

ПРИРОДНЫЕ ТИПЫ ПЕРВИЧНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЗОЛОТА
АДЖИБУГУТ (ЦЕНТРАЛЬНЫЕ КЫЗЫЛКУМЫ)

М.М. Пирназаров, заместитель директора ИМР, канд. геол.-мин. наук,
С.М. Колоскова, старший научный сотрудник ИМР, канд. геол.-мин. наук

Изучение вещественного состава руд при проведении геологоразведочных работ стадий оценки и разведки является важным и необходимым звеном комплексных исследований по подготовке объекта к промышленному освоению. В результате изучения химического и минерального состава, текстурно-структурных особенностей, физических свойств руд устанавливаются их природные разновидности, на основе чего предварительно намечаются промышленные (технологические) типы, требующие селективной добычи и раздельной переработки. Различие подходов по выделению природных разновидностей золотосодержащих руд предполагает неоднозначность и творческий подход в решении этого вопроса на конкретном объекте. В связи с этим, представляем свой опыт по выделению природных типов руд и результаты их изучения по месторождению Аджибугут.

Золоторудное месторождение Аджибугут расположено в Центральнокызылкумском золоторудном районе в юго-восточных отрогах гор Ауминзатау на территории Навоийской области. Минералого-петрографические исследования на месторождении начаты в 1997 г. параллельно с началом детальных оценочных работ на объекте. На первом этапе под руководством В.Ф. Проценко изучен вещественный состав руд в границах зоны окисления до глубины 40-50 м. С 1999 г. проводится вскрытие и изучение оруденения на более глубоких горизонтах посредством бурения колонковых скважин и прохождения второго шахтного горизонта на глубине 70-80 м от современной поверхности. В связи с этим, Даугызтауской ГРЭ ПГО «Самаркандгеология» было поручено сектору минералогии и геохимии Института минеральных ресурсов выполнение специализированной работы по изучению минералого-геохимических особенностей первичных руд и изменений вмещающих пород на горизонтах горных работ месторождения Аджибугут.

Основной объем фактического материала отобран по второму шахтному горизонту – пробы-протоочки, образцы, прозрачные и полированные шлифы – в процессе составления детальных минералого-геохимических и литолого-петрографических разрезов, точек детальных геологических наблюдений, который дополнен геологическими и лабораторными дубликатами борзодовых проб. Вспомогательное значение имели литолого-петрографические разрезы по колонковым скважинам.

Рудовмещающие породы месторождения Аджибугут – метатерригенные отложения первой и второй подсвит беспанской свиты с различными соотношениями типов пород по разрезу, но в целом их распространенность в изученных сечениях убывает в ряду *алевролиты – песчаники – сланцы*. Характерно присутствие разнородных пород – алевропесчаников и алевросланцев.

Проявлены дорудные, околорудные и пострудные изменения вмещающих пород. *Дорудные* изменения обусловлены процессами регионального динамометаморфизма и отвечают серицит-хлоритовой субфации зеленых сланцев. *Околорудные* изменения тесно связаны со стадийностью рудообразующего процесса и разделяются на: а) ранние пирит-арсенопирит-карбонат-хлорит-кварц-серицитовые метасоматиты формации березитов, составляющие основу первичных вкрапленных руд с относительно низкими содержаниями золота порядка 0,п г/т (стадия кислотного выщелачивания); б) собственно синрудные метасоматиты хлорит-серицит-карбонат-калишпат-альбит-кварцевого состава с пиритом и арсенопиритом, сопровождающие формирование жильно-прожилковых золотопродуктивных ассоциаций, их золотоносность варьирует в пределах 0,п-(1-2) г/т (стадия отложения). *Пострудные* изменения выражены в развитии по микротрещинам пленочного пирита, каолинита, прожилков кварц-кальцитового состава.

Процесс гипогенного минералообразования включает пять стадий: 1) регионального динамометаморфизма; 2) метаморфогенно-гидротермальную; 3) раннюю гидротермальную; 4) позднюю гидротермальную; 5) пострудную. Золотопродуктивными являются стадии 2-4, в течение которых формируются три продуктивные минеральные ассоциации: *первая* – золото-арсенопирит-пирит-(карбонат-хлорит)-кварц-серицитовая прожилково-метасоматическая; *вторая* – золото-пирит-арсенопирит-(полевошпат)-кварцевая гнездово-прожилково-линзовидная; *третья* – золото-пирит-арсенопирит-альбит-кварцевая прожилковая. Рудообразующая роль 1-ой продуктивной ассоциации в её значении как базовой рудной формации, обеспечивающей основной ресурс золота объекта. В процессе формирования 2-ой и 3-ей продуктивных ассоциаций создаются условия для высвобождения раннего, химически связанного тонкодисперсного золота из сульфидов и переотложения (регенерации) в свободной, самородной форме, а также осуществляется дополнительный привнос металла гидротермальными флюидами.

Природные разновидности полезного ископаемого являются интегральным вещественным следствием проявления процессов формирования и преобразования оруденения. Общепринятого, единого определения этого термина не существует, но чаще это понятие трактуется как промышленно-генетическая категория. Природные разновидности руд находятся в тесной взаимосвязи и определяют геолого-промышленные типы руд, представляя более конкретное и частное понятие, предназначение которого в таком обобщении минералого-геохимической информации, которая подводит к объяснению технологических свойств и обоснованию технологии переработки руд.

Понятие «природные типы руд» в данной работе адекватно понятию «природные разновидности» и отражает интегральные особенности минерального состава и морфологии рудонесущих образований. В каждом типе могут быть выделены подразделения более низкой иерархии, различия или подтипы природных типов, в процессе специализированных исследований, которые мы не проводили, например, технологического или другого целевого минералогического картирования, по структурно-текстурным особенностям руд, количественным соотношениям свободного и химически связанного золота, интенсивности проявления окварцевания или сульфидизации и другие.

По сочетанию золотопродуктивных минеральных ассоциаций и с учетом типов и морфологических особенностей рудонесущих тел выделено четыре природных типа первичных руд (табл. 1). **Тип А.** Проявление золото-арсенопирит-пирит-(карбонат-хлорит)-кварц-серицитовой прожилково-метасоматической ассоциации (1-ой продуктивной) определяет собственно *субпластовые прожилково-вкрапленные золото-арсенопирит-пиритовые руды*. **Тип Б.** Совмещение 1-ой продуктивной ассоциации с золото-пирит-арсенопирит-(полевошпат)-кварцевой (2-ой продуктивной) гнездово-прожилково-линзовидной, субсогласного с напластованием пород морфотипа минеральной ассоциацией представляет второй природный тип руд – *последовательных вкрапленно-прожилково- жильных золото-арсенопирит-пирит-кварцевых руд*. **Тип В.** Совмещение 1-ой продуктивной ассоциации с золото-пирит-арсенопирит-альбит-кварцевой прожилковой (3-ей продуктивной) секущего морфотипа характеризует третий природный тип руд – *вкрапленно-прожилковых золото-арсенопирит-пирит-полевошпат-кварцевых руд*. **Тип Г.** Совмещение всех трех продуктивных ассоциаций в благоприятной рудолокализирующей обстановке выделено в четвертый природный тип руд – собственно *прожилково- жильных золото-сульфидно-кварцевых комбинированного морфотипа*.

Валовой минеральный состав природных типов руд, изученный по эталонным пробам, показывает, что главными рудными минералами являются пирит (2-5 %) и арсенопирит (частые знаки –5 %), причем доля последнего возрастает к природным типам Б и Г. Минералогический интерес представляют пирротин, марказит, халькопирит, халькозин, ковеллин, блеклая руда. Из нерудных минералов наибольшее распространение имеют кварц (42-49 %), серицит и гидрослюда (24-31 %), полевые шпаты (13-17 %), входящие, как в состав пород, так и жильно-прожилковые образования. Содержания хлорита и карбонатов достигают 1-3 %, апатита – 0,2-0,4 %, аксессуарных минералов пород – не превышают в сумме первых десятых долей процента.

Результаты химического анализа руд показывают, что основу проб составляет кремнезем (62,0-72,8 %), значительно уступает ему глинозем (10,0-13,2 %). Содержания оксидов Fe, Ti, Ca, Mg, Na, K, P, S изменяются в пределах 0,1-первые проценты: Fe₂O₃ – 1,43-4,06; FeO – 1,40-3,24; TiO₂ – 0,60-2,88; MnO – 0,03-0,7; MgO – 1,30-6,40; CaO – 0,26-1,12; Na₂O – 1,21-2,76; K₂O – 1,90-3,26; P₂O₅ – 0,12-0,32; SO₃ – менее 0,1; S_{sy} – 1,50-2,67; CO₂ – 0,00-0,88; As – 0,11-0,75; Au – 1,4-19,8 г/т; Ag – 1,6-11,0 г/т; Cu – 0,004-0,048 %; Pb – 0,001-0,003 %; Zn – 0,002-0,18 %. Выделим некоторые особенности распространения петрогенных элементов по природным типам первичных руд: 1) устойчиво высокое содержание кремнезема во всех типах руд; 2) возрастание содержания глинозема, а также оксидов магния и марганца в типах Б и Г по сравнению с типом А; 3) коэффициент основности $\frac{CaO+MgO}{SiO_2+Al_2O_3}$ и кремневый модуль $\frac{SiO_2}{Al_2O_3}$ варьируют в незначительных пределах, что свидетельствует об однородности состава вмещающей среды; 4) изменчивость коэффициентов щелочности $\frac{K_2O}{Na_2O}$ и $\frac{K_2O}{Na_2O+K_2O}$ указывает на тенденцию выноса натрия и возрастании роли калия от типа А к типу Г.

Пространственное распределение природных типов руд на втором горизонте шахты отражено по точкам комплексного минералогического анализа (рис. 1). Получен обобщенный, схематический образ с интерполяцией между рассечками с учетом материалов Даугызтауской ГРЭ, который показывает, что природный тип руд А занимает в контуре минерализованной зоны (по борту 0,2 г/т

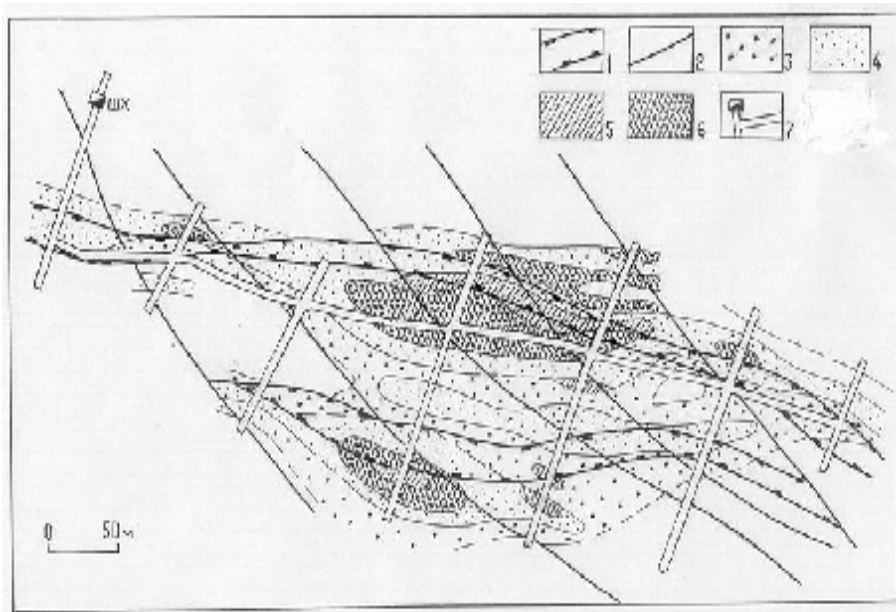


Рис. 1. Схема распределения природных типов первичных руд в пределах второго шахтного горизонта месторождения Аджибугу (геолого-структурная основа Х.Х. Жураева, Даугызтауская ГРЭ):

разрывные нарушения: 1 – многоосевые сложноветвистые зоны с интенсивным смятием и изменением пород, 2 – одно- и двухосевые простые; природные типы первичных руд: 3 - субпластовые прожилково-вкрапленные золото-арсенопирит-пиритовые (тип А), 4 - последовательных вкрапленно-прожилково- жильных золото-арсенопирит-пирит-кварцевые (тип Б), 5 - вкрапленно-прожилковые золото-арсенопирит-пирит-(полевошпат)-кварцевые (тип В); 6 - прожилково- жильных золото-сульфидно-кварцевые комбинированного морфотипа (тип Г); 7 – горные выработки шахтного горизонта

Таблица 1

Характеристика природных типов первичных руд месторождения Аджигугут

Характеристики	Природные типы руд и их индексы			
	Тип А	Тип Б	Тип В	Тип Г
Вмещающие породы	Терригенные породы – неравномерное переслаивание песчаников, алевролитов и сланцев			
Типы и морфология рудонесущих образований	Пласты, прослои пород	Субсогласные жильно-прожилковые кварцевые тела в сульфидизированных породах	Секущие прожилковые кварцевые тела в сульфидизированных породах	Субсогласные и секущие жильные и прожилковые кварцевые тела в сульфидизированных породах
Золотопродуктивные минеральные ассоциации	Золото-арсенопирит-пирит-(карбонат-хлорит)-кварц-серицитовая прожилково-etasоматическая (1-ая продуктивная)	Совмещение 1-ой продуктивной ассоциации с золото-пирит-арсенопирит-(полевшпат)-кварцевой (2-ой продуктивной) гнездово-прожилково-линзовидной	Совмещение 1-ой продуктивной ассоциации с золото-пирит-арсенопирит-альбит-кварцевой прожилковой (3-ей продуктивной)	Совместное проявление всех трех золотопродуктивных ассоциаций в благоприятной рудолокализирующей обстановке
Природные типы руд	Субпластовые прожилково-вкрапленные золото-арсенопирит-пиритовые	Послойные вкрапленно-прожилково-жильные золото-арсенопирит-пирит-кварцевые	Вкрапленно-прожилковые золото-арсенопирит-пирит-(полевшпат)-кварцевые секущего морфотипа	Прожилково-жильные золото-сульфидно-кварцевые комбинированного морфотипа
Типы руд по содержанию золота	Бедные и рядовые руды	Рядовые и богатые руды	Бедные и рядовые руды	Рядовые и богатые руды
Геолого-промышленные типы руд	Золото-сульфидные прожилково-вкрапленные	Золото-сульфидно-кварцевые жильно-прожилковые		
Обогатим ость руд	Преобладают упорные руды с тонкодисперсным золотом в сульфидах	Преобладают легко обогатимые руды со свободным золотом в самородной форме пылевидного класса (менее 0,1 мм)		
Площадная распространенность (в контуре содержаний $\geq 0,2$ г/т Au)	Периферические части и отдельные участки рудных тел (около 30 %)	Широко распространенные в контурах рудных тел (40-45 %)	Ограниченное развитие (до 10 %)	Локальное, преимущественно в центральных частях рудных тел (15-20 %)
Минералы-концентраты золота	Пирит, арсенопирит	Арсенопирит	-	Арсенопирит
Минералы-носители золота	Пирит, арсенопирит	Кварц, пирит, арсенопирит, незначительно – карбонаты, полевые шпаты		
Содержания золота, г/т	До 2-3	1-50	0,5-2	1-26
Содержания серебра, г/т	До 4	До 8-10	До 20-25	До 12-15
Содержания мышьяка, %	0,1-0,8	0,2-0,6	До 0,3	0,2-0,8
Содержания палладия в сульфидных конц-тах, г/т	0,01-0,1	До 0,003-0,035 и в единичных пробах до 0,06		
Содержания платины в сульфидных конц-тах, г/т	0,01-0,05	До 0,007 и в единичных пробах до 0,085		
Текстуры руд	Вкрапленные, прожилково-вкрапленные, вкрапленно-полосчатые, пятнисто-вкрапленные	Прожилкообразные, линзовидные, гнездовидные, наложенные на вкрапленные текстуры вмещающих пород	Прожилкообразные, брекчиевидные, пятнистые, линзовидные, гнездовидные, трещиноватые, катакластические, плейчатые, наложенные на вкрапленные текстуры вмещающих пород	
Структуры руд	Метазернистые, идиоморфнометазернистые, гипидиоморфнометазернистые	Идиоморфно- и гипидиоморфнозернистые, гранобластические	Зернистые, гипидиоморфно- и аллотриоморфнозернистые, коррозионные, катакластические, гранобластические	
Характер развития самородного золота	Тонкодисперсное в пирите и арсенопирите	Включения в кварце, пирите, арсенопирите комковидной, пластинчатой, дендритовидной формы размером до 0,1мм	Включения в кварце, пирите, арсенопирите комковидной, пластинчатой, дендритовидной, интерстициальной формы размером до 1 мм; редко комковидные включения в карбонате, полевых шпатах размером до 0,01-0,03 мм	
Геохимический спектр ассоциирующих элементов	Mo-Sn, Ag-W, Au-Mn	Sb-Ag-W, Mo-Ba, Au-As, Zn-Cd-Pb	Ag-W, Cu-Ba, Pb-Sb-Sn	Au-As, Mo-V, Zn-Mn, Bi-Pb
Среднее отношение Au:Ag (по талонному разрезу)	1 : 250	1 : 5	1 : 3	1 : 2

золота) около 30 %. Тип Б имеет наибольшее распространение и составляет 40-45 % площади. Тип В имеет ограниченное линейное развитие, занимая до 10 % площади минерализованной зоны. Тип Г локально проявлен в центральных частях рудных тел на уровне 15-20 %. Подобное площадное соотношение природных типов руд имеет важный практический смысл: около 70 % площади минерализованной зоны и до 90 % площади рудных тел приходится на типы Б, В, Г, представляющие золото-сульфидно-кварцевый геолого-промышленный тип с высокой долей легкоизвлекаемого золота.

Площадная группировка типов руд образует два линейных (линзовидных) ареала – северный и южный, в пределах которых наблюдаются элементы зональности с чередованием от центральной части к периферии природных типов руд В+Г – Б – А. Между ними располагается лентовидная область развития руд типа Б. Субширотные тектонические зоны горизонта, контролирующие размещение оруденения, имеют функции рудоподводящих структур, северо-западные относятся к рудораспределяющим и блокирующим, рудолокализующими являются более мелкие трещины, внутриформационные отслоения пластов, отдельные прослои пород.

В первичных рудах и породах на горизонтах горных работ месторождения Аджибугут с учетом результатов технологических исследований установлено 36 минералов. **Золото самородное** встречается в тяжелых фракциях концентратов протолочек и полированных шлифах в виде зерен размером от 0,001 до 1,0 мм. Золотины в основном свободные, реже – в сростании с кварцем, пиритом, арсенопиритом. Форма их комковидная, пластинчатая, дендритовидная, интерстициальная. Поверхность от гладкой блестящей до микробугорчатой матовой. Пробность золота 2-ой золотопродуктивной ассоциации, определенная на микрозонде в одной золотине, составляет 754. В

субдисперсной форме (около 0,001 мм и менее) золото присутствует в пирите и арсенопирите гидротермально-метаморфогенного происхождения 1-ой золотопродуктивной ассоциации.

Пирит – самый распространенный в рудах и породах сульфид с содержаниями от десятых долей до 5-7 %, со сгущениями в отдельных участках до 10-15 % и даже до 50-60 %. По результатам полуколичественного спектрального анализа в пиритах установлены повышенные концентрации Ni, As, кроме того, в пирите 1-ой продуктивной ассоциации увеличиваются содержания Zn, 2-ой и 3-ей – Cu, Ag. Содержания Au в пиритах по результатам нейтронно-активационного анализа имеют следующие вариации: в пирите 1-ой продуктивной ассоциации в диапазоне 0,1-0,3 г/т с повышением до 28,6 г/т в интервалах с наложением 2-ой и 3-ей продуктивных ассоциаций; в пирите 2-ой и 3-ей продуктивных ассоциаций в пределах 0,7-2,6 г/т с понижением в отдельных пробах до 0,1 г/т.

Арсенопирит уступает пириту по распространенности, составляя в породе от единичных вкраплений до 3 %, редко до 10 % и 40 %, в жильно-прожилковых образованиях от 0,п до 5-6 %. Для арсенопирита, по сравнению с пиритом, характерны повышенные содержания Ni, Co, Ag, Au, несколько понижен Zn. Содержания Au в арсенопирите на горизонте шахты изменяются в пределах 1,4-131,4 г/т, в том числе по золотопродуктивным ассоциациям: первой – от 1,4-3,4 г/т; второй – от 2,6-131,4 г/т; третьей – от 1,4-20,0 г/т.

Жильно-прожилковый **кварц** составляет в рудах от 2-3 до 50 % в локальных участках, в среднем около 10-15 %. По характеру взаимоотношений, морфологии кварцевых образований и микроструктурным особенностям выделяется пять генераций кварца. *Кварц-1* – прожилки и линзы, субсогласные со слоистостью пород, мощностью до 10-15 см и более, сформированные в процессе регионального метаморфизма. Ассоциирует со слюдястыми минералами, хлоритом, которые образуют скопления в зальбандах кварцевых тел. Практически не содержит вкраплений пирита (до 0,1 %). В шлифах наблюдаются интенсивные деформации зерен с появлением признаков рассланцевания, перекристаллизации с появлением микрогранулированного кварца. *Кварц-2* прожилково-метасоматического типа сопровождает формирование 1-ой продуктивной ассоциации. Его морфологическая особенность – тонкопрожилковый характер (не более 1 см) и комбинированный тип выделений (субсогласные и секущие прожилки). В шлифах микровыделения кварца ассоциируют с серицитом, хлоритом, карбонатом, пиритом, арсенопиритом. *Кварц-3* входит в состав 2-ой продуктивной ассоциации в качестве главного жильного минерала. Слагает субсогласные со слоистостью линзы, прожилки, образующие линейно-прожилковые системы. Цвет кварца светло-серый до серого, облик скрытокристаллический, характерна мелкая трещиноватость. Часто ассоциирует с ортоклазом, образующем в кварце выделения размером до 1-2 см (не более 1-2 %), альбитом, размер зерен которого достигает 1-2 мм. В шлифах представлен крупнокристаллическими агрегатами, имеющими оптические признаки деформаций сжатия, характерна перекристаллизация с образованием гранулированного тонкозернистого кварца по границам зерен и микротрещинам. В кварце-3 установлены содержания Al – 0.1-0.6 %, Mg – 0.01-0.03 %, Ca – 0.03-0.3, Mn – 0.03-0.8 %, Ti – 0.004-0.006, Mo и Cu – менее 0.001 %, Au – до 0,08 г/т. *Кварц-4* слагает секущие прожилки 3-ей продуктивной ассоциации. Макроскопически имеет белый или сероватый цвет. В шлифах оптические свойства указывают на относительно слабую деформацию зерен, встречаются также идиоморфнозернистые недеформированные агрегаты кварца с включениями адуляра размером до 0,1 мм. Часто образует прожилки в сростаниях с розовым альбитом. *Кварц-5* входит в состав пострудных секущих прожилков.

Полевые шпаты в жильно-прожилковых образованиях представлены ортоклазом, альбитом, олигоклаз-альбитом, адуляром, при этом, альбит выделяется позже ортоклаза, входя в состав секущих микропрожилковых агрегатов совместно с тонко- и мелкозернистым кварцем, хлоритом, карбонатами, сульфидами. **Карбонаты** представлены кальцитом, доломитом и анкеритом (оптические определения). Доломит преобладает в 1 и 2 продуктивных ассоциациях, анкерит – в третьей. Кальцит образует пострудные прожилки. **Хлорит** распространен во всех продуктивных ассоциациях совместно с серицитом, карбонатами, сульфидами: в первой – мелкозернистые агрегаты, во второй и третьей – крупночешуйчатые агрегаты и розетковидные выделения размером до 0,1-0,2 мм. **Серицит** в жильных образованиях входит в состав микропарагенезисов с хлоритом, кварцем, сульфидами, в некоторых случаях интенсивно замещает зерна аль-

бита. Апатит встречается в составе 2-ой продуктивной ассоциации в виде зерен размером до 0,3 мм в серицитизированном альбите.

Минеральный баланс содержания золота по второму шахтному горизонту, с учетом роли продуктивных ассоциаций в рудогенезе и распространенности минералов в парагенетических минеральных ассоциациях, представляется в табл. 2.

Т а б л и ц а 2

Минеральный баланс содержания золота по второму шахтному горизонту

Продуктивная ассоциация (ПА)	Минералы (%)					
	Пирит	Арсенопирит	Кварц	Карбонат	Полевые шпаты	Г.ок. Fe
Первая	15	15	-	-	-	До 1
Вторая	10	13	30	2	2	
Третья	3	5	5			
Итого по минералам	28	33	35	2	2	До 1

Соотношение тонкодисперсного и свободного самородного золота в среднем по горизонту, основываясь на приведенном минеральном балансе, составляет 3:7 (1ПА:2+3ПА) с вариациями в одну и другую стороны в зависимости от интенсивности процессов регенерации, связанных с формированием 2-ой и 3-ей золотопродуктивных ассоциаций.

Анализ статистического распределения содержания золота в рудах с различной степенью суммарного жильно-прожилкового окварцевания (рис. 2а) позволяет отметить, что рядовые руды с концентрациями золота 1-5 г/т имеют статистически преобладающий суммарный показатель окварцевания этого типа (Σ_Q) в пределах 5-15%, который в отдельных случаях понижается или возрастает до 20-30%. Аналогичные вариации Σ_Q характерны и для бедных руд (0,2-0,9 г/т). Богатые руды (> 5 г/т) совпадают с интервалами жильно-прожилкового окварцевания с $\Sigma_Q = 15-30\%$, в единичных случаях опускаясь до 10% или поднимаясь до 40%. При существующих статистических тенденциях повышения золотоносности руд с увеличением суммарного жильно-прожилкового окварцевания, один этот признак не является достаточно надежным показателем продуктивных на золото интервалов. Минералогические наблюдения приводят к заключению о достаточно широком развитии раннего метаморфогенного кварца, субсогласного с напластованием пород. Золотоносность таких интервалов редко достигает первых десятых г/т. Для отдельных зон разломов также характерно повышенное окварцевание субсогласного или комбинированного типа (субсогласные и секущие кварцевые образования) при содержании $Au \leq 0,2$ г/т.

Суммарная сульфидность (Σ_{Sy}) руд месторождения по визуальным оценкам изменяется в пределах от 1 до 8-9% с преобладающими значениями 3-7%, что позволяет отнести их к малосульфидному типу (рис. 2б). В классе бедных и рядовых руд Σ_{Sy} варьирует в пределах 1-9%, богатых – 4-9%, в отдельных случаях опускаясь ниже или поднимаясь выше этих значений. Статистические закономерности подтверждают наблюдаемые явления повышения золотоносности в интервалах с совмещением ранней прожилково-вкрапленной и более поздних кварцевых золотопродуктивных ассоциаций, что сопровождается увеличением суммарной сульфидности руд.

Анализ распределения содержания золота и серебра по природным типам золотопродуктивных руд (рис. 3) приводит к выводу о том, что класс бедных и рядовых руд наиболее разнообразен по природным типам руд, минеральные ассоциации в которых часто проявлены в экстенсивном варианте. Богатые руды относятся преобладающе к природным типам Б и Г с интенсивным проявлением совмещенной минерализации.

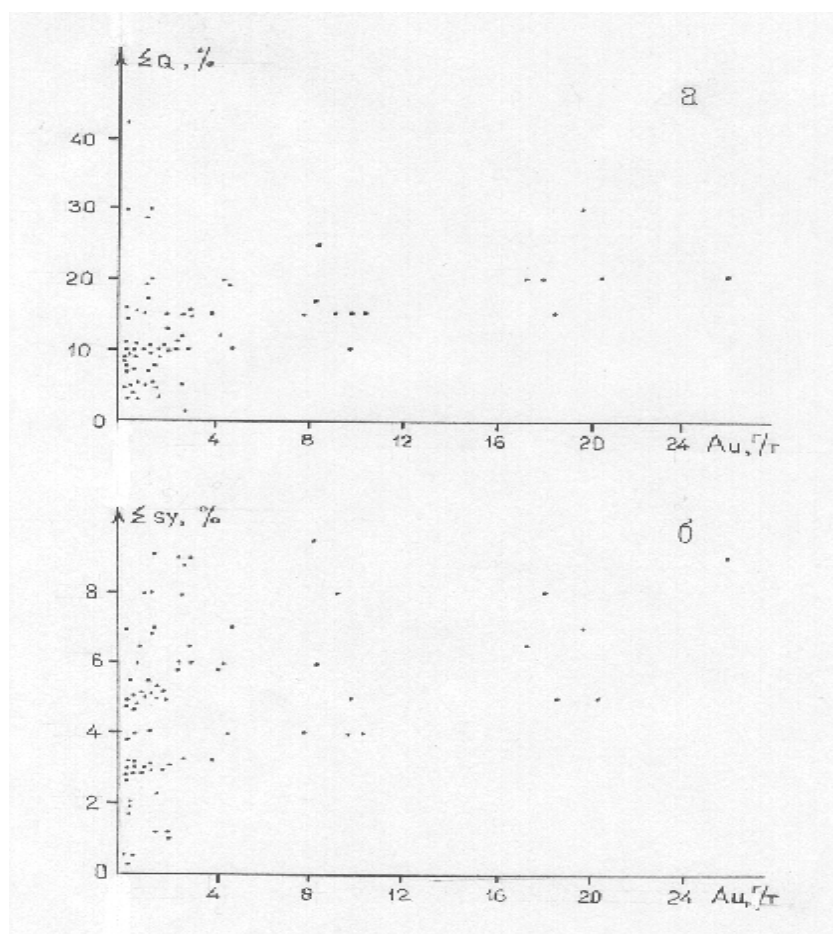


Рис. 2. Распределение содержания золота в рудах с различной степенью суммарного жильно-прожилкового окварцевания (а) и сульфидности (б) по второму шахтному горизонту месторождения Аджибугут

Таким образом, первичные руды на изученных горизонтах горных работ представлены золото-сульфидно-кварцевым геолого-промышленным типом мышьяково-золоторудной формации. Главный промышленный компонент - золото, попутными компонентами при переработке руд могут стать серебро и платиноиды, находящиеся в повышенных содержаниях в концентратах сульфидов. Результаты рационального анализа руд на золото технологических проб, выполненные в отделе технологии переработки минерального сырья ИМР и Ингичкинской ОМ-ТЭ, показывают, что основная часть золота находится в свободном состоянии и извлекается при цианировании измельченной до крупности 0,074 мм руды (62-95 % общего золота проб). Тонковкрапленное золото в сульфидах пирите и арсенопирите составляет незначительную часть (2,5-17,2 %). Технологические пробы отобраны по природным типам руд Б и Г с проявлением совмещенной минерализации - ранней сульфидно-вкрапленной и более поздних сульфидно-кварцевых золотопродуктивных ассоциаций, формирование которых сопровождается высвобождением химически связанного тонкодисперсного золота из ранних сульфидов и переотложением в свободном состоянии с возрастанием крупности. Широкое проявление наложенных на ранние золото-сульфидные прожилково-вкрапленные руд процессов регенерации определило промышленную ценность первичных золото-сульфидно-кварцевых руд месторождения Аджибугут как минерального сырья, пригодного для переработки по традиционным схемам извлечения золота.

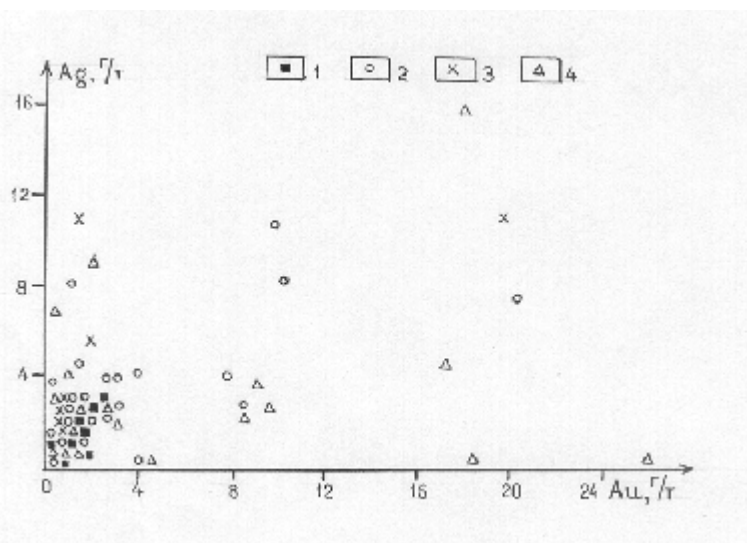


Рис.3. Распределение содержаний золота и серебра по природным типам золотопродуктивных руд второго шахтного горизонта месторождения Аджибугут:

Природные типы руд: 1- субпластовые прожилково-вкрапленные золото-арсенопирит-пиритовые (А); 2- послойные вкрапленно-прожилково-жилые золото-арсенопирит-пирит-кварцевые (Б); 3- вкрапленно-прожилковые золото-арсенопирит-пирит-(полевошпат)-кварцевые (В); 4- прожилково-жилые золото-сульфидно-кварцевые комбинированного морфотипа (Г)

ИЗУЧЕНИЕ СТРУКТУРНО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД НУРАБАДСКОГО РАЙОНА САМАРКАНДСКОЙ ОБЛАСТИ

А. Хожиева, доцент химического факультета СамГУ,
М. Мансуров, студент 4 курса химического факультета СамГУ

Природные минеральные сорбенты встречаются во всех районах нашей республики и рациональное их использование первоочередная задача ученых и работников всей химической промышленности.

В последнее время, как у нас, так и за рубежом глинистые минералы в естественном виде применяют в медицинской и фармацевтической практике в качестве вспомогательных природных веществ, в лакокрасочном производстве для структурообразования, при глубоком бурении для приготовления промывочных жидкостей, для очистки отработанных машинных масел и др. [1].

Несмотря на большой объем исследований, выполненных в области изучения физико-механических свойств системы бентонит-вода, вопросы, связанные с теоретическим описанием процесса и экспериментально установленными основными закономерностями по-прежнему остаются в центре внимания.

Таблица 1
Химический состав глинистых пород Нурабадского района

SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	P ₂ O ₅	SO ₃	FeO	ППП
56,77	0,36	16,65	5,1	1,85	0,46	1,54	1,75	0,4	0,75	0,03	16,19

Изучение природных богатств с целью использования их на благо человека одна из благороднейших задач исследователя. Работа посвящена изучению свойств глинистых пород Нурабадского района Самаркандской области в природном виде.

О качестве глин можно судить по данным минералогических, химических анализов и по их структурно - механическим свойствам. Физико-химические свойства глинистых пород колеблются в широких пределах в зависимости от многих факторов и, в частности, от месторождения. Сделан спектральный полуколичественный анализ горных пород. Анализ проведен в центральной лаборатории треста Самарканд геология.

В табл. 1 представлен химический состав глинистых пород Нурабадского района. Сопоставление химического состава бентонитовых глин Средней Азии показывает, что бентонит нового месторождения Нурабадского района по многим параметрам похож на бентонитовые глины Навбахорского района Навоийской области.

Качественную оценку структуры системы глина-вода можно осуществить с помощью соответствующих структурно-реологических критериев, в частности, предельным напряжением сдвига и пластической вязкостью [2-4].

В табл. 2 представлены данные о влиянии количества добавляемой глины на структурно-механические свойства в системе глина-вода.

Способы изучения структурно-механических свойств весьма многочисленны, наиболее современными являются методы капиллярной и ротационной вискозиметрии, конического пластомера, позволяющие наблюдать суммарный эффект состояния системы.

Изучено влияние содержания глины Нурабадского района на напряжение сдвига и пластическую вязкость в системе глина-вода. При внесении в систему глины уменьшается тонкая прослойка жидкой дисперсионной среды, находящейся в контактах между частицами, увеличивается напряжение сдвига и пластическая вязкость. Показано, что увеличение количества глины от 10 до 80 в.ч. приводит к увеличению предельного напряжения сдвига от 2460,55 до 3960,32 Па и пластической вязкости от 8,2 до 21,2 Па.с.

Таким образом, изучение процесса структурообразования позволяет регулировать свойствами, возникающих структур. Для улучшения и увеличения использования сырьевой базы горных пород Нурабадского района необходимы следующие мероприятия:

1. Детальное изучение глинистых пород с целью определения возможности их промышленного использования.
2. Выявление технико-экономических вопросов рентабельности добычи и переработки глинистых пород, радиусов его перевозок с учетом потребностей всех отраслей народного хозяйства.
3. Строительство на базе Нурабадского месторождения завода бентопорошков.

Таблица 2
Изменение структурно-механических свойств в системе глина-вода

Состав смеси, в.ч. глина-вода	Пластическая вязкость, Па.с	Предельное напряжение сдвига, Па
10 : 90	8,2	2460,55
20 : 80	8,8	2830,40
30 : 70	9,6	3192,40
40 : 60	10,2	3372,46
50 : 50	12,6	3594,16
60 : 40	15,2	3764,28
70 : 30	17,8	3872,12
80 : 20	21,2	3960,32

Список литературы:

1. Арипов Э.А. Бентониты Узбекистана. Изд-во Ан Узбекистана. 1963.-с.190.
2. Бибик Е.Е. Реология дисперсных структур. Л:Изд-во ЛГУ 1981.
3. Лаврова С.И. Практикум по коллоидной химии. М.Высшая школа. 1983.-с.216
4. Хожиева А., Ахмедов Ш. Упруго-пластические свойства суспензий «Ёш кимегар» 2001.-.59

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИНТЕГРАЛЬНЫХ ПОВЕРХНОСТЕЙ СДВИЖЕНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ОПОЛЗНЕВЫХ ПРОЦЕССОВ В ГЛУБОКОМ КАРЬЕРЕ

В.В. Голуб, главный специалист ИППЭ НАН Украины,

С.З. Полищук, зав. отделом ИППЭ НАН Украины, докт. техн. наук,

П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

Анализ деформационных процессов на карьере Мурунтау свидетельствует о том, что процессы оползнеобразования на локальных участках карьера (в частности деформация № 45) связаны с проявлением ряда взаимозависимых факторов.

При этом значительную роль играет фактор сейсмического воздействия на массив при ведении взрывных работ.

Для его оценки и учета в расчетах устойчивости введены характерные зоны (рис. 1). Определение этих зон ослабления прибортового массива произведено с использованием работ [1 - 3].

Зона ослабления А, мощностью около 6 м, представляет собой нарушенную горную породу в результате взрывных работ.

Зона ослабления Б представляет собой сильно трещиноватую горную породу, располагающуюся в непосредственной близости от места проведения взрыва. Эта зона характеризуется сдвиговыми деформациями в горном массиве. Мощность слоя принимается порядка 12 м.

Зона ослабления С в массиве характеризуется упруго-пластическими деформациями.

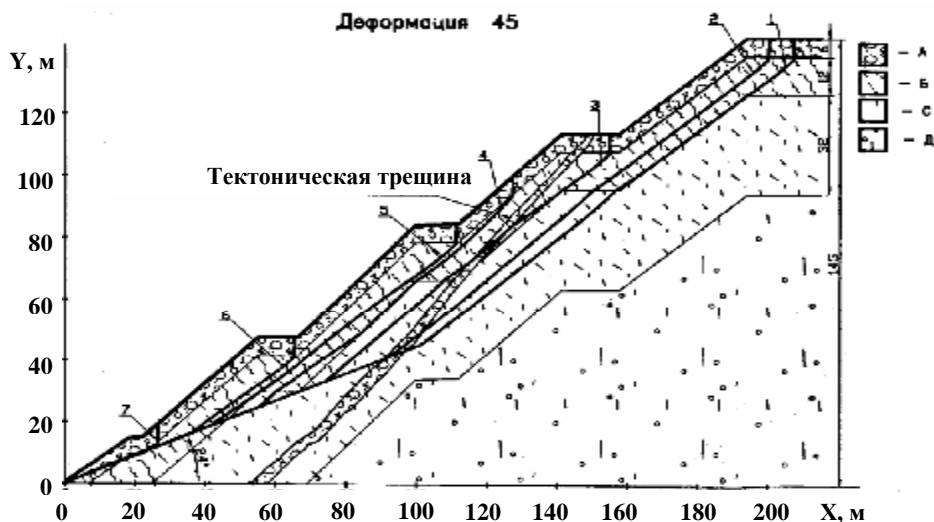


Рис. 1. Принятые в расчетах зоны ослабления в прибортовом массиве:

1 – А, 2 – Б, 3 – С, 4 – Д

Мощность слоя составляет примерно 32 м.

Зона Д в массиве характеризуется упругими деформациями горной породы. Простирается вглубь массива, поэтому размеры зоны не оговариваются.

Принятые для расчетов устойчивости, усредненные по зонам физико-механические свойства пород приведены в табл.

Т а б л и ц а			
Физико - механические свойства пород			
Зона в массиве	Плотность, кг/м ³	Угол внутреннего трения, град.	Сцепление, Па
А	2440	39	31000
Б	2600	32	40000
С	2600	34	95000
Д	2690	38	300000

Цель данной работы заключается в определении потенциальных поверхностей сдвижения горного массива для прогнозирования оползневых процессов на карьере Мурунтау. В связи с этим следующий этап состоял в описании поверхностей ослабления массива. Опираясь на основные положения механики горных пород и принятый в методе алгебраического сложения сил прием разбивки предполагаемой призмы обрушения на элементарные вертикальные отсеки,

получено обыкновенное нелинейное дифференциальное уравнение поверхности сдвижения откосов и склонов [4]

$$\frac{dy(x)}{dx} = \frac{g \cdot (H(x) - y(x)) - \sqrt{g^2 \cdot (H(x) - y(x))^2 - 4 \cdot C \cdot g \cdot f \cdot (H(x) - y(x)) - 4C^2}}{2C} \quad (1)$$

где C - сцепление породы в массиве;

γ - объемный вес породы, $f = \operatorname{tg}(\rho)$;

ρ - угол внутреннего трения породы.

Форма и местоположение дневной поверхности откоса описывается функцией $H = H(x)$. Следует отметить, что начальной и конечной точками поверхности сдвижения $y = y(x)$ могут быть любые точки откоса, лежащие внутри откоса на глубине большей, либо равной H_{90} . На глубинах меньших H_{90} площадки сдвижения в массиве откоса не возникают.

На глубинах в верхней части $h \leq H_{90}$ -откоса возникает вертикальная поверхность отрыва, среза, а в нижней части - возможно, разрушение целостности откоса по определенной поверхности.

Поверхности сдвига $y = y(x)$, получающиеся в результате решения обыкновенного дифференциального уравнения (1), названы интегральными поверхностями сдвига [4].

Для получения количественных результатов разработана численная модель для ПЭВМ. Изменения свойств пород при сейсмическом воздействии описано выше, а учет реальной структуры горного массива произведен в соответствии с методикой [3].

В качестве примера рассмотрим деформацию № 45. Из теоретических предпосылок следует, что полная поверхность сдвига состоит из трех частей: участка прямолинейной поверхности сдвига, совпадающей по направлению с падением трещиноватости в основании прибортового массива; интегральной поверхности сдвига; вертикального участка отрыва (сдвига). Коэффициент запаса устойчивости прибортового массива рассчитывался с использованием метода алгебраического сложения сил.

На рис. 2 показано расположение нескольких поверхностей сдвига, имеющих различные коэффициенты запаса устойчивости. Следует отметить, что поверхность 5, располагающаяся между поверхностями 1, 2, 3, 4 и поверхностями 6, 7, имеет наименьший коэффициент запаса устойчивости. Следовательно, среди семейства поверхностей сдвига, располагающегося в прибортовом массиве, существует наиболее слабая поверхность сдвига. Таковой и явилась поверхность 5.

Наряду с этим выполнена оценка влияния взрывных работ на местоположение интегральных поверхностей сдвига в массиве. На основании результатов работ [1, 2] получена формула для вычисления коэффициента κ , определяющего отношение ускорения смещения грунта к ускорению свободного падения g в зависимости от массы заряда Q и расстояния до взрыва r

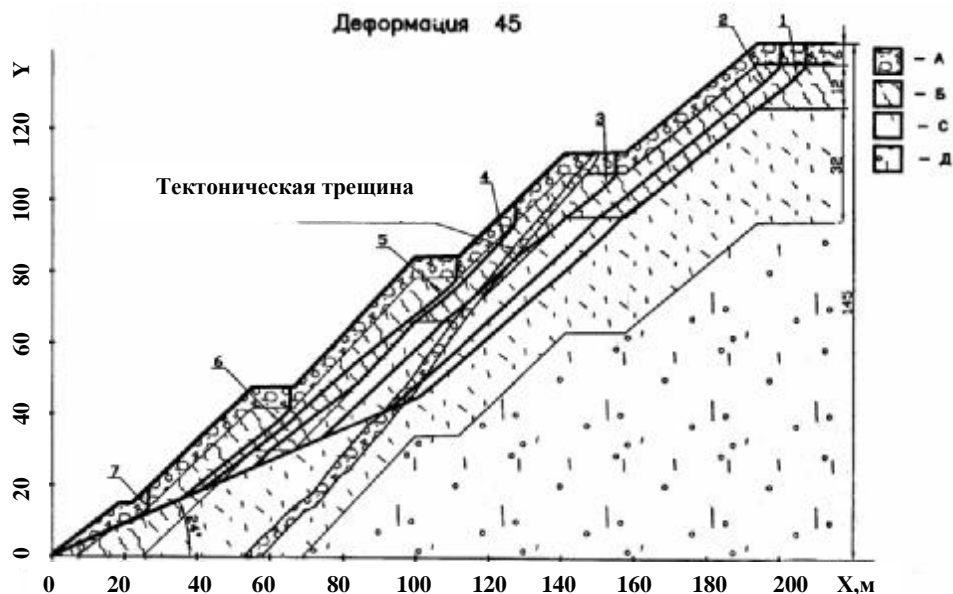


Рис. 2. Семейство интегральных поверхностей сдвига в массиве при падении трещиноватости под углом 24 град.: 1 - $\zeta = 1,269$; 2 - $\zeta = 1,264$; 3 - $\zeta = 1,262$; 4 - $\zeta = 1,240$; 5 - $\zeta = 1,163$; 6 - $\zeta = 1,274$; 7 - $\zeta = 2,074$

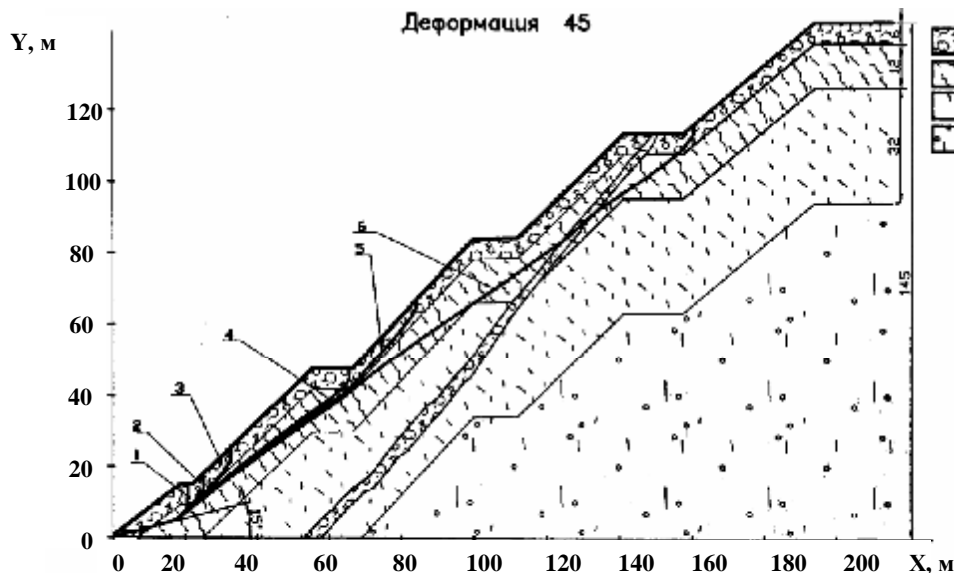


Рис. 3. Местоположение интегральных поверхностей сдвига в массиве в момент проведения БВР: 1 - $\zeta = 2,33$, $\kappa = 0,0$; 2 - $\zeta = 1,85$, $\kappa = 0,3$; 3 - $\zeta = 1,54$, $\kappa = 0,5$; 4 - $\zeta = 1,16$, $\kappa = 0,8$; 5 - $\zeta = 1,12$, $\kappa = 1,0$; 6 - $\zeta = 1,04$, $\kappa = 1,2$

$$\kappa = \frac{8.8 \cdot \pi}{0.004 \cdot \gamma^{0.56} \cdot g \cdot \left[\frac{g}{\sqrt[3]{Q}} \right]^2} \quad (2)$$

Вес пород G в момент проведения взрыва определяется по формуле

$$G = G_0 \cdot (1 + k)$$

где G_0 - вес породы до момента проведения взрыва.

