами инициирования.

Внедрение НЭСИ позволяет производить взрывные работы на Юго-Восточном участке разреза без ограничения параметров взрываемых блоков (при взрывании с помощью ДШ существовали ограничения по максимальному одновременно взрываемому заряду до 3т), что позволило сократить частоту взрывов и увеличить производительность горного оборудования.

В настоящее время парк экскаваторов на вскрышных работах претерпел изменение в количественном составе (окончание срока амортизации ЭКГ-12,5, списание экскаваторов 204 М из-за нецелесообразности эксплуатации вследствие больших эксплуатационных затрат, износа ЭКГ-20 /опытно-промышленных образцов/). Принято направление на использование оборудования большой единичной мощности и создание мощных горно-транспортных комплексов. В 1997 -1998 г.г. введены в эксплуатацию 2 экскаватора 301-М с емкостью ковша  $40\text{ м}^3$ , 5 буровых станков ДМ-Н для бурения скважин диаметром 311-320 мм и 18 автосамосвалов 830 Е грузоподъемностью 218 т. Опыт эксплуатации экскаваторов 301-М с емкостью ковша  $40\text{ м}^3$  показывает, что при работе по данной схеме часовая производительность увеличилась на  $52\text{ м}^3/\text{час}$  и составила

1010 м<sup>3</sup>/час при погрузке в автосамосвалы 830Е, грузоподъемностью 218 т. Двумя экскаваторами 301-М выполнено 24% всех объемов вскрышных работ, при этом численность обслуживающего персонала составляет всего 14.9% от численности экскаваторных бригад на вскрышных работах.

В данное время списочный парк горного оборудования составляет:

Экскаваторы	Буровые станки	
ЭКГ-20 - 6ед. (Е к=20 м <sup>3</sup> )	60-R	3 ед. (дскв.=320 мм)
ЭКГ-15 - 3 ед. (Е к=15м <sup>3</sup> )	ДМ-Н	5 ед. (дскв.=320 мм)
201-М- 6 ед. (Е к=16м <sup>3</sup> )	СБШ-320В	3 ед. (дскв.=320 мм)
301-М- 2 ед. (Е к=40м <sup>3</sup> )	СБШ-250МНА-32	3 ед. (дскв.=270 мм)
Итого 17 ед. (Е к ср.=20.1м <sup>3</sup> )	Итого	14ед. (дскв.=309мм)

Одним из звеньев, влияющих на производство вскрышных работ, являются отвалообразование и вспомогательные работы по поддержанию автомобильных дорог. Объемы бульдозерных работ возрастают при подготовке разреза к эксплуатации в весенне-летнем и осенне-зимнем периоде. От качества содержания автомобильных дорог разреза и отвалов зависят техническая скорость движения автосамосвалов и пробег крупногабаритных шин. На работах по содержанию автомобильных дорог используется также 11 колесных бульдозеров К-701, К-702 и 9 автогрейдеров ДЗ-98. Опыт эксплуатации автотракторно-бульдозерного парка показывает, что при замене изношенного оборудования на гусеничные и колесные бульдозера типа Д-275 и WD-600 и увеличении объемов вскрышных работ с 42000 тыс.м<sup>3</sup> до 60000 тыс.м<sup>3</sup> численность бульдозеров снизится на 4 единицы. При этом число бульдозеров на отвалообразовании зависит только от количества отвалов, одновременно находящихся в работе.

Так как объем затрат на транспортирование вскрышных пород составляет до 53% в себестоимости производства вскрышных пород, резко встал вопрос сокращения длины транспортирования для обеспечения экскаваторов автотранспортом и повышения их производительности. Программой развития горных работ на период 1998-2000 г.г., согласованной институтом «Сибгипрошахт» расстояние транспортирования принято 4.2 км. Без применения транспортных перемычек на нижние вскрышные горизонты, при существующем положении с обеспечением экскаваторов автотранспортом, выполнение объемов вскрыши составило бы 33700 тыс.м<sup>3</sup> и привело к потере 8300 тыс.м<sup>3</sup> вскрыши, что негативно сказалось бы на экономике разреза и, в целом, ГУП «Якутуголь».

На разрезе «Нерюнгринский» проводится ряд мероприятий, направленных на повышение эффективности производства и снижение затрат на добычу угля:

- Проведение технического перевооружения.

Эксплуатация морально устаревшего и физически изношенного основного оборудования приводит к снижению его производительности. По этой причине производительность экскаваторов ЭКГ-20 и 201-М снизилась с 2826 тыс. м<sup>3</sup> и 3401 тыс. м<sup>3</sup> на списочный экскаватор до 2015 и 2030 тыс. м<sup>3</sup> соответст-



венно в 1999 году. Аналогичная ситуация сложилась и с буровыми станками 60-R (снижение с 100 тыс. п. м. до 45.1 тыс. п.м.). Программой реструктуризации предусматривается замена с 2001 года выбывающего парка экскаваторов на экскаваторы с емкостью ковша 30-40 м<sup>3</sup> и для ведения вспомогательных работ, обеспечивающих высокопроизводительную их работу, экскаваторов с емкостью ковша 16-20 м<sup>3</sup> в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью 150-180 т с целью нарезки и проходки съездов, работы по вскрытию угольного пласта. Целесообразно применение гидравлических экскаваторов с ковшом емкостью 20 м<sup>3</sup> с дизельным приводом в виду их высокой маневренности и малого удельного давления на грунт.

- Замена устаревшего парка буровых станков на станки типа ДМ-Н позволит сократить списочный парк на 3 единицы (с учетом увеличения объемов вскрышных работ до 60 млн. м<sup>3</sup> в год).

Предусматривается внедрение комплексов оборудования, состоящих из двух экскаваторов единичной мощностью 30-40 м<sup>3</sup>, одного экскаватора с емкостью ковша 16-20 м<sup>3</sup> и двух буровых станков с диаметром скважин 311-320 мм. Для производства вскрышных работ в объемах 60000 тыс.м<sup>3</sup> и добычных работ - 10000 тыс.т. планируется создание 4 таких комплексов.

Для эффективной эксплуатации экскаваторов большой единичной мощности необходимо выдерживать оптимальное соотношение емкостей кузова самосвала и ковша экскаватора с целью правильного выбора грузоподъемности и марки автосамосвала.

Уменьшение простоев за счет улучшения организации работ и обеспечения необходимым количеством автотранспорта достигается внедрением следующих мероприятий:

- Увеличение количества автосамосвалов грузоподъемностью 218 т и выше для сокращения простоев экскаваторов.

- Перевооружение существующего парка бульдозерной техники на бульдозера типа Д-275 и WD-600 фирмы «Комацу» для повышения технической скорости движения автосамосвалов и сокращения эксплуатационных затрат на приобретение шин.

- Совершенствование буровзрывных работ за счет внедрения неэлектрической системы инициирования и увеличения применения водоустойчивых ВВ местного производства.

- Строительство и перенос транспортных перемычек в районе Северо-Восточного и Юго-Восточного участков с целью уменьшения расстояния транспортирования.

- Реконструкция системы осушения с целью переноса водопонижающих скважин в рабочую зону для повышения эффективности их работы и более полного использования емкости внутренних отвалов, сокращения расходов на транспортирование вскрыши.

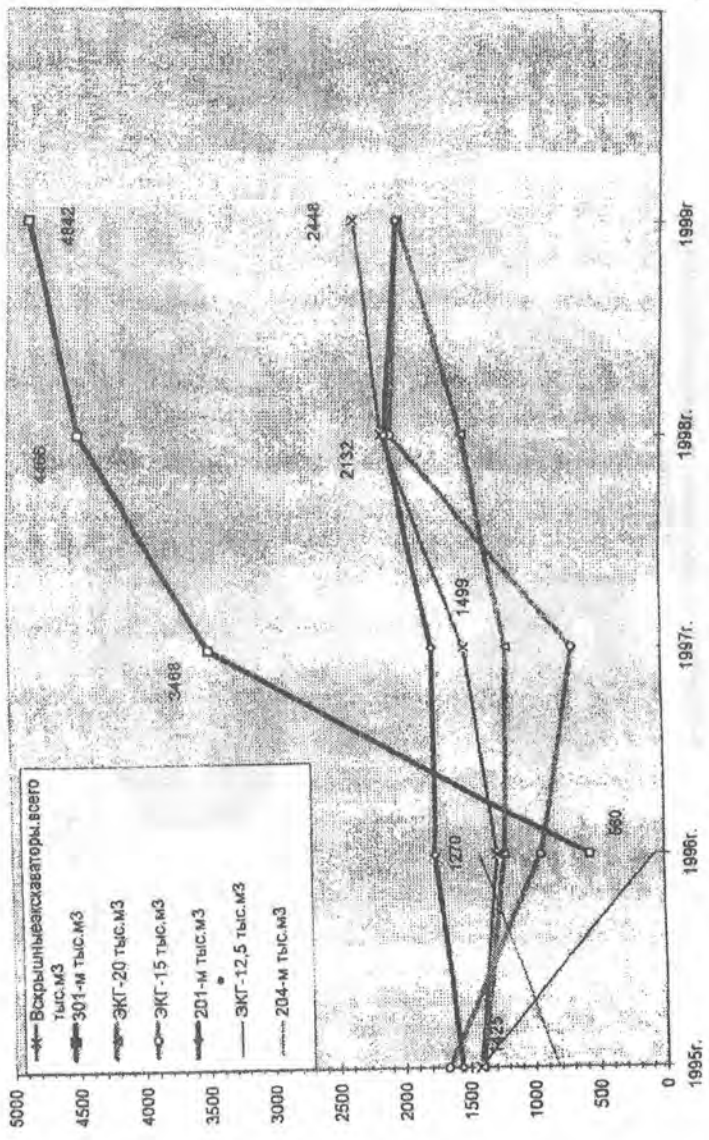


Рис. 1. Годовая производительность списочного экскаватора (вскрышного)

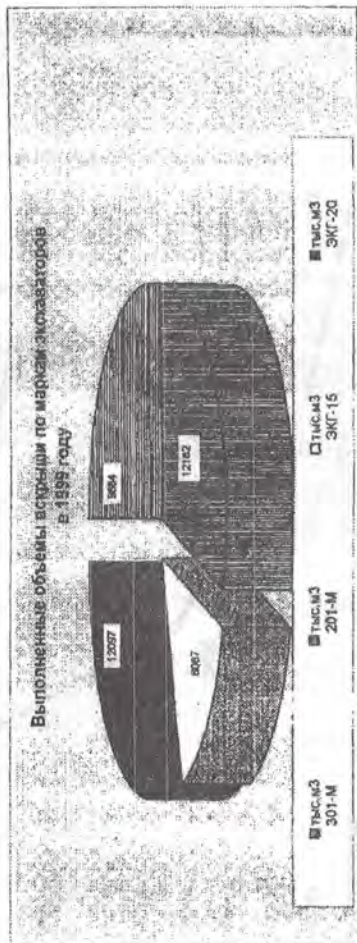
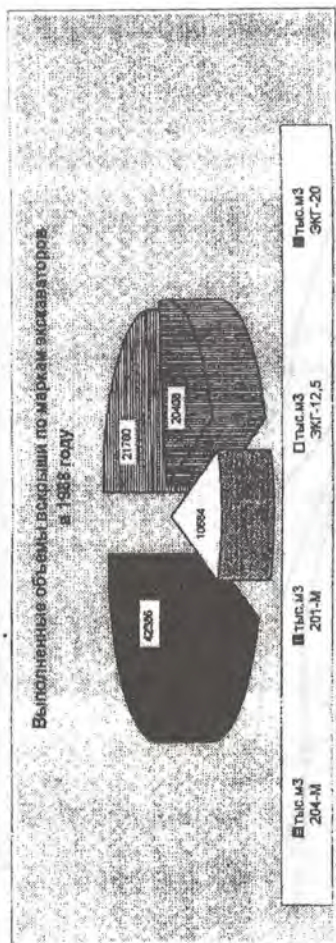


Рис. 2. Выполненные объемы по маркам экскаваторов в 1988 и 1999 гг.

- Перспективное и оперативное опробование (строение угольного пласта, качества угля) для определения направления ведения горных работ и подготовки угля необходимого качества и ассортимента.

- Реорганизация ремонтной базы (узловой метод ремонтов, создание аварийных и обслуживающих выездных бригад).

- Оптимизация сроков списания горного оборудования, так как проведение второго капитального ремонта нецелесообразно из-за высокой стоимости (в пределах стоимости нового оборудования) и низкой эксплуатационной надежности оборудования после ремонта.

- Развитие дилерской сети по оперативной поставке запасных частей и создание таможенного склада быстроизнашивающихся запасных частей и комплектующих позволят снизить простои оборудования в ремонтах и повысить его производительность.

Реализация комплекса мероприятий по техническому перевооружению производства новой высокопроизводительной техникой, совершенствованию технологии ведения горных работ, реорганизации системы осушения поля разреза и ремонтной базы, решение вопросов оперативной поставки запасных частей позволит сократить численность обслуживающего персонала и поддерживать минимально возможное расстояние транспортирования, сократить простои горного оборудования, снизить себестоимость добычи угля, повысить эффективность производства и, в конечном итоге, повысить конкурентоспособность нерюнгринских углей.

*И.Я.Фаткулин, Е.В.Пантелеев* (Восточный научно-исследовательский углехимический институт, г.Екатеринбург)

*В.П.Алексеев*, (Уральская государственная горно-геологическая академия)

## **КАЧЕСТВО, ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И ПУТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ УГЛЕЙ ЮЖНО – ЯКУТСКОГО БАССЕЙНА**

В 1995-96 г.г. уникальную сводку объемом более 20 п. л. создали талантливые и, к огромному сожалению, безвременно скончавшиеся горные инженеры-геологи Ильгис Ярулович Фаткулин и Евгений Викторович Пантелеев. Сотрудничая с ними в течении десятков лет, третий автор предлагаемой работы представляет их взгляды на существо вопроса, отвечающие одному из направлений конференции.

Выполненная научно-исследовательская работа посвящена обобщению материалов ВУХИНа по исследованию и технологической оценке углей Южно-Якутского бассейна. Том I сводного отчета (справочника) включает сведения по истории и методике технологического изучения южно-якутских углей, а также общую характеристику углей наиболее разведанного и перспективного Алдано-Чульманского угленосного района (АЧУР). Рассмотрены особенности и основ-



ные закономерности изменения качества, состава и свойств углей, определяющих их технологическую ценность как сырья для коксохимического производства. Показано положение алдано-чульманских углей в действующей классификации – ГОСТ 25543-88, а также в международных классификациях.

Выполненными работами установлено, что в Алдано-Чульманском районе сосредоточены значительные запасы наиболее ценных и дефицитных в стране технологических марок углей – КЖ, К, ОС. Хотя они, в основном, высокозольные и труднообогатимые, но по содержанию серы и показателям спекаемости и коксующести превосходят большинство однотипных по марочному составу углей разрабатываемых бассейнов России и других стран.

Основная часть углей большинства месторождений АЧУР будет играть роль спекающей основы шахт. Включение их в сырьевую базу коксохимического производства страны позволит значительно улучшить ее марочную структуру и качество металлургического кокса. Учитывая сравнительную близость АЧУР к тихоокеанским портам и уже налаженное железнодорожное сообщение с ними, коксующиеся угли этого района представляют также выгодный источник экспортных поставок.

В работе показано поведение углей основных технологических марок в процессе их длительного хранения, возможность использования в технологических целях некоторых типов окисленных углей, запасы которых на отдельных месторождениях имеют промышленное значение; рассмотрен выход химических продуктов, образующихся при слоевом процессе коксования.

В томе II сводного отчета (справочника) на базе результатов лабораторных исследований и полупромышленных испытаний углей месторождений Алдано-Чульманского района, выполненных ВУХИНОм, представлена краткая характеристика качества и технологических свойств углей.

Исследованиями ВУХИН установлено, что на месторождениях Алдано-Чульманского района развиты угли дефицитных технологических марок Ж, КЖ, К, ОС.

По месторождениям с высоким уровнем изученности выполнены сопоставление бассейновых классификаций с ГОСТ 25543-88 и перемаркировка углей, а также изложены рекомендации по пересчету запасов углей согласно единой классификации по генетическим и технологическим параметрам с учетом направления промышленного использования углей.

В целом в данном томе приводятся наиболее полные сведения по 20 месторождениям и площадям всего АЧУРа, что представляет уникальную по своей значимости ценность.

В томе III сводного отчета (справочника) на основании результатов лабораторных исследований и полупромышленных испытаний углей, выполненных ВУХИНОм, представлена краткая характеристика качества и технологических свойств коксующихся углей Усмунского, Гонамского и Токинского районов. Работами института установлено, что в Усмунском районе на Сыллахском месторождении развиты угли марок ГЖ, Ж, характеризующиеся высокой спе-

кающей способностью, которые в связи с высокой зольностью и чрезвычайно трудной обогатимостью могут быть использованы только в энергетических целях.

Эльгинское месторождение, расположенное в Токинском угленосном районе, является одной из крупнейших в Российской Федерации резервных баз коксующегося и энергетического угля, причем коксующийся уголь представлен, в основном, ценной технологической маркой Ж.

Угли Гонамского района изучены ВУХИНОм слабо, но в результате лабораторных исследований установлено, что там сосредоточены угли марок Ж и КЖ.

По разведанным объектам выполнены сопоставление бассейновых классификаций с ГОСТ 25543-88 и перемаркировка углей, а также изложены рекомендации по пересчету запасов согласно ГОСТ 25543-88 с учетом направления промышленного использования углей.

Изложенные данные позволяют заключить, что безвременно ушедшие из жизни авторы выполнили исследование, практически не имеющее аналогов в российской угольной геологии. Заинтересованным в издании работы нужно обращаться к их наследникам.

*А.А.Хворостина, (ТИ ЯГУ)*

### **ПРОГНОЗ МЕТАНОНОСНОСТИ УГЛЕЙ И СТРУКТУРНО-ТЕКТОНИЧЕСКОЕ РАЙОНИРОВАНИЕ ЮЖНО-ЯКУТСКОГО КАМЕННОУГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.**

Решение проблем промышленного освоения юга Республики Саха (Якутия) тесно связано с вовлечением в эксплуатацию разведанных месторождений коксующихся и энергетических углей Южно-Якутского бассейна. Первым объектом промышленного освоения в этом регионе является Нерюнгринское месторождение. Новой надеждой юга Якутии является детально разведанное в 1998 г. Эльгинское месторождение, пригодное для открытой разработки и имеющее запасы углей более 2 млрд.т. Однако расстояние до Эльгинского месторождения от ближайшей восточной железнодорожной ветки БАМа составляет 370 км. на север через Становой хребет. По ряду независимых экономических расчетов для введения в эксплуатацию Эльгинского месторождения требуется первоначальное (до начала эксплуатации) вложение в размере 1,5 млрд. долларов США. В текущий момент изыскание такой суммы весьма проблематично. В связи с этим высока вероятность параллельно с открытой добычей углей в Алдано-Чульманском районе вовлечения в освоение подземным способом разведанных месторождений угля бассейна.

Одним из важных условий безопасного ведения подземной добычи углей является достоверный прогноз газоносности (метаносности) угольных пластов, подлежащих подземной отработке.

В настоящее время исследована метаноносность ряда месторождений и участков бассейна в различных структурно-тектонических зонах. Эти исследования позволяют сделать предварительные выводы и заложить основы прогноза метаноносности углей в различных структурно-тектонических зонах. Ниже дается краткая характеристика структуры бассейна с последующей оценкой достоверности метаноносности углей в различных структурно-тектонических зонах бассейна.

Наиболее изученным районом бассейна является Алдано-Чульманский, располагающийся в центральной части бассейна. На его площади сосредоточены все разведанные месторождения бассейна, кроме Эльгинского, которое расположено в Токинском районе.

В геологическом строении бассейна принимают участие древние докембрийские образования, слагающие фундамент бассейна, осадочно-карбонатная толща вендских отложений, юрские, нижнемеловые и четвертичные отложения. Мощность осадочных отложений превышает 3,0-3,5 км.

Тектонически бассейн представляет собой сложно построенную мегасинклинали, расчлененную на ряд изолированных впадин. В общем контуре развития впадины выделяется 4 угленосных района (с запада на восток): Усмунский, Алдано-Чульманский, Гонамский, Токинский. Из них наиболее детально изучен Алдано-Чульманский район. Учитывая, что для нас в данной работе особый интерес представляет структурно-тектоническое строение бассейна в целом и каждого района в отдельности, остановимся более детально именно на этом вопросе.

На примере Алдано-Чульманского района можно наиболее наглядно увидеть структурные особенности бассейна в целом.

Алдано-Чульманский район приурочен к Чульманской впадине. Здесь угленосные отложения образуют крупную сложную асимметричную синклинальную складку. Континентально-бассейновые мезозойские отложения залегают моноклинально с падением на юго-запад и осложнены в разной степени разрывной и складчатой тектоникой, интенсивность которой повышается по мере движения с северо-востока на юго-запад в сторону Станового хребта. По степени тектонической сложности на площади района в субширотном направлении выделяется 3 структурно-тектонические зоны, краткая характеристика которых сводится к следующему:

- Чульманская зона (зона пологого залегания пород) занимает северо-восточную часть района и характеризуется пологим залеганием горных пород с общим погружением на юго-запад под углом 2-5°. Общее моноклинальное залегание немного усложняется наложенными пологими складчатыми или куполообразными структурными с углами падения крыльев 3-5°, редко - до 10° и флексурными перегибами, попластовыми подвижками. Имеются единичные разрывные нагружения типа сбросов и взбросов с амплитудами до 10-20 м., сопровождающиеся зонами дробления. Южной границей зоны является Китайское нарушение с амплитудой до 150-220 м.

Именно в этой зоне расположено Чульмаканское месторождение, на котором газоносность изучена на детально разведанных участках: Восточном и Западном и на предварительно разведанном Локучакитском участке. Кроме того в этой зоне расположено предварительно разведанное Верхне-Талуминское месторождение.

- Кабактинская зона (зона переходных структур) расположена юго-западнее Чульмаканской зоны полосой шириной около 20-25 км с границей, проходящей по Нерюнгринско-Муастакской зоне разломов. Для этой зоны характерны крупные асимметричные складчатые структуры с углами падения крыльев от 10-15° (северные клылья) до 30-45° (южные крылья). Крылья структур осложнены структурами более высоких порядков и разрывными нарушениями с амплитудами от первых десятков до первых сотен метров. Нарушения сопровождаются зонами дробления горных пород. В этой зоне расположено детально разведанное Денисовское месторождение, метаноносность основных пластов которого изучена достаточно полно.
- Нерюнгринская зона (зона интенсивно дислоцированных горных пород) имеет ширину 7-15 км и расположена непосредственно вдоль регионального тектонического разлома, через который угленосные отложения контактируют с архейскими образованиями Станового хребта. Для зоны характерны ярко выраженное блоковое строение фундамента и вызванное блоковыми движениями крупные многочисленные разрывные тектонические нарушения, имеющие как северо-восточное, так и северо-западное простирание, близкое к направлению главного регионального надвига архейских образований на угленосные отложения. Преобладают нарушения типа надвигов, взбросов, сбросов с амплитудами до сотен метров и углами падения сместителей, близкими к вертикальным. Нарушения сопровождаются мощными зонами дробления. Внутри блоков угленосные отложения имеют сложноскладчатое строение нескольких порядков как с крутыми, так и с пологими крыльями. На отдельных блоках между крупными разломами наблюдаются брахискладки со сравнительно спокойным залеганием пород и угольных пластов. Примером таких структур может быть Нерюнгринское каменноугольное месторождение, главный мощный пласт, которого разрабатывается открытым способом. Кроме Нерюнгринского, у северо-восточной границы зоны расположено предварительно разведанное Муастакское месторождение, изученность метаноносности углей которого соответствует стадии разведки.

Названные три структурные зоны не столь четко выделяются в других районах бассейна в связи с их довольно низкой степенью изученности. Так в Усмунском районе III зона практически отсутствует в связи с пологим надвигом (шарьяжем) архейских образований на 7-15 км на угленосные образования под углом 10-15°. Гонамский район представляет собой серию грабенообразных впадин, расположенных кулисообразно и вытянутых в широтном



направлении. Из них главными (с севера на юг) являются: Ытымджинская, Гюскангринская, Гувилгринская, Токарикано-Конеркитская.

По имеющимся ограниченным сведениям, первую из них можно отнести к I зоне, вторую и третью - ко II зоне, а третью, на площади которой проведены поисковые работы, следует отнести к III зоне.

В Токинском районе ярковыраженная третья зона узкой полосой просматривается вдоль тектонического контакта с археем. Граница между I и II зонами довольно условна из-за неизученности района. Можно только предположить, что II зона, в которой расположено Эльгинское месторождение, довольно узка, а большую часть площади района (ее северную часть) занимает I зона.

Кроме структурных особенностей бассейна важную роль в формировании метаноносности играет угленосность, степень метаморфизма углей, в том числе следующие факторы: практически полное, на большей части бассейна, отсутствие рыхлого покрова на угленосных отложениях (0,7-3,5 м.) в сочетании с сильно расчлененным рельефом и островным развитием многолетней мерзлоты. Первые два из названных факторов, несомненно, способствуют снижению породной газоносности путем дегазации верхней части разреза, третий - наоборот - препятствует этому процессу.

Анализ и статическая обработка полученных данных по метаноносности углей в различных структурных зонах с учетом ряда названных и второстепенных факторов позволил сделать ряд предварительных выводов, которые могут быть использованы для прогноза метаноносности на большей части площади бассейна, в первую очередь, в I и II структурных зонах.

Прежде всего следует отметить, что выполненные нами исследования по составлению прогнозной метаноносности для впоследствии изученной метаноносности одного и того же объекта показали их хорошую сходимость. Так в результате сопоставления теоретических, расчетных и фактических данных по Локучакитскому участку Чульмаканского месторождения [1] установлена удовлетворительная степень сходимости расчетных и фактических данных по метаноносности углей на средних глубинах (200-300 м.) -  $\pm 5\%$  и больших глубинах (до 500 м.) до  $+ 30\%$ . Как правило, на малых глубинах получаются меньшие фактические значения метаноносности.

Еще более сопоставляемые результаты получены при аналогичной сопоставимости расчетных и фактических данных метаноносности в м<sup>3</sup>/тб.м. Верхне-Талуминского месторождения [2], где расхождения в интервале глубин 37-269 м составили менее 5%.

Отсюда следует, что формулы, полученные путем статистической обработки фактических данных о породной метаноносности углей, применимы для приближенных расчетов прогнозной метаноносности углей:

- в I зоне - по формуле  $Y = 0,0048X + 0,07$ ;

- во II зоне - по формуле  $Y = 0,0133X + 1,0$ .

Где: "Y" - прогнозная метаноносность м<sup>3</sup>/тб.м.

"X" - глубина отбора пробы в м.

Затруднительно прогнозирование метаноносности в III зоне, поскольку в ней очень высока интенсивность и частая перемежаемость складчатых и разрывных нарушений. Поэтому в III зоне прогнозирование метаноносности на достигнутом уровне исследований возможно только качественно.

С тем, чтобы быть уверенным в надежности исходных фактических данных, положенных в основу статистической обработки, а следовательно, и в основу выведенных формул, нами проведена оценка достоверности исходных фактических данных по метаноносности углей Южно-Якутского бассейна [3].

В процессе оценки достоверности исходных данных было подтверждено, что изменение метаноносности с глубиной наиболее близко описывается линейным уравнением. В результате проверки надежности проб установлено, что подавляющее количество проб (70 %), признанных достоверными при обработке фактических данных по метаноносности в бассейне в 1986 г. осталось такими и по результатам настоящей проверки их достоверности. Наибольшие отклонения имеют место на малых глубинах (до 100 м), где фактические данные часто ниже расчетных.

Изложенное выше позволяет сделать следующие основные выводы:

1. Применяемая в бассейне, в соответствии с действующей "Инструкцией..." [4], методика и техника газопробовательских работ обеспечила получение 70 % представительных и условно представительных проб, что позволяет рекомендовать применение её и в дальнейшем.
2. Достигнутый уровень изученности закономерностей изменения метаноносности с глубиной и в зависимости от ряда других факторов позволяет уже сейчас выполнять общий прогноз метаноносности в I и II структурно-тектонических зонах бассейна на глубинах до 500 м.
3. Количественное прогнозирование метаноносности углей в центральной и южной части площади III зоны бассейна на достигнутом уровне знаний практически невозможно. Здесь возможна только качественная оценка метаноносности.

#### Литература:

1. Хворостина А.А. Сравнительная характеристика прогнозной и фактической природной газоносности углей Южно-Якутского бассейна на примере Локучакитского участка. Сб. "Физико-технические проблемы освоения и развития Южно-Якутского региона" г.Нерюнгри, 1998. 22-25 с.
2. Хворостина А.А. Сравнительная характеристика прогнозной и фактической природной газоносности (на примере Верхне-Талуминского месторождения Южно-Якутского бассейна. Сб. "Геология угольных месторождений" г.Екатеринбург, Изд. УГГА, 1998. 281-284 с.
3. Хворостина А.А., Зарипова С.Н. К вопросу о достоверности исходных фактических данных по метаноносности углей Южно-Якутского бассейна. Сб.



блоков по категории С2. Категорийность запасов определялась в соответствии с требованиями ГКЗ. Прогнозные ресурсы имелись, но в расчет не принимались.

В настоящее время по количеству запасов месторождение относится к среднему, поисковые и поисково-оценочные работы продолжают на флангах и глубоких горизонтах зоны "Надвиговой" месторождения "Бадран". По сложности геологического строения оно относится к 3-ей группе по классификации ГКЗ "Глалалмаззолото" 1989 года, не противоречит это и новой классификации ГКЗ 1997 г.

Плотность сети разведочных выработок составила 10-20 м по простиранию и 20-60 м по падению. Непрерывное прослеживание по простиранию осуществлялось на поверхности траншеями, на разведочных горизонтах - штреками из наклонных стволов 1 и 2.

Непрерывное прослеживание по падению осуществлялось наклонными стволами и уклонами. Полные пересечения рудного тела по мощности проведены через 20 м наклонными ортами и гезенками. По участку рудного столба №1, с учетом особенностей геологического строения, полные пересечения проведены через 10 м. Такая частота разведочной сети обеспечивает подсчет запасов по категории С1.

С поверхности зона "Надвиговая" при мощности наносов до 6 м вскрывалась канавами, при мощности более 6 м проходились штольневые врезы (на юго-восточном фланге). На глубину вскрытие производилось подземными горными выработками и скважинами колонкового бурения (КБ) в пределах рудного столба 1 между горизонтами 880-680 м и рудного столба 2 по горизонтам 760-680 м. Штольни и штреки проходились сечением 6,4 м<sup>2</sup>. Полные пересечения рудной зоны в этих выработках достигались проходкой наклонных ортов и гезенков. Длина их определялась мощностью рудной зоны в данном интервале и с учетом выхода выработок не менее, чем на 3 м за пределы зоны.

Для выявления закономерностей распределения минералов по падению через 170-300 м проходились уклоны. Для получения полных пересечений рудного тела на уклонах через 10-20 м пройдены гезенки и восстающие. Бурение скважин КБ проводилось по сети 100х100 м, в местах проходки подземных горных выработок со сгущением до 100х50 м и 50х50 м. Выход керна по вмещающим составил 68%, по руде - 79%.

Основным способом опробования рудного тела месторождения является бороздое. Сечение борозды принято 3х10 см, средняя длина пробы составила 0,8 м. В канавах бороздовые пробы отбирались по дну выработки, реже по стенке вблизи дна. В траншеях бороздое опробование проводилось через 2 м по стенкам и полотну выработки по нормали к простиранию рудной зоны.

Исходя из опыта работ на вышележащих горизонтах, на нижележащих по каждому сечению (линии отбора борозд) отбирались в среднем 5 проб (одна под кварцевым телом, две по кварцевому телу и 1 - 3 по милонитам всяческого бока зоны).

Схема обработки (сокращения) проб рассчитывалась с использованием известного "соотношения Ричардса - Чечотта" с учетом весьма неравномерного содержания золота в рудах Бадранского месторождения. Конечный вес аналитической лабораторной пробы составил 0,5 кг, дубликата аналитической пробы - 1,5 кг, конечный диаметр частиц пробы - 0.074 мм.

Фактические затраты на эксплуатационную разведку и опробование в 1998 году в процентном отношении к цеховой себестоимости составили 5,9 %, в то время, как по основным переделам подземных горных работ на руднике эти же отношения имели следующие значения: проходческие работы - 16,7%; нарезные работы - 36,2%; очистные работы - 12,9%; закладка камер - 5,3%; транспортировка руды - 2,2%; переработка руды - 19%.

Технико-экономическими расчетами оптимальных вариантов оконтуривания запасов верхних горизонтов рудного столба № 1 при различных производительностях рудника, с учетом рациональных областей применения систем с закладкой и без нее, в 1994 году ИГДС СО РАН была обоснована целесообразность списания утративших промышленное значение блоков с бедными рудами. При этом ожидаемый экономический эффект от отработки богатых балансовых запасов ресурсосберегающей технологией добычи руды с использованием льдопородной закладки по состоянию на 01.01.94 г. в сопоставимых ценах 1992 г. составил 4483,8 млн.руб. Фактический экономический эффект от внедрения бесцеликовой системы вместо применявшейся камерно-столбовой составил 25,26 млн. руб.

Определение допустимых потерь в современных условиях тесно связано с установлением экономически оптимального варианта горной технологии и может рассматриваться как задача создания методики выбора нетрадиционной ресурсосберегающей технологии разработки месторождений полезных ископаемых.

В ИГДС СО РАН разработана и внедрена на месторождении "Бадран" система разработки с камерной выемкой руды и заполнением выработанного пространства смерзающимися породами [3], в результате которой улучшены показатели извлечения руды в 4 раза по сравнению с ранее применявшейся камерно-столбовой системой. Начало опытно-промышленных работ по применению искусственных опор из смерзающейся закладки приходится на 1991 - 92 годы, с 1997 года система разработки используется в промышленных масштабах.

Ниже приводятся фактические данные по эксплуатационным потерям и разубоживанию руды при разработке месторождения "Бадран" артелью старателей "Западная":

Выемка руды производится в две стадии: первая стадия — отработка первичных камер через одну, их закладка и промораживание; вторая стадия — отработка междукамерных целиков (вторичных камер). Технология рекомендуется для подземной добычи ценных полезных ископаемых криолитозоны, представленных рудными телами любой мощности с любым углом падения при



рудах и вмещающих породах, обеспечивающих устойчивость очистных выработок в период выемки и закладки.

Года	Потери	Разубоживание
1990	16,4	24,4
1991	5,2	36,6
1992	2,4	31,2
1993	0,4	15,6
1994	-	23,4
1995	-	30,1
1996	-	16,5

Современный этап освоения месторождения "Бадран" осложнен как ухудшением инженерно-геологических условий разработки, так и известными колебаниями цены на золото на мировом рынке. Отрицательное влияние оказывает и использование постоянных кондиций при частых изменениях ценовой политики в негативную сторону и, как следствие, занижение минимально-промышленного и бортового содержаний.

При таких обстоятельствах весьма актуальным является повышение эффективности эксплуатации месторождения с учетом дискретной и кластерной организации минерального сырья (обособленных в пространстве зон концентрации полезных компонентов), необходимости перехода к дифференцированным эксплуатационным кондициям и совершенствования систем опережающего опробования.

При разработке зоны "Надвиговой" месторождения по мере производства горных работ уточняются многие геологические данные, что должно приводить к пересмотру ранее принятых проектных технологических решений и кондиционных параметров. Индивидуальные особенности эксплуатации участков и добычных горизонтов месторождения обуславливают необходимость экономической оценки отдельных выемочных блоков на основе дифференцированных в пространстве месторождения кондиций.

Дифференцированные значения промышленного минимума рекомендует использовать на стадии проектирования разработки месторождения. Они рассчитываются по той же формуле, что и промышленный минимум "постоянных кондиций", из условия равенства извлекаемой ценности конечной продукции и полных затрат на ее получение. Однако исходные технико-экономические показатели, входящие в формулу, принимаются соответствующими выделенной для оценки группе подсчетных блоков.

На стадии эксплуатации месторождений, при составлении текущих и оперативных планов развития горных работ, определение запасов, включаемых в разработку, необходимо проводить на основе эксплуатационных кондиций, т.е. дифференцированных параметров кондиций для отдельных выемочных участков месторождения с учетом их конкретных горно-геологических условий и предстоящих затрат на добычу и переработку полезных ископаемых.

Для осуществления данной концепции на современном этапе освоения месторождения ИГДС СО РАН в 1999 г. исследованы основные физико-

технические характеристики горных пород рудных столбов № 1 и № 3. В результате определены 13 базовых свойств, которые сгруппированы и сведены в паспорта физико-технических параметров горных пород. Сконструированы варианты комбинированных систем разработки, основанные на использовании мобильных, производительных камерно-столбовых систем и камерных систем разработки с закладкой смерзающимися породами.

#### Литература:

1. Батугин С.А., Черный Е.Д. Теоретические основы опробования и оценки запасов месторождений. Новосибирск: Наука (Сиб. предприятие РАН), 1998. 344 с.
2. Иванова В.В., Беспалова И.Ю., Нарыжная В.А., Аргунов М.С. Техно-экономическое обоснование постоянных разведочных кондиций для золоторудного месторождения Бадран Верхне-Индигирского горнопромышленного района РС (Я). Якутск: ЦЭМС, 1997. 226 с.
3. Необугов Г.П., Гринев В.Г. Разработка рудных месторождений с использованием замораживаемой закладки в условиях многолетней мерзлоты. Якутск: ЯНЦ СО РАН, 1997. 104 с.

*В.З.Борисов, М.Г.Чистяков,  
(НИИ прикладной математики и информатики ЯГУ)*

### **ВЫБОРЕ ОПТИМАЛЬНОГО ЯДРА НЕПАРАМЕТРИЧЕСКОЙ ИДЕНТИФИКАЦИИ ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧИ КАРТИРОВАНИЯ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ.**

В настоящей статье под идентификацией подразумевается широкий круг проблем, связанный как с интерпретацией экспериментальных данных, так и с построением аппроксимационных и интерполяционных моделей.

Значительная часть результатов математической статистики основана на предположении о том, что информации, имеющейся у потребителя, достаточно для представления моделей или участвующих в задаче распределений в виде некоторых функций с конечным числом параметров. Однако на практике это предположение часто оказывается нереальным [1,2].

Потребности в создании статистических процедур, не предполагающих знания вида распределений, отвечает ветвь математической статистики, получившая название непараметрической статистики. Непараметрическая статистика рассматривает такие ситуации, в которых о функциональном виде распределений ничего не известно. Несмотря на очень малый объем эмпирической информации, используемый при построении непараметрических процедур, они обладают высокой эффективностью.

Во-первых, потери эффективности при переходе от параметрических процедур к непараметрическим незначительны и довольно часто составляют всего несколько процентов. Во-вторых, эффективность непараметрической процедуры по сравнению с фиксированной параметрической резко возрастает при отклонении истинных распределений от принятой модели. В-третьих, во многих случаях непараметрические процедуры оказываются асимптотически оптимальными [2].

Задача аппроксимации наблюдений - одна из самых массовых задач обработки информации. На основе аппроксимационных моделей решаются различные задачи тренд-анализа, построения карт поверхностей, задачи классификации геологических объектов. С аппроксимационными задачами тесно переплетаются задачи распознавания образов, когда на основании экспертных оценок или теоретического критерия строится модель для всех объектов, имеющих в матрице "объекты - свойства". Таковы, например, алгоритмы, называемые "детерминистскими" или потенциальными функциями [3,4].

Задача картирования важна не только для визуализации геологических данных, но и для решения различных прикладных задач, таких, как подсчет запасов, построение цифровых моделей месторождений и т.д. [10].

Наряду с разработкой математического аппарата для построения таких моделей стоит задача создания эффективных алгоритмов и математического обеспечения практического решения задач многомерной аппроксимации, как правило, трудоемких в вычислительном смысле, требующих как большого объема оперативной памяти, так и достаточного быстродействия ЭВМ.

Такие методы, как методы сплайн-функций, требуют дополнительной информации в виде значений первой производной в точках наблюдений и накладывают довольно жесткие ограничения на сеть измерений для пространственных наблюдений.

Предлагаемые к рассмотрению методы, описанные в работах [5,6], существенно близки к методам потенциальных функций [3] или методам локальной аппроксимации (МЛА) [1,7].

Рассмотрим классическую задачу оценивания функции регрессии.

Пусть требуется восстановить некоторую положительную ограниченную функцию  $f(z)$  по последовательности наблюдений

$$y_s = f(x_s) + \xi_s, \quad s=1,2,\dots,N, \quad (1)$$

где  $y_s$  - наблюдаемые величины (значения функции),  $x_s$  - значения аргумента,  $\xi_s$  - последовательность независимых случайных величин с нулевым средним. Чтобы построить оценку неизвестной функции в точке  $z$ , используем непараметрические или ядерные оценки, определяемые формулой

$$f_N(z, h) = \sum_{s=1}^N \frac{\delta(h, z, x_s)}{B(N, h)} \quad (2)$$

где  $B(N, h) = \sum_{z=1}^N \delta(h, z, x_i)$  - нормирующие коэффициенты, а ядра  $\delta(h, z, x_i)$  удовлетворяют условиям:

1.  $0 \leq \delta(h, z, x_i) \leq 1$ ;  $\delta(h, z, x_i) = 1$ , если  $x = z$ ;
2.  $\delta(h, z, x_i)$  уменьшается с ростом расстояния между точками  $x$  и  $z$ ;
3. Параметр  $h$  определяет степень влияния ядра или скорость убывания ядра с ростом расстояния  $\|x - z\|$ . Кроме того, будем предполагать, что  $\delta(h, z, x_i) \rightarrow 0$  при  $\|x - z\| \rightarrow \infty$ .

Рассмотрим сначала оценки с так называемыми "усеченными" ядрами, т.е. ядрами, равными нулю вне некоторого интервала.

Условия, при которых ядерные оценки (2) являются состоятельными, приведены в статье [5].

В работах [6,7] приведены примеры различных ядер, с помощью которых можно решать задачи аппроксимации и интерполяции геологических данных:

$$A) \delta(h, z, x_i) = \frac{1}{2}, h = 1$$

$$B) \delta(h, z, x_i) = 1 - \|x\|, h = 1$$

$$B) \delta(h, z, x_i) = \frac{4}{3} - 8\|x\|^2 + 8\|x\|^3, h = 1/2$$

$$Г) \delta(h, z, x_i) = 1/\sqrt{2\pi} \exp(-\|x\|^2/2), 1/2 \leq h \leq 1, \text{ и т.д.}$$

В [9] показано, что для ядерных оценок можно использовать практически любую меру сходства, применяемую в распознавании образов. Число таких мер перевалило за сотню, и потому задача выбора оптимального ядра является достаточно важной.

В большинстве случаев такая задача является слабо формализованной, так как оптимально построенная с математической точки зрения процедура интерполяции может не удовлетворять геолога-специалиста или не соответствовать его представлениям о модели месторождения. И в этом случае задача выбора оптимального ядра становится не только и не столько математической, сколько экспертной или человеко-машинной, когда математическая модель проверяется не только на соответствие некоторым модельно-математическим критериям, но и на соответствие представлениям экспертов - специалистов в прикладной области о предмете исследования, в данном случае - геологов или горняков.