Близость проведения места взрывных работ будем задавать величиной коэффициента k . Пусть угол падения трещиноватости в подошве откоса составляет $\beta=15^\circ$. Определим коэффициенты запаса устойчивости откоса при различных значениях k . Как видно из рис. 3, прибортовой массив переводится в предельное состояние ($\eta = 1,04$) при величине $k = 1,2$, при этом, призма возможного обрушения состоит из трех уступов. Следует отметить, что все интегральные поверхности сдвижения располагаются в зонах ослабления A и B . Глубина зоны $A+B$ достаточна для реализации оползневых процессов, охватывающих два или три уступа борта карьера. При этом одним из определяющих факторов возникновения деформаций бортов карьера является наличие участков прибортового массива, где наблюдается падение трещиноватости в выработанное пространство.

Изложенный подход позволяет ранжировать различные участки борта карьера по оползнеопасности с выделением главных факторов и параметров, определяющих механизм деформаций на карьере. Применение этого методического подхода с использованием данных специального геомеханического мониторинга (с применением системы GPS), на наш взгляд, позволит прогнозировать объемы оползней и период активного деформирования на различных участках карьера.

Список литературы:

- 1. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров/ Под общ. ред. д-ра техн. наук Полищука С.З.– Днепропетровск: Полиграфист, 2001. –371с.*
- 2. Шеметов П.А. Разработка технических решений по сейсмобезопасной технологии БВР в приконтурной зоне карьера// Горный вестник Узбекистана. 2002. №2, с.29-32.*
- 3. Полищук С.З., Голуб В.В., Кольцов В.Н., Снитка Н.П. Учет реальной структуры горного массива при оценке устойчивости откосов// Горный вестник Узбекистана. 2002. №2, с.47-49.*
- 4. Голуб. В.В., Полищук С.З. Дифференциальное уравнение линии сдвижения природных и техногенных откосов // Сб. научных трудов НГА Украины. Днепропетровск РИК НГА Украины, 2000. - Т. 2.- №9.- С. 140-146.*
- 5. Полищук. С.З., Лашко В.Т., Панин К.В., Голуб В.В. Разработка альтернативной методики прогнозирования оползнеопасных процессов бортов и отвалов с использованием оригинальной численно-аналитической модели для повышения безопасности ведения горных работ на карьере «М». Отчет о НИР. Фонды НГМК, 2003 г.*

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИНТЕГРАЛЬНЫХ ПОВЕРХНОСТЕЙ СДВИЖЕНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ОПОЛЗНЕВЫХ ПРОЦЕССОВ В ГЛУБОКОМ КАРЬЕРЕ

УДК 622.27

© В.В. Голуб, С.З. Полищук, П.А. Шеметов 2003 г.

В.В. Голуб, главный специалист ИППЭ НАН Украины,
С.З. Полищук, зав. отделом ИППЭ НАН Украины, докт. техн. наук,
П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

Анализ деформационных процессов на карьере Мурунтау свидетельствует о том, что процессы оползнеобразования на локальных участках карьера (в частности деформация № 45) связаны с проявлением ряда взаимозависимых факторов.

При этом значительную роль играет фактор сейсмического воздействия на массив при ведении взрывных работ. Для его оценки и учета в расчетах устойчивости введены характерные зоны (рис. 1). Определение этих зон ослабления прибортового массива произведено с

горном массиве. Мощность слоя принимается порядка 12 м.

Зона ослабления С в массиве характеризуется упруго-пластическими деформациями. Мощность слоя составляет примерно 32 м.

Зона Д в массиве характеризуется упругими деформациями горной породы. Простирается вглубь массива, поэтому размеры зоны не оговариваются.

Принятые для расчетов устойчивости, усредненные по зонам физико-механические свойства пород приведены в табл.

Цель данной работы заключается в определении потенциальных поверхностей сдвижения горного массива для прогнозирования оползневых процессов на карьере Мурунтау. В связи с этим следующий этап состоял в описании поверхностей ослабления массива. Опираясь на основные положения механики горных пород и принятый в методе алгебраического сложения сил прием разбивки предполагаемой призмы обрушения на элементарные вертикальные отсеки, получено обыкновенное нелинейное дифференциальное уравнение поверхности сдвижения откосов и склонов [4]

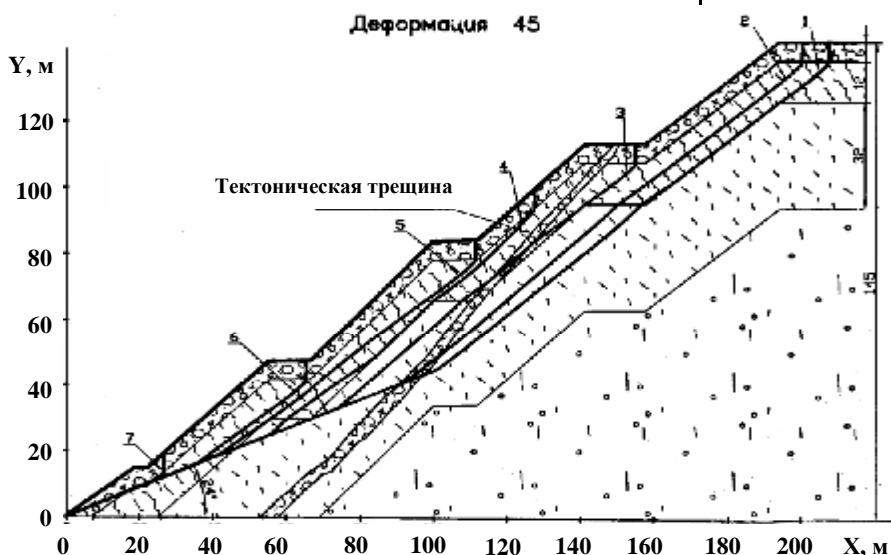


Рис. 1. Принятые в расчетах зоны ослабления в прибортовом массиве:
 1 – А, 2 – Б, 3 – С, 4 – Д

использованием работ [1 - 3].

Зона ослабления А, мощностью около 6 м, представляет собой нарушенную горную породу в результате взрывных работ.

Зона ослабления Б представляет собой сильно трещиноватую горную породу, располагающуюся в непосредственной близости от места проведения взрыва. Эта зона характеризуется сдвиговыми деформациями в

$$\frac{dy(x)}{dx} = \frac{g \cdot (H(x) - y(x)) - \sqrt{g^2 \cdot (H(x) - y(x))^2 - 4 \cdot C \cdot g \cdot f \cdot (H(x) - y(x)) - 4C^2}}{2C} \quad (1)$$

где *C* - сцепление породы в массиве;

γ - объемный вес породы, *f* = *tg*(*ρ*);

ρ - угол внутреннего трения породы.

Форма и местоположение дневной поверхности откоса описывается функцией *H* = *H*(*x*). Следует отметить, что начальной и конечной точками поверхности сдвижения *y* = *y*(*x*) могут быть любые точки откоса, лежащие внутри откоса на глубине большей, либо равной *H*₉₀. На глубинах меньших *H*₉₀ площадки сдвижения в массиве откоса не возникают. На глубинах в верхней части *h* ≤ *H*₉₀ -откоса возникает вертикальная поверхность отрыва, среза, а в нижней части - возможно, разрушение целостности откоса по определенной поверхности.

Т а б л и ц а
Физико - механические свойства пород

Зона в массиве	Плотность, кг/м ³	Угол внутреннего трения, град.	Сцепление, Па
А	2440	39	31000
Б	2600	32	40000
С	2600	34	95000

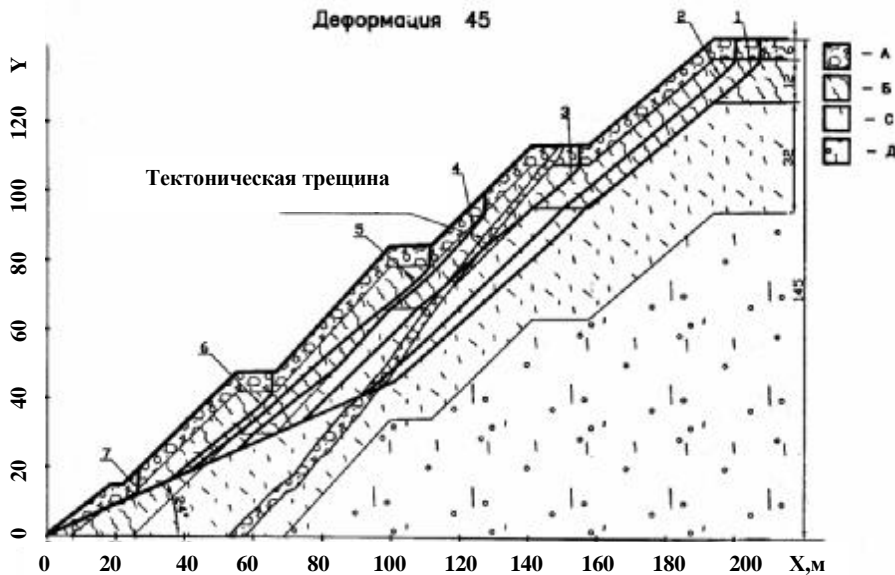


Рис. 2. Семейство интегральных поверхностей сдвига в массиве при падении трещиноватости под углом 24 град.: 1 - $\zeta=1,269$; 2- $\zeta=1,264$; 3 - $\zeta=1,262$; 4 - $\zeta=1,240$; 5 - $\zeta=1,163$; 6 - $\zeta=1,274$; 7 - $\zeta=2,074$

Поверхности сдвига $y = y(x)$, получающиеся в результате решения обыкновенного дифференциального уравнения (1), названы интегральными поверхностями сдвига [4].

Для получения количественных результатов разработана численная модель для ПЭВМ. Изменения свойств пород при сейсмическом воздействии описано выше, а учет реальной структуры горного массива произведен в соответствии с методикой [5].

В качестве примера рассмотрим деформацию № 45. Из теоретических предпосылок следует, что полная поверхность сдвига состоит из трех частей: участка прямолинейной поверхности сдвига, совпадающей по направлению с падением трещиноватости в основании прибортового массива; интегральной поверхности сдвига; вертикального участка отрыва (сдвига). Коэффициент запаса устойчивости прибортового массива рассчитывался с использованием метода алгебраического сложения сил.

На рис. 2 показано расположение нескольких поверхностей сдвига, имеющих различные коэффициенты запаса устойчивости. Следует отметить, что поверхность 5, располагающаяся между поверхностями 1, 2, 3, 4 и поверхностями 6, 7, имеет наименьший коэффициент запаса устойчивости. Следовательно, среди семейства поверхностей сдвига, располагающегося в прибортовом массиве, существует наиболее слабая поверхность сдвига. Таковой и явилась поверхность 5.

Наряду с этим выполнена оценка влияния взрывных работ на местоположение интегральных поверхностей сдвига в массиве. На основании результатов работ [1, 2] получена формула для вычисления коэффициента κ , определяющего отношение ускорения смещения грунта к ускорению свободного падения g в зависимости от массы заряда Q и расстояния до взрыва r

$$\kappa = \frac{8.8 \cdot \pi}{0.004 \cdot \gamma^{0.56} \cdot g \cdot \left[\frac{g}{\sqrt[3]{Q}} \right]^2} \quad (2)$$

Вес пород G в момент проведения взрыва определяется по формуле

$$G = G_0 \cdot (1 + k)$$

где G_0 - вес породы до момента проведения взрыва.

Близость проведения места взрывных работ будем задавать величиной коэффициента κ . Пусть угол падения трещиноватости в подошве откоса составляет $\beta=15^\circ$. Определим коэффициенты запаса устойчивости откоса при различных значениях κ . Как видно из рис. 3, прибортовой массив переводится в предельное состояние ($\eta=1,04$) при величине $\kappa=1,2$, при этом, призма возможного обрушения состоит из трех уступов. Следует отметить, что все интегральные поверхности сдвига располагаются в зонах ослабления A и B . Глубина зоны $A+B$ достаточна для реализации оползневых процессов, охватывающих два или три уступа борта карьера. При этом одним из определяющих факторов возникновения деформаций бортов карьера является наличие участков прибортового массива, где

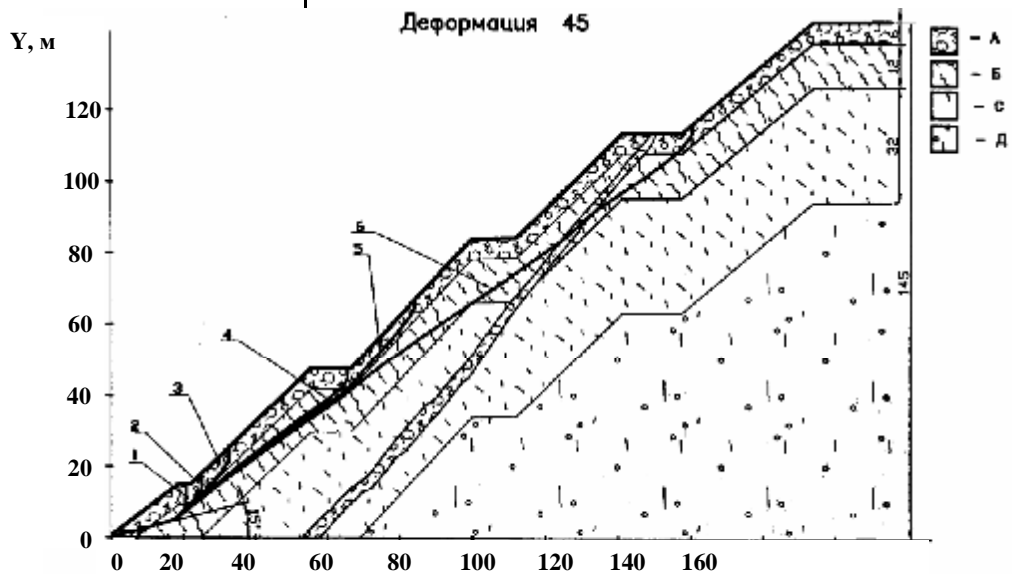


Рис. 3. Местоположение интегральных поверхностей сдвига в массиве в момент проведения БВР: 1 - $\zeta=2,33, \kappa=0,0$; 2- $\zeta=1,85, \kappa=0,3$; 3 - $\zeta=1,54, \kappa=0,5$; 4 - $\zeta=1,16, \kappa=0,8$; 5 - $\zeta=1,12, \kappa=1,0$; 6 - $\zeta=1,04, \kappa=1,2$

наблюдается падение трещиноватости в выработанное пространство.

Изложенный подход позволяет ранжировать различные участки борта карьера по оползнеопасности с выделением главных факторов и параметров, определяющих механизм деформаций на карьере.

период активного деформирования на различных участках карьера.

Список литературы:

1. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров/ Под общ. ред. д-ра техн. наук Полищука С.З.– Днепропетровск: Полиграфист, 2001. –371с.
2. Шеметов П.А. Разработка технических решений по сейсмобезопасной технологии БВР в приконтурной зоне карьера// Горный вестник Узбекистана. 2002. №2, с.29-32.
3. Полищук С.З., Голуб В.В., Кольцов В.Н., Снитка Н.П. Учет реальной структуры горного массива при оценке устойчивости откосов// Горный вестник Узбекистана. 2002. №2, с.47-49.
4. Голуб. В.В., Полищук С.З. Дифференциальное уравнение линии сдвижения природных и техногенных откосов // Сб. научных трудов НГА Украины. Днепропетровск РИК НГА Украины, 2000. - Т. 2.- №9.- С. 140-146.
5. Полищук. С.З., Лашко В.Т., Панин К.В., Голуб В.В. Разработка альтернативной методики прогнозирования оползнеопасных процессов бортов и отвалов с использованием оригинальной численно-аналитической модели для повышения безопасности ведения горных работ на карьере «М». Отчет о НИР. Фонды НГМК, 2003 г.

Применение этого методического подхода с использованием данных специального геомеханического мониторинга (с применением системы GPS), на наш взгляд, позволит прогнозировать объемы оползней и

УЧЕТ СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРИ ОЦЕНКЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА КАРЬЕРА МУРУНТАУ

С.З. Полищук, зав. отделом ИППЭ НАН Украины, докт. техн. наук,
К.В. Панин, доцент Днепропетровского национального университета, канд. физ.-мат. наук,
В.Н. Кольцов, главный маркшейдер НГМК,
Н.П. Снитка, главный инженер рудника Мурунтау

Практика ведения горных работ на карьере Мурунтау свидетельствует о том, что одной из главных причин деформаций приконтурного массива является сейсмическое действие естественных и техногенных (взрывных) землетрясений. При сильных сейсмических воздействиях в горном массиве развиваются инерционные силы, величина которых может оказаться критической и вызвать оползень. Учет таких сейсмических сил при оценке устойчивости борта карьера требует решения сложной динамической задачи.

В настоящее время развиваются два подхода при оценке устойчивости горного массива: 1) инженерный; 2) подход, основанный на численном решении задачи механики деформируемого твердого тела.

Оба эти подхода имеют преимущества и недостатки. Практика применения их за последнее время в условиях карьера [1-2] показала, что они взаимодополняют друг друга. Целью настоящей статьи является доработка этих двух подходов с учетом сейсмики и на их базе оценка устойчивости как всего борта, так и отдельных его участков.

Для внесения поправок в предложенный ранее [2] инженерный подход оценки устойчивости неоднородного горного массива рассмотрим, следуя [3], расчетную схему, изображенную на рис. 1. Обозначим AB – положение поверхности сдвижения.

Разобьем область, ограниченную контуром откоса и поверхностью сдвижения, на n вертикальных отсеков шириной Δx . Каждый из отсеков разобьем системой горизонтальных прямых на элементарные блоки.

В j -ом отсеке i -ый блок имеет площадь

$$\Delta s_{ij} = \Delta x \Delta y_{ij}$$

Вес элементарного блока равен

$$P_{ij} = \gamma g \Delta s_{ij}$$

Пусть в j -ом отсеке подсчитываются удерживающие и сдвигающие силы по площадке CD . Эти силы определяются

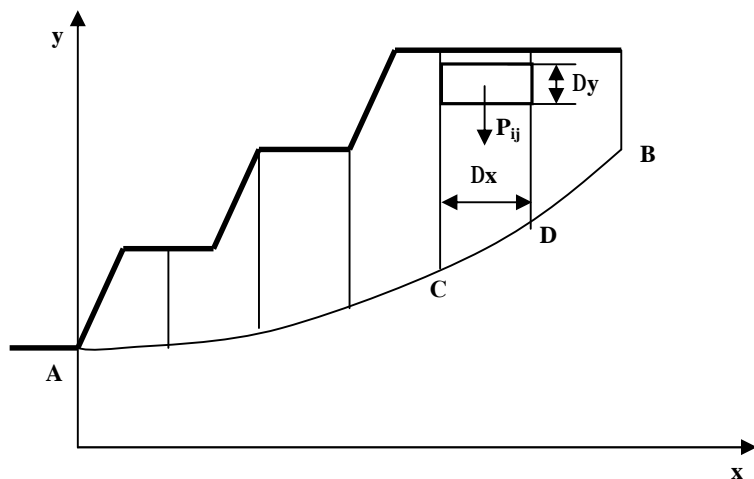


Рис. 1. Расчетная схема

ются весом пород, расположенных выше рассматриваемой площадки, и сцеплением по ней, и могут быть найдены соответственно из выражений

$$R_j = \sum_i P_{ij} \cos j_s \operatorname{tg} \rho_j + \frac{\Delta x}{\cos j_s} C_j, \quad (1)$$

$$T_j = \sum_i P_{ij} \sin j_s$$

где j_s – угол наклона площадки CD к оси Ox ;

C_j, ρ_j – соответственно, сцепление

и угол внутреннего трения пород по площадке CD .

При взрывании зарядов длина взрывной волны значительно превышает такие параметры, как высота и горизонтальное положение откоса. В связи с этим можно считать, что все элементарные блоки испытывают колебания в одной фазе. Сделаем также допущение, что сейсмические силы увеличивают сдвигающие силы и в каждом отсеке направлены параллельно соответствующей площадке испытываемой линии (в j -ом отсеке они направлены параллельно площадке CD).

Для i -го блока в j -ом отсеке сдвигающие силы, вызываемые действием взрыва, определим следующим образом

$$G_{ij} = P_{ij} (a_{ij} / g)$$

где a_{ij} – ускорение, вызываемое взрывом, в i -ом блоке j -ого отсека; g – ускорение свободного падения.

Тогда, сдвигающие силы T_j по площадке CD будут определяться следующим образом

$$T_j = \sum_i P_{ij} \left(1 + \frac{a_{ij}}{g} \right) \sin j_s$$

Ускорение можно выразить через период колебаний и скорость смещения частиц рассматриваемого блока

$$a_{ij} = \left(2\pi V_{ij} \right) / T_{ij}$$

где V_{ij} , T_{ij} – соответственно скорость и период колебания частиц i -го блока j -го отсека.

Таким образом, с учетом сейсмического воздействия взрыва удерживающие и сдвигающие силы в j -ом отсеке на основании выражений (1) и принятых допущений, могут быть определены следующим образом

$$R_j = \sum_i P_{ij} \cos j_s \operatorname{tg} \rho_j + \frac{\Delta x}{\cos j_s} C_j, \quad (2)$$

$$T_j = \sum_i P_{ij} \sin j_s + \frac{2\pi}{g} \sum_i P_{ij} \frac{V_{ij}}{T_{ij}}$$

С учетом выражения (2) можно получить значение коэффициента запаса устойчивости для откоса с учетом сейсмического воздействия.

Исследования [1], выполненные ранее на карьере «Мурунтау», позволили получить в результате интерпретации сейсмограмм экспериментальных взрывов поверхностную скорость смещения пород откоса

$$V_n = 440 (\bar{R})^{-2.0} \quad (\text{см/с}) \quad (3)$$

Приведенное расстояние взрывания (\bar{R}) определялось по известной формуле

$$\bar{R} = r / \sqrt[3]{Q}$$

где r – расстояние от точки взрывания до рассматриваемого отсека; Q – вес взрывающего заряда ВВ.

Скорость смещения частиц элементарных блоков находилась из выражения

$$V_m = V_n / (1 + H)^{0.36} \quad (4)$$

где H – расстояние по вертикали от поверхности откоса до центра рассматриваемого элементарного блока.

Периоды колебаний частиц элементарных блоков определялись следующим образом:

$$T = 0,004 r^{0.56} \quad (5)$$

На основании изложенного алгоритма разработана программа, позволяющая выполнять расчеты устойчивости откосов с учетом сейсмического воздействия взрывов. Изменяемыми параметрами в программе являются вес взрывающего заряда ВВ, расстояние от точки взрывания до основания откоса, а также полученные экспериментально выражения (3-5).

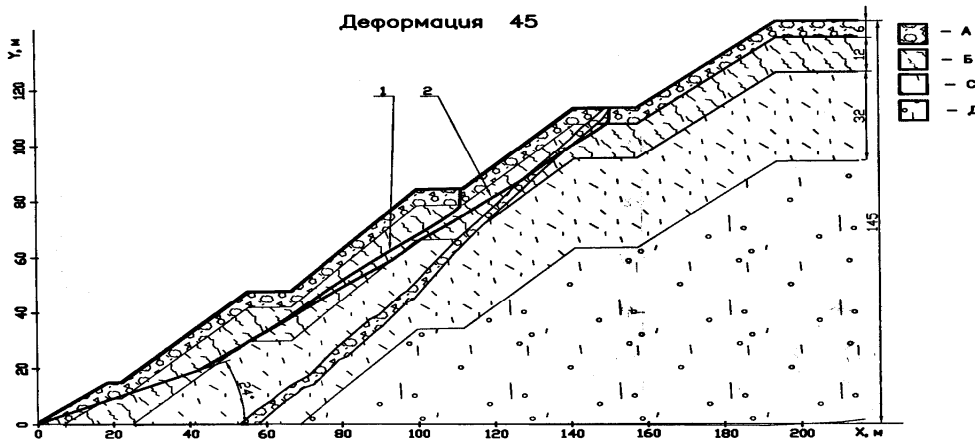


Рис. 2. Участок борта карьера в районе деформации №45

ты расчетов положения поверхности сдвижения для участка борта карьера в районе деформации 45 без учета действия сейсмических сил (кривая 1, коэффициент запаса устойчивости $\eta = 1,16$), а также с их учетом (кривая 2, коэффициент запаса устойчивости $\eta = 1,1$).

На рис. 2 зонами А, Б, С, Д обозначены зоны структурного ослабления, образованные вследствие проведения взрывных работ [4].

С помощью разработанного инженерного подхода была выполнена оценка влияния БВР на местоположение интегральных поверхностей сдвижения в массиве. На рис. 2 приведены результаты

оценки влияния БВР на местоположение интегральных поверхностей сдвижения в массиве. На рис. 2 приведены результаты

Как видно из рис. 2, при сейсмическом воздействии (например, при ведении взрывных работ) интегральная поверхность сдвижения прошла глубже в массиве и вышла на дневную поверхность выше на один уступ. Таким образом, возможная расчетная деформация охватывает три уступа. Именно столько уступов было обрушено при деформации № 45. При этом площадь возможной деформации (на 1 пог. м борта в плане) изменилась от величины 1200 м² до величины 1800 м².

Таким образом, введение поправок, учитывающих сейсмическое воздействие, в инженерный метод оценки устойчивости позволяет уточнить как положение интегральной линии сдвижения, так и величину коэффициента запаса устойчивости.

Далее перейдем к рассмотрению поставленной задачи с позиций механики деформируемого твердого тела. При построении алгоритма ее решения учитывалось, что динамическая задача об устойчивости склонов и откосов является одной из наиболее трудных в механике грунтов и динамике сооружений. При сейсмическом воздействии устойчивость откосов зависит от силы инерции, возникающей в элементах откоса в результате тех ускорений, которые передаются откосу от проходящих сейсмических волн.

В математическом плане задача сводится к решению системы дифференциальных уравнений вида

$$[K]\{u\} + [C]\frac{\partial}{\partial t}\{u\} + [M]\frac{\partial^2}{\partial t^2}\{u\} - \{F\} = 0 \quad (7)$$

где $[K]$ – матрица жесткости рассматриваемой конструкции; $[C]$ – матрица демпфирования; $[M]$ – матрица масс; $\{F\}$ – вектор приложенных нагрузок; $\{u\}$ – вектор перемещения конструкции.

Для решения этой системы уравнений, очевидно, необходимо два начальных условия. Обычно задаются значения $\{u_0\}$ и $\frac{\partial}{\partial t}\{u_0\}$ в начальный момент времени.

Решение приведенной выше системы уравнений для такой конструкции, которой является борт карьера, представляет большие математические трудности. Поэтому целесообразно прибегнуть к некоторым упрощениям.

При сейсмическом воздействии борт карьера испытывает колебания. Колебания эти носят затухающий характер, поэтому основную перегрузку от действия инерционных сил борт карьера испытывает в начальный период сейсмического воздействия. Именно в этот период в горном массиве возникают новые структурные нарушения, которые могут инициировать в дальнейшем возникновение оползня. Это позволяет в первом приближении пренебречь демпфированием системы.

Далее пусть слагаемое $\{F\}$, представляющее собой возмущающую силу, имеет вид

$$\{F(t)\} = \{F_0\} \sin \omega t \quad (8)$$

где $\{F_0\}$ не зависит от времени.

Предположим также, что решение $\{u\}$ существует и имеет такую же форму

$$\{u(t)\} = \{u_0\} \sin \omega t \quad (9)$$

После подстановки этих выражений в (7) получаем

$$([K] - \omega^2 [M])\{u_0\} - \{F_0\} = 0 \quad (10)$$

Решение уравнения (10) относительно $\{u_0\}$ дает возможную форму реакции на возмущение. После этого определяются остальные параметры напряженно-деформированного состояния, и на этой основе проводится оценка устойчивости.

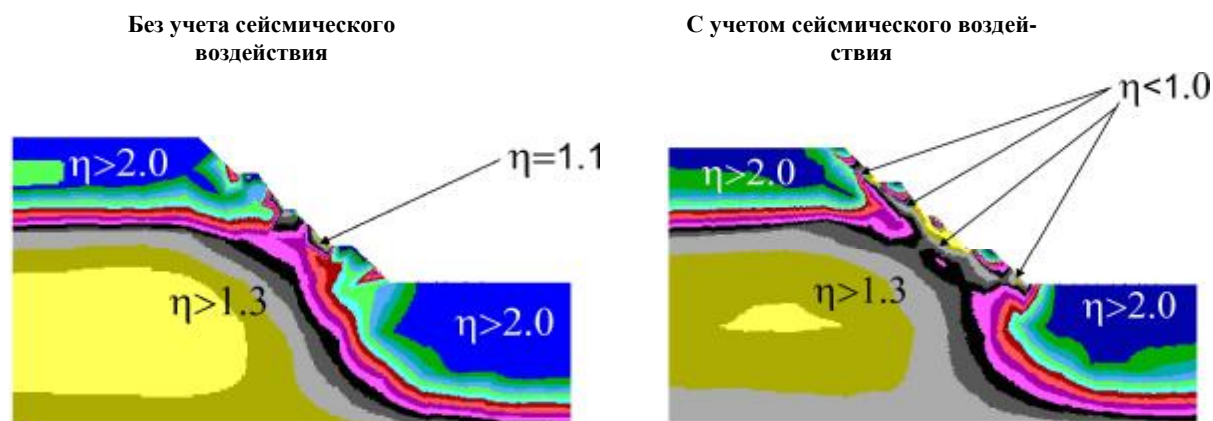


Рис. 3. Борт карьера в районе деформации № 43

На основе изложенного усовершенствован разработанный ранее на базе МКЭ алгоритм оценки устойчивости [1]. Пример расчета участка борта карьера в районе деформации № 43 как с учетом действия сейсмических сил, так и без их учета приведен на рис. 3. Участок борта, состоящий из четырех уступов, при расчете без учета сейсмических сил в целом устойчив и имеет одну локальную зону с коэффициентом запаса устойчивости $\eta = 1,1$. При расчете в случае учета сейсмического воздействия в приоткосной области появляются зоны с коэффициентом запаса устойчивости $\eta < 1,0$, что свидетельствует о неустойчивом состоянии прибортового массива. Это может быть причиной возникновения в лучшем случае новых структурных нарушений в массиве, а в худшем – оползня.

С учетом того, что использованный для расчета участок борта является типичным для условий карьера можно сделать вывод о том, что сейсмические нагрузки существенным образом влияют на устойчивость борта карьера.

Проделанные расчеты свидетельствуют о том, что усовершенствованные методы расчета устойчивости позволяют в полной мере оценить влияние сейсмического воздействия (естественного и техногенного) на устойчивость борта карьера. Учитывая, что сейсмическое воздействие является одним из главных факторов влияющих на эффективное и безопасное ведение горных работ, применение этих методов в условиях карьера Мурунтау можно считать перспективным.

Список литературы:

1. *Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров/ Под общ. ред. д-ра техн. наук С.З. Полищука.– Днепропетровск: Полиграфист, 2001. –371с.*
2. *Полищук С.З., Голуб В.В., Кольцов В.Н., Снитка Н.П. Учет реальной структуры горного массива при оценке устойчивости откосов// Горный вестник Узбекистана. 2002. №2, с.47-49.*
3. *Резников М.А. Вариационный метод расчета устойчивости горных пород. –М.: Недра, 1991. –150с.*
4. *Полищук С.З., Лашко В.Т., Панин К.В., Голуб В.В. Разработка альтернативной методики прогнозирования оползнеопасных процессов бортов и отвалов с использованием оригинальной численно-аналитической модели для повышения безопасности ведения горных работ на карьере «М». Отчет о НИР. Фонды НГМК. 2003г.*

МЕТОДИКА ОСЛАБЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ МНОГОКРАТНЫХ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗКАХ

А.С.Тураев, канд. геол-минерал. наук, доцент НГГИ,
Б.Р. Раимжанов, ректор НГГИ, докт. техн. наук, профессор,
Ю.Д. Норов, докт. техн. наук НГГИ,
М.М. Муродов, докт. техн. наук, профессор НГГИ,
А.М. Махмудов, стар. преподаватель НГГИ

Известен эффект ослабления прочности горных пород под действием циклических нагрузок. В механике это явление называется усталостью горных пород. Большой вклад в его изучение внесли ученые Л.И. Барон, Э.О. Миндели, Г.Г. Мирзаев, Л.В. Можаяев, М.П. Мохначев, М.М. Протодяконов, В.В. Присташ, Л.А. Шрейнер и др.

В работах ученых Е.Г. Баранова, Н.Я. Репина, Ю.С. Меца, А.И. Потапова, В.И. Токмакова, В.А. Шамонина и др. исследовалось усталостное ослабление прочности горных пород отбитого массива при воздействии взрыва с целью повышения дробимости горной массы и улучшения ее технологических характеристик при обогащении. При этом для достижения положительного эффекта в значительной мере повышалась энергонасыщенность взрываеваемого массива путем повышения удельного расхода ВВ.

Вопросы усталостного ослабления горных пород в глубине горного массива при многократном воздействии взрывных волн в отечественной и зарубежной научной литературе не освещены.

Установление закономерностей протекания усталостного ослабления горных пород в глубине массива при многоциклических взрывных нагрузках способствовало бы разработке способов ведения взрывных работ с использованием эффекта усталостного ослабления и определению их рациональных параметров.

Для экспериментального установления закономерностей ослабления прочности горных пород под действием многоциклических динамических нагрузок по методике [1] были подготовлены три серии образцов в виде кернов, полученных при бурении геологических скважин.

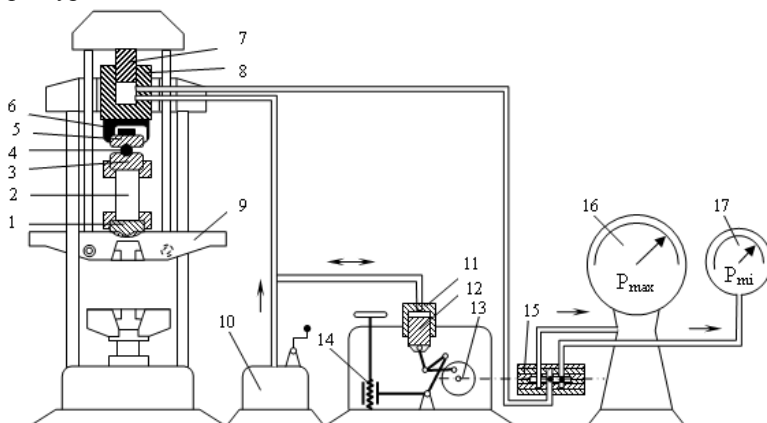


Рис. Принципиальная схема установки для испытания образцов горных пород динамическими нагрузками в комплексе с испытательной машиной с пульсатором типа ПДМ-100ПУ

Как известно [3], горные породы хорошо выдерживают напряжения на растяжение. Так, разрушение горных пород при взрывном нагружении происходит главным образом под действием растягивающих напряжений.

Учитывая изложенное выше, в качестве критерия прочности горных пород был принят предел прочности на растяжение. Испытания проводились в режиме растяжения на установке, предложенной в работе [2].

Во втором цикле исследований по разработанной авторами методике образцы горных пород предварительно нагружались N' раз импульсами напряжений с постоянной амплитудой (при $N' > N^*$). Затем образцы прозвучивались с помощью установки ДУК-20 и под действием статической нагрузки доводились до разрушения, что позволило количественно оценить эффект ослабления прочности горных пород при динамических пульсирующих нагрузках. Опыты повторялись на образцах пород с идентичными прочностными свойствами и амплитудами напряжений при предварительном нагружении N'' , N''' , ..., N^n раз до появления в образцах макротрещин.

Исследования выполнялись при многоциклических динамических нагружениях образцов горных пород на установке с пульсатором типа ПДМ-100ПУ (рис.). Испытания проводились на шести типах горных пород с коэффициентом крепости по шкале проф.М.М Протодяконов от 7 до 16. Исследованные типы горных пород являются типичными для карьеров «Маржанбулак» и «Зарметан» Навоийского ГМК.

Обработка результатов экспериментальных исследований по установлению действия многоциклических динамических нагрузок на эффект ослабления прочности горных пород проводилась по методикам [4-6]. При этом определялись средние значения s_{cm} и средне квадратичное отклонение S как характеристика распределения отклонений

Первая серия образцов предназначалась для определения прочностных свойств при статических нагрузках по методике [2].

Во второй серии экспериментальные исследования состояли из двух циклов. В первом цикле по методике М.П. Мохначева исследовалось усталостное разрушение горных пород в режиме сжатия и растяжения под действием динамических пульсирующих нагрузок. Число нагружений N^* , приводящее к разрушению горных пород, было принято считать предельным. Опыты проводились при различных амплитудах напряжений, равных 0,7; 0,6; 0,5; 0,4; 0,3; и 0,2 предела статической прочности горных пород.

$$\overline{s_{cm}} = \frac{\sum_{i=1}^n s_{cm}^i}{n} \quad (1)$$

где s_{cm}^i - предел прочности на растяжение ненагруженных образцов, МПа;
 n - количество образцов, шт.

$$S = \sqrt{\frac{\sum (s_{cm}^i - \overline{s_{cm}})^2}{n}} \quad (2)$$

Считая в первом приближении распределения отклонений, подчиняющихся нормальному закону при условии, что s_{cm}^i с вероятностью $P=0,95$ находились в интервале $\pm d$ с центром в $\overline{s_{cm}}$, число необходимых опытов рассчитывалось по формуле

$$m = \frac{t_p}{d^2} S^2 \quad (3)$$

где t_p - параметр, значение которого табулировано для требуемой вероятности;
 d - полуширина доверительного интервала.

Список литературы:

1. Миндели Э.О., Мохначев М.П. Методика определения прочностных и деформационных свойств горных пород при статических многократных и динамических пульсирующих нагрузках. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1970, р.123-136.
2. ГОСТ 22450-77. Угли бурые, каменные и антрацит: методы определения прочности на растяжение и одноосное сжатие. М.: Изд-во стандартов, 1977. -17 с.
3. Новикова М.А. Разработка способа производства массовых взрывов с попутной добычей гранитных блоков. Автореферат. дисс.канд.техн. наук – М.:МГИ, 1984, -17 с.
4. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. –М.: Наука, 1969, с. 139-141.
5. Математическая статистика. Под ред. А.М. Длина – Высшая школа, 1975, -398 с.
6. Методическое руководство по применению программ. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1985, -53 с.

БУРОВЫЕ УСТАНОВКИ «POWERTRAK»

УДК 622.23

© С.В. Муравьев 2003 г.

С.В. Муравьев, торговый представитель АО Сандвик Тамрок

Полностью автономные дизель-гидравлические буровые установки серии POWER-TRAK производятся под торговой маркой TAM-ROCK на заводе, расположенном в г. Тампере, Финляндия. Буровые установки предназначены для бурения скважин диаметром 22—152 мм и глубиной до 30 м и используются при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом и в строительстве. Они успешно работают на карьерах различной мощности, при строительстве дорог и на строительных площадках практически в любых климатических условиях: от жарких тропиков до экстремально низких температур Антарктиды и Заполярья. Типоразмерный ряд серии включает следующие модели:

Commando ПО — гидроперфораторная буровая установка на колесном ходу с поворотной стрелой, предназначенная для бурения шпуров диаметром 22-

Commando 300 — гидроперфораторная буровая установка на колесном ходу с поворотной стрелой для бурения шпуров диаметром 38-64 мм;

Ranger 500 — гидроперфораторная буровая установка на гусеничном ходу с поворачивающейся верхней частью, предназначенная для бурения скважин диаметром 51 — 89 мм;

Ranger 600 — гидроперфораторная буровая установка на гусеничном ходу с поворачивающейся верхней частью для бурения скважин диаметром 64—102 мм;

Ranger 700 — гидроперфораторная буровая установка на гусеничном ходу с поворачивающейся верхней частью для бурения скважин диаметром 76— 115 мм;

Pantera 800 — гидроперфораторная буровая установка на гусеничном ходу с поворотной стрелой, предназначенная для бурения скважин диаметром 76

Таблица

Основные технические характеристики буровых установок серии «Powertrak»

	Com- mando 110	Com- mando 300	Ranger 500	Ranger 600	Ranger 700	Pantera 800	Pantera 900	Pantera 1100	Pantera 500
Рекомендуемый диаметр скважин, мм	25-45	38-64	51-89	64-102	76-115	76-115	89-127	89-140	102-152
Глубина бурения, м	6-9	15	25	29	29	29	33	33	33
Тип гидроперфоратора	HE 119 HE 122	HL 300	HL 500	HL 600	HL 700	HL 700	HL 1000	HL 1000	HL 15000
Выходная мощность гидроперфоратора, кВт	3 4	8	15.5	16	19.5	21	21	25	28
Тип двигателя	Deutz F3L1011F	Deutz BF4L1011F	Caterpillar 3116DI T	Caterpillar 3116DI T	Caterpillar 3126DIT A	Caterpillar 3126DI TA	Caterpillar 3306D ITA	Caterpillar 3306TA	Caterpillar 3176 B
Тип кабины	Non	Non	ERGO	ERGO	ERGO	ERGO	ERGO	ERGO	ERGO
Масса установки, т	2.45	4.8	13,4	13,5	13,7	17,5	17,5	18	18

45 мм на строительных работах, при добыче блочного камня, разделке негабаритов и на небольших карьерах;

— 115 мм;

Pantera 900 — гидроперфораторная буровая установка на гусеничном ходу с поворотной стрелой для

бурения скважин диаметром 89—127 мм;

Pantera 1100 — гидроперфораторная буровая установка на гусеничном ходу с поворотной стрелой для бурения скважин диаметром 89—140 мм;

Pantera 1500 — гидроперфораторная буровая установка на гусеничном ходу с поворотной стрелой для бурения скважин диаметром 102—152 мм.

Конструкция буровых установок POWERTRAK обеспечивает:

- полную автономность буровой установки за счет наличия дизельного привода;
- минимальные затраты времени на вспомогательные операции при бурении;
- высокую скорость бурения;
- большой срок службы бурового инструмента.

Малый эксплуатационный вес (от 2.4 до 18.5 т), незначительная ширина (не более 2.8 м), наличие дизельного привода позволяют оперативно транспортировать буровые установки без применения грузоподъемных механизмов на большие расстояния в обычных дорожных грузовиках соответствующей грузоподъемности. Собственная скорость передвижения буровых станков составляет от 2 до 4.5 км/час.

Использование легких мобильных буровых станков дает возможность сократить до минимума время на вспомогательные работы при переездах с объекта на объект и при маневрах на рабочих площадках.

Установки имеют систему управления режимом бурения, регулируемого в зависимости от крепости пород, а также системы забуривания, противозаклинивания бурового инструмента и управления продувкой скважины, позволяющие повысить общую производительность бурения. Податчик оборудован кассетой для хранения и наращивания буровых штанг.

Установки по требованию заказчика могут быть оборудованы системой контроля угла и глубины бурения скважин, которая ускоряет процесс подготовки буровой установки к работе и обеспечивает высокую точность бурения.

Все установки обладают крайне высокой степенью свободы бурового органа, что позволяет:

- бурить скважины ниже уровня стояния бурового станка на 3.5-4.5 м или выше — на 0.8-2.8 м, например, в котлованах, не съезжая на дно котлована, или производить обуривание ниже- и вышерасположенных уступов соответствующей высоты;
- бурить фронтальные и боковые горизонтальные, и даже восходящие скважины на высоте до 5.6 м выше уровня стояния бурового станка;
- бурить с наклоном «от себя» и «на себя»;
- осуществлять последовательное бурение нескольких параллельных скважин с одного места стояния бурового станка.

Основной характерной особенностью всех буровых установок серии «Powertrak» является гидроперфоратор собственного производства мощностью от 3 до 28 кВт.

Гидроперфораторы имеют повышенную скорость бурения в любых горнотехнических условиях и позво-

ляют обеспечить более длительный срок службы бурового инструмента, благодаря удачному сочетанию энергии и частоты ударов, формы и размеров поршня гидроперфоратора с диаметром бурового инструмента и скважины (шпура). Гидроперфораторы низкого давления позволяют применять отечественные стандартные масла и имеют высокий коэффициент эксплуатационной готовности и увеличенный интервал между циклами технического обслуживания — более 500 рабочих часов чистого удара.

С появлением гидроперфораторных буровых установок создались условия для внедрения более современной технологии ведения буровзрывных работ на карьерах. Эти буровые установки представляют серьезную альтернативу любым типам буровых станков, особенно при бурении горных пород крепостью 10-20 ед. по шкале проф. М.М. Протодеяконова. Если учесть, что в соответствии с практикой производства взрывных работ на карьерах с уменьшением диаметра скважины повышается степень дробления горной массы и улучшается равномерность гранулометрического состава взорванных пород, то использование гидроперфораторных буровых установок для бурения скважин на открытых горных работах имеет большие перспективы.

При испытаниях серийных буровых установок на заводском полигоне ТАМРОК в Г. Тампере средняя производительность бурения по крепким гранитам составила от 30 до 60 пог. м в час в зависимости от диаметра скважины и типа бурового инструмента.

Новая кабина типа «ЭРГО», установленная на буровых станках серии «Ranger» и «Pantera», обеспечивает широкий обзор. Одна ручка управления позволяет осуществлять прямое и непрерывное управление всем процессом бурения: подачей, скоростью вращения, ударным воздействием перфоратора и промывкой скважины. Конструкция новой кабины с изогнутым окном создает комфортные условия для работы оператора и снижает шум до уровня, составляющего при обычных условиях менее 80 дБ (акустических).

За сравнительно небольшой период эксплуатации гидроперфораторных буровых установок накоплен большой опыт их применения в различных горнотехнических, горногеологических и климатических условиях.

Основные технические характеристики буровых установок серии «Powertrak» приведены в таблице.

Оборудование, выпускаемое под торговой маркой ТАМРОК, сертифицировано с 1994 г. и имеет разрешение Госгортехнадзора России на поставку и применение его на отечественных горнодобывающих предприятиях и в строительстве.

В СНГ установки серии «Powertrak» работают на ГМК «Печенганикель» (г. Заполярный, Мурманской обл.), ОАО «АПАТИТ» (г. Кировск, Мурманской обл.), на двух карьерах по добыче блочного камня в Выборге (Ленинградская обл.), на четырех карьерах по добыче камня на Украине.

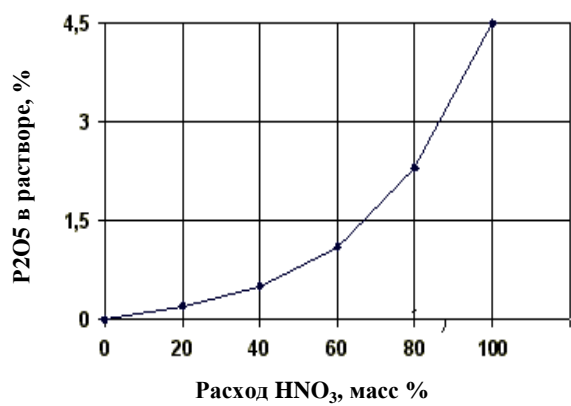


Рис. 1 Зависимость потери P₂O₅ в растворе от расхода азотной кислоты при разложении карбоната

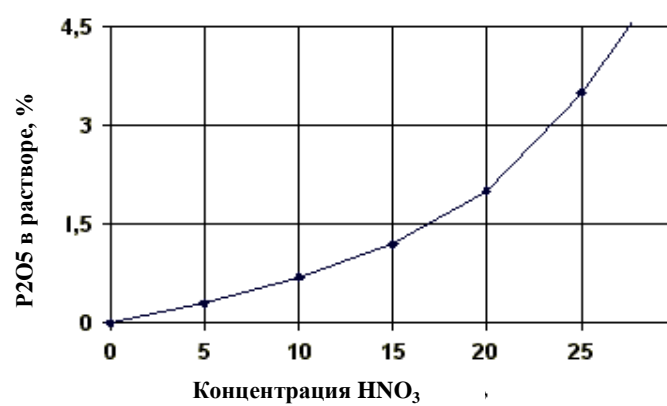


Рис. 2 Зависимость потери P₂O₅ в растворе от концентрации азотной кислоты

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ФУНКЦИОНАЛЬНОЙ РАБОТЫ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

У.Р. Инамов, канд. техн. наук НГИ

Методам определения производительности и функционирования работы карьерных экскаваторов посвящено значительное количество трудов [1-9] и др. Однако, выполненный анализ методик определения производительности карьерных экскаваторов свидетельствует об отсутствии единого подхода к аналогичным расчетам.

Рекомендации отдельных работ разноречивы. До настоящего времени еще нет единой методики расчета произво-

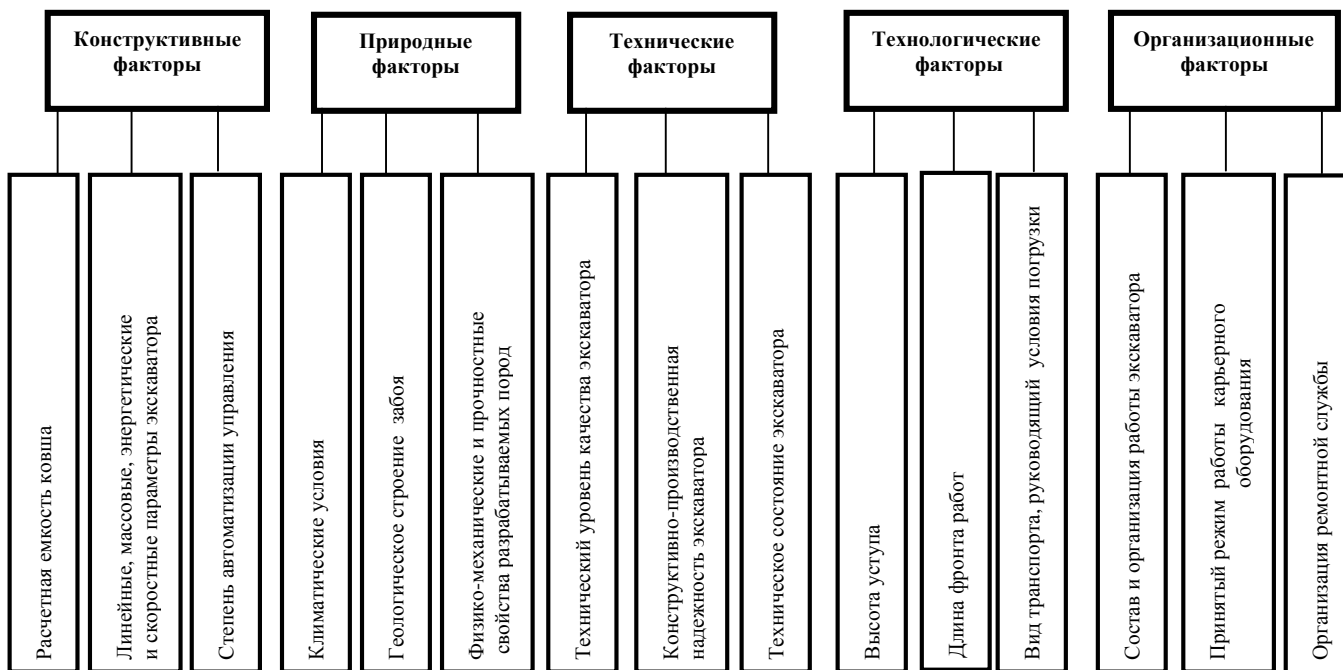


Рис. Основные факторы, влияющие на производительность экскаваторов

дительности одноковшовых экскаваторов. Производительность определяют по различным формулам. Поэтому, для одного и того же карьерного экскаватора получаются различные результаты. Методы количественной оценки основных факторов, влияющих на производительность карьерных экскаваторов, и полнота их учета также различны. Так, в заданных условиях разработок открытым способом производительность экскаватора зависит от множества природных, горно-технологических, организационных факторов, сложно поддающихся учету и в значительной степени взаимодействующих с конструктивными параметрами карьерных экскаваторов (рис.). По существу большинство факторов носят вероятностный характер.

Все это приводит в ряде случаев к несопоставимости излагаемых в различных источниках расчетных и фактических показателей работы карьерных экскаваторов.

Исследование, анализ и обобщение выполненных работ, а также опыт эксплуатации оборудования позволили разработать предложения по уточнению методики расчетов производительности карьерных экскаваторов. Суть этих предложений заключается в следующем.

Для каждого реального случая на основе совокупного учета многофакторных условий эксплуатации и технического состояния оборудования целесообразно определять значения производительности карьерного экскаватора.

Обобщение исследований Н.Г. Домбровского, Ю.И. Белякова, Р.Ю. Подэрни позволяет учитывать многофакторные условия эксплуатации и определять техническую производительность карьерных экскаваторов

$$Q_T = \frac{3600 \cdot E \cdot K_\varepsilon \cdot K_n \cdot K_c \cdot K_u \cdot K_{кл} \cdot K_\varepsilon \cdot K_{эм} \cdot P(t) \left[t_p / (t_p - t_n) \right]}{9.8 \cdot 10^4 \cdot K_\varepsilon \cdot K_p \cdot K_F \cdot E} \cdot \frac{1}{102 \cdot N_n \cdot h_n} + 0.644 \cdot \sqrt[3]{\frac{I(1.37 + h_{нов}^2) b^2}{N_{нов} \cdot h_{нов}}} + t_{рк}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где E - вместимость ковша экскаватора; K_ε - коэффициент экскавации; K_n - уровень совершенства подготовленности забоя; K_c - уровень технического состояния экскаватора; K_u - уровень профессиональной подготовленности и деятельности машиниста экскаватора; $K_{кл}$ - коэффициент, учитывающий климатические условия; K_ε - коэффициент использования карьерных экскаваторов во времени; $K_{эм}$ - коэффициент реализации технической производительности в процессе эксплуатации; $P(t)$ - вероятность безотказной работы экскаватора; t_p - длительность непрерывной работы экскаватора с

одного места установки; t_n - длительность одной передвижки; K_p - коэффициент разрыхления; K_F - коэффициент удельного сопротивления копания; N_n - мощность двигателя механизма подъема; h_n - КПД механизма подъема; I - момент инерции вращающихся частей экскаватора; b - угол поворота; $N_{пов}$ - мощность двигателя механизма поворота; $h_{пов}$ - КПД механизма поворота; $t_{рк}$ - длительность разгрузки ковша.

Определение производительности экскаваторов по прочностным показателям пород основано на установлении времени цикла выемочных машин, взаимосвязи между мощностью двигателей подъема, поворота, величины удельного сопротивления копания, момента инерции вращающихся частей экскаватора, угла поворота, конструктивных особенностей механизма открывания днища ковша, длительности непрерывной работы и передвижки экскаватора, а также вероятности безотказной его работы в заданных условиях эксплуатации.

Расчетные формулы для определения учитывающих коэффициентов, характеризующих основные факторы, влияющие на производительность экскаваторов приводятся в табл.

Для определения значения функциональной работы карьерных экскаваторов с учетом изложенных факторов необходимо решить следующие основные задачи: выбрать и обосновать критерии количественной оценки полезной конечной работы; разработать средства их измерения; создать методологию использования информации о техническом состоянии экскаватора в решении инженерных задач оперативного управления и планирования производства.

Определяем функциональный критерий карьерных экскаваторов для расчета конечной полезной работы, то есть функциональной работы согласно уравнения

$$I_i = K_F Q_i$$

где I_i - функциональный критерий i -го карьерного экскаватора. В общем случае λ_i определяется:

$$I_i = Q_i U_i$$

где Q_i - производительность i -го экскаватора;

U_i - расчетное значение параметра, характеризующее i -ое условие эксплуатации, для экскаваторов $U_i = K_F$.

Физическая сущность I_i заключается в количественной характеристике степени выполнения экскаватором основной функции в заданных условиях в единицу времени.

Функциональная работа карьерного экскаватора A_i составит

$$A_i = I_i T_i = Q_i K_F T_i$$

где T_i - длительность функционирования работы i -го экскаватора.

Применительно к карьерным экскаваторам предлагается различать и оценивать теоретическую A_{im} , техническую A_{imex} , эксплуатационную $A_{iэ}$, межремонтную A_{ip} , полноресурсную A_{in} функциональную работу.

Теоретическая функциональная работа экскаватора - это количество добытой горной массы, которое может быть выработано в единицу времени (обычно за час) при непрерывной его работе с номинальными параметрами для расчетных условий эксплуатации. Коэффициент наполнения ковша и разрыхления породы принимается равным единице. Угол поворота на выгрузку 90° , высота черпания - до уровня напорного вала, а скорости рабочих движений и удельные сопротивления породы копания - номинальные. Теоретическая функциональная работа позволяет сравнивать отдельные виды и типоразмеры экскаваторов между собой и необходима для определения других категорий функциональной работы. Теоретическая функциональная работа карьерного экскаватора

$$A_{imex} = I_{imex} T_i = Q_i K_F T_i = 60 E n_n K_F T_i$$

где n_n - число разгружаемых в минуту ковшей, мин^{-1} , $n_n = 60 t_{y,n}^{-1}$.

Тогда

$$Q_i = \frac{3600E}{t_{y,n}}$$

где $t_{y,n}$ - паспортная продолжительность рабочего цикла карьерного экскаватора, с.

Техническая функциональная работа экскаватора - максимальная часовая непрерывная работа в детерминированных условиях с учетом конкретных экскавируемых пород, видов и типоразмеров, средств механизации смежных производственных процессов (в первую очередь транспортирования), параметров забоя, перерывов в работе, неизбежных при передвижении экскаватора и достигнутой его надежности.

При этом техническая функциональная работа карьерных экскаваторов имеет вид

$$A_{im} = I_{im} T_i = Q_{im} K_F T_i$$

Техническая функциональная работа является основой для определения эксплуатационной функциональной работы экскаватора в конкретных горнотехнических условиях.

Эксплуатационная функциональная работа характеризует фактический объем горной массы, отработанный экскаватором с учетом организационных, технических, технологических простоев, а также вероятности безотказной его работы в заданных условиях эксплуатации

$$A_{iэ} = I_{iэ} T_i = Q_{iэ} K_F T_i$$

Межремонтная функциональная работа - это выполненный объем горной массы за период между двумя капитальными ремонтами;

$$A_{ip} = I_{ip} T_i = Q_{ip} K_F T_i$$

где Q_{ip} - производительность экскаватора за период между двумя капитальными ремонтами;

Расчетные формулы определения учитываемых коэффициентов

Учитываемый коэффициент	Обозначение	Единица измерения	Формула для определения учитываемых коэффициентов
Расчетная емкость ковша	E	м^3	
Коэффициент экскавации	K_3		
Уровень совершенства подготовленности забоя	K_n		
Уровень технического состояния экскаватора	K_c		
Уровень профессиональной подготовленности и деятельности машиниста экскаватора	K_u		
Коэффициент, учитывающий климатические условия	$K_{кл}$		
Коэффициент использования карьерных экскаваторов во времени	K_6		$K_6 = \frac{T_{см} - T_{р.л}}{T_{см}} K_{м.р.} = \frac{T_{см} - T_{н.з} - T_{о.л} - T_{всп} - T_{в.з}}{T_{см}} K_{м.р.}$ <p>$T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $T_{р.л}$ – общее время регламентированных перерывов в течение смены, ч; $K_{м.р.}$ – коэффициент, учитывающий ожидание, неравномерность, т.е. случайный характер процесса подачи транспорта; $T_{н.з}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, ч; $T_{о.л}$ – время на отдых и личные надобности, ч; $T_{всп}$ – время выполнения вспомогательных операций (устройства трассы, разработка забоя, зачистка призабойного пространства и т.д.); $T_{в.з}$ – часть простоев при ведении взрывных работ, приходящихся на одну смену, ч.</p> $K_{т.р} = h_0 = \frac{t_n}{t_n + t_{об}}$ <p>h_0 – коэффициент обеспечения забоя порожняком; t_n – время погрузки транспортного сосуда (железнодорожного состава, автосамосвала и т.д.), мин; $t_{об}$ – время обмена транспортных сосудов в забое, мин.</p> <p>t_n – время погрузки, мин; $t_n = \frac{60V_c}{Q_T K_{нер}}$</p>
Коэффициент реализации технической производительности в процессе эксплуатации	$K_{эм}$		$K_{эм} = K / K_m$ <p>K – коэффициент реализации теоретической производительности в процессе эксплуатации. $K = K_{зв} K_B$</p> <p>$K_{зв}$ – коэффициент готовности внешних для этой машины условий; K_m – коэффициент технической реализации теоретической производительности экскаватора.</p> $K_m = K_2 K_{un}$ <p>K_2 – коэффициент готовности экскаватора, характеризующий одновременно безотказность (наработка на отказ T_o) и ремонтпригодность (среднее время восстановления T_b). $K_2 = T_o / (T_o + T_b)$</p> <p>K_{un} – коэффициент использования по производительности. $K_{un} = Q_m / Q$</p> <p>Q – теоретическая производительность экскаватора.</p>
Длительность разгрузки ковша	$t_{рк}$	с	$t_{рк} = t_{сп} + t_o$ <p>$t_{сп}$ – время разгрузки ковша, в зависимости от свойства горной массы; t_o – время включения и срабатывания механизма открывания днища ковша экскаватора.</p>
Функциональный критерий	I_i	$\frac{МН \cdot I}{ч}$	$I_i = K_f Q_i$
Функциональная работа	A_i	МДж	$A_i = I_i T_i$

$K_{р.э}$ – коэффициент реализации эксплуатационной производительности в период между капитальными ремонтами

$$K_{р.э} = \frac{K_{р.м.}}{K}$$

где $K_{р.м.}$ – коэффициент реализации технической производительности экскаватора в период между двумя капитальными ремонтами или до первого капитального ремонта;

K - коэффициент реализации теоретической производительности экскаватора в период между двумя капитальными ремонтами или до первого капитального ремонта;

$K_{э.т}$ - коэффициент реализации технической производительности в процессе эксплуатации.

Полноресурсная функциональная работа экскаватора - это выполненный объем горной массы за период полного срока службы

$$A_{i.n} = I_{i.n} T_i K_{np} = Q_{in} K_F T_i K_{np}$$

где $I_m, I_{мех}, I_p, I_n$ - функциональный критерий, соответственно, теоретический, технический, эксплуатационный, межремонтный, полноресурсный; Q_{in} - производительность экскаватора за период полного срока службы; $K_{n.p}$ - коэффициент реализации межремонтной производительности экскаватора за его срок службы, $K_{n.p} = (K_{n.э} / K_{p.э})$; $K_{n.э}$ - коэффициент реализации эксплуатационной производительности экскаватора за его срок службы, $K_{n.э} = (K_{n.m} / K_{э.m})$; $K_{n.m}$ - коэффициент реализации технической производительности за его срок службы, $K_{n.m} = (K_n / K_m)$; K_{nc} - коэффициент реализации теоретической производительности экскаватора за его срок службы.

Предлагаемая методика расчета производительности и функциональной работы достаточно полно учитывает специфику работы карьерных экскаваторов и позволяет оперативно планировать их использование в постоянно изменяющихся условиях эксплуатации.

Вовлечение в действие важнейших зависимостей, влияющих на производительность карьерных экскаваторов, в значительной степени могут способствовать установлению режима их функционирования с учетом оптимального обеспечения транспортом, определению нормы выработки экскаваторов, более дифференцированно оценивать работу по его интенсивности и полученным результатам. Кроме того, учет многофакторных условий, значительно влияющих на работу экскаватора, позволяет повысить точность расчета производительности технологически увязанного горного оборудования, а значит способствовать максимальной реализации уровня качества функционирования карьерного экскаватора.

В основу математической модели функциональной работы карьерных экскаваторов положена последовательная конкретизация «привязки» карьерного экскаватора к фактическим условиям его применения как системы машин «Буровая машина – карьерный экскаватор – транспортная машина».

Таким образом, полученная математическая модель позволяет достаточно полно учесть конкретные условия применения экскаваторов, что значительно способствует улучшению степени их использования, повышению объективности и точности определения функциональной работы карьерных экскаваторов.

Список литературы:

1. Домбровский Н.Г., Жуков П.А., Аверин Н.Д. *Экскаваторы. Машгиз, 1949.*
2. Ржевский В.В. *Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1980.*
3. Подэрни Р.Ю. *Горные машины и комплексы для открытых работ. 3-е изд., 2 том – М.: издательство МГГУ, 2001.*
4. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филипов С.А. *Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. Ташкент: Фан, 1999.*
5. Солод В.И., Зайков В.И., Первов К.М. *Горные машины и автоматизированные комплексы. М., Недра, 1981.*
6. Беляков Ю.И. *Проектирование экскаваторных работ. М., Недра, 1983.*
7. Солод Г.И., Радкевич Я.М. *Прогнозирование качества горной техники. М.: МГИ, 1988.*
8. Ефимов В.Н., Морозов В.И., Пржежецкий В.В., Г.К. Лазарев *Качество эксплуатации экскаваторного парка (концерн «Кузбассразрезуголь»): Обзор ЦНИЭИуголь. 1992.*
9. Инамов У. *Управление качеством эксплуатации и ремонта горного оборудования. Ташкент: Фан, 1988.*

ВЫБОР МЕТОДИКИ ОЦЕНКИ ТЕХНОЛОГИЧНОСТИ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ С УЧЕТОМ КОНКРЕТНЫХ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ

УДК 621.271

У.Р. Инамов, канд. техн. наук, НГГИ,
У.Ф. Носиров, канд. техн. наук, НГГИ,
З.С. Эшмурадов, старший преподаватель НГГИ

Существенное влияние на качество функционирования экскаватора оказывает его ремонтная технологичность, сказываясь как на величине эффекта, получаемого в результате его использования, так и на величине затрат, связанных с его эксплуатацией. Отказ экскаватора всегда приводит к некоторому материальному ущербу, обусловленному как затратами на ликвидацию его последствий, так и затратами, вызванными простоем экскаватора. При эксплуатации экскаваторов в различных ситуациях соотношение ущерба, вызванного этими факторами различно. В некоторых случаях ущерб, обусловленный простоем, может намного превосходить затраты, связанные непосредственно с отказом экскаватора, но может быть и несоизмеримо меньше его. Однако при рассмотрении влияния ремонтной технологичности одноковшовых экскаваторов вскрышных комплексов на эффективность их функционирования будем считать доминирующими факторами, как факт отказа, так и факт вынужденного простоя, его длительность и связанные с ним потери.

Если считать, что эффект от эксплуатации экскаватора, текущие затраты, необходимые для обеспечения его работы, затраты, обусловленные отказами и необходимостью проведения технического обслуживания распределены равномерно в период эксплуатации равный сроку службы, то экономическую модель процесса функционирования и восстановления рассматриваемых экскаваторов можно представить следующим образом: каждый час безотказной работы экскаватора обеспечивает получение некоторого эффекта и требует текущих затрат; техническое обслуживание и ремонты производятся в перерывах между технологическими циклами (переукладка железнодорожных путей и др.) и не вызывают дополнительных затрат, обусловленных простоем экскаватора и λ_j технологически связанного с ним оборудования; если в период работы возникает отказ, вследствие которого экскаватор простаивает, то кроме дополнительных потерь, вызванных его ликвидацией, каждый час простоя приносит ущерб от вынужденного простоя, как экскаватора, так и технологически связанного с ним оборудования.

Основной задачей исследования ремонтной технологичности является оценка ее показателей как для экскаватора в целом, так и для отдельных его элементов.

Обычно оценивают технологичность карьерных механических лопат без учета конкретных условий эксплуатации и функциональных возможностей машины. Такой подход не позволяет однозначно оценить уровень технологичности машин различных типоразмеров и разнотипных машин одного функционального назначения, т.е. не позволяет выделить из большого количества разнотипных машин наиболее оптимальные затраты труда, времени и материалов. Поэтому для оценки уровня ремонтной технологичности карьерных механических лопат по рассматриваемому параметру с учетом указанных требований наряду с абсолютными показателями используются частные удельные показатели.

В качестве частных показателей принимаются удельные показатели, определяемые как отношение их абсолютных значений (b_{ij}) к функциональному критерию (основному параметру рассматриваемой машины)

$$x_{ij} = b_{ij} l_j^{-1} \quad (1)$$

где i – порядковый номер параметра из числа принятых для оценки уровня ремонтной технологичности;

j – порядковый номер машины из числа выбранных для оценки;

λ_j – функциональный критерий карьерной механической лопаты, устанавливаемый по основному ее назначению.

Основным назначением карьерных механических лопат как элементов вскрышного комплекса является выемка мягких, плотных и разрушенных взрывом пород с последующей погрузкой в транспортные средства или размещение разгруженной породы на отвалах. Исходя из этого, функциональный критерий карьерных механических лопат можно выразить совокупностью функциональной мощности, расходуемой на выемку и транспортирование породы. Однако, в связи с тем, что между указанными функциональными назначениями карьерных механических лопат имеется неразрывная технологическая связь и разделение их практически нецелесообразно, (оценка производительности производится за цикл – выемка и погрузка), то функциональный критерий определяется исходя из производительности экскаватора

$$\lambda = 0,278 \cdot 10^{-3} Q K_F \quad (2)$$

где K_F – удельное сопротивление копанью, МН/м²;

Q – производительность экскаватора, м³/ч⁻¹.

В зависимости от поставленных задач и целей оценки технологичности приняты следующие функциональные критерии: теоретический (паспортный), технический и эксплуатационный.

Теоретический критерий (λ_n) характеризует конструктивные факторы: расчетную форму и емкость ковша, мощность двигателей, кинематическую схему, расчетно-конструктивные скорости движения рабочего органа и поворотной платформы и определяется по формуле

$$\lambda_n = 0,278 \cdot 10^{-3} Q_n K_F \quad (3)$$

где Q_n – теоретическая (паспортная) производительность карьерной механической лопаты, м³/ч⁻¹.

$$\lambda_n = EK_F T_{\text{ци}}^{-1}, \quad (4)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м³;

$T_{\text{ци}}$ – минимальная продолжительность рабочего цикла в конкретных горно-технических условиях, с.

Теоретический критерий применяется для установления параметров технологичности, служащих для сравнения отдельных видов и типоразмеров карьерных механических лопат между собой без учета конкретных горно-технических и эксплуатационных факторов.

Технический критерий (λ_T) определяется по формуле:

$$\lambda_T = 0,278 \cdot 10^{-3} Q K_F K_{\text{э}} K_T = EK_F T_{\text{ци}}^{-1} K_{\text{э}} K_T \quad (5)$$

где $K_{\text{э}} = K_n K_p$ – коэффициент экскавации;

K_n – коэффициент наполнения ковша;

K_p – коэффициент разрыхления породы;

K_T – коэффициент влияния эксплуатационной технологичности экскаватора и технологии выемки, учитывающий время вспомогательных операций при выемке и транспортировании породы.

$$K_T = t(t + t_m + t_e + t_o)^{-1} \quad (6)$$

Путем ряда преобразования с учетом того, что

$$K_{\text{ТИ}} = t(t + t_e + t_o)^{-1} \quad \text{и} \quad K_c = t(t + t_T)^{-1}$$

Выражение (6) примет вид

$$K_T = K_{\text{ТИ}} K_c (K_{\text{ТИ}} + K_c - K_{\text{ТИ}} K_c)^{-1} \quad (7)$$

где t – время производительной работы экскаватора, ч;

t_T – время выполнения вспомогательных операций, ч;

t_e – время восстановления отказов, ч;

t_o – время технического обслуживания, ч;

$K_{\text{ТИ}}$ – коэффициент технического обслуживания;

K_c – коэффициент влияния технологии выемки.

По техническому критерию можно оценить техническую возможность той или иной карьерной механической лопаты, т.е. установить параметры технологичности, служащие для сравнения отдельных видов и типоразмеров карьерных механических лопат между собой с учетом влияния конкретных горно-технических условий.

Эксплуатационный критерий ($\lambda_{\text{э}}$) определяется по формуле

$$\lambda_{\text{э}} = 0,278 \cdot 10^{-3} Q_n K_F K_T K_u = 0,278 Q_n K_F \quad (8)$$

где Q_n – эксплуатационная производительность, м³ч⁻¹;

K_u – коэффициент использования экскаватора во времени.

Эксплуатационный функциональный критерий характеризует степень использования технических возможностей карьерных механических лопат с учетом технических, технологических и органических факторов.

В зависимости от длительности рассматриваемого периода (смена, месяц, межремонтный период и т.п.) функциональный критерий ($\lambda_{\text{эп}}$) можно представить как

$$\lambda_{\text{эп}} = 0,278 \cdot 10^{-3} Q_{\text{э}} K_F T_{\text{кп}}$$

или

$$\lambda_{\text{эп}} = Q_{\text{э}} K_F T_{\text{кп}} \quad (9)$$

где $T_{\text{кп}}$ – календарный фонд времени рассматриваемого периода (смены, года, межремонтного периода), ч.

$$\{x_{ij}\} = \begin{vmatrix} x_{11} & x_{21} & \dots & x_{i1} & \dots & x_{(n-1)1} & x_{n1} \\ x_{21} & x_{22} & \dots & x_{i2} & \dots & x_{(n-1)2} & x_{n2} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ x_{1j} & x_{2j} & \dots & x_{ij} & \dots & x_{(n-1)j} & x_{nj} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ x_{1(m-1)} & x_{2(m-1)} & \dots & x_{i(m-1)} & \dots & x_{(n-1)(m-1)} & x_{n(m-1)} \\ x_{1m} & x_{2m} & \dots & x_{im} & \dots & x_{(n-1)m} & x_{nm} \end{vmatrix} \quad (10)$$

$$\{x_{id}\} = \min_{1 \leq i \leq n} \{x_{ij}\} \quad (11)$$

и составления совокупности значений

$$\{x_{id}\} = \{x_{1d} \quad x_{2d} \dots x_{id} \dots x_{(n-1)d} \quad x_{nd}\} \quad (12)$$

где n – количество частных показателей, намеченных для оценки ремонтной технологичности экскаваторов;

m – количество экскаваторов, подлежащих испытанию на ремонтную технологичность.

Наилучшие значения некоторых показателей ремонтной технологичности, например, наработка на ремонт характеризуются своими максимальными величинами, что при составлении таблицы – матрицы вносит значительную неопределенность. В этой связи целесообразно вместо этих величин использовать их обратные значения, например, для

оценки наработки на ремонт использовать параметр потока unplanned repairs. При этом условии уровень технологичности по данному частному показателю может быть представлен как

$$k_{ij} = x_{i\delta} x_{ij}^{-1} \leq 1 \quad (13)$$

Совокупность базовых значений частных показателей (12) представляет собой динамическую модель фиктивной карьерной механической лопаты, обладающую наиболее высокими показателями, достигнутыми в различных машинах, но не имеющую аналога в виде одной машины.

Для базовой машины все частные показатели

$$k_{i\delta} = x_{i\delta} x_{\delta j}^{-1} = 1 \quad (14)$$

Каждому рассматриваемому показателю отводится один столбец таблицы-матрицы, каждому рассматриваемому экскаватору – одна из ее строк. Удельные величины показателей ремонтной технологичности расположены в столбцах таблицы-матрицы на строках экскаватора, к которому они относятся.

Оценка уровня ремонтной технологичности карьерных механических лопат с учетом всех ее рассматриваемых параметров может быть осуществлена с помощью комплексного показателя уровня качества, определяемого исходя из совокупности рассматриваемых значений частных показателей.

Для этой цели по выражениям (1), (10), (14) определяются оценки частных показателей и устанавливается коэффициент участия каждого из них в значении комплексного показателя технологичности по выражению

$$y_{ij} = (1 - a_{ij})(1 - a_{i\delta})^{-1} \quad (15)$$

$$a_{ij} = k_{ij} / \sum_{i=1}^n k_{ij} \quad (16)$$

$$a_{i\delta} = k_{i\delta} / \sum_{i=1}^n k_{i\delta} = n^{-1} \quad (17)$$

где a_{ij} - доля участия каждого частного показателя в их общей сумме при набранных показателях;

$a_{i\delta}$ - то же, для базового частного показателя.

Суммарное значение частных показателей ремонтной технологичности с учетом их коэффициентов участия для j -го экскаватора определяется по формуле

$$\psi_j = \left[\sum_{i=1}^n (y_{ij} \cdot k_{ij})^2 \right]^{1/2} \quad (18)$$

для базовой модели

$$\psi_\delta = \left[\sum_{i=1}^n (y_{i\delta} \cdot k_{i\delta})^2 \right]^{1/2} = \sqrt{n} \quad (19)$$

Уровень качества по комплексному показателю (уровень ремонтной технологичности) j -ой карьерной механической лопаты определяется как отношение

$$k_j = \psi_j \psi_\delta^{-1} \quad (20)$$

или с учетом выражений (1), (13), (14), (15)-(19)

$$k_j = \frac{I_j}{(n-1) \sum_{i=1}^n x_{i\delta} \theta_{ij}^{-1}} \left\{ n \sum_{i=1}^n \left[x_{i\delta} \theta_{ij}^{-1} \left(\sum_{i=1}^n x_{i\delta} \theta_{ij}^{-1} - x_{i\delta} \theta_{ij}^{-1} \right) \right]^{-2} \right\}^{1/2} \quad (21)$$

Выражение (21) дает возможность установить уровень ремонтной технологичности по статическим данным.

Список литературы:

1. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1985.
2. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1980.
3. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. 3-е изд., 2 том, М.: издательство МГТУ, 2001.
4. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филипов С.А. Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. Ташкент: Фан, 1999.
5. Солод В.И., Зайков В.И., Первов К.М. Горные машины и автоматизированные комплексы. М., Недра, 1981.
6. Беляков Ю.И. Проектирование экскаваторных работ. М., Недра, 1983.
7. Солод Г.И., Радкевич Я.М. Прогнозирование качества горной техники. М.: МГИ, 1988.
8. Русухин В.И., Попандопуло К., Инамов У. Оценка приспособленности экскаваторов к ремонту. Ташкент, «Мехнат»,-1988. 256 с.

ОБОБЩЕННЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНО – ПРОМЫШЛЕННЫХ ЭКСПЕРИМЕНТОВ
ДОБЫЧИ МРАМОРНЫХ БЛОКОВ ИЗ ТРЕЩИНОВАТЫХ МАССИВОВ НА БАЗЕ
КОНТУРНОЙ ОТБОЙКИ

В.Р. Рахимов, академик, заведующий кафедрой ТашГТУ,
М. Н. Джаббаров, старший преподаватель ТашГТУ,
Ю.Э. Петросов, доцент ТашГТУ

Республика Узбекистан располагает большими запасами природных облицовочных камней [1, 2]. Государственным балансом учитываются запасы 70 месторождений из которых 58 – это месторождения блочного камня для производства плит. Промышленные запасы блочного камня составляют 86581 тыс. м³.

Большая часть месторождений облицовочных камней 36 месторождений с запасами 51954 тыс. м³, приходится на месторождения осадочного происхождения – мрамора, известняки, песчаники. Основные запасы располагаются в Западном Узбекистане, в Нурагинских и Мальгузарских горах (20 месторождений, 26841 тыс. м³) и Каратюбинских горах (7 месторождений, 4144 тыс. м³). В Нурагинских горах распространены контрастные светло-серые, серые, темно-серые, а также цветные мрамора с бежевыми до кирпично-красных оттенков. Породы от тонкозернистых до среднезернистых, полосчатые. В Каратюбинских горах развиты среднезернистые серые мрамора, преимущественно полосчатые и пятнистые.

Большинство мраморных месторождений отличаются повышенной трещиноватостью и относительно низким выходом кондиционных блоков из массива. Так, на Газганском месторождении выход блоков составляет 35 %, на Зарбандском 28-32 %, на Джамском и Беркунлинском месторождениях не превышает 20 %.

В этих условиях наряду с прогрессивной алмазно-гроссовой и баровой распиловкой блоков в забоях эффективно применяемых на монолитных участках в зонах повышенной трещиноватости наиболее целесообразно применение контурных методов отбойки монолитов. При расчете параметров контурной отбойки необходимо добиваться, чтобы взрывное воздействие на массив было минимальным и обеспечило выкалывание моноблока и его сдвигание, недопуская образования в камне значительного распространения волосяных трещин.

Опытно-промышленные исследования проводились для проверки точности выдвинутых теоретических положений, выводов и методики расчета параметров контурной отбойки при добыче блоков облицовочного камня, которые позволили бы получить качественные и ненарушенные блоки с наименьшими затратами.

Для достижения этих условий в процессе опытно-промышленных экспериментов нами решались следующие задачи: уточнение корректности выдвинутых теоретических положений и расчетных формул [3]; экспериментальное установление закона затухания взрывных волн для конкретных условий карьеров блочного камня; оценка общего состояния природного камня после приложения на него различных по времени и усилию воздействия разрушающих нагрузок; определение критических характеристик взрывных волн на границе зоны нарушений; исследование влияния естественной трещиноватости на усилие откола и выбор технологических схем подготовки пород к выемке; обоснование вариантов эффективных технологий разработки месторождений облицовочного камня, обеспечивающих рациональное использование запасов и снижение потерь.

Исследования проводились на месторождениях Зарбанд, Нурата, Оксай, Макрид и других карьерах представляющих горно-геологические образования характерные для большого региона распространения мрамора, мраморированного известняка и отличающихся наличием и сложностью нерешенных задач горного производства. Для обеспечения надежности полученных результатов исследования проводились на основных месторождениях республики, что дало возможность охватить самые разнообразные свойства мрамора. Диапазон изменения предела прочности при сжатии составлял от 56 до 172 МПа, а трещиноватости - от II до IV категории.

Отработка параметров технологических схем подготовки блоков к выемке выполнялась непосредственно на участках промышленной добычи облицовочных блоков. При этом учитывалась важность обеспечения сохранности блоков за счет снижения уровня воздействия на них разрушающих нагрузок.

Исследования параметров технологических схем при добыче блоков велись при механическом выпиливании монолита, последующей разделки его на блоки, пригодные по габаритам для распиловки, а также придания им требуемых по ГОСТ 9479-84 формы и качества поверхности.

В зависимости от геологии месторождения, используемых на карьере средств механизации добычных работ, эксперименты производились на уступах имеющих одну или несколько плоскостей обнажения. При наличии ярко выраженной системы трещин, угол падения которых составлял 0-90°, опытно – промышленные исследования производились только в одной плоскости, перпендикулярной этой системе. Во всех остальных отделеении монолита от массива происходило по естественным трещинам. Высота уступа была равна мощности слоя.

В случае отсутствия ярко выраженной системы трещин или весьма крутом падении трещин этой системы также применялась технологическая схема, предусматривающая подпиливание уступа вертикальным или горизонтальным врубом с помощью камнерезных машин или канатных пил. Высота уступа выбиралась в соответствии с параметрами технологического оборудования (1-1,8 м при работе камнерезных машин и 5-8 м при работе канатных пил). Контурная отбойка взрывом ДШ в шпурах производилась в одной плоскости перпендикулярной врубам.

При выборе опытных участков использовались составленные нами технологические карты районирования месторождения по блочности.

Исследования механизма разрушения пород в контуре отбойки и процесса выкалывания монолитов из массива проводились соответственно на некондиционных блоках на вскрышных и добычных уступах. Разрушение пород осуществлялось буроклиновым, бурогидроклиновым, буровзрывным и комбинированными способами с применением камнерезных машин и канатных пил. Велась работа по разделке блоков в различных направлениях к его слоистости, исследовалось влияние параметров естественных трещин массива и массы выкалываемых монолитов на выбор технологических схем подготовки монолитов к выемке. Подготовительные работы включали в себя очистку поверхности уступа от кусков породы, оконтуривание проектного объема выкалываемого монолита, разметку точек бурения шпуров, укладку полок и поднос бурового инструмента. Шпуры глубиной от половины до полной высоты уступа бурились ручными перфораторами ПР-24, ПР-27 оснащенными буровыми штангами с коронкой диаметром 28, 32, 36 мм. При бурении также использовалась разработанная нами конструкция станка строчечного бурения. Допустимое отклонение шпуров от проектной отбойки принималось в пределах ± 3 см.

Выпиливание монолитов и блоков из массива производилось с помощью канатных пил Марденти, Мар-фил, Пеллегрини и камнерезных машин СМ-177, СМ-428.

Скважины диаметром 76-105 мм бурились с помощью буровых станков СБМК-5, БТС-2, БМК-4 и др. При изучении влияния диаметра шпуров и скважин на процесс разрушения в контуре откола их значения изменялись в широких пределах как за счет бурения, так и размещения в шпурах и скважинах различных металлических вставок и инертных материалов.

В процессе натуральных экспериментов для предупреждения скалывания ребер блоков расстояния между крайними шпурами ближайшими к торцевым поверхностям принимались в пределах $0,5 \div 0,7$ от расстояния между шпурами.

При контурной взрывной отбойке величина заряда крайних шпуров составляла половину расчетного заряда, при расстоянии между шпурами менее 0,2 м крайние шпуры не заряжались. Параметры отбойки при разделке монолитов и пассивировке блоков изменялись таким образом, чтобы диапазон значений растягивающих напряжений при воздействии разрушающих нагрузок постепенно сокращался. Наименьшее значение растягивающих напряжений, при котором обеспечивалось образование щели между шпурами, принималось за величину удельного сопротивления мрамора скалыванию.

В процессе работ велось наблюдение за качеством поверхностей образованных в процессе отбойки, критерием которого являлись линейные отклонения фактического контура блока от проектного. Фиксация величины отклонения фактического контура блока от проектного осуществлялась при замерах с помощью мерной рейки.

Обобщенные результаты натуральных экспериментов использовались при расчете параметров технологий подготовки монолитов к выемке из трещиноватого массива. В зависимости от горно-геологических условий на исследуемых опытных участках в широком диапазоне изменялись значения высоты уступа, ширины заходки и длины фронта работ, а также варианты технологических схем выкалывания (выпиливания) монолитов из массива, включающие выбор направления откола и параметров контурной отбойки. Диапазон изменения параметров контурной отбойки и пиления на опытных участках приведены в табл. 1.

Таблица 1			
Изменения параметров контурной отбойки и пиления на опытных участках			
Показатели	Единица измерения	Значение параметров отбойки и пиления	
		Наименьшее	Наибольшее
Высота уступа	м	0,1/0,5*	5,0/15
Длина фронта отбойки	м	2,5/10	27/27
Ширина заходки (мощность отбойки)	м	1,0/2,0	-
Расстояние между шпурами	м	0,1/0,5	0,7/1,5
Глубина шпуров	м	0,5/5,0	5,0/15
Глубина пропила	м	1,0/2,0	3,5/3,5
Мощность заполнителя трещин	м	0,1	26
Количество нитей ДШ	м	1,0/4,0	6,0/14
Удельный расход ВВ	кг/м ³	0,025/0,15	0,15/0,25

(*) Примечание в числителе значения для шпуровой отбойки и пиления камня, в знаменателе - скважинной отбойки

и канатной пилы.

Исследования рациональных технологий разработки месторождений включающих выбор способа вскрытия, обоснование технологических схем производства вскрышных и добычных работ проводились при строительстве карьеров Оксай, Джам, Кетманчи и Кушрабад. А также, в процессе расширения производства на месторождениях Беруни, Макрид и Зарбанд.

При наличии ярко выраженных трещин в массиве высота уступов принималась равной нормальному расстоянию между трещинами одной системы. Отрыв монолитов от массива осуществлялся за счет одно или двухплоскостной отбойки. В случае отсутствия ярко выраженных плоскостей ослабления в торцах уступа контурная отбойка применялась и в этих плоскостях.

Для определения оптимальных параметров и целесообразности комбинированных способов подготовки пород к выемке предварительное подпиливание подошвы и торцов уступа осуществлялось с помощью камнерезной машины СМ-177А и

В крепких, сильно окварцованных мраморах, где расход зубков или режущих канатов оказывался чрезвычайно высоким, применялась контурная отбойка взрывом ДШ в шпурах в двух и более плоскостях. Высота уступа выбиралась в зависимости от параметров оборудования, используемого для распиловки блоков на плиты.

В качестве эксперимента проводилось выкалывание монолита с помощью взрывания зарядов ДШ в вертикальных скважинах с подбойкой уступа в горизонтальной плоскости на уровне его подошвы взрывов ДШ в шпурах. Высота уступа в этом случае по условиям безопасности работ не превышала 8 м. Мощность отбиваемого слоя в соответствии с параметрами распиловочного оборудования составляла 1,5 м.

Предварительный расчет параметров технологических схем отбойки и их применение в процессе опытных исследований производились по формулам [3], затем в процессе экспериментов условия и варианты применяемых технологических схем подготовки монолитов к выемке, а также параметры отбойки изменялись в широких пределах (табл. 2, 3, 4).

Таблица 2
Параметры участков и БВР при выкалывании монолитов с предварительным подпиливанием подошвы уступа

Особые условия в забое	Расстояние между шпурами, см	Высота уступа, м	Мощность откалываемого монолита, м	Длина монолита, м	Заряд нитей ДШ, шт	Растягивающие напряжения плоскости раскола, МПа	Наличие отрыва и дальность отбрасывания монолита, см
Наличие одной торцевой плоскости	14	1,0	2,0	4,3	1,0	4,18	14
	16	1,5	2,0	5,1	1,0	4,0	нет
	20	2,0	1,5	12,8	2,0	3,8	74
	24	1,0	1,0	10,0	1,5	3,8	18
Наличие двух торцевых плоскостей	24	1,0	1,0	4,7	2,0	4,94	0,6
	24	1,5	2,0	15,5	1,5	3,8	21
	30	1,5	2,5	5,6	2,5	5,1	12
	36	2,0	1,5	9,4	2,3	4,37	нет
	38	2,0	1,5	11,2	3,0	4,56	37

При этом фиксировались условия обеспечивающие отрыв монолита и блоков. Уточнялась величина сил сцепления при отбойке монолитов под разными углами к слоистости и естественным трещинам.

Велся учет объемов подготовленной к выемке горной массы, выхода кондиционных блоков и отходов в виде некондиционного камня (бут, окол, штыб) по способам добычи.

Для оценки эффективности технологий рационального использования запасов проводились исследования по распиловке облицовочных блоков, дроблению буттового камня и определению объемов реализуемых отходов, а также установлению величины потерь по этапам технологической цепочки разработки месторождения и выпуска облицовочных материалов.

В процессе опытно-промышленных исследований рассмотрены технологические схемы выпиливания и выкалывания монолитов из трещиноватого

мраморного массива с помощью буроклиньев, НРС, гидроклиньев и ВВ, канатных пил и камнерезных машин. Технологические схемы подготовки монолитов к выемке предусматривали проведение предварительного вруба в подошве и в торцах уступа или наличие естественной трещины проходящей в проектной плоскости откола.

Таблица 3
Изменение коэффициента дополнительного сопротивления от длины фронта забойки

Коэффициент дополнительного сопротивления	Длина фронта отбойки, м					
	5	10	15	20	30	40
При одной торцевой плоскости	<u>1,6*</u>	<u>1,3</u>	<u>1,2</u>	<u>1,25</u>	<u>1,1</u>	<u>1,0</u>
	1,1	1,0	-	-	-	-
При двух торцевых плоскостях	<u>2,2</u>	<u>1,6</u>	<u>1,4</u>	<u>1,3</u>	<u>1,2</u>	<u>1,15</u>
	1,3	1,1	1,0	-	-	-

шпурами производился с учетом коэффициента дополнительного сопротивления торцевых участков.

С целью предупреждения нарушения монолита при производстве промышленной добычи заряд в каждом шпуре на начальном этапе состоял из одной или двух нитей ДШ. Зарядение и взрывание шпуровых зарядов проводилось по специальной методике. При первоначальном взрывании расстояние между шпурами принималось равным примерно 0,7 от расчетного. От взрыва к взрыву оно увеличивалось до получения не проработки щели между зарядами. Параметры участков и БВР при выкалывании монолитов с предварительным подпиливанием подошвы уступа приведены в табл. 2.

Расчетные расстояния между шпурами для зарядов в одну, две, три и четыре нити ДШ была соответственно равны 12; 20; 29 и 42 см, Эти данные уточнялись в процессе проведения промышленных взрывов. Для каждой серии экспериментов фиксировалось удельное сопротивление образованию щели в массиве и значение коэффициента. В первых опытных взрывах значение растягивающих напряжений принималось в пределах удельного сопротивления образованию щели для мрамора при пассивировке, то есть 3,5-4,5 МПа. Значение расчетных и экспериментальных данных коэф-

Выкалывание монолита с предварительным подпиливанием подошвы добычного уступа проводилась с помощью канатной пилы, где выполнялся вруб на глубину 1,0-2,5 м. В плоскости, перпендикулярной этому врубу, с помощью ручных перфораторов пробуривался ряд параллельных шпуров диаметром 33 мм глубиной на 3-5 см меньше высоты уступа. Ориентировочный расчет расстояния между

коэффициента дополнительного сопротивления торцевых участков от длины фронта отбойки при выкалывании монолитов из массива приведены в табл. 3.

Результаты взрывов, проведенных в забоях с дополнительной свободной плоскостью обнажения в виде искусственного вруба в подошве уступа, позволили установить зависимость коэффициента дополнительного сопротивления от изменения параметров участка. Для одной и двух торцевых плоскостей полученные значения оказались в 1,5 раза меньше расчетных. Это указывало на правильность принятого расположения контурных зарядов в направлении по простиранию мраморного пласта, при котором имеющиеся в массиве поперечные трещины способствовали улучшению

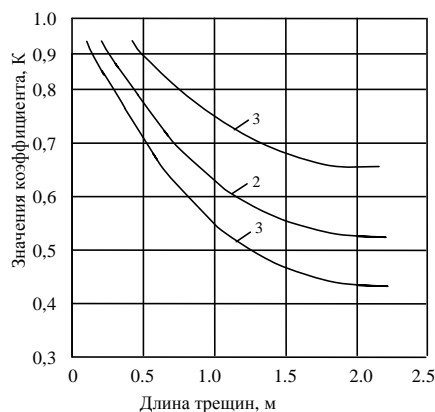


Рис.1. График изменения качества камня от длины трещин просматриваемых на двух смежных гранях блока: 1, 2, 3, соответственно для блоков нарушенных трещинами с углами 0°, 180°, 90° и 45°

работы взрыва и выкалыванию монолита по торцевым плоскостям. При этом обеспечивалось минимальное сопротивление торцевых участков.

Из данных табл. 1 следует, что при производстве добычных работ оптимальные условия контурной отбойки могут быть обеспечены при длине выкалываемого монолита не менее 10 и 15 м, соответственно, при одной и двух торцевых плоскостях в массиве. Для выкалывания монолита меньшей длины торцевые плоскости должны также обуриваться шпурами. Взрывание зарядов в этих плоскостях следует производить с опережением основных зарядов по отношению к торцевым плоскостям на 40-50 мс, чтобы избежать интерференции волн напряжений и вследствие этого избыточной трещиноватости торцевых блоков.

Изменение растягивающих напряжений от взрыва к взрыву позволило определить удельное сопротивление образованию щели в массиве, которое находилось в пределах, близких к аналогичному показателю при разделке монолитов и пассивировке блоков то есть 3,8-4,0 МПа. Его изменение зависело от длины выкалываемого монолита и влияния торцевых участков. Разброс фактически прорабатываемого расстояния между шпурами для разного количества заряда по отношению к расчетному составляло не более 10%. В целом его изменение описывалось графиком, представленным на рис. 1, соответствующим результатам эксперимента при разделке монолитов и пассивировке блоков.

Таблица 4

Экспериментальные параметры контурной отбойки на добычных уступах

Месторождение	Расстояние между шпурами, см	Заряд нитей ДШ, шт	Давление газов в шпуре, МПа	Растягивающие динамические напряжения, МПа	Дальность сдвига монолита, см	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Число наблюдений
Зарбанд	24	2,0	34,6	4,9	4	0,064	35
	36	3,0	51,9	5,0	10	0,035	11
	15;18	2,0	34,6	7,3	35	0,060	23
	16	1,0	17,3	4,4	1	0,041	16
	25	2,0	34,6	5,0	8	0,038	22
	26	2,0	34,6	4,9	5	0,086	27
	36	3,0	51,9	5,0	11	0,097	36
Оксай	32	3,0	51,9	5,7	22	0,055	44
	10	1,3	12,5	6,0	30	0,070	4
	14	1,0	17,3	5,0	6	0,057	21
	26	2,3	39,7	5,2	15	0,037	40
Макрид	22	2,0	34,6	5,7	25	0,038	31
	26	2,1	36,3	5,1	12	0,068	45
	30	2,4	41,5	4,9	7	0,053	28
	18;20	2,5	23,7	5,1	10	0,090	28
	33	3,5	33,2	3,7	-	0,052	25
	16	2,0	19,0	4,95	3	0,074	33

При выкалывании монолитов из трещиноватого массива технологией добычи предусматривалось обуривание проектного объема добычи по всей длине параллельными шпурами до трещины напластования и его последующее взрывание. Образование сплошной трещины в плоскости расположения шпуров и сдвигание монолита по трещине напластования осуществлялось за счет взрыва контурных зарядов нитей ДШ.

Сдвигание монолита после взрыва принималось в пределах 12 ± 3 см. Достоверность расчетных расстояний между шпурами проверялось результатами опытных взрывов при выкалывании монолитов из массива. Параметры контурной отбойки и данные, полученные в процессе проведения экспериментов на добычных уступах, сведены в табл. 4.

Оптимальные параметры БВР, характерные для технологии добычи с предварительным врубом по подошве уступа, были проработаны при выкалывании монолита с использованием трещин напластования.

При этом, как правило, после взрыва зарядов проработка между шпурами отсутствовала. В последующем количество заряда увеличивалось, и взрыв повторялся до полной проработки и выкалывания монолита. Это показало на необходимость учета трещин напластования при определении параметров контурной отбойки в процесса выкалывания монолитов из трещиноватого массива.

При мощности трещинного заполнителя, равной 0,2 см, выкалывание монолита обеспечивалось при создании растягивающих напряжений в плоскости взрыва, превышающих величину 3,8 МПа. Изменение расстояния между шпурами зависит от мощности трещин напластования, которая колебалась в некотором диапазоне значений.

Интенсификация горно-капитальных и горно-подготовительных работ на месторождениях облицовочного мрамора связана с применением взрывной контурной отбойки. Практическое внедрение обусловлено решением вопроса обеспечения сохранности пород законтурного массива.

На основе представлений физики допорогового удара теоретически обосновано и практически подтверждено изменение радиуса зоны нарушения скважинного цилиндрического заряда с кольцевым зазором $r_p(h)$ от расстояния между контурными зарядами $R=Q_{max}$ подвижки блока S , при подготовке пород к выемке взрывом.