Ясно, что линейные ядра типа А-Б не удовлетворяют экспертам, так как при картировании мы получим чисто линейные изломы, а не плавные кривые. Следовательно, с содержательной точки зрения все линейные ядра должны быть исключены из рассмотрения. Для остальных ядер, поскольку получаемая модель, как показано в [9], является интерполяционной, предлагается следующая процедура:

1. Точки, в которых проведены измерения, выбрасываются из рассмотрения по одной, и строится критерий типа критерия наименьших квадратов:

$$\Phi(x, h) = \sum_{i=1}^N \{ \hat{f}_n(x_i, h) - f_N(x_i, h) \}^2,$$

где  $\hat{f}(x, h)$  - непараметрическая оценка функции регрессии.

2. Затем на основании минимума этого критерия выбирается ряд подходящих с точки зрения экспертов ядер, которые и используются для построения карт изучаемой характеристики. Таким образом мы получаем некоторую человеко-машинную систему, на основе которой определяется в общем случае несколько оптимальных как с формально-математической, так и с содержательно-специальной точки зрения.

На основании опыта работы с геологами авторами приняты в качестве одного из оптимальных ядер при картировании геоинформации эллиптические параболоиды, как достаточно удовлетворяющие определенным математическим критериям и экспертным оценкам специалистов. На рисунке показана интерполирующая поверхность, построенная по данным одного из газовых месторождений Виллойской синеклизы.

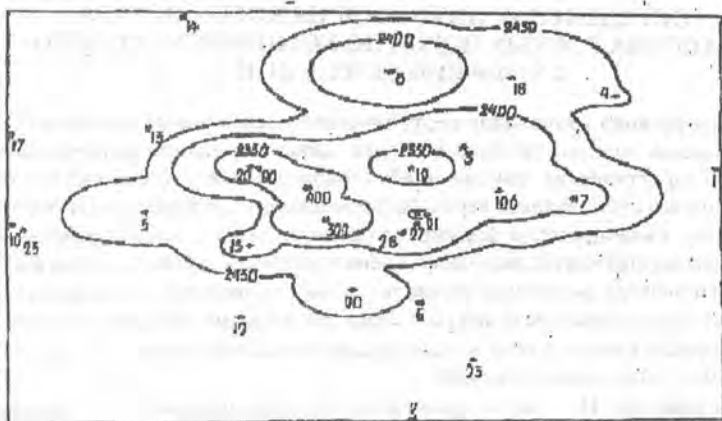


Рис. Интерполирующая поверхность для газового месторождения Виллойской синеклизы.

#### Литература:

1. Катковник В.Я. Непараметрическая идентификация и сглаживание данных. М.: Наука. 1985. 336 с.
2. Тарасенко Ф.П. Непараметрическая статистика. Томск, Издательство Томского университета, 1976. 294 с.
3. Айзерман М.А., Браверман А.М., Розоноэр Л.И. Метод потенциальных функций в теории обучения машин. М.: Наука, 1970. 383 с.
4. Аронов В.И. Методы построения карт геолого-геофизических признаков и геометризация залежей нефти и газа на ЭВМ. М.: Недра, 1990. 302 с.



5. Борисов В.З., Чистяков М.Г. Об устойчивости ядерных оценок непараметрической идентификации. Математические заметки ЯГУ.Т.1, Вып.2. Якутск: ЯГУ, 1995. 3-8 с.
6. Хардле В. Прикладная непараметрическая регрессия. М., Мир, 1993. 392 с.
7. Надарая Э.А. Непараметрическое оценивание плотности вероятности и кривой регрессии. Тбилиси, изд. ТГУ, 1983. 194 с.
8. Фукунага К. Введение в статистическую теорию распознавания образов. М., Наука, 1979. 368 с.
9. Чистяков М.Г. Прогнозирование физических свойств пород на основе информативной системы. В. кн.: Методы прикладной математики и математической физики. Якутск, ЯФ СО АН СССР, 1987. 90-100 с.
10. Кузнецов О.Л., Черемисина Е.Н. Интегрированный системный анализ многоуровневой разнородной геоинформации. Геоинформатика, 1999. №3. 3-6 с.

*А. В. Самохин, Н. Н. Гриб, (ТИ ЯГУ)*

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЛИТОЛОГИЧЕСКОГО СОСТАВА МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПО КОМПЛЕКСУ ГЕОЛОГО- ГЕОФИЗИЧЕСКИХ ДАННЫХ

Интерпретация материалов геофизических исследований скважин (ГИС) – это творческий процесс, глубина которого зависит от знаний интерпретатора и имеющихся фактических данных об изучаемом объекте – геологических сведений, комплекса ГИС, анализа керна, информации о ходе бурения. На основании этих данных интерпретатор формирует представление о модели разреза и выбирает соответствующую методику оценки искомым свойств геологического объекта. Произведя различные вычислительные процедуры, интерпретатор сопоставляет полученные результаты с теми априорными представлениями, которые сформировались у него в ходе предшествующей работы на данном объекте и на базе накопленных знаний.

Как известно [1], состав и свойства пород формировались в результате совместного воздействия двух групп факторов: первичных (генетических) и вторичных (эпигенетических). Всю совокупность генетических факторов можно рассматривать как влияние фациальных условий осадконакопления. Эти условия предопределили вещественный и гранулометрические составы угленосных пород и состав угольных пластов. Дальнейшее преобразование угленосных отложений связано с изменением геостатического давления и температуры в процессе погружения осадков. Экстремальных значений эти параметры достигли на глубине максимального погружения. Именно на этом этапе были сформированы свойства отложений, названные выше доинверсионными петрофизическими свойствами (рис.1).

Под доинверсионными петрофизическими свойствами понимается совокупность физико-механических свойств, сформировавшихся в процессе преоб-

разования геологического вещества различного петрографического состава, включая фазу прогрессивного эпигенеза. При этом мы исходим из положения, что палеосвойства - после инверсии не меняются [1,3]. Рассматриваемая модель изображена на рис.1 в виде изолиний полей физических свойств  $\delta n$ ,  $V_p$ , в координатах: состав - степень преобразования - свойства.

Состав угленосных отложений определен литогенетическим рядом, выраженным в интервале уголь - аргиллит через величину содержания минеральных примесей (Мп) в % (что тесно коррелируется с изменением зольности), а в интервале аргиллит - конгломерат - через содержание кластического материала (Скл) (тесно коррелируется с содержанием бескарбонатных разностей). На шкалу состава вынесены основные петрографические типы литогенетического ряда: уголь различной зольности, аргиллит, аргиллит алевритовый, алевролит, песчаник м/з, песчаник к/з и конгломерат.

Полученная модель позволяет определять свойства пород в различных условиях, прогнозировать их контрастность и служить основой для разработки методик изучения угленосных отложений.

Однако данная модель дает представление о связи свойств для достаточно крупных кластеров в совокупности литологических разностей. Для более детального представления вида связи гранулометрического состава и вещественного состава угленосных отложений с физическими свойствами все горные породы Алдан-Чульманского угленосного района были разделены по геофизическим данным в соответствии с критерием их расчленения на 23 петрофизических типа (табл. 1) наименования в соответствии с гранулометрическим и вещественным составом определены согласно классификации М.С. Швецова [4].

Разделение пород по карбонатности соответствует реальному распределению пород в разрезе. Преобладают, в основном, породы с карбонатностью 0 - 10 %, затем 10 - 25 %, и гораздо реже встречаются породы с карбонатностью 25 - 50 %.

На треугольной диаграмме связи гранулометрического и вещественного состава пород (рис. 2) вершины соответствуют 100% содержанию основных породообразующих компонентов: глинистого, карбонатного и кластического материала. Каждая точка на площади диаграммы соответствует 100% сумме компонент. По данным количественного минералогического подсчета компонентов в шлифах нанесены границы (поля распределения) основных литологических типов углевещающих пород.

Из рисунка 2 следует, что основное количество литотипов, в особенности песчаников, расположено в области содержания карбонатов 0-10 %.

На рис.3 показана связь между содержанием глинистого цемента (Сгл.) в зависимости от размера обломков ( $d$ ) и содержания в них карбонатного цемента. Наблюдается четкая закономерность уменьшения содержания глинистого цемента с увеличением размера зерна и карбонатности пород.

Петрофизическая модель связи вещественного состава пород с их физическими свойствами представлена в виде треугольной диаграммы (рис.4).

Минералогическая плотность обломочного и глинистого материала составляет  $2,66 - 2,67 \text{ г/см}^3$ . Эта плотность определяется процентным содержанием и химическим составом карбонатного материала, увеличение содержания которого приводит к возрастанию минералогической плотности и более высоким градиентам изменения, чем в крупнозернистых разностях. Это объясняется тем, что цемент в породах аргиллит алевролитового ряда, в основном, сложного анкерит-сидерит-известкового состава ( $\delta_0 = 2,8 - 3,0 \text{ г/см}^3$ ), в то же время карбонатный материал песчаников преимущественно кальцитовый

$$(\delta_m = 2,72 - 2,79 \text{ г/см}^3).$$

Объемная плотность является функцией минералогической плотности и пористости,  $\delta_0$  увеличивается от глинистых пород к карбонатным и при равном их содержании от более пористых к менее пористым.

Удельное электрическое сопротивление углевлещающих пород в общем случае зависит от общей пористости пород, структуры порового пространства (размера и формы кластического материала), характера жидкостей, заполняющих поровое пространство и температуры [2]. С увеличением глинистого материала увеличивается поверхностная проводимость пород и соответственно уменьшается удельное электрическое сопротивление.

Скорость распространения упругих волн увеличивается с уменьшением пористости пород, увеличением крупности зерен и содержания карбонатного цемента.

Естественная радиоактивность осадочных пород зависит от гамма активности минералов, составляющих кластический материал. Гамма-активность карбонатного материала значительно ниже, чем гамма-активность глинистых минералов, поэтому максимальными значениями интенсивности естественного гамма-излучения пород характеризуются аргиллиты, минимальными - карбонатные песчаники, конкреции.

Уравнение корреляционной связи естественной гамма активности угленосных пород от их объемной глинистости ( $S_{гл}$ ) имеет следующий вид:

$$I_{\gamma}^{\max} = (I_{\gamma}^{\max} - I_{\gamma}^{\min}) S_{гл}^m + I_{\gamma}^{\min} \quad (1)$$

Где показатель степени ( $m$ ) для скважины 4418 Кабактинского месторождения и скважины 5409 участка Локучукит соответственно равен:

$$0,625 \text{ и } 0,656, \quad I_{\gamma}^{\min} = 5 \text{ и } 3 \text{ мкР/ч}, \quad I_{\gamma}^{\max} = 33 \text{ и } 40 \text{ мкР/ч}.$$

Используя эти зависимости, определяется содержание глинистого материала в породе.

В таблице 2 приведены петрофизические многомерные уравнения для определения вещественного состава пород. Здесь же приведены значения корреляционных коэффициентов и ошибок прогноза. Получены довольно точные связи физических свойств пород с их вещественным составом, что даёт основание использовать их при решении обратных задач.

Таблица 1

Петрофизическая характеристика углевмещающих пород участка Локуакиит Чульманского месторождения.  
Стадия эгингеэза IX (К)

№ ЛИТО-ТИПОВ	Наименование литотипа	Кп, %	$\delta_m, \text{г/см}^3$	$\delta_o, \text{г/см}^3$	$\rho_p, \text{Омк}$	$V_p, \text{км/с}$	$\Delta\mu, \text{отн.ед.}$
I	Конгломерат, брекчия	2,0 - 3,6 2,8	2,66 - 2,68 2,67	2,60 - 2,63 2,62	370 - 1000 600	> 4,9	0,01 - 0,20 0,10
II	Песчаник к/з с карбонатным цементом	2,4 - 3,0 2,7	2,68 - 2,70 2,69	2,63 - 2,66 2,65	750 - 1400 1000	> 5	0,01 - 0,10 0,05
III	Песчаник к/з с глинистым цементом	2,0 - 3,6 2,8	2,66 - 2,68 2,67	2,60 - 2,63 2,62	370 - 1000 600	> 4,9	0,01 - 0,20 0,10
IV	Песчаник с/з с карбонатным цементом	2,2 - 2,5 2,4	2,71 - 2,74 2,73	2,67 - 2,70 2,69	1200	> 5,0	0,01 - 0,13 0,07
V	Песчаник с/з с карбонатно-глинистым цементом	2,5 - 3,0 2,8	2,68 - 2,71 2,70	2,63 - 2,67 2,65	420 - 1500 960	> 4,9	0,01 - 0,25 0,13
VI	Песчаник с/з с глинистым цементом	3,0 - 5,6 4,3	2,64 - 2,68 2,66	2,59 - 2,63 2,61	300 - 750 375	4,7 - 5,1 4,9	0,10 - 0,32 0,21
VII	Песчаник м/з с карбонатно-глинистым цементом	1,7 - 2,5 2,1	2,71 - 2,77 2,74	2,67 - 2,74 2,70	450 - 1700 1100	> 4,8	0,01 - 0,35 0,18
VIII	Песчаник м/з с глинисто-карбонатным цементом	2,3 - 3,0 2,6	2,68 - 2,71 2,70	2,63 - 2,67 2,65	300 - 1200 450	4,6 - 5,2 4,9	0,13 - 0,44 0,28
IX	Песчаник м/з с глинистым цементом	3,2 - 4,8 4,0	2,64 - 2,68 2,66	2,58 - 2,63 2,61	250 - 420 335	4,3 - 4,9 4,6	0,25 - 0,50 0,38





Обработка материалов геофизических исследований углеразведочных скважин осуществляется на основе петрофизических закономерностей, установленных в параметрических скважинах.

Таблица 2

**Петрофизические многомерные уравнения связи вещественного состава угленосных пород с их физическими свойствами.**

**Кабактинское месторождение, скв. 4418, стадия эпигенеза IX (К)**

Вид уравнений	Коэффициент корреляции	Ошибка прогноза
$C_{орг} = -0,49 + 2,998 V_p - 0,318 \Delta I_\gamma^{1/2} + 0,00092 \rho_{п}^{1/2}$	0,973	0,049
$C_{кл.} = 0,39 + 0,0054 V_p - 0,79 \Delta I_\gamma^{1/2} - 0,005 \rho_{п}^{1/2}$	0,815	0,069
$C_{гл.} = 0,13 - 0,0028 V_p^{1/2} + 1,155 \Delta I_\gamma^{1/2} - 14,9 / \rho_{п}$	0,991	0,030
$C_{кр.} = -0,65 + 0,0091 V_p^2 + 0,00089 \Delta I_\gamma^{1/2} - 3 / \rho_{п}$	0,615	0,076
$C_\phi = 0,067 - 0,00035 V_p^2 - 0,000015 / \Delta I_\gamma - 0,0071 \lg \rho_{п}$	0,575	0,011
$I = C_{орг.} + C_{кл.} + C_{гл.} + C_{кр.} + C_\phi$		

В основе интерпретации ГИС лежит петрофизическая модель:

$$\left. \begin{aligned}
 \Delta t_p &= \Delta t_p^\phi C_\phi + \Delta t_p^{орг} C_{орг} + \Delta t_p^{кл} C_{кл} + \Delta t_p^{гл} C_{гл} + \Delta t_p^{кар} C_{кар} \\
 \delta_o &= \delta_\phi C_\phi + \delta_{орг} C_{орг} + \delta_{кл} C_{кл} + \delta_{гл} C_{гл} + \delta_{кар} C_{кар} \\
 I_\gamma &= I_\gamma^\phi C_\phi + I_\gamma^{орг} C_{орг} + I_\gamma^{кл} C_{кл} + I_\gamma^{гл} C_{гл} + I_\gamma^{кар} C_{кар} \\
 \sqrt{\sigma_p} &= \sqrt{\sigma_\phi} C_\phi + \sqrt{\sigma_{орг}} C_{орг} + \sqrt{\sigma_{кл}} C_{кл} + \sqrt{\sigma_{гл}} C_{гл} + \sqrt{\sigma_{кар}} C_{кар}
 \end{aligned} \right\} 2$$

$$C_\phi + C_{орг} + C_{кл} + C_{гл} + C_{кар} = 1, \quad (3)$$

где:  $\Delta t_p$ ,  $\Delta t_p^\phi$ ,  $\Delta t_p^{орг}$ ,  $\Delta t_p^{кл}$ ,  $\Delta t_p^{гл}$ ,  $\Delta t_p^{кар}$ ,  $\delta_o$ ,  $\delta_\phi$ ,  $\delta_{орг}$ ,  $\delta_{кл}$ ,  $\delta_{гл}$ ,  $\delta_{кар}$ ,  $I_\gamma$ ,  $I_\gamma^\phi$ ,  $I_\gamma^{орг}$ ,  $I_\gamma^{кл}$ ,  $I_\gamma^{гл}$ ,  $I_\gamma^{кар}$ ,  $\sigma_p$ ,  $\sigma_\phi$ ,  $\sigma_{орг}$ ,  $\sigma_{кл}$ ,  $\sigma_{гл}$ ,  $\sigma_{кар}$  - коэффициенты уравнений (имеющие физический смысл соответственного интервального времени распространения продольной волны, объемной плотности, интенсивности естественного гамма-излучения и удельной электрической проводимости пород, флюида и компонентов породы: органического, обломочного, глинистого и карбонатного материала).

$C_\phi + C_{орг} + C_{кл} + C_{гл} + C_{кар}$  - искомые величины объемного содержания флюида и компонентов породы.

Решение системы петрографических уравнений выполняется методом последовательных приближений. В качестве начального приближения принимаются значения компонент  $C_i$ , имеющего вид:

$$C_i = a_0 + a_1 f(V_p) + a_2 f(\delta_n) + a_3 f(I_\gamma) + a_4 f(\sigma_n), \quad (4)$$

где  $a_j$  ( $0 \leq j < 4$ ) - коэффициенты многочлена, определяемые по данным петрофизических и петрографических исследований пород параметрических скважин.

$f(V_p)$ ,  $f(\delta_n)$ ,  $f(L_v)$ ,  $f(\sigma_n)$  - функции физических параметров.

Опробование геолого-геофизической методики изучения литологии в разрезах скважин на основании петрофизических моделей выполнено на участке Локучакит, Чульмаканского месторождения. Оценка достоверности методики изучения вещественного состава пород выполнялась по скважине 5409 участка Локучакит путем сопоставления с результатами петрографического описания шлифов.

Абсолютная среднеквадратическая погрешность определения вещественного состава песчаников и алевритов по геолого-геофизической методике составила: 4,8% - для кластического; - 3,7% для глинистого и 5,6% - для карбонатного, т. е. находится в пределах точности их определения по шлифам.

Из приведенных примеров следует, что литологическое расчленение по геолого-геофизической методике, в основном, совпадает с практикуемой геологической и геофизической и может быть успешно применено при изучении литологии углевещающих пород.

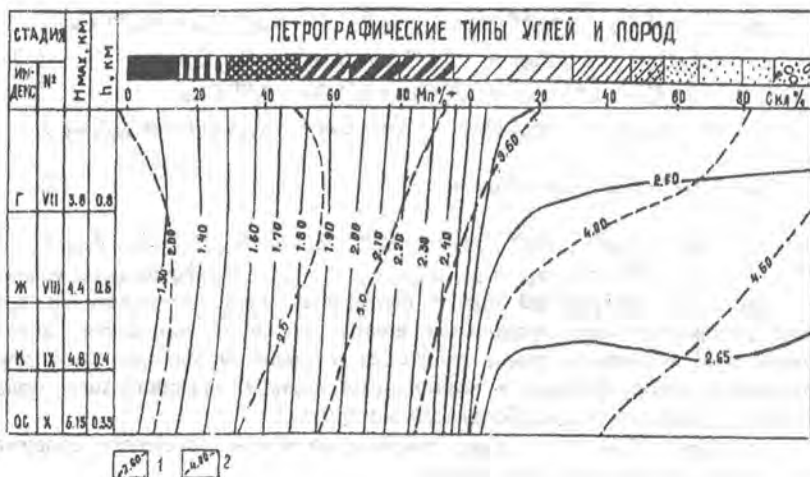


Рис. 1. Доинверсионные петрофизические свойства.  
1 - объемная плотность, г/см<sup>3</sup>, 2 - скорость продольных волн, км/с.

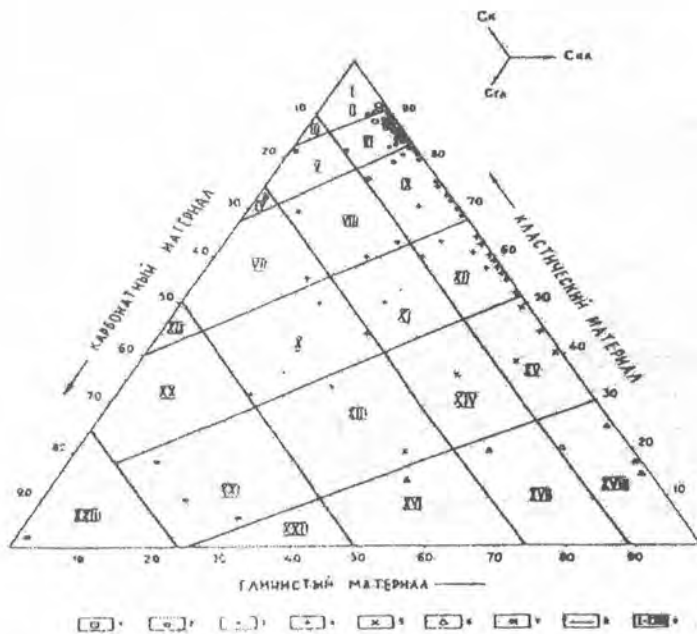


Рис. 2. Петрографическая модель связи вещественного и гранулометрического состава пород.  
 1 – песчаник крупнозернистый, 2 – песчаник среднезернистый, 3 – песчаник мелкозернистый, 4 – алевролит крупнозернистый, 5 – алевролит мелкозернистый, 6 – аргиллит, 7 – конкреция, 8 – границы литотипов, 9 – номера литотипов.

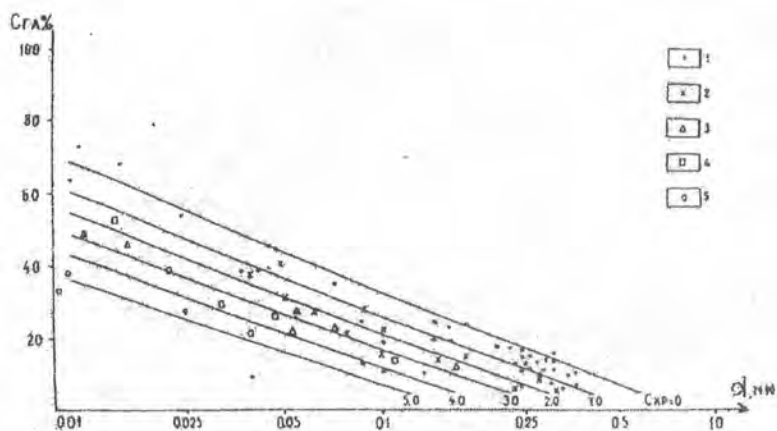


Рис. 3. Зависимость содержания глинистого материала (С<sub>гл</sub>) в породах Чульмаканского и Кабактинского месторождений от преобладающего диаметра обломков (d) и содержания карбонатного материала (С<sub>кар</sub>). Содержание карбонатного материала в породе: 1) 0 - 10%, 2) 10 - 20%, 3) 20 - 30%, 4) 30 - 40%. 5) >40%

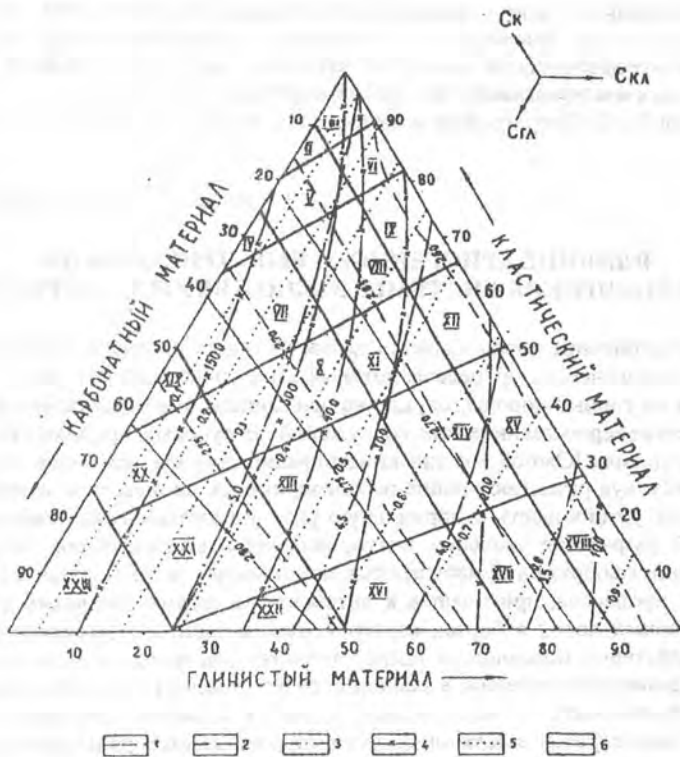


Рис. 4. Петрофизическая модель связи вещественного состава пород с их физическими свойствами.

1 – плотность минералогическая  $\delta_m$ , г/см<sup>3</sup>, 2 – объемная плотность при естественной влажности  $\delta_n$ , 3 – скорость распространения упругих продольных волн  $V_p$ , км/с, 4 – удельное электрическое сопротивление  $\rho_n$ , Ом м, 5 – естественная радиоактивность в относительных единицах  $\Delta I_\gamma$ , 6 – границы литотипов.



## Литература:

1. Гречухин В. В. Петрофизика угленосных формаций. М.: Недра, 1990. 472 с.
2. Гречухин В. В., Бродский П. А., Климов А. А. И др. Геофизические методы изучения геологии угольных месторождений. М.: Недра, 1995. 477 с.
3. Гречухин В. В., Воевода Б. И., Климов А. А. Методические указания по геолого-геофизической методике изучения физических свойств пород угольных месторождений. М.: Нефтегеофизика, 1989. 102 с.
4. Швецов М. С. Петрография осадочных пород. М.: Госгеолиздат, 1958. 360 с.

*А.В.Забелин, С.С.Павлов, (ТИ ЯГУ)*

### **ВЛИЯНИЕ КРИОГЕННОГО ВЫВЕТРИВАНИЯ НА ГЕОТЕХНИЧЕСКИЕ СИСТЕМЫ ЮЖНО – ЯКУТСКОГО РЕГИОНА**

Выветривание пород является одним из самых распространенных экзогенных геологических процессов, который имеет повсеместный характер воздействия на горные породы, служащие основанием или строительным материалом инженерно-технических сооружений. В суровых природно-климатических условиях Южной Якутии выветривание проявляется более интенсивно, способствуя развитию крайне неблагоприятных процессов и явлений, нарушающих устойчивость и нормальную работу геотехнических систем. При открытой разработке угольных месторождений и строительстве линейных протяженных сооружений нарушаются естественные условия развития геологических процессов, приводящие к интенсивным формам развития дезинтеграции горных пород в бортах карьеров, теле насыпи и притрассовой зоны под воздействием морозного и температурного выветривания и других экзогенных процессов и явлений, в зависимости от времени года. Опыт показывает, что строительство и эксплуатация угольных карьеров и дорожно-транспортных магистралей в Южной Якутии сопровождается большими материальными затратами на ликвидацию особо опасных ситуаций, вызванных недостаточными знаниями проявления криогенных процессов при взаимодействии технических и природных систем.

Ранее исследованиями влияния криогенного выветривания, в подобных климатических условиях, на скальные горные породы при народнохозяйственном их освоении, занимались В.М. Гуревич, Д.М. Шестернев, Г.Е. Ядрищенский и др. [1,2,3]. В указанных работах были проведены исследования по криогенной деструкции различных горных пород, изменение их физико – механических свойств в зависимости от геологических и физико – географических факторов. К примеру, в работе Г.Е. Ядрищенского было установлено, что морозостойкость песчаников, исследуемых в аэральных условиях, с каль-

цит – биотитовым цементом в 2 – 3 раза меньше морозостойкости песчаников с кварц – серицитовым типом цемента, а в аквальных условиях при тепловом ударе меньше в 4 – 5 раза. Крупнозернистые осадочно-метаморфические песчаники под воздействием криогенного выветривания в аэральных условиях разрушаются в 3, а в аквальных – в 5 раз быстрее, чем мелкозернистые. В.М. Гуревич были выяснены особенности преобразования магматических горных пород под воздействием криогенного выветривания – долеритов и андезитов, где отводится важная роль химической составляющей криогенного выветривания и преобладающая роль физической деструкции над химической. При изучении процессов криогипергенеза пород горно-таежного пояса хр. Удокан Д.М.Шестерневым установлены зависимости изменчивости физико-механических свойств для различных условий циклов замораживания-оттаивания, а также относительной дезинтеграции скальных горных пород для различных литогенетических типов. В отличие от этих работ, нами изучалось влияние процессов криогенного выветривания и дезинтеграции вмещающих пород, слагающих борта угольных карьеров Южно-Якутского бассейна, а также служащих строительным материалом при отсыпке земляного полотна дорожно-транспортных магистралей.

Эксперимент по изучению влияния процессов криогенного выветривания на физико-механические свойства горных пород в лабораторных условиях проводился на образцах кернов, отобранных при бурении скважин, на детальной стадии разведки Нерюнгринского каменноугольного месторождения. Увязка литологических горизонтов по скважинам производилась с учетом данных детальной разведки месторождения, геофизических исследований в скважинах и литологических разрезов ранее пробуренных по этому профилю скважин.

По геологическому разрезу изучаемые породы относятся к Нерюнгринской свите и приурочены к кровле угольного пласта «Пятиметровый».

Пробы составлялись по результатам определения исходных свойств и согласно выделенным породным интервалам. Различие исходных свойств образцов в пробах находилось в пределах 10 %.

Перед опытом экспериментальные образцы подвергались предварительному замачиванию в течение 48 часов. Затем образцы выкладывались в металлические перфорированные кассеты.

Промораживание образцов проводилось с использованием холодильной камеры в весенний, летний и осенний период - при температуре замораживания  $-23^{\circ}\text{C}$  ( $\pm 2^{\circ}\text{C}$ ), оттаивание в воде - при комнатной температуре  $18^{\circ}\text{C}$   $\div$   $22^{\circ}\text{C}$ . В зимнее время образцы промораживались на экспериментальной площадке в климатических условиях максимально приближенных к естественным. Средняя температура воздуха в зимний период (ноябрь, декабрь, январь, февраль) в ходе эксперимента составила  $-25,9^{\circ}\text{C}$ . Методика проведения эксперимента близка к испытаниям строительных материалов на морозостойкость (ГОСТ 10060-88).

Контроль за изменениями физико-механических свойств в ходе эксперимента проводился через 25, 50, 100, 200, 300 и 400 циклов замораживания-оттаивания.

В процессе лабораторного эксперимента по оценке влияния криогенного выветривания на физико-механические свойства исследуемых пород наблюдалась частичная или полная дезинтеграция испытываемых образцов. Выявлена закономерность степени дезинтеграции горных пород в зависимости от состава, строения и свойств скальных пород.

Максимальные значения относительной «потери массы» образцов после 400 циклов замораживания – оттаивания составляют 5,41 % у мелкозернистых песчаников, отобранных в интервале 30,0 – 93,5 м., и 4,51 % - у среднезернистых песчаников, отобранных на глубине 23,5 – 53,0 м. Относительно высокие значения «потери массы» у данных песчаников объясняются небольшой глубиной их залегания, где возможно развитие процессов физического выветривания за счет высокой трещиноватости верхнележащих горизонтов, суточных, сезонных и годовых колебаний температуры воздуха. Для ниже лежащих горизонтов «потери массы» образцов песчаника составляют 1,85 – 3,08 %. У крупнозернистых алевролитов после 100 циклов потеря массы составила – 22,18 %.

Изменение физико-механических свойств пород существенно зависит от степени их предразрушенности, уменьшающейся вниз по литологическому разрезу. Для примера можно привести изменения коэффициента пористости среднезернистых песчаников и крупнозернистых алевролитов, отобранных в интервале 23,5 – 53,0 м. После 400 и 100 циклов соответственно значения коэффициента пористости для этих литологических разностей изменились с 4,20 до 6,00 %.

В ходе исследований установлено, что значения прочностных характеристик в зависимости от условий выветривания существенно отличаются друг от друга. Для насыщенных условий изменение прочностных свойств образцов в ходе лабораторного моделирования криогенного выветривания характерно на отрезке от 100 до 200 ЦЗО. Прочность на сжатие для среднезернистых песчаников, отобранных с глубины 23,5 – 53,0 м., после 400 циклов изменилась на 78,21 %, для мелкозернистых песчаников, отобранных в интервале – 30,0 – 93,5 м. – на 71,1 %. В сухих условиях этот показатель составляет 62,8 % и 67,7 % соответственно. Для мелко-, средне- и крупнозернистых песчаников, отобранных с более глубоких интервалов (115,0 – 300,0 м.), снижение прочности при одноосном сжатии не превысило для насыщенных образцов – 34,1 %, в сухих условиях – 39,5 %. Изменение прочности крупнозернистого алевролита после 100 ЦЗО в водонасыщенном состоянии снизилось на 59,7 %, сухих – на 56,3 %. Меньшее снижение прочностных параметров наблюдалось для образцов, моделировавшихся в мерзлом состоянии. Для поверхностных среднезернистых песчаников прочностные параметры уменьшились на 50,2 %, для мелкозернистых – на 48,0 %. Для всех остальных

песчаников из подстилающей подзоны уменьшение прочностных параметров не превысило 23,6 – 37,0 %. Относительно слабое снижение прочностных свойств для мерзлых образцов объясняется дополнительной цементацией кристаллами льда.

Подобное изменение прочностных свойств наблюдается при одноосном растяжении. В данном случае максимальное снижение прочности при растяжении (на 32,0%) характерно для образцов, испытываемых в состоянии высушенных до постоянной массы пород мелко- и крупнозернистых песчаников, с интервалами 30,0 – 93,0 м, и 85,0 – 152,0 м. В водонасыщенном состоянии этот показатель изменился на 37,2 и 55,4 % соответственно. В некоторых случаях для образцов, моделировавшихся в мерзлом состоянии, при одноосном растяжении, наблюдался процесс упрочнения. Это объясняется сцеплением льда в порах образцов при соответственном увеличении коэффициента пористости. Максимальное уменьшение прочности при растяжении наблюдается у крупнозернистого алевролита, которая после 100 циклов попеременного промерзания и оттаивания составила – 60,4 % для водонасыщенных образцов, 47,9 % – для сухих и 56,0 % - для мерзлых.

Величина снижения прочностных характеристик объясняется различной степенью предразрушенности пород, их литификационными характеристиками, а также особенностями преобладающего глинистого (глинисто-карбонатного), базального типа цемента, за счет которого объясняется довольно высокая начальная прочность пород, и как следствие - относительная устойчивость некоторых интервалов к процессам криогенного выветривания.

Таким образом, выполненные исследования позволяют сделать следующие выводы:

1. Степень изменения физико-механических свойств образцов пород зависит от количества циклов замораживания-оттаивания.
2. Влияние криогенного выветривания на прочностные свойства песчаников неодинаково и зависит от степени предразрушенности пород и их литологических признаков.
3. Максимальная величина дезинтеграции пород характерна для алевролитов крупнозернистых и среднезернистых песчаников, приуроченных к верхним слоям техногенной коры выветривания.
4. Максимальная величина дезинтеграции пород пропорциональна степени изменения коэффициента пористости.

#### Литература:

1. Гуревич В.М. Особенности преобразования долеритов в процессе криогенного выветривания в условиях г. Якутска и пос. Тикси // Эколого-геохимические проблемы в районах криолитозоны/. Под ред. д.г.-м.н. В.Н. Макарова, к.х.н. В.И. Федосеевой. Якутск: Ин-т мерзлотоведения СО РАН, 1996. 78-89 с.

2. Шестернев Д.М. Криогипергенез крупнообломочных и скальных пород криолитозоны. Якутск: Ин-т мерзлотоведения СО РАН, 1997. 120 с.
3. Ядрищенский Г.Е. Оценка воздействия криогенного выветривания на морозостойкость и физико-механические свойства скальных пород (на примере Удоканского месторождения меди). Автореф. дис. канд. техн. наук. – Чита, 1997. 25 с.

*И.Н.Антипин, С.А.Ионов, (ТИ ЯГУ)*

### **О ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ РАЗРАБОТКИ ОСНОВ ТЕХНОЛОГИИ СКВАЖИННОЙ ГИДРОДОБЫЧИ УГЛЯ В УСЛОВИЯХ МНОГОЛЕТНЕЙ МЕРЗЛОТЫ**

На пороге XXI века в условиях обостряющейся экологической ситуации важное значение приобретают геотехнологические способы разработки полезных ископаемых, предусматривающие искусственный перевод твердого минерального вещества в пределах естественного залегания продуктивных толщ в подвижное состояние и последующую добычу его через скважины. Одним из достаточно освоенных геотехнологических методов является способ скважинной гидродобычи (СГД) различных видов минерального сырья, в том числе ископаемых углей.

Нам представляется, что эта технология может найти в обозримом будущем должное развитие в условиях Северо-Востока страны, на территорию которого приходится более 30% прогнозных ресурсов угля России. Только Республика Саха (Якутия) располагает сорока пятью разведанными угольными месторождениями, почти повсеместно залегающими в толще многолетне-мерзлых пород. Здесь выявлены Ленский, Южно-Якутский, Зырянский бассейны и Восточная часть Тунгусского бассейна. По состоянию на 01.01.90г. разведанные запасы углей в республике по категориям А+В+С<sub>1</sub> составляют 5,2 млрд. т.; разрабатываются традиционными открытым и реже шахтным способами порядка десяти месторождений, в основном, в промышленных районах. Имеет место также ряд углепроявлений забалансового значения, на которых разведка, а тем более концентрированная разработка, традиционными способами не целесообразна.

В то же время многие промышленные, горнодобывающие, коммунальные и сельскохозяйственные предприятия и населенные пункты Северо-Востока функционируют на заводимом твердом или жидком топливе и частично на газообразном (в пределах нефтегазоносных площадей и вблизи магистральных газопроводов). Доставка энергоносителей от мест промышленной разработки или переработки весьма сложна, т.к. транспортная сеть северо-восточных территорий слабо развита, имеет сезонный и кратковременный характер и нерентабельна для энергопотребителей, а в современных экономических условиях подчас встает вопрос не только о функционировании

предприятий, а, буквально, о выживаемости в суровых зимних условиях. Поэтому специфика природно-климатических, географо-экономических и транспортных условий северных территорий ставит на повестку дня вопрос о целесообразности максимально возможного приближения источников энергоносителей к объектам энергопотребления.

Известно, что строительство угольных разрезов и шахт и их эксплуатация связаны со значительными капитальными затратами и экономическими проблемами, особенно в условиях геокриолитозоны Северо-Востока. Остроту и масштабы этих проблем можно значительно уменьшить путем развития геотехнологических способов разработки углей, в частности, метода скважинной гидродобычи.

Простейшим аналогом СГД может служить так называемая «отмывка» углей при их разведке бурением с целью получения дополнительного угольного вещества при опробовании угольных пластов со стенки скважины с помощью специальных гидромеханических устройств, а также для отбора массовых технологических проб угля из пространства его естественного залегания.

Прототипом технологии СГД может служить и так называемая гидродинамическая отбойка полезных ископаемых, в том числе угля, при открытых и подземных системах разработки. Технологии достаточно освоены, и сущность их отражена в специальной литературе, например, в работе Лобанова Д.П. и Смолдырева А.Е., в которой описаны методики расчетов, основы конструирования, техническое устройство и технология эксплуатации гидромеханических устройств.

В техническом аспекте сооружение и оборудование геотехнологических скважин для СГД также достаточно освоено и изложено во многих работах, в частности, (см.1;2), а опыт бурения скважин различного целевого назначения в условиях геокриолитозоны и сурового климата позволяет предположить, что строительство СГД – объектов значительных технических трудностей не составит. Основные проблемы, на наш взгляд, могут возникнуть в процессе эксплуатации гидродобычных скважин.

На рисунке приведена одна из схем таких скважин, работающих по методу гидроразмыва полезного ископаемого с созданием пневмоподпора для выдачи пульпы. Из схемы скважины в условиях криолитозоны помимо гидромеханического воздействия на угольный пласт предполагается еще и термическое воздействие струи воды с положительной температурой, т.к. очевидно, что угольное вещество будет легче разрушаться при одновременном нарушении криогенных связей между частицами вещества. Одновременно, при транспортировании теплоносителя по водоподающей колонне на забой, происходит теплопередача в окружающую скважину породы, в результате чего могут возникнуть термоэрозионные процессы, снижающие прочность сцепления конструкции с породным массивом вокруг скважины.



Уменьшить влияние этих явлений можно было бы путем подачи охлажденного сжатого воздуха по воздухоподающей колонне, т.к. известно, что воздух на выходе из компрессора имеет температуру порядка  $+70 \dots 80^{\circ}\text{C}$ . Однако, это технически сложно, требует специальных устройств и возможно лишь при достаточной освоенности технологии СГД в мерзлых породах, т.е. в будущем. И даже в случае охлаждения воздуха до уровня, близкого к нулю, могут возникнуть специфические трудности, связанные со снижением температуры теплоносителя, уменьшения эффективности разрушения угля в забое, а также с вероятной возможностью образования шуги в продуктивной колонне и даже ее перемерзания при внезапных и длительных остановках процесса эксплуатации скважины.

При подаче же воздуха с относительно высокой начальной температурой теплоперенос и термоэрозонные явления вокруг скважины будут усугубляться, в результате могут возникнуть следующие осложнения:

1. Протавивание окружающих скважину пород с нарушением их криогенной структуры, особенно в слабоустойчивых и интенсивно трещиноватых отложениях;

2. Вытекание оттаявших слабосвязанных пород из-под башмака обсадных колонн с нарушением прочности и сил сцепления цементных стаканов с породным массивом;

3. Нарушение целостности цементных стаканов и их сцепления с трубами;

4. Образование в затрубном пространстве сифонов сжатого воздуха и грязевых грифонов, усугубляющих протавивание;

5. Проседание обсадных колонн в рабочую зону гидродобычи действием веса;

6. Полное аварийное разрушение объекта.

Несмотря на сложную картину поведения СГД – объектов в геокриолитозоне, в Нерюнгринском техническом институте Якутского госуниверситета начаты соответствующие геотехнологические исследования. Тем более, что имеются и некоторые теоретические проработки и опыт создания искусственных таликов и полостей в многолетнемерзлых породах (3;4), которые, как и предыдущие источники, могут быть полезны в работе.

Основной целью исследований является разработка основ обеспечения безаварийной работы геотехнологических скважин при скважинной гидродобыче угля в условиях геокриолитозоне Северо-Востока. При этом предусматривается решение комплекса взаимосвязанных задач, в частности:

1. Исследование и обоснование оптимальных сочетаний скорости гидравлической струи и ее температуры для эффективного разрушения мерзлого угля.
2. Изыскание оптимальных значений температур теплоносителя для обеспечения устойчивости конструкции и стенок скважины.

3. Изыскание оптимальных соотношений температур теплоносителя и сжатого воздуха для обеспечения минимального влияния нарушения целостности ствола скважины и всего объема.
4. Результатом исследований должны стать рекомендации по выбору рациональных конструкций скважин, технологиям и режимам разработки угля.