При шпуровом и скважинном взрывании удлиненных цилиндрических зарядов с кольцевым воздушным зазором, радиусы зон разрушения r_p^n и переизмельчения r_p при прочих равных условиях существенно зависят от ширины зазора h . Зависимости, определяющие размеры этих зон имеют вид

$$r_n = r^* (P_1/P_n)^{1/n}, \quad r_p = r (P_1/P_p)^{1/n} \quad (1)$$

где r^* - характерный размер в направлении удара продуктов взрыва ПВ;

n - показатель степени затухания давления в массиве;

P_1, P_n и P_p - соответственно первоначальное, среднее и критическое давление на фронте ударной волны для данной среды.

Из условия $r^* \sim h, r_p \sim hh^{-1/n} = h^{n-4/n}$, а так же $n=2$, получим $r_p \sim h^{-1}$. Тогда, размер зоны нарушения можно будет определить по формуле

$$r_p = r^* (p_{01} \alpha_1)^{1/n} \frac{Ux^{2/n}}{\left[1 + \sqrt{\frac{p_{01} \alpha_1 \pi l_0}{Q}} (r_0 + h) \right]^{2/n}} \quad (2)$$

где Q, r_0, l_0 - масса, радиус и длина цилиндрического заряда;

p_{01}, S_1 - коэффициент динамической сжимаемости и плотности массива;

Ux - скорость истечения ПВ в воздух.

Результаты экспериментов взрывной отбойки

Таблица 5

Параметры	Песчаник		Известняк		Мрамор	
	Верхняя граница	Нижняя граница	Верхняя граница	Нижняя граница	Верхняя граница	Нижняя граница
$\rho_0, \text{кг/м}^3$	2700	2170	2800	2260	2600	2060
$u_1, \text{м/с}$	1500	1670	1360	1930	1690	2090
$D_1, \text{м/с}$	5760	3650	6060	4270	4660	4040
$P_1, \text{ГПа}$	22,9	13,3	23,1	18,7	20,4	17,5
$P_p, \text{ГПа}$	0,294	0,645	0,347	0,804	0,098	0,62
$r_p, \text{м}$	0,195	0,119	0,216	0,128	0,462	0,145
$h_{1max}, \text{м}$	0,255	0,1885	0,273	0,196	0,485	0,211
$R, \text{м}$	0,45	0,3075	0,489	0,324	0,947	0,356

Примечания: 1. Разрушающее давление P_{pmin} всюду равно 40 МПа

2. Значение радиуса разрушения r_p подсчитано для первоначального давления P_{1min} .

3. ρ, u, D, p - плотность, массовая и волновая скорость, давление. Индекс «0» относится к первоначальному состоянию.

Полученная зависимость базируется на использовании закона затухания давления на фронте ударной волны в массиве. При точном расчете r_p необходимо учитывать совместное действие воздушной ударной волны и ПВ. Обычно $n \sim 1,6$, до давлений $P \geq 5$ МПа для исследуемых горных пород. Тогда из (2) следует $P_1 \sim h^{-2/1,6} = h^{-1,25}$ для взрыва цилиндрического заряда тэна в мраморе $S_{max} \sim h^{1,35}$.

В лабораторных условиях и полигонных исследованиях изучено влияние величин

и формы воздушного зазора (коэффициент заряжения K_3). При изменении K_3 с 0,58 до 0,28 усиливается эффект разрушения в контуре расположения зарядов и время поддержания поля напряжений. С изменением K_3 от 1 до 0,28 и от 0,58 до 0,28 уменьшается зона переизмельчения, соответственно, в 2-1,6 и зона разрушения законтурного массива в 1,4-1,35 раза.

Изучено влияние материала заполнителя кольцевого зазора на результаты отбойки. Предпочтителен кольцевой воздушный зазор при контурной отбойке. Значения $K_3 = 0,46$ обеспечивает минимальную нарушенность законтурного

Результаты короткозамедленного взрывания в мраморе

Таблица 6

Номер серий опытных взрывов	Расстояние между скважинами, м	Величина неразрушенного целика между скважинами, м	$r_p, \text{м}$
1	0,50		0,212
2	0,60		0,217
3	0,70	0,08	0,215
4	0,80	0,15	0,220
5			0,217

Примечание: $R=0,6$ м, $r_p=0,215$ м (средние значения).

массива и оптимальные параметры БВР.

Установлено, что при одновременном взрывании зарядов максимальное расстояние между их осями не превышает $2 r_p$ (r_p - радиус зоны разрушения при взрыве одиночного заряда). Применение разновременного взрывания приводит к $R > 2 r_p$. Для оценки R согласно феноменологической теории вычисления максимальной глубины пробивания, принято $h_I \rightarrow h_{I\max}$ (h_I - поверхность преграды конечной толщины). Для достаточно толстых преград ($h_{I\max} > a_I$) можно записать

$$h_{I\max} = r_p + h_n, \quad R = h_{I\max} + r_p \quad (3)$$

Оптимальный интервал замедления находился по экспериментальной формуле $r_p = 0,48 t^{0,33}$. Среднее значение $r_p = 0,15$ м соответствует времени замедления 29 м. сек, что было и принято в работе как оптимальное время замедления T . Результаты экспериментов приведены в табл. 5, из которых видно, что значения r_p точно совпадают с расчетом и $R = (15-20) r_o$, $r_p = (9-10) r_o$.

Результаты короткозамедленного взрывания в

Т а б л и ц а 7
Соотношения между углом слоистости α° , n , a (мрамор)

α°	n=1	n=2	n=3	n=4
0	19	36	55	-
45	16	24	38	-
90	12	17	26	31

Т а б л и ц а 8
Результаты теоретических расчетов

Горная Породы	D_{cs} , м	n , шт.	d_3 , м	h , м	V_{cs} , м ³	V_3 , м ³	m_3 , кг	$P_{рв}$, кг/м ³	$P = m_3/L_{cs}$, кг/м
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Мрамор $P_p = \delta_{сж} = 30$ МПа	0,1	7	$1,06 \cdot 10^2$	0,0447	0,0625	$7,1 \cdot 10^{-4}$	1,17	19	0,146
	0,11	8	$1,13 \cdot 10^2$	0,0494	0,076	$8,05 \cdot 10^{-4}$	1,35	17,8	0,169
	0,15	9	$1,2 \cdot 10^2$	0,069	0,141	$8,05 \cdot 10^{-4}$	1,51	10,7	0,189
	0,20	10	$1,26 \cdot 10^2$	0,0937	0,25	10^{-3}	1,67	6,7	0,209
	0,25	11	$1,32 \cdot 10^2$	0,1184	0,39	$1,1 \cdot 10^{-3}$	1,83	4,7	0,23

P_{01} , МПа	r_o , м	r_p , м	Y	R , м	K , шт.	q , кг/м ³	U_1 , м/с	S , м
11	12	13	14	15	16	17	18	19
$1,62 \cdot 10^3$	0,0053	0,77	1,035	1,565	$18+6+6=30$	$1,17 \cdot 10^{-2}$	155	0,198
$1,5 \cdot 10^3$	0,00565	0,825	0,024	1,671	$17+6+6=29$	$1,31 \cdot 10^{-2}$	145	0,187
$0,93 \cdot 10^3$	0,006	0,834	0,031	1,694	$16+5+5=26$	$1,31 \cdot 10^{-2}$	95	0,128
$0,59 \cdot 10^3$	0,0063	0,835	0,042	1,705	$16+5+5=26$	$1,45 \cdot 10^{-2}$	60	0,081
$0,42 \cdot 10^3$	0,0066	0,84	0,053	1,725	$15+5+5=25$	$1,53 \cdot 10^{-2}$	45	0,064

мраморе при проведении опытных взрывов в карьерных условиях приведены в табл. 6.

Экспериментальная проверка выдвинутых теоретических положений для $r_p(h)$ и $R = Q_{\max}$ подтвердила их правильность. При этом разброс фактически прорабатываемого расстояния между шпурами и скважинами для разного количества заряда по отношению к расчетному составлял не более 10%. Подвижку S моноблока, отделенного щелью от законтурного массива после подрыва зарядов в контуре откола и его сдвигение по подошве и торцу уступа определяли по формуле (1).

Итоговые результаты расчетных и опытно-промышленных данных сведены в табл. 7, 8, и на рисунках 2-7.

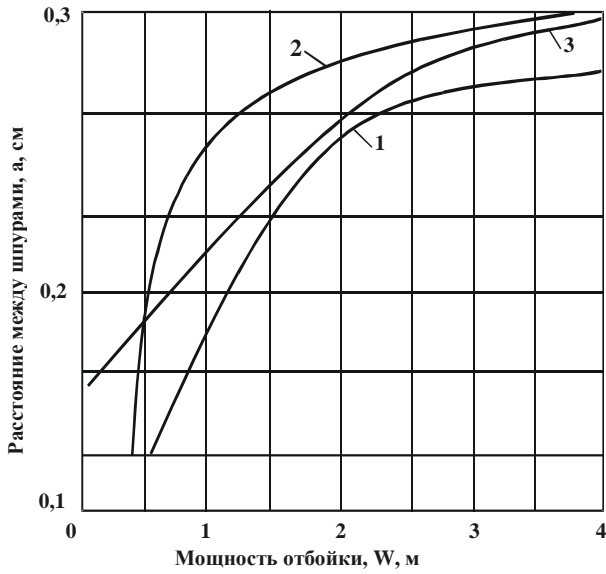


Рис. 2. Зависимость мощности моноблока от расстояния между шпурами и конструкций заряда: 1- радиальный воздушный зазор; 2- частично заряженные шпуры по длине с забойкой; 3- заряд- холостые шпуры без забойки

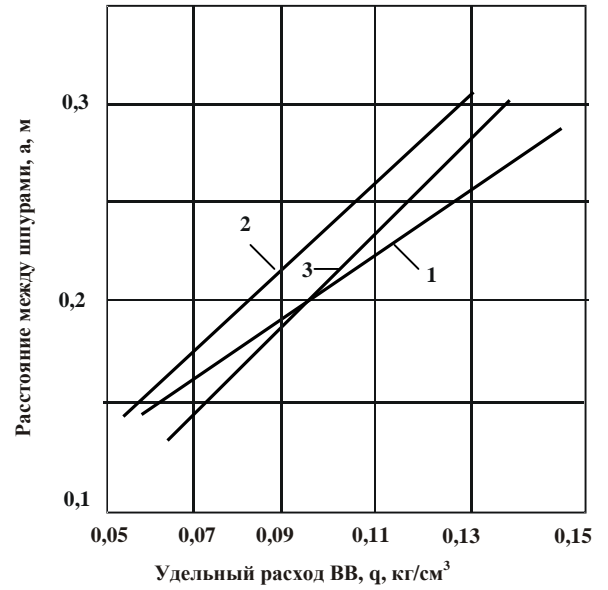


Рис. 3. Зависимость удельного расхода ВВ от расстояния между зарядами и конструкции заряда

Расхождение значения «а» 10%, значение r_n при $n=2, \leq 7,5$ см, зона трещин $\sim 2,8$ см, для мрамора $d_{сж} > 1000 \cdot 10^5$ Па, $d_{шт} = 45$ мм, $L = (0,9 \div 0,95)$ Н, подвижка блока производиться

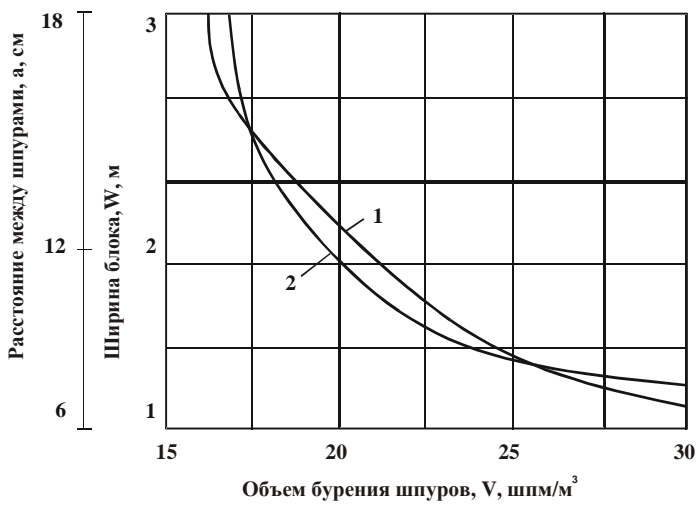


Рис.4. Расстояние между шпурами (1) и ширины блока (2)

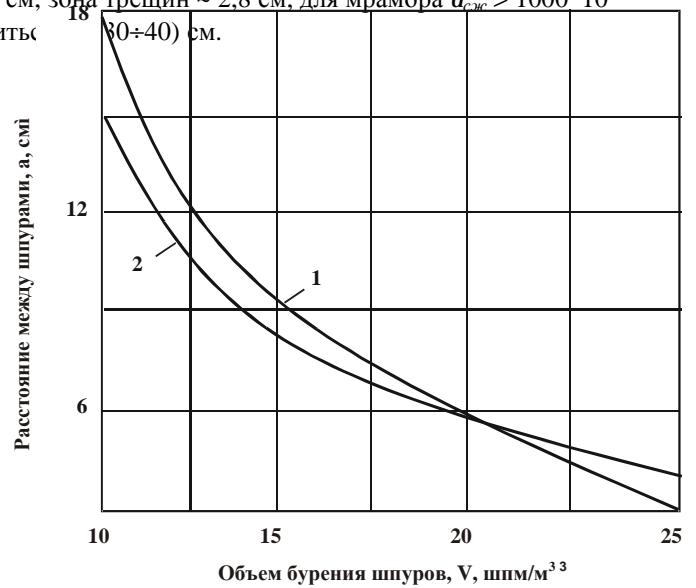


Рис. 5. Зависимость объема бурения от наличия в подошве уступа вруба (1) или трещины (2)

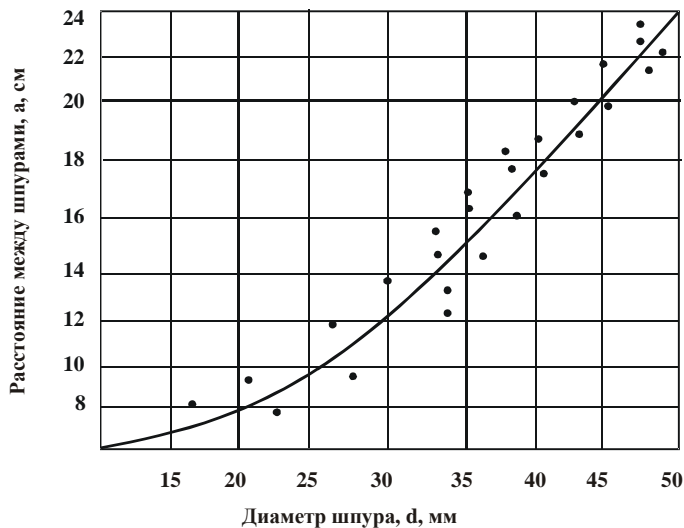


Рис. 6. Зависимость расстояния между зарядами от диаметра шпура

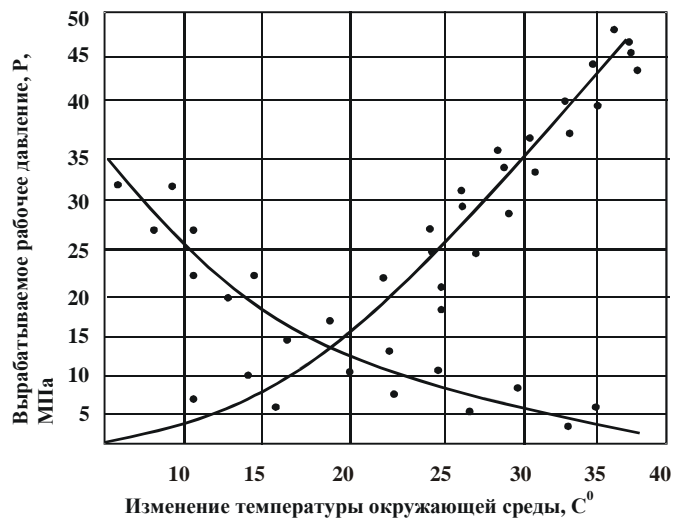


Рис 7. Зависимость рабочего давления в шпуре от изменения

Для каждой породы использовано 5 значений d_c с числом нитей ДШ от 7 до 11. Сравнение зависимостей $r_p(h)$, $r_p(n)$ по данным таблицы показывает, что они дают противоположные результаты $r_p(h)$ – убывающая, $r_p(n)$ – возрастающая зависимости, но при одновременном росте h и n доминирует зависимость от удельного расхода ВВ. Величина суммарного заряда не превышает 85 кг на объем обрабатываемого моноблока $V_0=3000 \text{ м}^3$. При этом число скважин находится в пределах 25-27 шт. Удельный расход ВВ при контурной отбойке должен находиться в пределах 27,5-11,7 г/м³, а линейная масса заряда $q_l = (100-200) \text{ г/м}$, в этом случае подвижка S не превысит 0,3 м. Увеличение S достигается увеличением числа n в скважине при том же d_c .

Список литературы:

1. Балансовые запасы месторождений облицовочных камней Узбекистана Ташкент, 2002.
2. Карасев Ю.Г., Бакка Н.Т. Добыча блочного и стенового камня. Санкт-Петербургский горный институт 1997.
3. Рахимов В.Р. и др. Совершенствование технологии добычи блоков облицовочного камня. Ташкент Узбекистан 1983.

МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ ОБРАЗОВАНИЯ УДЛИНЕННЫХ ВЫЕМОК В ОПЛЫВАЮЩИХ ПЕС-
ЧАНЫХ ГРУНТАХ ВЗРЫВАМИ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА МЕТОДОМ ФИЗИЧЕСКОГО
МОДЕЛИРОВАНИЯ

У.Ф. Носиров, канд. техн. наук, доцент НГГИ,
Ю.Д. Норов, докт. техн. наук НГГИ,
У.У. Йулдошев, магистрант НГГИ

Постановка смешанной задачи теории упругости определяется полной замкнутой системой уравнений [1-4].

На основе теоретических положений, изложенных в работах [3, 4], размеры выемки, с учетом свойств выбрасываемого грунта, в соответствии с теорией подобия определяют из выражения

$$F_i \cdot \left(\frac{H_3}{d_3}; \frac{H}{d_3}; \frac{A}{d_3}; \frac{B}{d_3}; \frac{S}{d_3^2}; K; r_o; g \right) = 0 \quad (1)$$

где H_3 - глубина заложения траншейного заряда ВВ, м;

H - глубина выемки, м;

A, B - ширина, соответственно, по дну и по верху сечения выемки, м;

S - площадь поперечного сечения выемки, м²;

K - фактический удельный расход ВВ, кг/м³;

r_o - объемная масса грунта, т/м³;

g - влажность грунта, %.

$$d_3 = 0,4\sqrt{n} \text{ – диаметр заряда ВВ, м} \quad (2)$$

где n – число ниток детонирующего шнура, шт.

В модельных экспериментах параметры K, r_o, g не изменялись, поэтому вышеперечисленные параметры в расчетах не участвовали.

В основу моделирования был положен принцип геометрического подобия, который при идентичности условий взрывания обеспечивает подобие результатов взрывов в натуре и на модели

$$\bar{H}_{3.н.} = \frac{H_{3.н.}}{d_{3.н.}} = \bar{H}_{3.м.} = \frac{H_{3.м.}}{d_{3.м.}} \quad (3)$$

Для определения основных параметров сечения выемки вводились следующие критерии подобия:

- условия равенства приведенной ширины по дну сечения выемки в натуре и на модели

$$\bar{A}_н = \frac{A_н}{d_{3.н.}} = \bar{A}_м = \frac{A_м}{d_{3.м.}} \quad (4)$$

- условия равенства приведенной ширины по верху сечения выемки в натуре и на модели

$$\bar{B}_н = \frac{B_н}{d_{3.н.}} = \bar{B}_м = \frac{B_м}{d_{3.м.}} \quad (5)$$

- условия равенства приведенной площади сечения выемки в натуре и на модели

$$\bar{S}_н = \frac{S_н}{d_{3.н.}^2} = \bar{S}_м = \frac{S_м}{d_{3.м.}^2} \quad (6)$$

где $\bar{A}_н, \bar{A}_м, \bar{B}_н, \bar{B}_м, \bar{S}_н, \bar{S}_м$ - приведенная ширина, соответственно, по дну и по верху, площадь сечения выемки в натуре и на модели;

$A_n, A_m, B_n, B_m, S_n, S_m$ - приведенная ширина, соответственно, по дну и по верху, площадь сечения выемки в натуре и на модели.

Полученная система критериев подобия, приведенная в формулах (3-6) позволяет моделировать различные задачи механики упруго – деформируемых тел.

В случае, когда источник возмущения и импульс, распространяющиеся в среде, полностью замоделированы, переход от параметра глубины заложения заряда в модели и натуре осуществляется по уравнению

$$H_{з.н} = \frac{H_{з.м}}{d_{з.м}} d_{з.н} \quad (7)$$

Соответственно, переходы от модели к натуре для ширины по дну, по верху и площади сечения выемки осуществляются по уравнениям

$$A_n = \frac{A_m}{d_{з.м}} d_{з.н} \quad (8)$$

$$B_n = \frac{B_m}{d_{з.м}} d_{з.н} \quad (9)$$

$$S_n = \frac{S_m}{d_{з.м}} d_{з.н} \quad (10)$$

В основу было положено физическое моделирование действия взрыва обвалованного траншейного заряда ВВ грунтом, извлекаемом в контуре сечения выемки с целью определения размеров сечения при различных глубинах за-

Физико-механические свойства грунтов							Т а б л и ц а
Наименование грунта	Глубина отбора, м	Объемная масса скелета, $g_{ск} 10^3, \text{ кг/м}^3$	Объемная масса, $\rho_0 10^3, \text{ кг/м}^3$	Массовая влажность, $g, \%$	Содержание воздуха, $a, \%$	Категории грунта по СНиПу	
Песок	0,5	1,29	1,75	4,7	19,0	I	
Глина	2,0	1,78	1,92	17,6	27,0	II	
Суглинок	3,5	1,96	2,05	33,5	4,5	III	

ложения заряда ВВ в различной массовой влажности грунта, регулируемое углами обваловки грунта. С помощью известных методов [5] определены физические свойства моделирующих грунтов, средние значения которых приведены в табл.

Физические показатели грунтов определялись термостатно-весовым методом, где $g_{ск}$ – объемная масса скелета; ρ_0 – объемная масса грунта; g – массовая влажность грунта; a – содержание воздуха в грунте.

Гранулометрический состав грунта следующий: частицы с диаметром 1-0,5; 0,5-0,25; 0,25-0,1; 0,1-0,05 мм составляют, соответственно, 0,2; 4,0; 61,6; 23,3 и 10,9 %.

Экспериментальные исследования проводились следующим образом. Проходка траншеи для закладки ВВ на выброс в полигонных условиях осуществлялась механическим способом, разработанным нами устройством на базе электрической пилы “Дружба”, устанавливаемой на основе бульдозера марки ДТ-75 (рис.1).

Ширину бара, которым производится проходка траншеи, можно отрегулировать в соответствии с требуемой шириной траншеи от 0,4 до 0,12 м и глубиной траншеи до 0,7 м.

Заряд ВВ готовился согласно критериям подобия (8-10) из четырех нитей детонирующего шнура марки ДШЭ-12, длиной 1,3 м. Причем, для исключения влияния торцов заряда на геометрические размеры выемок, детонирующий шнур выводился на земную поверхность в начале и конце взрываемого участка. Длина зарядной траншеи равна 1м.

Забойка и обваловка траншейных зарядов ВВ производились вручную. Обваловка траншейных зарядов ВВ производилась грунтом, который извлекался в контуре сечения выемки. При этом углы наклона обваловки грунта к горизонту составили 0, 10, 20, 30 и 40°, за счет чего глубины заложения траншейных зарядов ВВ составили соответственно 2,6; 3,4; 4,2; 5,0 и 5,8 м.

Подрыв подготовленных траншейных зарядов ВВ производился электродетонаторами подсоединенными к ДШЭ-12 в местах вывода на земную поверхность с использованием взрывной машинки марки КММ-1А.

Необходимое число экспериментов устанавливалось статистическим путем по величине коэффициента вариации – $K_{вар}$, допускаемой ошибки – $K_{доп}$ и задаваемой надежности – P . Число экспериментов определяется по формуле

$$n = t^2 \frac{K_{вар}^2}{K_{доп}^2} \quad (11)$$

где t - нормированное отклонение, зависящее от задаваемой надежности P .

Для научно-исследовательских работ рекомендуется значения $P=0,9$, $K_{доп}=5-10$ %. Величина $K_{вар}$ устанавливается путем статистической обработки экспериментальных данных по формуле

$$K_{вар} = \frac{S}{M} 100\% \quad (12)$$

где S - среднее квадратическое отклонение;

M - математическое ожидание результатов измерения.

$$S = \sqrt{\frac{\sum (X_i - M)^2}{n-1}}, \quad M = \frac{\sum X_i}{n} \quad (13)$$

где X_i - отдельные результаты измерения;

n - число экспериментов.

При значении коэффициента вариации $K_{вар}$ в пределах $K_{доп}=5-10$ %, получены значения $n=3-4$ - числа экспериментов для каждой точки наблюдения.

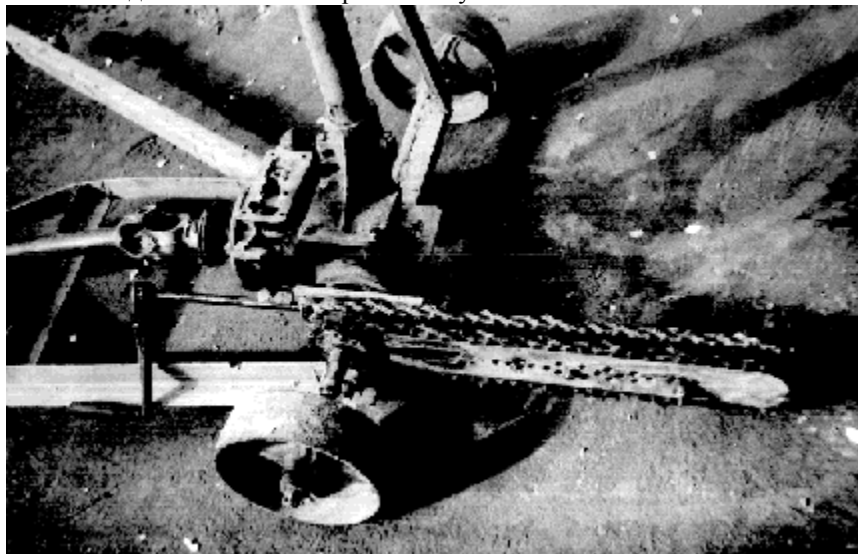


Рис.1. Устройство на базе электрической пилы “Дружба” для проходки траншей в полигонных условиях

Список литературы:

1. Седов Л.И. Методы подобия и размерности в механике. М.: Наука, 1981. 444 с.
2. Илюшин А.А. Механика сплошной среды. 3-е изд. М.: Изд. МГУ, 1990. 310 с.
3. Муродов М.М., Славин О.К., Норов Ю.Д. Моделирование динамических задач механики твердого деформируемого тела. Ташкент: ФАН, 1997. 217 с.
4. Докукин А.В., Трумбачев В.Ф., Славин О.К. и др. Исследование массива горных пород методами фотомеханики. М.: Наука, 1982. 272 с.
5. Ильницкая Е.И., Тедер Р.И., Ватолин Е.С. и др. Свойства горных пород и методы их определения. М.: Недра, 1969. 85-86 с.

КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ПЕРЕРАБОТКИ ФОСФОРИТОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЖЕРОЙ – САРДАРЫ

Б.Р. Раимжанов, ректор НГГИ, докт. техн. наук, профессор,
С.А. Абдурахманов, декан ХМФ НГГИ, докт. техн. наук, профессор,
М.А. Аскарлов, зав. каф. «Металлургия» ХМФ НГГИ,
Э. А. Абдурахманов, к.т.н. доц. кафедры «Горное дело» НГГИ,
Н. А. Донияров, ст. преподаватель кафедры «Горное дело» НГГИ

Фосфориты Центральных Кызылкумов, представляющие экономический интерес Республики Узбекистан и сосредоточенные, главным образом, в двух смежных впадинах – Джеройской и Сардаринской являются эталоном для всех месторождений и проявлений зернистых фосфоритов эоценовой эпохи морского седиментогенеза [1].

Задачами переработки фосфоритовых руд Джерой-Сардары являются:

- получение из сравнительно бедного по содержанию компонента фосфоритовых руд дешевых и качественных фосфоритных продуктов разных сортов, пригодных для производства простых и сложных фосфорсодержащих минеральных удобрений на заводах химической отрасли;
- получение новых для Республики Узбекистан видов минеральных удобрений;
- получение товарных концентратов фосфорной кислоты и, на ее основе, производство компонентов к кормовым и пищевым добавкам, высококачественной лакокрасочной продукции, лекарственных препаратов, имеющих экспортную ориентацию;
- максимальное вовлечение продуктов обогащения фосфоритовой руды для производства эффективных фосфорно-азотно-кальциевых удобрений, применяемых на засоленных почвах.

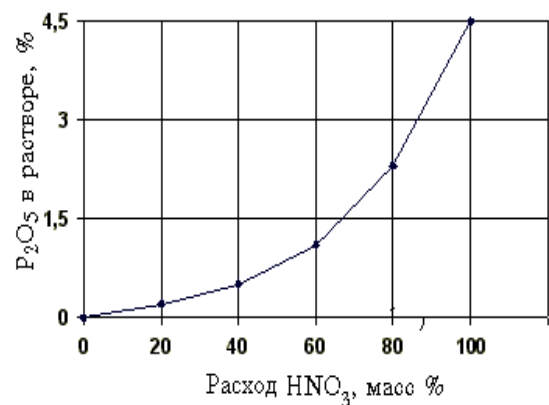
Выявленные месторождения фосфоритов относятся к широко распространенному зернистому составу, являющееся аналогом крупнейших месторождений фосфоритов Африкано-Аравийской провинции, но отличающиеся относительно низким содержанием в руде полезного компонента. Перерабатываемые на действующих предприятиях (Марокко, Алжир, Тунис, Иордания, Израиль, Египет, Иран) фосфориты подобного типа содержат 20-30 % P_2O_5 , а товарные фосфоритные концентраты до 30-35 %.

Результаты химического анализа показали, что в Джерой – Сардаринском рудном поле содержание P_2O_5 колеблется в (%): Джеройская 14,8-16,5, Сардаринская 14,8-19,2, Ташкура 15-16, Южный 15-19, Куркудук 12-14.

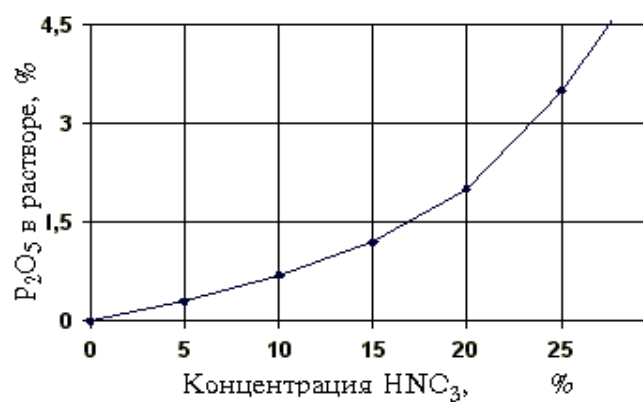
Фосфориты характеризуются тонким проращением фосфатного минерала с кальцитом, что затрудняет процесс их механического разделения. Высокая степень карбонатности фосфорита и карбонатов в виде кальцита затрудняет применение кислотной переработки с получением минеральных удобрений, что обуславливает необходимость обогащения данных руд. При механических способах обогащения этих фосфоритов не достигается эффективного удаления карбонатов [2]. Одним из эффективных методов обогащения является химическое облагораживание руд, когда селективное удаление карбонатов из фосфоритов осуществляется разбавленными минеральными кислотами, в частности азотной кислотой [3].

Изучено влияние различных технологических параметров на процесс разложения карбонатных минералов азотной кислотой с целью селективного разложения карбонатной части фосфоритов при наименьших потерях P_2O_5 с раствором. Исследования проводили в термостатированных лабораторных установках. Была отобрана проба месторождения Джерой - Сардара, содержащая (в %) P_2O_5 – 19,95; CaO – 48,0; CO_2 – 16,3; нерастворимый остаток (н.о.) – 3,06.

Пробу загружали в лабораторный реактор, скорость перемешивания пульпы составляло 250÷300 об/мин., время взаимодействия 30 мин. при температуре 35⁰С. После разделения



фаз твердый остаток (хим. концентрат) на фильтре промывали водой до отрицательной реакции, сушили и анализировали на содержание P_2O_5 , CaO и CO_2 в жидкой фазе,



представляющей собой слабый раствор нитрата кальция CaO и

P_2O_5 .

Результаты опытов приведены на рис. 1 и рис. 2.

Рис.1. Зависимость потери P_2O_5 в растворе от расхода азотной кислоты при разложении карбонатов

Рис.2. Зависимость потери P_2O_5 в растворе от концентрации азотной кислоты

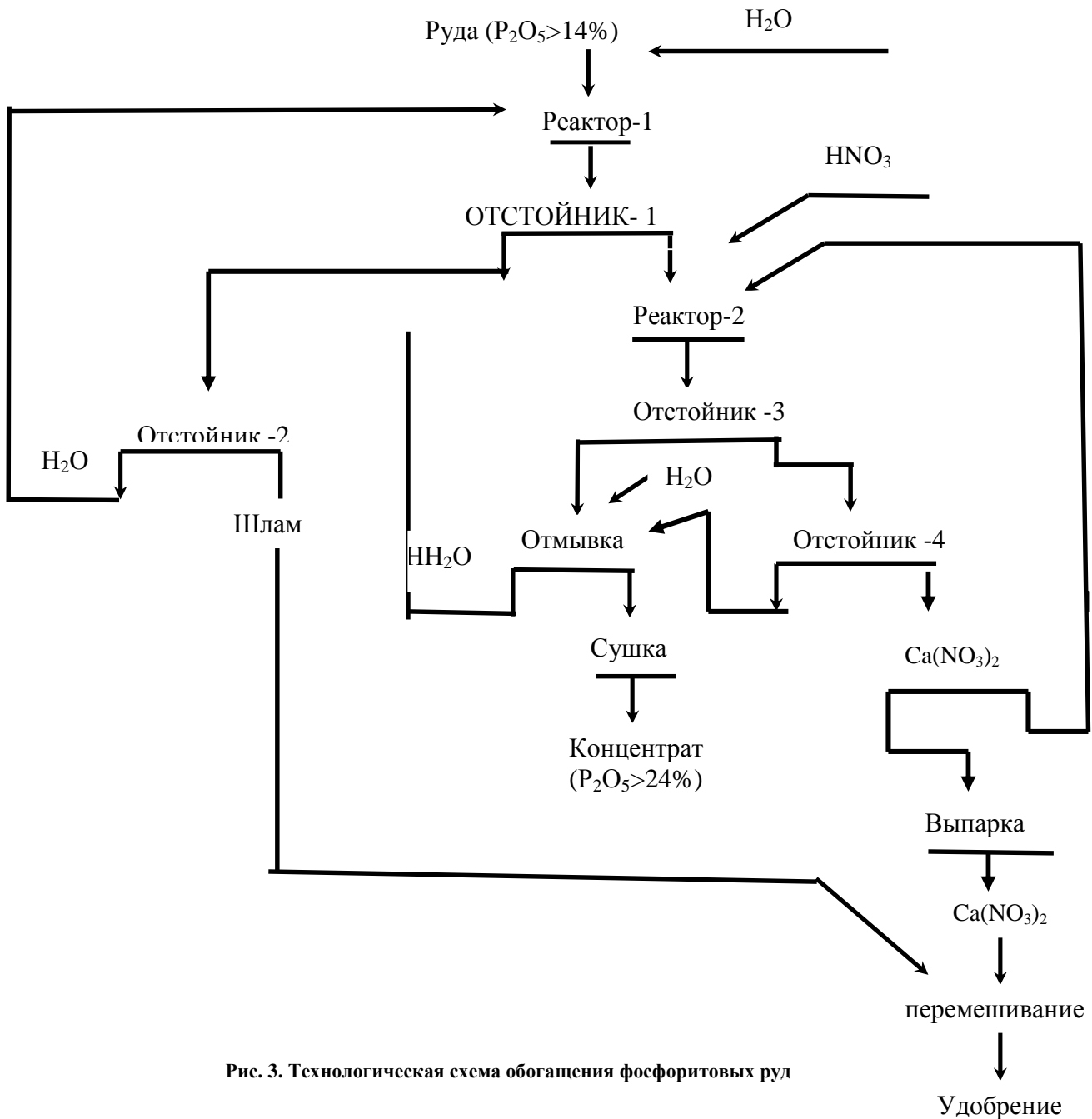


Рис. 3. Технологическая схема обогащения фосфоритовых руд

Как видно из рис.1. при повышении расхода HNO_3 более 80 % (от стехиометрического количества) наблюдалось резкое увлечение потерь P_2O_5 в растворах. При расходе HNO_3 100% потери составляли более 5,0 % P_2O_5 . С повышением концентрация азотной кислоты в исходном растворе, увеличивается переход P_2O_5 в жидкую фазу (рис. 2).

Итак, селективное разложение карбонатной части фосфоритов при наименьших потерях P_2O_5 с раствором происходит при расходе кислоты 80 % и концентрации HNO_3 15÷20 %.

Далее, были проведены опыты в модельных условиях с использованием некондиционных фосфоритовых руд, содержащих (в %): P_2O_5 - 14,88; CaO-45; CO_2 -16,3; Fe_2O_3 -0,99; SO_3 -3,0; MgO-0,6; Al_2O_3 -1,35; F-1,94; H_2O -9,2; SiO_2 -1,35 и др.

Таблица 1
Ситовый анализ пробы

Размер фракции, мм	Выход класса	Содержание, P_2O_5 %
-5,0 + 3,0	2,6	13,1
-3,0 + 1,0	5,7	15,6
-1,0 + 0,63	12,9	18,4
-0,63 + 0,3	30,8	22,5
- 0,3 + 0,16	30,0	14,2
- 0,16	10,0	8,3

Результаты ситового анализа (табл. 1) показали, что основное количество P_2O_5 находится в классах $-1,0 + 0,16$ мм, из них самое высокое содержание P_2O_5 (от 30,0 до 35,8 %) находится в классах $-0,63 + 0,3$ и $-0,3 + 0,16$ мм.

Эксперименты по обогащению некондиционных фосфоритовых руд осуществляли по технологической схеме, приведенный на рис. 3.

С целью удаления шламовой части руду промывали водой в агитационных условиях. Для чего фракцию размером до 5 мм загружали в Реактор-1 и заливали расчетное количество воды. Гравитационное обогащение (промывку) проводили в соотношении Т:Ж=1:1,5, длительность процессов при интенсивном перемешивании (воздухом) составило 25-

30 мин. В конце опыта подачу воздуха прекращали и пульпу переводили в Отстойник -1 для разделения фаз.

Твердую фазу (черновой концентрат) из Отстойника – 1 выгружали и сушили. Содержания компонентов составляло (в %): P_2O_5 – 17,8÷18; CO_2 –11,4÷12, CaO – 44,0 ÷ 44,5.

Жидкая фаза (осветленная вода) из Отстойника - 1 поступала в емкость оборотной воды (Отстойник - 2), откуда возвращалась в реактор гравитационного обогащения исходной руды.

Применение черного концентрата содержащего P_2O_5 –18% и CO_2 – 11÷12 % для производства удобрений нецелесообразно. В связи с чем проведены исследования по химическому обогащению черного концентрата с растворами азотной кислоты. Черновой концентрат загружали в Реактор - 2, куда одновременно подавали расчетное количества раствора азотной кислоты. Процесс проводили при температуре 30-35⁰С в течение 30-40 мин, при интенсивном перемешивании пульпы воздухом. Были изучены зависимости перехода P_2O_5 в раствор от расхода и концентрации азотной кислоты.

Разложение карбонатов сопровождалось выделением обильного количества легко разрушаемой пены. При необходимости разрушения пены можно добавит ингибиторов, аполярных реагентов которые разработаны нами [4].

Результаты химического обогащения черного концентрата приведены в табл. 2, из которой видно что, при обра-

ботке концентрата раствором азотной кислоты с концентрацией 15-20 % можно получить фосфоритовый концентрат содержащий 21-24 % P_2O_5 .

Жидкая фаза, представляющая собой слабый раствор нитрата кальция (CaO -5,7÷6,1%; P_2O_5 -0,4÷0,8%), возможна для повторного использования для обработки черного концентрата. При этом

Т а б л и ц а 2

Результаты химического анализа продуктов обогащения от концентрации HNO_3

№ п/п	HNO_3 , %	Содержание, %				Степень декарбонатизации, %
		В растворе		В твердой фазе		
		P_2O_5	CaO	P_2O_5	CO_2	
1	5	0,63	2,3	17,96	7,4	54,6
2	10	0,85	3,4	20,92	6,5	60,1
3	15	1,25	5,7	23,60	4,3	73,6
4	20	1,63	6,4	23,81	4,2	74,2
5	25	3,8	8,6	23,90	4,1	74,8

разложение черного концентрата проводится азотно-кислотным раствором нитрата кальция, в результате чего увеличивается концентрация нитрата кальция в растворе.

По окончании разложения суспензия из Реактора - 2 поступает в Отстойник - 3, где происходит разделения фаз. Жидкая часть поступает в Отстойник – 4 для осаждения твердых частиц. Осветленный раствор из Отстойника - 4 направляется в выпарной аппарат, для получения нитрата кальция (концентрации CaO -8,7÷9,1%, P_2O_5 -1,2÷1,5%).

Сгущенная пульпа фосфоконцентрата из Отстойника - 3 подается на фильтр, промывается от нитрата кальция и высушивается. Промывной раствор направляется в реактор разложения для создания необходимого соотношения Т:Ж и поддержания определенной концентрации нитрата кальция.

Твердая фаза (шлам) из Отстойника - 2 является высококарбонатным отходом, которое можно использовать для нейтрализации и кондиционирования нитрата кальция, а также для получения азот содержащего кальциевого удобрения, содержащего, (в %): N -3,0÷3,5; $CaO_{общ.}$ -38÷40; $CaO_{раст.}$ -6,1÷6,9; CO_2 - 11÷12,5 для засоленных почв Республики.

Выводы:

1. При селективном удалении карбонатов из фосфоритов разбавленными растворами азотной кислоты получен концентрат содержащий 24 % P_2O_5 , при этом выход концентрата составил 62,4 %, степень извлечения P_2O_5 в концентрат 97 %, степень декарбонизации 74,1 %.

2. Предложена принципиальная технологическая схема комбинированного обогащения фосфатного сырья (азотно-кислотным способом), дающая возможность получения химконцентрата содержащего 24 % P_2O_5 и азот содержащего кальциевого удобрения.

Список литературы:

1. Кучерский Н.И., Толстов Е.А., Михин О.А., Мазуркевич А.П., Иноземцев С.Б. Кызылкумский фосфоритный комплекс: поэтапное освоение месторождения фосфоритов. Горный вестник Узбекистана. 2001. №1. С. 4-9.
2. Кузовлев А.К. и др. Технология обогащения зернисто-детритовых фосфатных руд Джерайского и Сардаринского месторождения. Технология обогащения полезных ископаемых Средней Азии. Ташкент. САИГИМС. Вып. 3. 1981 г.с. 73-82.
3. Абдурахманов Э. Фосфориты Центральных Кызылкумов и переработка их на удобрения азотнокислотным методом. Автореф. канд. дис. Ташкент. 1986. 23 с.
4. Абдурахманов С.А., Аскарлов М.А., Насридинов И.Б. Флотация руд тяжелых цветных металлов с применением ингибиторов каррозии металлов. Известия ВУЗов «Цветная металлургия». №6. 1999. С. 3-6.

КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ПЕРЕРАБОТКИ ФОСФОРИТОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЖЕРОЙ – САРДАРЫ

Б.Р. Раимжанов, ректор НГГИ, докт. техн. наук, профессор,
С.А.Абдурахманов, декан ХМФ НГГИ, докт. техн. наук, профессор,
М.А.Аскаров, зав. каф. «Металлургия» ХМФ НГГИ,
Э. А. Абдурахмонов, к.т.н. доц. кафедры «Горное дело» НГГИ,
Н. А. Дониеров, ст. преподаватель кафедры «Горное дело» НГГИ

Фосфориты Центральных Кызылкумов, представляющие экономический интерес Республики Узбекистан и сосредоточенные, главным образом, в двух смежных впадинах – Джеройской и Сардаринской являются эталоном для всех месторождений и проявлений зернистых фосфоритов эоценовой эпохи морского седиментогенеза [1].

Задачами переработки фосфоритовых руд Джерой-Сардары являются:

- получение из сравнительно бедного по содержанию компонента фосфоритовых руд дешевых и качественных фосфоритных продуктов разных сортов, пригодных для производства простых и сложных фосфорсодержащих минеральных удобрений на заводах химической отрасли;
- получение новых для Республики Узбекистан видов минеральных удобрений;
- получение товарных концентратов фосфорной кислоты и, на ее основе, производство компонентов к кормовым и пищевым добавкам, высококачественной лакокрасочной продукции, лекарственных препаратов, имеющих экспортную ориентацию;
- максимальное вовлечение продуктов обогащения фосфоритовой руды для производства эффективных фосфорно-азотно-кальциевых удобрений, применяемых на засоленных почвах.

Т а б л и ц а 1
Ситовый анализ пробы

Размер фракции, мм	Выход класса	Содержание, P ₂ O ₅ %
-5,0 + 3,0	2,6	13,1
-3,0 + 1,0	5,7	15,6
-1,0 + 0,63	12,9	18,4
-0,63 + 0,3	30,8	22,5
- 0,3 + 0,16	30,0	14,2
- 0,16	10,0	8,3

Выявленные месторождения фосфоритов относятся к широко распространенному зернистому составу, являющейся аналогами крупнейших месторождений фосфоритов Африкано-Аравийской провинции, но отличающиеся относительно низким содержанием в руде полезного компонента. Перерабатываемые на действующих предприятиях (Марокко, Алжир, Тунис, Иордания, Израиль, Египет, Иран) фосфориты подобного типа содержат 20-30 % P₂O₅, а товарные фосфоритные концентраты до 30-35 %.

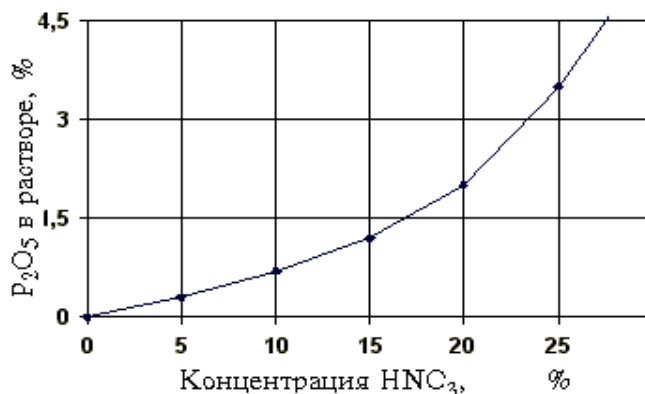
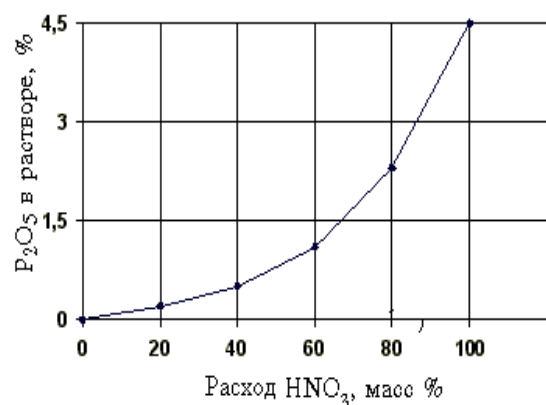
Результаты химического анализа показали, что в Джерой – Сардаринском рудном поле содержание P₂O₅

колеблется в (%): Джеройская 14,8-16,5, Сардаринская 14,8-19,2, Ташкура 15-16, Южный 15-19, Куркудук 12-14.

Фосфориты характеризуются тонким проращением фосфатного минерала с кальцитом, что затрудняет процесс их механического разделения. Высокая степень карбонатности фосфорита и карбонатов в виде кальцита затрудняет применение кислотной переработки с получением минеральных удобрений, что обуславливает необходимость обогащения данных руд. При механических способах обогащения этих фосфоритов не достигается эффективного удаления карбонатов [2]. Одним из эффективных методов обогащения является химическое облагораживание руд, когда селективное удаление карбонатов из фосфоритов осуществляется разбавленными минеральными кислотами, в частности азотной кислотой [3].

Изучали влияние различных технологических параметров на процесс разложения карбонатных минералов азотной кислотой. С целью селективного разложения карбонатной части фосфоритов при наименьших потерях P₂O₅ с раствором. Исследования проводили в термостатированных лабораторных установках. Была отобрана проба месторождения Джерой - Сардара, содержащая (в %) P₂O₅ – 19,95; CaO- 48,0; CO₂ – 16,3; нерастворимый остаток (н.о.) – 3,06.

Пробу загружали в лабораторный реактор, ско-



рость перемешивания пульпы составляло 250÷300 об/мин., время взаимодействия 30 мин. при температуре 35⁰С. После разделения фаз твердый остаток (хим. концентрат) на фильтре

промывали водой до отрицательной реакции по метилвому оранжевому, сушили и анализировали на содержание

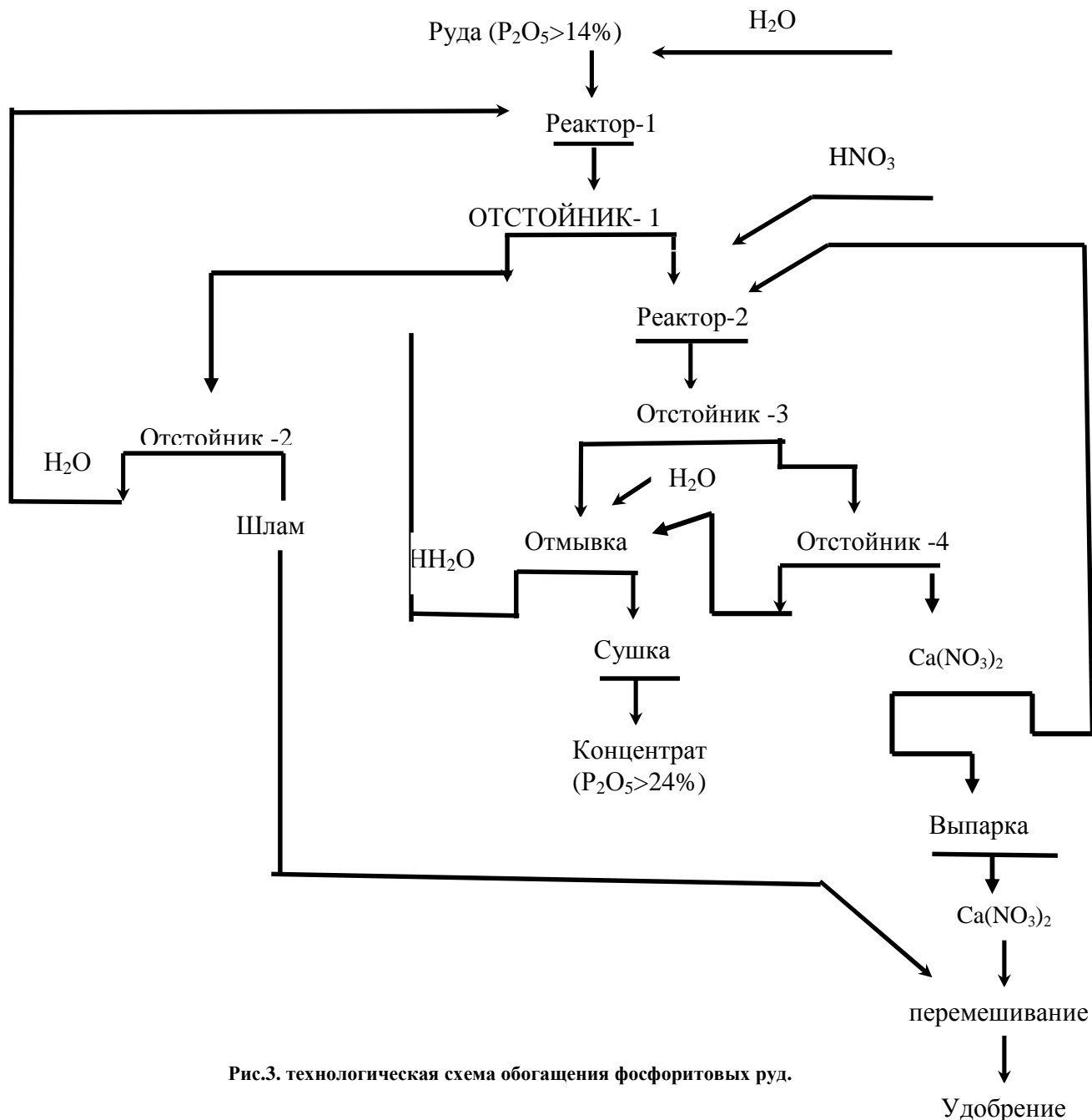


Рис.3. технологическая схема обогащения фосфоритовых руд.

P_2O_5 , CaO и CO_2 в жидкой фазе, представляющей собой слабый раствор нитрата кальция CaO и P_2O_5 .

Результаты опытов приведены на рис. 1 и рис. 2.

Рис.1. Зависимость потери P_2O_5 в растворе от расхода азотной кислоты при разложении карбонатов

Рис.2. Зависимость потери P_2O_5 в растворе от концентрации азотной кислоты

Как видно из рис.1. при повышении расхода HNO_3 более 80 % (от стехиометрического количества) наблюдалось резкое увлечение потерь P_2O_5 в растворах. При расходе HNO_3 100% потери составляли более 5,0 % P_2O_5 . С повышением концентрация азотной кислоты в исходном растворе, увеличивается переход P_2O_5 в жидкую фазу (рис. 2).

Итак, селективное разложение карбонатной части фосфоритов при наименьших потерях P_2O_5 с раствором происходит при расходе кислоты 80 % и концентрации HNO_3 15÷20 %.

Далее, были проведены опыты в модельных условиях с использованием некондиционных фосфоритовых руд, содержащих (в %): P_2O_5 - 14,88; CaO-45; CO_2 -16,3; Fe_2O_3 -0,99; SO_3 -3,0; MgO-0,6; Al_2O_3 -1,35; F-1,94; H_2O -9,2; SiO_2 -1,35 и др.

Результаты ситового анализа показали (табл. 1), что основное количество P_2O_5 находится в классах -1,0 +0,16 мм, из них самое высокое содержание P_2O_5 (от 30,0 до 35,8 %) находится в классах -0,63 + 0,3 и -0,3 + 0,16 мм.

Эксперименты по обогащению некондиционных фосфоритовых руд осуществляли по технологической схеме, приведенный на рис. 3.

С целью удаления шламовой части руду промывали водой в агитационных условиях. Для чего фракцию размером до 5 мм загружали в Реактор-1 и заливали расчетное количество воды. Гравитационное обогащение (промывку) проводили в соотношении Т:Ж=1:1,5, длительность процессов при интенсивном перемешивании (воздухом) составило 25-30 мин. В конце опыта подачу воздуха прекращали и пульпу переводили в Отстойник –1 для разделения фаз.

Твердую фазу (черновой концентрат) из Отстойника –1 выгружали и сушили. Содержания компонентов составляло (в %): P_2O_5 – 17,8÷18; CO_2 –11,4÷12, CaO – 44,0 ÷ 44,5.

Жидкая фаза (осветленная вода) из Отстойника -1 поступала в емкость оборотной воды (Отстойник 2), откуда возвращалась в реактор гравитационного обогащения исходной руды.

Применение черного концентрата содержащего P_2O_5 –18% и CO_2 – 11÷12 % для производства удобрений целесообразно. В связи с чем проведены исследования по химическому обогащению черного концентрата с раствором азотной кислоты. Черновой концентрат загружали в Реактор -2, куда одновременно подавали расчетное

количества раствора азотной кислоты. Процесс проводили при температуре 30-35⁰С в течение 30-40 мин, при интенсивном перемешивании пульпы воздухом. Были изучены зависимости перехода P_2O_5 в раствор от расхода и концентрации азотной кислоты.

Разложение карбонатов сопровождалось выделением обильного количества легко разрушаемой пены. При необходимости разрушения пены можно добавит ингибиторов, аполярных реагентов которые разработаны нами [4].

Результаты химического обогащения черного концентрата приведены в табл. 2, из которой видно что, при обра-

ботке концентрата раствором азотной кислоты с концентрацией 15-20 % можно получить фосфоритовый концентрат содержащий 21-24 % P_2O_5 .

Жидкая фаза, представляющая собой слабый раствор нитрата кальция (CaO-5,7÷6,1%; P_2O_5 -0,4÷0,8%), возможна для повторного использования для обработки черного концентрата. При этом

разложение черного концентрата проводится азотно-кислотным раствором нитрата кальция, в результате чего увеличивается концентрация нитрата кальция в растворе.

По окончании разложения суспензия из Реактора -2 поступает в Отстойник-3, где происходит разделения фаз. Жидкая часть поступает в Отстойник –4 для осаждения твердых частиц. Осветленный раствор из Отстойника-4 направляется в выпарной аппарат, для получения нитрата кальция (концентрации CaO-8,7÷9,1%, P_2O_5 -1,2÷1,5%).

Сгущенная пульпа фосфоконцентрата из Отстойника-3 подается на фильтр, промывается от нитрата кальция и высушивается. Промывной раствор направляется в реактор разложения для создания необходимого соотношения Т:Ж и поддержания определенной концентрации нитрата кальция.

Твердая фаза (шлам) из Отстойника-2 является высококарбонатным отходом, которое можно использовать для нейтрализации и кондиционирования нитрата кальция, а также для получения азот содержащего кальциевого удобрения, содержащего, (в %): N-3,0÷3,5; CaO_{общ.}-38÷40; CaO_{раст.}-6,1÷6,9; CO_2 - 11÷12,5 для засоленных почв Республики.

Выводы

1. При селективном удалении карбонатов из фосфоритов разбавленными растворами азотной кислоты получен концентрат содержащий 24 % P_2O_5 , при этом выход концентрата составил 62,4 %, степень извлечения P_2O_5 в концентрат 97 %, степень декарбонизации 74,1 %.

2. Предложена принципиальная технологическая схема комбинированного обогащения фосфатного сырья (азотно-кислотным способом), дающая возможность получения химконцентрата содержащего 24 % P_2O_5 и азот содержащего кальциевого удобрения.

Таблица 2
Результаты химического анализа продуктов обогащения от концентрации HNO_3

№ п/п	HNO_3 , %	Содержание, %				Степень декарбонизации %
		В растворе		В твердой фазе		
		P_2O_5	CaO	P_2O_5	CO_2	
1	5	0,63	2,3	17,96	7,4	54,6
2	10	0,85	3,4	20,92	6,5	60,1
3	15	1,25	5,7	23,60	4,3	73,6
4	20	1,63	6,4	23,81	4,2	74,2
5	25	3,8	8,6	23,90	4,1	74,8

Список литературы:

1. Кучерский Н.И., Толстов Е.А., Михин О.А., Мазуркевич А.П., Иноземцев С.Б. Кызылкумский фосфоритный комплекс: поэтапное освоение месторождения фосфоритов. Горный вестник Узбекистана. 2001. №1. С. 4-9.
2. Кузовлев А.К. и др. Технология обогащения зернисто-детритовых фосфатных руд Джерайского и Сардаринского месторождения. Технология обогащения полезных ископаемых Средней Азии. Ташкент. САИГИМС. Вып. 3. 1981 г.с. 73-82.
3. Абдурахманов Э. Фосфориты Центральных Кызылкумов и переработка их на удобрения азотнокислотным методом. Автореф. канд. дис. Ташкент. 1986. 23 с.
4. Абдурахманов С.А., Аскарлов М.А., Насридинов И.Б. Флотация руд тяжелых цветных металлов с применением ингибиторов каррозии металлов. Известия ВУЗов «Цветная металлургия». №6. 1999. С. 3-6.

РАЗРАБОТКА НОВОГО СПОСОБА ОБРАЗОВАНИЯ УДЛИНЕННЫХ ВЫЕМОК ВЗРЫВАМИ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА В ВОДОНАСЫЩЕННЫХ ГРУНТАХ

Б.Р. Раимжанов, докт. техн. наук, профессор, ректор НавГГИ,
Ю.Д. Норов, докт. техн. наук, профессор, НавГГИ,
У.Ф. Носиров, канд. техн. наук, НавГГИ,
И.Т. Мислибоев, канд. пед. наук, НавГГИ

Проведенные экспериментальные взрывные работы [1-3] с целью установления эффективности применения траншейных зарядов ВВ показывают, что, объем обратного упавшего грунта в выемки при взрыве однорядными траншейными зарядами на выброс составляет 25-30 %, а при двухрядном взрыве траншейных зарядов ВВ - 35-40 %. Ширина выемок по дну доходит до 25 м.

Исследованиями также установлено, что в условиях расположения грунтовых вод вблизи поверхности способ образования выемок с помощью траншейных зарядов выброса считается крайне неэффективным из-за вспучивания массива по оси выработки. Вспучивание массива образуется вследствие относительно большой текучести грунта, который возвращается обратно после выброса, оползает по дну выемки и поднимается по инерции вверх по оси выработки.

При этом для достижения положительного эффекта повышалась энергонасыщенность взрываемого грунтового массива путем увеличения удельного расхода ВВ в 2-8 раза и применения водоустойчивого дорогостоящего ВВ.

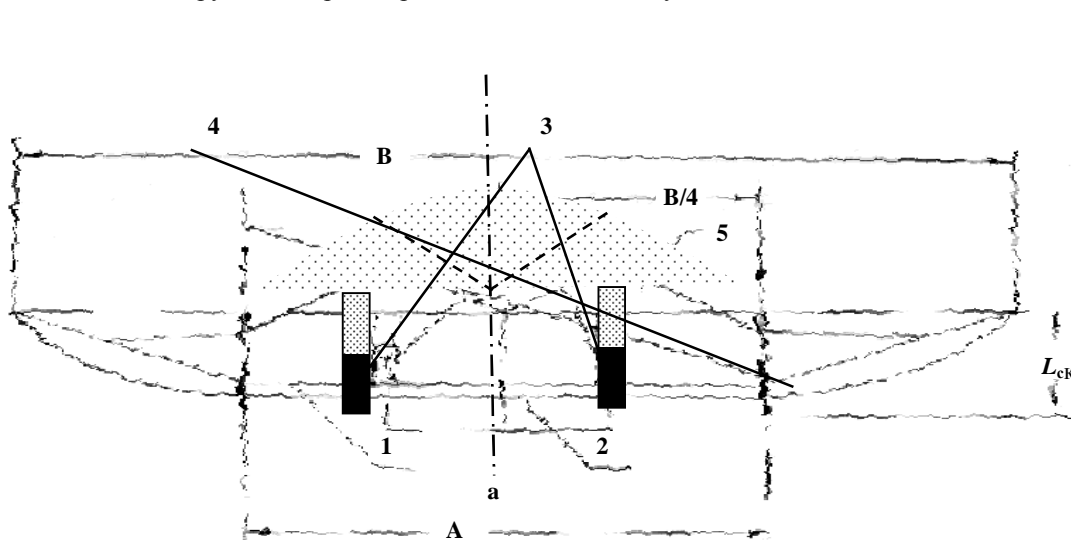
Вопросы действия траншейных зарядов ВВ на выброс с высокими показателями действия взрыва шириной выемки по дну 50 м и более в отечественной и зарубежной научной литературе не освещены. Решение этих вопросов является актуальной задачей.

Нами разработан способ образования удлиненных выемок взрывом обвалованных грунтом траншейных зарядов выброса с предварительным щелеобразованием с применением парносближенных скважинных зарядов ВВ в водонасыщенных грунтах.

Наиболее близким по технической сущности является способ образования выемок взрывом обвалованного грунтом траншейных зарядов ВВ на выброс [4], включающий нарезание центральных и боковых парных щелей, размещение в центральной паре зарядов ВВ, возведение обваловки из грунта извлекаемого в контуре сечения выемки с углом наклона поверхности насыпи к горизонту равной 20° - 30° и их подрыв с оставлением боковых щелей холостыми.

Этот способ не достаточно эффективен в водонасыщенных грунтах из-за их вспучивания по оси траншеи. Исследованиями также установлено, что в условиях взрывания на выброс во влажных грунтах боковые отрезные щели практически непригодны из-за большой текучести грунта в откосах будущего сооружения.

Основной задачей разработки является образование удлиненных выемок большой ширины с проектным контуром в условиях влажных грунтов с предотвращением осевого вспучивания и оползания откосов выемок. Поставленная



задача решается путем нарезания центральной пары щелей шириной 0,8 м каждая и глубиной, равной проектной глубине выемки экскаватором непрерывного действия ЭТЦ-252, по разра-

Рис.1. Способ образования траншей взрывом обвалованных грунтом траншейных зарядов выброса с предварительным щелеобразованием с помощью парносближенных скважинных зарядов. 1-проектный контур выемки; 2-проектный контур выемки после взрыва на выброс; 3-траншейные заряды выброса; 4-парносближенные скважинные заряды ВВ; 5-обваловка зарядов грунтом

ботанной нами методике [5]. Расстояние между центральными щелями составляет $8,5 \pm 0,5$ м. В этой паре щелей размещают заряды ВВ из расчета $3,0 \text{ кг/м}^3$ и выполняют их обваловку из грунта, извлекаемого в контуре выемок. Угол наклона поверхности обваловки к горизонту составляет 20° - 30° . Боковые отрезные щели выполняют с применением

парносближенных зарядов ВВ, которые располагают на расстоянии от оси симметрии равной В/4 ширины выемки по верху. Парносближенные скважины диаметром 189-240 мм бурят станками УГБ-1ВС через 2-2,5 м на 1,5 проектной глубины выемки (Н), заряжают зарядами ВВ из расчета 0,5-0,75 кг/м³ и взрывают с опережением относительно центральной пары щелей на 45 мс.

На рис.1 схематично представлена выемка трапецевидной формы в грунтах I-IV группы по СНиПу, образованная взрывами траншейных зарядов ВВ на выброс. В процессе применения предлагаемого способа образования выемок взрывами на выброс во влажных грунтах при малой глубине выемки равной 3-8 м и значительной ширине по дну равной 40-50 м можно достичь проектного сечения траншеи практически без производства дополнительных работ.

На этот способ получен патент Республики Узбекистан по заявке №IDP 20000940 от 21 декабря 2000 г.

Промышленная проверка разработанного нового способа образования удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса было произведено на объекте «Строительство коллектора Предвосточного «Чинка» в Муйнакском районе Республики Каракалпакстан в водонасыщенных грунтах I-IV группы по СНиПу. В результате внедрения разработанного нового способа получен фактический экономический эффект в размере 356 млн.сум в ценах 2001 г.

Выводы:

1. Разработан способ, повышающий эффективность образования удлиненных выемок в водонасыщенных грунтах путем управления направлением выброса за счет обваловки траншейных зарядов ВВ грунтом, извлекаемой в проектном контуре выемки с углом наклона поверхности насыпи к горизонту равной 20⁰-30⁰.

2. Разработан новый способ образования удлиненных выемок взрывом, включающий нарезание пар щелей по оси профильного сечения выемки на расстоянии 8,0±0,5 м, размещение в паре щелей заряда ВВ из расчета 3,0-3,5 кг/м³, возведение над ними насыпи из грунта, который извлекают в контуре сечения выемки. Для повышения эффективности взрыва на выброс боковые щели образуются взрывами парносближенных скважинных зарядов ВВ с удельными расходами 0,5-0,75 кг/м³. Взрывание производят с опережением относительно пар щелей на 45 мс.

Список литературы:

1. Кушнарев Д.М. *Использование энергии взрыва в строительстве*. М.: Стройиздат, 1973. С. 279-281.
2. Кушнарев Д.М., Беликов М.П. *Взрывные работы в гидромелиоративном и сельском строительстве*. М.: Стройиздат, 1972. С. 224.
3. Кушнарев Д.М., Коган В.Л., Хазанов В.Г. *Исследования поточно-механизированной технологии взрывных работ при строительстве каналов в пластичных грунтах*. В кн.: *Взрывное дело*, №74/31. М.: Недр, 1974. С. 304-307.
4. А.С. № 1752947 (СССР) *Способ образования траншей взрывом* / Ю.Д. Норов, В.И.Пиеничный, Ю.И. Гусев, У.Я. Хужаев, Ф.Я. Пинский. Зарегистрировано в государственном реестре изобретений Союза ССР от 8 апреля 1992 года. Оpubл. в Бюллетене изобретений СССР №29 от 07.08.1992 г.
5. Норов Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Насридинов И.Б., Тураев А.С., Носиров У.Ф., Назаров З.С. *Методика расчета параметров траншейных зарядов выброса в грунтовой массиве*. Ташкент: Фан, 2000. С.10

ОБОБЩЕННЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНО – ПРОМЫШЛЕННЫХ ЭКСПЕРИМЕНТОВ
ДОБЫЧИ МРАМОРНЫХ БЛОКОВ ИЗ ТРЕЩИНОВАТЫХ МАССИВОВ НА БАЗЕ КОНТУРНОЙ ОТБОЙКИ

В.Р. Рахимов, академик, заведующий кафедрой ТашГТУ,
М. Н. Джаббаров, старший преподаватель ТашГТУ,
Ю.Э. Петросов, доцент ТашГТУ

Республика Узбекистан располагает большими запасами природных облицовочных камней [1, 2]. Государственным балансом учитываются запасы 70 месторождений из которых 58 – это месторождения блочного камня для производства плит. Промышленные запасы блочного камня составляют 86581 тыс. м³.

Большая часть месторождений облицовочных камней 36 месторождений с запасами 51954 тыс. м³, приходится на месторождения осадочного происхождения – мрамора, известняки, песчаники. Основные запасы располагаются в Западном Узбекистане, в Нурагинских и Мальгузарских горах (20 месторождений, 26841 тыс. м³) и Каратюбинских горах (7 месторождений, 4144 тыс. м³). В Нурагинских горах распространены контрастные светло-серые, серые, темно-серые, а также цветные мрамора с бежевыми до кирпично-красных оттенков. Породы от тонкозернистых до среднезернистых, полосчатые. В Каратюбинских горах развиты среднезернистые серые мрамора, преимущественно полосчатые и пятнистые.

Большинство мраморных месторождений отличаются повышенной трещиноватостью и относительно низким выходом кондиционных блоков из массива. Так, на Газганском месторождении выход блоков составляет 35 %, на Зарбандском 28-32 %, на Джамском и Беркунлинском месторождениях не превышает 20 %.

В этих условиях наряду с прогрессивной алмазно-троссовой и баровой распиловкой блоков в забоях эффективно применяемых на монолитных участках в зонах повышенной трещиноватости наиболее целесообразно применение контурных методов отбойки монолитов. При расчете параметров контурной отбойки необходимо добиваться, чтобы взрывное воздействие на массив было минимальным и обеспечило выкалывание моноблока и его сдвигание, недопуская образования в камне значительного распространения волосяных трещин.

Опытно-промышленные исследования проводились для проверки точности выдвинутых теоретических положений, выводов и методики расчета параметров контурной отбойки при добыче блоков облицовочного камня, которые позволили бы получить качественные и ненарушенные блоки с наименьшими затратами.

Для достижения этих условий в процессе опытно-промышленных экспериментов нами решались следующие задачи: уточнение корректности выдвинутых теоретических положений и расчетных формул [3]; экспериментальное установление закона затухания взрывных волн для конкретных условий карьеров блочного камня; оценка общего состояния природного камня после приложения на него различных по времени и усилию воздействия разрушающих нагрузок; определение критических характеристик взрывных волн на границе зоны нарушений; исследование влияния естественной трещиноватости на усилие откола и выбор технологических схем подготовки пород к выемке; обоснование вариантов эффективных технологий разработки месторождений облицовочного камня, обеспечивающих рациональное использование запасов и снижение потерь.

Исследования проводились на месторождениях Зарбанд, Нурата, Оксай, Макрид и других карьерах представляющих горно-геологические образования характерные для большого региона распространения мрамора, мраморированного известняка и отличающихся наличием и сложностью нерешенных задач горного производства. Для обеспечения надежности полученных результатов исследования проводились на основных месторождениях республики, что дало возможность охватить самые разнообразные свойства мрамора. Диапазон изменения предела прочности при сжатии составлял от 56 до 172 МПа, а трещиноватости - от II до IV категории.

Отработка параметров технологических схем подготовки блоков к выемке выполнялась непосредственно на участках промышленной добычи облицовочных блоков. При этом учитывалась важность обеспечения сохранности блоков за счет снижения уровня воздействия на них разрушающих нагрузок.

Исследования параметров технологических схем при добыче блоков велись при механическом выпиливании монолита, последующей разделки его на блоки, пригодные по габаритам для распиловки, а также придания им требуемых по ГОСТ 9479-84 формы и качества поверхности.

В зависимости от геологии месторождения, используемых на карьере средств механизации добычных работ, эксперименты производились на уступах имеющих одну или несколько плоскостей обнажения. При наличии ярко выраженной системы трещин, угол падения которых составлял 0-90°, опытно – промышленные исследования производились только в одной плоскости, перпендикулярной этой системе. Во всех остальных отделеении монолита от массива происходило по естественным трещинам. Высота уступа была равна мощности слоя.

В случае отсутствия ярко выраженной системы трещин или весьма крутом падении трещин этой системы также применялась технологическая схема, предусматривающая подпиливание уступа вертикальным или горизонтальным врубом с помощью камнерезных машин или канатных пил. Высота уступа выбиралась в соответствии с параметрами технологического оборудования (1-1,8 м при работе камнерезных машин и 5-8 м при работе канатных пил). Контурная отбойка взрывом ДШ в шпурах производилась в одной плоскости перпендикулярной врубам.

При выборе опытных участков использовались составленные нами технологические карты районирования месторождения по блочности.

Исследования механизма разрушения пород в контуре отбойки и процесса выкалывания монолитов из массива проводились соответственно на некондиционных блоках на вскрышных и добычных уступах. Разрушение пород осуществлялось буроклиновым, бурогидроклиновым, буровзрывным и комбинированными способами с применением камнерезных машин и канатных пил. Велись работы по разделке блоков в различных направлениях к его слоистости, исследовалось влияние параметров естественных трещин массива и массы выкалываемых монолитов на выбор технологических схем подготовки монолитов к выемке. Подготовительные работы включали в себя очистку поверхности уступа от кусков породы, оконтуривание проектного объема выкалываемого монолита, разметку точек бурения шпуров, укладку полок и поднос бурового инструмента. Шпуры глубиной от половины до полной высоты уступа бурились ручными перфораторами ПР-24, ПР-27 оснащенными буровыми штангами с коронкой диаметром 28, 32, 36 мм. При бурении также использовалась разработанная нами конструкция станка строчечного бурения. Допустимое отклонение шпуров от проектной отбойки принималось в пределах ± 3 см.

Выпиливание монолитов и блоков из массива производилось с помощью канатных пил Марденти, Мар-фил, Пеллегрини и камнерезных машин СМ-177, СМ-428.

Скважины диаметром 76-105 мм бурились с помощью буровых станков СБМК-5, БТС-2, БМК-4 и др. При изучении влияния диаметра шпуров и скважин на процесс разрушения в контуре откола их значения изменялись в широких пределах как за счет бурения, так и размещения в шпурах и скважин различных металлических вставок и инертных материалов.

В процессе натурных экспериментов для предупреждения скалывания ребер блоков расстояния между крайними шпурами ближайшими к торцевым поверхностям принимались в пределах $0,5 \div 0,7$ от расстояния между шпурами.

При контурной взрывной отбойке величина заряда крайних шпуров составляла половину расчетного заряда, при расстоянии между шпурами менее 0,2 м крайние шпуры не заряжались. Параметры отбойки при разделке монолитов и пассивировке блоков изменялись таким образом, чтобы диапазон значений растягивающих напряжений при воздействии разрушающих нагрузок постепенно сокращался. Наименьшее значение растягивающих напряжений, при котором обеспечивалось образование щели между шпурами, принималось за величину удельного сопротивления мрамора скалыванию.

В процессе работ велись наблюдения за качеством поверхностей образованных в процессе отбойки, критерием которого являлись линейные отклонения фактического контура блока от проектного. Фиксация величины отклонения фактического контура блока от проектного осуществлялась при замерах с помощью мерной рейки.

Обобщенные результаты натурных экспериментов использовались при расчете параметров технологий подготовки монолитов к выемке из трещиноватого массива. В зависимости от горно-геологических условий на исследуемых опытных участках в широком диапазоне изменялись значения высоты уступа, ширины заходки и длины фронта работ, а также варианты технологических схем выкалывания (выпиливания) монолитов из массива, включающие выбор направления откола и параметров контурной отбойки. Диапазон изменения параметров контурной отбойки и пиления на опытных участках приведены в табл.1.

Таблица 1			
Изменения параметров контурной отбойки и пиления на опытных участках			
Показатели	Единица измерения	Значение параметров отбойки и пиления	
		Наименьшее	Наибольшее
Высота уступа	м	0,1/0,5*	5,0/15
Длина фронта отбойки	м	2,5/10	27/27
Ширина заходки (мощность отбойки)	м	1,0/2,0	-
Расстояние между шпурами	м	0,1/0,5	0,7/1,5
Глубина шпуров	м	0,5/5,0	5,0/15
Глубина пропила	м	1,0/2,0	3,5/3,5
Мощность заполнителя трещин	м	0,1	26
Количество нитей ДШ	м	1,0/4,0	6,0/14
Удельный расход ВВ	кг/м ³	0,025/0,15	0,15/0,25

(*). Примечание в числителе значения для шпуровой отбойки и пиления камня, в знаменателе - скважинной отбойки

и канатной пилы.

Исследования рациональных технологий разработки месторождений включающих выбор способа вскрытия, обоснование технологических схем производства вскрышных и добычных работ проводились при строительстве карьеров Оксай, Джам, Кетманчи и Кушрабад. А также, в процессе расширения производства на месторождениях Беруни, Макрид и Зарбанд.

В крепких, сильно окварцованных мраморах, где расход зубков или режущих канатов оказывался чрезвычайно высоким, применялась контурная отбойка взрывом ДШ в шпурах в двух и более плоскостях. Высота уступа выбиралась в зависимости от параметров оборудования, используемого для распиловки блоков на плиты.

При наличии ярко выраженных трещин в массиве высота уступов принималась равной нормальному расстоянию между трещинами одной системы. Отрыв монолитов от массива осуществлялся за счет одно или двухплоскостной отбойки. В случае отсутствия ярко выраженных плоскостей ослабления в торцах уступа контурная отбойка применялась и в этих плоскостях.

Для определения оптимальных параметров и целесообразности комбинированных способов подготовки пород к выемке предварительное подпиливание подошвы и торцов уступа осуществлялось с помощью камнерезной машины СМ-177А и

В качестве эксперимента проводилось выкалывание монолита с помощью взрывания зарядов ДШ в вертикальных скважинах с подбойкой уступа в горизонтальной плоскости на уровне его подошвы взрывов ДШ в шпурах. Высота уступа в этом случае по условиям безопасности работ не превышала 8 м. Мощность отбиваемого слоя в соответствии с параметрами распиловочного оборудования составляла 1,5 м.

Предварительный расчет параметров технологических схем отбойки и их применение в процессе опытных исследований производились по формулам [3], затем в процессе экспериментов условия и варианты применяемых технологических схем подготовки монолитов к выемке, а также параметры отбойки изменялись в широких пределах (табл. 2, 3, 4).

Особые условия в забое	Расстояние между шпурами, см	Высота уступа, м	Мощность откалываемого монолита, м	Длина монолита, м	Заряд нитей ДШ, шт	Растягивающие напряжения плоскости раскола, МПа	Наличие отрыва и дальность отбрасывания монолита, см
Наличие одной торцевой плоскости	14	1,0	2,0	4,3	1,0	4,18	14
	16	1,5	2,0	5,1	1,0	4,0	нет
	20	2,0	1,5	12,8	2,0	3,8	74
	24	1,0	1,0	10,0	1,5	3,8	18
Наличие двух торцевых плоскостей	24	1,0	1,0	4,7	2,0	4,94	0,6
	24	1,5	2,0	15,5	1,5	3,8	21
	30	1,5	2,5	5,6	2,5	5,1	12
	36	2,0	1,5	9,4	2,3	4,37	нет
	38	2,0	1,5	11,2	3,0	4,56	37

При этом фиксировались условия обеспечивающие отрыв монолита и блоков. Уточнялась величина сил сцепления при отбойке монолитов под разными углами к слоистости и естественным трещинам.

Велся учет объемов подготовленной к выемке горной массы, выхода кондиционных блоков и отходов в виде некондиционного камня (бут, окол, штыб) по способам добычи.

Для оценки эффективности технологий рационального использования запасов проводились исследования по распиловке облицовочных блоков, дроблению буттового камня и определению объемов реализуемых отходов, а также установлению величины потерь по этапам технологической цепочки разработки месторождения и выпуска облицовочных материалов.

В процессе опытно-промышленных исследований рассмотрены технологические схемы выпиливания и выкалывания монолитов из трещиноватого

мраморного массива с помощью буроклиньев, НРС, гидроклиньев и ВВ, канатных пил и камнерезных машин. Технологические схемы подготовки монолитов к выемке предусматривали проведение предварительного вруба в подошве и в торцах уступа или наличие естественной трещины проходящей в проектной плоскости откола.

Коэффициент дополнительного сопротивления	Длина фронта отбойки, м					
	5	10	15	20	30	40
При одной торцевой плоскости	<u>1,6*</u> 1,1	<u>1,3</u> 1,0	<u>1,2</u> -	<u>1,25</u> -	<u>1,1</u> -	<u>1,0</u> -
	<u>2,2</u> 1,3	<u>1,6</u> 1,1	<u>1,4</u> 1,0	<u>1,3</u> -	<u>1,2</u> -	<u>1,15</u> -

шпурами производился с учетом коэффициента дополнительного сопротивления торцевых участков.

С целью предупреждения нарушения монолита при производстве промышленной добычи заряд в каждом шпуре на начальном этапе состоял из одной или двух нитей ДШ. Зарядение и взрывание шпуровых зарядов проводилось по специальной методике. При первоначальном взрывании расстояние между шпурами принималось равным примерно 0,7 от расчетного. От взрыва к взрыву оно увеличивалось до получения не проработки щели между зарядами. Параметры участков и БВР при выкалывании монолитов с предварительным подпиливанием подошвы уступа приведены в табл. 2.

Расчетные расстояния между шпурами для зарядов в одну, две, три и четыре нити ДШ была соответственно равны 12; 20; 29 и 42 см, Эти данные уточнялись в процессе проведения промышленных взрывов. Для каждой серии экспериментов фиксировалось удельное сопротивление образованию щели в массиве и значение коэффициента. В первых опытных взрывах значение растягивающих напряжений принималось в пределах удельного сопротивления образованию щели для мрамора при пассивировке, то есть 3,5-4,5 МПа. Значение расчетных и экспериментальных данных коэффициента дополнительного сопротивления торцевых участков от длины фронта отбойки при выкалывании монолитов из массива приведены в табл. 3.

Выкалывание монолита с предварительным подпиливанием подошвы добычного уступа проводилась с помощью канатной пилы, где выполнялся вруб на глубину 1,0-2,5 м. В плоскости, перпендикулярной этому врубу, с помощью ручных перфораторов пробуривался ряд параллельных шпуров диаметром 33 мм глубиной на 3-5 см меньше высоты уступа. Ориентировочный расчет расстояния между

Результаты взрывов, проведенных в забоях с дополнительной свободной плоскостью обнажения в виде искусственного вруба в подошве уступа, позволили установить зависимость коэффициента дополнительного сопротивления от изменения параметров участка. Для одной и двух торцевых плоскостей полученные значения оказались в 1,5 раза меньше расчетных. Это указывало на правильность принятого расположения контурных зарядов в направлении по простиранию мраморного пласта, при котором имеющиеся в массиве поперечные трещины способствовали улучшению работы взрыва и выкалыванию монолита по торцевым плоскостям. При этом обеспечивалось минимальное сопротивление торцевых участков.

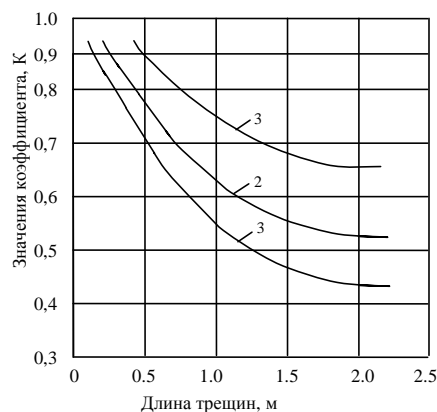


Рис.1. График изменения качества камня от длины трещин просматриваемых на двух смежных гранях блока: 1, 2, 3, соответственно для блоков нарушенных трещинами с углами 0° , 180° , 90° и 45°

Из данных табл. 1 следует, что при производстве добычных работ оптимальные условия контурной отбойки могут быть обеспечены при длине выкалываемого монолита не менее 10 и 15 м, соответственно, при одной и двух торцевых плоскостях в массиве. Для выкалывания монолита меньшей длины торцевые плоскости должны также обуиваться шпурами. Взрывание зарядов в этих плоскостях следует производить с опережением основных зарядов по отношению к торцевым плоскостям на 40-50 мс, чтобы избежать интерференции волн напряжений и вследствие этого избыточной трещиноватости торцевых блоков.

Изменение растягивающих напряжений от взрыва к взрыву позволило определить удельное сопротивление образованию щели в массиве, которое находилось в пределах, близких к аналогичному показателю при разделке монолитов и пассивровке блоков то есть 3,8-4,0 МПа. Его изменение зависело от длины выкалываемого монолита и влияния торцевых участков. Разброс фактически прорабатываемого расстояния между шпурами для разного количества заряда по отношению к расчетному составляло не более 10%. В целом его изменение описывалось графиком, представленным на рис. 1, соответствующим результатам

эксперимента при разделке монолитов и пассивровке блоков.

Таблица 4

Экспериментальные параметры контурной отбойки на добычных уступах

Месторождение	Расстояние между шпурами, см	Заряд нитей ДШ, шт	Давление газов в шпуре, МПа	Растягивающие динамические напряжения, МПа	Дальность сдвига монолита, см	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Число наблюдений
Зарбанд	24	2,0	34,6	4,9	4	0,064	35
	36	3,0	51,9	5,0	10	0,035	11
	15;18	2,0	34,6	7,3	35	0,060	23
	16	1,0	17,3	4,4	1	0,041	16
	25	2,0	34,6	5,0	8	0,038	22
	26	2,0	34,6	4,9	5	0,086	27
	36	3,0	51,9	5,0	11	0,097	36
Оксай	32	3,0	51,9	5,7	22	0,055	44
	10	1,3	12,5	6,0	30	0,070	4
	14	1,0	17,3	5,0	6	0,057	21
	26	2,3	39,7	5,2	15	0,037	40
Макрид	22	2,0	34,6	5,7	25	0,038	31
	26	2,1	36,3	5,1	12	0,068	45
	30	2,4	41,5	4,9	7	0,053	28
	18;20	2,5	23,7	5,1	10	0,090	28
	33	3,5	33,2	3,7	-	0,052	25
	16	2,0	19,0	4,95	3	0,074	33

При выкалывании монолитов из трещиноватого массива технологией добычи предусматривалось обуивание проектного объема добычи по всей длине параллельными шпурами до трещины напластования и его последующее взрывание. Образование сплошной трещины в плоскости расположения шпуров и сдвигание монолита по трещине напластования осуществлялось за счет взрыва контурных зарядов нитей ДШ.

Сдвигание монолита после взрыва принималось в пределах 12 ± 3 см. Достоверность расчетных расстояний между шпурами проверялось результатами опытных взрывов при выкалывании монолитов из массива. Параметры контурной отбойки и данные, полученные в процессе проведения экспериментов на добычных уступах, сведены в табл. 4.

Оптимальные параметры БВР, характерные для технологии добычи с предварительным врубом по подошве уступа, были продублированы при выкалывании монолита с использованием трещин напластования.

При этом, как правило, после взрыва зарядов проработка между шпурами отсутствовала. В последующем количество заряда увеличивалось, и взрыв повторялся до полной проработки и выкалывания монолита. Это показало на не-

обходимость учета трещин напластования при определении параметров контурной отбойки в процесса выкалывания монолитов из трещиноватого массива.

При мощности трещинного заполнителя, равной 0,2 см, выкалывание монолита обеспечивалось при создании растягивающих напряжений в плоскости взрыва, превышающих величину 3,8 МПа. Изменение расстояния между шпурами зависит от мощности трещин напластования, которая колебалась в некотором диапазоне значений.

Интенсификация горно-капитальных и горно-подготовительных работ на месторождениях облицовочного мрамора связана с применением взрывной контурной отбойки. Практическое внедрение обусловлено решением вопроса обеспечения сохранности пород законтурного массива.

На основе представлений физики допорогового удара теоретически обосновано и практически подтверждено изменение радиуса зоны нарушения скважинного цилиндрического заряда с кольцевым зазором $r_p(h)$ от расстояния между контурными зарядами $R=Q_{max}$ подвижки блока S , при подготовке пород к выемке взрывом.

При шпуровом и скважинном взрывании удлиненных цилиндрических зарядов с кольцевым воздушным зазором, радиусы зон разрушения r_p^n и переизмельчения r_p при прочих равных условиях существенно зависят от ширины зазора h . Зависимости, определяющие размеры этих зон имеют вид

$$r_n = r^* (P_1 / P_n)^{1/n}, \quad r_p = r (P_1 / P_p)^{1/n} \quad (1)$$

где r^* - характерный размер в направлении удара продуктов взрыва ПВ;

n - показатель степени затухания давления в массиве;

P_1, P_n и P_p - соответственно первоначальное, среднее и критическое давление на фронте ударной волны для данной среды.

Из условия $r^* \sim h, r_p \sim h h^{-1/n} = h^{n-4/n}$, а так же $n=2$, получим $r_p \sim h^{-1}$. Тогда, размер зоны нарушения можно будет определить по формуле

$$r_p = r^* (p_{01} \alpha_1)^{1/n} \frac{Ux^{2/n}}{\left[1 + \sqrt{\frac{p_{01} \alpha_1 \pi l_0}{Q} (r_0 + h)} \right]^{2/n}} \quad (2)$$

где Q, r_0, l_0 - масса, радиус и длина цилиндрического заряда;

p_{01}, S_1 - коэффициент динамической сжимаемости и плотности массива;

Ux - скорость истечения ПВ в воздух.

Результаты экспериментов взрывной отбойки

Таблица 5

Параметры	Песчаник		Известняк		Мрамор	
	Верхняя граница	Нижняя граница	Верхняя граница	Нижняя граница	Верхняя граница	Нижняя граница
$\rho_0, \text{кг/м}^3$	2700	2170	2800	2260	2600	2060
$u_1, \text{м/с}$	1500	1670	1360	1930	1690	2090
$D_1, \text{м/с}$	5760	3650	6060	4270	4660	4040
$P_1, \text{ГПа}$	22,9	13,3	23,1	18,7	20,4	17,5
$P_p, \text{ГПа}$	0,294	0,645	0,347	0,804	0,098	0,62
$r_p, \text{м}$	0,195	0,119	0,216	0,128	0,462	0,145
$h_{1max}, \text{м}$	0,255	0,1885	0,273	0,196	0,485	0,211
$R, \text{м}$	0,45	0,3075	0,489	0,324	0,947	0,356

Примечания: 1. Разрушающее давление P_{pmin} всюду равно 40 МПа

2. Значение радиуса разрушения r_p подсчитано для первоначального давления P_{1min} .

3. p, u, D, r - плотность, массовая и волновая скорость, давление. Индекс «0» относится к первоначальному состоянию.

Полученная зависимость базируется на использовании закона затухания давления на фронте ударной волны в массиве. При точном расчете r_p необходимо учитывать совместное действие воздушной ударной волны и ПВ. Обычно $n \sim 1,6$, до давлений $P \geq 5$ МПа для исследуемых горных пород. Тогда из (2) следует $P_1 \sim h^{-2/1,6} = h^{-1,25}$ для взрыва цилиндрического заряда тэна в мраморе $S_{max} \sim h^{1,35}$.

В лабораторных условиях и полигонных исследованиях изучено влияние величин

и формы воздушного зазора (коэффициент заряжения K_3). При изменении K_3 с 0,58 до 0,28 усиливается эффект разрушения в контуре расположения зарядов и время поддержания поля напряжений. С изменением K_3 от 1 до 0,28 и от 0,58 до 0,28 уменьшается зона переизмельчения, соответственно, в 2-1,6 и зона разрушения законтурного массива в 1,4-1,35 раза.

Изучено влияние материала заполнителя кольцевого зазора на результаты отбойки. Предпочтительнее кольцевой воздушный зазор при контурной отбойке. Значения $K_3 = 0,46$ обеспечивает минимальную нарушенность законтурного массива и оптимальные параметры БВР.

Результаты короткозамедленного взрывания в мраморе

Таблица 6

Номер серий опытных взрывов	Расстояние между скважинами, м	Величина неразрушенного целика между скважинами, м	$r_p, \text{м}$
1	0,50		0,212
2	0,60		0,217
3	0,70	0,08	0,215
4	0,80	0,15	0,220
5			0,217

Примечание: $R=0,6 \text{ м}, r_p=0,215 \text{ м}$ (средние значения).

Установлено, что при одновременном взрывании зарядов максимальное расстояние между их осями не превышает $2 r_p$ (r_p - радиус зоны разрушения при взрыве одиночного заряда). Применение разновременного взрывания приводит к $R > 2 r_p$. Для оценки R согласно феноменологической теории вычисления максимальной глубины пробивания, принято $h_1 \rightarrow h_{1max}$ (h_1 - поверхность преграды конечной толщины). Для достаточно толстых преград ($h_{1max} > a_1$) можно записать

$$h_{1max} = r_p + h_n \quad R = h_{1max} + r_p \quad (3)$$

Оптимальный интервал замедления находился по экспериментальной формуле $r_p = 0,48 t^{0,33}$. Среднее значение $r_p = 0,15$ м соответствует времени замедления 29 м. сек, что было и принято в работе как оптимальное время замедления T . Результаты экспериментов приведены в табл. 5, из которых видно, что значения r_p точно совпадают с расчетом и $R = (15-20) r_o$, $r_p = (9-10) r_o$.

Результаты короткозамедленного взрывания в

Т а б л и ц а 7
Соотношения между углом слоистости α° , n , a (мрамор)

α°	n=1	n=2	n=3	n=4
0	19	36	55	-
45	16	24	38	-
90	12	17	26	31

Т а б л и ц а 8
Результаты теоретических расчетов

Горная Породы	$D_{сз}$, м	n , шт.	d_3 , м	h , м	$V_{сз}$, м ³	V_3 , м ³	m_3 , кг	$P_{рв}$, кг/м ³	$P = m_3/L_{сз}$, кг/м
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Мрамор $P_p = \delta_{сж} = 30$ МПа	0,1	7	$1,06 \cdot 10^2$	0,0447	0,0625	$7,1 \cdot 10^{-4}$	1,17	19	0,146
	0,11	8	$1,13 \cdot 10^2$	0,0494	0,076	$8,05 \cdot 10^{-4}$	1,35	17,8	0,169
	0,15	9	$1,2 \cdot 10^2$	0,069	0,141	$8,05 \cdot 10^{-4}$	1,51	10,7	0,189
	0,20	10	$1,26 \cdot 10^2$	0,0937	0,25	10^{-3}	1,67	6,7	0,209
	0,25	11	$1,32 \cdot 10^2$	0,1184	0,39	$1,1 \cdot 10^{-3}$	1,83	4,7	0,23

P_{01} , МПа	r_o , м	r_p , м	Y	R , м	K , шт.	q , кг/м ³	U_1 , м/с	S , м
11	12	13	14	15	16	17	18	19
$1,62 \cdot 10^3$	0,0053	0,77	1,035	1,565	$18+6+6=30$	$1,17 \cdot 10^{-2}$	155	0,198
$1,5 \cdot 10^3$	0,00565	0,825	0,024	1,671	$17+6+6=29$	$1,31 \cdot 10^{-2}$	145	0,187
$0,93 \cdot 10^3$	0,006	0,834	0,031	1,694	$16+5+5=26$	$1,31 \cdot 10^{-2}$	95	0,128
$0,59 \cdot 10^3$	0,0063	0,835	0,042	1,705	$16+5+5=26$	$1,45 \cdot 10^{-2}$	60	0,081
$0,42 \cdot 10^3$	0,0066	0,84	0,053	1,725	$15+5+5=25$	$1,53 \cdot 10^{-2}$	45	0,064

мраморе при проведении опытных взрывов в карьерных условиях приведены в табл. 6.

Экспериментальная проверка выдвинутых теоретических положений для $r_p(h)$ и $R = Q_{max}$ подтвердила их правильность. При этом разброс фактически прорабатываемого расстояния между шпурами и скважинами для разного количества заряда по отношению к расчетному составлял не более 10%. Подвижку S моноблока, отделенного щелью от законтурного массива после подрыва зарядов в контуре откола и его сдвижение по подошве и торцу уступа определяли по формуле (1).

Итоговые результаты расчетных и опытно-промышленных данных сведены в табл. 7, 8, и на рисунках 2-7.