### Схема гидродобычной скважины

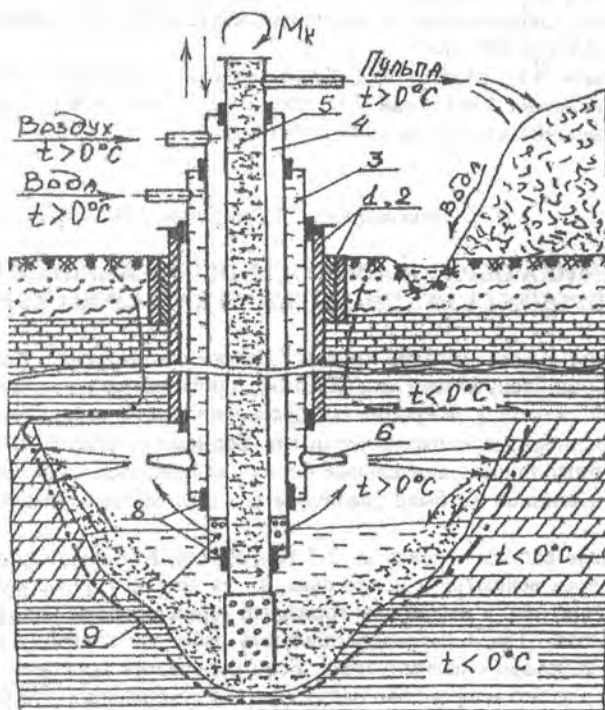


Рис. 1 - обсадные колонны, 2 - цементные стаканы, 3 - водоподающая колонна, 4 - воздухоподающая колонна, 5 - продуктивная колонна (пульпопровод), 6 - гидромонитор, 7 - перфорированные участки труб, 8 - перфорированные участки труб, 9 - перфорированные участки труб.

## Литература:

1. Аренс В.Ж., Исмагилов Б.В., Шпак Д.Н. Скважинная гидродобыча твердых полезных ископаемых. М.: Недра, 1980. 119 с.
2. Сергиенко И.А., Мосев А.Ф., Бочко Э.А., Пименов М.К. Бурение и оборудование геотехнологических скважин. М.: Недра, 1984. 224 с.
3. Лобанов Д.П., Смолдырев А.Е. Гидромеханизация геологоразведочных и горных работ. М.: Недра, 1974. 296 с.
4. Кузьмин Г.П., Яковлев А.В. Рекомендации по проектированию и строительству геокриогенных охладителей. Якутск, Институт мерзлотоведения СО АН СССР, 1986. 66 с.
5. Гольдтман В.Г., Мотрич Л.Т. Опыт создания искусственного талика для водоснабжения. Гольдтман В.Г., Мотрич Л.Т. В кн. Общее мерзлотоведение. Новосибирск, Наука, 1978. 175-186 с.

*И.Н. Александров, Т.А. Вычужин, Г.В. Шубин, (ТИ ЯГУ)*

### **ДИНАМИКА ОБРАЗОВАНИЯ ОСЫПИ ОТ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ПРОЦЕССЕ РЕКОНСТРУКЦИИ КАРЬЕРОВ СЕВЕРА**

Реконструкция карьера трубки "Интернациональная", расположенной на территории республики Саха (Якутия), проводилась по следующей технологической схеме [1]. Вскрытие осуществлено одним спиральным съездом и двумя наклонными предохранительными бермами со спиральными трассами. Все наклонные предохранительные бермы использовались в качестве транспортных, и ширина их была увеличена до минимальных размеров - транспортных.

Горные работы велись на 2-3 горизонтах. Когда на одном горизонте производилось вскрытие и подготовка, то на другом горные работы велись с полным развитием, а на третьем горизонте горные работы находились в стадии доработки. Такая последовательность работ на горизонтах требовала четкой организации и взаимоувязки. Если получалась задержка на одном из горизонтов, то это непременно сказывалось в организации работы на других горизонтах.

Отработка полосы разноса велась экскаваторами ЭКГ-8И с поперечными заходками. Уступы обрабатывались с высотой 12 м. Постановка уступов в предельное положение производилось по специальной технологии путем создания экранирующей щели на высоту отстроенных уступов.

Отсутствие во внутреннем контуре карьера широких предохранительных берм приводило к значительному сбросу части взорванной породы на нижележащие горизонты.

По мере понижения горных работ все нижележащие бермы заполнялись взорванной породой и создавался сплошной откос из осыпи.

В период реконструкции карьера всего отработано 13166,4 тыс.м<sup>3</sup> пустых пород, в том числе осыпи 963,2 тыс.м<sup>3</sup>. Доля объема работ по отработке осыпи составил 7,3% от общего объема работ. Основные объемы осыпи находятся в интервале глубин внутреннего карьера от 123 м до 230м. Объем осыпи в этом интервале глубин достигает 779,9 тыс.м<sup>3</sup>.

Как показала практика реконструкции карьера, осыпь создается от взрывных и выемочно-погрузочных работ.

С целью сокращения объемов горной массы, сбрасываемых при производстве взрывных работ, предусматривалось изменение конфигурации забоя и последовательности взрывания ряда скважин.

Несмотря на применение этих технических решений, существенного сокращения объема осыпи не было достигнуто.

Рассмотрим расчет динамики образования осыпи в период расконсервации погашенных бортов карьера

1. Ширина развала для взрывания одного (первого) ряда скважин определяется по формуле [2]:

$$B_0 = R_b(1 + 0,5 \sin(180 - 2\beta))h_y \sqrt{q_n}, \text{ м} \quad (1)$$

где

$R_b$  - коэффициент, характеризующий взрываемость породы ( $R_b = 2; 2,5; 3$  соответственно для легко-, средне-, трудно-, взрываемых пород);

$\beta$  - угол наклона скважин к горизонту;

$h_y$  - высота уступа, м;

$q_n$  - проектный (удельный) расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

2. Если число рядов скважин  $N_p > 1$ , то ширина развала определяется по формуле [3];

$$B_m = B_0 R_{qo} (1 - DW) + (N_p - 1) \cdot b, \quad (2)$$

где

$R_{qo}$  - коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от величины интервала замедления  $t$ .

При  $t = 0 \text{ мс}$

$$R_{qo} = 1$$

$t = 75 \text{ мс}$

$$R_{qo} = 0,8 \quad \text{- для порядного взрывания;}$$

$DW$  - индекс, характеризующий порядок инициирования скважин, влияющий на ширину развала;

$DW=0$  - порядное взрывание;

$N_p$  - число рядов скважин;

$b$  - расстояние между рядами скважин, м.

3. Ширина взрывного блока по массиву определяется по формуле:

$$B_{\sigma} = W_p + (N_p - 1)b, \text{ м} \quad (3)$$

где

$W_p$  - значение линии сопротивления по подошве уступа, м.

4. При взрывании на подобранный откос уступа дальности взрывного перемещения пород определяется:  $\Delta B = B_M - B_{\sigma}, \text{ м}$  (4)

5. Объем породы, сбрасываемый с уступа при взрывании, находим по формуле:

$$V_n = (\Delta B - X) \cdot H_p \cdot L_{\sigma}, \text{ м}^3 \quad (5)$$

где

$X$  - ширина предохранительной бермы (предуступной площадки), м;

$H_p$  - высота развала, м;

$H_p = (0,7 \div 0,9) h_y$

$L_{\sigma}$  - длина взрываемого блока, м.

Часть этого объема породы  $V_{n1}$  будет подпорной стенкой у нижележащего уступа, а другая часть  $V_{n2}$  сбросится на нижележащий горизонт. Объем осыпи, служащий подпорной стенкой  $V_{n1}$  можно определить геометрически из условия, что ширина площадки  $X$  и угол откоса осыпи  $\alpha_0$ .

$$V_{n1} = \frac{X^2 \cdot i q \alpha_0}{2} \cdot L_{\sigma}, \text{ м}^3 \quad (6)$$

При наличии подпорной стенки.

Если  $P_{n.c.} = X$  по  $\Delta B_{n.c.} = X$

$$V_n = (\Delta B_{n.c.} - X) H_{p.n.c.} \cdot L_{\sigma}, \text{ м}^3 \quad (7)$$

Если  $P_{n.c.} < X$  то  $P_{n.c.} = \frac{h_y}{i q \alpha}$ ,

$$V_n = (\Delta B - P_{n.c.}) H_{p.n.c.} \cdot L_{\sigma}, \text{ м}^3 \quad (8)$$

где

$P_{n.c.}$  - ширина подпорной стенки по низу, м;

$\Delta B_{n.c.}$  - дальность отброса породы при взрывании на подпорную стенку, м;

$H_{p.n.c.}$  - высота развала при наличии подпорной стенки, м;

$$H_{p.n.c.} = (1,1 \div 1,2) h_y, \text{ м};$$

$\alpha_y$  - угол откоса уступа, град.

По предложенной методике произведен расчет объема осыпи взрывных работ при сдвигании или стравивании рабочих уступов во внутреннем контуре карьера.

Результаты расчета показывают, что при увеличении высоты нерабочего уступа, объем осыпи от взрывных работ увеличивается. Так при увеличе-

нии высоты нерабочего уступа с 30 до 45 м объем осыпи от взрывных работ увеличивается от 115 м<sup>3</sup>/м до 260 м<sup>3</sup>/м.

Расчеты объема осыпи от взрывных работ позволяют проследить динамику накопления осыпи в процессе реконструкции карьера и рекомендовать рациональные параметры уступов и площадок для внутреннего контура карьера.

#### Литература:

1. Александров И.Н. Особенности организации горных работ при реконструкции карьеров с наклонными предохранительными бермами в зоне многолетней мерзлоты // Колыма, № 9. 1985, 24-26 с.
2. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть I. Производственные процессы: Учебник для вузов. 4-е издание., перераб. и доп. М.: Недра 1985. 509 с.
3. Репин Н.Я., Богатырев В.П., Буткин В.Д. и др. Буровзрывные работы на угольных разрезах. М.: Недра, 1987. 254 с.

*В.С.Сорокин, Г.О.Киприянов, (ЯГУ),  
Г.В.Шубин, (ТИ ЯГУ)*

### ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НЕКОТОРЫХ ФАКТОРОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ МНОГОЛЕТНЕМЕРЗЛЫХ ОСАДОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Вскрышные породы разрабатываемых угольных месторождений Якутии отличаются разнообразием не только по сложению и строению, но и по свойствам отдельных разновидностей. Так, крепкие осадочные породы, представленные в основном песчаниками, алевролитами и аргиллитами, обладают высокими показателями упруго-прочностных свойств и имеют сильно развитую систему трещиноватости массива. В то же время рыхлые песчано-глинистые отложения в условиях многолетней мерзлоты приобретают искусственную монолитность за счет цементирующего действия ледяных включений. Присутствие в их составе глинистых частиц и незначительного количества так называемой "незамерзшей" воды придает им повышенные вязкопластические свойства.

До настоящего времени влияние свойств многолетнемерзлых осадочных пород с учетом геокриологических факторов на процессы взрывного разрушения их остается недостаточно изученным.

Проведение экспериментальных исследований в производственных условиях сопряжено со многими трудностями, связанными с выделением опытных участков и отсутствием надежных приборов и оборудования для фиксации результатов взрыва. Кроме того, неоднородность и сложность строения



породного массива, а также изменчивость свойств самих пород, обуславливает получение экспериментальных данных с большим разбросом и невысокой достоверностью.

С учетом сказанного, для изучения особенностей разрушающего действия взрыва в мерзлых породах и установления некоторых закономерностей их дробления были проведены лабораторные эксперименты на объемных моделях, изготавливаемых из эквивалентных и натуральных материалов.

Методика моделирования действия взрыва в мерзлой среде нами разработана заранее и изложена в работе (1). Для имитации пород средней и ниже средней крепости были изготовлены бетонные блоки размером  $0,2 \times 0,2 \times 0,2$  м с различными показателями прочности, для этого в моделях изменяли соотношение цемента и песка по следующим значениям: 1:1; 1:2; 1:3; 1:5; 1:7.

Во время выполнения опытных работ часть бетонных блоков хранили при положительной температуре окружающего воздуха более 40 суток и тем самым обеспечивали полное завершение процесса твердения. А другую часть блоков при положительной температуре выдерживали в течение 7 суток, а затем их замораживали, чтобы прервать процесс твердения и получить мерзлое состояние изготовленных моделей. Оставшаяся в блоках влага при температуре  $-10^\circ\text{C}$  переходила в лед, который в дальнейшем выполнял роль цементирующего материала. Взрывное разрушение блоков производилось в металлической сварной бочке-камере, высланной изнутри двумя слоями транспортной ленты во избежание дополнительного дробления кусков, разлетающихся при взрыве.

Заряд ВВ из порошкообразного аммонита № 6ЖВ весом 23,6 г и электродетонатор мгновенного действия помещали в отверстие, образованное в центре блока, и закрывали забойкой из глины.

При оценке результатов лабораторных экспериментов исходили из закона Риттингера, согласно которому расход энергии взрыва на дробление породы пропорционален вновь образованной поверхности.

Поэтому разрушенный взрывом материал тщательно собирали и подвергали просеванию на 7 фракций через набор сит с размерами ячеек от 5 до 60 мм. После этого по данным ситового анализа определяли: 1)  $d_{др}$  - выход дробленого продукта (фракции размером менее 10 мм); 2)  $S_n$  - вновь образованную поверхность; 3)  $q_s$  - удельную поверхностную энергию разрушения.

Таблица 1

Состав модели (песок: цемент)	Объемная масса $\gamma$ , $\text{кг/м}^3$	Предел прочности на сжатие $\sigma_{сж}$ , МПа	Выход дробленого продукта $d_{др}$ , %	Вновь образованная поверхность $S_n$ , $\text{м}^2$	Удельная поверхностная энергия разрушения $q_s$ , $\text{кДж/м}^2$
1 : 1	2150	34,0	48,6	7,83	12,92
1 : 2	2100	12,0	73,8	12,00	8,47
1 : 3	2050	7,5	80,4	14,23	7,15
1 : 5	2000	3,3	85,5	15,20	6,69
1 : 7	1950	1,2	93,2	16,75	6,12

В таблице 1 приводятся экспериментальные данные по разрушению бетонных блоков с законченным процессом твердения при положительной температуре.

По мере снижения прочности материала модели, которая изменялась в широких пределах, выход дробленого продукта увеличился почти в 2 раза, а вновь образованная поверхность в 1,6 раза. Нами установлено, что удельная поверхностная энергия разрушения имеет следующую линейную зависимость от прочности материала модели:

$$q_s = 0,207 \sigma_{сж} + 5,864$$

Результаты, полученные при разрушении предварительно замороженных моделей с незаконченным процессом твердения при температуре  $-10^{\circ}\text{C}$ , представлены в таблице 2. Из них следует, что блоки с соотношением цемента к песку 1:1 имеют примерно такую же удельную поверхностную энергию разрушения, что и блоки с законченным процессом твердения. При других соотношениях цемента к песку происходит увеличение  $q_s$  на 20 - 24 %, что объясняется проявлением вязкости и пластичности при наличии льда-цемента и некоторого количества незамерзшей воды в составе этих пород.

Таблица 2

Состав модели (песок: цемент)	Объемная масса $\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>	Выход дробленого продукта, %	Вновь образованная поверхность $S_n$ , м <sup>2</sup>	Удельная поверхностная энергия разрушения $q_s$ , кДж/м <sup>2</sup>
1 : 1	2150	47,4	7,95	12,79
1 : 2	2100	62,1	9,60	10,59
1 : 3	2050	66,9	10,82	9,40
1 : 5	2000	72,9	11,74	8,66
1 : 7	1950	78,0	12,79	7,95

Во второй серии экспериментов устанавливались особенности взрывного разрушения породного массива с блочным строением. Для этого были изготовлены бетонные кубики с соотношением цемента и песка 1:1 следующих размеров: 5×5×5 см; 7×7×7 см; 10×10×10 см и 20×20×20 см. Затем из этих кубиков собирались блочные модели с размерами, близкими к размеру монолитного блока 20×20×20 см. Для полного раскрытия механизма разрушения этих моделей во время сборки их каждый кубик размером 5×5×5 см и 7×7×7 см был пронумерован.

Вначале проводились опыты по взрыванию блочных моделей при положительной температуре, и в данном случае имитировался блочный породный массив с открытыми трещинами.

Затем разрушению подвергались блочные модели из кубиков, скрепленных льдом, при отрицательной температуре ( $-5^{\circ}$ ). Результаты лабораторных взрывов приведены табл. 3 и 4.

Таблица 3

Размеры кубиков, составляющих модель, см	Объемная масса $\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>	Выход дробленого продукта, %	Вновь образованная поверхность $S_{н.}$ , м <sup>2</sup>	Удельная поверхностная энергия разрушения $q_s$ , кДж/м <sup>2</sup>
20 × 20 × 20	2150	44,0	7,22	14,09
10 × 10 × 10	---	10,4	2,36	43,20
7 × 7 × 7	---	32,7	6,40	18,17
5 × 5 × 5	---	34,7	6,47	17,59

Таблица 4

Размеры кубиков, составляющих модель, см	Объемная масса $\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>	Выход дробленого продукта, %	Вновь образованная поверхность $S_{н.}$ , м <sup>2</sup>	Удельная поверхностная энергия разрушения $q_s$ , кДж/м <sup>2</sup>
20 × 20 × 20	2150	45,8	7,55	13,47
10 × 10 × 10	---	28,7	4,00	25,43
7 × 7 × 7	---	15,3	3,32	30,63
5 × 5 × 5	---	13,8	2,90	35,07

По этим данным можно сделать следующие выводы: 1) выход дробленого продукта при разрушении моделей, не скрепленных льдом, возрастает с уменьшением линейных размеров кубиков с 10,4 до 34,7 %, при этом он остается на 9,3 % меньше, чем при разрушении монолитного блока; 2) удельные энергозатраты при разрушении моделей, составленных из кубиков 10×10×10 см, значительно выше, чем у моделей состоящих из более мелких кубиков; 3) при разрушении моделей из кубиков 10×10×10 см, скрепленных льдом, выход дробленого продукта увеличился в 2,8 раза, а удельная поверхностная энергия разрушения уменьшилась в 1,7 раза по сравнению с разрушением таких же моделей, не скрепленных льдом; 4) с уменьшением размеров кубиков в скрепленных льдом моделях происходит увеличение удельной поверхностной энергии разрушения, что объясняется дополнительным расходом энергии взрыва на пластические деформации в ближней зоне из-за присутствия льда-цемента.

Визуальный осмотр разрушенного материала показал, что кубики, расположенные на боковых поверхностях и особенно в углах блочной модели, практически не дробятся. Так, например, при взрывании модели из кубиков 7×7×7 см, не скрепленных льдом, число неразрушенных кубиков составило 9 шт. и примерно столько же кубиков было частично разрушено, а при взрывании моделей из кубиков 5×5×5 см число неразрушенных кубиков дошло до 28 шт. При взрывании моделей из кубиков, скрепленных льдом, произошло увеличение числа неразрушенных кубиков, и оно составило соответственно 12 и 31 шт. Таким образом подтверждается известное положение о том, что при

взрывном разрушении блочного массива подвергаются дроблению в основном естественные отдельности, непосредственно соприкасающиеся с зарядом ВВ.

Моделирование разрушающего действия взрыва в многолетнемерзлых слабосцементированных осадочных породах осуществлялось на образцах кубической формы размером 0,2×0,2×0,2 м, изготавливаемых из увлажненного песчано-глинистого материала.

Результаты, полученные при разрушении моделей различного гранстава при температуре -5°С, приведены в таблице 5.

Таблица 5

Состав модели (песок / глина), %	Объемная масса $\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>	Выход дробленого продукта, %	Вновь образованная поверхность $S_{\text{в}}$ , м <sup>2</sup>	Удельная поверхностная энергия разрушения $q_s$ , кДж/м <sup>2</sup>
90 / 10	2,05	71,1	13,5	7,53
80 / 20	2,00	59,8	10,4	9,80
70 / 30	1,97	51,5	8,95	11,4
50 / 50	1,95	42,3	7,26	14,0
0 / 100	1,84	37,4	6,24	16,3

Отсюда следует, что наибольший выход дробленого продукта, а, следовательно, наиболее качественное дробление наблюдается при взрывании моделей с минимальным содержанием глины. С повышением содержания в материале модели мелкодисперсных фракций крупность дробления возрастает, а вновь образованная поверхность уменьшается. Это объясняется большими потерями энергии взрыва в ближней зоне, затрачиваемой на преодоление значительных пластических деформаций при разрушении среды с ярко выраженными вязко-пластическими свойствами.

Зависимость удельной поверхностной энергии разрушения от содержания глинистых частиц носит параболический характер и описывается уравнением:

$$q_s = 5,39 + 0,239 N_{\text{гл}} - 0,0013 N_{\text{гл}}^2$$

Наличие гравийно-галечных включений в составе осадочных пород имитировалось путем добавления в состав материала модели мелкого щебня в определенной пропорции.

В таблице 6 приведены результаты взрывного разрушения моделей из песчано-глинистого материала с различным содержанием щебня.

Таблица 6

Состав модели (песок / глина / щебень), %	Объемная масса $\gamma$ , кг/м <sup>3</sup>	Выход дробленого продукта, %	Вновь образованная поверхность $S_{\text{в}}$ , м <sup>2</sup>	Удельная поверхностная энергия разрушения $q_s$ , кДж/м <sup>2</sup>
90 / 15 / 0	2,00	64,9	11,9	8,54
70 / 15 / 15	2,08	51,3	9,12	11,15
60 / 15 / 25	2,12	45,7	8,11	12,54
55 / 15 / 30	2,15	46,2	8,23	12,35
50 / 15 / 35	2,17	47,3	8,46	12,02
35 / 15 / 50	2,24	49,1	8,71	11,68

Из данных таблицы установлено, что выход дробленого продукта с увеличением содержания щебня постепенно уменьшается и достигает минимального значения при содержании его порядка 25 %. Уравнение связи между удельной поверхностной энергией разрушения и содержанием щебня ( $N_{щ}$  %) в составе модели имеет вид:

$$q_s = 8,564 + 0,225 \cdot N_{щ} - 3,28 \cdot 10^{-3} N_{щ}^2$$

Таким образом, выполненными лабораторными экспериментами установлено, что на качество взрывной подготовки многолетнемерзлых осадочных пород влияют прочностные свойства, структурные особенности строения массива и наличие вязких компонентов в составе четвертичных отложений.

#### Литература:

1. Киприянов Г.О., Сорокин В.С., Шубин Г.В. Исследование действия взрыва удлиненных зарядов ВВ в мерзлых связных породах для оптимизации параметров взрывных работ // Физико-технические проблемы освоения месторождений Севера. Якутск: Изд-во ЯГУ, 1992. 58-68 с.

*Ю.А.Хохолов, П.Н.Васильев, А.П.Ефремов, П.А.Сергеев,  
(ИГДС СО РАН)*

### **ФОРМИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПОЛОСТИ ДЛЯ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА В МНОГОЛЕТНЕМЕРЗЛЫХ ПОРОДАХ**

Одним из факторов повышения эффективности дробления горных пород взрывом является выбор формы скважинного заряда. Так, улучшение показателей взрывных работ достигается применением зарядов переменного сечения по высоте скважины, а также зарядов, имеющих в поперечном сечении определенную форму, обеспечивающую направленность действия взрыва [1].

Однако основным недостатком практического применения вышеуказанных известных скважинных зарядов является сложность их формирования, для чего требуется использование специальных станков, например, станков огнеструйного бурения СБО-2 или применения различных приспособлений типа расширителей скважин. При ведении взрывных работ на разрезах Республики Саха (Якутия) такие станки и приспособления не используются. Здесь на открытых горных работах рыхление горных пород необходимо, поскольку они представлены, в основном, смерзшимися песками и глинами.

В ИГДС разработан способ формирования скважинного заряда в многолетнемерзлых породах [2], который осуществляют следующим образом. Скважину, предназначенную для формирования заряда, бурят с перебором, определяемым соотношением

$$L = \frac{4 \cdot V \cdot K_p}{\pi \cdot d_c^2} \quad (1)$$

где:  $L$  - глубина перебура, м;  $V$  - объем породы в целике, подлежащий растеплению, м<sup>3</sup>;  $K_p$  - коэффициент разрыхления;  $d_c$  - диаметр скважины, м.

Затем в пробуренную в многолетнемерзлых породах скважину опускают трубу, выполненную с отверстиями на стенках и заглушенным нижним концом. Затем в трубу подают под давлением теплоноситель - горячий воздух или пар. Под динамическим действием струй теплоносителя стенки скважины начинают растепляться, при этом оттаявший слой многолетнемерзлых пород оседает в перебуре, формируя зарядную полость. После формирования зарядной конфигурации и объема зарядной полости труба извлекается из скважины, заряд взрывчатого вещества располагают в образовавшейся полости на осевшей оттаявшей породе в перебуре, устанавливают инициирующий заряд и осуществляют забойку скважины забоечным материалом.

Преимущества данного способа: простота создания требуемых конфигураций, объема зарядной полости и скважинного заряда; высокая эффективность использования энергии взрыва за счет придания скважинному заряду оптимальной формы.

Рассмотрим подробнее процессы, происходящие при формировании зарядной полости. При подаче горячего воздуха или пара через отверстия трубы происходит разрушение мерзлых горных пород путем оттаивания и их удаления, т.е. абляции. Если отверстия трубы расположены равномерно по всему периметру трубы, то можно сделать вывод о том, что тепловой напор во все направления одинаков. Это приводит к осесимметричной задаче.

Для расчета радиуса образовавшейся полости рассмотрим одномерную задачу плавления полуограниченного цилиндрического пространства. Температура мерзлых горных пород в начальный момент времени имеет температуру, равную  $T_0$ . После подачи горячего теплоносителя с температурой  $T_m$  теплообмен осуществляется по закону свободной конвекции. Сначала температура стенки скважины поднимается до температуры фазового перехода лед-вода  $T_\phi$  без абляции, а затем происходит последующий нагрев с плавлением и абляцией. Из-за интенсивности процесса растепления мерзлых грунтов временем начала плавления можно пренебречь. Тогда задача определения радиуса образовавшейся полости формулируется следующим образом:

$$T(\xi, \tau) = T_\phi, \quad (2)$$

$$T(\infty, \tau) = T_0, \quad (3)$$

$$-\alpha(T_\phi - T_m) + \lambda \frac{\partial T}{\partial R} \Big|_{R=\xi} = L\rho\omega \frac{d\xi}{d\tau}, \quad (4)$$

$$\xi < R < \infty, \quad (5)$$

$$\xi = \xi_0 \text{ при } \tau = 0.$$



Здесь  $T$  - температура грунта, °C;  $R$  - радиус, м;  $\tau$  - время, с;  $\xi$  - радиус протаивания, м;  $T_\phi$  - температура фазовых переходов, °C;  $T_0$  - естественная температура горных пород, °C;  $\alpha$  - коэффициент теплообмена горячей струи воздуха со стенкой скважины, Вт/(м<sup>2</sup>·K);  $T_m$  - температура теплоносителя, °C;  $\lambda$  - коэффициент теплопроводности мерзлого грунта, Вт/(м·K);  $L$  - теплота фазовых переходов, Дж/кг;  $\rho_n$  - плотность льда, кг/м<sup>3</sup>;  $\omega$  - влажность грунта, доли единицы;  $c$ ,  $\rho$  - удельная теплоемкость, плотность мерзлого грунта, Дж/(кг·K), кг/м<sup>3</sup>.

Температуру фазовых переходов  $T_\phi$  возьмем равной нулю. Для решения задачи применим интегральный метод решения задачи протаивания [3]. Задача сводится к виду:

$$T(\xi, \tau) = 0, \quad (6)$$

$$T(R_{en}, \tau) = T_0, \quad (7)$$

$$\alpha T_m + \lambda \left. \frac{dT}{dR} \right|_{R=\xi} = L \rho \omega \frac{d\xi}{d\tau}, \quad (8)$$

$$\frac{d}{dR} \left( R \frac{dT}{dR} \right) = 0, \quad \xi < R < R_{en}, \quad (9)$$

где  $R_{en}$  - радиус теплового влияния, м.

Из уравнения (9) получаем:

$$T = C_1 \cdot \ln R + C_2, \quad (10)$$

$C_1$ ,  $C_2$  - постоянные, которые получаются путем удовлетворения уравнения (10) граничным условиям (6) и (7):

$$\begin{cases} 0 = C_1 \cdot \ln \xi + C_2 \\ T_0 = C_1 \cdot \ln R_{en} + C_2 \end{cases} \quad (11)$$

Из системы уравнений определяем  $C_1$  и  $C_2$ , которые подставим в (10):

$$T = \frac{T_0}{\ln \frac{R_{en}}{\xi}} \cdot \ln \frac{R}{\xi} \quad (12)$$

Вычислим производную:

$$\left. \frac{dT}{dR} \right|_{R=\xi} = \frac{T_0}{\xi \cdot \ln \frac{R_{en}}{\xi}} \quad (13)$$

Полученное значение подставим в условие (8) и получим следующее уравнение:

$$\frac{d\xi}{d\tau} = \frac{1}{L\rho\omega} \cdot \left[ \alpha \cdot T_m + \frac{\lambda T_0}{\xi \cdot \ln\left(\frac{R_{вн}}{\xi}\right)} \right] \quad (14)$$

Начальное условие имеет вид:

$$\xi = \frac{d_e}{2} \quad \text{при } \tau=0. \quad (15)$$

Коэффициент теплообмена определяется по формуле [4]:

$$Nu = 3,06 \frac{Re^{0,5}}{h^{0,77}} \cdot Pr^{0,4}, \quad (16)$$

где  $Nu$  - критерий Нуссельта,

$$Nu = \frac{\alpha \cdot d_0}{\lambda_a}, \quad (17)$$

$d_0$  - диаметр отверстия, м;  $\lambda_a$  - коэффициент теплопроводности воздуха, Вт/(мК),  $Re$  - критерий Рейнольдса,

$$Re = \frac{v \cdot d_0}{\nu}, \quad (18)$$

$v$  - скорость вытекающей воздушной струи, м/с;  $\nu$  - вязкость воздуха, м<sup>2</sup>/с;  $Pr$  - число Прандля для воздуха;  $\bar{h} = h/d_0$  (здесь  $h$  - расстояние от трубы до стенки полости).

Если известны расход подаваемого воздуха  $G$  (м<sup>3</sup>/с), диаметр отверстия  $d_0$  (м),  $K_0$  - количество отверстий на 1м трубы, длина насадки  $l$  (м), диаметр насадки  $d_k$  (м), то коэффициент теплообмена согласно (17) имеет вид:

$$\alpha = 6,12 \cdot 2^{0,77} \cdot \sqrt{\frac{G}{\pi \cdot K_0 \cdot l \cdot v}} \cdot \frac{Pr^{0,4} \cdot \lambda_a}{d_0^{0,73} (2\xi - d_k)^{0,77}}. \quad (19)$$

Радиус образовавшейся полости находится решением дифференциального уравнения (14) с начальным условием (15) и с учетом зависимости (19). Дифференциальное уравнение решается численными методами с применением ЭВМ. Для получения упрощенной зависимости радиуса протаивания от времени примем следующее допущение. Предварительные расчеты показывают, что в уравнении (14) значение 1 члена на порядок больше значения 2 члена, т.е.  $\alpha T_m \gg \frac{\lambda T_0}{\xi \cdot \ln\left(\frac{R_{вн}}{\xi}\right)}$ . Поэтому вторым членом можно пренебречь. Фи-

зический смысл данного допущения заключается в том, что вся поступающая тепловая энергия расходуется на растепление мерзлых пород и из-за интенсивности процесса не распространяется в мерзлые породы. При этом реше-

ние полученного дифференциального уравнения дает следующую зависимость радиуса полости от времени:

$$\xi(\tau) = \frac{d_k}{2} + 1,021 \cdot \left[ \frac{9,049 \cdot T_m \cdot \lambda_s \cdot \text{Pr} \cdot \tau \cdot \sqrt{\frac{G}{\pi \cdot K_0 \cdot l \cdot \nu}}}{L \rho \omega l^{0,73}} + \frac{(d_c - d_k)^{1,77}}{3,54} \right]^{0,565} \quad (20)$$

Пример расчета. Рассчитаем радиус протаивания при следующих исходных данных: диаметр насадки  $d_k = 0,08$  м, диаметр скважины  $d_c = 0,1$  м, длина насадки  $l = 1$  м, количество отверстий  $K_0 = 40$ , расход воздуха  $G = 1$  м<sup>3</sup>/с. Для воздуха число Прандля  $\text{Pr} = 0,7$ , коэффициент теплопроводности  $\lambda_s = 0,003$  Вт/(м·К). Теплота плавления  $L = 334000$  Дж/кг, плотность льда  $\rho = 998$  кг/м<sup>3</sup>, влажность породы  $\omega = 0,2$ .

Установлено, что с увеличением температуры теплоносителя значительно снижается время на образование зарядной полости необходимых размеров и формы. Так, на увеличение ореола протаивания до 0,10 м затрачивается 180 с. при температуре теплоносителя в 120°С и 300с при температуре теплоносителя 60°С.

#### Выводы:

1. Эффективность дробления горных пород может быть повышена за счет использования наилучшей формы скважинного заряда.
2. Разработан способ формирования скважинного заряда в многолетнемерзлых породах путем подачи в скважину под давлением теплоносителя горячего воздуха или пара.
3. Расчеты показывают, что создание требуемой формы заряда в скважине требует незначительного времени и может производиться одновременно в нескольких скважинах. При этом с увеличением температуры теплоносителя снижается время, необходимое для создания зарядной полости требуемых размеров и формы.

#### Литература:

1. Разрушение горных пород энергией взрыва. Под редакцией Э.И.Ефремова, Киев, Наукова думка, 1987. 157-165 с.
2. Патент РФ № 2083949, 6 F 42 Д 1/100, 1997.
3. Бондарев Э.А., Капитонова Т.А., Попов Ф.С. Оценка точности интегральных методов решения задачи Стефана // Теплофизические и массообменные свойства гигроскопических материалов. Якутск, Изд-во ЯФ СО АН СССР, 1977. 83-92 с.
4. Юдаев Б.Н. Теплопередача. М., Высшая школа, 1973. 360 с.

## ОБОГАЩЕНИЕ МЕЛКИХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ШЛИХОВ

Горнодобывающая промышленность является одной из базовых отраслей народного хозяйства Республики Саха (Якутия), а её основным направлением в части драгоценных металлов - золотодобыча. По уровню золотодобычи и потенциалу минерально-сырьевой базы Республика Саха (Якутия) является одним из основных золотодобывающих регионов России. Теоретическая обеспеченность золотодобывающей отрасли республики минерально-сырьевыми ресурсами составляет по рудному золоту более 50 лет, а по рассыпному - более 15 лет. При всей значимости запасов по массе состояние минерально-сырьевой базы республики нельзя считать благополучным. При значительном потенциале запасов их качество, в основном, характеризуется как низкое. [1]

Если принять количество рассыпного золота, извлечённого из недр, разведанного как запасы промышленных категорий и учтённого как прогнозные за 100%, то добытое золото составит 66,6%, запасы - 22,0%, прогнозные ресурсы - 11,4%. Т.е. две трети рассыпного золота уже добыто. Но несмотря на неблагоприятные экологические последствия, сопровождающие золотодобычу из россыпей, и её слабую экономическую эффективность в сложившихся рыночных условиях, она будет сохранена ещё в течение достаточно продолжительного периода в силу традиционной развитости этого направления [2].

В этих условиях особую актуальность приобретает повышение эффективности освоения остаточных запасов, во многом зависящей от величины извлечения ценного компонента.

Авторами [2] из 544 месторождений рассыпного золота, числящихся на республиканском балансе в 1994 г., обобщены данные по 281 россыпи. Основные запасы мелкого золота приходятся на Южно-Якутский район, где запасы месторождений с относительным содержанием мелкого золота более 30% составляют 77,2% от общереспубликанских запасов мелкого золота. Эксплуатация этих месторождений по традиционно существующим технологиям ежегодно приводит к потерям нескольких тонн металла за счёт мелкого и тонкого золота, но в то же время, отсутствие объективных данных по технологическим потерям золотодобывающих предприятий Республики Саха (Якутия) не позволяет однозначно оценить их величину. По самым оптимистическим оценкам при эксплуатации рассыпных месторождений в целом по отрасли извлечение золота не превышает 80-85%. Остальные 15-20% переходят в категорию техногенных россыпей. При этом содержание металла в техногенных россыпях (до 0,4-0,6 г/м<sup>3</sup>) сопоставимо с содержанием в остаточных россыпях (0,6-0,7 г/м<sup>3</sup>). Эта незначительная разница имеет тенденцию к снижению. Такой уровень содержания в сочетании с отсутствием необходимости

ведения вскрышных работ, наличием дорожных коммуникаций и другими горнотехническими преимуществами делает техногенные россыпи привлекательными для отработки.

Промприборы шлюзового типа, широко применяемые золотодобывающими предприятиями, не в состоянии полностью улавливать свободное золото. При шлюзовом обогащении в концентрат попадают только легко улавливаемые частицы золота. Доизвлечение же мелкого золота из хвостов обогащения на практике осуществляется не всегда.

В ИГДС СО РАН разработан способ и конструкция установки для обогащения золотосодержащих шлихов или эфельных хвостов обогащения с целью доизвлечения мелкого золота. Лабораторная установка является модельным аналогом опытной и состоит из камеры фракционирования, выполненной в виде стальной вертикальной трубы со специально разработанной форсункой, для подачи воды в камеру. Насосом через форсунку, установленную в центре камеры фракционирования, вода направляется вертикально вверх. Обогащаемый материал подается сверху через устройство для введения шлиха параллельными потоками в водную среду на глубину 130-150 мм. Избыточная вода вытекает по специальному желобу в отстойник, вынося с собой легкие незолотосодержащие фракции. Забор воды насосом для подачи в камеру ведется из этого же отстойника, т. е. имеет место замкнутая система водоснабжения.

Выбор скоростей подачи воды основывался на предварительно проведенном опыте по определению скоростей падения одинаковых по крупности частиц различных минералов шлиха (кварц, магнетит и золото) в неподвижной жидкости.

Методика исследования заключалась в следующем. Исходный золотосодержащий шлик был рассеян на узкие классы крупности (более 1 мм, 0,315-1,0 мм, и менее 0,315). Основной целью являлось снижение потерь золота в классах крупности 0,315-1,0 мм и менее 0,315 мм.

Каждый из вышеперечисленных классов крупности подвергался фракционированию в камере в две ступени. Первая ступень: исходные шлихи подвергались фракционированию при скорости воды 0,095 м/с (для классов > 1,0 мм и 0,315-1,0 мм) и 0,077 м/с для класса крупности менее 0,315 мм. Вторая ступень: разделение с большей скоростью подачи воды в камеру (0,113 м/с для классов > 1,0 и 1,0-0,315; 0,095 м/с для класса крупности менее 0,315 мм), здесь фракционированию подвергалась лишь потонувшая на первой ступени фракционирования часть исходных шлихов. В результате каждый класс крупности был разделен на три фракции: фракция, всплывшая при минимальной скорости подачи воды; фракция, всплывшая при максимальной скорости подачи воды; фракция, потонувшая при максимальной для данного класса крупности скорости подачи воды в камеру фракционирования.

Из результатов, приведенных в таблице 1 экспериментов, видно, что наибольшее содержание ценного компонента в шлихе сосредоточено в пото-

нувших фракциях каждого класса крупности. Причём, необходимо отметить тенденцию возрастания содержания золота от большего класса крупности ( $> 1,0$  мм), содержание золота в котором незначительно, к меньшему ( $< 0,315$  мм).

Таким образом, существует возможность эффективного применения камеры фракционирования для улавливания мелкого золота не только в лабораторных условиях, но и в промышленных, тем более, что установка малогабаритна, легка, мобильна и проста по конструкции.

Разделение на установке песка и золота происходит без затруднений вследствие большой разницы плотностей (песок в конечном концентрате практически отсутствует). Но шлик, использовавшийся для проведения опытов, имел высокое содержание магнетита (21,0 %), который, как известно, обладает достаточно высокой плотностью и своим присутствием в конечном концентрате снижает его качество.

В ходе работы была сконструирована опытная установка для извлечения магнетита из золотосодержащих шлихов. В обычных магнитных сепараторах, например, СМД-II, обогащению подвергается только сухой шлик, в результате чего частицы магнетита, находящиеся в состоянии полета в магнитном поле, увлекают за собой частички золота, особенно пылевидного и тонкодисперсного, т.е. имеют место потери золота. [3].

Установка для извлечения магнетита из тонкодисперсных шлихов состоит из камеры для выделения магнетита, выполненной в виде вертикальной емкости и изготовленной из немагнитных материалов, камеры для улавливания немагнитной фракции и специального устройства-рассекателя для формирования из загружаемого шлиха ряда потоков. Извлечение магнетита из золотосодержащих шлихов производится магнитами при свободном падении частиц в водной среде, т.е. обогащаемые шлихи не нуждаются в предварительном просушивании. Специальное устройство-рассекатель, предназначенное для формирования из загружаемого шлиха ряда потоков (струек), способствует более равномерному распределению исходного шлиха по камере, в результате чего значительно повышается эффективность отмагничивания и производительность установки, а также уменьшается вероятность увлечения частицей магнетита частиц золота.

Обогащению (отмагничиванию) подвергались отдельные узкие классы крупности (более 1 мм; 1 - 0,315 мм и менее 0,315 мм), на которые предварительно был рассеян шлик. Результаты обогащения (отмагничивания) представлены в таблице 2.

Начальное содержание магнетита в пробах составляло от 25,1 до 88,1%, увеличиваясь с уменьшением крупности класса. В среднем извлечение магнетита по классам крупности составило:

из класса крупности более 1 мм.....	89,5 %;
из класса крупности 0,315-1 мм.....	85,0 %;
из класса крупности менее 0,315 мм.....	91,2 %.



Таким образом, извлечение магнетита из всех проб в среднем составило 88,6%, что весьма эффективно.

### Выводы.

Содержание золота в осваиваемых россыпных месторождениях Якутии с каждым годом снижается, но в силу необходимости добыча золота из россыпей останется приоритетной ещё в течение продолжительного периода. Традиционные схемы обогащения в основном не предусматривают доизвлечение мелкого золота.

Разработанный способ и установка, сконструированная в ИГДС, позволяют достаточно эффективно доизвлекать мелкое золото.

Таблица 1

### Результаты фракционирования золотосодержащего шлиха

№ проб	Условия фракционирования		Выход фракций, %	Распределение содержания золота во фракциях, %
	производительность насоса, л/ч	скорость воды в КФ, м/с		
Класс крупности > 1,0 мм				
1(в)	150,0	0,095	3,35	1,36
2(в)	179,0	0,113	6,24	1,09
3(п)	179,0	0,113	5,38	3,71
Итого:			14,97	6,16
Класс крупности 0,315 – 1,0 мм				
4(в)	150,0	0,095	14,54	2,31
5(в)	179,0	0,113	10,62	5,51
6(п)	179,0	0,113	3,75	12,69
Итого:			28,91	20,51
Класс крупности < 0,315 мм				
7(в)	121,0	0,077	49,57	25,78
8(в)	150,0	0,095	3,69	20,60
9(п)	150,0	0,095	2,86	26,95
Итого:			56,12	73,33
ВСЕГО:			100,0	100,0

(в) и (п) - соответственно всплывшая и потонувшая фракции

Таблица 2.