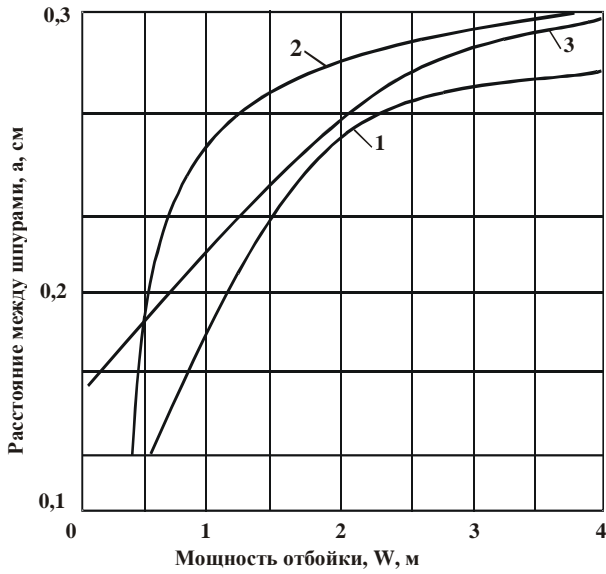


Рис. 2. Зависимость мощности моноблока от расстояния между шпурами и конструкций заряда: 1- радиальный воздушный зазор; 2- частично заряженные шпуры по длине с забойкой; 3- заряд- холостые шпуры без забойки

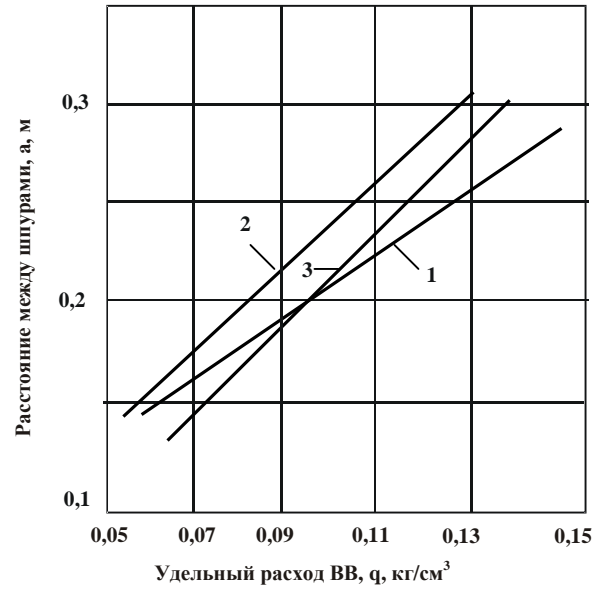


Рис. 3. Зависимость удельного расхода ВВ от расстояния между зарядами и конструкции заряда

Расхождение значения «а» 10%, значение r_n при $n=2, \leq 7,5$ см, зона трещин $\sim 2,8$ см, для мрамора $d_{сж} > 1000 \cdot 10^5$ Па, $d_{шп} = 45$ мм, $L = (0,9 \div 0,95)$ Н, подвижка блока производиться

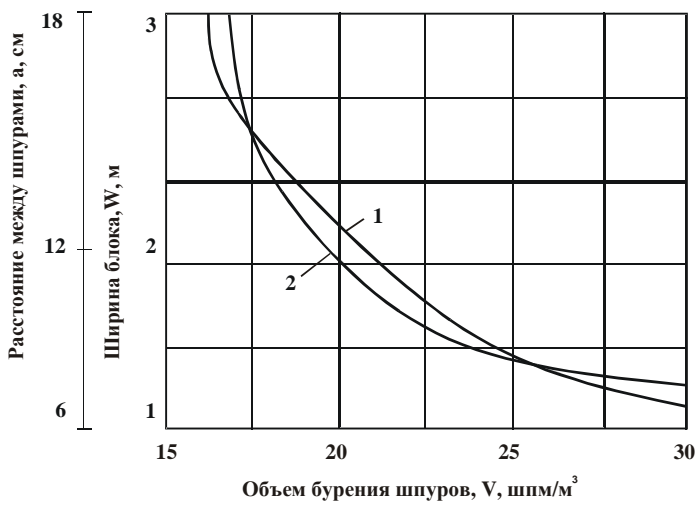


Рис.4. Расстояние между шпурами (1) и ширины блока (2)

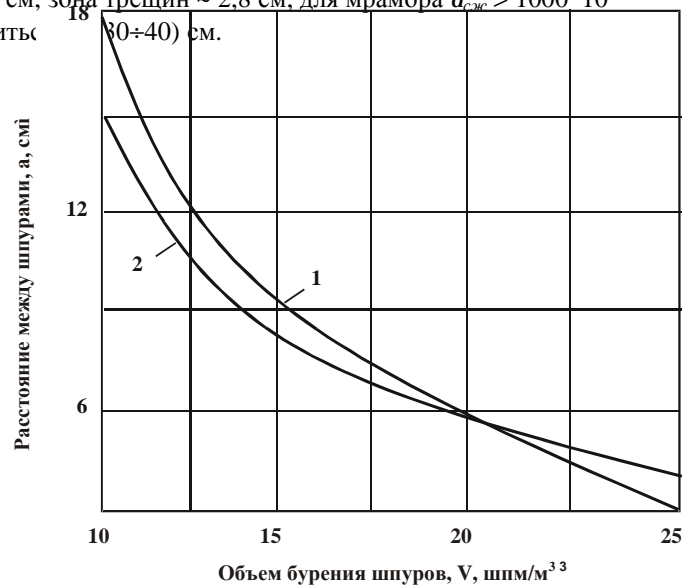


Рис. 5. Зависимость объема бурения от наличия в подошве уступа вруба (1) или трещины (2)

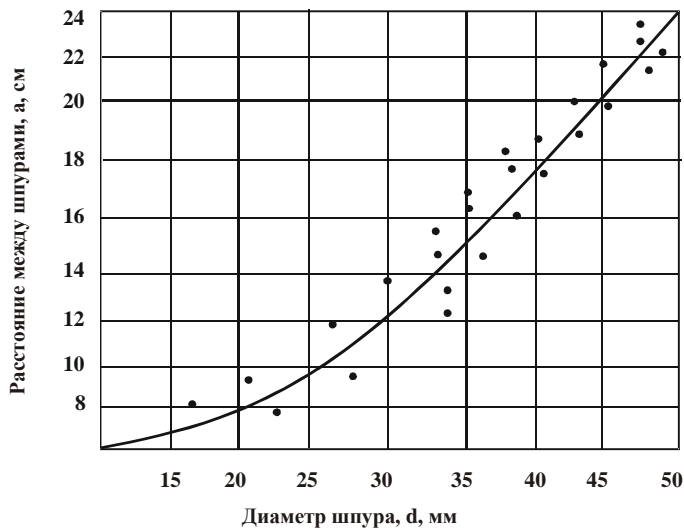


Рис. 6. Зависимость расстояния между зарядами от диаметра шпура

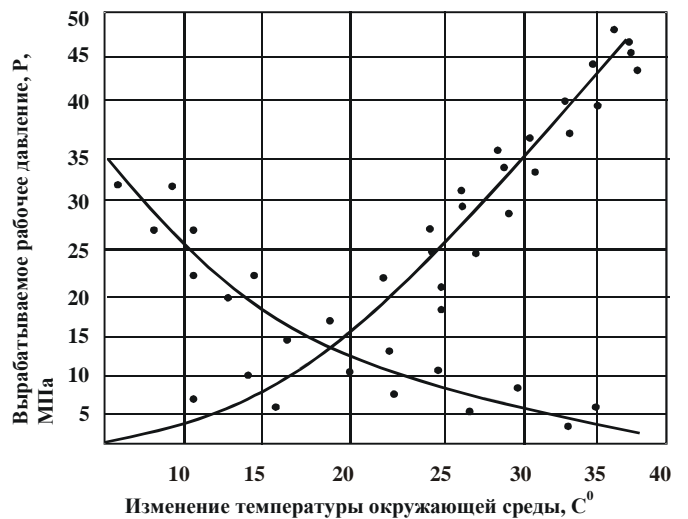


Рис 7. Зависимость рабочего давления в шпуре от изменения

Для каждой породы использовано 5 значений d_c с числом нитей ДШ от 7 до 11. Сравнение зависимостей $r_p(h)$, $r_p(n)$ по данным таблицы показывает, что они дают противоположные результаты $r_p(h)$ – убывающая, $r_p(n)$ – возрастающая зависимости, но при одновременном росте h и n доминирует зависимость от удельного расхода ВВ. Величина суммарного заряда не превышает 85 кг на объем обрабатываемого моноблока $V_0=3000 \text{ м}^3$. При этом число скважин находится в пределах 25-27 шт. Удельный расход ВВ при контурной отбойке должен находиться в пределах 27,5-11,7 г/м³, а линейная масса заряда $q_l = (100-200) \text{ г/м}$, в этом случае подвижка S не превысит 0,3 м. Увеличение S достигается увеличением числа n в скважине при том же d_c .

Список литературы:

1. Балансовые запасы месторождений облицовочных камней Узбекистана Ташкент, 2002.
2. Карасев Ю.Г., Бакка Н.Т. Добыча блочного и стенового камня. Санкт-Петербургский горный институт 1997.
3. Рахимов В.Р. и др. Совершенствование технологии добычи блоков облицовочного камня. Ташкент Узбекистан 1983.

ОТРАБОТКА МЕЖЛАВНЫХ ЦЕЛИКОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ № 9

УДК 622.271.3

© А.И. Клименко, Х.И. Ниматуллаев, В.Г. Ким 2003 г.

А.И. Клименко, генеральн. директор ОАО ОА «Уголь», канд. техн. наук,
Х.И. Ниматуллаев, главный инженер шахты № 9,
В.Г. Ким, главный технолог шахты № 9

Поле шахты № 9 является частью Ангреновского каолино-буроугольного месторождения, расположенного в среднем течении реки Ахангаран, в 110 км юго-восточнее г. Ташкента.

Ангреновское угольное месторождение является практически единственным, на котором возможно значительное расширение объема добычи угля.

Реконструкция разрезов "Ангреновский" и "Апартак" приведет к увеличению добычи угля открытым способом, как наиболее рациональным. Однако имеется возможность увеличения добычи угля и подземным способом. Но увеличить добычу угля на шахте № 9 невозможно без вовлечения в отработку новых площадей на флангах действующей шахты и значительных капитальных вложений.

Плановое задание на 2003 г. по шахте № 9 составляет 300 тыс. т. Одним из способов дополнительной подземной добычи угля является отработка запасов угля из межлавных целиков, оставленных как противопожарные и в настоящее время утративших свои функции.

Отработка межлавных (противопожарных) целиков традиционной системой разработки (лава с выпуском потолочины) является экономически нецелесообразной из-за большого расхода лесных материалов, большой протяженности подготовительных выработок, необходимости иметь в очистном забое лавный конвейер для транспортировки угля.

Для отработки незначительных по запасам угля целиках опробован новый способ выемки угля - короткими очистными забоями в соответствии с "Технологической схемой разработки угольного пласта мощностью от восьми до двенадцати метров для условий шахты № 9 АО "Уголь", разработанной Среднеазиатским отделом ИГД им. А.А. Скочинского, Проектно-исследовательским центром АО "Уголь" и согласованной с агентством "Саноатконтехназорат" Республики Узбекистан.

Данным способом шахтой № 9 было добыто в 2001 г 228 тыс. т угля, а в 2002 г. - 162 тыс. т угля.

В качестве одного из таких примеров, может служить схема отработки целика на юге шахтного поля, прилегающего к станции "Подземгаз".

Межлавный целик является частью пласта "1+ 2" мощностью от 5 до 10 м с углом залегания от 0 до 10 град. по простиранию и до 5 град. по падению. Пласт разделен на слои, каждый слой обрабатывается системой разработки: длинные столбы по простиранию с выпуском потолочины. При отработке нижележащих слоев очистные забои (лавы) нарезались с учетом отработки межлавных целиков нижележащим слоем.

При отработке последнего слоя, при нынешних рыночных отношениях для снижения себестоимости угля и уменьшения потерь, возникла необходимость отработки запасов межлавных целиков.

Послеовая система отработки пласта длинными очистными забоями для данных условий не приемлема. Известны системы отработки короткими очистными забоями (КОЗ) на пологих и горизонтальных угольных пластах. При разработке КОЗ соотношение ширины очистных забоев и целиков полностью или частично исключается объем работ по их креплению.

Быстрое и независимое подвигание КОЗ обеспечивает высокую технологическую гибкость процесса и значительную производительность добычного участка. Недостатком такой системы разработки является повышенные потери угля в недрах (40-60 %).

В качестве другого примера приводим отработку целика между лавой № 330 и лавой № 340. Балансовые запасы угля в целике отнесены в потери при отработке лавы № 340 по нижнему слою. Геологические запасы угля целика составляют 34 тыс. т.

Отработка запасов угля заключается в проходке одной подготовительной выработки пром. штрека № 1 протяженностью 180 м с бремсберга № 3 в районе конвейерного штрека лавы № 317.

Выемка угля будет производится КОЗ. Намеченный к отработке целик в плане и геологические разрезы показаны на рис. Прогноз добычи угля с погашения 15,2 тыс. т. После отработки пром. штрека № 1 есть возможность отработать пром. штрек № 2 в этом же целике, где прогнозируется добыча угля с погашения 11,1 тыс. т. Отработка КОЗ производится погашением печей БВР без присутствия людей в забое. Шпур бурится длиной до 3 метра заходками по 3 ряда веерообразно в бока и кровлю в отступающем порядке. Расстояние между рядами и шпурами 0,6 м (в каждом ряду 9 шпуров). Бурение шпуров в последующей заходке в той же печи производится только после окончания выпуска отбитого угля под защитой органного ряда, пробитого на границе погашения. При полной отработке верхнего подэтажа приступают к отработке нижнего подэтажа. Подготовка к началу очистной выемки в верхнем подэтаже состоит в проведении по восстанию углеспускных и ходовых печей, сбиваемых между собой просеками (сбойками) и проведение разрезной (углеспускной) печи с конвейерного штрека до пром. штрека на нижней границе подэтажа. Нижний этаж подготавливается аналогичным образом к моменту погашения верхнего. Процесс очистной выемки заключается в отбойке угля через гезенки буровзрывным способом с естественным погашением. Выгрузка угля производится под собственным весом по почве

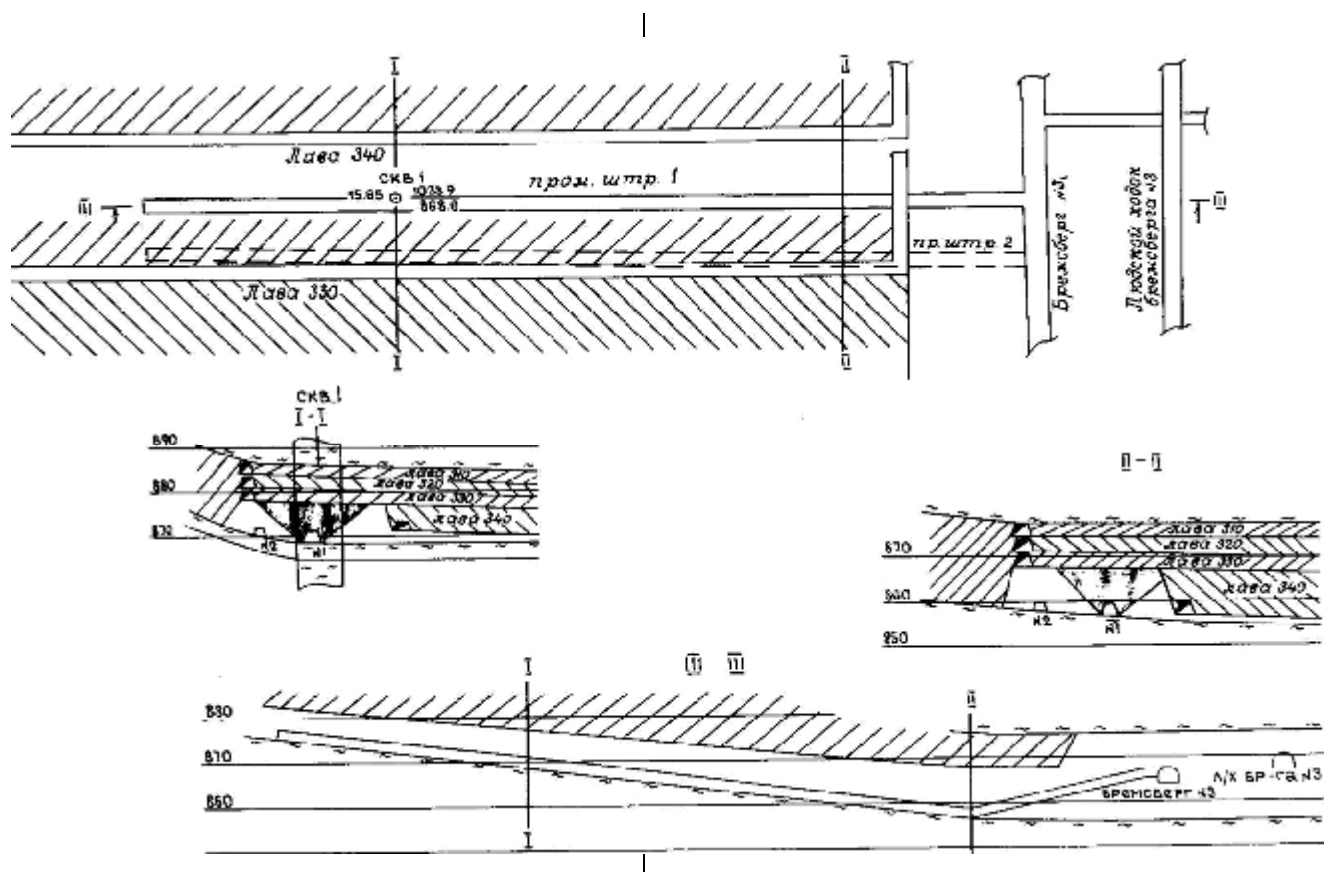


Рис. Схема отработки целика

гезенка. Бурение шпуров в следующей заходке в том же гезенке производится только после выпуска угля из последнего. После выпуска угля из одного гезенка таким же образом уголь выпускается и из противоположного гезенка. Выпуск угля с одного гезенка осуществляется до появления породы или прекращается при отсутствии угля. По окончании отгрузки угля из двух противоположных гезенков конвейер, проложенный в углеспускной печи, укорачивается на 2,5 м, за-

тем в кровлю углеспускной печи бурятся шпуровы которые заряжаются и взрываются. Далее цикл повторяется.

В результате погашения межлавного целика отработанных лав № 330 и № 340 предполагается получить 26,3 тыс. т угля, которые поддержат существующий объём добычи угля по шахте на время подготовки очистных забоев к 2004 г. для увеличения общешахтной добычи до 400 тысяч тонн в год.

ВЫБОР ПЕРСПЕКТИВНОГО НАПРАВЛЕНИЯ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ БЕДНЫХ И УПОРНЫХ РУД

УДК 349.83 552.57

© Е.А. Толстов, Л.А. Лильбок, С.И. Куканова, Л.И. Зайнитдинова 2003

Е.А. Толстов, гл. инженер НГМК, докт. техн. наук,
 Л.А. Лильбок, нач. лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ,
 С.И. Куканова, руководитель проекта Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук,
 Л.И. Зайнитдинова, стар. науч. сотrud. Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук

Вовлечение в производство бедных руд с низким содержанием металлов, а также труднообогатимых руд, ставит задачу разработки более экономичных методов их переработки. Наиболее перспективным направлением в этом плане в настоящее время является микробиологическое выщелачивание [1].

Для решения проблемы переработки высокоуглеродистых золотосодержащих руд были проведены исследования по возможности использования микроорганизмов для биоокисления сульфидных минералов в фильтративном режиме.

В работе использовались железоокисляющие микроорганизмы *Thiobacillus ferrooxidans* КСБ и ассоциация микроорганизмов К-1, состоящая из *Thiobacillus ferrooxidans*, *Thiobacillus thiooxidans* и *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*, способная развиваться в широком диапазоне температур, что особенно важно для климатических условий Центральной Азии. Отобранные для исследований образцы руд месторождения Кокпатас содержали: Au - 3,4 г/т, S сульфид. - 2,27 %, As - 0,76 %. Извлечение золота прямым цианированием составило 25,9 %. Степень дробления руды - 20 мм.

Для проведения исследовательских работ были подготовлены колонны, вес руды в которых колебался от 6,5 до 43 кг. Бактериальное орошение проводилось в течение 120 - 150 суток. Исходное количество клеток в этих растворах составляло $2,5 \cdot 10^7$ кл/мл.

Анализ развития микроорганизмов в течение всего периода орошения показал, что в первые сутки в выходящих растворах количество бактерий колебалось от $2,5$ до $7 \cdot 10^2$ кл/мл, а в последующем достигало 10^4 кл/мл, т.е. происходит снижение закрепления клеток

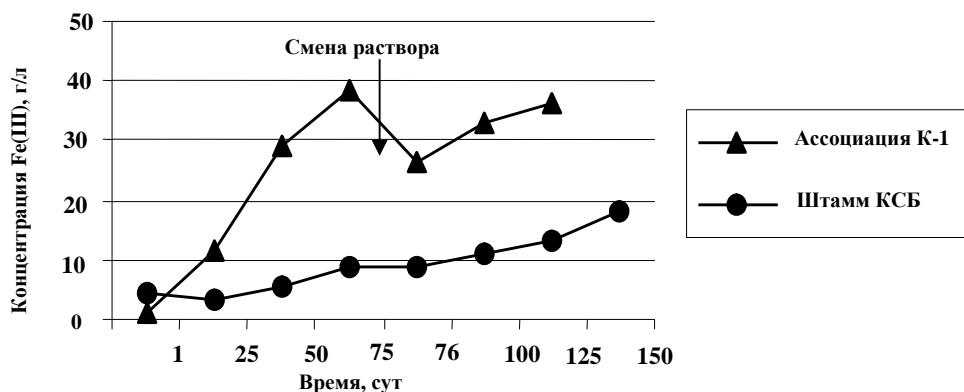


Рис.1. Окислительная активность бактерий в условиях фильтрационного выщелачивания золотосодержащих руд

на кусочках руды. Изучение развития микроорганизмов по всей длине колонны выявило, что численность бактерий в верхней части колонны была на порядок выше, чем в ее нижней части. Этим обуславливается более высокий процент разрушения сульфидов в верхней части. Уже в первые 30 суток бактериального орошения удалось снизить содержание арсенопирита с 1,87 % до 1,02 %, а пирита с 2,85 до 2,03 %. Известно, что для Кокпатаского рудного поля пирит и арсенопирит являются основными концентраторами золота. В количественном отношении пирит в этих рудах преобладает над арсенопиритом. Арсенопирит, наиболее распространенный минерал после пирита для руд Кокпатаса и, как правило, подвергается биоокислению быстрее, чем пириты из этих ассоциаций, которые характеризуются в основном дырочным типом проводимости и подвергаются биоокислению, но с меньшей

ных минералов. Проведенные исследования показали, что наиболее эффективным в условиях фильтрационного выщелачивания оказалось применение термофильной ассоциации К-1, в оборотных растворах которой отмечаются наиболее высокие концентрации железа, кобальта, никеля, а также процент разрушения сульфидных минералов в отдельных сериях опытов достигал 80% (рис. 1).

Извлечение золота, при этом, достигало 67,71% за 120 дней орошения термофильной ассоциацией К-1, а для штамма КСБ – 51,09% за 150 суток. Определение оптимальной плотности орошения, увеличение концентрации микроорганизмов на кусочках руды за счет применения физиологически активных соединений сможет повысить скорость окислительных процессов, протекающих в условиях фильтрационного выщелачивания.

Таким образом, умелое сочетание технологических и биотехнологических методов значительно повысит процент извлечения золота и будет способствовать применению методов кучного выщелачивания в переработке упорных золотосодержащих руд.

Извлечение урана из низкосортных бескарбонатных руд в настоящее время проводится с использованием методов подземного выщелачивания (ПВ) и в режиме жесткого кислотного выщелачивания. Достоинством этой схемы является высокая кинетика процесса выщелачивания. Однако, отрицательных факторов здесь значительно больше, среди которых высокий удельный расход кислоты, химическая коагуляция и загрязнение окружающей среды [2, 3].

В связи с этим, были проведены исследования по использованию бактериальных растворов, содержащих трехвалентное железо для выщелачивания урана из этих руд. Для исследований были отобраны образцы руд месторождений Лявлякан Бешкак и Букинай.

В работе использовались ацидофильные железоокисляющие бактерии *Thiobacillus ferrooxidans* штамм КСБ. Методом последовательной адаптации были получены устойчивые штаммы этих бактерий, которые могли развиваться в средах, содержащих до 300 мг/л урана в среде.

В лабораторных опытах в режиме фильтрации показано, что при применении слабокислотного выщелачивания извлечение 96,6% урана наблюдалось за 370

Т а б л и ц а
Извлечение урана в лабораторных фильтрационных опытах

№ п/п	Реагент концентрация	Время, час	Извлечение урана, %	Удельный расход кислоты, кг/кг U
1.	H ₂ SO ₄ , pH=1,5	370	96,6	43,6
2.	КСБ (100 %), pH=1,5	42,5	98,0	36,0
3.	КСБ (50 %), pH=1,5	72,5	98,0	16,7

скоростью. Эти сульфиды насыщены различными элементами примесей металлов (кобальт, никель, цинк). Результаты химического анализа выходящих растворов выявили наличие в них кобальта (до 52 мг/л), никеля (до 100 мг/л), цинка и меди. Вынос этих металлов в раствор, а также накопление окисного железа является косвенным подтверждением разрушения сульфид-

часов. При использовании бактериальных растворов извлечение 98% урана достигалось через 42 часа. При разбавлении бактериальных растворов в 2 раза аналогичный процент извлечения был достигнут за 72 часа. При этом наблюдалось и уменьшение удельного расхода кислоты (табл).

При выщелачивании пробы руды месторождения Бешкак установлено, что слабокислотное выщелачивание (рН 1,8) без водной отмывки проходило за 166 часов, в кислых условиях (10 г/л H_2SO_4) - за 48 часов, а выщелачивание урана с бактериальным раствором, разбавленным в 4 раза – за 260 часов, а при разбавлении культуры бактерий в 2 раза выщелачивание проходило за 46 часов, что свидетельствует о равнозначности процессов бактериального и кислотного выщелачивания, однако, использование бактериальных растворов позволяет в несколько раз сократить расход кислоты.

Положительные результаты лабораторных исследований позволили нам перейти к крупномасштабным экспериментам. Первоначально опытные работы по бактериальному выщелачиванию урана в режиме «пушпула» были проведены на участке ПВ-5, где в качестве опытной скважины была использована откачная скважина, выведенная из эксплуатации. Сква-

Полученные данные свидетельствуют о том, что удалось создать в пласте требуемый кислотный режим и при наличии $0,400 м^3$ бактериального раствора, он полностью попал в пласт и позволил из отработанной откачной скважины извлечь остаточные количества урана, концентрация которого достигала в определенных промежутки времени откачки до 773 мг/л (рис. 2).

Следующим этапом исследований было проведение опытно-промышленных испытаний на эксплуатационном блоке участка ПВ-11 месторождения Бешкак на окончании западного короткого рукава рудной залежи. На ячейке бактериального выщелачивания была смонтирована установка для культивирования микроорганизмов и подачи бактериального раствора в скважину. Контрольной была ячейка слабокислотного выщелачивания. Проведенные исследования показали, что в начале опытных работ при отмывке водорастворимого урана, в контрольной и опытной скважине концентрации урана были высокими – 43-68 мг/л. Это было обусловлено выносом окисленного урана. В дальнейшем, по мере уменьшения в пласте шестивалентного урана, продуктивность откачиваемых растворов снизилась до 4 мг/л, что было характерным на протяжении всего периода испытаний для контрольной скважины. В ячейке бактериального выщелачивания, при подаче

бактериальных растворов в пласт, количество растворенного урана соответствовало показателям кислотного выщелачивания на эксплуатационном блоке.

Полученные результаты натурных испытаний коррелируют с результатами лабораторных тестов на технологической пробе руды месторождения Бешкак. Очевидно, что наиболее благоприятно проведение опытов по бактериальному выщелачиванию и распространению его на отработанных площадях с использованием имеющихся откачных скважин. Применение бактерий значительно может упростить технологию и повысить эффективность доработки рудных блоков.

Полученные результаты исследований по биоокислению сульфидных минералов и извлечению урана в режиме фильтрации свидетельствуют о целесообразности применения биотехнологических методов для извлечения металлов и вовлечения в производство труднообогатимых и низкосортных руд.

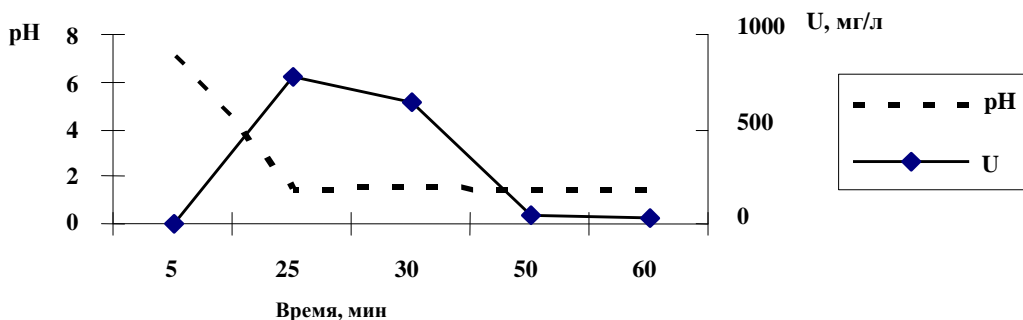


Рис.2. Изменение показателей натурального опыта по бактериальному выщелачиванию урана, выполненного «пушпульным» способом

жина была опробована и установлена кислотность пластового раствора 4,9 г/л, содержание урана 25 мг/л. Было проведено двукратное разбавление раствора перед вводом бактерий в скважину. Общее количество жидкости, поданной в скважину, позволило продвинуть техническую воду в пласт на расстояние 0,7 м, в том числе бактериальных растворов ($0,400 м^3$) на расстояние 0,3 м. После двухнедельного выстаивания была проведена эрлифтная откачка и опробование разбавленного пластового и бактериального растворов в течение часа. Дебит откачки в начале составил $0,5-0,7 м^3/час$, затем $1 м^3/час$.

Список литературы:

1. Каравайко Г.И. Микроорганизмы и их роль в биоготехнологии металлов. В «Биоготехнология металлов». Москва, 1989, с. 11-28.
2. Толстов Е.А.. Физико-химические готехнологии освоения месторождений урана и золота в кызылкумском регионе. Москва, 1999, 313с.
3. Толстов Е.А., Першин М.Е.. Совершенствование технологии добычи урана способом подземного выщелачивания. // Горный журнал, Спец.выпуск. 2002. с.121-124.

О ВЛИЯНИИ КОМПЛЕКСНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АЛМАЛЫКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ (НА ПРИМЕРЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛЬМАКЫР)

УДК 624.131.1:622.0324

Ó Г.А. Прохоренко, Ю.П. Исаматов, А.С. Хасанов, 2003 г.

Г.А. Прохоренко, генеральный директор ОАО "Алмалыкский ГМК",
Ю.П. Исаматов, доцент НГГИ
А.С. Хасанов, канд. техн. наук НГГИ

Быстрое социально-экономическое развитие нашей страны влечет за собой интенсивное использование ее природных ресурсов, которое невозможно без научно-обоснованной системы рационального природопользования.

Разработка месторождений полезных ископаемых Алмалыкского рудного поля открытым способом является одной из наиболее активных форм воздействия инженерно-хозяйственной деятельности человека на геологическую среду, приводящей к коренному изменению природных ландшафтов (прежде всего естественных геологических массивов) и возникновению новых сложных природных технических систем - техногенных массивов. Сказанное отчетливо проявляется на месторождении Кальмакыр, который является типичным представителем месторождений медно-порфировой формации, расположен в пределах Алмалыкского рудного поля и занимает в пространстве площадь длиной более 3,5 км, шириной более 1,1 км в нижних течениях небольших рек Алмалык и Накпай.

В настоящее время на месторождении происходит активное взаимодействие человека с геологической средой, вызывающее некоторые горно-геологические и инженерно-геологические процессы и явления. Так, при разработке месторождения естественное напряженное состояние горных пород (естественное поле напряжений) изменяется, происходит перераспределение напряжений. В результате этого на некоторых участках геологического пространства вокруг карьера возникает зона влияния напряжений с двумя подзонами - разгрузки и опорного давления. Такое напряженное состояние горных пород на данном месторождении проявляется в самых различных формах геологических явлений, которые обобщенно можно назвать деформациями, разрушениями, перемещениями и сдвигами горных пород [1]. При этом существенное влияние на эффективность и безопасность разработки первостепенное влияние оказывают геологические факторы: геологическое строение - условия залегания горных пород, петрографический состав, естественное напряженное состояние, физическое состояние, т.е. степень трещиноватости магматических и осадочных пород, раздробленность, наличие тектонических разрывов и нарушений, степень обводненности, физико-механические свойства. Это главные ведущие геологические факторы, определяющие природу, величину горного давления и развития его во времени и, следовательно, сложность инженерно-геологических условий данного месторождения.

С 1954 года начата разработка месторождения открытым способом. Способ вскрытия и система разработки, конструкция карьера устойчивость его бортов,

скорость разработки, устойчивость отвалов и многие другие важные вопросы, связанные с освоением месторождения Кальмакыр в значительной степени определялись свойствами рудовмещающих интрузивных пород, представленных диоритами, сиенито-диоритами C_2 , гранодиорит-порфирами C_3 , кварцевыми порфирами D^2_1 , а также андезитодацитовыми порфирами D^3_1 . Кроме того, в геологическом строении участвуют доломиты и известняки $D_2 - D_3$ осадочного происхождения [2]. В верхней части разреза - лессовидными (супеси, суглинки) и лессами Q делювиально-пролювиального генезиса.

Можно считать, что в настоящее время изученность свойств вышеназванных горных пород месторождения довольно полная и в значительной степени удовлетворяет запросы специалистов-разработчиков. Большинство специалистов не геологического профиля рассматривают и исследуют горные породы как «материал», слагающий борта и откосы карьера, как среду горных выработок без учета их генетических и петрографических особенностей, без соблюдения правил геологической однородности, без учета геологических и инженерно-геологических условий, т.е. не в полном инженерно-геологическом плане.

К основным видам горно-геологических явлений, происходящих на месторождении, относятся отвалы и осыпи. Полускальные магматические породы, слагающие уступы и борта карьеров, претерпевшие метаморфизм, раздроблены тектоническими разрывами, трещинами по своей природе склонными к деформациям, которые связаны с поверхностной эрозией, выветриванием, выщелачиванием и растворением пород. Несмотря на совершенствование методов определения свойств и состояния массива горных пород и оценки устойчивости уступов и бортов карьера немало случаев нарушения устойчивости откосов, что приводит к необходимости выполнения дополнительных объемов горных работ.

Особое положение в возникновении инженерно-геологических процессов и явлений отводится лессовым породам. Лессовые массивы занимают верхний вертикальный борт выработанного пространства карьера. Во многих местах на поверхности земли в 10-15 метрах от края откоса прослеживаются трещины, идущие параллельно к бровке откоса, что свидетельствует о начальных стадиях развития микроскольжений. Они создают картину плавного деформирования лессового массива в подготовительную (скрытую) фазу развития оползневой процесса. Со временем по мере поступления атмосферных осадков будет наблюдаться постепенная концентрация микроскольжения в некоторой зоне массива и затем в общей поверхности смещения

сложнокриволинейного очертания происходит сдвигение бортового массива пород.

Из геологических факторов основное значение имеют тектонические нарушения горных пород, которые имеют место на данном месторождении. Как отмечено выше, сильно расчлененные разломами, трещинами большого и мелкого протяжения, горных породы слагают борта, уступы карьера. Во время сейсмических явлений (возможная сила, которой в данном районе равна 8-9 баллов), а также в результате буровзрывных работ на участках развития тектонических

обводнения, разработке и конструированию технических средств защиты карьера было уделено большое внимание при разведке и промышленной оценке месторождения Кальмакыр. Однако, исследование гидрогеологических условий данного месторождения направлено на решение задач осушения месторождения. При этом, такие важные вопросы, как влияние подземных вод на изменение свойств горных пород, слагающих месторождение, на развитие разнообразных геологических явлений, на устойчивость уступов, откосов часто не рассматривается. К числу гидрогеологических факторов, оказывающих влияние на данном этапе разработки месторождения можно отнести: наличие во вмещающих породах и рудном теле подземных вод проявляющееся в фильтрации воды в карьере, увеличении влажности полезного ископаемого, развитии процессов растворения, выщелачивания и набухания полезного ископаемого и вмещающих пород, увлажнении оснований внутренних отвалов, фильтрационных деформациях откосов. В результате ухудшается качество полезного ископаемого, снижается производительность горно-транспортного оборудования вследствие размокания и разжижения пород под ходовыми частями автомашин и экскаваторов, ухудшается устойчивость откосов и, в конечном счете, усложняется процесс разработки месторождения. Для снижения вредного воздействия этого фактора необходимо осушение карьерного поля с использованием наиболее рациональной схемы. Дренажные схемы следует выбирать с учетом основных факторов: условий залегания водоносных пород, их водообильности и проницаемости; условий питания и разгрузки; свойств вмещающих пород и полезного ископаемого; схем вскрытия и системы разработки месторождения. Известно,

нарушений в массиве уступа образуется зона пониженной прочности, способствующая развитию деформаций уступов и бортов карьера.

Подземные воды являются важнейшим элементом инженерно-геологических условий месторождений. На многих месторождениях их относительная роль по сравнению с другими факторами исключительно велика, это вызывает необходимость производства больших работ по осушению, борьбы с вредным влиянием подземных вод. Естественно, изучению, разработке методов оценки и прогноза степени и условий что эти факторы могут быть выявлены в результате специальных гидрогеологических изысканий.

Как следует из вышеизложенного, воздействие природно-геологических факторов на технологию разработки полезных ископаемых проявляется в достаточно широких пределах. В наибольшей мере это воздействие сказывается на устойчивости карьерных откосов (уступов, бортов карьера и отвалов), являющейся необходимым условием эффективной и безопасной работы карьера. Вместе с тем воздействие этих факторов необходимо учитывать в настоящее время, когда в результате влияния факторов времени значительно ухудшились горно-геологические и горнотехнические условия эксплуатации месторождения, связанные с увеличением глубины карьера, увеличением крутизны подъема дорог в карьере, увеличением высоты бортов карьера, высоты и площади отвалов.

С целью оценки сложности разработки месторождения на данном этапе целесообразно проанализировать влияние различных групп факторов, определяющих условия разработки полезных ископаемых и являющихся объектом инженерно-геологических исследований и прогнозов. В принципе, такой анализ предполагает выявление природных факторов, изучение форм их проявлений, оценку влияния на технологию горных работ, составление рекомендаций по счету и снижению воздействий вредных факторов.

Список литературы:

1. Арипова Ф.М. «Физико-механические свойства горных пород некоторых месторождений Средней Азии» г. Ташкент, «Фан» 1977 г.
2. Коллектив. «Медно-порфиновые месторождения Алмалы-

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОМПЛЕКСА ЦПТ К СТЕСНЕННЫМ УСЛОВИЯМ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА МУРУНТАУ

УДК 624.131.1:622.0324

О.Н. Мальгин, В.Н. Сытенков, П.А. Шеметов 2003 г.

О.Н. Мальгин, зам. гл. инженера НГМК, докт. техн. наук,
В.Н. Сытенков, главный инженер Центрального РУ НГМК, докт. техн. наук,
П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

В настоящее время фактическая глубина карьера составляет 470 м, а перспективная оценивается в 900-1000 м.

Такие глубокие карьеры рассматриваются как эволюционирующие во времени и изменяющиеся в про-

странстве системы, состоящие из также эволюционирующих подсистем вскрытия, транспорта, безопасности горных работ, безопасности персонала и т.п.

Эволюцию подсистем карьера проследим на примере развития технологического транспорта карьера

Мурунтау (рис. 1), которое неразрывно связано с изменением горнотехнических условий его работы. Так, например, за 30 лет ведения горных работ, глубина карьера увеличилась в 8 раз (с 50 до 400 м), среднее расстояние перевозки по карьере в 1,8 раза (с 2,5 до 5,7 км), в отвал – 3,1 раза (с 2,5 до 7,7 км), а средняя грузоподъемность автосамосвалов возросла в 5 раз (с 27 до 145 т). Графическая иллюстрация изменения параметров карьера Мурунтау в пространстве и во времени представлена на рис. 2.

Успешное освоение большегрузных автосамосвалов фирм «Катерпиллар» и «Юклид» грузоподъемностью соответственно 136 и 170 т показало преимущества использования в карьере транспортных средств большой единичной мощности, связанные с уменьше-

нием численности обслуживающего персонала и повышением безопасности транспортных работ (снижение напряженности на дорогах, в пунктах погрузки и разгрузки и т.п.). Количественные и качественные изменения в автомобильном транспорте не могли компенсировать ухудшение его работы, связанное с увеличением глубины карьера.

Согласно концепции развития карьера Мурунтау технологический транспорт ориентирован на дальнейшее применение циклично-поточной технологии (ЦПТ). На выбор стратегии развития комплекса ЦПТ в стесненных условиях глубокого карьера оказывают влияние следующие факторы: глубина карьера (интенсивно растет); углы откосов рабочего и нерабочего бортов (увеличиваются); динамичность рабочей зоны

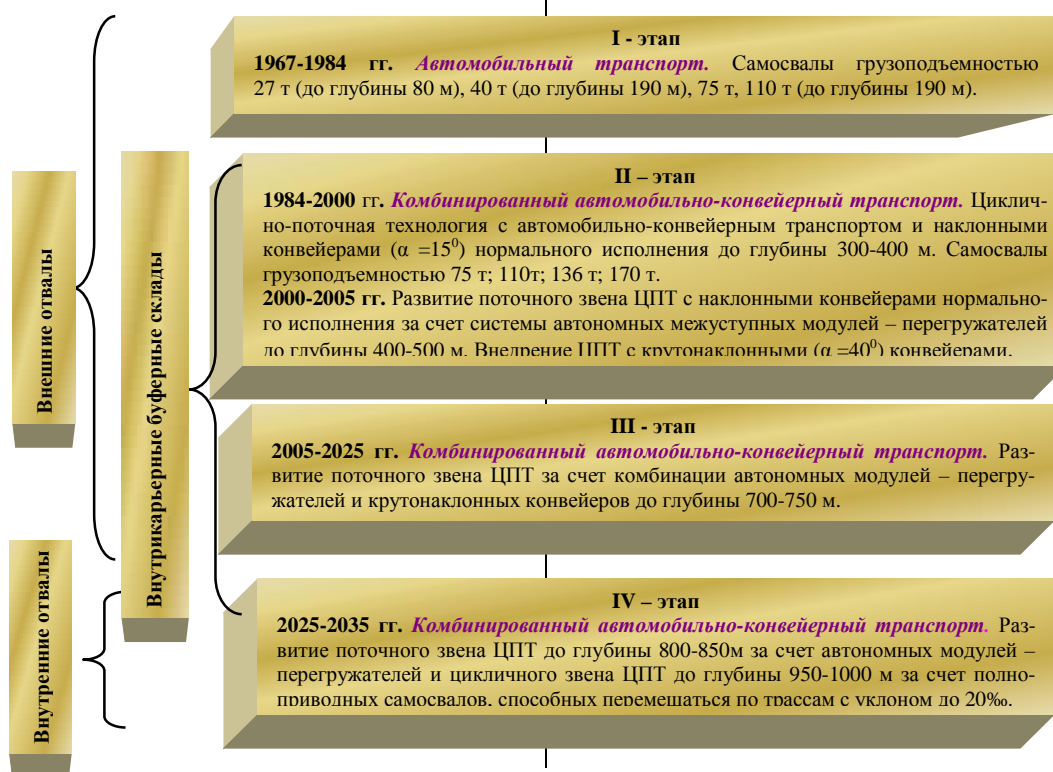


Рис. 1. Этапы развития технологического транспорта

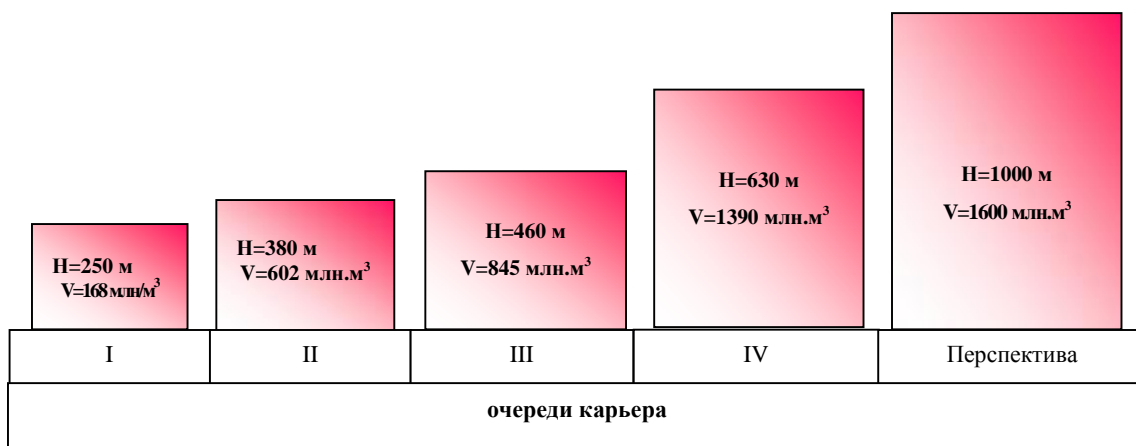


Рис. 2. Изменение параметров карьера Мурунтау в пространстве и во времени

(практическое отсутствие участков временно нера-

(адаптация к сокращению ресурса полезного рабочего пространства);

- автосамосвалов, способных перемещаться по трассам с уклоном 20-25% (адаптация к изменению углов откоса рабочих и нерабочих бортов);

- временных догрузочно-накопительных складов, совмещенных с выемочными блоками и скользящими насыпными съездами (адаптация к сокращению ресурса рабочего пространства);- внутреннего отвалообразования (адаптация к изменению режима горных работ).

Возможности по увеличению глубины ввода в карьер существующего комплекса ЦПТ практически исчерпаны. Наиболее эффективным техническим решением в этих условиях является переход от конвейеров традиционного исполнения к крутонаклонным конвейерам (КНК), способным осуществлять транспортировку горной массы под углом, достигающим 90° (этап II рис. 1). Следует отметить, что в последнее время КНК начинает находить все большее применение в горнодобывающей промышленности за рубежом. Ведутся проектные проработки по использованию КНК на карьерах Костомукшинском, Ковдорском, Сухой Лог, Эрдэнэт. На карьере Мурунтау постановка вопроса о целесообразности применения КНК является своевременной и актуальной. Выполнено ТЭО «Развитие комплекса ЦПТ карьера Мурунтау на основе внедрения опытно-промышленного мобильного дробильно-перегрузочного комплекса». Предусмотрена ликвидация действующих конвейерных подъемников и ДПП и строительство новых модульных дробильно-перегрузочных пунктов, в том числе с КНК, работа которых предусмотрена с существующими магистральными КЛ расположенными на борту карьера и используемых в настоящее время для транспортировки породы во внешние отвалы. Для транспортировки руды на северо-восточном борту карьера создается самостоятельный конвейерный комплекс. Этапы развития комплекса ЦПТ карьера Мурунтау представлены на рис. 3. КНК и мобильный дробильно-перегрузочный комплекс разработан компанией «Howard Trading Inc» совместно со специалистами Навоийского ГМК, а проектирование ведет институт УкрНИИпроект.

Для интенсификации поточных транспортных процессов разработана технологическая схема с использованием существующего комплекса ЦПТ, заключающаяся в том, что нижнюю часть наклонного конвейера формируют из автономных мобильных дробильно-перегрузочных комплексов (МДПК), представляющих собой комбинацию передвижного дробильно-перегрузочного пункта с межступенным крутонаклонным перегружателем. Схема комплекса ЦПТ с МДПК и КНК представлена на рис. 4.