## Извлечение магнетита из золотосодержащих шлихов

Вес пробы, г	Вес немагнитной фракции, г	Вес магнетита, извлечённого в водной среде, г	Вес остаточного магнетита в немагнитной фракции, г	Всего магнетита в пробе		Извлечение магнетита %
				г	%	
Класс крупности > 1 мм						
14,64	10,82	3,82	0,27	4,09	27,9	93,4
41,46	29,06	12,40	1,60	13,98	33,7	88,6
26,82	18,24	8,58	1,33	9,91	37,0	86,6
Класс крупности 0,315-1 мм						
124,10	97,10	27,00	4,13	31,13	25,1	86,7
45,64	30,16	15,48	2,79	18,27	40,0	84,7
15,98	9,12	6,86	1,34	8,20	51,3	83,7
Класс крупности < 0,315 мм						
213,20	70,00	143,20	9,46	152,66	71,6	93,8
241,34	76,24	165,10	11,91	177,01	73,3	93,3
12,24	2,92	9,32	1,10	10,42	85,1	89,4
15,90	3,24	12,66	1,35	14,01	88,1	88,1

## Литература:

1. Степанов С.С., Елизов В.А. Проблемы золотодобычи в Республике Саха (Якутия) // Горный журнал. 1998. №5. 14-17 с.
2. Оксман В.С., Черосов А.М., Дыбин Д.А. Мелкое золото в месторождениях Республики Саха (Якутия) // Горный журнал. 1998. №5. 17-20 с.
3. Шохин В.Н. Гравитационные методы обогащения. М.: Недра, 1980. 400 с.

*И.И.Ковлеков, Е.Д.Саввин, (ЯГУ), А.А.Блинов, (ЯИГН)*

## МЕЛКОЕ ЗОЛОТО ЭФЕЛЬНЫХ ХВОСТОВ

Известна низкая степень извлечения мелкого золота при гравитационном способе обогащения на промприборах типа ППШ и ППБ. Для выяснения свойств теряемого золота было проведено опробование эфельных хвостов промприбора типа ППБ-75 на участке аллювиальной погребенной россыпи р.Большой-Куранах с труднообогатимыми глинистыми песками. Опробование произведено на магнитном шлюзе авторской конструкции.

По геологическим данным на месторождении выявлены три морфологических типа золота с пробностью 902,7, 945 и 974,5. Основная часть золотинок имеет форму тонких листовидных пластинок, реже встречаются формы утолщенных палочек, брусочков. Края золотинок неровные. Поверхность их бугорчатая, пористая или губчатая. В общей массе шлиха встречаются сростки золота с мелкими обломками кварца.

В результате проведенных анализов проб установлено, что среднее содержание золота в эфельных хвостах соответствует 0,026 г/т. Гранулометрический состав эфельных песков и распределение золота в них приведены в таблице 1.

Таблица 1  
Гранулометрический состав эфельных песков  
и распределение золота в них, %

Наименование продукта	Класс крупности, мм				
	+0,63	+0,315	+0,2	+0,16	-0,16
Пески	33,0	2,7	2,9	5,1	56,3
Золото	47,4	15,3	12,5	3,6	21,2

Изучение морфологических характеристик мелкого золота показало, что в концентрате магнитного шлюза выделяются три весовых морфотипа: субрудный, изометрично-таблитчатый и пластинчатый.

Субрудный тип золота представлен прежде всего массивными, дендритовидными формами (лапчатые, ветвистые) тускло-жёлтого цвета, со сглаженными краями, кавернозной (ноздреватой) поверхностью. К данному типу отнесены также единичные зёрна ярко-жёлтого цвета угловатой (неокатанной), комковидно-таблитчатой формы с рельефно (ясно) выраженной зернисто-занозистой поверхностью. Весовая доля морфотипа в составе монофракции не превышает 20%.

Морфотип золотинок изометрично-таблитчатого облика представлен полными (литыми) выделениями тускло-жёлтого цвета с округлыми краями и ровной, иногда ямчато-бугорчатой поверхностью, шагреня не выражена. Весовая доля морфотипа составляет до 30%.

Пластинчатое золото представлено уплощёнными, плотными выделениями медно-жёлтого цвета, иногда с примазками железисто-глинистого вещества. Обработанность краев золотинок разная (облик от лепёшковидного до стружек), в основной массе - средняя. Представлены формы деформированного золота: с валиком бокового наклона, согнутые вдвое; в целом же деформация зёрен проявлена слабо. Поверхность их ямчато-бугорчатая, сглаженная, выражена шагреня. Весовая доля морфотипа в составе монофракции - более 50%.

Распределение морфотипов по размерным классам неравномерное: уплощенные формы преобладают в сравнительно крупных фракциях (+0,1мм), изометрично-таблитчатые, наоборот - в более мелких. Средние веса золотинок по классам в зависимости от морфотипа приведены в таблице 2.

Таблица 2

Средний вес золота по морфотипам

Класс крупности, мм	Вес, мг	
	изометр.-табл.	пластинчат.
0,5-0,75	0,550	0,290
0,25-0,5	0,236	0,109
0,2-0,16*	0,040	0,020
0,1-0,08	0,010	0,006
0,05- 0,03	0,0018	-

\* модальный (по весу) класс крупности

Установлено, что концентрат магнитного шлюза в виде магнитного шлиха не поддается доводке по традиционной гравитационной схеме на концентрационных столах. Чешуйчатая и пластинчатая формы мелкого золота на фоне тяжелых минералов преимущественно изометричной формы значительно снижают контрастность технологических свойств для гравитационного обогащения. Поэтому для доводки концентрата магнитного шлюза была принята следующая схема обогащения.

Сокращение концентрата производилась на доводочном шлюзе - "американке" (длина - 3,0 м, уклон - 4,5°). Шлюз был армирован из резиновых ковриков с квадратными ячейками 10x10 мм. Гранулометрический состав шлиха и золота в питании и в концентрате приведены в таблицах 3 и 4. Среднее содержание золота в исходном питании шлюза составило 106,6 г/т. Анализ пробы концентрата доводочного шлюза показал содержание золота в размере 17180,9 г/т.

Таблица 3

Гранулометрический состав шлиха в питании (№1,2) и в концентрате (№3) "американки"

Класс, крупности, мм	Выход, %		
	№1	№2	№3
+5,0	14,0	13,4	-
5,0-1,0	20,6	20,8	48,1
1,0-0,5	6,9	7,9	8,3
0,5-0,25	12,9	10,6	16,0
-0,25	45,6	47,3	27,6
Всего:	100	100	100

Таблица 4

**Гранулометрический состав золота в питании (№1,2)  
и в концентрате (№3) "американки"**

Класс, крупности, мм	Выход, %		
	№1	№2	№3
+0,5	11,3	14,2	10,3
0,5-0,25	24,5	24,9	23,4
0,25-0,16	25,5	27,2	29,7
0,16-0,1	18,9	33,7	28,4
-0,1	19,8	-	8,2
Всего:	100	100	100

Концентрат доводочного шлюза подвергался магнитной сепарации на обычных барабанных сепараторах для удаления сильномагнитных минералов. Из немагнитной фракции магнитной сепарации слабомагнитные минералы извлекались электромагнитами с напряженностью 20000 эрстед. В дальнейшем немагнитная фракция подвергалась феррогидростатической сепарации. В целом, по технологическому циклу "магнитная - электромагнитная- ФГС" сепарация извлечение мелкого золота в шливовой концентрат составило 90%.

*А.А.Дмитриев, И.И.Ковлеков, Е.Д.Саввин, В.С.Андреев, (ЯГУ)*

### ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ МАГНИТНЫХ ШЛИХОВ ПО ТЕХНОЛОГИИ КЮВЕТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Принципиальное отличие кюветного выщелачивания от традиционного кучного заключается в подаче выщелачивающих растворов снизу и выстойка пропитанной растворами руды. Это позволяет вовлечь в переработку высокоглинистые руды и существенно сократить продолжительность обработки рудной массы.

Опытно-промышленная установка для кюветного выщелачивания представляет собой трёхсекционное бетонное сооружение с бетонной гидроизоляции. Одна секция вмещает до 3000 тонн руды. Каждая секция оборудована дренажным устройством в виде желобов в горизонтальной части дна кюветы. В желобе размещается перфорированная труба, служащая для подачи растворов и воздуха под давлением. Слив раствора осуществляется самоотёком через отверстие с сеткой в торцевой стенке кюветы. Желоба при загрузке должны быть засыпаны галечным материалом.

Установка кюветного выщелачивания включает в себя; промежуточный склад исходной руды, три кюветы, два бассейна накопителя, ёмкость для приготовления раствора цианида, ёмкость для приготовления раствора же-

лезного купороса, электронасосные агрегаты, отделение сорбции и регенерации с электролизом, площадку для обезвреживания выщелоченной руды, контрольную скважину, отделение приготовления реагентов.

С промежуточного склада магнитный шликс загружался с помощью погрузчика на самосвалы, которые доставляли и выгружали материал через пункт весовой в кювету. Отсыпка магнитного шликса производилась с заездом самосвалов на кювету. Выгруженный магнитный шликс на кювете разравнивался погрузчиком.

Рабочий раствор с  $\text{pH}=11,0$  насосом нагнетался в расположенные в днище кюветы перфорированные трубы до заполнения кюветы примерно на 5- 10 см выше уровня магнитного шликса. После заполнения кюветы раствором шликс-раствор выстаивалась в течение времени, необходимого для пропитки. Затем растворы сливались и направлялись на сорбцию.

Оставшийся магнитный шликс снова подвергался выстаиванию для осуществления стадии так называемого «пассивного» цианирования, а затем отмывался. Для сокращения продолжительности общего цикла переработки шликса в кюветах после стадии «пассивного» выщелачивания отмывку проводили с использованием оборотных обеззолоченных растворов с некоторой остаточной крепостью по  $\text{NaCN}$ , которая являлась существенно меньшей, чем в исходных растворах.

После процесса цветного выщелачивания озолоченный раствор  $\text{NaCN}$  по сливному трубопроводу самотеком сливался в бассейн. Затем насосом подавался на 1-й пачук (колонка сорбции), затем с 1-го на 2-й, со 2-го на 3-й. С противоположной стороны отмывочной колонки поступает гранулированный активированный уголь марки АГ-90. С озолоченного раствора  $\text{NaCN}$  активированный уголь поглощал золото. Отработанные растворы  $\text{NaCN}$  через хвостовой грохот направлялись в емкость, где по мере необходимости докреплялись  $\text{NaCN}$ .

Насыщенный золотом уголь подавался через загрузочный бункер на десорбционные колонки. Щелочной раствор подавали на десорбционные колонки с насыщенным активированным углём, который снимал с угля золото. С емкостей озолоченный щелочной раствор направлялся на вторичные сорбционные колонки. Сорбент из активированного угля поглощал с озолоченного щелочного раствора золото. Отработанный щелочной раствор поступал на сорбцию. Уголь с высоким содержанием золота поступал через загрузочный бункер на вторичную десорбционную колонку. Здесь также производили автоклавную десорбцию. С емкостей озолоченный щелочной раствор поступал на электролизеры, где извлекалось золото в катодный осадок.

Всего на опытно-промышленный эксперимент цветного выщелачивания было представлено 294,1 т магнитного шликса. В кювету с магнитным шликсом закачка раствора  $\text{NaCN}$  производилась со скоростью  $132 \text{ м}^3/\text{ч}$  и с концентрацией  $\text{NaCN}$  0,2 %. Во время всего процесса цветного выщелачивания подавался воздух под давлением  $2,2 \text{ кг}/\text{см}^2$  по закачному трубопрово-



ду. Через сутки анализ пробы раствора NaCN показал содержание золота 0,45 мг/л. Технологические показатели выщелачивания приведены в таблице 1. Пропитка магнитного шлиха проводилась в течение 114,5 ч. Все 6 операций отмывок производились обратными растворами. Опытнотехнологический эксперимент проводили в течение 16 суток и прекратили вследствие наступивших заморозков. По представленным анализам опытнотехнологического эксперимента в общий процесс поступило 348,4 г золота.

Проба, отобранная горстевым методом на определение содержания золота в количестве 20 кг, показала, содержание золота в хвостах 0,22 г/т. При этом показателе золото в раствор извлечено 84 %.

По результатам обработки технологических показателей определены динамика перехода золота в раствор (рис. 1), скорость растворения золота (рис. 2) и содержание NaCN по технологическим циклам (рис. 3).

Динамика выщелачивания магнитных шлихов показывает, что переход золота в раствор главным образом зависит от времени цикла выщелачивания. Средняя концентрация NaCN в растворе за весь процесс выщелачивания магнитных шлихов составила 0,1 %. Содержание NaCN в ходе испытаний выбиралось с учётом результатов лабораторных исследований.

Таблица 1

№	Операция	Объем, м <sup>3</sup>	Содержание золота, г/м <sup>3</sup>	Содержание NaCN, %
1	Закачка пропитки	144	0,12	0,2
	Сброс пропитки	130	1,25	0,09
2	Закачка отмывки	130	0,35	0,17
	Сброс отмывки	147	1,1	0,11
3	Закачка отмывки	147	0,25	0,2
	Сброс отмывки	156	0,45	0,11
4	Закачка отмывки	156	0,2	0,11
	Сброс отмывки	148	0,35	0,02
5	Закачка отмывки	148	0,25	0,02
	Сброс отмывки	130	0,25	----
6	Закачка отмывки	130	0,25	0,02
	Сброс отмывки	141	0,3	----
7	Закачка отмывки	141	0,15	0,02
	Сброс отмывки	140	0,37	0,035

Средняя скорость растворения золота за все технологические циклы составила 1,53 г/ч. Пиковая скорость растворения золота на 4-м цикле объясняется продолжительностью промежуточного времени между 3-м и 4-м технологическими циклами, которая составила 23 ч. За это время простоя происходило интенсивное насыщение выщелачиваемого магнитного шлиха кислородом, который служит основным катализатором процесса выщелачивания. Золото переходило в раствор NaCN, оставшийся в порах магнитных шлихов.



Рис. 1 Динамика перехода золота в раствор по технологическим циклам

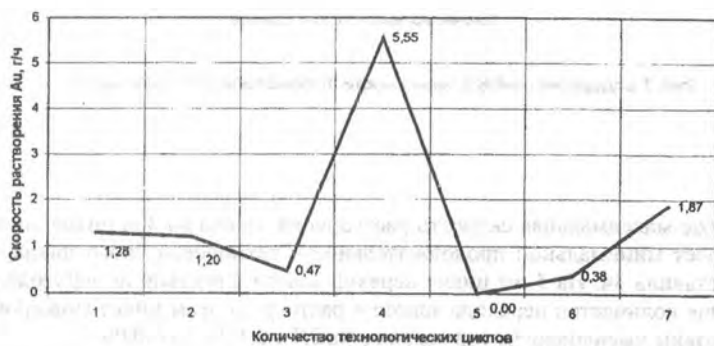


Рис. 2 Скорость растворения Au по технологическим циклам



Рис. 3 Содержание NaCN в зависимости от технологических циклов, %

Также максимальная скорость растворения золота на 4-м цикле достигнута за счёт минимальной продолжительности технологического цикла, которая составила 4ч. На 5-ом цикле переход золота в раствор не наблюдался. Ничтожное количество перехода золота в раствор на этом цикле можно объяснить резким уменьшением содержания NaCN с 0,11% до 0,02%

Таким образом, результаты опытно-промышленных испытаний показали, что для оптимизации режима кюветного выщелачивания магнитных шлихов необходимо:

- выдерживать понижение содержания NaCN равномерно;
- продолжительность операций выщелачивания сокращать равномерно до 12 ч;
- поддерживать продолжительность времени «пассивного выщелачивания» не менее 24ч.

## АНАЛИЗ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА МЕТАЛЛОСОДЕРЖАЩИХ ПЕСКОВ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ СТЕПЕНИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА

Месторождения россыпного золота «Холодникан-Разгаданный», «Колбочи» и «Танграк» рек Иенгра, Тимптон и их притоков расположены в пределах Верхне-Тимптонского золотоносного района и являются аллювиальными, долинными, мелкозалегающими россыпями четвертичного возраста.

Промышленный пласт на каждом месторождении представлен, в основном, аллювиально-эллювиальными, галечно-гравийными, древесно-щебнистыми отложениями с песчано-глинистым заполнителем. Древесно-щебнистый эллювий распространен повсеместно и по составу представляет собой сильновыветрелые песчаники и алевролиты. Гранулометрический состав слагающих россыпь пород представлен в таблице 1.

### Гранулометрический состав песков россыпей

Таблица 1

Наименование	Классы крупности, мм							
	+200	-200 +100	-100 +60	-60 +40	-40 +20	-20 +10	-10 +5	-5
Пески	-	6,4- -9,7	10,1- -10,7	10,0- -10,4	9,4- -17,6	9,8- -10,6	8,7- -14,6	34,1- -35,6
Торфа	0- -1,8	5,6- -10,2	10,7- -11,7	8,8- -9,7	9,9- -11,6	9- -12,6	10,9- -21,7	38,4- -41,7

Как видно из таблицы, в породах россыпей преобладает песчано-гравийный материал с песчано-глинистым заполнителем при незначительном количестве валунов, как во вскрышных породах, так и в продуктивном пласте.

Средние гранулометрические параметры ситовых анализов золота рассматриваемых месторождений приведены в таблице 2.

### Результаты ситового анализа золота

Таблица 2

Наименование месторождений	Всего золота, %	в том числе по классам крупности, мм					
		- 5 + 3	- 3 + 2	- 2 + 1	- 1 + 0,5	- 0,5 + 0,25	- 0,25
Холодникан	100	53,48	26,20	8,81	7,24	4,24	0,03
Танграк	100	20,18	25,41	39,62	8,29	5,71	0,79
Колбочи	100	5,41	21,01	38,79	18,48	15,37	0,94

Из приведенной таблицы хорошо просматривается доминирующее процентное преобладание золота средних и крупных классов.

Принято считать крупным золото, в котором содержится более 50% фракции класса + 1,2 мм; средним – золото, содержащее более 50% фракции класса – 1,2 мм, но не менее 20% фракции класса – 0,5 мм; мелким – золото, содержащее фракцию класса – 1,2 мм более 50% и фракцию класса – 0,5 мм более 20%.

По морфологии золото отличается большим разнообразием, сложным распределением степени обработанности частиц. Большая степень окатанности характерна для класса более 0,5 мм, плохоокатанные и рудного облика золотины чаще встречаются во фракции класса менее 0,5 мм, особенно в классе менее 0,25 мм.

Наиболее часто встречаются золотины комковатой дендровидной, пластинчатой и лепешковидной форм. Поверхность золотин шероховатая, реже гладкая, и совсем редко встречается золото эллипсовидных и листовидных форм.

Проектом на разработку месторождений промывка песков предусмотрена на промывочных приборах ПГС-П-50, на которых для улавливания золота используются комплексные шлозы глубокого накопления.

Нормами технологического проектирования для шлозов глубокого накопления предусматривается следующая степень улавливания золота по крупности.

#### Степень улавливания золота по крупности

Таблица 3

Характеристика золота	Крупность золота по ИРГИРМЕТу	Степень улавливания
Самородки	+4	- хорошо улавливаются
Крупное	- 4 +1	- хорошо улавливается
Среднее	- 1 +0,5	- улавливается при нормальном режиме
Мелкое	- 0,5 +0,25	- улавливается при нормальном режиме
Весьма мелкое	- 0,25 +0,15	- улавливается при малой скорости пульпы
Тончайшее	- 0,15	- не улавливается

По результатам определения грансостава золото классифицируется по степени улавливания следующим образом: улавливается, в основном, при нормальном режиме.

По данным ВНИИ-1 степени извлечения металла из песков различной крупности для приборов типа ПГС составляют от 40 до 90% (таблица 4).

## Степень извлечения металла по крупности

Таблица 4

Класс крупности золота, мм	-50	-50 +30	-30 +20	-20 +15	-15 +10	-10 +5	-5 +2,4	-2,4 +1,2	-1,2 +0,7	-0,7 +0,5	-0,5 +0,2	-0,2 +0
Степень извлечения %	90	95	98	98,5	98,5	99	99	96	90,5	90,5	70	40

На основании данных ситовых анализов металла в песках и возможной степени извлечения в проектах предусмотрены технологические потери, которые составляют:

- для россыпного месторождения «Танграк» – 4,8 – 5 %;
  - для россыпного месторождения «Холодникан» – 3 %;
  - для россыпного месторождения «Колбочи» – 8,93 %;
- эксплуатационные потери – 1 %.

Но практика эксплуатации россыпных месторождений показывает, что технологические потери составляют 16 – 20 %.

По нашему мнению, это обусловлено следующими причинами.

Во-первых, невыполнением обязательных условия эффективной работы обогатительного оборудования промывочных установок – своевременного и регулярного сполоска концентрата, осевшего на шлюзах. На практике сполоск производят через 24 часа. Для определения режима промывки и порядка съемок в начале промышленного сезона необходимо провести дополнительные исследования по удельной нагрузке на шлюз. В процессе исследований продолжительность нагрузки на шлюзы до сполоска не должна превышать 2–3 часов. Критерием выбора продолжительности промывки и частоты съемок в сутки, например, через 6, 12, 24 часов, должно быть количество металла, осевшего на шлюзы за данное время.

Во-вторых, большим содержанием в промышленных песках фракций размером менее 5 мм, порядка 35 – 40 % (см. таблицу 1). Среди фракций менее 5 мм песчаный материал составляет до 30 %, глина – до 5 %. Наличие в песках песчано-глинистой фракции ухудшает условие осаждения золотин разных классов на шлюзах.

В-третьих, наличием в промывочных песках тяжелых минералов, например, в россыпи «Танграк» – магнетита, пирита, халькопирита, галенита и др., что составляет 6–15 % от выхода тяжелой фракции шлиха, что также препятствует осаждению золота и «загрязняет» концентрат, получаемый в результате гравитационного обогащения.

В-четвертых, при промывке песков применяются, в основном, цельнометаллические переставные промприборы, типа ПГЩ, угол наклона шлюзов которых задан и составляет 5,5-6°, что обеспечивает скорость потока пульпы



1,8–2,2 м/сек. при крупности материала 30–50 мм и отношении Ж:Т равным 10–15. Но так как в разрабатываемых песках, в основном, присутствуют фракции класса менее 40 мм, что составляет 71,4 %, то и скорость движения пульпы, обеспечивающая осаждение золотин, должна быть менее указанных величин. Также должно учитываться то, что в промышленных песках материал класса –5 мм составляет 36 %, а золото представлено классом –5 + 25 мм (оптимальная скорость потока для класса –5 мм должна быть не более 1,0–1,2 м/сек).

Таким образом, для повышения степени извлечения золота необходимо, чтобы окончательный выбор технологии и режима промывочных работ, графика съема концентрата был сделан с учетом промывистости песков, их грансостава, ситового анализа золота, объемов промывки и т.д.

*В.А. Козлов, В.Ф. Рочев, (ТИ ЯГУ)*

### **К ТЕОРИИ РАЗРУШЕНИЯ МЕРЗЛЫХ ГЛИНИСТЫХ ГОРНЫХ ПОРОД В ВОДНОЙ СРЕДЕ ПРИ НЕОБРАТИМОМ ТЕР- МОДИНАМИЧЕСКОМ ПРОЦЕССЕ**

При контакте мерзлой дисперсной горной породы отрицательной температуры с водной средой происходит ее разрушение с отделением частиц и агрегатов от поверхности горной породы.

Разрушение мерзлой горной породы в водной среде происходит, в основном, за счет действия следующих механизмов:

1. фильтрации воды в глубь массива за счет капиллярных сил, возникающих при контакте воды с микротрещинами, которые образовались при замораживании горной породы;

2. теплоотдачи воды горной породе, что приводит при таянии льда в порах к вакуумно-фильтрационному эффекту (при фазовом переходе льда в воду первоначальный объем льда уменьшается на 9%, способствуя подтоку воды в образующиеся пустоты);

3. электроосмоса, связанного с движением ионов растворенных в воде электролитов под действием естественного электрического поля, возникающего при замораживании горной породы.

Первые два процесса можно описать, в конечном счете, одним уравнением фильтрации жидкости через пористую горную породу [2, 3]:

$$V_{\phi} = \frac{K_{\phi}}{\rho g} \cdot \frac{\partial p}{\partial x}, \quad (1)$$

где  $V_{\phi}$  - скорость фильтрации жидкости,  $K_{\phi}$  - коэффициент фильтрации,  $\rho$  - плотность жидкости,  $g$  - ускорение свободного падения,  $\frac{\partial p}{\partial x}$  - градиент

давления вдоль оси  $X$ , направленной нормально к поверхности массива горной породы.

Электроосмос описывается уравнением [2]:

$$j = k_2 \frac{\partial \varphi}{\partial x}, \quad (2)$$

где  $j$  - плотность тока,  $k_2$  - коэффициент электроосмоса,  $\frac{\partial \varphi}{\partial x}$  - градиент потенциала естественного электрического поля вдоль оси  $X$ .

Уравнения (1) и (2) описывают, так называемые в термодинамике, процессы переноса. Процессы переноса являются необратимыми, в нашем случае это наглядно проявляется в разрушении горной породы при контакте с водой.

Механизм, обеспечивающий перенос, необходимо рассматривать лишь для вычисления соответствующего коэффициента переноса ( $k_1$  и  $k_2$ ).

Уравнение (1) и (2) описаны для одной компоненты потоков жидкости и заряда вдоль оси  $X$ , направленной нормально к поверхности массива горной породы. Аналогичные уравнения справедливы относительно двух других осей координат поскольку потоки являются векторными величинами.

Особенность этих уравнений состоит в том, что они описывают поток некоторой величины, стоящей в левой части равенства, который возникает за счет соответствующей движущей силы, стоящей в правой части равенства. Эта сила является градиентом некоторой величины.

В реальных условиях различные потоки в одной системе, протекающие одновременно, взаимосвязаны.

Поэтому в общем случае выражение для потока  $I_i$  имеет вид [1]:

$$I_i = L_{i1}X_1 + L_{i2}X_2 + \dots + L_{in}X_n = \sum_{j=1}^n L_{ij}X_j, \quad (3)$$

где индекс  $i$  нумерует сорта потоков, а индекс  $j$  - сорта движущих сил.

Число таких уравнений равно числу потоков.

Коэффициент  $L_{ii}$  - связывает поток  $I_i$  со своей движущей силой, а коэффициенты  $L_{ij}$  при  $i \neq j$  связывают между собой различные потоки и силы, и называются коэффициентами связи.

Между коэффициентами  $L_{ij}$  существует связь:

$$L_{ij} = L_{ji}$$

При одновременном действии различных потоков необходимо учитывать другое важное уравнение термодинамики неравновесных процессов, определяющее скорость производства энтропии, отнесенной к объему [1]:

$$\left(\frac{dS}{dt}\right)_v = I_1X_1 + I_2X_2 + \dots + I_nX_n = \sum_{i=1}^n I_iX_i, \quad (4)$$

Таким образом, потоки и силы не могут быть выбраны произвольно.

При выборе потоков и движущих сил необходимо обеспечить одинаковость размерностей в левой и правой частях равенства (4).

Отсюда следует, что для потока объема жидкости при ее фильтрации через горную породу  $V_\phi$  движущей силой будет  $X_\phi = \left(\frac{1}{T}\right) \cdot \left(\frac{\partial p}{\partial x}\right)$ ,

где  $T$  – температура жидкости.

При фильтрационном потоке жидкости энтропия образуется по закону:

$$\left(\frac{dS}{dt}\right)_v = -\frac{V_\phi}{T} \frac{\partial p}{\partial x}$$

При наличии в системе электроосмоса энтропия образуется по закону:

$$\left(\frac{dS}{dt}\right)_v = -\frac{j}{T} \frac{\partial \varphi}{\partial x}$$

Проанализируем связанные между собой фильтрационный поток жидкости и плотность тока при электроосмосе по уравнениям, составленным согласно (3):

$$V_\phi = -L_{\phi\phi} \frac{1}{T} \frac{\partial p}{\partial x} - L_{\phi\psi} \frac{1}{T} \frac{\partial \varphi}{\partial x}, \quad (5)$$

$$j = -L_{\psi\phi} \frac{1}{T} \frac{\partial p}{\partial x} - L_{\psi\psi} \frac{1}{T} \frac{\partial \varphi}{\partial x}, \quad (6)$$

Для несвязанных между собой потоков воды при фильтрации и электроосмосе эти уравнения примут вид:

$$V_\phi = -L_{\phi\phi} \frac{1}{T} \frac{\partial p}{\partial x}, \quad (7)$$

$$j = -L_{\psi\psi} \frac{1}{T} \frac{\partial \varphi}{\partial x} \quad (8)$$

Их сравнение с (1) и (2) показывает, что:

$$\frac{k_\phi}{\rho g} = -\frac{L_{\phi\phi}}{T}, \quad (9)$$

$$k_\psi = -\frac{L_{\psi\psi}}{T} \quad (10)$$

Рассмотрим случай, когда электрического поля нет ( $j=0$ ). Уравнение (6) приводится к виду:

$$\left(\frac{\partial \varphi}{\partial p}\right)_{j=0} = -\frac{L_{\psi\phi}}{L_{\psi\psi}} \quad (11)$$

Это означает, что при наличии градиента давления, при отсутствии электрического тока возникает разность потенциалов.

Величину в левой части уравнения (11) можно назвать *фильтрационной электродвижущей силой*:

$$E_{\phi} = - \left( \frac{\partial \phi}{\partial p} \right)_{j=0} = \frac{L_{\phi\phi}}{L_{\phi\phi}} \quad (12)$$

Далее, выражая  $\frac{\partial \phi}{\partial x}$  при  $j=0$  через  $\frac{\partial p}{\partial x}$  в соответствии с (6) и подставляя полученное выражение в (5), находим:

$$V_{\phi} = -L_{\phi\phi} \frac{1}{T} \frac{\partial p}{\partial x} + \frac{L_{\phi\phi}^2}{L_{\phi\phi}} \frac{1}{T} \frac{\partial p}{\partial x} = \frac{-L_{\phi\phi} L_{\phi\phi} + L_{\phi\phi}^2}{T L_{\phi\phi}} \frac{\partial p}{\partial x}, \quad (13)$$

где  $L_{\phi\phi} = L_{\phi\phi}$ , а величина

$$k_{\phi\phi} = \frac{(L_{\phi\phi} L_{\phi\phi} - L_{\phi\phi}^2)}{(T L_{\phi\phi})} \quad (14)$$

является коэффициентом фильтрации связанных между собой электроосмоса и фильтрационного потока жидкости.

Из (12) и (10) можно найти:

$$L_{\phi\phi} = E_{\phi} \cdot L_{\phi\phi} = E_{\phi} \cdot T \cdot k_{\phi\phi} \quad (15)$$

С учетом (9), (14), (15) уравнения (5) и (6) приобретают такой вид:

$$V_{\phi} = - \left( \frac{k_{\phi\phi}}{\rho g} + E_{\phi}^2 k_{\phi\phi} \right) \frac{\partial p}{\partial x} - E_{\phi} k_{\phi\phi} \frac{\partial \phi}{\partial x} \quad (16)$$

$$j = -E_{\phi} k_{\phi\phi} \frac{\partial p}{\partial x} - k_{\phi\phi} \frac{\partial \phi}{\partial x} \quad (17)$$

Исключая  $\left( \frac{\partial \phi}{\partial x} \right)$  из (16) с помощью (17), получаем выражение для фильтрационного потока жидкости:

$$V_{\phi} = - \frac{k_{\phi\phi}}{\rho g} \frac{\partial p}{\partial x} + E_{\phi} j \quad (18)$$

Первый член этого уравнения в правой части совпадает с выражением (1), а второй член вносит поправку к уравнению (1) на эффект электроосмоса.

#### Литература:

1. Матвеев А.Н. Молекулярная физика. М.: Высшая школа, 1987. 482 с.
2. Сергеев Е.М., Голодковская Г.А., Зиангиров Р.С., Осипов В.И., Трофимов В.Т. Грунтоведение. М.: Изд. МГУ, 1971. 595 с.
3. Фельдман Г.М. Передвижение влаги в талых и промерзающих грунтах. - Новосибирск: Наука, 1988. 257 с.

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ РАЗРУШЕНИЯ МЕРЗЛЫХ ПЕСЧАНО-ГЛИНИСТЫХ ПОРОД В ВОДНОЙ СРЕДЕ МЕТОДОМ ПОТЕНЦИАЛОВ СОБСТВЕННОЙ ПОЛЯРИЗАЦИИ.**

Эксперимент, о котором говорится в данной статье, мы проводили, надеясь добиться большей ясности в вопросе механизма разрушения мерзлых песчано-глинистых пород в водной среде. О механизме процесса разрушения мерзлых песчано-глинистых пород высказывается множество различных гипотез.

Авторы работ [1,2] рассмотрели несколько идей, пытаясь найти объяснение механизма процесса разрушения поверхности песчано-глинистых мерзлых пород в водной среде:

1. Возникновение термонапряжений в горной породе из-за градиента температуры на поверхности образца. Однако, тогда интенсивность разрушения должна быть тем больше, чем больше разность температур между водой как теплоносителем, и мерзлым образцом. Этого не наблюдается в экспериментах, описанных в работе [3].

2. Гидратация, связанная с проникновением воды внутрь образца по слоям незамерзшей физически-связанной воды на границе между льдом и поверхностью минеральных частиц, способствует росту гидратных оболочек и приводит к уменьшению связей между частицами. Эта гипотеза вступает в противоречие с фактом неподвижности физически-прочносвязанной воды, адсорбированной поверхностью минеральных частиц [4].

3. Термонапряжения, причиной которых являются аномальные свойства мерзлых глинистых пород. Так, Шушерина Е.П., Зайцев В.Н. [5] установили, что при нагревании глинистых горных пород коэффициент линейного расширения при температуре  $0 < T < -4^{\circ} \text{C}$  делается отрицательным.

Авторы [1] высказали гипотезу, что аномальная зависимость коэффициента линейного расширения мерзлых глинистых пород от температуры будет приводить к образованию трещин в мерзлом образце, поверхность которого контактирует с водой. Это будет сопровождаться проникновением в трещины воды с большой скоростью, с возникновением кавитации, т.к. при образовании трещины в ней образуется вакуум. В результате будут разрушаться стенки трещины, с отделением от поверхности частиц материала. Но, в случае исследования песчано-глинистых пород с низким содержанием глинистой фракции, аномалии коэффициента линейного расширения слабо выражены, и таким образом, решающего влияния на процесс разрушения поверхности образца не оказывают.

В работе [3] приводятся данные в пользу гипотезы «фильтрационного» разрушения мерзлых песчано-глинистых горных пород при их контакте с водой, связанного с фильтрацией воды в поверхностный слой горной породы по

трещинам и порам. Проникновение воды в горную породу обусловлено действием как капиллярных сил, возникающих при контакте воды с гидрофильной поверхностью стенок микротрещин, так и с действием вакуумного эффекта, возникающего при уменьшении объема льда при таянии в поровом пространстве горной породы.

Нами был использован метод измерения электрических потенциалов естественного электрического поля (ЕЭП), образующегося при замораживании влажных песчано-глинистых пород с целью конкретизации гипотезы разрушения мерзлых горных пород в водной среде.

Метод измерения разности потенциалов естественного электрического поля основан на перераспределении электрических зарядов в объеме образца горной породы при протекании адсорбционных, электрокинетических, межфазных и фильтрационных процессов.

Методика экспериментов состояла в том, что образцы супеси изготавливались из смеси песка и каолинистой глины, с содержанием глинистой фракции 2,06%. Добавлением в смесь воды получали образцы влажностью 30%, которые затем прессовались в кубическую форму с размером ребра 70 мм и замораживались до температуры  $-17^{\circ}\text{C}$ , так как при данной температуре замерзает вся свободная и рыхлосвязанная вода в поровом пространстве образца. Влажность  $W=30\%$  соответствовала верхнему пределу пластичности, когда все поры в образце заполнены водой.

Измерение потенциалов собственной поляризации выполнялось способом градиента потенциала с использованием двух электродов, вмороженных в образец [6]. Электроды, между которыми измерялась разность потенциалов, располагались в образце по следующей схеме: один электрод помещался в центре образца, а второй электрод, принимаемый за «нулевой» и относительно которого измерялась разность потенциалов, размещался на расстоянии 10 мм от поверхности. Таким образом, расстояние между электродами составляло 25 мм (рис. 1).

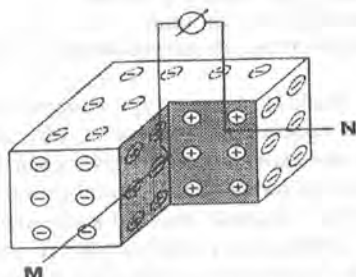


Рис. 1. Схема измерения естественного электрического поля способом градиента.



Разность потенциалов  $\Delta U_{MN}$  измерялась между электродами М и N путем непрерывной регистрации в течение всего эксперимента до момента обнажения электрода N, расположенного ближе к поверхности. Регистрация проводилась аналоговым четырехканальным регистрирующим блоком на бумажную ленту.

В результате проведенных экспериментов установлено, что при замораживании влажной песчано-глинистой породы в ней образуется естественное электрическое поле, которое связано с возникновением межфазного потенциала между льдом и контактирующей с ним незамерзшей физически связанной с заряженной поверхностью минеральных частиц водой.

Изменение ЕЭП во времени  $\Delta U_{MN}(t)$  с момента перемещения образца мерзлой супеси из холодильника в воздушную среду с температурой  $+20^\circ\text{C}$  до момента полного протаивания образца приведено на рис.2.

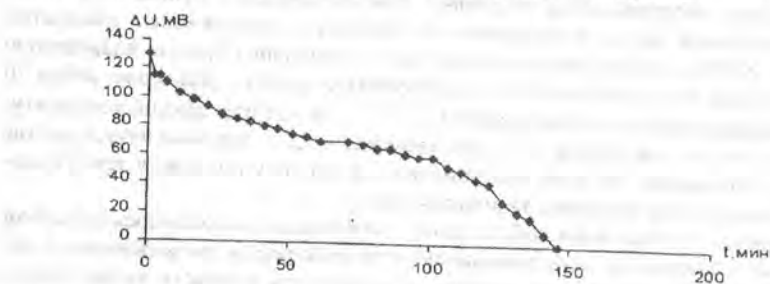


Рис. 2. Изменение разности потенциалов ЕЭП в образце мерзлой супеси в воздушной среде.

Необходимо отметить, что разрушение граней образца на воздухе не происходит, и образец сохраняет целостность формы.

Из полученной зависимости (рис. 2) видно, что в центре образца мерзлой супеси формируется положительный электрический потенциал по отношению к поверхности.

Из современных представлений о структуре кристаллов льда-I, на поверхности льда формируется положительный заряд, обусловленный расположением протонов ( $\text{H}^+$ ) на поверхности кристаллической решетки льда [4]. Кроме того, под действием поляризующего электростатического поля поверхности минеральных частиц протоны должны концентрироваться на поверхности кристаллов льда, нейтрализуя отрицательный заряд поверхности минералов, представленных в нашем случае кварцем и каолинитом.

С целью проверки факта протонной проводимости в кристаллах льда нами был проведен опыт с измерением изменения разности потенциалов

ЕЭП с момента перемещения образца льда из холодильника при температуре  $-17^{\circ}\text{C}$  в воду с температурой  $+10^{\circ}\text{C}$  до момента его полного оттаивания.

В данном эксперименте замерялась межфазная разность потенциалов между электродом, расположенным в центре образца льда, и электродом, расположенным в воде возле поверхности образца. В результате было получено, что электрод, вмороженный в лед, имеет положительный потенциал по отношению к электроду, находящемуся в воде. Разность потенциалов между электродами в течение опыта составила 135-150 мВ.

Этим было подтверждено, что во льду формируется положительный потенциал по отношению к окружающей его воде.

Образование на поверхности мерзлого образца супеси отрицательного электрического потенциала по отношению к центральной части образца можно объяснить следующим.

При замораживании влагонасыщенного образца на его поверхности формируется ледяная оболочка, сжимающая образец. При дальнейшем промораживании центральной части образца за счет образования льда в поровом пространстве и увеличения его объема на 9% по сравнению с объемом воды, находящейся в поровом пространстве, будет происходить растрескивание образца с образованием множества микроскопических трещин. В наружных слоях образца появится избыточная открытая поверхность минеральных частиц, которая имеет отрицательный электрический заряд. Следовательно, поверхность образца должна быть более электроотрицательной по отношению к менее растрескавшейся центральной части образца.

Изменение ЕЭП во времени  $\Delta U_{MN}(t)$  с момента помещения образца мерзлой супеси в воду с температурой  $+10^{\circ}\text{C}$  до момента разрушения поверхностного слоя образца и обнажения электрода N, расположенного возле поверхности, приведено на рис. 3 (график - 1).

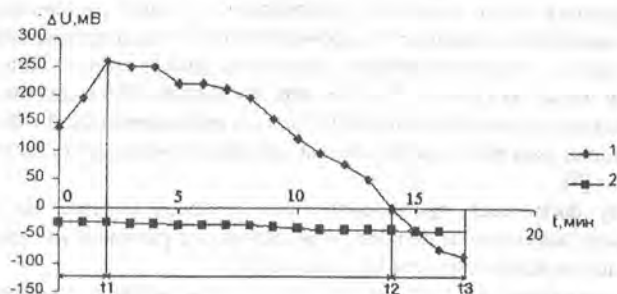


Рис. 3. Изменение разности потенциалов естественного поля в мерзлом (1) и талом (2) песчано-глинистых образцах в водной среде.

При помещении образца мерзлой песчано-глинистой породы в ванну с водой визуально наблюдается отделение частичек и агрегатов породы от поверхности образца и их оседание на дно ванны.

На образец в воде действуют различные физические факторы, а именно: тепловое воздействие воды, приводящее к нагреву горной породы, и последующий фазовый переход льда в воду; увеличение удельной электропроводимости горной породы; фильтрация воды по трещинам и порам в образец из-за градиента давления, создаваемого капиллярным и вакуумным механизмами.

При анализе полученной зависимости можно сделать вывод, что метод измерения разности потенциалов ЕЭП дает возможность исследовать и уточнить процесс разрушения образца мерзлой горной породы и позволяет выявить некоторые особенности этого процесса, которые нами объясняются следующим:

1. В интервале времени 0-t1 происходит интенсивная фильтрация воды в поверхностный слой образца горной породы по микротрещинам и порам.

Увеличение  $\Delta U_{\text{мн}}$  по сравнению с образцом, помещенным в воздушную среду, в начальный момент времени можно объяснить фильтрацией воды в поверхностный слой образца за счет капиллярных сил, связанных с энергией поверхностного натяжения воды на границе ее контакта с гидрофильной поверхностью минеральных частиц, составляющих стенки трещин [3].

Механизм возрастания потенциалов в образцах мерзлых песчано-глинистых пород при их контакте с водой можно представить следующим образом.

На поверхности контакта минеральных частиц, слагающих стенки пор, с водой формируется двойной электрический слой, который формирует поляризационно-ориентированный слой жидкости, что обуславливается электростатическим полем поверхности минеральных частиц.

Внутренняя часть двойного электрического слоя, прилегающая к поверхности минералов, называется прочносвязанным (адсорбционным) слоем, а внешняя часть - рыхлосвязанным (диффузионным) слоем. Толщина прочносвязанной воды составляет 5-10 нм или в среднем 25 молекулярных слоев воды (размер молекулы воды около 0,3 нм), а рыхлосвязанной - 800-1000 нм. Таким образом, основная часть объема связанной воды приходится на рыхлосвязанную [7].

Между физически прочносвязанным с поверхностью частиц горной породы и рыхлосвязанным слоями воды возникает разность потенциалов, называемая электрокинетическим потенциалом.

При движении по поре жидкости под действием градиента давления между концами поры (трещины) вовлекается в движение часть ионов рыхлосвязанного слоя, который имеет электроотрицательный заряд, в результате чего сами поры по направлению движения жидкости заряжаются положительно по отношению к концу трещины с высоким давлением. Следовательно-

но, на поверхности образца должен образоваться отрицательный электрический потенциал. Разница потенциалов между концами поры определяется как фильтрационный потенциал.