Использование автономных МДПК в сочетании с существующим комплексом ЦПТ позволяет расширить область применения поточной технологии перемещения горной массы, значительно приблизив пере-

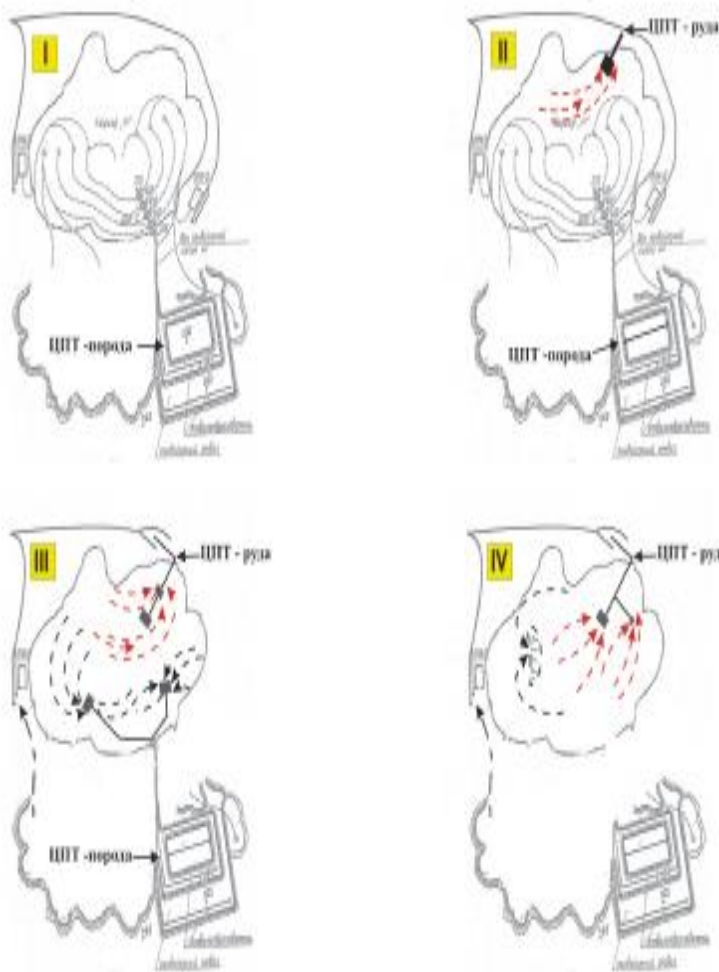


Рис. 3. Этапы развития комплекса ЦПТ карьера Мурунтау

бочих бортов); ресурс полезного рабочего пространства (сокращается); производительность карьера по горной массе (снижается); режим горных работ (увеличивается соотношением рудной составляющей).

При этом адаптация комплекса ЦПТ к влияющим факторам работы в стесненных условиях глубокого карьера предусматривается за счет внедрения:

- крутонаклонных конвейеров (адаптация к увеличению глубины карьера и углов откосов нерабочих бортов);
- модульных межступенных перегружателей с крутонаклонными конвейерами (адаптация к увеличению углов откоса рабочих бортов и динамичности рабочей зоны);
- модульных передвижных дробильно-перегрузочных пунктов (адаптация к сокращению ресурса полезного рабочего пространства и динамичности рабочей зоны);
- горизонтальных и слабонаклонных конвейеров (адаптация к перемещению зон интенсивного ведения работ);
- автосамосвалов сначала большой (140-190 т), а затем малой (25-40 т) грузоподъемности и размеров

грузочные пункты к рабочей зоне карьера. Кроме того,

такая технология дает возможность своевременно перемещать МДПК вслед за развитием горных работ.

Передвижной дробильно-перегрузочный пункт (рис. 5) оснащается шнеково-зубчатой дробилкой и двумя питателями ковшового типа. Такой перегрузочный пункт устанавливается на рабочей площадке уступа при минимальных объемах горно-подготовительных работ без строительства мощных подпорных стенок, а автосамосвалы разгружаются непосредственно в ковшовые питатели, из которых горная масса перегружается с помощью гидравлического или канатного механизма подъема в приемную часть дробилки.

Межступенный перегружатель представляет собой двухленточный конвейер, установленный на одной самоходной тележке. Угол наклона конвейера - до 40° , высота подъема горной массы - до 30 м. В состав комплекса может входить межступенный перегружатель, имеющий две (верхнюю и нижнюю) самоходные тележки и перемещающий горную массу на высоту до 90 м. Такие перегружатели предназначены для работы в

составе комплексов ЦПТ. Технологически предусматривается последовательная установка 2-3 перегружателей с последующей заменой при необходимости на секцию крутонаклонного конвейера. Ориентировочный график строительства комплекса ЦПТ – руда с КНК и МДПК представлен в табл. 1, а эффективность внедрения комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау - в табл. 2.

На стадии доработки карьера в циклическом звене комплекса предполагается применение автосамосвалов, способных перемещаться по дорогам с уклоном до 20% (например, полноприводных автосамосвалов фирмы Caterpillar).

Реализация указанных предложений позволит сохранить расстояние перевозки и высоту подъема горной массы автотранспортом в среднем по карьере на уровне 3,0-3,5 км и 85-100 м соответственно при эффективности $0,4 \text{ \$/м}^3$.

Таким образом, на месторождении Мурунтау технологический транспорт ориентирован на дальнейшее применение ЦПТ. Совершенствование ЦПТ в стесненных условиях глубокого карьера выполняется

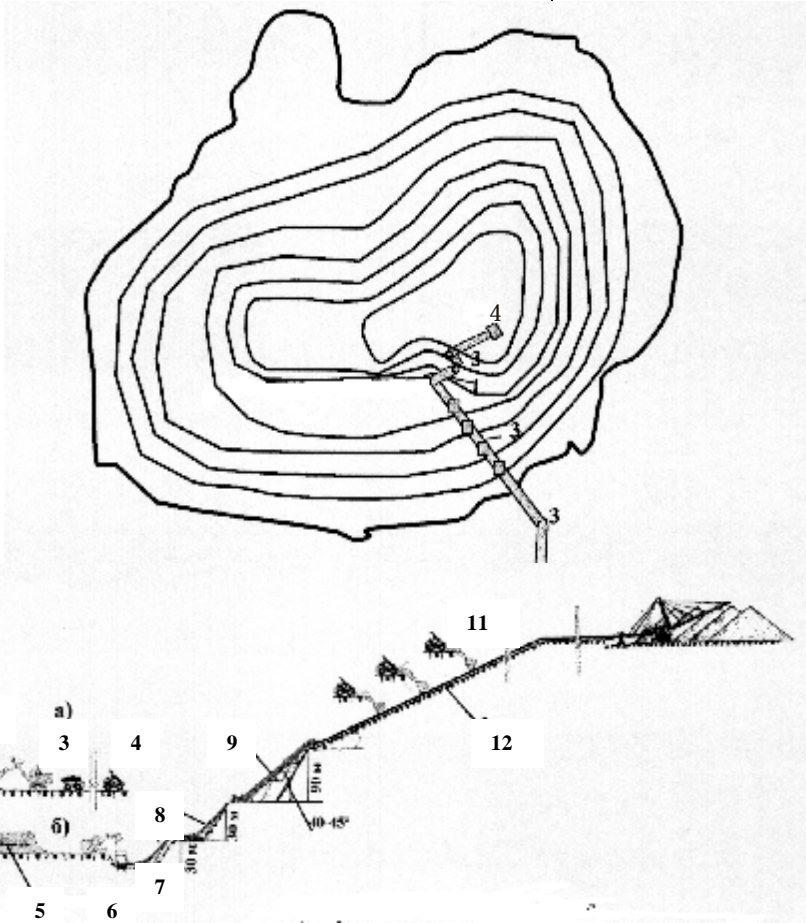


Рис. 4. Схема комплекса ЦПТ с МДПК и КНК при загрузке горной массы из забоя (а) и промежуточного склада (б):

1 – буровой станок; 2 – забой; 3 – экскаватор; 4 – автосамосвал; 5 – промежуточный склад; 6 – фронтальный погрузчик; 7 – мобильный дробильно-перегрузочный пункт; 8 – автономный модуль-погружатель; 9 – секция крутонаклонного карьера; 10 – наклонный конвейер существующего комплекса ЦПТ; 11 – ДПП

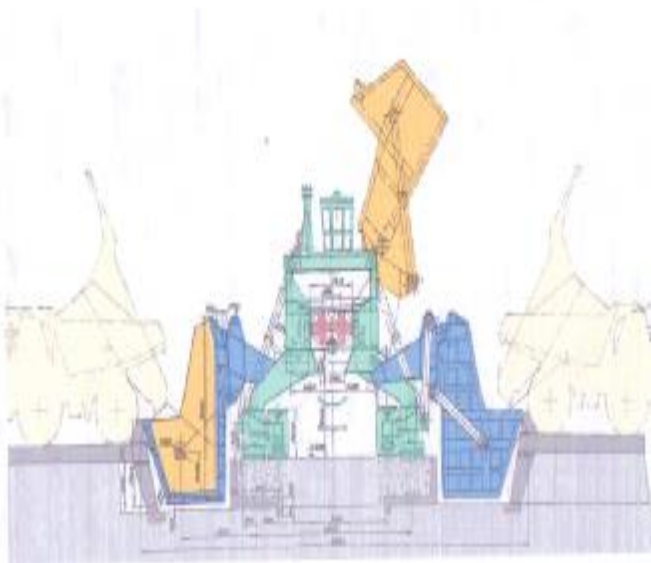


Рис. 5. Модульный дробильный перегрузочный пункт для глубоких карьеров

за счет внедрения в поточном звене мобильных дробильно-перегрузочных комплексов в сочетании с крутонаклонными конвейерами (до глубины 800-850 м) и высокоманевренных полноприводных автосамосвалов на стадии доработки карьера (глубина 950-1000

Таблица 1

Ориентировочный график строительства комплекса ЦПТ-руда с КНК и МДПК

Объект проекта	Исполнитель	Срок реализации			
		2003	2004	2005	2006
МДПК					
Технический проект на МДПК	УкрНИИпроект				
Изготовление ДПУ	Украина				
Изготовление межступенного перегружателя	НГМК				
КНК с узлом перегрузки на ж/д транспорт					
Технический проект на КНК	УкрНИИпроект, СазНИПИПТ				
Изготовление ДПУ, приводных станций, доставка, монтаж	Украина				
Изготовление линейной части конвейеров, доставка, монтаж	НГМК				
Строительство узла перегрузки с конвейеров на ж/д транспорт	НГМК				
Строительство системы энергоснабжения	НГМК				

свалов на стадии доработки карьера (глубина 950-1000

Таблица 2

Эффективность внедрения комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау (в сравнении с 2000 г.)

Показатели	Значение			
	2005 год		2010 год	
	В натуральных единицах	В %	В натуральных единицах	В %
Сокращение парка самосвалов, штук	22	30	40	55
Сокращение расстояния перевозки автотранспортом, км	1,8	28	2,3	35
Сокращение объема грузоперевозок, млн. т км/год	165	37	210	47
Сокращение пробега автосамосвалов, тыс. км	2070	36	3250	55
Сокращение расхода: -дизтоплива, т/год	10700	40	18000	67
-шин, штук	420	38	700	65
Сокращение численности водителей и ремонтников, чел.	160	30	220	42
Доля ЦПТ в общем объеме перевозки горной массы		60		70
Сокращение эксплуатационных расходов, млн.долл./год	19,5		16,5	

м) в цикличном звене.

ПРИРОДНЫЕ ТИПЫ ПЕРВИЧНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЗОЛОТА АДЖИБУГУТ (ЦЕНТРАЛЬНЫЕ КЫЗЫЛКУМЫ)

УДК [553.411:549](575.16)

Ó М.М. Пирназаров, С.М. Колоскова, 2003 г.

М.М. Пирназаров, заместитель директора ИМР, канд. геол.-мин. наук,
С.М. Колоскова, старший научный сотрудник ИМР, канд. геол.-мин. наук

Изучение вещественного состава руд при проведении геологоразведочных работ стадий оценки и разведки является важным и необходимым звеном комплексных исследований по подготовке объекта к промышленному освоению. В результате изучения химического и минерального состава, текстурно-структурных особенностей, физических свойств руд устанавливаются их природные разновидности, на основе чего предварительно намечаются промышленные (технологические) типы, требующие селективной добычи и раздельной переработки. Различие подходов по выделению природных разновидностей золотосодержащих руд предполагает неоднозначность и творческий подход в решении этого вопроса на конкретном объекте. В связи с этим, представляем свой опыт по выделению природных типов руд и результаты их изучения по месторождению Аджибугут.

Золоторудное месторождение Аджибугут расположено в Центральнокызылкумском золоторудном районе в юго-восточных отрогах гор Ауминзатау на территории Навоийской области. Минералогическо-петрографические исследования на месторождении начаты в 1997 г. параллельно с началом детальных оценочных работ на объекте. На первом этапе под руководством В.Ф. Проценко изучен вещественный состав руд в границах зоны окисления до глубины 40-50 м. С 1999 г. проводится вскрытие и изучение оруденения на более глубоких горизонтах посредством бурения колонковых скважин и прохождения второго шахтного горизонта на глубине 70-80 м от современной поверхности. В связи с этим, Даугызтауской ГРЭ ПГО «Самаркандгеология» было поручено сектору минералогии и геохимии Института минеральных ресурсов выполнение специализированной работы по изучению минералогическо-геохимических особенностей первичных руд и изменений вмещающих пород на горизонтах горных работ месторождения Аджибугут.

Основной объем фактического материала отобран по второму шахтному горизонту – пробы-протоочки, образцы, прозрачные и полированные шлифы – в процессе составления детальных минералогическо-геохимических и литолого-петрографических разрезов, точек детальных геологических наблюдений, который дополнен геологическими и лабораторными дубликатами бороздовых проб. Вспомогательное значение имели литолого-петрографические разрезы по колонковым скважинам.

Рудовмещающие породы месторождения Аджибугут – метатерригенные отложения первой и второй подсвит бесапанской свиты с различными соотношениями типов пород по разрезу, но в целом их распространенность в изученных сечениях убывает в ряду

алевролиты – песчаники – сланцы. Характерно присутствие разномерных пород – алевропесчаников и алевросланцев.

Проявлены дорудные, околорудные и пострудные изменения вмещающих пород. *Дорудные* изменения обусловлены процессами регионального динамотермального метаморфизма и отвечают серицит-хлоритовой субфации зеленых сланцев. *Околорудные* изменения тесно связаны со стадийностью рудообразующего процесса и разделяются на: а) ранние пирит-арсенопирит-карбонат-хлорит-кварц-серицитовые метасоматиты формации березитов, составляющие основу первичных вкрапленных руд с относительно низкими содержаниями золота порядка 0,п г/т (стадия кислотного выщелачивания); б) собственно синрудные метасоматиты хлорит-серицит-карбонат-калишпат-альбит-кварцевого состава с пиритом и арсенопиритом, сопровождающие формирование жильно-прожилковых золотопродуктивных ассоциаций, их золотоносность варьирует в пределах 0,п-(1-2) г/т (стадия отложения). *Пострудные* изменения выражены в развитии по микротрещинам пленочного пирита, каолинита, прожилков кварц-кальцитового состава.

Процесс гипогенного минералообразования включает пять стадий: 1) регионального динамометаморфизма; 2) метаморфогенно-гидротермальную; 3) раннюю гидротермальную; 4) позднюю гидротермальную; 5) пострудную. Золотопродуктивными являются стадии 2-4, в течение которых формируются три продуктивные минеральные ассоциации: *первая* – золото-арсенопирит-пирит-(карбонат-хлорит)-кварц-серицитовая прожилково-метасоматическая; *вторая* – золото-пирит-арсенопирит-(полевошпат)-кварцевая гнездово-прожилково-линзовидная; *третья* – золото-пирит-арсенопирит-альбит-кварцевая прожилковая. Рудообразующая роль 1-ой продуктивной ассоциации в её значении как базовой рудной формации, обеспечивающей основной ресурс золота объекта. В процессе формирования 2-ой и 3-ей продуктивных ассоциаций создаются условия для высвобождения раннего, химически связанного тонкодисперсного золота из сульфидов и переотложения (регенерации) в свободной, самородной форме, а также осуществляется дополнительный привнос металла гидротермальными флюидами.

Природные разновидности полезного ископаемого являются интегральным вещественным следствием проявления процессов формирования и преобразования оруденения. Общепринятого, единого определения этого термина не существует, но чаще это понятие трактуется как промышленно-генетическая категория. Природные разновидности руд находятся в тесной

взаимосвязи и определяют геолого-промышленные типы руд, представляя более конкретное и частное

понятие, предназначение которого в таком обобщении минералого-геохимической информации, которая под-

Таблица 1

Характеристика природных типов первичных руд месторождения Аджигбугут

Характеристики	Природные типы руд и их индексы			
	Тип А	Тип Б	Тип В	Тип Г
Вмещающие породы	Терригенные породы – неравномерное переслаивание песчаников, алевролитов и сланцев			
Типы и морфология рудонесущих образований	Пласты, прослои пород	Субсогласные жильно-прожилковые кварцевые тела в сульфидизированных породах	Секущие прожилковые кварцевые тела в сульфидизированных породах	Субсогласные и секущие жильные и прожилковые кварцевые тела в сульфидизированных породах
Золотопродуктивные минеральные ассоциации	Золото-арсенопирит-пирит-(карбонат-хлорит)-кварц-серицитовая прожилково-etasоматическая (1-ая продуктивная)	Совмещение 1-ой продуктивной ассоциации с золото-пирит-арсенопирит-(полевошпат)-кварцевой (2-ой продуктивной) гнездово-прожилково-линзовидной	Совмещение 1-ой продуктивной ассоциации с золото-пирит-арсенопирит-альбит-кварцевой прожилковой (3-ей продуктивной)	Совместное проявление всех трех золотопродуктивных ассоциаций в благоприятной рудолокализующей обстановке
Природные типы руд	Субпластовые прожилково-вкрапленные золото-арсенопирит-пиритовые	Послойные вкрапленно-прожилково-жильные золото-арсенопирит-пирит-кварцевые	Вкрапленно-прожилковые золото-арсенопирит-пирит-(полевошпат)-кварцевые секущего морфотипа	Прожилково-жильные золото-сульфидно-кварцевые комбинированного морфотипа
Типы руд по содержанию золота	Бедные и рядовые руды	Рядовые и богатые руды	Бедные и рядовые руды	Рядовые и богатые руды
Геолого-промышленные типы руд	Золото-сульфидные прожилково-вкрапленные	Золото-сульфидно-кварцевые жильно-прожилковые		
Обогатим ость руд	Преобладают упорные руды с тонкодисперсным золотом в сульфидах	Преобладают легко обогатимые руды со свободным золотом в самородной форме пылевидного класса (менее 0,1 мм)		
Площадная распространенность (в контуре содержаний $\geq 0,2$ г/т Au)	Периферические части и отдельные участки рудных тел (около 30 %)	Широко распространенные в контурах рудных тел (40-45 %)	Ограниченное развитие (до 10 %)	Локальное, преимущественно в центральных частях рудных тел (15-20 %)
Минералы-концентраторы золота	Пирит, арсенопирит	Арсенопирит	-	Арсенопирит
Минералы-носители золота	Пирит, арсенопирит	Кварц, пирит, арсенопирит, незначительно – карбонаты, полевые шпаты		
Содержания золота, г/т	До 2-3	1-50	0,5-2	1-26
Содержания серебра, г/т	До 4	До 8-10	До 20-25	До 12-15
Содержания мышьяка, %	0,1-0,8	0,2-0,6	До 0,3	0,2-0,8
Содержания палладия в сульфидных конц-тах, г/т	0,01-0,1	До 0,003-0,035 и в единичных пробах до 0,06		
Содержания платины в сульфидных конц-тах, г/т	0,01-0,05	До 0,007 и в единичных пробах до 0,085		
Текстуры руд	Вкрапленные, прожилково-вкрапленные, вкрапленно-полосчатые, пятнисто-вкрапленные	Прожилкообразные, линзовидные, гнездовидные, наложенные на вкрапленные текстуры вмещающих пород	Прожилкообразные, брекчиевидные, пятнистые, линзовидные, гнездовидные, трещиноватые, катакластические, плейчатые, наложенные на вкрапленные текстуры вмещающих пород	
Структуры руд	Метазернистые, идиоморфнометазернистые, гипидиоморфнометазернистые	Идиоморфно- и гипидиоморфнозернистые, гранобластические	Зернистые, гипидиоморфно- и аллотриоморфнозернистые, коррозионные, катакластические, гранобластические	
Характер развития самородного золота	Тонкодисперсное в пирите и арсенопирите	Включения в кварце, пирите, арсенопирите комковидной, пластинчатой, дендритовидной формы размером до 0,1мм	Включения в кварце, пирите, арсенопирите комковидной, пластинчатой, дендритовидной, интерстициальной формы размером до 1 мм; редко комковидные включения в карбонате, полевых шпатах размером до 0,01-0,03 мм	
Геохимический спектр ассоциирующих элементов	Mo-Sn, Ag-W, Au-Mn	Sb-Ag-W, Mo-Ba, Au-As, Zn-Cd-Pb	Ag-W, Cu-Ba, Pb-Sb-Sn	Au-As, Mo-V, Zn-Mn, Bi-Pb
Среднее отношение Au:Ag (по талонному разрезу)	1 : 250	1 : 5	1 : 3	1 : 2

водит к объяснению технологических свойств и обоснованию технологии переработки руд.

Понятие «природные типы руд» в данной работе адекватно понятию «природные разновидности» и отражает интегральные особенности минерального состава и морфологии рудонесущих образований. В каждом типе могут быть выделены подразделения более низкой иерархии, разности или подтипы природных типов, в процессе специализированных исследований, которые мы не проводили, например, технологического или другого целевого минералогического картирования, по структурно-текстурным особенностям руд, количественным соотношениям свободного и химически связанного золота, интенсивности проявления окварцевания или сульфидизации и другие.

По сочетанию золотопродуктивных минеральных ассоциаций и с учетом типов и морфологических особенностей рудонесущих тел выделено четыре природных типа первичных руд (табл. 1). **Тип А.** Проявление золото-арсенопирит-пирит-(карбонат-хлорит)-кварц-серицитовой прожилково-метасоматической ассоциации (1-ой продуктивной) определяет собственно *субпластовые прожилково-вкрапленные золото-арсенопирит-пиритовые руды*. **Тип Б.** Совмещение 1-ой продуктивной ассоциации с золото-пирит-арсенопирит-(полевошпат)-кварцевой (2-ой продуктивной) гнездово-прожилково-линзовидной, субсогласного с напластованием пород морфотипа минеральной ассоциацией представляет второй природный тип руд – *последних вкрапленно-прожилково-жилковых золото-арсенопирит-пирит-кварцевых руд*. **Тип В.** Совмещение 1-ой продуктивной ассоциации с золото-пирит-арсенопирит-альбит-кварцевой прожилковой (3-ей продуктивной) секущего морфотипа характеризует третий природный тип руд – *вкрапленно-прожилковых золото-арсенопирит-пирит-полевошпат-кварцевых руд*. **Тип Г.** Совмещение всех трех продуктивных ассоциаций в благоприятной рудолокализирующей обстановке выделено в четвертый природный тип руд – собственно *прожилково-жилковых золото-сульфидно-кварцевых комбинированного морфотипа*.

Валовой минеральный состав природных типов руд, изученный по эталонным пробам, показывает, что главными рудными минералами являются пирит (2-5 %) и арсенопирит (частые знаки – 5 %), причем доля последнего возрастает к природным типам Б и Г. Минералогический интерес представляют пирротин, марказит, халькопирит, халькозин, ковеллин, блеклая руда. Из нерудных минералов наибольшее распространение имеют кварц (42-49 %), серицит и гидрослюда (24-31 %), полевые шпаты (13-17 %), входящие, как в состав пород, так и жильно-прожилковые образования. Содержания хлорита и карбонатов достигают 1-3 %, апатита – 0,2-0,4 %, аксессуарных минералов пород – не превышают в сумме первых десятых долей процента.

Результаты химического анализа руд показывают, что основу проб составляет кремнезем (62,0-72,8 %), значительно уступает ему глинозем (10,0-13,2 %). Содержания оксидов Fe, Ti, Ca, Mg, Na, K, P, S изменяются в пределах 0,0- первые проценты: Fe₂O₃ – 1,43-

4,06; FeO – 1,40-3,24; TiO₂ – 0,60-2,88; MnO – 0,03-0,7; MgO – 1,30-6,40; CaO – 0,26-1,12; Na₂O – 1,21-2,76; K₂O – 1,90-3,26; P₂O₅ – 0,12-0,32; SO₃ – менее 0,1; S_{sy} – 1,50-2,67; CO₂ – 0,00-0,88; As – 0,11-0,75; Au – 1,4-19,8 г/т; Ag – 1,6-11,0 г/т; Cu – 0,004-0,048 %; Pb – 0,001-0,003 %; Zn – 0,002-0,18 %. Выделим некоторые особенности распространения петрогенных элементов по природным типам первичных руд: 1) устойчиво высокое содержание кремнезема во всех типах руд; 2) возрастание содержания глинозема, а также оксидов магния и марганца в типах Б и Г по сравнению с типом А; 3) коэффициент основности CaO+MgO/ SiO₂+Al₂O₃ и кремневый модуль SiO₂/Al₂O₃ варьируют в незначительных пределах, что свидетельствует об однородности состава вмещающей среды; 4) изменчивость коэффициентов щелочности K₂O/Na₂O и K₂O - Na₂O указывает на тенденцию выноса натрия и возрастании роли калия от типа А к типу Г.

Пространственное распределение природных типов руд на втором горизонте шахты отражено по точкам комплексного минералогического анализа (рис. 1). Получен обобщенный, схематический образ с интерполяцией между рассечками с учетом материалов Даугьзтауской ГРЭ, который показывает, что природный тип руд А занимает в контуре минерализованной зоны (по борту 0,2 г/т золота) около 30 %. Тип Б имеет наибольшее распространение и составляет 40-45 % площади. Тип В имеет ограниченное линейное развитие, занимая до 10 % площади минерализованной зоны. Тип Г локально проявлен в центральных частях рудных тел на уровне 15-20 %. Подобное площадное соотношение природных типов руд имеет важный практический смысл: около 70 % площади минерализованной зоны и до 90 % площади рудных тел приходится на типы Б, В, Г, представляющие золото-сульфидно-кварцевый геолого-промышленный тип с высокой долей легкоизвлекаемого золота.

Площадная группировка типов руд образует два линейных (линзовидных) ареала – северный и южный, в пределах которых наблюдаются элементы зональности с чередованием от центральной части к периферии природных типов руд В+Г – Б – А. Между ними располагается лентовидная область развития руд типа Б. Субширотные тектонические зоны горизонта, контролируемые размещением оруденения, имеют функции рудоподводящих структур, северо-западные относятся к рудораспределяющим и блокирующим, рудолокализирующими являются более мелкие трещины, внутриформационные отслоения пластов, отдельные прослои пород.

В первичных рудах и породах на горизонтах горных работ месторождения Аджибугут с учетом результатов технологических исследований установлено 36 минералов. **Золото самородное** встречено в тяжелых фракциях концентратов протолочек и полированных шлифах в виде зерен размером от 0,001 до 1,0 мм. Золотины в основном свободные, реже – в сростании с кварцем, пиритом, арсенопиритом. Форма их комковидная, пластинчатая, дендритовидная, интерстициальная. Поверхность от гладкой блестящей до микробугорчатой матовой. Пробность золота 2-ой золото-

продуктивной ассоциации, определенная на микрозонде в одной золотине, составляет 754. В

субдисперсной форме (около 0,001 мм и менее) золото присутствует в пирите и арсенопирите гидротермально-метаморфогенного происхождения 1-ой золотопродуктивной ассоциации.

Пирит – самый распространенный в рудах и породах сульфид с содержаниями от десятых долей до 5-7 %, со сгущениями в отдельных участках до 10-15 % и даже до 50-60 %. По результатам полуколичественного спектрального анализа в пиритах установлены повышенные концентрации Ni, As, кроме того, в пирите 1-ой продуктивной ассоциации увеличиваются содержания Zn, 2-ой и 3-ей - Cu, Ag. Содержания Au в пиритах по результатам нейтронно-активационного анализа имеют следующие вариации: в пирите 1-ой продуктивной ассоциации в диапазоне 0,1-0,3 г/т с повышением до 28,6 г/т в интервалах с наложением 2-ой и 3-ей продуктивных ассоциаций; в пирите 2-ой и 3-ей продуктивных ассоциаций в пределах 0,7-2,6 г/т с понижением в отдельных пробах до 0,1 г/т.

Арсенопирит уступает пириту по распространенности, составляя в породе от единичных вкраплений до 3 %, редко до 10 % и 40 %, в жильно-прожилковых образованиях от 0,п до 5-6 %. Для арсенопирита, по сравнению с пиритом, характерны повышенные содержания Ni, Co, Ag, Au, несколько понижен Zn. Содержания Au в арсенопирите на горизонте шахты изменяются в пределах 1,4-131,4 г/т, в том числе по золотопродуктивным ассоциациям: первой – от 1,4-3,4 г/т; второй – от 2,6-131,4 г/т; третьей – от 1,4-20,0 г/т.

Жильно-прожилковый **кварц** составляет в рудах от 2-3 до 50 % в локальных участках, в среднем около 10-15 %. По характеру взаимоотношений, морфологии кварцевых образований и микроструктурным особенностям выделяется пять генераций кварца. *Кварц-1* – прожилки и линзы, субсогласные со слоистостью пород, мощностью до 10-15 см и более, сформированные в процессе регионального метаморфизма. Ассоциирует со слюдистыми минералами, хлоритом, которые образуют скопления в зальбандах кварцевых тел. Практически не содержит вкраплений пирита (до 0,1 %). В шлифах наблюдаются интенсивные деформации зерен с появлением признаков рассланцевания, перекристаллизации с появлением микрогранулированного кварца. *Кварц-2* прожилково-метасоматического типа сопровождается формированием 1-ой продуктивной ассоциации. Его морфологическая особенность – тонкопрожилковый характер (не более 1 см) и комбинирован-

ный тип выделений (субсогласные и секущие прожилки). В шлифах микровыделения кварца ассоциируют с серицитом, хлоритом, карбонатом, пиритом, арсенопиритом. *Кварц-3* входит в состав 2-ой продуктивной ассоциации в качестве главного жильного минерала. Слагает субсогласные со слоистостью линзы, прожилки, образующие линейно-прожилковые системы. Цвет

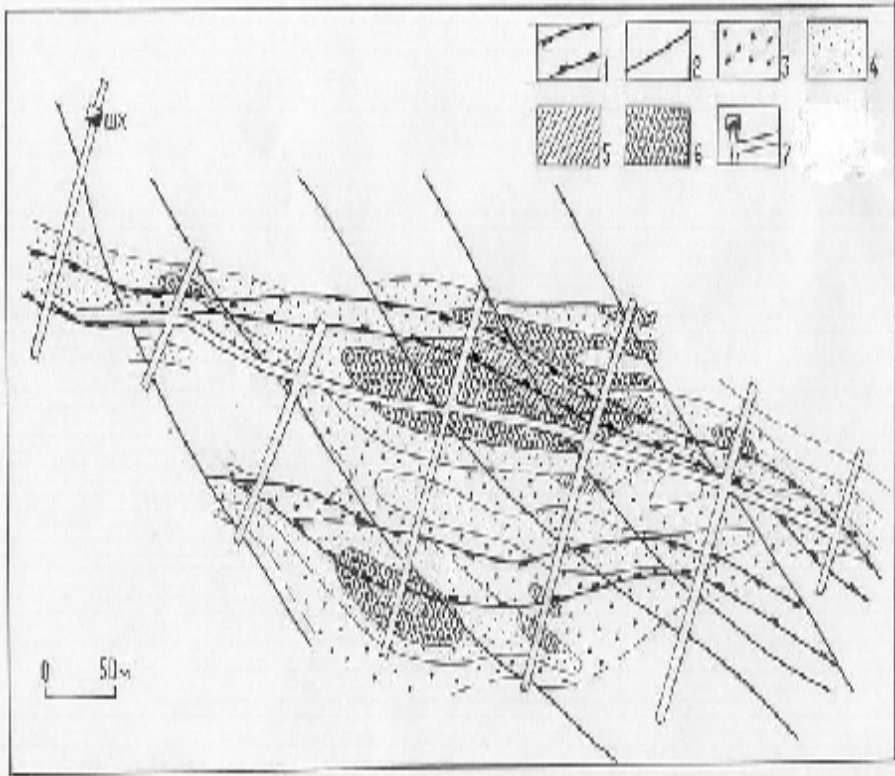


Рис. 1. Схема распределения природных типов первичных руд в пределах второго шахтного горизонта месторождения Аджибугут (геолого-структурная основа Х.Х. Жураева, Даугызтауская ГРЭ): разрывные нарушения: 1 – многоосевые сложноветвистые зоны с интенсивным смятием и изменением пород, 2 – одно- и двухосевые простые; природные типы первичных руд: 3 - субпластовые прожилково-вкрапленные золото-арсенопирит-пиритовые (тип А), 4 - послонные вкрапленно-прожилково-жильные золото-арсенопирит-пирит-кварцевые (тип Б), 5 - вкрапленно-прожилковые золото-арсенопирит-пирит-(полевошпат)-кварцевые (тип В); 6 - прожилково-жильные золото-сульфидно-кварцевые комбинированного морфотипа (тип Г); 7 – горные выработки шахтного горизонта

кварца светло-серый до серого, облик скрытокристаллический, характерна мелкая трещиноватость. Часто ассоциирует с ортоклазом, образующем в кварце выделения размером до 1-2 см (не более 1-2 %), альбитом, размер зерен которого достигает 1-2 мм. В шлифах представлен крупнокристаллическими агрегатами, имеющими оптические признаки деформаций сжатия, характерна перекристаллизация с образованием гранулированного тонкозернистого кварца по границам зерен и микротрещинам. В кварце-3 установлены содержания Al – 0.1-0.6 %, Mg – 0.01-0.03 %, Ca – 0.03-0.3, Mn – 0.03-0.8 %, Ti – 0.004-0.006, Mo и Cu – менее 0.001 %, Au – до 0,08 г/т. *Кварц-4* слагает секущие прожилки 3-ей продуктивной ассоциации. Макроско-

пически имеет белый или сероватый цвет. В шлифах оптические свойства указывают на относительно слабую деформацию зерен, встречаются также идиоморфнозернистые недеформированные агрегаты кварца с включениями адуляра размером до 0,1 мм. Часто образует прожилки в сростаниях с розовым альбитом. *Кварц-5* входит в состав пострудных секущих прожилков.

Полевые шпаты в жильно-прожилковых образованиях представлены ортоклазом, альбитом, олигоклазом, альбитом, адуляром, при этом, альбит выделяется позже ортоклаза, входя в состав секущих микропрожилковых агрегатов совместно с тонко- и мелкозернистым кварцем, хлоритом, карбонатами, сульфидами. **Карбонаты** представлены кальцитом, доломитом и анкеритом (оптические определения). Доломит преобладает в 1 и 2 продуктивных ассоциациях, анкерит – в третьей. Кальцит образует пострудные прожилки. **Хлорит** распространен во всех продуктивных ассоциациях совместно с серицитом, карбонатами, сульфидами: в первой – мелкозернистые агрегаты, во второй и третьей – крупночешуйчатые агрегаты и розетковидные выделения размером до 0,1-0,2 мм. **Серицит** в жильных образованиях входит в состав микропарагенезисов с хлоритом, кварцем, сульфидами, в некоторых случаях интенсивно замещает зерна альбита. **Апатит** встречен в составе 2-ой продуктивной ассоциации в виде зерен размером до 0,3 мм в серицитизированном альбите.

Минеральный баланс содержаний золота по второму шахтному горизонту, с учетом роли продуктивных ассоциаций в рудогенезе и распространенности минералов в парагенетических минеральных ассоциациях, представляется в табл. 2.

Соотношение тонкодисперсного химически связанного и свободного самородного золота в среднем по горизонту, основываясь на приведенном минеральном балансе, составляет 3:7 (1ПА:2+3ПА) с вариациями в одну и другую стороны в зависимости от интенсивности процессов регенерации, связанных с формированием 2-ой и 3-ей золотопродуктивных ассоциаций.

Анализ статистического распределения содержаний золота в рудах с различной степенью суммарного жильно-прожилкового окварцевания (рис. 2а) позволяет отметить, что рядовые руды с концентрациями золота 1-5 г/т имеют статистически преобладающий суммарный показатель окварцевания этого типа (ΣQ) в пределах 5-15%, который в отдельных случаях понижается или возрас-

тает до 20-30 %. Аналогичные вариации ΣQ характерны и для бедных руд (0,2-0,9 г/т). Богатые руды (> 5 г/т) совпадают с интервалами жильно-прожилкового окварцевания с $\Sigma Q = 15-30\%$, в единичных случаях

Таблица 2
Минеральный баланс содержаний золота по второму шахтному горизонту

Продуктивная ассоциация (ПА)	Минералы (%)					
	Пирит	Арсенопирит	Кварц	Карбонат	Полевые шпаты	Г.ок. Fe
Первая	15	15	-	-	-	До 1
Вторая	10	13	30	2	2	
Третья	3	5	5			
Итого по минералам	28	33	35	2	2	До 1

опускаясь до 10% или поднимаясь до 40%. При существующих статистических тенденциях повышения золотоносности руд с увеличением суммарного жильно-прожилкового окварцевания, один этот признак не является достаточно надежным показателем продуктивных на золото интервалов. Минералогические наблюдения приводят к заключению о достаточно широ-

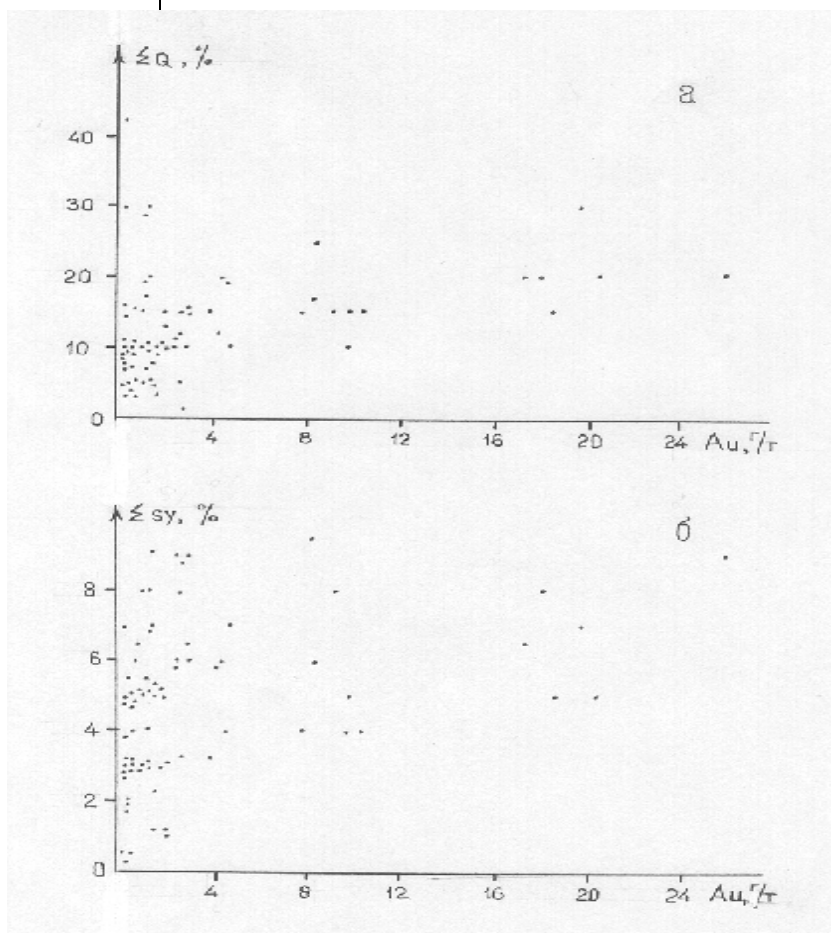


Рис. 2. Распределение содержаний золота в рудах с различной степенью суммарного жильно-прожилкового окварцевания (а) и сульфидности (б)

ком развитии раннего метаморфогенного кварца, субсогласного с напластованием пород. Золотоносность таких интервалов редко достигает первых десятых г/т.

Для отдельных зон разломов также характерно повышение окварцевание субсогласного или комбинированного типа (субсогласные и секущие кварцевые образования) при содержании $Au \leq 0,2$ г/т.

Суммарная сульфидность (Σ_{S_y}) руд месторождения по визуальным оценкам изменяется в пределах от 1 до 8-9 % с преобладающими значениями 3-7 %, что позволяет отнести их к малосульфидному типу (рис. 2б). В классе бедных и рядовых руд Σ_{S_y} варьирует в пределах 1-9%, богатых – 4-9 %, в отдельных случаях опускаясь ниже или поднимаясь выше этих значений. Статистические закономерности подтверждают наблюдаемые явления повышения золотоносности в интервалах с совмещением ранней прожилково-вкрапленной и более поздних кварцевых золотопродуктивных ассоциаций, что сопровождается увеличением суммарной сульфидности руд.

Анализ распределения содержаний золота и серебра по природным типам золотопродуктивных руд (рис. 3) приводит к выводу о том, что класс бедных и рядовых руд наиболее разнообразен по природным типам руд, минеральные ассоциации в которых часто проявлены в экстенсивном варианте. Богатые руды относятся преимущественно к природным типам Б и Г с интенсивным проявлением совмещенной минерализации.

Таким образом, первичные руды на изученных горизонтах горных работ представлены золото-сульфидно-кварцевым геолого-промышленным типом мышьяково-золоторудной формации. Главный промышленный компонент - золото, попутными компонентами при переработке руд могут стать серебро и платиноиды, находящиеся в повышенных содержаниях в концентратах сульфидов. Результаты рационального анализа руд на золото технологических проб, выполненные в отделе технологии переработки минерального сырья ИМР и Ингичкинской ОМТЭ, показывают, что основная часть золота находится в свободном состоянии и извлекается при цианировании измельченной до крупности 0,074 мм руды (62-95 % общего золота проб). Тонковкрапленное золото в сульфидах пирите и арсенопирите составляет незначительную часть (2,5-17,2 %). Технологические пробы отобраны по природным типам руд Б и Г с проявлением совмещенной минерализации - ранней сульфидно-вкрапленной и более поздних сульфидно-кварцевых золотопродуктивных ассоциаций, формирование которых сопровождается

шенное

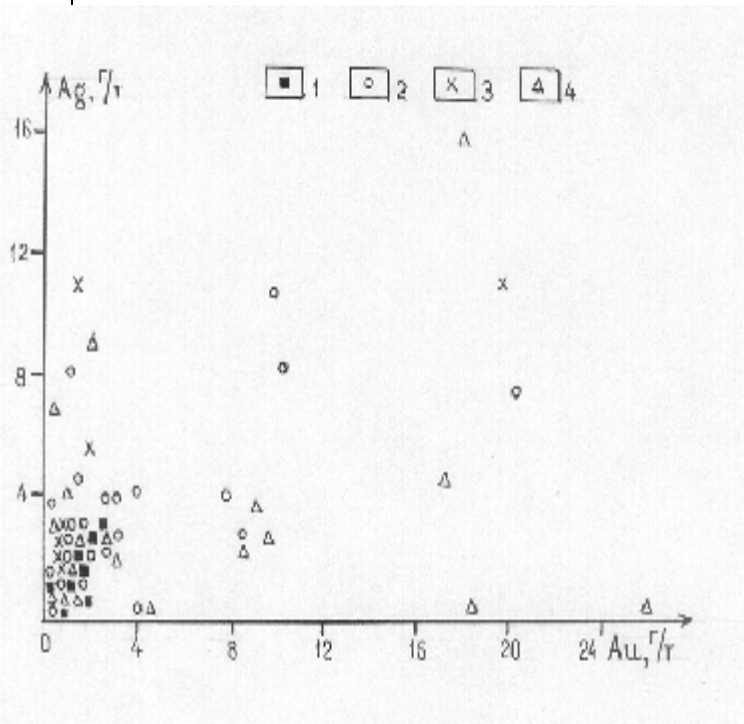


Рис.3 . Распределение содержаний золота и серебра по природным типам золотопродуктивных руд второго шахтного горизонта месторождения Аджибугут:

Природные типы руд: 1- субпластовые прожилково-вкрапленные золото-арсенопирит-пиритовые (А); 2- послонные вкрапленно-прожилково-жилльные золото-арсенопирит-пирит-кварцевые (Б); 3- вкрапленно-прожилковые золото-арсенопирит-пирит-(полевошпат)-кварцевые (В); 4- прожилково-жилльные золото-сульфидно-кварцевые комбинированного морфотипа (Г)

высвобождением химически связанного тонкодисперсного золота из ранних сульфидов и переотложением в свободном состоянии с возрастанием крупности. Широкое проявление наложенных на ранние золото-сульфидные прожилково-вкрапленные руды процессов регенерации определило промышленную ценность первичных золото-сульфидно-кварцевых руд месторождения Аджибугут как минерального сырья, пригодного для переработки по традиционным схемам извлечения золота.

ИЗУЧЕНИЕ СТРУКТУРНО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД НУРАБАДСКОГО РАЙОНА САМАРКАНДСКОЙ ОБЛАСТИ

УДК 622.541.182

© А. Хожиева, М. Мансуров 2003 г.

А. Хожиева, доцент химического факультета СамГУ,
М. Мансуров, студент 4 курса химического факультета СамГУ

Природные минеральные сорбенты встречаются во всех районах нашей республики и рациональное их

использование первоочередная задача ученых и работников всей химической промышленности.

В последнее время, как у нас, так и за рубежом глинистые минералы в естественном виде применяют в медицинской и фармацевтической практике в каче-

В табл. 2 представлены данные о влиянии количества добавляемой глины на структурно-механические свойства в системе глина-вода.

Таблица 1
Химический состав глинистых пород Нурабадского района

SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	P ₂ O ₅	SO ₃	FeO	ППП
56,77	0,36	16,65	5,1	1,85	0,46	1,54	1,75	0,4	0,75	0,03	16,19

стве вспомогательных природных веществ, в лакокрасочном производстве для структурообразования, при глубоком бурении для приготовления промывочных жидкостей, для очистки отработанных машинных масел и др. [1].

Несмотря на большой объем исследований, выполненных в области изучения физико-механических свойств системы бентонит-вода, вопросы, связанные с теоретическим описанием процесса и экспериментально установленными основными закономерностями по-

марный эффект состояния системы.

Изучено влияние содержания глины Нурабадского района на напряжение сдвига и пластическую вязкость в системе глина-вода. При внесении в систему глины уменьшается тонкая прослойка жидкой дисперсионной среды, находящейся в контактах между частицами, увеличивается напряжение сдвига и пластическая вязкость. Показано, что увеличение количества глины от 10 до 80 в.ч. приводит к увеличению предельного напряжения сдвига от 2460,55 до 3960,32 Па и пластической вязкости от 8,2 до 21,2 Па.с.

Таким образом, изучение процесса структурообразования позволяет регулировать свойствами, возникающих структур. Для улучшения и увеличения использования сырьевой базы горных пород Нурабадского района необходимы следующие мероприятия:

1. Детальное изучение глинистых пород с целью определения возможности их промышленного использования.

2. Выяснение технико-экономических вопросов рентабельности добычи и переработки глинистых пород, радиусов его перевозок с учетом потребностей всех отраслей народного хозяйства.

3. Строительство на базе Нурабадского месторождения завода бентопорошков.

Таблица 2
Изменение структурно-механических свойств в системе глина-вода

Состав смеси, в.ч. глина-вода	Пластическая вязкость, Па.с	Предельное напряжение сдвига, Па
10 : 90	8,2	2460,55
20 : 80	8,8	2830,40
30 : 70	9,6	3192,40
40 : 60	10,2	3372,46
50 : 50	12,6	3594,16
60 : 40	15,2	3764,28
70 : 30	17,8	3872,12
80 : 20	21,2	3960,32

прежнему остаются в центре внимания.

Изучение природных богатств с целью использования их на благо человека одна из благороднейших задач исследователя. Работа посвящена изучению свойств глинистых пород Нурабадского района Самаркандской области в природном виде.

О качестве глин можно судить по данным минералогических, химических анализов и по их структурно-механическим свойствам. Физико-химические свойства глинистых пород колеблются в широких пределах в зависимости от многих факторов и, в частности, от месторождения. Сделан спектральный полуколичественный анализ горных пород. Анализ проведен в центральной лаборатории треста Самарканд геология.

В табл. 1 представлен химический состав глинистых пород Нурабадского района. Сопоставление химического состава бентонитовых глин Средней Азии показывает, что бентонит нового месторождения Нурабадского района по многим параметрам похож на бентонитовые глины Навбахорского района Навоийской области.

Качественную оценку структуры системы глина-вода можно осуществить с помощью соответствующих структурно-реологических критериев, в частности, предельным напряжением сдвига и пластической вязкостью [2-4].

Список литературы:

1. Арипов Э.А. Бентониты Узбекистана. Изд-во Ан Узбекистана. 1963.- с.190.
2. Бибик Е.Е. Реология дисперсных структур. Л:Изд-во ЛГУ 1981.
3. Лаврова С.И. Практикум по коллоидной химии. М.Высшая школа. 1983.-

ОБОБЩЕННЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНО – ПРОМЫШЛЕННЫХ ЭКСПЕРИМЕНТОВ ДОБЫЧИ МРАМОРНЫХ БЛОКОВ ИЗ ТРЕЩИНОВАТЫХ МАССИВОВ НА БАЗЕ КОНТУРНОЙ ОТБОЙКИ

УДК 622.271

Ó В.Р. Рахимов, М. Н. Джаббаров, Ю.Э. Петросов 2003 г.

В.Р. Рахимов, академик, заведующий кафедрой ТашГТУ,
М. Н. Джаббаров, старший преподаватель ТашГТУ,
Ю.Э. Петросов, доцент ТашГТУ

Республика Узбекистан располагает большими запасами природных облицовочных камней [1, 2]. Государственным балансом учитываются запасы 70 месторождений из которых 58 – это месторождения блочно-го камня для производства плит. Промышленные запасы блочного камня составляют 86581 тыс. м³.