Величина потенциала фильтрации определяется по известной формуле Гельмгольца:

$$E_{\phi} = \varepsilon r \xi (\Delta p) / 4 \pi \mu ,$$

где  $\Delta p$  – перепад давления на концах поры;  $\rho$ ,  $\varepsilon$ ,  $\mu$  – соответственно, удельное электрическое сопротивление, диэлектрическая постоянная и вязкость фильтрующейся жидкости;  $\xi$  – электрокинетический потенциал.

Перепад давления на концах поры создается как капиллярными силами, зависящими от величины энергии поверхностного натяжения жидкости и радиуса поры, так и вакуумным эффектом, связанным с уменьшением объема льда при таянии на 9%.

Таким образом, в центре образца из-за фильтрации воды в поры будет фиксироваться значительный положительный потенциал по отношению к внешнему электроду, расположенному ближе к поверхности, по сравнению с опытом, когда мерзлый образец помещался в воздушную среду.

1. В интервале времени  $t_1$ - $t_2$  происходит постепенный нагрев образца горной породы за счет теплоотдачи воды, что приведет к таянию льда в порах, вначале с образованием рыхлосвязанной воды, а затем свободной. Воздействие температурного фактора сказывается, прежде всего, на изменении условий связывания воды. С ростом температуры увеличивается энергия теплового движения молекул и значительно снижается прочность связывания воды твердой поверхностью частиц, и большая часть рыхлосвязанной воды переходит в состояние свободной воды. Одновременно происходит уменьшение вязкости воды. Поэтому рост температуры должен существенно увеличивать активное поровое пространство песчано-глинистых пород и их проницаемость.

В одном из опытов была исследована зависимость изменения сопротивления в образце мерзлой супеси, помещенной в воду, от времени (рис.4).

График на рис.4 имеет математически обратно пропорциональную зависимость, что согласно формуле:  $R = \rho d / S$ , (где  $\rho$  – удельное электрическое сопротивление,  $d$  – длина токопроводящего порового канала между электродами,  $S$  – площадь поперечного сечения токопроводящего канала) связано с увеличением площади сечения токопроводящих каналов между электродами. Это объясняет характер зависимости  $\Delta U_{MN}(t)$  на отрезке времени  $t_1$ - $t_2$ .

2. Момент времени  $t_2$ , когда потенциалы электродов сравнялись, говорит о том, что горная порода между электродами протаяла настолько, что произошло перераспределение зарядов между электродами с выравниванием их потенциалов.

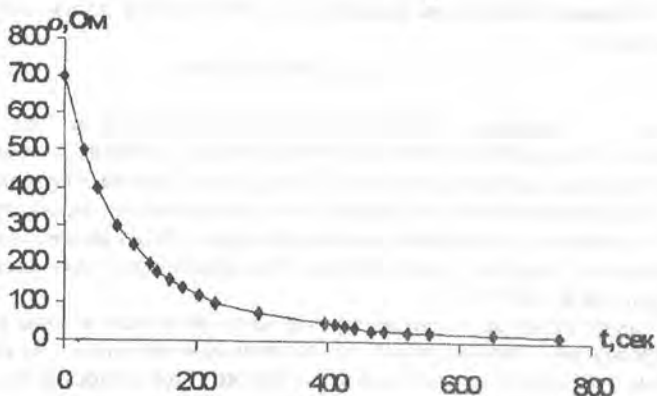


Рис. 4. Зависимость сопротивления между электродами М и N мерзлой супеси, помещенную в воду, от времени. ( $T_0 = -17^\circ\text{C}$ ,  $T_1 = 10^\circ\text{C}$ ,  $W_0 = 30\%$ ).

3. В интервале времени  $t_2$ - $t_3$  в центре полностью оттаявшего образца местная влажность будет меньше, чем влажность поверхностного слоя образца. Величина влажности будет определять величину свободной воды в поровом пространстве и толщину рыхлосвязанного слоя воды. При меньшей влажности толщина рыхлосвязанного слоя воды будет тоньше и, следовательно, его поляризация от отрицательно заряженной поверхности минеральных частиц будет больше, чем в местах образца с большей влажностью, т.е. на поверхности. Различие в величине поляризации рыхлосвязанных слоев воды в поровом пространстве возле электродов приводит к наблюдаемой в эксперименте разности потенциалов между электродами и их полярности. Таким образом, в рассматриваемом интервале времени центр образца будет заряжен более отрицательно по отношению к поверхности образца.

4. В момент времени  $t_3$  наблюдается разрушение граней образца и происходит обнажение электрода, расположенного ближе к поверхности, и эксперимент на этом прекращался.

На рис. 3 (график – 2) приведено изменение ЕЭП во времени  $\Delta U_{MN}(t)$  с момента помещения талого образца супеси в воду с температурой  $+10^\circ\text{C}$  до момента полного размокания поверхностного слоя образца и обнажения электрода, расположенного ближе к поверхности. В данном опыте образец мерзлой супеси из морозильной установки перемещался в воздушную среду с

температурой  $+20^{\circ}\text{C}$  с целью получения оттаявшей структуры образца и затем помещался в воду.

На графике (рис. 3.) видно, что характер зависимости  $\Delta U_{\text{MN}}(t)$  совпадает с зависимостью, приведенной на графике – 1, показывающей изменение разности потенциалов для мерзлого образца, помещенного в воду, на участке  $t_2-t_3$ , когда образец полностью протаял в воде, следовательно, объяснение характера графика то же самое, что приведено выше.

С целью уточнения механизма фильтрации при размокании мерзлого образца в одном из опытов был применен водный раствор NaCl концентрацией 30 г/л с сохранением остальных условий опыта.

Зависимость  $\Delta U_{\text{MN}}(t)$ , полученная в данном опыте, приведена на рис.5. Значительно меньшая величина разности потенциалов между электродами по сравнению с результатами опыта, приведенными на графике-1 (рис.3), согласуется с вышеприведенной формулой Гельмгольца, т.е. более низкое удельное электрическое сопротивление и меньшая диэлектрическая проницаемость раствора NaCl по сравнению с дистиллированной водой, меньший перепад давлений на концах пор, который зависит от величины сил поверхностного натяжения (у раствора NaCl поверхностное натяжение меньше, чем у дистиллированной воды), приводят к снижению фильтрационного потенциала.

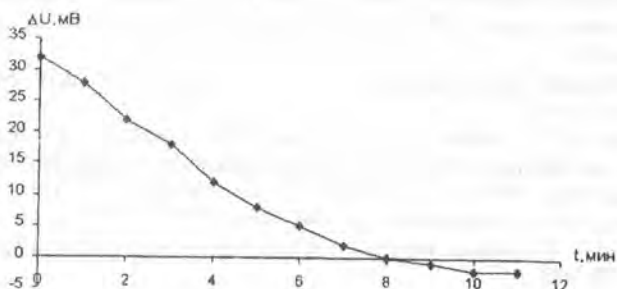


Рис. 5. Изменение разности потенциалов ЭЭП при помещении образца мерзлой супеси в соленую воду с концентрацией 30 г/л.

В процессе фильтрационного движения воды происходит химическая дифференциация содержащихся в ней ионов из-за связывания ионов  $\text{Na}^+$  раствором поверхностью частиц горной породы и движения иона  $\text{Cl}^-$  с рыхлосвязанным слоем вдоль градиента давления в поровом пространстве, что значительно снижает разность потенциалов ЭЭП между электродами.



Таким образом, метод измерения разности электрических потенциалов собственной поляризации между двумя точками образца горной породы обладает тем достоинством, что косвенно не только характеризует изменение температуры в образце, но дополнительно дает информацию об электрокинетике процесса, о динамике изменения электрического сопротивления горной породы между электродами и о полярности разных объемов образца горной породы. Кроме того, этот метод позволяет исследовать динамику процесса разрушения мерзлой горной породы, а также подтверждает фильтрационное разрушение мерзлых горных пород в водной среде, расширяет рамки трактования гипотезы [1,2] разрушения мерзлой глинистой породы в водной среде.

#### Литература:

1. Изаксон В.Ю., Самохин А.В., Петров Е.Е., Слепцов В.И. Вопросы устойчивости обнажений многолетнемерзлых пород. Новосибирск: ВО Наука Сибирская Издательская фирма, 1994. 165 с.
2. Изаксон В.Ю., Самохин А.В., Яковлев В.Л., Вычужин Т.А. Эффект автотирминирующего разрушения в водной среде поверхностного слоя мерзлых глинистых пород: Препринт. Якутск: ЯНЦ СО АН СССР, 1990. 40 с.
3. Самохин А.В., Козлов В.А., Вычужин Т.А., Рочев В.Ф. К вопросу разрушения мерзлых песков при их контакте с водой // В сб. докладов и научных статей по материалам науч.-практич. конф. «Проблемы и перспективы угледобывающей отрасли Республики Саха (Якутия)». Якутск: Изд. ЯГУ, 1999. 196-199 с.
4. Мерзлотоведение (краткий курс). Под ред. Кудрявцева В.А. М.: Изд-во МГУ, 1981. 240 с.
5. Шушерина Е.П., Зайцев В.Н. Температурные деформации многолетнемерзлых дисперсных пород и повторно-жильных льдов//Мерзлотные исследования. Вып. ХУ. М.: Изд-во МГУ, 1976. 187-197 с.
6. Якубовский Ю.В. Электроразведка. М.: Недра, 1973. – 304 с.
7. Цытович Н.А. Механика мерзлых грунтов. Уч. Пособие. М.: Изд. Высшая школа, 1973. 446 с.

*Р.М.Бычев, (ИГДС СО РАН),*

*С.Н.Григорьев, А.В.Голубенко, (ГУП "Якутуголь")*

#### ТЕПЛОТА (ЭНТАЛЬПИЯ) ОБРАЗОВАНИЯ УГЛЕЙ КАК КЛАССИФИКАЦИОННЫЙ ПОКАЗАТЕЛЬ

Уравнение зависимости теплоты образования углей от выхода летучих веществ, полученное для углей Кузбасса, представляет собой полином 6-й степени:

$$Q_{\text{обр.уг.}} = 1,0859 \cdot 10^{-8} V^6 - 1,1659 \cdot 10^{-6} V^5 + 4,339 \cdot 10^{-5} V^4 - 6,6653 \cdot 10^{-4} V^3 + 4,7975 \cdot 10^{-3} V^2 + 1,2827 \cdot 10^{-3} V - 0,1381 \quad (1)$$

где  $Q_{\text{обр.уг.}}$  – теплота образования углей;  $V$  – выход летучих веществ на сухую беззольную массу.

Анализ величин выходов летучих веществ, при которых имеют место характерные изменения  $Q_{\text{обр.уг.}}$ , позволил предположить, что эта изменчивость связана со свойствами углей и наблюдается на границах перехода одной марки или технологической группы в другую.

Анализ функциональной зависимости (1), т.е. определение характерных точек (пересечение кривой с осями координат, локального экстремума, критических) и область возрастания и убывания функции, можно осуществить, взяв 1-ю и 2-ю производные [1]. Уравнения производных имеют следующий вид:

$$Q'_{\text{обр.уг.}} = 6,5154 \cdot 10^{-8} V^5 - 5,8295 \cdot 10^{-6} V^4 + 17,356 \cdot 10^{-5} V^3 - 19,9959 \cdot 10^{-4} V^2 + 9,595 \cdot 10^{-3} V + 1,2827 \cdot 10^{-3} \quad (2)$$

$$Q''_{\text{обр.уг.}} = 32,577 \cdot 10^{-8} V^4 - 23,318 \cdot 10^{-6} V^3 + 52,068 \cdot 10^{-5} V^2 - 39,9918 \cdot 10^{-4} V + 9,595 \quad (3)$$

Приблизительные значения корней уравнений (2) и (3) (1-й и 2-й производных), т.е. абсциссы характерных точек были найдены графическим методом.

На рисунке приведены кривые 1 и 2, соответствующие уравнениям (2) и (3), на которых наблюдаются как четко выраженные локальные экстремумы, так и отдельные участки с совершенно разными скоростями изменения теплоты образования углей.

В точке, соответствующей ориентировочно  $36,2 \pm 0,5$  % выхода летучих веществ, 1-ая производная равна нулю, т.е. соответствует минимуму. До этой точки в ряду метаморфизма имеет место снижение скорости теплоты образования углей, после нее – увеличение. Отметим, что согласно бассейновой классификации (ГОСТ 8162-79) длиннопламенные и газовые угли имеют  $V^{\text{daf}} > 37$  %, а для группы ГЖ это верхняя граница, поскольку угли этой группы ГЖ находятся в интервале  $V^{\text{daf}}$  от 31 до 37 % включительно.

Следующая характерная точка на кривой 1 соответствует максимуму по величине теплоты образования и выходу летучих веществ –  $23,3 \pm 0,5$  %. Напомним, что согласно ГОСТ 8162-79  $V^{\text{daf}}$ , равное 25 %, соответствует нижней границе технологической группы КЖ и верхней границе К10 и 2СС.

Таким образом, точки минимума и максимума разделяют кривую 1 по выходу летучих веществ на три участка:  $> 36,2$ ;  $36,2-23,3$  и  $< 23,3$  %.

Графически вторая производная представлена кривой 2 (рис.). На этой кривой видны три экстремума. Первая экстремальная точка является минимумом для теплоты сгорания и соответствует  $31,2 \pm 0,5$  % выхода летучих ве-

ществ. Вторая – максимуму, приходящемуся на  $V^{daf}$  в области  $16,3 \pm 0,5$  %. Третья соответствует минимуму при значении выхода летучих веществ, равном  $6 \pm 0,5$  %.

Согласно ГОСТ 8162-79 выход летучих веществ, равный 31 %, является верхней границей группы КЖ и нижней – ГЖ. Значение  $V^{daf}$ , равное 17 % – это нижняя граница коксовых углей и верхняя – тощих. Значение  $V^{daf}$ , равное 7 % – это верхняя граница антрацитов.

Таким образом, точки минимума, максимума и с нулевыми значениями ординаты разбивают кривую 2-й производной по выходу летучих веществ на четыре следующих участка:  $> 31,2$ ;  $31,2-16,3$ ;  $16,3-6$  и  $< 6$  %.

В общей сложности характерные точки на кривых 1-й и 2-й производных выделяют следующие интервалы выходов летучих веществ (с оговоренной выше точностью  $\pm 0,5$  %):  $> 36,2$ ;  $36,2-31,2$ ;  $31,2-23,3$ ;  $23,3-16,3$ ;  $16,3-6$ ;  $< 6$  %.

Для сопоставления границ марок и групп углей Кузбасса по  $V^{daf}$ , предусмотренных ГОСТ 8162-79 и полученных в результате анализа характера изменения  $Q_{обр.уг.}$  соответствующие данные сведены в таблицу.

Таблица

**Интервалы значений  $V^{daf}$ , полученных по результатам расчетов теплоты образования углей и ГОСТ 8162-79**

ГОСТ 8162-79		Интервалы $V^{daf}$ , вычисленные по уравнениям (25, 26), и характер кривых		
Марка, группа	$V^{daf}$ , %	Интервалы $V^{daf}$ , %	Характер кривых (функций)	
			1-й производной	2-й производной
Д, Г	$> 37$	$> 36,2$	убывает	убывает
ГЖ	$> 31$ до 37 вкл.	$31,2 - 36,2$	возрастает	убывает
КЖ	25-31	$23,3 - 31,2$	возрастает	возрастает
К13	$< 25$			
К10, 2СС	17-25	$16,3-23,3$	убывает	возрастает
Г	$< 17$	$6 - 16,3$	убывает	убывает
А	$< 7$	$< 6$		возрастает

При сравнении данных таблицы видно, что интервалы значений  $V^{daf}$  для марок и углей Кузбасса, вычисленные по уравнениям (2), (3), практически повторяют границы марок углей Кузбасса, предусмотренные ГОСТ 8162-79. При этом следует отметить, что авторы ГОСТ 8162-79 точные границы марок и групп установили благодаря всестороннему изучению свойств углей.

Обращает на себя внимание характер изменения соответствующих функций. На приведенных в таблице участках  $V^{daf}$  кривые 1-й и 2-й производных находятся в практически неповторяемых сочетаниях "убывает" – "возрастает".

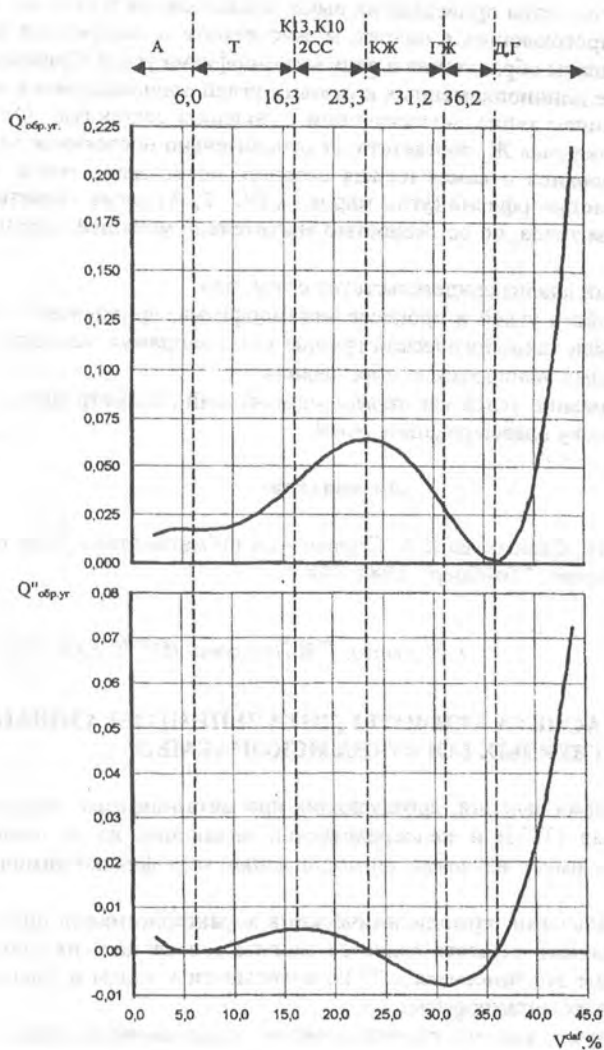


Рис. Кривые первой (1) и второй (2) производных функции  $Q_{\text{обр.ур.}}$  от  $V^{\text{daf}}$

Обобщая результаты приведенных выше исследований термодинамических процессов, протекающих в недрах, можно отметить следующий характер изменения теплоты образования в ряду метаморфизма углей Кузбасса.

Образование длиннопламенных и газовых углей сопровождается значительным поглощением тепла, протекающим с большой скоростью. Стадиям углей ГЖ – КЖ, включая Ж, соответствует относительно постоянная величина теплоты образования и самая низкая скорость поглощения тепла. Дальнейший процесс метаморфизма (угли марок К, ОС, Т, А) вновь характеризуется поглощением тепла, но со скоростью значительно меньшей, чем на стадии марок Д и Г.

Проведенный анализ свидетельствует о том, что:

1. Изменение свойств углей в процессе метаморфизма, приводящее к изменению марки или технологической группы угля, напрямую связано с термодинамическими условиями их образования.
2. Теплота образования углей как термодинамический параметр может быть положена в основу классификации углей.

#### Литература:

1. Бронштейн И.Н., Семендяев К.А. Справочник по математике. Пер. с нем. М.: Наука, Лейпциг: "Тойбнер". 1981. 718 с.

*Р.М.Бычев, Г.И.Петрова, (ИГДС СО РАН)*

### МЕТОДИКА РАСЧЕТА ТЕПЛОТЫ (ЭНТАЛЬПИИ) ОБРАЗОВАНИЯ ТВЕРДЫХ ГОРЮЧИХ ИСКОПАЕМЫХ

Для объяснения явлений, протекающих при метаморфизме твердых горючих ископаемых (ТГИ) и непосредственно влияющих на их свойства, большое значение имеет изучение термодинамики этих физико-химических процессов.

Фундаментальными термодинамическими характеристиками процессов образования различных веществ является теплота (энтальпия) их образования. В полной мере это относится к ТГИ, в частности к углям и процессам, протекающим при их метаморфизме.

Уголь образуют, как это принято считать, высокомолекулярные органические вещества с различной молекулярной массой. Поэтому специфика углей заключается в том, что рассчитанная для них теплота (энтальпия) образования может быть только среднестатистической величиной.

Методика расчета теплоты (энтальпии) образования ТГИ была разработана на основе положений теоретической термодинамики.

Согласно закону Гесса [1]

$$Q_{\text{обр.исх.}} = Q_{\text{обр.пр.}} - Q_{\text{сгор.}} \quad (1)$$

где:  $Q_{\text{обр.исх.}}$  - теплота образования исходного вещества;  $Q_{\text{обр.пр.}}$  - суммарная теплота образования всех продуктов сгорания вещества;  $Q_{\text{сгор.}}$  - теплота сгорания вещества.

Уравнение (1) применительно к углям записывается аналогичным образом

$$Q_{\text{обр. уг.}} = Q_{\text{обр. пр.}} - Q_{\text{сгор. уг.}} \quad (2)$$

$Q_{\text{обр. уг.}}$  - теплота образования угля;  $Q_{\text{обр. пр.}}$  - суммарная теплота образования всех продуктов сгорания угля;  $Q_{\text{сгор. уг.}}$  - теплота сгорания угля.

Задача сводится к расчету величин, входящих в правую часть уравнения.

Суммарная теплота образования всех продуктов сгорания, как известно, определяется по формуле

$$Q_{\text{обр. пр.}} = \sum v_i Q_i \quad (3)$$

где  $\sum v_i Q_i$  - сумма теплот образования продуктов реакции полного сгорания угля ( $\text{CO}_2$ ,  $\text{H}_2\text{O}$  и т.д.);  $v_i$  - стехиометрические коэффициенты реакции горения;  $Q_i$  - стандартные теплоты образования продуктов горения угля.

Величина  $Q_{\text{сгор. уг.}}$  в уравнении (2) является высшей теплотой сгорания, рассчитанной на сухую беззольную массу угля, обозначаемую обычно  $Q_{\text{daf}}^{\text{S}}$ .

Подставив уравнение (3) и величину  $Q_{\text{daf}}^{\text{S}}$  в уравнение (2) получим

$$Q_{\text{обр. уг.}} = \sum v_i Q_i - Q_{\text{daf}}^{\text{S}} \quad (4)$$

Из формулы (4) следует, что для расчетов необходимы стехиометрические коэффициенты, которые можно определить из уравнения реакции полного сгорания угля. Не вдаваясь в детали методики расчета стехиометрических коэффициентов, приведем конечный результат. Коэффициентами перед окислами углерода, воды, окислами азота и серы, образующимися при горении, соответственно являются  $(5/6) \cdot C$ ,  $5 \cdot H$ ,  $5 \cdot N/7$ ,  $5S/16$ ; где C, H, N, S - содержание в угле углерода, водорода, азота и серы.

Согласно [2] принимаем следующие значения теплоты образования оксидов соответствующих элементов (кДж/моль):

$$\text{CO}_2 - 393,51, \text{H}_2\text{O} - 285,84, \text{SO}_2 - 296,9, \text{NO}_2 - (-33,89).$$

При формировании базы данных для расчета теплоты образования углей Кузбасса и Якутии в исходные данные были включены: высшая теплота сгорания (МДж/кг), содержание (мас. %) C, H, N, O, S, выход летучих веществ. Значения указанных величин во всех случаях пересчитывалось на сухую беззольную массу с использованием разработанной для этих целей программы "PERESCHET" [3]. В общей сложности было обчислено более чем 200 проб углей Кузбасса отработываемых, отработанных и перспективных к отработке пластов. Из указанного количества углей были исключены:

а) окисленные угли (согласно ГОСТ 2111-75);

б) пробы, в которых сумма содержания элементов, рассчитанная на сухую беззольную массу, не равнялась 100 %;

в) угли, для которых наблюдались явные "выбросы" на графиках зависимости содержания углерода и водорода от выхода летучих веществ, связанные, видимо, с погрешностями при анализе.

В результате осталось приемлимых для расчетов 99 проб неокисленных углей Кузбасса и 8 – Якутии, для которых с помощью специально разработанной программы "ТЕПЛОТА" [4] были произведены соответствующие расчеты.

Зависимость теплоты образования углей Кузбасса и Якутии от выхода летучих веществ (как показателя степени метаморфизма) представлена на рисунке.

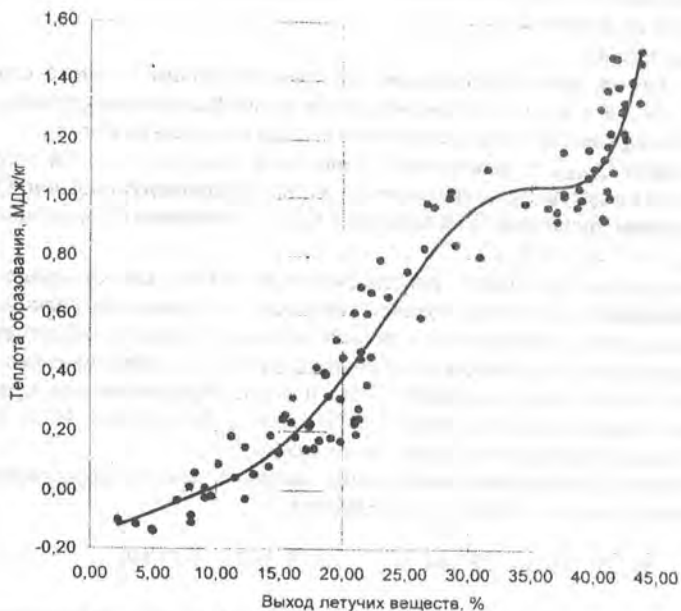


Рис. Зависимость теплоты образования от выхода летучих веществ (угли Кузбасса)

Изменение теплоты образования углей Кузбасса в ряду метаморфизма имеет сложный характер (рис.), который не описывается обычными функциональными зависимостями. Поиск уравнения полученной кривой производился в программах "Excel" и "Statistica". Вычисление коэффициентов регрессии в программе "Statistica" осуществлялся квазиьютоновским методом [5],



т.е. методом последовательного приближения (итераций). В обеих программах для неокисленных углей получены одинаковые уравнения, имеющие следующий вид

$$Q_{\text{обр.уг.}} = 1,0859 \cdot 10^{-8} V^6 - 1,1659 \cdot 10^{-6} V^5 + 4,339 \cdot 10^{-5} V^4 - 6,6653 \cdot 10^{-4} V^3 + 4,7975 \cdot 10^{-3} V^2 + 1,2827 \cdot 10^{-3} V - 0,1381 \quad (5)$$

где  $V$  – выход летучих веществ на сухую беззольную массу.

Для этого уравнения коэффициенты корреляции и детерминации равны, соответственно, 0,973 и 0,946. Т.е. полученной зависимостью описываются 94,6 % данных. Уравнение следует считать достоверным, поскольку задавалась исходная точность расчета, равная 0,0001, и при этом расчет, осуществленный квазиньютоновским методом, "сошелся".

Характер изменения величины  $Q_{\text{обр.уг.}}$  свидетельствует о непрерывном поглощении тепла с повышением стадии метаморфизма углей, исключая угли с выходом летучих веществ, ориентировочно, 33-38 %. Из этого следует, что процесс метаморфизма в целом является эндотермическим.

### Литература:

1. Краснов К.С., Воробьев Н.К., Годнев И.Н. и др. Физическая химия. Ч. 1. Строение вещества. Термодинамика. М.: "Высшая школа". 1995. 511 с.
2. Рабинович В.А., Хавин З.Я. Краткий химический справочник. "Химия", Л.: 1991, 432 с.
3. Бычев Р.М. Программное обеспечение пересчета результатов анализов на различные состояния топлива /Сб. научн. трудов "Физико – технические проблемы освоения и развития Южно –Якутского региона". - Нерюнгри, 1998. 52-54 с.
4. Бычев Р.М. Программное обеспечение для расчета теплоты образования углей (энтальпии). /Тез. докл. научн. конф. студентов и молодых ученых РС (Я) "Лаврентьевские чтения". Якутск, 1997. 32-33 с.
5. Зельдович Я.Б., Мышкис А.Д. Элементы прикладной математики. М.: Наука, 1965. 616 с.

*Г.И.Петрова, В.А.Михеев, Р.М.Бычев, (ИГДС СО РАН).*

### ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИСПЫТАНИЯ СЫРЬЯ И ОПЫТНОЙ УСТАНОВКИ ПО ПРОИЗВОДСТВУ ГУМИНОВЫХ УДОБРЕНИЙ.

Для получения гуминовых веществ использовался бурый уголь Кангаласского месторождения Ленского бассейна, измельченный до класса крупности менее 3,0 мм.

Предварительно были проведены исследования, позволяющие прогнозировать выход свободных и общих гуминовых кислот по теплоте образова-

ния углей. Предполагалось, что выход указанных кислот пропорционален их выходу на установке.

Авторы [1] подразделяют угли по степени восстановленности. График зависимости теплоты образования каменных углей Кузбасса и бурых углей различных бассейнов от выхода летучих веществ приведен на рисунке. На графике четко просматривается раздельное расположение петрографически неоднородных и витринитовых бурых углей, имеющих различную степень восстановленности.

Для восстановленных углей (Сахалинские месторождения и Анадырская угленосная площадь) было получено линейное уравнение регрессии зависимости теплоты образования от выхода летучих веществ:

$$Q_{\text{обр.уг.}} = -2,335 + 0,08328V^{\text{daf}}, \quad (1),$$

а также соответствующие статистики.

Коэффициенты корреляции ( $R$ ) и детерминации ( $R^2$ ) соответственно равны 0,969 и 0,939, стандартная ошибка оценки 0,098. Для обоих коэффициентов регрессии  $t_{\text{расч.}} > t_{\text{табл.}}$  и поэтому они значимы; согласно полученному значению  $F$ -критерия, уравнение (1) адекватно описывает экспериментальные данные.

Прогноз выхода гуматов на опытно-промышленной установке предполагает максимальный выход из восстановленных бурых углей и минимальный - из петрографически неоднородных. Все остальные бурые угли, находящиеся в створе между указанными (рис.), имеют выхода, соответствующие местоположению углей на графике. Предполагается также, что выход гуматов, полученный на опытной установке, пропорционален содержанию свободных гуминовых кислот, определяемый по ГОСТу, который в свою очередь зависит от такого генетического параметра как теплота образования угля.

Уравнение зависимости выхода свободных гуминовых кислот от величины теплоты образования углей имеет следующий вид:

$$(HA)_{\text{f}}^{\text{daf}} = 53,479 Q_{\text{обр.уг.}} - 112,32. \quad (2)$$

Коэффициент корреляции составил 0,906, коэффициент детерминации - 0,821. Таким образом, полученное уравнение описывает 82,1 % данных, что вполне достаточно для прогнозирования.

Процесс термовыщелачивания (ТВ) бурых углей с последующим получением гуматов калия включает в себя 5 основных этапов: 1) подготовку угля, 2) предварительный нагрев-сушку, 3) экстракцию, 4) фильтрацию раствора гуматов, 5) высушивание и измельчение гуматов, 6) тарирование.

Количество гуминовых кислот (ГК) рассчитывалось по градуировочным кривым, полученным в системе координат "концентрация гуминовых

кислот в экстракте  $(\text{HA})_{\lambda}^{\text{daf}}$  - оптическая плотность D". D определялась на длинах волн 315, 440, 540 и 750 нм.

Для гуматов калия, полученных из бурых углей Кангаласского месторождения в процессе термовыщелачивания, определялись градуировочные кривые весовым методом на длине волны 750 нм (уравнение 3) и колориметрическим методом на длинах волн 750, 440 и 315 нм (уравнения 4-6) соответственно:

$$(\text{HA})_{\lambda}^{\text{daf}} = -0,273 + 1,6762 D, \quad R = 0,999, S = 0,0187, \quad (3)$$

$$(\text{HA})_{\lambda}^{\text{daf}} = -0,128 + 1,6663 D, \quad R = 0,999, S = 0,0184, \quad (4)$$

$$(\text{HA})_{\lambda}^{\text{daf}} = 0,00201 + 0,18541 D, \quad R = 0,999, S = 0,0012, \quad (5)$$

$$(\text{HA})_{\lambda}^{\text{daf}} = 0,00196 + 0,06833 D, \quad R = 0,999, S = 0,0007. \quad (6)$$

Уравнения получены при уровне значимости 0,05. Коэффициенты корреляции R имеют очень высокое значение, равное 0,999 для всех уравнений, и он значим. Значение средней квадратичной ошибки оценки S низкое. Указанные уравнения (3-6) могут быть рекомендованы для определения содержания гуминовых кислот, полученных из бурых углей Кангаласского месторождения.

Таблица

**Результаты испытаний опытной установки для производства гуминовых удобрений из бурых углей Кангаласского месторождения**

Этапы процесса и показатели	Номера экспериментов		
	1	2	3
<b>Подготовка угля</b>			
Влага общая, $W_t^f$ , %	25,5	33,2	21,6
Зола сухого состояния, $A^d$ , %	18,2	15,0	15,5
Выход летучих веществ, $V^{\text{daf}}$ , %	44,1	46,9	46,8
Выход гуминовых кислот общих, $(\text{HA})_{\lambda}^{\text{daf}}$ , %	19,1	19,1	19,1
Выход гуминовых кислот свободных $(\text{HA})_{\lambda}^{\text{daf}}$ , %	17,9	17,9	17,9
Расход щелочи на 1 кг угля, моль/кг	15,2	16,03	15,98
<b>Предварительная термообработка</b>			
Температура нагрева, °C	140	140	150
Время нагрева, час.	7,83	12,0	33,5
<b>Экстракция</b>			
Температура экстракции, °C	45-50	60	71-78
Время экстракции, мин.	60	60	45
Соотношение жидкого к твердому Ж:Т, л/кг	24,59	101,96	18,25
<b>Фильтрация и высушивание гуматов</b>			
12. Общий выход гуматов после фильтрации, % на daf	50,98	50,29	56,24
13. Масса сухих гуматов, г	-	1545,6	-
14. Выход сухих гуматов, %	-	85,8	-

Результаты проведенных испытаний на опытной установке и выход жидких гуматов калия в результате термовыщелачивания бурых углей Кангаласского месторождения представлены в таблице, из которой видно, что наибольшее значение выхода жидких гуматов калия оказался равным 56,24 % (эксперимент 3).

В эксперименте 2 определялся выход сухих гуматов (после испарения влаги), он составил 85,8 %. Следует отметить, что при этом содержание общих гуминовых кислот в исходном угле соответствовало 19,1 %, свободных гуминовых кислот - 17,9 %.

Таким образом, процесс термовыщелачивания бурых углей в опытной установке оказался эффективным.

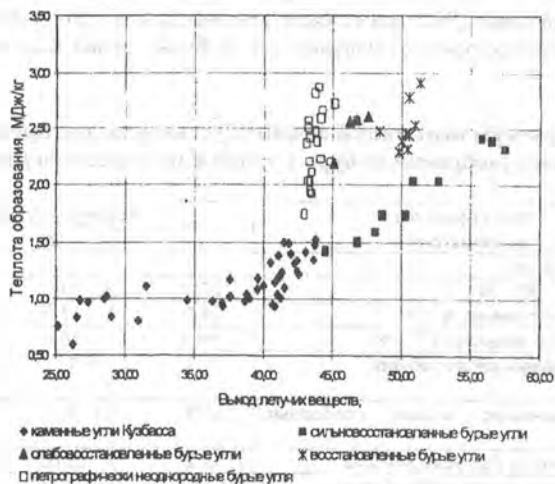


Рис. Зависимость теплоты образования углей от выхода летучих веществ

### Литература:

1. Добронравов В.Ф., Арцер А.С., Дунаевская А.Ф. и др. О показателях степени восстановления и степени метаморфизма в бурых углях Сибири и Дальнего Востока // Химия твердого топлива. 1982. №1. 38-44 с.
2. Кухаренко Т.А., Толчинская Р.Я. и др. Особенности окисления бурых углей Канско-Ачинского бассейна в пласте. //Химия твердого топлива. 1967. №2. 20-30 с.

## ОПИСАНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ ПРОЦЕССА СЕДИМЕНТАЦИИ ЧАСТИЦ УГЛЯ В ВОДОУГОЛЬНЫХ СУСПЕНЗИЯХ

Суспензии - грубодисперсные системы с твердой дисперсной фазой и жидкой дисперсионной средой. Границы дисперсности суспензий определяются границей коллоидной области (0,1 мкм), с одной стороны, и размерами частиц, быстро оседающих в обычных условиях (десятые доли мм) - с другой. Обычно частицы дисперсной фазы настолько велики (больше  $10^{-4}$  см), что оседают под действием силы тяжести (седиментируют).

Стесненное падение может иметь место только при разрыхленности материала, которая создает возможность для продвижения одних частиц относительно других.

Определение скорости стесненного осаждения частиц (седиментации) при помощи теоретических расчетов весьма затруднительно, поэтому прибегают к установлению закономерности стесненного падения путем соответствующей обработки экспериментальных данных. Одна из таких закономерностей была выведена Т.Г. Фоменко [1]; по ней скорость стесненного падения частиц зависит от скорости свободного падения и выражается:

$$V_{ст} = R * V_0; \text{ (см/с)} \quad (1)$$

где: R - безразмерный коэффициент, введенный Фоменко;  $V_0$  - свободная скорость падения частиц, см/с; d - диаметр частиц, см.

На основании полученных экспериментальных данных по  $V_{ст}$  и  $V_0$  в [1] были найдены значения R, а также получена криволинейная зависимость коэффициента R от диаметра частиц (d).

По имеющемуся ряду экспериментальных данных зависимости R от d методом наименьших квадратов было найдено уравнение, которое описывает экспериментальные данные [1]

$$R = 0.6 * d^{0.23} \quad (2)$$

На рисунке 1 показано, насколько кривая, полученная по формуле (2), соответствует экспериментальным данным. Коэффициент корреляции при этом составил 0.909.

На основании рисунка 1 можно сделать вывод о том, что имеет место существенное отклонение значений R, полученных по формуле (2), от значений R, полученных экспериментальным путем; причем, по мере увеличения размера частиц это отклонение увеличивается. Следовательно, и формула скорости стесненного падения частиц, приведенная в [1]:

$$V_{ст} = 0.6 * d^{0.23} * V_0; \text{ (см/с)} \quad (3)$$

будет давать значительные отличия от фактических значений.

Поэтому возникла необходимость в уточнении коэффициента R, рассчитываемого по формуле (2), а следовательно, и формулы (3) для определения скорости стесненного падения частиц. Для этого методом нелинейной регрессии с помощью программы "Statistica" для уравнения вида

$$y = b_0 * x^{b_1} \quad (4)$$

были найдены коэффициенты регрессии  $b_0$  и  $b_1$ , благодаря которым уравнение

$$R = 0.51 * d^{0.159} \quad (5)$$

наиболее точно описывает экспериментальные данные, приведенные в [1], что видно из рисунка 2.

Для проверки адекватности полученного уравнения (5) и значимости его коэффициентов регрессии необходимо найти критерии Фишера, Стьюдента и сравнить их с табличными значениями. Перечисленные критерии находят для уравнений линейного вида, поэтому обе части степенного уравнения (5) были приведены к линейному виду, т.е. прологарифмированы:

$$\lg R = \lg 0.51 + \lg d^{0.159} = -0.294089 + 0.159 * \lg d$$

Обозначив  $x = \lg d$ ,  $y = \lg R$ , получим линейное уравнение

$$y = -0.294 + 0.159 * x \quad (R = 0,924) \quad (6)$$

Для проверки уравнения (6), полученного логарифмированием, непосредственно по логарифмам данных [1] было также получено линейное уравнение регрессии, которое оказалось аналогичным уравнению (6).

Для этого уравнения t-критерии коэффициентов регрессии (-0.294 и 0.159) соответственно равны - 14,5 и 10,2. В обоих случаях  $t_{выч} > t_{табл} = 2.1$ , т.е. коэффициенты значимы. Расчетный F-критерий больше  $F_{табл} = 4.41$  и поэтому уравнение (6) адекватно описывает экспериментальные данные. На основании полученных результатов наиболее приемлемой для расчетов скорости стесненного падения частиц следует считать формулу:

$$V_{ст} = 0.51 * d^{0.159} * V_0; \text{ (см/с)} \quad (7)$$

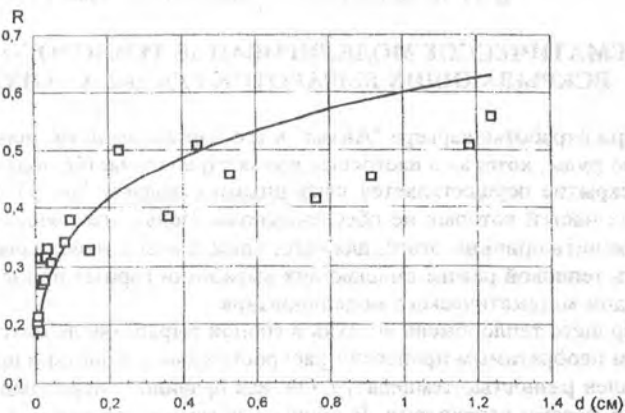


Рис 1. Зависимость коэффициента R от диаметра частицы по формуле /1/

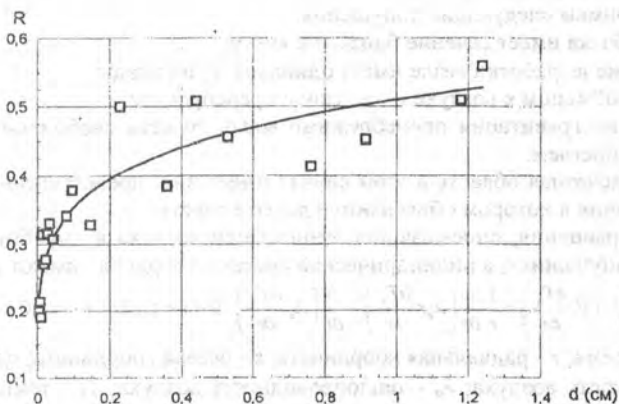


Рис 2. Зависимость коэффициента R от диаметра частицы по предлагаемой формуле /5/

#### Литература:

1. Фоменко Т.Г. Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1966. 331 с.



## МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕПЛООВОГО РЕЖИМА ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК РУДНИКА "АЙХАЛ"

При отработке карьера "Айхал" в его бортах осталось значительное количество руды, которая в настоящее время отрабатывается подземным способом. Вскрытие осуществляется наклонными стволами (рис.1), устойчивость устьевых частей которых не обеспечивается. Целью настоящей статьи является выяснение причин этого, для чего, прежде всего, необходимо проанализировать тепловой режим вмещающих выработки горных пород, что делается методом математического моделирования.

Процесс теплообмена воздуха в горной выработке является самопроизвольным необратимым процессом распространения теплоты в пространстве и обусловлен разностью температур. Он, как правило, сопровождается интенсивными фазами переходами. В общем случае его описывают несколькими нестационарными, трехмерными и нелинейными уравнениями (неразрывности, энергии, движения, диффузии и т.д.). Решение этих уравнений в общем случае затруднительно.

Примем следующие допущения:

- выработка имеет сечение близкое к кругу;
- сечение выработки везде имеет одинаковую площадь;
- массообменом в воздухе и в массиве пренебрегаем;
- влияние гравитации пренебрежимо мало, то есть свободной конвекцией пренебрегаем.

Расчетная область в этом случае имеет вид, представленный на рис.2, обозначения в котором объясняются далее в тексте.

Уравнения, описывающие теплообмен воздуха в выработке при принятых допущениях, в цилиндрической системе координат имеют вид [1]:

$$c\rho_a \left( \frac{\partial T_a}{\partial t} + V \frac{\partial T_a}{\partial z} \right) = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left( \lambda_a r \frac{\partial T_a}{\partial r} \right) + \frac{\partial}{\partial r} \left( \lambda_a \frac{\partial T_a}{\partial r} \right), \quad 0 < t < t_0, \quad 0 < r < r_0, \quad 0 < z < z_\infty. \quad (1),$$

где:  $t$  - время;  $r$  - радиальная координата;  $z$  - осевая координата;  $c\rho_a$  - объемная теплоемкость воздуха;  $\lambda_a$  - теплопроводность воздуха;  $T_a$  - температура воздуха;  $r_0$  - радиус выработки;  $z_\infty$  - длина выработки.

Если предположить, что в выработке преобладает конвективный теплоперенос и скорость изменения температуры воздуха во времени происходит гораздо быстрее, чем температуры пород в массиве, то процесс теплообмена воздуха в выработке можно считать стационарным и вкладом кондуктивного члена

$\frac{\partial}{\partial z} \left( \lambda_a \frac{\partial T_a}{\partial z} \right)$  в уравнении (1) можно пренебречь, и допуская, что теплообмен на

стенке выработки происходит по закону Ньютона относительно усредненной температуры  $\bar{T}_*$  с коэффициентом теплообмена  $\alpha$ , уравнение (5) преобразуется к простому виду

$$r_0^2 V_{\text{вр}} c \rho_* \frac{\partial \bar{T}_*}{\partial z} = 2\alpha(T_c - \bar{T}_*), \quad (2)$$

где  $T_c$  - температура пород на стенке выработки.

Для уравнения (6) необходимо одно граничное условие:

$$\bar{T}_*(0, t) = T_*^0(t), \quad (3)$$

где  $T_*^0(t)$  - температура подаваемого в выработку воздуха.

Начального условия для уравнения (2) не требуется, так как в них время  $t$  входит как параметр.

Процесс распространения тепла в массиве многолетнемерзлых горных пород удовлетворительно описывается уравнением типа Стефана, которое в нашем случае имеет вид:

$$(c\rho(T) + D\delta(T - T_{\phi})) \frac{\partial T}{\partial t} = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left( \lambda(T)r \frac{\partial T}{\partial r} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left( \lambda(T) \frac{\partial T}{\partial z} \right), \quad (4)$$

$$0 < t < t_0, \quad r_0 < r < r_{\infty}, \quad 0 < z < z_{\infty},$$

где:  $r_{\infty}$  - радиус теплового влияния выработки;  $c\rho(T)$  - объемная теплоемкость горных пород;  $D$  - скрытая теплота фазового перехода горных пород;  $T_{\phi}$  - температура фазового перехода горных пород;  $\delta$  - функция точечного источника ( $\delta$  - функция Дирака).

Для уравнения (4) требуются четыре граничных условия:

1. На границе  $r = r_0$  при  $t > 0$  принимаем теплообмен по закону Ньютона:

$$-\lambda(T) \frac{\partial T}{\partial r} = \alpha(\bar{T}_* - T). \quad (5)$$

2. На границе  $r = r_{\infty}$  при  $t > 0$  принимаем условие теплоизоляции:

$$\lambda(T) \frac{\partial T}{\partial r} = 0 \quad (6)$$

3. На границе  $z = 0$  при  $t > 0$  принимаем теплообмен по закону Ньютона:

$$-\lambda(T) \frac{\partial T}{\partial z} = \alpha_{\text{атм}}(T_{\text{атм}} - T). \quad (7)$$

где  $T_{\text{атм}}$ ,  $\alpha_{\text{атм}}$  - температура и коэффициент теплообмена атмосферного воздуха с массивом многолетнемерзлых пород (если температура подаваемого в выработку не регулируется, то  $T_*^0(t) = T_{\text{атм}}$ ).

4. На границе  $z = z_{\infty}$  при  $t > 0$  принимаем условие теплоизоляции:

$$\lambda(T) \frac{\partial T}{\partial z} = 0 \quad (8)$$

Кроме того, для уравнения (2) необходимо одно начальное условие - начальная температура горных пород, которую примем равной естественной температуре горных пород  $T_n$ , т.е. при  $r_0 < r < r_{\infty}$  и  $z_0 < z < z_{\infty}$  имеем

$$T(r, z, 0) = T_n(r, z) \quad (9)$$

Если выработка имеет некруглое сечение, то в качестве  $r_0$ , берется эквивалентный радиус  $r$ , по следующей формуле:

$$r = \frac{2S}{p}, \quad (10)$$

где  $S$  - площадь сечения выработки,  $p$  - периметр выработки.

Таким образом, для определения температуры воздуха в выработке и температуры массива вокруг выработки необходимо совместное решение уравнений (2), (4).

В нашем случае  $c\rho_v$  и  $V_{cp}$  не постоянны и решение описанных уравнений может быть произведено только численными методами. Применялся метод конечных разностей сквозного счета с применением метода суммарной аппроксимации [3,4,5].

Для реализации описанной математической модели разработана программа для ПЭВМ "T\_sch" на языке "FORTRAN PowerStation". Программа является универсальной и позволяет моделировать:

- подогрев и охлаждение подаваемого в выработку воздуха;
- влияние наличия сопряжений выработок путем изменения расхода воздуха по длине выработки (предполагается, что сопряжения находятся на расстояниях  $z_1, z_2, z_3, z_4$  от начала выработки) (рис. 2);
- наличие теплоизоляции, путем варьирования  $\alpha_{атм.}$  и  $T_{атм.}$ .

По этой программе был произведен вычислительный эксперимент, примеры результатов которого на третий год расчета представлены на рис. 3 и 4. Все результаты многовариантного вычислительного эксперимента представлены в [6].

На рис. 3 представлена в виде графиков зависимость температуры воздуха от длины выработки. Каждый график имеет четыре ответвления, соответствующих сопряжениям выработок. На рис. 4 представлены изотермы в приконтурной части массива горных пород. За протаиванием нужно следить по изотерме  $0^{\circ}\text{C}$ .

Как показывают расчеты, наиболее значимыми факторами, влияющими на температурное поле горного массива, являются: температура, скорость подаваемого в выработку воздуха и количество сопряжений.

Из предварительного анализа полученных данных следует, что длина участка выработки, где наблюдается протаивание, линейно зависит от скорости воздуха.

Глубина протаивания уменьшается с удалением от устья выработки и не превышает 1,4 м.

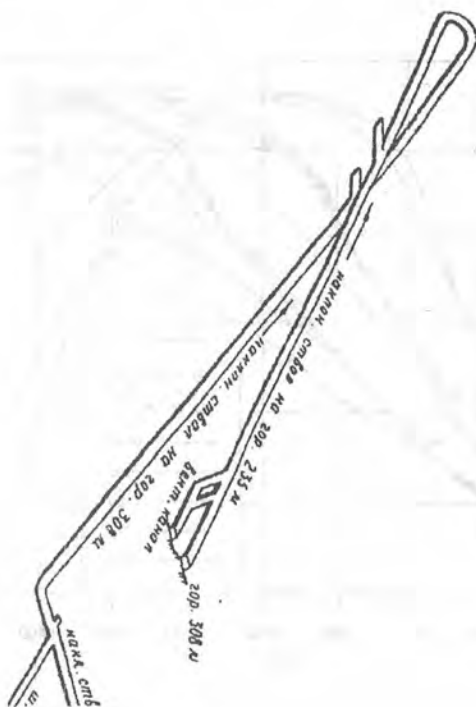


Рис. 1. Расчетная область

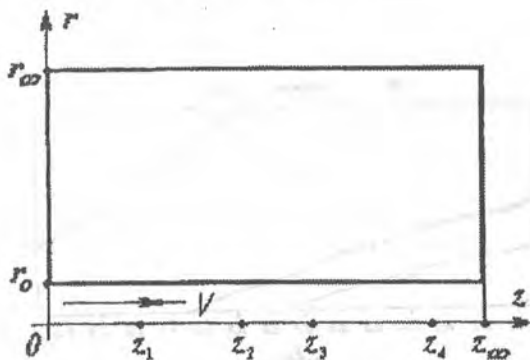


Рис. 2. Выкопировка из аксонометрической схемы вскрывающих выработок

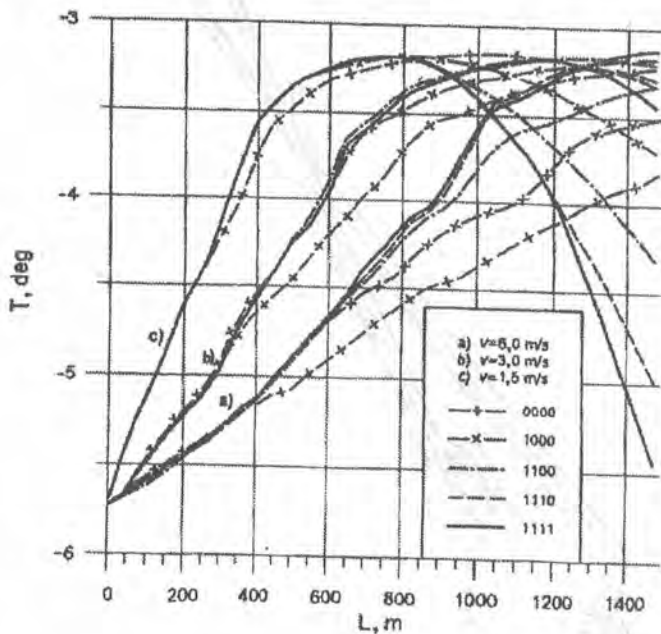


Рис. 3. График зависимости температуры воздуха от длины выработки при наличии четырех сопряжений на сентябрь третьего года расчетов

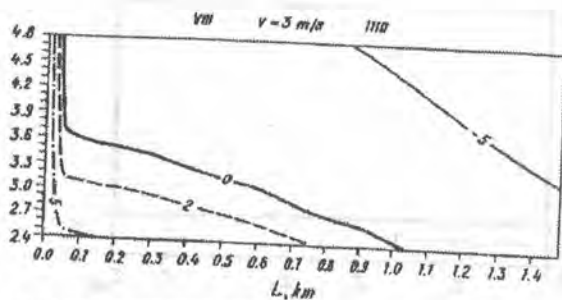


Рис. 4. Изотермы в приконтурной части массива горных пород, август, три сопряжения

## Литература:

1. Лыков А.В. Тепломассообмен: Справочник. М.: Энергия, 1971. 560 с.
2. Теоретические основы теплотехники. Теплотехнический эксперимент: Справочник / под общ. ред. В.А. Григорьева, В.А. Григорьева, В.М. Зорина. М.: Энергоатомиздат, 1988. 550 с.
3. Самарский А.А. Теория разностных схем. М.: Наука, 1977. 656 с.
4. Васильев В.И. Численное интегрирование дифференциальных уравнений с нелокальными граничными условиями. Якутск: ЯФ СО АН СССР, 1985. 160 с.
5. Изаксон В.Ю., Петров Е.Е. Численные методы прогнозирования и регулирования теплового режима горных пород области многолетней мерзлоты. - Якутск: ЯФ СО АН СССР, 1986. 95 с.
6. Отчет о НИР "Предварительные рекомендации по тепловому режиму и методам поддержания устьевых частей вскрывающих выработок на подземном руднике "Айхал" / научн. рук. д.т.н. Изаксон В.Ю., ИГДС СО РАН, ЯКУТСК: 1999.79 с.

*С.Е.Федорова, (ИГДС СО РАН)*

### **ИССЛЕДОВАНИЕ И ВЫБОР АНТИПИРОГЕНОВ ДЛЯ ПРОФИЛАКТИКИ САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЕЙ КАНГАЛАССКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Известно, что уголь и углесодержащие породы обладают способностью сорбировать кислород из воздуха. Развивающиеся при этом окислительные процессы приводят либо к самовозгоранию, либо к выветриванию угля. Пожары, возникающие вследствие самовозгорания угля, создают опасные условия для человека, обуславливают потери полезного ископаемого, приводят к большим материальным убыткам.

Самовозгорание угля в штабелях при его хранении на складах помимо того, что оно требует больших усилий на тушение пожара и перемещение, охлаждение и изоляцию разогретых масс угля, приводит к загрязнению окружающей атмосферы. Вследствие горения породных отвалов содержание окиси углерода, сернистого ангидрида и сероводорода на расстоянии до 2 км от отвалов превышает допустимые санитарные нормы.

В нашей стране и за рубежом выполнен большой объем научно-исследовательских работ по изысканию мер профилактики самовозгорания углей. Выбор способов и средств борьбы с самовозгоранием для каждого конкретного предприятия осуществляется с учетом местных условий и экономической целесообразности.

Опыт эксплуатации Кангаласского угольного разреза, расположенного в 45 км от г. Якутска, показывает целесообразность и эффективность разра-

ботки угольного месторождения в условиях многолетней мерзлоты открытым способом. Уголь разреза является надежным источником топлива для предприятий г. Якутска и близлежащих районов.

Одним из факторов, осложняющих работу разреза, является окисление и самовозгорание углей при их складировании. Специфика северо-востока страны, где основным видом транспорта для доставки угля является водный (который функционирует в течение только 3-4 месяцев в году) предполагает длительное хранение угля в штабелях, при этом появляется реальная возможность возникновения эндогенных пожаров. Опыт эксплуатации угольных складов показывает частые случаи их самовозгорания, что приносит большие убытки предприятию. В связи с этим разработка рекомендаций по предупреждению эндогенных пожаров является актуальной задачей.

В 1997 г. были проведены температурные исследования за самовозгоранием угля на складе Кангаласского угольного разреза. Температурные наблюдения проводились с помощью семи специальных труб длиной 0,8 -1 м, помещенных в скопление угля и прибора ТЭТ-2. К началу замеров уголь в некоторых местах был уже сильно разогрет. По результатам исследований построен график (рис.1).

За время наблюдения температура угля в замерной станции №4 поднялась до 70°C, №5 – до 80°C. На расстоянии 6 м от данной скважины произошло возгорание угля. В связи с этим по распоряжению администрации разреза горящая и разогретая часть угля была вывезена и наблюдения прекращены. В точках 1, 2, 3, 6, 7 повышение температуры было более равномерным (не более 48°C).

Результаты проведенных исследований показали, что при складировании на слой прошлогоднего угля значительно сокращается инкубационный период самонагревания. Перед началом складирования площадка должна быть полностью очищена, а при невозможности этого угольный склад рекомендуется формировать на новой площадке.

В последнее время для предупреждения самовозгорания угля все более широкое распространение получили методы с использованием различных веществ, называемых антипирогенами. Термин «антипироген» введен академиком А.А.Скочинским [1] для обозначения всех веществ, которые активно тормозят процессы окисления и препятствуют самовозгоранию углей и углестых пород. Их применяют как для предварительной обработки угля, так и для подавления очагов самонагревания и самовозгорания.

В нашей стране проведены исследования по изысканию различных антипирогенов для профилактики самовозгорания углей. Выбор антипирогенов производится с учетом конкретных условий предприятия - физико-химических характеристик угля, наличия тех или иных составов, технико-экономических соображений.



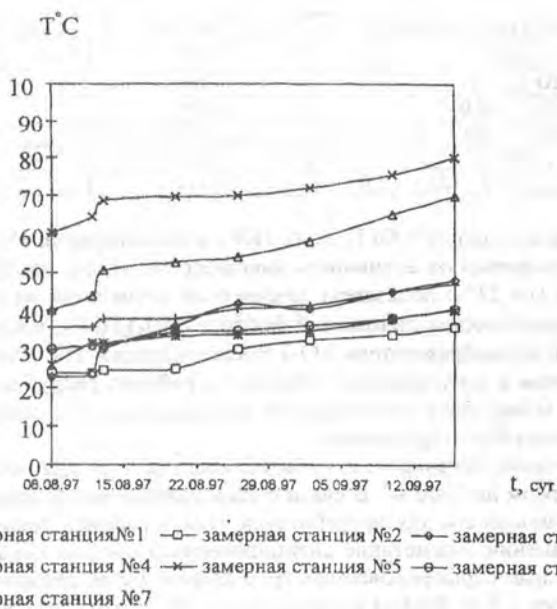


Рис. 1 Результаты температурных исследований процесса самонагрева мерзлых углей.

Совместно с сектором профилактики эндогенных пожаров НИИОГР (г. Челябинск) в ИГДС СО РАН впервые испытано на углях Кангаласского разреза (пласт «Нижний») влияние некоторых антипирогенных составов на химическую активность по сорбционному методу ИГД им. А.А.Скочинского [2]. Исследование заключалось в том, что в уголь добавлялось определенное количество антипирогенов и проводился опыт по изменению сорбционной способности. Проведено около 80 испытаний. Выбор составов был определен в основном из-за наличия их в нашей республике, т.к. специальный завоз извне экономически не всегда оправдан.

Результаты лабораторных исследований по снижению химической активности углей при использовании различных антипирогенов приведены в табл.1.

Результаты исследования антипирогенных составов

Антипирогены, концентрация, %	$U_{25}$ , мл/г·час	Снижение $U_{25}$ , %
$H_2O$	0,157	—
ПО-1, - 1,0	0,169	—
KCl, - 20,0	0,170	—
KCl, - 20,0 + ПО-1, - 1,0	0,132	16
$(NH_4)_2 HPO_4$ , - 20,0	0,141	10
$(NH_4)_2 HPO_4$ , - 20,0 + ПО-1, - 1,0	0,115	27

Как видно из данных табл. 1., вода, ПО-1 в концентрации 1%, KCl - 20% не влияют на химическую активность кангаласских углей, наибольший эффект снижения (на 27%) показателя химической активности из исследованных составов имеет состав диаммоний фосфата  $(NH_4)_2 HPO_4$ , в концентрации 20% с добавкой пенообразователя ПО-1 в концентрации 1%. Данный состав имеется в наличии в организациях г. Якутска и районах республики – потребителях угля и может быть рекомендован для профилактики самовозгорания углей Кангаласского месторождения.

Использование антипирогенов обычно практикуется для небольших навалов угля объемом до 1000 м<sup>3</sup>. В связи с этим данный метод наиболее целесообразно рекомендовать для потребителей угля в районах республики при длительном хранении. Нагнетание антипирогенного состава осуществляется насосом с помощью перфорированных труб длиной 1-2 м, внедряемых в скопление угля через 2-3 м. Расход антипирогена - 10-20 л/м<sup>3</sup>. При необходимости (вымывание дождем раствора, длительный срок хранения и др.) производится повторная обработка.

Учитывая значительное ухудшение качества кангаласского угля при нагревании в результате окисления, обработка антипирогеном будет оправдана.

На основании проведенных экспериментов при длительном хранении Кангаласских углей рекомендуется применение антипирогена диаммоний-фосфата в концентрации 20% с добавкой пенообразователя ПО-1 в концентрации 1%.

#### Литература:

1. Скочинский А.А., Макаров З.С. Исследования о применении антипирогенов при борьбе с рудничными пожарами эндогенного происхождения. М.: Изд-во АН СССР. 1949. 237 с.
2. Разработка рекомендаций по профилактике самовозгорания углей на складах. Отчет о хозяйственной работе (закл.) / Ин-т горн. дела Севера СО РАН, руководитель Е.Н.Чемезов. – Шифр темы П – 91/07. Якутск, 1991. 112 с., прил.

## **ОЦЕНКА ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД, НАСЫЩЕННЫХ МОЛЕКУЛЯРНЫМИ СОЕДИНЕНИЯМИ**

Укрепление горных пород в настоящее время осуществляется преимущественно с использованием классического метода – цементации, который постоянно совершенствуется. С этой целью для улучшения качества механических показателей вводят в цементный раствор различные минеральные и синтетические наполнители (керамзит, диатомит, туф и т.п.).

Быстротвердеющие облепченные цементные растворы обладают рядом серьезных недостатков, затрудняющих возможность их применения: необходимость завоза большого количества заполнителей заводского приготовления, в герметической упаковке; необходимость введения большого количества заполнителя (до 40-60% объемн.); необходимость применения специальных, дефицитных химических реактивов [1]. При этом такой способ может быть применен только в породах с трещинами не менее 0,12-0,2 мм. Породы с тонкой трещиноватостью и рыхлые отложения требуют других способов их укрепления.

Одним из способов повышения прочности горных пород при проведении горных выработок является химический. Для этой цели применяются химические растворы, которые укрепляют мелкозернистые и тонкотрещиноватые породы. Укрепление пород химическим способом производится также путем принудительного нагнетания в трещины и поры химических реагентов в жидком состоянии. При этом раствор из пор и трещин вытесняет пластовую воду и заполняет их. В поровом пространстве происходит химическая реакция с составляющими пластовой воды и другими компонентами минерального состава породы, с образованием твердых устойчивых продуктов, заполняющих поры и трещины. В результате происходит изменение прочностных свойств и проницаемости горной породы.

Например, широкоизвестный способ укрепления пород методом двуростворной силикатизации описывается в работе [2].

Известны также способы закрепления горных пород на основе смол мономеров акриламида, гипана и т.д.

Растворы смол, применяемые для химического укрепления пород, должны обладать соответствующими свойствами, вязкость должна позволять произвести требуемые операции с раствором, отверждение должно совпадать со сроками процесса: иметь высокую адгезию с поверхностью пород. Прочность горной породы (показатель одноосного сжатия) должна повышаться в результате отверждения раствора и процесса кальмотации, который уменьшает водопроницаемость среды. Наряду с этим растворы должны проявить устойчивость против внешних воздействий.

Однако, промышленное использование их ограничивается специфическими условиями процесса, доставкой растворов акриламида и гипана в пласт, исключая контакт с пластовой минерализованной водой, посредством разделения их нейтральной жидкостью (пресной водой); строгое ограничение объема пресной воды для улучшения условий полимеризации раствора акриламида и коагуляции гипана в пластовых условиях [3].

Химические способы закрепления горных пород в условиях Севера требуют дополнительные затраты для перевозки в труднодоступные отдаленные районы. Наряду с этим при низкой отрицательной температуре атмосферного воздуха и при отрицательной температуре массива горных пород для подогрева гидрофобных уплотняющих материалов расходуется значительное количество энергетических затрат.

Из данного краткого обсуждения вытекает научная и практическая значимость дальнейших глубоких исследований, связанных с применением новых доступных местных природных материалов, которые бы способствовали более экономичному изолированию и надежному укреплению больших пространств горных выработок в процессе разработок полезных ископаемых. Наряду с этим перспективность таких исследований включает обстоятельный учет и своевременное проведение мероприятий по сохранению экологии нежной Северной природы.

Для частичного заполнения данного пробела авторами предпринята настоящая работа. Предложены способы изоляции горных выработок от притока подземных вод с использованием природных материалов – воды, компонентов нефти, содержащихся в пласте (массиве) обрабатываемого горного массива [4,5].

В природе известен и исследован обширный класс соединений – нестехиометрические соединения включения – клатраты [6,7]. Их символически относят к химическим соединениям, так как они имеют строго определенный состав, но это – соединения молекулярного типа, возникающие за счет вандерваальсовых сил. Химическая связь у клатратов отсутствует, поскольку при их образовании не происходит спаривания валентных электронов и пространственного перераспределения электронной плотности в молекуле.

Клатрат происходит от латинского слова «Clathratus» (клетка, замкнутый, окруженный со всех сторон) и подчеркивает природу таких соединений. Таким образом, клатраты – соединения, образованные путем включения молекул, обозначаемых «гостями» в полости каркаса, полученного из молекул другого сорта (вещества), которые называются «хозяевами», или может быть в полости одной большой молекулы – «хозяина». Обычно между молекулами "гостя" и "хозяина" отсутствуют любые взаимодействия, кроме вандерваальсовых. Следовательно, термодинамическая устойчивость этих соединений обеспечивается геометрией расположения молекул – "гостей" в полостях каркаса "хозяина", которые приводят к выигрышу энергии по сравнению с энергией составляющих, исходных компонентов в свободном состоянии.

Такое явление наблюдается в соединениях аргона, криптона, ксенона, с гидроксидом (клатраты), нормальных углеводородов  $C_1-C_5$ ,  $H_2S$ , легкокипящих органических жидкостей, галогенопроизводных углеродов  $C_1-C_4$ , циклических и простых эфиров и т.д. с водой (кристаллогидраты), углеводородов нормального строения ( $C_5-C_{16}$ ) с мочевиной (клатраты).

Кристаллогидраты газов и жидкостей представляют собой белые более твердые соединения, напоминающие рыхлый лед или снег, а клатраты углеводородов ( $C_5-C_{16}$ ) с мочевиной – белые кристаллические вещества. Их физико-химические свойства широко освещены в работах [6,7].

Клатратные соединения мочевины представляют собой твердые кристаллические соединения, обладающие повышенной механической прочностью и адгезией, неагрессивны к горным породам, безопасны при обращении, стабильны в среде высокоминерализованной пластовой воды. На основе этих исследований нами были выполнены следующие эксперименты.

### Экспериментальная часть

Для оценки изменения прочностных свойств горной породы при клатратообразовании был выбран метод одноосного сжатия. Данный метод является наиболее простым и более удобным для оценки прочностных свойств горных пород.

Испытания проводятся на цилиндрических образцах с диаметром круга равным 26 мм и высотой 5 мм. Методика испытаний описана в литературе [8]. Величина предела прочности при одноосном сжатии определяется по формуле:

$$\sigma_{\text{ок}} = \frac{9P}{F(7 + 2\frac{d}{h})} \text{ кг/см}^2$$

$P$  - разрушающая нагрузка, кг;

$F$  - площадь поперечного сечения,  $\text{см}^2$ ;

$d$  и  $h$  - диаметр и высота образца, мм.

В качестве образцов использовались песчаники и доломиты из метегерской свиты трубки "Мир", клатратообразователями были пентан и гексан. Насыщение образцов клатратами осуществляется при температуре выше равновесной ( $+5^\circ$ ). Предварительно составляется смесь водного раствора мочевины ( $CO(NH_2)_2$ ) и гексана ( $C_6H_{14}$ ). Массовое соотношение реагентов избирается исходя из формулы:  $m=0,653 n + 1,5$ , где  $m$  - число молей необходимое для образования клатрата,  $n$  - число атомов углерода в алканах.

Образцы горных пород, насыщенные данным раствором, термостатируются при  $0^\circ\text{C}$  в течение 2 - 4 ч. В течение этого времени поры и трещины горных пород насыщаются клатратами. Клатратонасыщенные образцы подвергаются испытаниям на прочность. Данные испытаний приведены в табл.1.

Таблица I

## Изменение предела прочности клатратонасыщенных горных пород

№	Порода	Изменение открытой пористости		Изменение предела прочности, МПа		Увеличение предела прочности (кратность)
		До клатратообразования	После клатратообразования	до клатратообразования	После клатратообразования	
1	Песчаники	22	14,6	21	46	2,2
2	Песчаник	24	15,0	20	44	2,2
3	Песчаник	28	15,5	18	57	3,2
4	Песчаник	30	16,6	18	63	3,5
5	Доломиты	10	6,6	3,0	4,5	1,5
6	Доломиты	11	7,3	3,0	4,5	1,5
7	Доломиты	16	10,6	2,9	5,2	1,8
8	Доломиты	18	12,0	2,8	5,0	1,8

Лабораторные эксперименты показали положительное влияние насыщения молекулярными соединениями канального типа гексана с мочевиной на предел прочности песчаников и доломитов. Наибольшее увеличение прочности наблюдается у песчаников, которое достигает 3,5 раза. У доломитов увеличение прочности достигает 1,5 раза. Заметное увеличение предела прочности наблюдается у более рыхлых горных пород.

Проведены эксперименты клатратообразования из нефти Чарской свиты в поровом пространстве горных пород и оценены изменения предела прочности клатратонасыщенных пород. Для испытания использовались те же горные породы. Данная нефть имеет плотность  $0,902 \text{ г/см}^3$ , вязкость  $243,5 \text{ мм}^2/\text{с}$ ., содержание нормальных алканов составляет 0,34%. Меньшее содержание алканов в нефти затрудняет интенсивное образование клатратных соединений в поровом пространстве. Наряду с этим в составе нефти содержится 1,25% асфальтогеновых кислот, в составе пластовой воды имеется хлоридно-кальциевые соли, которые оказывают ингибирующее действие на клатратообразование. В результате в поровом пространстве заметное насыщение твердыми кристаллами молекулярного соединения не происходит.

Тяжелая фракция нефти состоит из мальтено-нормальных углеводородов (40,08%), нафтено-ароматических углеводородов (19,11%), бензольных смол (24,6%), спирто-бензольных смол (9,80%) и асфальтенов (2,07%), которые в поровом пространстве находятся в жидком состоянии. Для заметного изменения предела прочности горных пород следует провести мероприятия по отверждению указанных составляющих нефти.

Для оценки изолирующей способности молекулярных соединений (клатратов) в поровом пространстве горных пород и их стабильности в среде высокоминерализованной пластовой воды были проведены эксперименты на

лабораторной установке для определения проницаемости гидратонасыщенных горных пород, описанной в работе [9].

С этой целью испытывались образцы кернов из доломита. Предлагаемая в качестве реагента-клатратообразователя мочевины не обладает выраженным токсическим свойством, поставляется промышленностью в виде кристаллического порошка, хорошо растворима в воде (108г/100г); мочевины не оказывает разрушающего действия на горные породы.

Для образования клатратов мочевины и *n*-алканов использовались нефть, индивидуальный метаново-нафтенный состав фракции, которой приведен в табл. 2. Здесь же даны расчетные количества необходимой мочевины для образования клатратов.

Таблица 2  
Расчетное количество мочевины для 1 м<sup>3</sup> горной породы

Н-алканы	Процент Относительное	Содержание в 1 м <sup>3</sup> горной породы, кг	Количество, кг CO(NH <sub>2</sub> ) Необходимое для клатратообразования
Н.к.	5,64	0,12	0,4
НС <sub>13</sub> +НС <sub>15</sub>	39,84	0,87	2,855
НС <sub>16</sub> +НС <sub>20</sub>	37,14	0,81	2,59
НС <sub>21</sub> +НС <sub>24</sub>	12,30	0,27	0,83
НС <sub>25</sub> +НС <sub>27</sub>	3,61	0,08	0,25
НС <sub>28</sub> +Н.к.	1,46	0,033	0,82
Σ	100	2,19	7,745

Нормальные алканы нефти, начиная с C<sub>4</sub>H<sub>10</sub> и выше, образуют с мочевиной твердые кристаллические соединения канального типа, которые можно выразить формулой:



где *m* – число молекул мочевины, приходящее на одну молекулу алкана; *n* – натуральные числа *n* > 4.

В соответствии с этой формулой необходимое количество мочевины для клатратообразования с *n*-алканами данной нефти в объеме 1 м<sup>3</sup> породного массива равно 7,745 кг. При этом 7,745 кг мочевины обеспечивает связывание более 2,19 кг *n*-алканов нефти.

В табл. 3 представлена оценка эффективности и надежности изоляции водопритока для доломита.

Как видно из табл.3, предложенный способ обладает высокой водоизолирующей способностью, стабильностью изоляции во времени.



## Изменение проницаемости при клатратообразовании

Месяцы	Коллекторные свойства горной породы		Проницаемость породы для воды		Снижение Проницаемости (кратность)
	Пористость, %	Нефтенасыщенность	До обработки $M_d C_n$	После обработки $M_d C_n$	
0	15	0,5	100	0,5	200
1		0,2		0,5	200
3		0,2		0,5	200
0	20	0,4	300	2,0	150
1		0,15		2,0	150
3		0,15		2,0	150

Использование данного способа позволит существенно повысить эффективность и надежность изоляции горных пород, представленных песчаниками, доломитами, известняками, за счет повышения механической прочности, адгезии к горной породе и стабильности тампонирующего материала в среде высокоминерализованной пластовой воды.

## Заклучение

1. Установлено образование и устойчивость клатратных соединений гексана пентана и n-алканаов нефти с мочевиной в поровом пространстве горных пород.

2. Определено влияние клатратообразования на предел прочности и проницаемость горных пород, зависимости его от пористости.

3. Выявлена возможность использования клатратных соединений в качестве тампонирующего материала для изоляции горных выработок от потока подземных вод.

4. Интенсивность образования клатратов нефти и зависит от ее состава и содержания в ней солей. Малое содержание n- алконов в составе нефти. Чарской свиты и высокое содержание асфальтогеновых кислот (ингибиторов) вызывают необходимость исследования по выбору катализаторов клатратообразования.

## Литература:

1. Бакшутев В.С. Минерализованные тампонажные растворы для цементирования скважин в сложных условиях. М.: Недра, 1986. 270 с.
2. Амурский Б.С., Клыков Я.Л., Сибирский Ю.А., Шереметьев Н.Т. Проведение капитальных наклонных выработок. М.: Недра, 1980. 269 с.
3. Юмадилов А.Ю. Изоляция пластовых вод. М.: Недра, 1976. ч. III.

4. Ларионов В.Р., Федосеев С.М., Шукин В.Н. А.с.№1289981. Б.И.№6 15.02.87.
5. Ларионов В.Р., Федосеев С.М., Апросимова С.А. Патент РФ. №2012775. Б.И.№9 15.05.94.
6. Бык С.Ш., Макагон Ю.Ф., Фомин В.И. Газовые гидраты. М.: Химия, 1980. 296 с.
7. Нестехиометрические соединения включений. Под ред. Л.Манделькорна. М.: Химия, 1971. 400 с.
8. Турчанинов И.А., Медведев Р.В., Панин В.И. Современные методы комплексного определения физических свойств горных пород. Л.: Недра, 1967. 200 с.
9. Ларионов В.Р., Федосеев С.М., Иванов Б.Д. Перспективы использования газовых гидратов в горном деле. Якутск, 1995. 120 с.

Г.П. Довиденко, (ЯГУ)

### РАСЧЕТ ОБЪЕМА УПЛОТНЕННОГО ЯДРА ПРИ УДАРНОМ РАЗРУШЕНИИ

Используя расчетные формулы работы [1], определены величины объема уплотненного ядра при ударном разрушении мерзлых горных пород на ЭВМ. При этом в машину введены следующие входные данные:

$S_{кор} = 12,56 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$ ;  $S_{шт} = 4,91 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$ ;  $S_{штока} = 11,34 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$ ;  
 $S_{пориши} = 38,47 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$ ;  $S_{лз} = 0,42 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$ ;  $l_{пориши} = 0,21 \text{ м}$ ;  $l_{штока} = 0,168 \text{ м}$ ;  
 $L_{шт} = 2 \text{ м}$ ;  $l = 32 \cdot 10^{-3}, 42 \cdot 10^{-3}, 50 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ ;  $\rho_{ст} = 7,8 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ ;  $\rho_{лз} = 14,1 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ ;  
 $C = 5,1 \cdot 10^3 \text{ м/с}$ ;  $C^* = 4,3 \cdot 10^3 \text{ м/с}$ ;  $\mu_{лз} = 0,5$ ;  $E_{пор} = 0,24$ ;  $\sigma_{сж} = 39 \cdot 10^{10} \text{ Па}$ ;  
 $\sigma_{раст} = 0,64 \cdot 10^{10} \text{ Па}$ ;  $\sigma_{сж} = 7,5 \cdot 10^6 \text{ Па}$ ;  $\sigma_{раст} = 2,1 \cdot 10^6 \text{ Па}$ ;  $\sigma_{сав} = 3,96 \cdot 10^6 \text{ Па}$ ;  
 $R_2 = 3,5 \cdot 10^{-2} \text{ м}$ ;  $h_0 = 1 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ ;  $f = 0,24$ ;  $n = 35 \text{ с}^{-1}$ ;  $t = 300 \text{ с}$ ;  $K_m = 2 \cdot 10^8$ ;  
 $2\gamma = 10, 50, 70, 90, 110, 130, 150^\circ$ ;  $Q = 20, 40, 60, 80, 100, 120, 140, 160 \text{ Дж}$ .

Результаты расчетов приведены в табл. 1 и 2.

Таблица 1

#### Объем ядра в зависимости от угла приострения лезвия коронки (при энергии удара $Q = 80 \text{ Дж}$ )

Угол приострения инструмента $2\gamma$ , град	Объем уплотненного ядра, мм <sup>3</sup>		
	$l = 32 \text{ мм}$	$l = 42 \text{ мм}$	$l = 50 \text{ мм}$
30	4,414	4,961	5,487
50	4,216	4,800	5,360
70	4,076	4,690	5,279
90	3,958	4,601	5,216
110	3,844	4,519	5,162
130	3,722	4,436	5,114
150	3,569	4,344	5,074

Анализ данных табл. 1 показывает, что с увеличением угла приострения лезвия коронки наблюдается тенденция уменьшения объема ядра, а с увеличением длины лезвия - увеличение объема ядра. Данные табл. 2 показывают, что с увеличением энергии удара и длины лезвия величина объема ядра увеличивается.

Таблица 2

**Объем ядра в зависимости от энергии удара  
при угле приострения  $2\gamma = 90^\circ$**

Энергия удара, Дж	Объем уплотненного ядра, мм <sup>3</sup>		
	l = 32 мм	l = 42 мм	l = 50 мм
20	2,036	2,344	2,638
40	2,839	3,283	3,709
60	3,448	4,000	4,527
80	3,958	4,601	5,216
100	4,405	5,129	5,821
120	4,801	5,606	6,368
140	5,176	6,043	6,870
160	5,518	6,449	7,338

Сравним величину расчетного объема ядра с объемом ядра, полученного как сумма объемов пылинок при эксперименте на стенде СИРП-1, созданном в ИГДС [2]. Описание этого стенда и методика отбора проб пыли детально рассмотрены в работе [2]. Количество пылинок размером менее 10 мкм подсчитывалось прибором АЗ-5, а пылинок с 10 мкм до 2 мм - с помощью автоматического минералогического анализатора АМА-1 ("Контраст").

Так как приборы фиксировали линейный размер пылинок, объемы пылинок определяли по формуле:

$$V_{Mi} = \frac{\pi}{6} l_i^3 \cdot n_i \quad (1)$$

где:  $V_{Mi}$  - объем пылинок в модели, мм<sup>3</sup>;  $l_i$  - линейный размер пылинок, мм;  $n_i$  - количество пылинок  $i$ -го размера, шт.

Вычисление объема пылинок при переходе от модели к натуре осуществлялось по формуле:

$$V_{Ni} \div V_{Mi} = K_M^3 = 2,1^3 \quad (2)$$

где:  $V_{Ni}$  - объем пылинок в натуральных условиях, мм<sup>3</sup>;  $K_M$  - переходный коэффициент масштаба от модели к натуре.

Вывод этого коэффициента приведен в работе [3]. В табл. 3 даны результаты эксперимента при разрушении мерзлых горных пород Куларского месторождения ПО "Якутзолото", которые получены на установке СИРП-1.

При этом энергия удара  $Q = 49$  Дж, угол приострения долотчатого наконечника  $2\gamma = 110^\circ$ , длина лезвия  $l_M = 20 \cdot 10^{-3}$  м ( $l_H = 20 \cdot 10^{-3}$ ,  $2,1 = 42 \cdot 10^{-3}$  м), температуры породы  $t_{пор} = -8^\circ$  С.

Расчетная величина объема ядра при  $l = 42 \cdot 10^{-3}$  м,  $h_0 = 0,883 \cdot 10^{-3}$  м,  $Q = 49$  Дж,  $2\gamma = 110^\circ$  и при остальных вышеуказанных параметрах  $V_{рас} = 3,91$  мм<sup>3</sup>, причем величина сближения (высота ядра)  $h_\alpha = 1,13$  мм.

Таким образом, расчетная величина объема ядра сравнительно хорошо согласуется с экспериментальными данными, ошибка колеблется в пределах от 3 до 10 %.

В работе [4] установлено, что при действии одной сосредоточенной силы на полуплоскость область разрушения является полуокружностью с центром в точке приложения силы с радиусом  $(M/C_*)^{1/2}$ , где:  $M$  - постоянная, численная величина которой пропорциональна моменту диполя;  $C_*$  - постоянная, характеризующая физические свойства разрушаемой породы. Если за форму ядра уплотнения принять полусферу, то можно вычислить ее диаметр:

$$V_s = \frac{2}{3} \pi R^3 \quad (3),$$

отсюда при  $V_s = 3,91$  мм<sup>3</sup> имеем  $d_s = 2,46$  мм, эта величина меньше, чем найденный максимальный диаметр пылевого ядра в трудах ИГД им. А.А.Скочинского. На самом деле фактический диаметр пылевого ядра может быть меньше или больше, чем величина 2,46 мм, так как ядро не имеет идеальную форму, как сфера.

Таблица 3

Количество и объем частиц пыли

Размеры пылинок, мм	Кол-во частиц пыли в модели $N_{м1}$ , шт	Объем частиц пыли в натуре $V_{н1}$ , мм <sup>3</sup>
0,4	1755700	0,05445827 $10^{-2}$
0,6	1280400	0,13403653 $10^{-2}$
0,8	1134900	0,28161842 $10^{-2}$
1,0	640200	0,3102767 $10^{-2}$
2,0	388000	1,5043719 $10^{-2}$
4,0	100880	3,1290936 $10^{-2}$
7,0	10670	1,7737484 $10^{-2}$
10	3880	1,8804649 $10^{-2}$
20	1820	7,0565817 $10^{-2}$
30	1350	17,6652130 $10^{-2}$
40	1250	38,7716350 $10^{-2}$
50	1250	75,7258510 $10^{-2}$
60	1000	104,685670 $10^{-2}$
70	743	123,51486 $10^{-2}$
		$\Sigma V_{н1} = 3,77$ мм <sup>3</sup>

Предложенный расчет объема ядра уплотнения позволит прогнозировать запыленность воздуха при бурении ударным способом. Так, приведенные результаты расчета объема ядра уплотнения для пород Куларского месторождения довольно хорошо согласуются с замерами запыленности при бурении шпуров перфоратором ПП-63.

Согласно определенному объему ядра уплотнения  $V_{\text{я}} = 3,91 \text{ мм}^3$ , количество пыли, выделяющееся при бурении одного шпура, будет равняться 74 г пыли при весе выбуриваемой породы из шпура 5230 г, что составит фактически от 520 до 840 мг/м<sup>3</sup>.

#### Выводы:

1. Основной объем пыли при ударном бурении мерзлых горных пород образуется в ядре уплотнения, поэтому воздействие на пыль надо осуществлять в самом очаге пылеобразования и создавать такие инструменты разрушения, с такими техническими характеристиками, при которых наблюдалось бы наименьшее пылевыведение. Сравнение экспериментальных данных величины объема уплотненного ядра с расчетными дает хорошую сходимость в рамках инженерных расчетов.

2. В случае разрушения ударными инструментами мерзлых горных пород особо следует учесть зависимость напряжений от их температуры и влажности, т.е. должны определяться корреляционные формулы определения  $\sigma_{\text{раст}}(t_{\text{пор}}, W)$ ,  $\sigma_{\text{сж}}(t_{\text{пор}}, W)$ ,  $\sigma_{\text{сое}}(t_{\text{пор}}, W)$ .

#### Литература:

1. Александров Е.В., Соколинский В.Б. Прикладная теория и расчеты ударных систем. М.: Наука, 1969.
2. Куренчанин В.К., Дьяконов Г.Д. Стенд для исследования пылеобразования при разрушении горных пород // Бюллетень. Открытия и изобретения, промышленные образцы, товарные значки. Авт. св. № 273795. М.: 1975, № 22.
3. Чемезов Е.Н. Основные направления обеспыливания шахт и рудников Севера. Якутск: ЯФ СО АН СССР, 1984.
4. Слепцов А.Е., Софронов С.Т. Исследование ударных разрушений горных пород одиночными и спаренными инденторами в рамках гидродинамической модели // ФТПРПИ. 1986. № 3.

## РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ ЭКСПЛУАТАЦИИ КАРЬЕРНОГО ГОРНО-ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ В УСЛОВИЯХ КРАЙНЕГО СЕВЕРА

Добыча полезных ископаемых на Севере будет увеличиваться за счет строительства новых разрезов /Эльгинское месторождение/, где сосредоточены большие запасы угля, а также за счет более эффективного использования действующих разрезов. При сложной экономической ситуации в стране сохранят и даже повысят свое значение разрезы с небольшой годовой производительностью.

В настоящее время на разрезах Севера используют большое количество горно-транспортного оборудования отечественного /ЭКГ-8И, ЭКГ-20, ЭКГ-10, ЭКГ-15, ЭКГ-12, 5, ЭПШ-10/70, СБШ-250, СБШ-320, БелАЗ/ и зарубежного /М-201, М-301, К-60, ОМ-Н, Комацу, Дрейсер/ производства. Рост парка горно-транспортного оборудования сопровождается качественным его изменением за счет увеличения единичной мощности, грузоподъемности транспортных средств, создания более надежного и ремонтнопригодного оборудования. По мере перехода на использование горно-транспортного оборудования большой единичной мощности важное значение приобретает повышение требований к его надежности, так как аварийный простой приносит большие потери объемов производства.

Опыт эксплуатации оборудования на разрезах Севера /ГУП "Якутуголь"/ показывает, что используют его недостаточно эффективно. Значительны простои из-за несовершенства системы техобслуживания и ремонта, недостатков в организации горных работ, низкой надежности и ремонтнопригодности оборудования.

Основной задачей эффективного использования горно-транспортного оборудования на Севере является создание условий безаварийной его работы с максимальной производительностью и наименьшими эксплуатационными затратами - которые в условиях Севера в 3-5 раз выше.

Поддержание эксплуатационных свойств оборудования на необходимом уровне может быть обеспечено грамотной организацией эксплуатации техники. При этом минимальный износ деталей достигается работой оборудования на нормальных режимах без перегрузки, качественной организацией техобслуживания и ремонта. Для этого необходима система управления качеством эксплуатации оборудования, в основе которой лежит методика оценки уровня качества горных машин, разработанная в МГГУ. Согласно этой методике определяют количественную характеристику выполняемой машиной основной функции /функциональный критерий/. В качестве главного параметра берется полезная /функциональная/ работа, выполненная каждой машиной комплекса /буровой станок, экскаватор, автосамосвал/ за определенное время в конкретных условиях эксплуатации. Полезная работа, выполняемая горной машиной находится на основании уравнения энергетического баланса  $A_{\Sigma} = \lambda + A_{об} + A_{м}$ , где  $\lambda$  - полезная работа,  $A_{об}$  - работа горной машины по обеспечению своей функции,  $A_{м}$  - работа, связанная с изнашива-

нием и разрушением машины. Формируется номенклатура показателей качества из условия, что количество единичных показателей будет минимальным, но достаточным для оценки качества машины. Определяются базовые показатели качества эталонной машины через вычисление удельных величин показателей. Определяют уровень качества машины по единичным и комплексному показателям. Результаты расчета позволяют проранжировать оборудование по комплексному показателю уровня качества машины.

Оценка нормативного и фактического уровня качества оборудования, исследование и анализ влияния на качество эксплуатации горно-транспортного оборудования горно-геологических условий, профессиональной подготовки персонала, окружающей среды, возраста оборудования позволит рассчитать динамическую структуру ремонтного цикла для комплекса машин, реализующих циклическую технологию добычи угля на угольных разрезах. А также позволит произвести расчет необходимых материальных и трудовых затрат, обеспечивающих поддержание требуемого уровня качества эксплуатации.

Система управления качеством эксплуатации сделает возможным разработку и внедрение в производство рекомендаций и мероприятий, повышающих уровень эксплуатации оборудования, а также позволит более объективно планировать сроки проведения техобслуживания и ремонта, уменьшить расход запасных частей и электроэнергии, определить пути повышения эффективной эксплуатации карьерного горно-транспортного оборудования на Севере.

*В.С.Квагинидзе, В.И.Морозов, (УП "Якутуголь", МГТУ)*

### **КРИТЕРИИ ПРЕДЕЛЬНЫХ СОСТОЯНИЙ МЕТАЛЛОКОНСТРУКЦИЙ ЭКСКАВАТОРОВ**

При проведении любого вида технического обслуживания и ремонта необходимо иметь четкие критерии оценки допустимых износов и поврежденных деталей, которые не могут быть определены без оценки их предельных состояний.

Критериями предельного состояния изделия являются установленные в стандартах и конструкторских документах признаки состояния изделия, при которых его дальнейшая эксплуатация невозможна, нецелесообразна или опасна.

Признаками предельного состояния объекта являются:

- прекращение /полное или частичное/ выполнения Объектом заданных функций;
- отклонение заданных показателей качества за пределы установленных форм;
- возникновение процессов, препятствующих функционированию объекта;
- достижение объектом назначенного ресурса или назначенного срока службы;
- технико-экономические факторы.



При определении критериев предельных состояний следует учитывать конструкцию объекта, свойства применяемых материалов, условия эксплуатации объекта, виды ремонтов объекта, последствия его отказов и другие факторы, определяющие особенности объекта. Разработка критериев предельных состояний возможна на основе анализа повреждений и причин отказов объекта в реальных условиях эксплуатации.

Классификация предельных состояний механического оборудования карьерных экскаваторов приведена ниже.

Классификационный признак КПС	Разновидности КПС	Примеры КПС
1	2	3
1. Вид оценки предельного состояния	Качественные  Количественные	Наличие поломов, трещин, сколов, взаимное проворачивание деталей, изменение цвета поверхности. Количество трещин, размеры поврежденной зоны, изменение размеров деталей и параметров узлов.
2. Способ оценки предельного состояния	Прямые  Косвенные	Изменение размеров, наличие изломов, трещин, поврежденных зон. Изменение параметров узлов / КПД, уровень звука/, наличие течи, изменение цвета поверхности.
3. Причина возникновения предельного состояния	Физические  Механические Химические	Нагрев свыше допустимого уровня. Изломы, трещины, износ. Коррозия.
4. Последствия проявления предельного состояния	Устраняемые в процессе технического обслуживания и текущего ремонта  в процессе капитального ремонта  Неустраняемые (для неремонтируемых деталей и узлов)	Необходимость замены рабочей жидкости, зачистки коррозии, заварки мелких трещин непосредственно на машине. Необходимость заварки крупных трещин, ремонта насосов и другого гидрооборудования, связанная с разборкой сборочных единиц. Предельные повреждения зубьев зубчатых колес, повреждения подшипников, препятствующие проворачиванию.
5. Характер проявления предельного состояния	Закономерные (постепенные)  Внезапные	Износ, повреждения усталостного характера, коррозия Повреждения из-за внезапной нагрузки (например, удара ковшом о забой), из-за поладания инородного предмета.

Классификационный признак КПС	Разновидности КПС	Примеры КПС
1	2	3
6. Значимость КПС	Основные (оценка одним критерием)  Дополнительные (оценка двумя и более критериями)	Наличие крупных изломов и трещин, отклонение размеров от принятых в документации. Размеры и расположение поврежденной зоны, количество и длина трещин.
7. Применяемость КПС	Универсальные (для типовых сборочных единиц)  Специальные	Критерии предельных состояний редукторов, насосов, гидродомкратов, гидродвигателей. Критерии предельных состояний зубьев ковшей, роликов опорно-поворотного устройства.
8. Метод определения предельного состояния	Инструментальные  Органолептические (в том числе визуальные)	Размеры поврежденной зоны, изменения размеров деталей и параметров узлов, наличие изломов. Наличие изломов, количество трещин, оценка плавности поворота.
9. Способ измерения предельного состояния	Абсолютные  Относительные (сравнительные)	Длина и количество трещин, размеры поврежденной зоны Течь более 5л/смену, увеличение продолжительности рабочего цикла в 1,5 раза.
10. Область применения КПС	Эргономические  Функциональные  Технико-экономические	Повышение уровня шума и вибрации. Повреждения (деформации, изломы), препятствующие функционированию. Наличие утечек, снижение КПД.

Оценка допустимого износа деталей зависит от времени, т.е. связана с периодичностью технического обслуживания и ремонта. Для каждого вида техобслуживания и ремонта допустимый износ или повреждения деталей оценивается как предельное значение и приводится однозначно.

Для ряда деталей, а также металлоконструкций оценка допустимого состояния не зависит от времени и вида ремонта. Разрывы и трещины металлоконструкций являются предельными, независимо когда были обнаружены, их необходимо устранять или заменять элемент конструкции. Количественная же оценка этих повреждений зависит от вида ремонта.

### Критерии предельных состояний металлоконструкций экскаваторов

№ п/п	Наименование металлоконструкций	Критерий предельного состояния		Способ определения
		Качественный признак	Количественный признак	
1	2	3	4	5
1.	Металлоконструкции рабочего оборудования экскаваторов  Металлоконструкции рабочего оборудования экскаваторов, А-образной стойки	Наличие трещины критической длины  Наличие нескольких трещин до критической длины в одной зоне / т.е. на расстоянии друг от друга не далее 1,5 длины трещины/ Дефекты типа трещин, непровары сварного шва	Предельное значение по формуле $K=1,55 \cdot 2tr$ или номограмме Любое значение    Любое значение	Визуально-оптический  ----- " -----    Дефектоскопия
2.	Металлоконструкции поворотной платформы и ходовой тележки	Наличие трещин  Дефекты типа трещин, непровар сварного шва	Более 10% от периметра сечения Любое значение	Визуально-оптический Дефектоскопия
3.	Несущие металлоконструкции в целом	Недопустимые пластические деформации, грозящие потерей общей или местной устойчивости  Трещины по сварным швам ребер жесткости, диафрагм, подкосов и др.	Любое значение    Более 30% от общей длины сварного шва	Визуально-оптический  ----- " -----

Вид ремонта определяется в зависимости от вида предельного состояния металлоконструкции и обычно включает разделку и сварку трещин, частичную или полную замену листов проката, установку дополнительных подкрепляющих элементов. Содержание ремонта по конкретным видам предельного состояния должно оговариваться в руководстве по эксплуатации, или должны быть разработаны технологические карты по ремонту металлоконструкций экскаватора.

## **РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОВЫШЕНИЮ НАДЕЖНОСТИ МЕТАЛЛОКОНСТРУКЦИЙ ЭКСКАВАТОРОВ, ЭКСПЛУАТИРУЮЩИХСЯ ПРИ НИЗКИХ ТЕМПЕРАТУРАХ**

Важным фактором поддержания надежности и повышения эффективности использования машин в условиях Севера является качественный и своевременный ремонт экскаваторов. Особо сложны вопросы восстановления металлоконструкций машин, ремонт которых ввиду громоздкости и большой металлоемкости базовых узлов экскаваторов, как правило, производится в полевых условиях, в том числе и при низких отрицательных температурах. Одним из основных видов ремонтных работ является сварка конструкций, от качества выполнения которой зависит работоспособность базовых узлов машин. Качественная сварка в полевых условиях при воздействии низких температур зависит от строгого выполнения ряда специальных требований и рекомендаций.

Дефекты, повреждения и трещины, обнаруженные в узлах металлоконструкций экскаваторов, должны быть немедленно ликвидированы во избежание их дальнейшего развития и перерождения в хрупкую трещину. Ликвидация повреждений, особенно в зимний период, должна производиться с учетом ряда специфических требований, в противном случае отремонтированный участок конструкции может оказаться более опасным и ненадежным.

Сварка в условиях низких отрицательных температур осложняется вследствие действия ряда причин. В таких условиях увеличивается скорость остывания металла сварочной ванны и околшовной зоны, создаются неблагоприятные условия для увлажнения как зоны шва, так и зоны термического влияния, увеличивается опасность водородного охрупчивания и появления дефектов шва, ухудшается работа сварочной аппаратуры, оказывая неблагоприятное физиологическое воздействие на обслуживающий персонал. Все это повышает вероятность хрупких разрушений узлов металлоконструкций машин.

Для уменьшения неблагоприятного влияния отрицательных температур на качество сварки необходимо строгое выполнение комплекса мероприятий, связанных с подготовкой к сварочным работам:

- правильный выбор марок сталей, электродов и технологии сварки;
- предварительный подогрев конструкции и оптимальная скорость отвода тепла; последующая механическая и термическая обработка узлов, а в ряде случаев пробная сварка с последующим испытанием образцов.

Необходимо тщательно подходить к выбору материалов для ремонтных работ. Применяемые стали должны обладать высокими пластическими свойствами.

При ремонтных работах для замены поврежденных частей металлоконструкций желательно использовать те же марки сталей, из которых изготовлены базовые узлы.

Разделка кромок трещины может производиться газовой горелкой, РВД с последующей механической обработкой поверхности, после предварительного подогрева металла до температуры 100-150° С.

Важным фактором является правильный подбор электродов. Электроды подбираются так, чтобы их химический состав и механические свойства соответствовали основному металлу и обладали хорошей ударной вязкостью. Сварка при отрицательных температурах должна производиться с подогревом электродами с покрытием основного типа. Преимуществами электродов с основным типом покрытия являются: низкая чувствительность металла шва к старению и хрупкому разрушению, высокие механические свойства наплавленного металла, возможность выполнения сварки во всех пространственных положениях. При применении этих электродов гарантированная величина ударной вязкости должна быть не ниже 3,5-10 Дж/м. При выборе электродов применительно к различным маркам стали следует иметь в виду, что наряду с положительными сторонами электроды с основным покрытием весьма чувствительны к влаге. Это необходимо учитывать при производстве сварочных работ и тщательно просушивать и прокаливать электроды. Хорошие результаты дает сушка электродов при температуре 250-300 С. Содержание влаги в электродах при этом не должно превышать 0,2%, что исключает возможность появления хрупких трещин.

Чтобы избежать насыщения влагой при сварке особо ответственных деталей, электроды к рабочему месту сварщика должны подаваться непосредственно перед сваркой в плотно закрытой таре. Использовать электроды, длительно хранящиеся на морозе, можно лишь после их повторной просушки.

Важным фактором качественной сварки является правильный режим отвода тепла. В зависимости от скорости теплоотвода меняется характер термического влияния в зоне сварки. При большом теплоотводе, зависящем от толщины и размера листа, термическое влияние в зоне сварки проявляется больше и может вызвать охрупчивание шва и околшовной зоны.

Скорость охлаждения зависит от профиля свариваемой детали. Так, при сварке угловым швом теплотокки распределяются в трех направлениях, вызывая большую скорость охлаждения по сравнению со стыковым швом. С целью исключения охрупчивания при увеличении твердости шва скорость охлаждения в зоне сварки необходимо поддерживать постоянной.

При сварке в условиях низких отрицательных температур наблюдается повышенная скорость охлаждения и кристаллизация металла, которая затрудняет выход газов и окислов на поверхность шва. В шве увеличивается содержание кислорода, водорода, азота и неметаллических включений, что повышает вероятность образования трещин.

Сварка ответственных деталей с большими размерами швов должна производиться от середины к краям, желательно одновременно двумя сварщиками. При многослойной сварке каждый слой шва перед наложением последующего слоя должен быть очищен от шлака и брызг металла. Не допускается прекращение сварки до выполнения проектного размера шва. Многослойная сварка может выполняться приемами двойного слоя, каскадом, горкой и др. Сварка швов большой протяженности выполняется обратноступенчатым способом. Швы с двусторонним скосом кромок нужно сваривать секциями с двух сторон одновременно с некоторым отставанием одного слоя от другого.

В случае вынужденного прекращения сварки и остывания шва процесс можно возобновить лишь после местного подогрева конструкции до 150-200°C. Температуру подогрева можно контролировать термометрами или термокарандашами.

При производстве сварочных работ необходимо стремиться к получению плотного металла сварного шва, для чего рекомендуется сохранять отношение высоты шва к его ширине, равное 0,4-0,6. В случае многослойной сварки высоту шва принимают не менее 5 мм.

В процессе сварки в швах образуются усадочные напряжения, а в основном металле уравнивающие их местные напряжения. При этом важным фактором является направление и порядок расположения швов. Так, при перпендикулярном или пересекающемся под углом расположении швов в металле создается двух или трехосное напряженное состояние, наихудшее с точки зрения работы металла. Необходимо стремиться к тому, чтобы сварные конструкции имели как можно меньшие усадочные напряжения, что достигается рациональным видом соединения и правильным выбором швов. Следует избегать изменений формы поперечного сечения, вызывающих дополнительные концентрации напряжений, особенно соединенный внахлестку и с накладками, и, где это возможно, заменять их соединениями встык и с полным проваром и плавным сопряжением металла. При вынужденных соединениях внахлестку сварные элементы необходимо обваривать по контуру стыковки с последующей механической обработкой швов, исключая резкие переходы сечений.

Следует обращать серьезное внимание на способы прикрепления второстепенных деталей, а именно: прикрепление поперечными швами без вывода, а затем с выводом их концов на кромку основного элемента; продольная приварка по плоскости полосовых элементов; продольная приварка по кромкам.

При выполнении ремонтных работ желательно не применять излишне мощных сварочных швов, крепления ребер жесткости без скосов, близко расположенных параллельных или пересекающихся швов.

Низкая температура, ухудшая пластичность основного металла и материала швов, может привести к неполному выравниванию напряжений между

лобовыми и фланговыми швами в составе сварного соединения с комбинированными угловыми швами. Лобовые швы, как более жесткие, воспринимают нагрузку в первую очередь и при невозможности перераспределения усилий за счет пластической деформации элементов, а также при относительно малой их длине могут разрушиться раньше, вызывая разрушение всего соединения. Необходимо стремиться к использованию швов одинакового типа.

Таким образом, необходимым мероприятием повышения надежности металлических конструкций, работающих в условиях низких отрицательных температур, являются выбор таких конструктивных форм сварных соединений, которые имеют наиболее равномерную эпюру рабочих напряжений, а также отсутствие резких геометрических концентраторов напряжений.

Следует иметь в виду, что случайные дефекты изготовления и ремонта конструкций могут явиться причиной хрупких разрушений. Даже такой дефект, как ожог электродом при случайном касании или зажигании дуги, может быть причиной аварии. При выполнении электродуговой сварки зажигание и гашение сварочной дуги рекомендуется производить на выводных планках. Ожоги или другие случайные местные повреждения на поверхности элементов устраняют абразивным кругом.

По окончании ремонтных работ необходимо внешне удостовериться в качестве сварного шва. При внешнем осмотре нужно руководствоваться следующими положениями:

- все швы должны иметь плавный переход к основному металлу;
- шов должен иметь светлую поверхность с равномерными волнами-чешуйками, без наплавов, прожогов, сужений и перерывов, зашлакования поверхности шва;
- металл не должен иметь трещин, вздутий, поверхностных пор;
- сварные швы должны подвергаться внешнему осмотру и неразрушающим методам контроля.

При ремонте массивных узлов создаются условия для возникновения внутренних напряжений в металле, вызывающие опасность разрушения сварного соединения. Вероятность таких разрушений возрастает при сварке в условиях низких отрицательных температур. Одним из эффективных средств снятия внутренних напряжений является термическая обработка ремонтируемых узлов. Наиболее эффективным видом термической обработки является высокотемпературный отпуск. Отпуск обеспечивает получение более мелкого ферритного зерна и постепенное рассасывание дислокаций. Все это способствует повышению вязких свойств стали и уменьшает вероятность хрупких разрушений.



## ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ДЕФОРМИРОВАНИЯ МЕРЗЛОГО ПОРОДНОГО ОБНАЖЕНИЯ

В основу современных методов проектирования и расчета параметров крепи вертикальных стволов положены обобщения результатов аналитических и экспериментальных исследований процессов деформирования породного массива и крепи выработки [5]. Методы расчета разработаны по принципу совместного деформирования системы "крепь выработки - массив горных пород", который дает возможность учитывать влияние различных геомеханических ситуаций, возникающих при эксплуатации вертикальных стволов, на расчет параметров крепи. В основе принципа лежит условие контактного деформирования приконтурного слоя массива горных пород и конструкции крепи вертикальной выработки. Принцип совместного деформирования позволяет комплексно учитывать различные виды деформаций породного массива, которые можно разделить на деформации, вызванные собственно проведением вертикального ствола, и на деформации, обусловленные осложненными горногеологическими, геокриологическими и горнотехническими условиями. Это дает возможность использовать комбинированный способ расчета составляющих системы взаимодействия.

По характеру деформирования горных пород в окрестности вертикального ствола можно классифицировать основные режимы взаимодействия крепи выработки и породного массива следующим образом [4]:

- заданной нагрузки, когда крепь выработки нагружается весом объема сползания разрушенных пород, т.е. формируется заданная нагрузка на крепь, не зависящая от смещения крепи;

- заданной деформации, когда реактивное сопротивление крепи практически не влияет на величину перемещений объема приконтурного слоя породного массива;

- взаимовлияющей деформации, когда смещения породного массива в окрестности ствола заметно зависят от сопротивления и перемещения крепи, как конструкции.

Изучение напряженно-деформированного состояния породного массива с применением методов теории упругости, пластичности, ползучести на основе механизма совместного деформирования позволяет объяснить многие проявления горного давления в крепи вертикального ствола [1, 2, 3]. Анализ ранее выполненных исследований показывает, что наиболее значимые и приемлемые для практики результаты по прогнозу нагрузок на крепь выработки получаются при рассмотрении процессов взаимного деформирования породного массива и конструкции крепи. Поэтому, установившееся горное давление (средняя нагрузка) на крепь вертикального ствола, как рекомендуется в

работах [1, 2], следует определять из уравнения совместности смещений породного контура и внешней поверхности крепи:

$$U_{\alpha}(P) = U_0 + U(P), \quad (1)$$

где  $U_{\alpha}(P)$  - смещение породного контура к моменту установления статического равновесия в системе крепь - массив;  $U_0$  - начальные смещения породного контура до момента ввода крепи в работу;  $U(P)$  - смещение внешнего контура крепи при статическом равновесии в системе крепь - массив.

Выражение (1) состоит из аддитивных слагаемых. Следовательно, компоненты смещений, слагающих уравнение, можно рассчитать отдельно - это позволяет для каждого элемента предлагать самостоятельные, независимые расчетные схемы и постановки задачи. В этом смысле условие (1) является универсальным по своим возможностям решать прикладные задачи по прогнозу нагрузок на крепь выработки при допредельном, запредельном деформировании горных пород и даже в состоянии их руинного разрушения [1].

Смещение внешнего контура конструкции крепи определяется из следующих соображений [1]. Прежде всего, предлагается учитывать возможные деформации за счет уплотнения забутовки или тампонажного раствора. Далее, для отдельных видов крепи (тюбинговая, сборная крепь) необходимо определять возможные деформации из-за наличия зазоров между элементами конструкции. Наконец, основная составляющая смещения находится по условию жесткости самой конструкции как сплошного твердого тела. Эта составляющая вычисляется через действующую нагрузку со стороны горного массива, с учетом упругого отпора крепи, определяемый через коэффициент жесткости, который учитывает тип, материал и геометрические параметры крепи.

Анализ эксплуатации вертикальных стволов в условиях многолетней мерзлоты показывает, что формирование нагрузки на крепь выработки происходит в сложных геомеханических условиях. Эти условия обусловлены термомеханическими процессами, происходящими в породном массиве при теплообмене вентиляционного воздуха в выработке с многолетнемерзлыми породами. Поэтому выбор параметров крепи вертикальных стволов возможен только при совместном рассмотрении процессов деформирования породного массива и конструкции крепи. Тогда зависимость (1) принимаем за основу при исследовании взаимодействия крепи вертикального ствола с многолетнемерзлым массивом горных пород. Проблемы расчета смещений породного контура мерзлого массива до времени установки постоянной крепи и в процессе эксплуатации вертикального ствола связаны с проведением выработки в зависимости от времени года.

Проведение и крепление вертикального ствола является сложным технологическим процессом с длительным сроком строительства: например, строительство вертикальных стволов на руднике "Интернациональный" АК "Алмазы России - Саха" продолжалось 14 лет. Длительный период строительства становится причиной возникновения разных геомеханических ситуаций

в массиве пород при проведении и креплении вертикальных выработок, обусловленных тепловыми процессами в приконтурном слое породного обнажения.

Как известно, при проветривании забоя ствола происходит массообмен вентиляционного и атмосферного воздуха. Тогда тепловой режим вентиляционного воздуха в выработке будет определяться температурными параметрами атмосферного воздуха в районе строительства вертикального ствола. Длительный временной период (несколько годовых циклов) проведения и крепления выработки приводит к значительным перепадам температуры воздуха в забое по отношению к естественной температуре мерзлых пород. Конвективный теплообмен вентиляционного воздуха с мерзлыми породами, происходящий из-за температурного градиента на поверхности породного обнажения, нарушает естественное температурное поле массива и образует вокруг выработки область теплового влияния. Учитывая температурную зависимость физико-механических свойств пород, можно предположить изменение распределения напряженно-деформированного состояния в области теплового влияния. А если учесть знакопеременный характер годового цикла температуры воздуха, то следует рассматривать различные геомеханические схемы взаимодействия крепи и массива горных пород в разные периоды времени проведения и крепления вертикального ствола.

При выемке породы в забое вертикального ствола в зимнее время прием следующее положение: постоянная крепь в выработке возводится с некоторым отставанием во времени от поверхности забоя в соответствии с циклограммой организации проходческих работ. Далее возможны два варианта относительно теплового влияния холодного вентиляционного воздуха на естественный температурный режим породного обнажения. Если временной интервал между углублением забоя в массив пород и возведением постоянной крепи небольшой или расстояние от поверхности забоя до постоянной крепи составляет 1-3 метра, то можно пренебречь тепловым влиянием вентиляционного воздуха и считать температуру породного обнажения равным естественной температуре мерзлой породы. В случае, если отставание возведения постоянной крепи ствола от забоя во времени достаточно большое, то поверхность породного обнажения будет дополнительно охлаждаться холодным воздухом, а температура породы будет понижаться. Тогда при определении параметров взаимодействия крепи и массива пород рекомендуется не учитывать влияние охлаждения породного обнажения, а принять естественный температурный режим приконтурного слоя породного обнажения за основу. Тот положительный эффект от охлаждения породного обнажения (понижение температуры поверхности) в данном случае всегда пойдет в расчетный запас. Таким образом, при проведении и креплении вертикального ствола в зимний период целесообразно исходить из естественного распределения температуры пород вглубь массива. Следовательно, до момента установки постоянной крепи выработки перемещения породного контура будут определяться де-

формированным состоянием массива мерзлой породы, ослабленной образованием в ней полости, т.е. только механической стороной общей термомеханической задачи.

В летний период проведения вертикального ствола для проветривания забоя подается атмосферный воздух с положительной температурой. Теплый воздух вызывает увеличение интенсивности теплообмена с мерзлыми породами. Процесс передачи теплоты в массив значительно ускоряется по сравнению с зимним периодом, особенно в начальный момент взаимодействия воздуха и мерзлой породы. Это приводит к достаточно быстрому прогреву приконтурного слоя породного обнажения. Глубина теплового влияния зависит от времени контакта теплого воздуха с породами.

Если постоянная крепь возводится достаточно быстро после обнажения мерзлой породы и массив не успевает оттаивать, то можно считать перемещение породного контура до возведения крепи как результат деформирования мерзлого массива пород (это положение будем относить к расчетному запасу при определении нагрузки на крепь вертикального ствола).

Если породное обнажение находится длительное время без крепления, и в результате теплообмена с теплым воздухом произошло оттаивание мерзлых пород на глубину более 0,2 метра, то следует понимать под перемещением породного контура до ввода постоянной крепи деформацию породного контура оттаявшего массива мерзлых пород при данных размерах зоны протаивания.

По истечению некоторого времени, продолжительность которого определяется решением тепловой задачи теплообмена вентиляционного воздуха с мерзлыми породами, начинается процесс оттаивания мерзлой породы вокруг закрепленного вертикального ствола. Область теплового влияния выработки выходит за пределы зоны протаивания мерзлой породы. Образование зоны талых пород и зоны теплового влияния приводит к новому механическому состоянию приконтурного слоя массива, и происходит перераспределение напряженно-деформированного состояния вокруг выработки по сравнению с естественным полем напряжений земной коры (вследствие изменения механических свойств мерзлых пород в этой зоне). Деформирование породного обнажения в этих температурных условиях будет определяться термомеханическими процессами в зоне теплового влияния выработки.

Таким образом, в период строительства вертикального ствола имеем особенности в геомеханическом понимании величины перемещения породного контура, обусловленные тепловым влиянием вентиляционного воздуха на температурное состояние породного обнажения мерзлого массива пород.

#### Литература:

1. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика подземных сооружений и конструкции крепей. М.: Недра, 1984. 416 с.

2. Белаенко Ф.А. Расчет крепи стволов шахт на больших глубинах в условиях Донецкого бассейна // Разработка угольных месторождений на больших глубинах. М. 1955. 25-32 с.
3. Булычев Н.С., Абрамсон Х.И. Крепь вертикальных стволов шахт. М.: Недра, 1978. 304 с.
4. Взаимодействие массива горных пород с крепью вертикальных стволов шахт / Г.А. Крупенников, Н.С. Булычев и др. М.: Недра, 1966. 314 с.
5. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи / ВНИМИ МУП СССР. М.: Стройиздат, 1982. 272 с.

В.С. Квагинидзе, Н.В. Осипенко, (ГУП "Якутуголь", ТИ ЯГУ)

### МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ НЕСЧАСТНЫХ СЛУЧАЕВ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Методы исследования несчастных случаев на производстве связаны с их профилактикой. Они разрабатываются на предприятии с целью:

- определения обстоятельств и причин несчастных случаев, которые преобладают на предприятии;
- исследования взаимосвязи между отдельными факторами, ведущими к несчастным случаям. При этом множество рассматриваемых несчастных случаев раскрывает такие факторы, которые могут быть незамеченными при расследовании отдельных случаев;
- исследования динамики травматизма, которая позволяет обобщать и оценивать эффективность мер профилактики.

Для изучения травматизма применяются различные методы. Наиболее распространенными и эффективными являются *статистический, топографический и углубленный анализы*.

*Статистический метод* анализа несчастных случаев имеет большое значение для оперативной работы по снижению травматизма. При этом методе несчастные случаи классифицируются по различным статистическим признакам. Определяются следующие показатели:

1. *Общий коэффициент частоты травматизма* - число пострадавших при несчастных случаях, связанных с производством, на 1000 работающих

$$K_{\text{ч.об.}} = (a + a_1) 1000/P,$$

где  $a$  - число пострадавших с утратой трудоспособности на 1 рабочий день и более и смертельным исходом;

$a_1$  - число пострадавших, частично утративших трудоспособность (не получивших больничного листа) и переведенных по заключению лечебного учреждения с основной работы на другую на 1 рабочий день и более;

P - среднесписочная численность работающих.

## 2. Коэффициент частоты травматизма

$$K_{\text{ч}} = (a \cdot 1000) / P.$$

3. Коэффициент тяжести - число дней нетрудоспособности на одного пострадавшего

$$K_{\text{т}} = \text{Ч} / a,$$

где Ч - число человеко-дней нетрудоспособности у пострадавших с утратой трудоспособности на один рабочий день и более.

Коэффициенты частоты ( $K_{\text{ч}}$ ) и тяжести травматизма ( $K_{\text{т}}$ ) определяются за определенный период времени. Коэффициент тяжести не дает полного представления о тяжести, так как он не учитывает постоянной потери трудоспособности (инвалидность) и несчастных случаев со смертельным исходом.

Обычно для анализа травматизма применяют метод динамического сравнения количества случаев травматизма в отрасли сравнивают предприятие с предприятием, на предприятии - цеха, участки, отдельные технологические процессы на протяжении одного и того же времени.

Особое внимание при анализе статистических данных следует уделять несчастным случаям со смертельным и тяжелым исходом. Как бы не снизились показатели травматизма ( $K_{\text{ч}}$  и  $K_{\text{т}}$ ), но, если были несчастные случаи со смертельным и тяжелым исходом, то состояние техники безопасности на предприятии следует рассматривать как неудовлетворительное.

*Топографический метод* анализа несчастных случаев заключается в следующем. На плане горного предприятия, где обозначены цеха, (вскрышной, добычной, ремонтный, автотранспортный, подготовки производства и т.д.) условными значками наносятся происшедшие несчастные случаи. В обязательном порядке необходимо составлять отдельный план на каждый цех, участок, где условно обозначено все оборудование, рабочие места, проходы и проезды. На плане цеха (участка), необходимо систематически отмечать все несчастные случаи. Скопление на отдельных участках (агрегатах, оборудовании, проходах и т.д.) условных обозначений несчастных случаев покажет, где именно и за какой период времени (месяц, квартал, полугодие, год) произошло наибольшее количество случаев травматизма. По этим данным администрация предприятия (работодатель) должна проводить глубокое обследование тех участков и рабочих мест, где были повторения травматизма и делать углубленный анализ причин травматизма.

Топографический метод анализа желательно проводить за период времени от 3 до 5 лет. Преимущество данного метода заключается в его наглядности, он отвечает на вопрос о месте происшедшего несчастного случая. Но недостаток в том, что нет ответа на вопрос о причинах травматизма.

*Углубленный метод* анализа несчастных случаев проводится по обобщенной (участкам, цехам, оборудованию) и расширенной (профессиям, стажу работы, по возрасту, по времени суток и т.д.) схемам, в зависимости от поставленных задач.



Анализ можно проводить за короткий (месяц, квартал, полугодие) и более длительные периоды времени (год, три, пять лет). Этот метод позволяет полнее выявлять закономерности и причины несчастных случаев, более детально вскрывает отдельные недостатки и промахи в профилактической работе.

При проведении углубленного анализа травматизма рассматриваются причины несчастных случаев; меры, предпринимаемые администрацией предприятия для устранения причин, вызвавших несчастные случаи; распределение травм по характеру воздействия на организм пострадавшего; по времени их происшествия; по полу; возрасту; стажу работы пострадавших и т.д.

Предлагаемые методы анализа несчастных случаев на производстве необходимо проводить в комплексе, т.к. в отдельности каждый из них не дает полной информации о состоянии техники безопасности на предприятии, и соответственно меры по профилактике травматизма могут быть не достаточно эффективны, а в некоторых случаях и ошибочны.

*Б.Л Герике., М.А.Беликов, (Институт угля и углекислоты СО РАН),  
Г.Кунце, А. Эллер, (Дрезденский технический университет)*

### **ДОБЫВАЮЩИЕ ПОВЕРХНОСТНЫЕ ФРЕЗЫ ДЛЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ: ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ**

В 1960-80 г.г. как важнейший элемент поточной технологии в угольной промышленности развитых стран мира приоритетно разрабатывались и эксплуатировались высокопроизводительные роторные экскаваторы. Однако, сегодня существующие разрезы большой мощности в значительной мере обеспечены подобными машинами и изготовление новых экземпляров – довольно редкое событие. Сокращение числа эксплуатируемых и вновь вводимых разрезов – гигантов, а также неуклонное ужесточение экологических требований к открытым горным работам и спрос на селективную выемку тонких слоев полезных ископаемых высокой крепости стимулировали создание технических альтернатив, к которым прежде всего следует отнести концепцию добывающих поверхностных фрез (ДПФ – CSM).

К основным достоинствам нового класса оборудования относятся:

- селективная послойная отработка полезного ископаемого;
- высокая ( $\sim 1000 \dots 1500 \text{ м}^3/\text{час}$ ) производительность даже при малой ( $\sim 0,4 \dots 0,5 \text{ м}$ ) мощности пласта;
- возможность отработки горных формаций прочностью на одноосное сжатие до  $100 \dots 120 \text{ МПа}$ ;



- совмещение в одном рабочем ходе операций по отделению и транспортированию отбитой горной массы с перемещением всей машины в направлении отработки;
- высокая мобильность и технологичность на месторождениях с ограниченными запасами полезного ископаемого;
- бесступенчатое регулирование высоты снимаемого слоя и автоматическое поддержание технологического плана (статическое управление процессом).

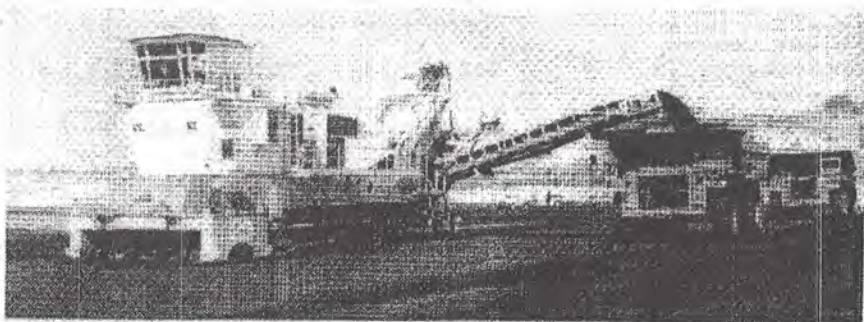


Рис. 1. Добывающая поверхностная фреза MTS-1250 фирмы MAN TAKRAF (ФРГ)

Если первоначально ДПФ были полной аналогией дорожных фрез, то машины 90-х годов представляют собой вполне самостоятельные конструкции, полностью отвечающие условиям горного производства с высокими технико-экономическими показателями (см. табл. 1).

Таблица 1

### Сравнительные характеристики добывающих поверхностных фрез

Параметр	Тип оборудования					
	KSM-2000R (KRUPP, ФРГ)	EASI- 1224 (Huron, США)	SM-3500 (Wirtgen, ФРГ)	SE (VOEST ALPINE, Австрия)	TB- 3000M (DOSCO , Англия)	MTS- 1250 (MAN TAKRAF, ФРГ)
Теоретическая производительность по массиву, м <sup>3</sup> /ч	1400	1200	1050	4500	1500	1250
Диаметр рабочего органа, м	4,8	2,23	0,7	1,1	0,7	2,4

Параметр	Тип оборудования					
	KSM-2000R (KRUPP, ФРГ)	EASI- 1224 (Huron, США)	SM-3500 (Wirtgen, ФРГ)	5E (VOEST ALPINE, Австрия)	TB- 3000M (DOSCO , Анг- лия)	MTS- 1250 (MAN TAKRAF, ФРГ)
Установленная мощность, кВт	2100	800	895	1400	750	800
Мощность на рабочем органе, кВт	1100	630	600	1200	500	600
Удельная энергоёмкость разрушения, кВт·ч/м <sup>3</sup>	0,78	0,52	0,57	0,26	0,33	0,48
Срезаемый уступ, м	2,9	0,61	0,5	7,5	6,0	1,2
Скорость резания, м/с	1,36	5,0	4,6	3,0	2,8	5,0
Рабочая масса, т	527	127	125	250	155	197

Одним из важнейших функциональных узлов этого класса горной техники является исполнительный орган. Рабочие органы добывающих поверхностных фрез различаются:

- 1) по конструкции (ковшовая, шнековая или барабанная);
- 2) по размещению в корпусе машины (фронтальная или центральная компоновка);
- 3) по направлению вращения (сверху – вниз или снизу – вверх).

В качестве вооружения используют, как правило, резы различных типов.

Известно, что каждый тип режущего инструмента, как и литотип горной породы, характеризуется предельными силовыми и энергетическими параметрами, важнейший из которых – удельная энергоёмкость разрушения  $H_w$ . На этот показатель оказывают влияние, помимо способа разрушения и его реализации, конструктивное оформление исполнительного органа и в целом добывающей машины.

В настоящее время выявлены сравнительные удельные энергоёмкости разрушения, свойственные определенным типам резцов [1]. Из анализа полученных закономерностей следует, что вращающиеся резы с керном, способные разрушать породы с  $\sigma_{сж} \leq 100 \dots 120$  МПа, имеют минимальную, в сравнении с другими резцами, энергоёмкость разрушения. При  $\sigma_{сж} = 10$  МПа она составляет величину  $H_w = 0,6$  кВт·ч/м<sup>3</sup>. В области значений  $\sigma_{сж} = 10 \dots 30$  МПа возрастание прочности на 10 МПа вызывает увеличение  $H_w$  в среднем на 1 кВт·ч/м<sup>3</sup>.

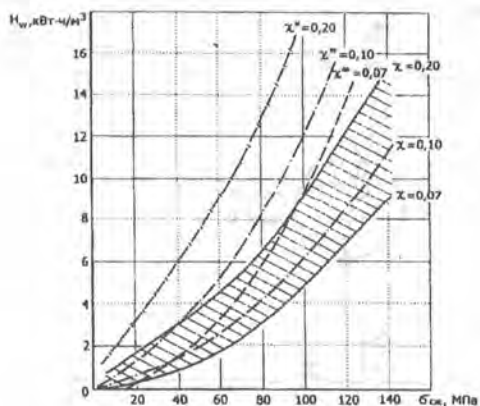


Рис. 2. Диаграмма «Удельная энергоёмкость разрушения – прочность пород на одноосное сжатие»  $\chi^*$  - прогнозные оценки 1972 года;  $\chi$  - современные статистические данные

В современных исследованиях механического разрушения горных пород выявлено существенное влияние на энергоёмкость разрушения хрупкости пород  $\chi = \sigma_p / \sigma_{сж}$ . На диаграмме рис.2 приведены экспериментальные результаты [1] взаимосвязи удельной энергоёмкости разрушения  $H_w$  и предела прочности на одноосное сжатие  $\sigma_{сж}$  при различной хрупкости  $\chi$ . Полученные закономерности отражают в комплексной форме энергетику разрушения и техническое совершенство системы «машина – исполнительный орган – рабочий инструмент». О влиянии совершенства данной системы на  $H_w$  свидетельствует и то, что показатели удельной энергоёмкости процесса разрушения, которые прогнозировались 25 лет назад, существенно перекрыты современной техникой.

Как следует из диаграммы, при  $\chi = 0,2$  вращающимися резами можно эффективно разрушать породы с  $\sigma_{сж} \leq 30$  МПа, а при  $\chi = 0,07$  – до  $\sigma_{сж} = 70$  МПа. При прочности пород  $\sigma_{сж} \geq 70$  МПа для эффективной работы данного типа инструмента требуется проведение специальных мероприятий по разрушению горного массива, например, нагнетание водных растворов ПАВ [2].

Анализ новейших исследований по вопросам создания и взаимодействия породоразрушающего инструмента с горным массивом показывает, что исключительно хорошую перспективу при разрушении крепких пород с сопротивлением одноосному сжатию  $\sigma_{сж} = 80 \dots 140$  МПа имеет дисковый скальвающий инструмент, в особенности, работающий в режиме силового мажоранового разрушения.

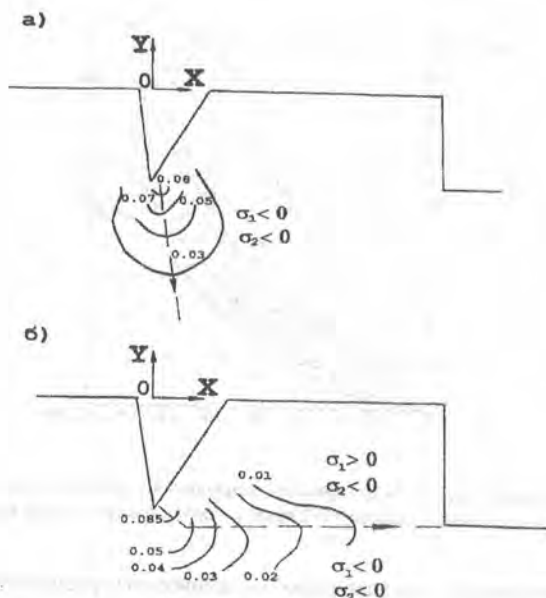


Рис. 3. Направление роста макротрещины под лезвием асимметричной дисковой шарошки при силовом малоцикловом разрушении

Результаты исследований процесса силового малоциклового разрушения показали, что после первого прохода дисковой шарошки под лезвием инструмента образуется зона сжатия с одноименными знаками главных напряжений  $\sigma_1 < 0$ ,  $\sigma_2 < 0$ , где макротрещина образуется по сдвиговому механизму и направлена вглубь массива (рис 3,а). При повторном проходе, если поверхность разрушения не выходит на обнажение, зона сжатия перемещается в этом же направлении, т.е. происходит подрастание трещины. Трещина выходит на обнаженную поверхность после, например, следующего прохода шарошки с образованием зоны разноименных знаков главных напряжений  $\sigma_1 > 0$ ,  $\sigma_2 < 0$  (рис 3,б), где разрушение происходит отрывом и сдвигом с преобладающим влиянием главных растягивающих напряжений в хрупких породах и уменьшением их влияния с увеличением вязкости разрушаемого материала. Развитие трещины в массиве зависит от шага разрушения  $t_p$ , суммарной глубины внедрения  $h_\Sigma$ , количества проходов инструмента до момента разрушения  $N$ , хрупко-пластических свойств материала  $\chi$  и места положения угла выступа обнажения (концентратора напряжений).

Эффективное разрушение горных пород дисковым скалывающим инструментом в режиме силового малоциклового разрушения (трещина выходит в

угол обнажения) осуществляется при внедрении в массив с относительным шагом разрушения  $t_p/h_{\Sigma} = 3,5 \dots 4,5$  и числе циклов нагружения (количестве проходов инструмента до момента разрушения)  $N=2 \dots 4$ . Эти соотношения зависят от упруго-пластических свойств разрушаемой среды и составляют  $t_p/h_{\Sigma} = 4,5$  и  $N=2$  для хрупких пород ( $\chi \approx 0,05$ ),  $t_p/h_{\Sigma} = 4,0$  и  $N=3$  – для пород средней хрупкости ( $\chi \approx 0,11$ ) и  $t_p/h_{\Sigma} = 3,5$  и  $N=4$  – для вязких горных пород ( $\chi \approx 0,22$ ).

Результаты производственных испытаний дискового скальвающего инструмента на очистных комбайнах при добыче руд цветных и благородных металлов [3], а также при выемке угольных пластов сложного строения [4] убедительно свидетельствуют не только о возможности, но и о практической целесообразности вооружения рабочих органов высокопроизводительных добывающих фрез подобным инструментом. Удельная энергоемкость разрушения пород дисковым инструментом в режиме силового малоциклового разрушения почти на порядок ниже по сравнению с потребными энергозатратами для разрушения тех же пород резовым инструментом. Высокая износостойкость дискового скальвающего инструмента, незначительное пылеобразование, а также возможность передачи на забой большей, по сравнению с режущим инструментом, энергии позволяет проектировать добывающие поверхностные фрезы для пород с пределом сопротивления одноосному сжатию  $\sigma_{ск} = 80 \dots 140$  МПа и это при номинальной технической производительности  $Q = 800 \dots 1000$  м<sup>3</sup>/час.

Кроме того, разрушение породных массивов дисковым скальвающим инструментом характеризуется высокими напорными усилиями, что, как видно из табл.1, может быть реализовано достаточно большой собственной массой ДПФ

Так как из опыта эксплуатации добывающих поверхностных фрез, исполнительные органы которых оснащены резовым инструментом, известны проблемы образования негабаритов [2] в тех случаях, когда равнодействующая сила на породоразрушающем инструменте направлена в сторону обнаженной поверхности, еще одно из важнейших достоинств дискового скальвающего инструмента заключается в том, что скол породы происходит перпендикулярно направлению отработки, т.е. вектор скальвающего усилия перпендикулярен силе резания. Такое разложение сил на исполнительном органе предотвращает образование негабаритов в процессе разрушения

Вышеперечисленное послужило основой совместного (между Институтом угля и углехимии СО РАН и Дрезденским техническим университетом) проекта разработки конструкции исполнительного органа, оснащенного дисковыми шарошками, для добывающих поверхностных фрез. Реализация подобного проекта позволит сделать этот экологически щадящий класс горной техники более чем конкурентоспособным с буровзрывным способом разработки и незаменимым при отработке тонких пластов крепких полезных ископаемых.



## Литература:

1. Frenyo P., Henneke J. Gegenwärtigen Stand und mögliche Entwicklung der Teilschnitt-Vortriebstechnik. In Glückauf. – Essen 133 (1997) 3, S. 79-84.
2. Штейнцвайг Р.М., Воронков Г.Я., Берман А.В. Инженерные основы оптимизации параметров процессов механического разрушения горных пород// Открытые горные работы. 1999. Пилотный номер. 65-68 с.
3. Лизункин В.М., Герике Б.Л., Уцын Ю.Б. Механизированная подземная разработка крепких руд маломощных месторождений. Чита: ЧитГУ, 1999. 238 с.
4. Логов А.Б., Герике Б.Л., Раскин А.Б. Механическое разрушение крепких горных пород / Новосибирск: Наука, Сиб. отд-ние, 1989. 141 с.

*Б.Л. Герике., Р.Ю. Замараев, (Институт угля и углехимии СО РАН)*

### **МОНИТОРИНГ И ДИАГНОСТИКА ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МЕХАНИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТО- РОВ ПО ПАРАМЕТРАМ МЕХАНИЧЕСКИХ КОЛЕБАНИЙ**

Выход из кризиса и прорыв отечественных промышленных предприятий на международные рынки обусловлен требованиями соответствия основным канонам экономической эффективности, в том числе, максимальным сокращением издержек производства.

Опыт ведущих зарубежных компаний горной, химической и энергетической промышленности показывает, что продуманная техническая политика, основанная на системе профилактического обслуживания, обеспечивает максимальные сроки межремонтного пробега и сводит к минимуму вероятность тяжелых отказов и аварий. Таким образом, существенно снижаются: затраты на капитальные ремонты, потери от простоя оборудования, различного рода компенсационные выплаты при авариях. В целом повышается производительность предприятия и качество выпускаемой продукции.

Основная идея системы профилактического обслуживания состоит в планомерном контроле за техническим состоянием оборудования и ремонте только тех машин или их узлов, техническое состояние которых становится неудовлетворительным. Несомненно, что такая система является весьма наукоемкой как со стороны аппаратного, так и со стороны методического обеспечения и для отдельного предприятия может содержать значительное количество элементов ноу-хау, вызванных спецификой конкретного производства.

Объединены все эти проблемы в рамках технической диагностики, изучающей методы и средства определения технического состояния машин и механизмов. Как научная дисциплина она решает три типа задач, состоящих в разработке и совершенствовании:

- методов и средств измерения характеристик объекта диагностики различной физической природы;
- методов обработки результатов экспериментов и обследований;
- алгоритмов принятия решений.

Только последняя задача является специфической, выделяющей техническую диагностику в направлении отдельное от экспериментальной физики или статистической динамики, т.к. для принятия решения простого измерения параметра и определения показателей его распределения недостаточно. Необходимо наличие критериев – диагностических признаков, позволяющих классифицировать выборочные измерения по степени опасности соответствующего технического состояния машины и, если возможно, назвать его причины – вид дефекта.

Важнейшим показателем технического состояния и эффективности динамического оборудования являются интенсивность и структура протекающих в нем вибрационных процессов. На основании многочисленных исследований можно утверждать, что внешние вибрации механизма несут полную информацию о его состоянии и режимах функционирования внутренних узлов и деталей. Объединяются соответствующие научные и прикладные задачи вибродиагностики – одним из разделов технической диагностики, в котором разрабатываются методы оценки состояния машин и механизмов по параметрам вибрации.

Рамки предмета вибродиагностики и его структура были определены в работах Артоболевского И.И., Биргера И.А., Болотина В.В., Генкина М.Д. [1-4] и ряда других авторов. В них делается акцент на специфических задачах и приемах, характерных для статистической динамики, используются критерии прочности и надежности, выстраиваются математические модели, из которых вытекают диагностические признаки и способы определения опасных состояний простых элементов при простых воздействиях.

Как одно из направлений вибродиагностики за последнее время существенное развитие получила функциональная вибродиагностика, решающая те же задачи, но в более жесткой постановке: определение технического состояния машин и механизмов в рабочих режимах и условиях при характерных эксплуатационных нагрузках [5-7].

Работы по совершенствованию традиционных способов вибродиагностики были сконцентрированы, в основном, на уточнении эталонов состояния для конкретных классов или даже серий машин. Это привело к появлению многочисленных стандартов, в основе которых лежит нормирование вибрации в зависимости от отраслевой принадлежности, мощности агрегата, массы и/или определенных частот вращения ротора агрегата, а также высоты оси вращения ротора. А в качестве критерия используются эталоны величин координатных составляющих (радиальная, тангенциальная или осевая) одного из кинематических параметров (виброускорение, виброскорость или виброперемещение).



При этом в различных работах даже для однотипных агрегатов обосновываются различные критерии и существенно отличные по величине нормы вибрации, что выражается в несогласованности требований ГОСТов РФ, ОСТов и международных стандартов ISO, разрешенных к применению на территории России. А поскольку парк машин постоянно обновляется, совершенствуются контрольно-измерительная аппаратура и методы обработки результатов измерения, то, соответственно, происходит периодическое изменение этих стандартов и их приложений.

Очевидно, что результат диагностики (заключение) в такой ситуации, будет зависеть от надежности и разрешающей способности используемого способа, точности эталона, заложенного в стандарт, и от выбора самого стандарта.

Однако, диагностическое обеспечение любого класса машин не ограничивается созданием измерительной аппаратуры и разработкой стандарта на параметры вибрации. Наиболее значимую для решения практических задач его часть составляют так называемые решающие правила или диагностические признаки, т.е. логические алгоритмы анализа параметров вибрации, позволяющие установить с некоторой вероятностью наличие в машине того или иного дефекта.

Для хорошо изученных типов динамического оборудования и простых дефектов такие диагностические алгоритмы хорошо известны и достаточно надежны. Например, у самого распространенного класса машин роторного типа (турбины, турбокомпрессоры, центробежные насосы, вентиляторы) несмотря на широкую вариацию типоразмеров, мощности и отраслевой принадлежности, наблюдается относительное однообразие дефектов и их проявлений в вибрационных процессах. Однако, в сложных установках из нескольких простых роторных машин, связанных механическим передачами, универсальность вибрационных процессов значительно нарушается.

Кроме роторных машин отдельные направления исследований составляют подшипники качения, зубчатые передачи и поршневые машины. В целом диагностические алгоритмы, за исключением случаев простых дефектов, являются ноу-хау отдельных НИИ, лабораторий и фирм, и часто относятся к разряду коммерческих тайн.

Весьма показательными в отношении слабости общих подходов и необходимости разработки индивидуальных методик являются карьерные экскаваторы.

В небольшом объеме такой установки сконцентрированы механизмы нескольких классов, работающие в самых неблагоприятных условиях и режимах с переменной скоростью и направлением вращения, на вибрационные характеристики которых накладываются нестационарные вибрационные процессы загрузки-разгрузки.

Опыт создания и внедрения методики оценки технического состояния карьерных экскаваторов по параметрам вибрационных процессов на разрезах Кузбасса показал, что:

- используемая в отрасли нормативно-техническая база по оценке технического состояния механического оборудования карьерных экскаваторов устарела и не соответствует нормам международных стандартов, что влечет за собой увеличение объемов и стоимости ремонтных и наладочных работ;
- уровень интенсивности вибрации у 47% машинных преобразователей превышал допустимые нормы, а для 57% из них требовалась остановка для проведения ремонтных и наладочных работ;
- контроль параметров механических колебаний позволяет объективно оценить техническое состояние динамического оборудования, а достоверность диагностирования составила около 85%.

Для внедрения в отрасли профилактического обслуживания карьерных экскаваторов и, в первую очередь, его механического оборудования, необходимо:

- продолжить работы по созданию нормативно-методической базы оценки и прогнозирования технического состояния карьерного оборудования по параметрам механических колебаний;
- ввести обязательный периодический контроль состояния оборудования по параметрам вибрации, что позволит не только своевременно выявлять зарождающиеся дефекты и оценивать степень их опасности, но и явится основой для разработки экспертной системы диагностики.

#### Литература:

1. Артоболевский И.И., Бобровницкий Ю.И., Генкин М.Д. Введение в акустическую динамику машин. М.: Наука, 1979. 216 с.: ил.
2. Биргер И.А. Техническая диагностика. М.: Машиностроение, 1978. –240 с.
3. Болотин В.В. Прогнозирование ресурса машин и конструкций. М.: Машиностроение, 1984. 312 с.: ил.
4. Генкин К.Д., Соколова А.Г. Виброакустическая диагностика машин и механизмов. М.: Машиностроение, 1987. 288 с.: ил.
5. Логов А.Б., Замараев Р.Ю. Математические модели диагностики уникальных объектов. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1999. 228 с.
6. Герике Б.Л. Мониторинг и диагностика технического состояния машинных агрегатов. В 2-х ч.: Ч.1. Мониторинг технического состояния по параметрам вибрационных процессов. Кемерово: Изд-во КузГТУ, 1999. 189 с.
7. Герике Б.Л. Мониторинг и диагностика технического состояния машинных агрегатов. В 2-х ч.: Ч.2. Диагностика технического состояния на основе анализа вибрационных процессов. Кемерово: Изд-во КузГТУ, 1999. 230 с.

## **СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ЭКСПОРТА УГЛЕЙ ИЗ ВОСТОЧНЫХ РАЙОНОВ РОССИИ**

Предприятия угольной промышленности Российской Федерации длительное время поставляют продукцию на экспорт из различных регионов страны. В объеме экспорта российских энергоносителей на долю угля приходится 3-5 % торгового оборота. Среднегодовой объем экспорта в течение последних пяти лет составил: в страны СНГ – 4-9 млн.т, в страны дальнего зарубежья – 18-22 млн.т. Преобладающий объем экспорта (около 90 %) приходится на восточные районы страны (Западная и Восточная Сибирь, Дальний Восток, Якутия). Основными поставщиками угля являются предприятия Кузбасса, ГУП "Якутуголь", АО "Востсибуголь", "Красноярскуголь", "Дальвостуголь" и отдельные небольшие предприятия. Уголь поставляется на внешний рынок через экспортеров, из которых половина является угледобывающими и углелерерабатывающими предприятиями.

Российский уголь поставляется более чем в 30 стран. Крупнейшими потребителями угля в настоящее время являются Япония, Турция, Словакия, Великобритания, Польша, Республика Корея, Финляндия, Тайвань, Филиппины. Следует отметить, что экспортный рынок в восточные страны более устойчив, чем в европейские.

Основной объем поставок на экспорт составляют энергетические угли. Доля коксующегося угля – около 30 %. Цена на коксующийся уголь превышает цену на энергетический в 1,2-1,6 раза. Так, цена коксового концентрата (франко-порт) Чульмаканского месторождения (Южная Якутия) составила в 1999 г. 32 долл. (США)/т, а энергетического угля – 23. Уровни цен на российские коксующиеся угли в Европейской части ниже, чем на польские и американские, а в восточных портах России ниже австралийских, но выше китайских [1]. Поставляемые российские энергетические угли в основном менее калорийны, чем угли США, Польши, Венесуэлы, но сопоставимы по качеству с углями ЮАР и Австралия. Цена российского энергетического угля в восточных портах и цены угля других стран мало отличаются, при одинаковой калорийности. Цены на энергетический и коксующийся уголь за последние 4 года имеют тенденцию к снижению. Для примера – цена на коксовый концентрат Нерюнгринского месторождения за полтора года упала на 9 долл. (США)/т.

Экспортные возможности угледобывающих предприятий восточных районов страны намного больше, чем они используются в настоящее время. В восточных районах находится 98 % всех запасов угля, в том числе коксующегося 97 %. Объем добычи угля в этих районах составляет 75-80 % от общего объема добычи по стране. Наиболее эффективным открытым спосо-

бом добывается около 70 % угля. На востоке находится 77,5 % всех производственных мощностей по добыче угля. Однако, использование производственных мощностей относительно небольшое и составляет, как и в целом по стране, 70 % [2].

Причинами низкой реализации экспортных возможностей являются: экономический кризис, транспортные тарифы, разрозненность поставщиков и отсутствие государственной стратегии. По прогнозам [1], даже частичное преодоление этих причин позволит увеличить экспорт угля в страны дальнего и ближнего зарубежья ежегодно на 3-4 млн.т. при безусловном удовлетворении потребности в угле внутри страны, особенно дефицитных марок К, КО и ОС. Одним из реальных направлений увеличения добычи и экспорта угля уже в настоящее время является создание предприятий небольшой мощности, обрабатывающих месторождения с ограниченными запасами угля, в т.ч. в тонких пластах, и повышение потребительских свойств угля за счет селективной выемки пластов и пропластков при открытом способе разработки, правильного выбора выемочного оборудования и стабилизации состава угля с помощью усреднения.

#### Литература:

1. Голубенко А.В., Жигуленкова А.И., Климов С.Л. Роль и место Нерюнгринских коксующихся углей России в условиях государственного регулирования внутреннего рынка. М.: ЦНИЭИУголь, 1999. 78 с.
2. Мальшев Ю.Н., Зайденаварг В.Е., Зыков В.М. и др. Реструктуризация угольной промышленности (Теория. Опыт. Программы. Прогноз). М.: Компания «Росуголь», 1996 г. 536 с.

*Н.К.Фирсов, Ф.И. Иващенко, (ГУП "Якутуголь")*

#### **БЮДЖЕТИРОВАНИЕ - КАК СИСТЕМА КОМПЛЕКСНОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ ДЕНЕЖНЫМИ И ТОВАРНЫМИ ПОТОКАМИ ПРЕДПРИЯТИЯ**

Реструктуризация промышленных предприятий, развитие рыночных отношений, внедрение новых форм собственности, предоставление организациям широкой хозяйственной самостоятельности требуют совершенствования методов экономического управления. В последние годы в России произошли существенные качественные изменения, которые привели, по сути дела, к созданию новой модели экономического управления производством, основанной на многообразии форм собственности, среди которых преобладающей (75 %) стала частная (акционерная).

Практика показывает, что экономическое регулирование внутрипроизводственных сложных угольных предприятий основывается, с одной стороны, прежде всего, на логике и практическом опыте, а с другой - на концепциях управления, а также различных методических подходах к принятию управленческих решений и ведению хозяйственной деятельности.

Специфические особенности работы угольных предприятий требуют новых методических решений эффективного управления финансовыми и товарными потоками, которые более объективно отражать новые тенденции и явления в формировании хозяйственного механизма при различных формах собственности, возникающие в условиях реструктуризации и развития рыночных отношений, обеспечивать принятие наиболее рациональных внутрипроизводственных управленческих решений, способствующих повышению производительности труда и выявлению внутренних резервов снижения себестоимости выпускаемой продукции.

Наиболее комплексным инструментом финансового планирования денежных и товарных потоков, формирования доходов предприятия по видам источников получения собственных и привлечения заемных средств, а также анализа и контроля направлений их расходования на производственные и социально-экономические цели является Бюджет предприятия.

Бюджетирование как комплексная функция экономического регулирования внутрипроизводственных отношений должно ставить стратегические и тактические цели выживаемости предприятия в условиях самофинансирования, а также воспроизводства и развития его имущественного комплекса, быть инструментом сбалансированного сочетания интересов всех звеньев единого производственного процесса предприятия.

Бюджет должен выстроить каркас бюджетного управления финансовым и товарным потокам, формирующим доходы и расходы предприятия в соответствии с принятой учетной и налоговой политикой, носить нормативный, обязательный для исполнению характер. Методически должна быть выстроена система бухгалтерского и статистического учета, позволяющая организовать оперативный анализ и контроль над ходом выполнения бюджетных установок, формировать информацию для своевременного принятия организационных, распорядительных либо административных управленческих решений.

Организационно-технический аспект бюджетирования как системы управления определяется существующими технологическими и производственными связями, профессиональными кадрами специалистов и организационной структурой предприятия, а социально-экономический аспект - организацией производства, экономикой и социальным развитием, нормированием и стимулированием, уровнем организации учета, анализа и контроля.

В экономическом управлении следует особо рассматривать два понятия: управленческий процесс (технологии экономического управления) и управленческое решение. Высокая эффективность экономического управле-

ния предприятия может быть достигнута, если бюджетирование будет базироваться на научных методологических основах, с широким использованием современного практического опыта отраслевой, межотраслевой и зарубежной практики менеджмента.

Современными принципами экономического управления производством и персоналом могут быть определены как совокупность правил, отражающих, прежде всего требования выживания предприятия в условиях развития рыночных отношений. В числе основных принципов управления специалисты отмечают: единоначалие руководства; компетентность и профессионализм; рациональность подбора и расстановки кадров; эффективность принятия совместных решений; материальная заинтересованность и мотивация труда; дисциплина и ответственность.

Бюджетирование осуществляется как непрерывный и целенаправленный процесс воздействия специалистов на управляемые денежные и товарные потоки, в целях достижения максимальных результатов при минимальных затратах материальных, финансовых и трудовых ресурсов. Прежде всего, через систему управленческих мер, направленных на повышение эффективности производства и деятельности персонала на основе совершенствования планирования, организации, нормирования, стимулирования, ценообразования, финансирования, учета и контроля.

Все эти направления регулирования экономического механизма должны реализовываться комплексно через бюджетирование, во взаимодействии и взаимосвязи и быть под постоянным контролем первого руководителя, поскольку наиболее сложные вопросы возникают на стыках компетенции структурных подразделений и специализированных служб предприятия.

Следует отметить, что в условиях развития рыночных отношений существенно сократилась доля таких прогрессивных форм управления, как: изучение, обобщение и распространение отраслевого и межотраслевого передового опыта организации текущего и перспективного экономического управления, организация экономического соревнования и обмена опытом, стажировки др.

К числу основных задач успешного экономического управления промышленных предприятий обычно относят: выживание организации в условиях острой конкурентной борьбы; осуществление комплекса эффективных мер по предотвращению банкротства и финансовых неудач; повышение рейтинга организации в борьбе за лидерство с конкурентами на рынке сбыта продукции; повышение уровня рыночной стоимости предприятия; проведение реструктуризации структуры предприятия и оптимизация объемов производства. На первый план выходит задача максимизация прибыли; минимизация производственных расходов; повышение уровня рентабельности; приведение существующей системы учета и контроля над расходованием финансовых средств в соответствие с новыми задачами; усиление материальных стимулов к труду и мотивации персонала.



В системе показателей оценки финансово-хозяйственной деятельности предприятия следует выделить следующие группы показателей:

- 1 – оценка имущественного положения предприятия; доля основных фондов в активах; доля активной части основных средств; коэффициент износа основных средств; коэффициент износа активной части основных средств;
- 2 – оценка валюты и ликвидности баланса; маневренность собственных оборотных средств; коэффициент текущей ликвидности; коэффициент быстрой ликвидности; коэффициент абсолютной ликвидности; доля собственных и заемных оборотных средств в общей их сумме активов; доля запасов в оборотных активах;
- 3 – оценка финансовой устойчивости предприятия; коэффициент концентрации заемного капитала; коэффициент соотношения заемных и собственных средств; выручка от реализации; чистая прибыль; производительность труда; фондоотдача; оборачиваемость средств в расчетах; оборачиваемость запасов; оборачиваемость кредиторской задолженности; продолжительность операционного цикла; продолжительность финансового цикла;
- 4 – оценка рентабельности производства продукции; рентабельность собственного капитала;
- 5 – оценка состояния денежных обязательств (векселей) предприятия на рынке ценных бумаг и эффективности вкладов в уставном капитале других предприятий и организаций.

Изучение опыта показывает, что экономические методы управления финансами в межотраслевой и отраслевой практике весьма разнообразны, но наиболее комплексным инструментом экономического регулирования внутрипроизводственных отношений, безусловно, является бюджетирование как интеграционная функция управления предприятия.

Она органически включает в себя прогнозирование, планирование, налогообложение, самофинансирование, кредитование, систему расчетов, систему финансовой помощи, страхование, систему финансовых санкций, систему амортизационных отчислений, систему стимулирования, принципы ценообразования, заложенные операции, аренда, лизинг. В составе этих методов инструменты экономического управления финансами включают: кредиты, товарно-вексельные обязательства, займы, процентные ставки, разницы валютных курсов, дисконт и др.

Актуальность изучения и применения на практике всех регулирующих возможностей и аспектов бюджетирования в условиях самофинансирования предприятий возрастает, поэтому требуется широкое его внедрение в практику управления предприятиями. Но, к сожалению, до настоящего времени эта тема еще очень слабо освещена в отечественной научной литературе, не пропагандируется практический, положительный опыт работы ведущих предприятий отечественной промышленности.

В ГУП «Якутуголь» новые методические подходы по экономическому регулированию и управлению производством и персоналом с разработкой



годового Бюджета внедряются в практическую деятельность предприятия, начиная с 1999 года. По многим аспектам производственной и социально-экономической деятельности предприятия за этот период имеются положительные моменты, а бюджетирование становится важным практическим рабочим инструментом управления производством, имеющим хорошую перспективу.

*С.Г. Глухих, (ГУП "Якутуголь"),  
А.В. Засядько, А.В. Костромитин (ОФ "Нерюнгринская"),  
Ф.А. Панфилов, Г.Ю. Гольберг (ИОТТ)*

### **РАЗРАБОТКА И ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ФЛОКУЛЯЦИОННОГО КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ И ОБЕЗВОЖИВАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ И ПРОМЕЖУТОЧНЫХ ПРОДУКТОВ НА ЛЕНТОЧНЫХ ФИЛЬТР-ПРЕССАХ**

ОФ "Нерюнгринская", пущенная в эксплуатацию в 1985 г., является уникальным углеобогатительным предприятием: она рассчитана на переработку до 9 млн. т в год углей, добываемых в условиях вечной мерзлоты. Специфика обогащаемых на ОФ "Нерюнгринская" углей заключается в их весьма трудной обогатимости, причем получаемый при обогащении концентрат является относительно низкочольным и хорошо коксующимся. Кроме того, свойства поступающего на ОФ угля существенно меняются в зависимости от времени года, места добычи и других факторов. Технология обогащения, спроектированная для ОФ "Нерюнгринская", не учитывала особенностей сырьевой базы. Опыт работы ОФ "Нерюнгринская" показал, что данная технология неэффективна в условиях нестабильной сырьевой базы. В частности, следует отметить, что технологические показатели обезвоживания суспензий угольных флотационных концентрата и промпродукта на действующих дисковых вакуум-фильтрах "Эйджидиск" поверхностью фильтрования 307 м<sup>2</sup> оказались существенно ниже по сравнению с проектными: более низкая производительность, более высокие влажность осадка и унос твердого в фильтрат.

В связи с вышеизложенным возникла необходимость изменения технологии обогащения на ОФ "Нерюнгринская". В частности, предполагается снижение верхнего предела крупности шлама, направляемого на флотацию. Поэтому для обезвоживания флотоконцентрата и флототомпродукта необходимо более эффективное фильтровальное оборудование, удовлетворяющее следующим требованиям:

- возможность эффективного обезвоживания флотационных концентрата и промпродукта, получаемых в условиях нестабильной сырьевой базы;
- содержание твердого в фильтрате должно быть достаточно низким для того, чтобы направлять фильтрат в линию оборотного водоснабжения, а не

на повторную флотацию (как это предусмотрено действующей технологией);

- влажность обезвоженного осадка по возможности должна быть ниже, чем при обезвоживании на дисковых вакуум-фильтрах.

Были исследованы различные варианты обезвоживания флотоконцентрата и флотопромпродукта ОФ "Нерюнгринская" с применением перспективных видов фильтровального оборудования, отвечающим данным требованиям: дисковых вакуум-фильтров (фирм "Eimco", "Dorr-Otiver", "Hulmboldt Wedag" и др.); фильтров непрерывного действия, работающих под давлением (фирм "Amafiliter", "Andritz" и "Hulmboldt Wedag"); ленточных вакуум-фильтров (фирмы "Delkor" и др.); ленточных фильтр-прессов. В результате были выбраны ленточные фильтр-пресса, что обусловлено их достоинствами:

- высокая производительность;
- непрерывный режим работы;
- достаточная степень обезвоживания;
- высокая готовность к эксплуатации;
- невысокие капитальные и эксплуатационные затраты;
- простота и удобство обслуживания.

При примерно одинаковой по сравнению с дисковыми вакуум-фильтрами степени обезвоживания ленточные фильтр-пресса обеспечивают в 10-15 раз более низкое содержание твердого в фильтрате.

Следует отметить, что до настоящего времени в практике углеобогащения как в России, так и за рубежом ленточные фильтр-пресса находят применение в основном для обезвоживания высокозольных шламов и отходов флотации, но для обезвоживания угольных флотоконцентратов этот вид фильтровального оборудования не применялся. Данное обстоятельство обусловлено тем, что угольные флотоконцентраты образуют малосжимаемые осадки; однако, можно предположить, что для обезвоживания труднофильтруемых тонко-дисперсных флотоконцентратов применение ленточных фильтр-прессов (при условии предварительного кондиционирования суспензии флокулянтами) может быть достаточно эффективным и конкурентоспособным способом обезвоживания. Таким образом, применение этого оборудования для эффективного обезвоживания угольных флотоконцентратов является оригинальным направлением в технологии углеобогащения и нуждается в специальном исследовании. Освоение технологии обезвоживания угольных флотоконцентратов на ленточных фильтр-прессах требует проведения комплексных исследований: теоретических, экспериментальных (на лабораторном и опытно-промышленном уровне) и технико-экономического обоснования.

Проведенные в ИОТТ лабораторные исследования показали, что обезвоживание на ленточном фильтр-прессе является приемлемым способом обезвоживания флотоконцентрата и флотопромпродукта ОФ "Нерюнгринская" при примерно одинаковой степени обезвоживания по сравнению с

дисковыми вакуум-фильтрами (влажность обезвоженного осадка - 29,5 - 31,5%) ожидаемая удельная производительность оказалась более высокой, а содержание твердого в фильтрате - значительно более низким (около 16 кг/м<sup>3</sup>). Кроме того, по имеющимся данным, при применении ленточных фильтр-прессов, суммарные затраты на 40% ниже по сравнению с дисковыми вакуум-фильтрами.

В связи с вышесказанным было принято решение об установке на ОФ "Нерюнгринская" ленточных фильтр-прессов фирмы "Eimco" с шириной ленты 2,6 м. Устройство фильтр-пресса схематически показано на рис. 1, схема установки фильтр-прессов на ОФ "Нерюнгринская" - на рис.2.

По состоянию на начало 2000 г. в эксплуатации находятся 5 фильтр-прессов "Eimco", из них 3 - на операции обезвоживания флотоконцентрата и 2 - на операции обезвоживания флотопродукта. Технология обезвоживания указанных продуктов на ленточных фильтр-прессах включает кондиционирование суспензии по крайней мере, двумя флокулянтами марки "Праестол" (анионоактивным и катионоактивным) и собственно обезвоживание. Кондиционирование осуществляется следующим образом: исходная суспензия подается в сгуститель С-130 для сгущения пенного продукта, где происходит процесс сгущения и перемешивание с раствором анионоактивного флокулянта; далее, суспензия самотеком поступает в ершовый смеситель; туда же подается раствор катионоактивного флокулянта, а при необходимости - также часть раствора анионоактивного флокулянта. Кондиционированная таким образом суспензия поступает на ленточный фильтр-пресс, где происходит ее разделение на осадок и фильтрат.

Проведенные опытно-промышленные испытания ленточного фильтр-пресса "Eimco" на операции обезвоживания угольного флотоконцентрата показали, что при суммарном расходе флокулянтов 177 — 265 г/т и соотношении расходов анионоактивного и катионоактивного флокулянтов соответственно в пределах от 2:1 до 1:1 получается весьма механически устойчивый осадок, легко отдающий свободную влагу в зоне дренирования ленточного фильтр-пресса. Наилучшие значения технологических показателей работы ленточных фильтр-прессов были достигнуты при максимальной скорости движения лент 21 м/мин, при которой производительность по твердому составила около 25 т/ч; влажность осадка - около 31,5 %; содержание твердого в фильтрате - 16 кг/м<sup>3</sup>. Последнее особенно важно, так как весьма низкое содержание твердого в фильтрате позволяет направлять фильтрат в систему оборотного водоснабжения фабрики.

Таким образом, эффективность ленточных фильтр-прессов на операции обезвоживания флотоконцентрата ОФ "Нерюнгринская" оказалась достаточно высокой, поэтому можно рекомендовать данный вид оборудования для замены дисковых вакуум-фильтров на ОФ "Нерюнгринская".

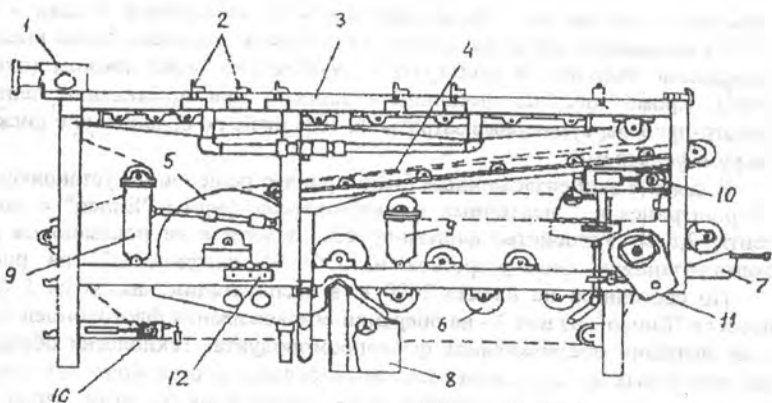


Рис 1

Схема устройства ленточного фильтр-пресса "Эймко"

- 1 - устройство для подачи исходной суспензии
- 2 - устройства для разрыхления осадка
- 3 - зона дренирования
- 4 - клиновья зона
- 5 - перфорированный барабан
- 6 - отжимные валки
- 7 - противовес разгрузочного устройства
- 8 - устройство для промывки ленты
- 9 - устройство для регулирования натяжения лент
- 10 - направляющие для лент
- 11 - гидравлический мотор с редуктором
- 12 - пульт гидравлической системы

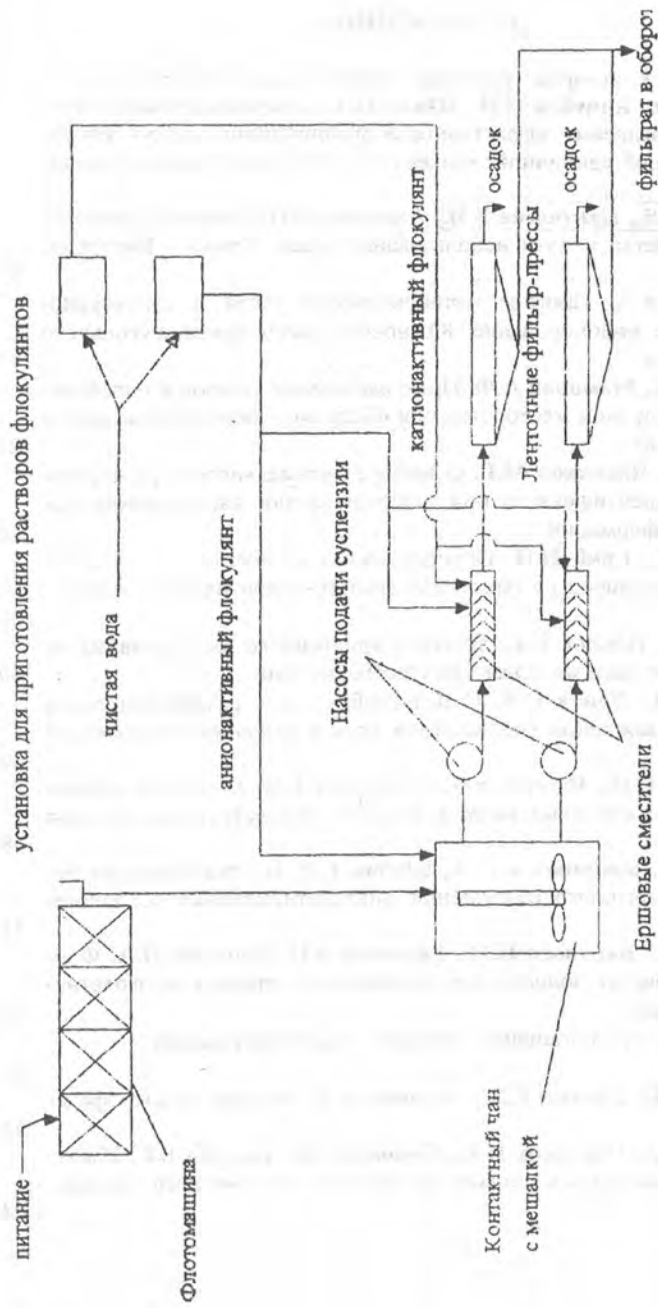


Рис.2

Технологическая схема кондиционирования и обезвоживания флотоконцентрата ОФ "Нерюнгринская" на ленточных фильтр-прессах "Эймко"

## СОДЕРЖАНИЕ

1	Петров В.Ф. К истории развития горного дела и угледобычи.	3
2	Алексеев Г.Ф., Кочубей И.И., Шило В.А. Совершенствование технологии и повышение эффективности эксплуатации горного оборудования большой единичной мощности в условиях разреза «Нерюнгринский».	5
3	<u>Фаткулин И.Я., Пантелеев Е.В.</u> , Алексеев В.П. Качество, технологические свойства и пути использования углей Южно – Якутского бассейна.	15
4	Хворостина А.А. Прогноз метаносности углей и структурно-тектоническое районирование Южно-Якутского каменноугольного месторождения.	17
5	Необутов Г.П., Мамонов А.Ф. Практика оценки запасов и опробования на золоторудном месторождении «Бадран» и перспективы развития его освоения.	22
6	Борисов В.З., Чистяков М.Г. О выборе оптимального ядра непараметрической идентификации при решении задачи картирования геологической информации.	26
7	Самохин А.В., Гриб Н.Н. Определение литологического состава массива горных пород по комплексу геолого-геофизических данных.	30
8	Забелин А.В., Павлов С.С. Влияние криогенного выветривания на геотехнические системы Южно-Якутского региона.	40
9	Антипин И.Н., Ионов С.А. О целесообразности разработки основ технологии скважинной гидродобычи угля в условиях многолетней мерзлоты.	44
10	Александров И.Н., Вычужин Т.А., Шубин Г.В. Динамика образования осыпи от взрывных работ в процессе реконструкции карьеров Севера.	48
11	Сорокин В.С., Киприянов Г.О., Шубин Г.В. Исследование на эффективность взрывного разрушения многолетнемерзлых осадочных горных пород.	51
12	Хохолов Ю.А., Васильев П.Н., Ефремов А.П., Сергеев П.А. Формирование и расчет полости для скважинного заряда в многолетнемерзлых породах.	56
13	Москаленко Т.В. Обогащение мелких золотосодержащих шлихов.	61
14	Ковлеков И.И., Саввин Е.Д., Блинов А.А. Мелкое золото эфельных хвостов.	65
15	Дмитриев А.А., Ковлеков И.И., Саввин Е.Д., Андреев В.С. Извлечение золота магнитных шлихов по технологии коветного выщелачивания.	68

16	Вычужин Т.А. Анализ гранулометрического состава металлосодержащих песков россыпных месторождений с целью повышения степени извлечения золота. ....	73
17	Козлов В.А., Рочев В.Ф. К теории разрушения мерзлых глинистых горных пород в водной среде при необратимом термодинамическом процессе. ....	76
18	Самохин А.В., Козлов В.А., Гриб Н.Н., Рочев В.Ф. Исследование процессов разрушения мерзлых песчано-глинистых пород в водной среде методом потенциалов собственной поляризации. ....	80
19	Бычев Р.М., Григорьев С.Н., Голубенко А.В. Теплота (энтальпия) образования углей как классифицированный показатель. ....	88
20	Бычев Р.М., Петрова Г.И. Методика расчета теплоты (энтальпии) образования твердых горючих ископаемых. ....	92
21	Петрова Г.И., Михеев В.А., Бычев Р.М. Технологические испытания сырья и опытной установки по производству гуминовых удобрений. ....	95
22	Леонов А.М. Описание математическими методами процесса седиментации частиц угля в водоугольных суспензиях. ....	99
23	Изаксон В.Ю., Слепцов В.И., Кулачков В.Н. Математическое моделирование теплового режима вскрывающих выработок рудника «Айхал». ....	102
24	Федорова С.Е. Исследование и выбор антипирогенов для профилактики самовозгорания углей Кангаласского месторождения. ....	107
25	Федосеев С.Н., Ларионов В.Р., Апросимова С.А. Оценка прочностных свойств горных пород, насыщенных молекулярными соединениями. ....	111
26	Довиденко Г.П. Расчет объема уплотненного ядра при ударном разрушении. ....	117
27	Квагинидзе В.С., Радкевич Я.М. Разработка системы управления качеством эксплуатации карьерного горно-транспортного оборудования в условиях Крайнего Севера. ....	121
28	Квагинидзе В.С., Морозов В.И. Критерии предельных состояний металлоконструкций экскаваторов. ....	122
29	Квагинидзе В.С., Радкевич Я.М. Рекомендации по повышению надежности металлоконструкций экскаваторов, эксплуатирующихся при низких температурах. ....	126
30	Иудин М.М. Геомеханическое обоснование деформирования мерзлого породного обнажения. ....	130
31	Квагинидзе В.С., Осипенко Н.В. Методы исследования несчастных случаев на горнодобывающих предприятиях. ....	134
32	Герике Б.Л., Беликов М.А., Кунце Г., Эллер А. Добывающие поверхоностные фрезы для открытых горных работ: перспективы развития. ....	136



- 33 **Герике Б.Л., Замираев Р.Ю.** Мониторинг и диагностика технического состояния механического оборудования карьерных экскаваторов по параметрам механических колебаний. .... 142
- 34 **Мацак Б.В., Макшеев В.П.** Состояние и перспективы экспорта углей из восточных районов России. .... 146
- 35 **Фирсов Н.К., Иващенко Ф.И.** Бюджетирование - как система комплексного регулирования денежными и товарными потоками предприятия. .... 147
- 36 **Глухих С.Г., Засядько А.В., Костромитин А.В., Панфилов Ф.А., Гольберг Г.Ю.** Разработка и освоение технологии флокуляционного кондиционирования и обезвоживания флотационных концентратов и промежуточных продуктов на ленточных фильтр-прессах. .... 151

## **Горнодобывающая Якутия на рубеже III-го тысячелетия**

Редакционная коллегия:

**В. Ф. Петров, А. В. Самохин, Г. Ф. Алексеев,  
Н. Н. Гриб, В. С. Квагинидзе, Г. В. Шубин**

Издательство ЯГУ. 677891, г. Якутск, ул. Белинского, 58

---

*Подписано в печать 13.04.2000 г. Формат 60x84 1/16.*

*Бумага писчая. Печать офсетная. Печ. л. 9 25.*

*Заказ 2319. Тираж 150.*

---

Отпечатано в Нерюнгринской городской типографии.  
г. Нерюнгри, ул. Советская, 2

Издательская лицензия: серия ИДРС № 000069 от 30.09.98 г.