Большая часть месторождений облицовочных камней 36 месторождений с запасами 51954 тыс. м³, приходится на месторождения осадочного происхождения – мрамора, известняки, песчаники. Основные запасы располагаются в Западном Узбекистане, в Нуратинских и Мальгузарских горах (20 месторождений, 26841 тыс. м³) и Каратюбинских горах (7 месторождений, 4144 тыс. м³). В Нуратинских горах распространены контрастные светло-серые, серые, темно-серые, а также цветные мрамора с бежевыми до кирпично-красных оттенков. Породы от тонкозернистых до среднезернистых, полосчатые. В Каратюбинских горах развиты среднезернистые серые мрамора, преимущественно полосчатые и пятнистые.

Большинство мраморных месторождений отличаются повышенной трещиноватостью и относительно низким выходом кондиционных блоков из массива. Так, на Газганском месторождении выход блоков составляет 35 %, на Зарбандском 28-32 %, на Джамском и Беркунлинском месторождениях не превышает 20 %.

В этих условиях наряду с прогрессивной алмазно-троссовой и баровой распиловкой блоков в забоях эффективно применяемых на монолитных участках в зонах повышенной трещиноватости наиболее целесообразно применение контурных методов отбойки монолитов. При расчете параметров контурной отбойки необходимо добиваться, чтобы взрывное воздействие на массив было минимальным и обеспечило

выкалывание моноблока и его сдвигание, недопуская образования в камне значительного распространения волосяных трещин.

Опытно-промышленные исследования проводились для проверки точности выдвинутых теоретических положений, выводов и методики расчета параметров контурной отбойки при добыче блоков облицовочного камня, которые позволили бы получить качественные и ненарушенные блоки с наименьшими затратами.

Для достижения этих условий в процессе опытно-промышленных экспериментов нами решались следующие задачи: уточнение корректности выдвинутых теоретических положений и расчетных формул [3]; экспериментальное установление закона затухания взрывных волн для конкретных условий карьеров блочного камня; оценка общего состояния природного камня после приложения на него различных по времени и усилию воздействия разрушающих нагрузок; определение критических характеристик взрывных волн на границе зоны нарушений; исследование влияния естественной трещиноватости на усилие откола и выбор технологических схем подготовки пород к выемке; обоснование вариантов эффективных технологий разработки месторождений облицовочного камня, обеспечивающих рациональное использование запасов и снижение потерь.

Исследования проводились на месторождениях Зарбанд, Нурата, Оксай, Макрид и других карьерах представляющих горно-геологические образования характерные для большого региона распространения мрамора, мраморированного известка и отличающихся наличием и сложностью нерешенных задач горного производства. Для обеспечения надежности полученных результатов исследования проводились на

основных месторождениях республики, что дало возможность охватить самые разнообразные свойства мрамора. Диапазон изменения предела прочности при сжатии составлял от 56 до 172 МПа, а трещиноватости - от II до IV категории.

Отработка параметров технологических схем подготовки блоков к выемке выполнялась непосредственно на участках промышленной добычи облицовочных блоков. При этом учитывалась важность обеспечения сохранности блоков за счет снижения уровня воздействия на них разрушающих нагрузок.

Исследования параметров технологических схем при добыче блоков велись при механическом выпиливании монолита, последующей разделки его на блоки, пригодные по габаритам для распиловки, а также придания им требуемых по ГОСТ 9479-84 формы и качества поверхности.

В зависимости от геологии месторождения, используемых на карьере средств механизации добычных работ, эксперименты производились на уступах имеющих одну или несколько плоскостей обнажения. При наличии ярко выраженной системы трещин, угол падения которых составлял 0-90°, опытно – промышленные исследования производились только в одной плоскости, перпендикулярной этой системе. Во всех остальных отделение монолита от массива происходило по естественным трещинам. Высота уступа была равна мощности слоя.

В случае отсутствия ярко выраженной системы трещин или весьма крутом падении трещин этой системы также применялась технологическая схема, предусматривающая подпиливание уступа вертикальным или горизонтальным врубом с помощью камнерезных машин или канатных пил. Высота уступа выбиралась в соответствии с параметрами технологического оборудования (1-1,8 м при работе камнерезных машин и 5-8 м при работе канатных пил). Контурная отбойка взрывом ДШ в шпурах производилась в одной плоскости перпендикулярной врубу.

При выборе опытных участков использовались составленные нами технологические карты районирования месторождения по блочности.

Исследования механизма разрушения пород в контуре отбойки и процесса выкалывания монолитов из массива проводились соответственно на некондиционных блоках на вскрышных и добычных уступах. Разрушение пород осуществлялось буроклиновым, бурогидроклиновым, буровзрывным и комбинированными способами с применением камнерезных машин и канатных пил. Велись работы по разделке блоков в различных направлениях к его слоистости, исследовалось влияние параметров естественных трещин массива и массы выкалываемых монолитов на выбор технологических схем подготовки монолитов к выемке. Подготовительные работы включали в себя очистку поверхности уступа от кусков породы, оконтуривание проектного объема выкалываемого монолита, разметку точек бурения шпуров, укладку полок и поднос бурового инструмента. Шпуры глубиной от половины до полной высоты уступа бурились ручными перфораторами ПР-24, ПР-27 оснащенными буровыми штангами с коронкой диаметром 28, 32, 36 мм. При бурении также использовалась разработанная нами конструкция станка строчечного бурения. Допустимое отклонение шпуров от проектной отбойки принималось в пределах ± 3 см.

Выпиливание монолитов и блоков из массива производилось с помощью канатных пил Марденти, Мар-фил, Пеллегрини и камнерезных машин СМ-177, СМ-428.

Скважины диаметром 76-105 мм бурились с помощью буровых станков СБМК-5, БТС-2, БМК-4 и др. При изучении влияния диаметра шпуров и скважин на процесс разрушения в контуре откола их значения изменялись в широких пределах как за счет бурения, так и размещения в шпурах и скважин различных металлических вставок и инертных материалов.

В процессе натуральных экспериментов для предупреждения скалывания ребер блоков расстояния между крайними шпурами

ближайшими к торцевым поверхностям принимались в пределах 0,5 , 0,7 от расстояния между шпурами.

При контурной взрывной отбойке величина заряда крайних шпуров составляла половину расчетного заряда, при расстоянии между шпурами менее 0,2 м крайние шпуры не заряжались. Параметры отбойки при разделке монолитов и пассивровке блоков изменялись таким образом, чтобы диапазон значений растягивающих напряжений при воздействии разрушающих нагрузок постепенно сокращался. Наименьшее значение растягивающих напряжений, при котором обеспечивалось образование щели между шпурами, принималось за величину удельного сопротивления мрамора раскалыванию.

В процессе работ велись наблюдения за качеством поверхностей образованных в процессе отбойки, критерием которого являлись линейные отклонения фактического контура блока от проектного. Фиксация величины отклонения фактического контура блока от проектного осуществлялась при замерах с помощью мерной рейки.

Обобщенные результаты натурных экспериментов использовались при расчете параметров технологий подготовки монолитов к выемке из трещиноватого массива. В зависимости от горно-геологических условий на исследуемых опытных участках в широком диапазоне изменялись значения высоты уступа, ширины заходки и длины фронта работ, а также варианты технологических схем выкалывания (выпиливания) монолитов из массива, включающие выбор направления откола и параметров контурной отбойки. Диапазон изменения параметров контурной отбойки и пиления на опытных участках привеле-

ны в табл.1.

При наличии ярко выраженных трещин в массиве высота уступов принималась равной нормальному расстоянию между трещинами одной системы. Отрыв монолитов от массива осуществлялся за счет одно или двухплоскостной отбойки. В случае отсутствия ярко выраженных плоскостей ослабления в торцах уступа контурная отбойка применялась и в этих плоскостях.

Для определения оптимальных параметров и целесообразности комбинированных способов подготовки пород к выемке предварительное подпиливание подошвы и торцов уступа осуществлялось с помощью камнерезной машины СМ-177А и канатной пилы.

Исследования рациональных технологий разработки месторождений включающих выбор способа вскрытия, обоснование технологических схем производства вскрышных и добычных работ проводились при строительстве карьеров Оксай, Джам, Кетманчи и Кушрабад. А также, в процессе расширения производства на месторождениях Беруни, Макрид и Зарбанд.

В крепких, сильно окварцованных мраморах, где расход зубков или режущих канатов оказывался чрезвычайно высоким, применялась контурная отбойка взрывом ДШ в шпурах в двух и более плоскостях. Высота уступа выбиралась в зависимости от параметров оборудования, используемого для распиловки блоков на плиты.

В качестве эксперимента проводилось выкалывание монолита с помощью взрывания зарядов ДШ в вертикальных скважинах с подбойкой уступа в горизонтальной плоскости на уровне его подошвы взрывов ДШ в шпурах. Высота уступа в этом случае по условиям безопасности работ не превышала 8 м. Мощность отбиваемого слоя в соответствии с параметрами распиловочного оборудования составляла 1,5 м.

Предварительный расчет параметров технологических

Таблица 1
Изменения параметров контурной отбойки и пиления на опытных участках

Показатели	Единица измерения	Значение параметров отбойки и пиления	
		Наименьшее	Наибольшее
Высота уступа	м	0,1/0,5*	5,0/15
Длина фронта отбойки	м	2,5/10	27/27
Ширина заходки (мощность отбойки)	м	1,0/2,0	-
Расстояние между шпурами	м	0,1/0,5	0,7/1,5
Глубина шпуров	м	0,5/5,0	5,0/15

схем отбойки и их применение в процессе опытных исследований производились по формулам [3], затем в процессе экспериментов условия и варианты применяемых технологических схем подготовки монолитов к выемке, а также параметры отбойки изменялись в широких пределах (табл. 2, 3, 4).

гидроклиньев и ВВ, канатных пил и камнерезных машин. Технологические схемы подготовки монолитов к выемке предусматривали проведение предварительного вруба в подошве и в торцах уступа или наличие естественной трещины проходящей в проектной плоскости откола.

Таблица 2
Параметры участков и БВР при выкалывании м с предварительным подпиливанием подошвы

Особые условия в забое	Расстояние между шпурами, см	Высота уступа, м	Ющность откалываемого монолита, м	Длина монолита, м	Заряд нитей ДШ, шт	Растягивающ напряжение плоскости раскола, МПа	Наличие отрыва дальность отбрасывания монолита, см
Наличие одной торцевой плоскости	14	1,0	2,0	4,3	1,0	4,18	14
	16	1,5	2,0	5,1	1,0	4,0	нет
	20	2,0	1,5	12,8	2,0	3,8	74
	24	1,0	1,0	10,0	1,5	3,8	18
Наличие двух торцевых плоскостей	24	1,0	1,0	4,7	2,0	4,94	0,6
	24	1,5	2,0	15,5	1,5	3,8	21
	30	1,5	2,5	5,6	2,5	5,1	12
	36	2,0	1,5	9,4	2,3	4,37	нет
	38	2,0	1,5	11,2	3,0	4,56	37

Таблица
Изменение коэффициента дополнительного сопротивления от длины фронта забойки

Коэффициент дополнительного сопротивления	Длина фронта отбойки, м					
	5	10	15	20	30	40
При одной торцевой плоскости	<u>1,6*</u> 1,1	<u>1,3</u> 1,0	<u>1,2</u> -	<u>1,25</u> -	<u>1,1</u> -	<u>1,0</u> -
При двух торцевых плоскостях	<u>2,2</u> 1,3	<u>1,6</u> 1,1	<u>1,4</u> 1,0	<u>1,3</u> -	<u>1,2</u> -	<u>1,1</u> -

Выкалывание монолита с предварительным подпиливанием подошвы добычного уступа проводилась с помощью канатной пилы, где выполнялся вруб на глубину 1,0-2,5 м. В плоскости, перпендикулярной этому врубу, с помощью ручных перфораторов пробуривался ряд параллельных шпуров диаметром 33 мм глубиной на 3-5 см меньше высоты уступа. Ориентировочный расчет расстояния

При этом фиксировались условия обеспечивающие отрыв монолита и блоков. Уточнялась величина сил сцепления при отбойке монолитов под разными углами к слоистости и естественным трещинам.

Велся учет объемов подготовленной к выемке горной массы, выхода кондиционных блоков и отходов в виде некондиционного камня (бут, окол, штыб) по способам добычи.

Для оценки эффективности технологий рационального использования запасов проводились исследования по распиловке облицовочных блоков, дроблению бутового камня и определению объемов реализуемых отходов, а также установлению величины потерь по этапам технологической цепочки разработки месторождения и выпуска облицовочных материалов.

В процессе опытно-промышленных исследований рассмотрены технологические схемы выпиливания и выкалывания монолитов из трещиноватого мраморного массива с помощью буроклиньев, НРС,

расчет расстояния между шпурами производился с учетом коэффициента дополнительного сопротивления торцевых участков.

С целью предупреждения нарушенности монолита при производстве промышленной добычи заряд в каждом шпуре на начальном этапе состоял из одной или двух нитей ДШ. Заряжение и взрывание шпуровых зарядов проводилось по специальной методики. При первоначальном взрывании расстояние между шпурами принималось равном примерно 0,7 от расчетного. От взрыва к взрыву оно увеличивалось до получения не проработки щели между зарядами. Параметры участков и БВР при выкалывании монолитов с предварительным подпиливанием подошвы уступа приведены в табл. 2.

Расчетные расстояния между шпурами для зарядов в одну, две, три и четыре нити ДШ была соответственно равны 12; 20; 29 и 42 см. Эти данные уточнялись в процессе проведения промышленных

взрывов. Для каждой серии экспериментов фиксировалось удельное сопротивление образованию щели в массиве и значение коэффициента. В первых опытных взрывах значение растягивающих напряжений принималось в пределах удельного сопротивления образованию щели для мрамора при пассировке, то есть 3,5-4,5 МПа. Значение расчетных и экспериментальных дан-

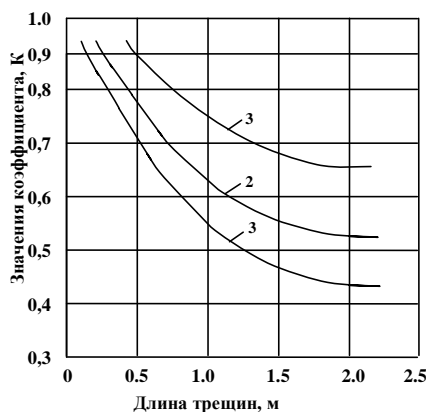


Рис.1. График изменения качества камня от длины трещины просматриваемых на двух смежных гранях блока: 1, 2, 3, соответственно для блоков нарушенных трещинами с углами 0°, 180°, 90° и 45°

выкалывании монолитов из массива приведены в табл. 3.

Результаты взрывов, проведенных в забоях с дополнительной свободной плоскостью обнажения в виде искусственного вруба в подошве уступа, позволили установить зависимость коэффициента дополнительного сопротивления от изменения параметров участка. Для одной и двух торцевых плоскостей полученные значения оказались в 1,5 раза меньше расчетных. Это указывало на правильность принятого расположения контурных зарядов в направлении по простиранию мраморного пласта, при котором имеющиеся в массиве

поперечные трещины способствовали улучшению работы взрыва и выкалыванию монолита по торцевым плоскостям. При этом обеспечивалось минимальное сопротивление торцевых участков.

Из данных табл. 1 следует, что при производстве добычных работ оптимальные условия контурной отбойки могут быть обеспечены при длине выкалываемого монолита не менее 10 и 15 м, соответственно, при одной и двух торцевых плоскостях в массиве. Для выкалывания монолита меньшей длины торцевые плоскости должны также оборудоваться шпурами. Взрывание зарядов в этих плоскостях следует производить с опережением основных зарядов по отношению к торцевым плоскостям на 40-50 мс, чтобы избежать интерференции волн напряжений и вследствие этого избыточной трещиноватости торцевых блоков.

Изменение растягивающих напряжений от взрыва к взрыву позволило определить удельное сопротивление образованию щели в массиве, которое находилось в пределах, близких к аналогичному показателю при разделке монолитов и пассировке блоков то есть 3,8-4,0 МПа. Его изменение зависело от длины выкалываемого монолита и влияния торцевых участков. Разброс фактически прорабатываемого расстояния между шпурами для разного количества заряда по отношению к расчетному составляло не более 10%. В целом его изменение описывалось графиком, представленным на рис. 1, соответствующим результатам эксперимента при разделке монолитов и пассировке блоков.

ных
коэф-
фици-
ента
дополни-
тельно-
го со-
проти-
вления
торце-
вых
участ-
ков от
длины
фронта
отбой-
ки при

Таблица 4

Экспериментальные параметры контурной отбойки на добычных уступах

Месторождение	Расстояние между шпурами, см	Заряд нитей ДШ, шт	Давление газов в шпуре, МПа	Растягивающие динамические напряжения, МПа	Дальность сдвига монолита, см	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Число наблюдений
Зарбанд	24	2,0	34,6	4,9	4	0,064	35
	36	3,0	51,9	5,0	10	0,035	11
	15;18	2,0	34,6	7,3	35	0,060	23
	16	1,0	17,3	4,4	1	0,041	16
	25	2,0	34,6	5,0	8	0,038	22
	26	2,0	34,6	4,9	5	0,086	27
	36	3,0	51,9	5,0	11	0,097	36
Оксай	32	3,0	51,9	5,7	22	0,055	44
	10	1,3	12,5	6,0	30	0,070	4
	14	1,0	17,3	5,0	6	0,057	21
	26	2,3	39,7	5,2	15	0,037	40
Макрид	22	2,0	34,6	5,7	25	0,038	31
	26	2,1	36,3	5,1	12	0,068	45
	30	2,4	41,5	4,9	7	0,053	28
	18;20	2,5	23,7	5,1	10	0,090	28
	33	3,5	33,2	3,7	-	0,052	25

При выкалывании монолитов из трещиноватого массива технологией добычи предусматривалось обуривание проектного объема добычи по всей длине параллельными шпурами до трещины напластования и его последующее взрывание. Образование сплошной трещины в плоскости расположения шпуров и сдвигение монолита по трещине напластования осуществлялось за счет взрыва контурных зарядов нитей ДШ.

Сдвигение монолита после взрыва принималось в пределах $I_{2\pm 3}$ см. Достоверность расчетных расстояний между шпурами проверялось результатами опытных взрывов при выкалывании монолитов из массива. Параметры контурной отбойки и данные, полученные в процессе проведения экспериментов на добычных уступах, сведены в табл. 4.

Оптимальные параметры БВР, характерные для технологии добычи с предварительным врубом по подошве уступа, были продублированы при выкалывании монолита с использованием трещин напластования.

При этом, как правило, после взрыва зарядов проработка между шпурами отсутствовала. В последующем количество заряда увеличивалось, и взрыв повторялся до полной проработки и выкалывания монолита.

Это показало на необходимость учета трещин напла-

стования при определении параметров контурной отбойки в процесса выкалывания монолитов из трещиноватого массива.

При мощности трещинного заполнителя, равной 0,2 см, выкалывание монолита обеспечивалось при создании растягивающих напряжений в плоскости взрыва, превышающих величину 3,8 МПа. Изменение расстояния между шпурами зависит от мощности трещин напластования, которая колебалась в некотором диапазоне значений.

Интенсификация горно-капитальных и горно-подготовительных работ на месторождениях облицовочного мрамора связана с применением взрывной контурной отбойки. Практическое внедрение обусловлено решением вопроса обеспечения сохранности пород законтурного массива.

На основе представлений физики допорогового удара теоретически обосновано и практически подтверждено изменение радиуса зоны нарушения скважинного цилиндрического заряда с кольцевым зазором $r_p(h)$ от расстояния между контурными зарядами $R=Q_{max}$, подвижки блока S , при подготовке пород к выемке взрывом.

При шпуровом и скважинном взрывании удлиненных цилиндрических зарядов с кольцевым воздушным зазором, радиусы зон разрушения r_p^n и переизмельчения r_p

при прочих равных условиях существенно зависят от ширины зазора h . Зависимости, определяющие размеры этих зон имеют вид

$$r_n = r^*(P_1/P_n)^{1/n}, \quad r_p = r(P_1/P_p)^{1/n} \quad (1)$$

где r^* - характерный размер в направлении удара продуктов взрыва ПВ; n - показатель степени затухания давления в массиве;

P_1 , P_n и P_p - соответственно первоначальное, среднее и критическое давление на фронте ударной волны для данной среды.

Из условия $r^* \sim h$, $r_p \sim hh^{-1/n} = h^{n-4/n}$, а так же $n=2$, получим $r_p \sim h^{-1}$. Тогда, размер зоны нарушения можно будет определить по формуле

ρ_{01} , S_1 - коэффициент динамической сжимаемости и плотности массива;

Ux - скорость истечения ПВ в воздух.

Полученная зависимость базируется на использовании закона затухания давления на фронте ударной волны в массиве. При точном расчете r_p необходимо учитывать

совместное действие воздушной ударной волны и ПВ. Обычно $n \sim 1,6$, до давлений $P \approx 5$ МПа для исследуемых горных пород. Тогда из (2) следует $P_1 \sim h^{-2/1,6} = h^{-1,25}$ для взрыва цилиндрического заряда тэна в мраморе

$$S_{max} \sim h^{1,35}.$$

В лабораторных условиях и полигонных исследованиях изучено влияние величин и формы воздушного зазора (коэффициент заряжения K_3). При изменении K_3 с 0,58 до 0,28 усиливается эффект разрушения в контуре расположения зарядов и время поддержания поля напряжений. С изменением K_3 от 1 до 0,28 и от 0,58 до 0,28 уменьшается зона переизмельчения, соответственно, в 2-1,6 и зона разрушения законтурного массива в 1,4-1,35 раза.

Изучено влияние материала заполнителя кольцевого зазора на результаты отбойки. Предпочтителен кольцевой воздушный зазор при контурной отбойке. Значения $K_3 = 0,46$ обеспечивает минимальную нарушенность законтурного массива и оптимальные параметры БВР.

Установлено, что при одновременном взрывании зарядов максимальное расстояние между их осями не превышает $2 r_p$ (r_p - радиус зоны разрушения при взрыве одиночного заряда). Применение разновременного взрывания приводит к $R > 2 r_p$. Для оценки R согласно феноменологиче-

Таблица 6
Результаты короткозамедленного взрывания в мраморе

Номер серий опытных взрывов	Расстояние между скважинами, м	Величина неразрушенного целика между скважинами, м	r_p , м
1	0,50		0,212
2	0,60		0,217
3	0,70	0,08	0,215
4	0,80	0,15	0,220
5			0,217

Примечание: R=0,6 м, $r_p=0,215$ м (средние значения).

Таблица 5

Результаты экспериментов взрывной отбойки

Параметры	Песчаник		Известняк		Мрамор	
	Верхняя граница	Нижняя граница	Верхняя граница	Нижняя граница	Верхняя граница	Нижняя граница
ρ_0 , кг/м ³	2700	2170	2800	2260	2600	2060
u_1 , м/с	1500	1670	1360	1930	1690	2090
D_1 , м/с	5760	3650	6060	4270	4660	4040
P_1 , ГПа	22,9	13,3	23,1	18,7	20,4	17,5
P_p , ГПа	0,294	0,645	0,347	0,804	0,098	0,62
r_p , м	0,195	0,119	0,216	0,128	0,462	0,145
h_{1max} , м	0,255	0,1885	0,273	0,196	0,485	0,211
R, м	0,45	0,3075	0,489	0,324	0,947	0,356

Примечания: 1. Разрушающее давление P_{pmin} всюду равно 40 МПа

2. Значение радиуса разрушения r_p подсчитано для первоначального давления P_{1min} .

3. ρ , u , D , p - плотность, массовая и волновая скорость, давление. Индекс «0» относится к первоначальному состоянию.

$$r_p = r^*(\rho_{01} \alpha_1)^{1/n} \left[1 + \sqrt{\frac{\rho_{01} \alpha_1 \pi l_0}{Q} (r_0 + h)} \right]^{2/n} \quad (2)$$

где Q , r_0 , l_0 - масса, радиус и длина цилиндрического заряда;

ской теории вычисления максимальной глубины пробивания, принято $h_I \rightarrow h_{I\max}$ (h_I - поверхность преграды конечной толщины). Для достаточно толстых преград ($h_{I\max} > a_I$) можно записать

$$h_{I\max} = r_p + h_n, \quad R = h_{I\max} + r_p \quad (3)$$

Таблица 7
Соотношения между углом слоистости α° , n, a (мрамор)

α°	n=1	n=2	n=3	n=4
0	19	36	55	-
45	16	24	38	-
90	12	17	26	31

Оптимальный интервал замедления находился по экспериментальной формуле $r_p = 0,48 t^{0,33}$. Среднее значение $r_p = 0,15$ м соответствует времени замедления 29 м. сек,

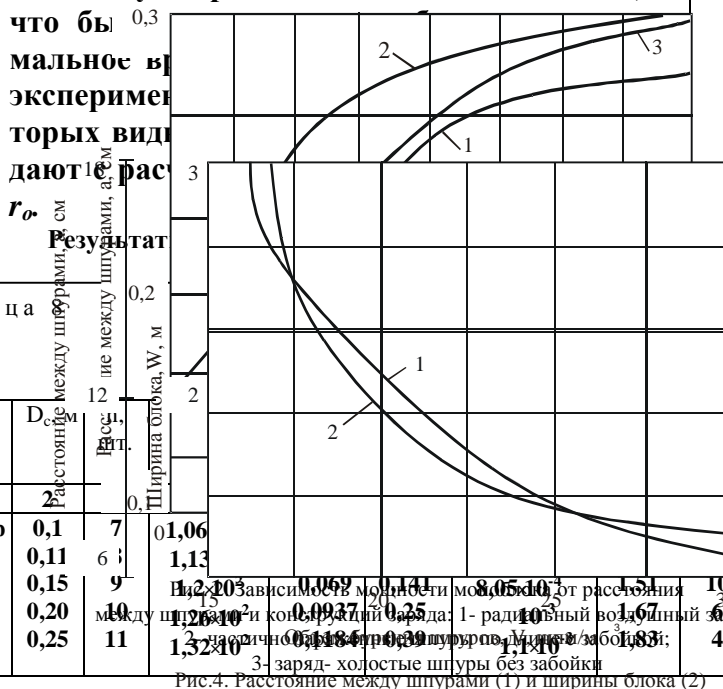


Рис. 4. Расстояние между шпурами (1) и ширины блока (2)

мраморе при проведении опытных взрывов в карьерных условиях приведены в табл. 6.

Экспериментальная проверка выдвинутых теоретических положений для $r_p(h)$ и $R = Q_{\max}$ подтвердила их правильность. При этом разброс фактически прорабатываемого расстояния между шпурами и скважинами для разного количества заряда по отношению к расчетному составлял не более 10%. Подвижку S моноблока, отделенного щелью от законтурного массива после подрыва зарядов в контуре откола и его сдвигание по подошве и торцу уступа определяли по формуле (1).

Итоговые результаты расчетных и опытно-промышленных данных сведены в табл. 7, 8, и на рисунках 2-7.

Расхождение значения «а» 10%, значение r_n при $n=2$, £ 7,5 см, зона трещин ~ 2,8 см, для мрамора $d_{сж} > 1000 \cdot 10^5$

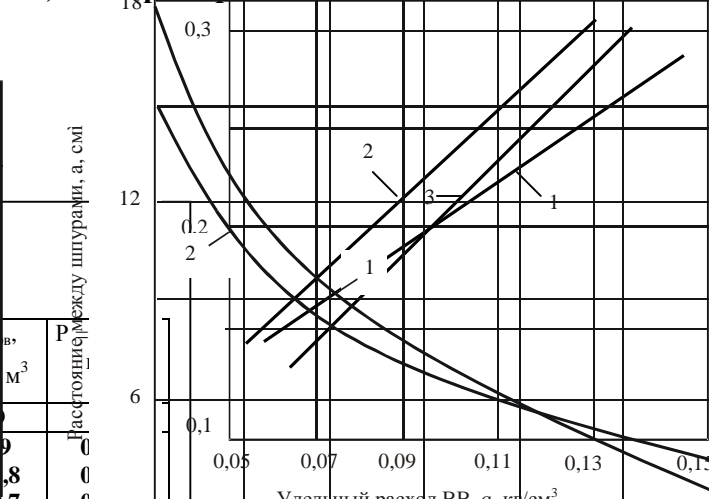


Рис. 3. Зависимость удельного расхода ВВ от расстояния между шпурами, а, см

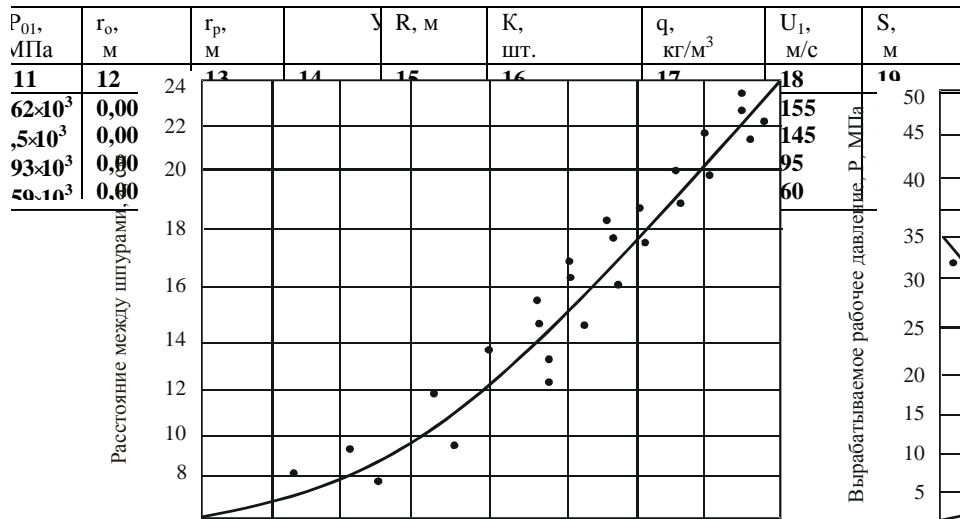


Рис. 6. Зависимость расстояния между зарядами от диаметра шпуры

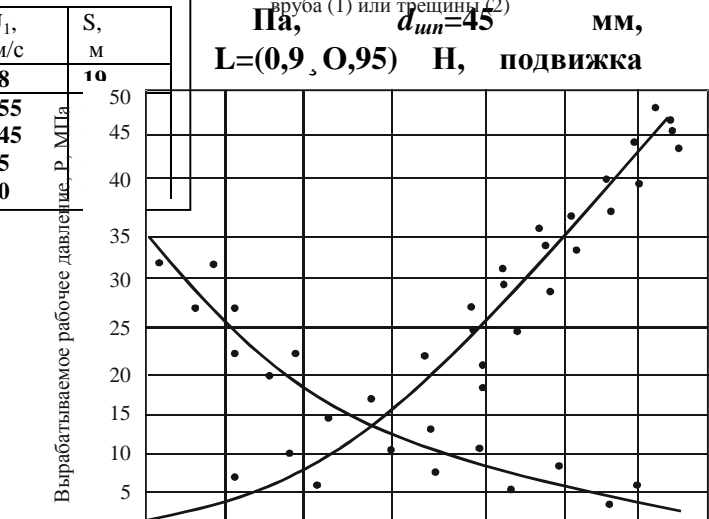


Рис. 7. Зависимость рабочего давления в шпуре от изменения температуры окружающей среды, С

блока производится на (30, 40) см.

Для каждой породы использовано 5 значений d_c с числом нитей ДШ от 7 до 11. Сравнение зависимостей $r_p(h)$, $r_p(n)$ по данным таблицы показывает, что они дают противоположные результаты $r_p(h)$ – убывающая, $r_p(n)$ – возрастающая зависимости, но при одновременном росте h и n доминирует зависимость от удельного расхода ВВ. Величина суммарного заряда не превышает 85 кг на объем обрабатываемого моноблока $V_0=3000 \text{ м}^3$. При этом число скважин находится в пределах 25-27 шт. Удельный расход ВВ при контурной отбойке должен находиться в пределах 27,5-11,7 г/м³, а линейная масса заряда $q_l = (100-200) \text{ г/м}$, в этом случае подвижка S не превысит 0,3 м. Увеличение S достигается увеличением числа n в скважине при том же d_c .

Список литературы:

1. Балансовые запасы месторождений облицовочных камней Узбекистана Ташкент, 2002.
2. Карасев Ю.Г., Бакка Н.Т. Добыча блочного и стенового

ҚАЮМОВ ЗАБИХУЛЛА АБДУҒАНИ ЎҒЛИ
(Таваллуд айёмининг 70 йиллигига)

Қаюмов Забихулла Абдуғани ўғли 1933 йил 3 майда Тошкент шаҳрида ишчи оиласида туғилган. 1951 йили ўрта мактабни тугатган ва шу йили Ўрта Осиё Политехника институтининг кон-металлургия факультетига ўқишга кириб, уни кон электромеханика мутахассислиги бўйича 1956 йилда битирган. Институтни тамомлагандан сўнг Ангрен кўмир конининг механика цехида мастер бўлиб ишлай бошлади, кейинчалик кон қазиб олиш бўлимида механик лавозимида ишлаган.

1958 йили Ўзбекистон Республикаси Фанлар Академиясининг автоматика ва энергетика илмий текшириш институтининг телемеханика лабораториясига ишга ўтди. Фанлар Академиясининг кон ишлари бўлимида кичик илмий ходим ва катта илмий ходим лавозимларида ишлаган.

1963 йилдан 1990 йилгача «Ўрта Осиё рангметаллойдеханика» илмий текшириш институти геомеханика ва очиқ кон ишлари лабораторияларида гуруҳ бошлиғи, катта илмий ходим лавозимларида ишлаган.

Сиртқи аспирантура бўлимида ўқиб, 1974 йилда «Фойдали қазилма конларини очиқ усулда қазиб олиш технологияси» мутахассислиги бўйича техника фанлари номзоди илмий даражасини олган. Иш даврида очиқ конлар технологиясига оид 3 та монография ёзган, 40 дан ортиқ лойиҳаларга раҳбарлик қилган, 120 дан ортиқ илмий мақолалар муаллифи.

1983 йили очиқ конларни қиялик массивининг мустаҳкамлигини сақлаш илмий муаммосига бағишланган «Карьер борти поғоналарининг бўшашган майдонларини мустаҳкамлаш» монографиясини нашрдан чиқарган. Илмий ишлари Чита областидаги Спокойний ва Орлов карьерларида 1989-1990 йилларда қўлланиб юқори самарага эришилган.

Қаюмов Забихулла Абдуғани ўғли қилган ишлари учун бир қанча ташаккурномалар, фахрий ёрлиқлар ва бошқа мукофотлар билан тақдирланган.

1992 йилдан ҳозирги кунгача ТошДТУ кон-геология факультетининг «Фойдали қазилма конларини қазиб олиш» кафедрасида доцент лавозимида ишлаб келмоқда.

Қаюмов Забихулла ака педагогик фаолияти даврида бир қанча ўқув қўлланмалар, услубий ишларни рус тилидан ўзбек тилига таржима қилган ва ёзган. Ҳозирги кунда бакалавр ва магистрларга «Карьерларнинг аэрологияси», «Карьерларни лойиҳалаштириш», «Очиқ конларни қазиб олиш», «Карьер бортларининг мустаҳкамлиги» фанларидан дарс бермоқда.

Қаюмов Забихулла ака оилали, беш фарзанднинг отаси, ўн икки набиранинг буvasи, бугунги кунда куч-қувватга тўла, бўлажак кончи талабаларга, аспирант ва ёш ўқитувчиларга устоз сифатида илм бериб, толмай ишлаб келмоқда.

Навоий давлат кончилик институти жамоаси ва «Ўзбекистон кончилик хабарномаси» журнали муҳарририяти устоз Қаюмов Забихулла Абдуғани ўғлини қутлуғ 70 ёши билан муборакбод этади, уларга Ватанимиз келажаги бўлган комил инсонларнинг таълим-тарбияси йўлидаги шарафли ишларига улкан муваффақият ва зафарлар тилайдилар.



ИНФОРМАЦИЯ

11 апреля 2003 г. В Москве на заседании Президиума Академии горных наук главный инженер НГМК, доктор технических наук Е. А. Толстов и главный инженер Центрального РУ НГМК, доктор технических наук В. Н. Сытенков избраны действительными иностранными членами (академиками) Академии горных наук России.

Толстов Е.А.



Сытенков
В.Н.

Центральное рудоуправление Навоийского горно-металлургического комбината

В Республике Узбекистан издан ряд Законов и Указов, направленных на охрану окружающей среды и рациональное использование земель:

Законы «Об охране природы», «Об охране атмосферного воздуха», «О земле», «О воде и водопользовании», «Об отходах», Указ «Об усилении ответственности за нарушение санитарного законодательства» и др.

Отработанные люминесцентные лампы являются одним из видов твердых отходов, причем вредных, т.к. содержат ядовитое вещество - РТУТЬ (1 кл. опасности).

Проблема утилизации люминесцентных ртутьсодержащих ламп типа ЛБ, ЛД и ДРЛ выработавших свой ресурс, стоит весьма остро, поскольку действующими санитарными правилами не предусмотрена их утилизация, т.к. соответствующее оборудование до недавнего времени отсутствовало. Таким образом лампы, попадая в отходы бьются, а ртуть испаряется, загрязняя окружающую среду. В связи с этим *Центральное Рудоуправление НГМК и АСП «СЭЛТА»*, с привлечением специалистов лаборатории вакуумной металлургии ртути института «СредазНИИПРОЦВЕТМЕТ» выполнили конструкторскую разработку и монтаж опытно-промышленной установки «СЭЛТА-1» для демеркуризации люминесцентных ламп.

Если Вы дорожите своим здоровьем, здоровьем своих детей и Вы переживаете за сохранность природы, то Центральное рудоуправление Навоийского горно-металлургического комбината поможет Вам утилизировать люминесцентные лампы на договорной основе.

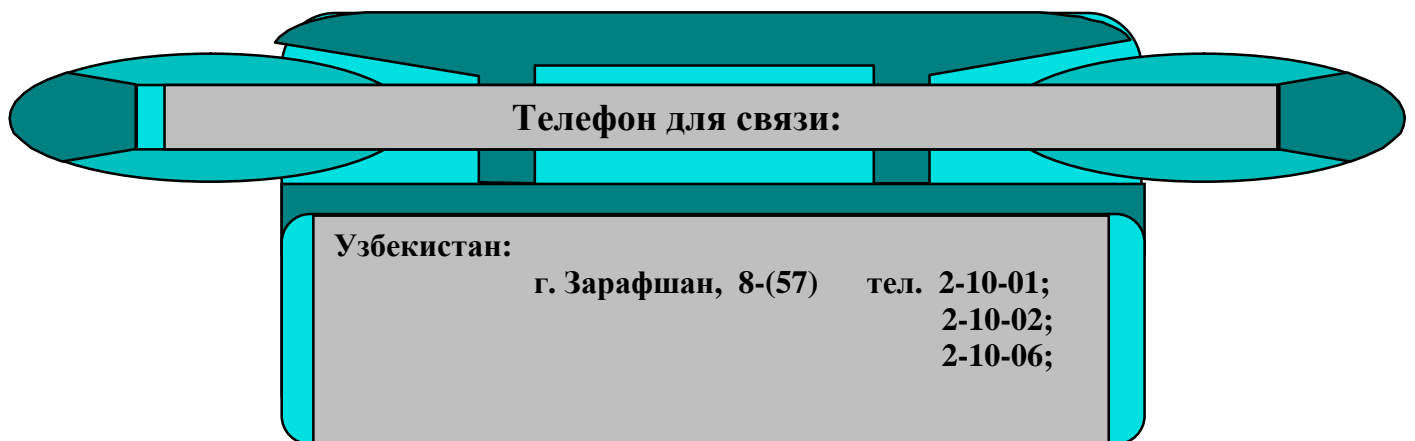
Основные достоинства установки СЭЛТА-1

- непрерывность процесса демеркуризации ламп, что исключает необходимость периодического нагрева и охлаждения печи;
- использование собственного вакуума лампы для ускорения отгонки наиболее трудно отделимой части ртути, сорбированной слоем стекла, прилегающим к люминофорному покрытию;
- отсутствие технологических газов, что позволяет вести процесс без специальной герметизации нагревательной печи;
- отсутствие в технологии дорогостоящих реагентов;
- возможность переработки ламп с загрязненной внешней поверхностью;
- разделение продуктов переработки с получением ртутьсодержащего экологически безопасного шлама, алюминиевого лома, стеклобоя и квалифицируется, как строительный мусор (из Заключения Госэкологической экспертизы Республики Узбекистан от 30.06.95г.);
- отсутствие контактов обслуживающего персонала со свободной ртутью;

Технологический процесс:

Лампы непрерывно подаются в зону разрушения из кассеты через нагревательную печь при температуре 400°C , с последующим резким охлаждением до $30-40^{\circ}\text{C}$ и разрушением колбы лампы вспыском демеркуризационного раствора. Происходит процесс взаимодействия ртутного конденсата с демеркуризационным раствором, ртуть переходит в связанное нетоксичное состояние HgS – метацинабарит.

Установка, эксплуатирующаяся в г. Зарафшане, переработала более 270 тысяч ламп, а это более 32,0 кг обезвреженной ртути, что позволило решить проблему утилизации ртутных ламп не только для города, но и для Навоийского горно-металлургического комбината. (г.г. Навои, Зафарабад, Нурабад, Учкудук, Красногорск).



ТРЕБОВАНИЯ И РЕКОМЕНДАЦИИ К ПОРЯДКУ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ И ОФОРМЛЕНИЯ СТАТЕЙ, НАПРАВЛЯЕМЫХ В «ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА» ДЛЯ ПУБЛИКАЦИИ

1. Максимальный объем статьи — не более 8 страниц текста.
2. Число авторов статьи, как правило, не должно превышать пяти.
3. Перед заглавием статьи необходимо указать **шифр согласно Универсальной десятичной классификации литературы (УДК)**, его можно узнать из каталогов в бюро технической информации или библиотеке.
4. Статья должна включать следующие разделы: введение, где кратко обоснована актуальность данной работы; основной раздел, включающий результаты выполненной работы, с описанием или упоминанием общепринятых или опубликованных в известных изданиях методик и (или) методов проведения экспериментальных или опытных работ; **заключение, в котором сделаны выводы и даны рекомендации по результатам работы**. Текст оформляется в соответствии с Правилами оформления текстовой части (**Приложение 1**). Графики и рисунки оформляются в соответствии с Правилами оформления графической части (**Приложение 2**).
5. К статье необходимо приложить **экспертное заключение о возможности опубликования статьи**. К статье также необходимо приложить (или указать в конце статьи) анкетные данные авторов: фамилия, имя, отчество, ученая степень и звание, занимаемая должность и место работы, служебный адрес и телефон, а также **(желательно) дискету с электронной версией статьи**, выполненной в формате текстового редактора Word для Windows. Статью, анкетные данные авторов и экспертное заключение можно **передать по e-mail: checoms@mail.ru** (или статью и анкетные данные авторов передать по e-mail, а экспертное заключение – почтой).
6. Поступившие в редакцию материалы авторам не возвращаются, если этот вопрос не оговорен в специальном договоре.
7. За публикацию в журнале вознаграждение авторам не выплачивается. Один экземпляр журнала с опубликованной статьей высылается каждому автору бесплатно.
8. Редакция не несет ответственности за содержание рекламных материалов, представленных для публикации в «Горном журнале».

Приложение 1. Правила оформления текстовой части

Правила оформления текста. Текст статьи печатается на машинке или набирается на компьютере в текстовом редакторе Word для Windows. При компьютерном наборе размер шрифта — 12. Стандартные размеры полей: правое-2,5 м, левое – 10 мм. Все страницы текста нумеруются.

Название статьи печатается заглавными буквами и должно точно и лаконично отражать ее содержание. Затем, через одну строку, - инициалы и фамилии авторов, профессия, название организации, ученая степень, через две строки – текст статьи.

При частом использовании пространных выражений, названий, терминов, возможно, их сокращенное обозначение; оно вводится (в скобках) при первом упоминании. Без разъяснения допускаются только стандартные сокращения слов (ЭДС, КПД и т.д., гг.).

Единицы измерения в статье следует выражать в Международной системе единиц (СИ).

Все таблицы в тексте должны иметь названия и сквозную нумерацию. Сокращения слов в графах и боковиках таблиц не допускаются. Не следует включать в статьи громоздкие таблицы, не поддающиеся техническому воспроизведению в формате журнала.

Литературные источники, использованные в статье, должны быть представлены общим списком в ее конце. В тексте ссылки на упомянутую литературу обязательны; ссылки даются в квадратных скобках. Нумерация источников идет в последовательности упоминания в тексте.

Все библиографические сведения должны быть тщательно проверены. Ссылки на неопубликованные работы не разрешаются. Следует избегать излишне подробных ссылок на собственные работы автора (соавтора).

Правила написания математических формул. Математические формулы нужно вписывать (набирать), точно размещая знаки, цифры, буквы; размечать.

Все использованные в формуле символы следует расшифровывать последовательно, экспликацию располагать в подбор. Например:

где k — сцепление материала целика, МПа; h — высота целика, м; F - табулированная функция.

Размеры букв, символов и знаков должны быть достаточными для их четкого восприятия, индексы и показатели степени должны быть в 1, 5—2 раза меньше буквенных обозначений, к которым они относятся, и расположены выше (надстрочные) или ниже (подстрочные) строки.

В статье следует приводить лишь самые главные, итоговые формулы. Желательно, чтобы число формул не превышало 5—6.

Приложение 2. Правила оформления графической части

Графический материал должен быть органически связан с темой статьи, ссылка на номер рисунка делается в тексте, обязательна подрисуночная подпись.

Штриховые рисунки (чертежи) должны быть четкими, ясными во всех деталях. Не следует перегружать рисунки второстепенными данными. Чертеж служит иллюстрацией к тексту, помогает уяснить суть вопроса, поэтому необходима лишь та информация, которая непосредственно касается изложенного. Автор должен устранить необязательные проекции, разрезы, сечения и другие элементы, не связанные с текстом. Нумеровать следует только те детали, на ко-

торые имеются ссылки по тексту.

Фотографии, прилагаемые к статье, должны быть по возможности проработанными и мелкозернистыми.

Условные обозначения на рисунках размечаются так же, как и в тексте.

Ю.Ф. Буряков, академик АН РУз, докт. истор. наук,
М.Р. Тошова, зав. библиотекой НГГИ

В экономической и политической жизни человечества большая роль принадлежит полезным ископаемым. Изучение памятников горного дела и металлургии представляет огромную ценность для современных геологоразведочных и эксплуатационных работ. Изучение характера добываемых руд и приемов их отработки, представляет несомненный интерес для технологов-металлургов. С 2001-2002 учебного года в программу Высших учебных заведений по горно-металлургическим направлениям обучения введен предмет по истории металлургии. Поэтому изучение фактов, освещающих эти процессы, необходимо для социально-экономической истории, для технических наук и для нужд современной промышленности.

Учёные и географы, историки и философы X-XI вв. Средней Азии много внимания уделяли изучению истории переработки полезных ископаемых. Великий Узбекский ученый Абу Райхан Беруни одну из своих крупных научных работ посвятил истории о минералах, о переработке полезных ископаемых и металлургии.

В раннесредневековье металл назывался Филиззатом. В своей книге «Минералогия» Абу Райхан Беруни приводит такие факты: «Что касается пользы металлов, то она в двойном их применении: во-первых, золото и серебро служат для установления цен и идут на изготовление драгоценных вещей для украшения, а, во-вторых, медь, железо и др. металлы используются для изготовления полезных предметов и орудий защиты. Испытатели природы говорят, что сера (кибрит)-это отец плавки металлов, а ртуть (зийбак)-их мать, которую огонь при плавке превращает в живую ртуть, если это так, то с нее и следует начать разложение».

Зийбак – ртуть. От названия металла завык производит слово тазийк, в значении тасвир (украшение): Говоря о физико-химических свойствах ртути, ученый приводит примеры о том, что, соединяясь с серой, ртуть образует твердую массу - киноварь. При высокой температуре ртуть испаряется. Абу Райхан Беруни пишет: «Ртуть улетучивается под влиянием огня». Ртуть легко погружается в расплавленные вещества, а в железо - с трудом. Она разрушительна для золота, крошит его своим веществом, а также запахом...; запах ртути вреден и для мастеров и ювелиров и обрекает их на одышку, опухоли и паралич». Ртуть соединяется с железом только в присутствии золота. Кольчуги и шлемы золотят амальгамой из золота, а затем их серебрят амальгамой из серебра.

Захап- золото. Золото по-румейски называется харусун, по-сирийски - дахаба, по-индийски - сувари, по-тюркски - алтун, по-персидски - зар, по-арабски - нудар. Лучшее отборное золото называется «Находка» (Лукту), так как его находят в виде кусков, которые называются «Кладом» (рассказ-самородок). Если его находят в руднике, то оно имеет примеси. Золото благодаря своей чистоте, не теряет свой вес при плавлении. Абу Райхан Беруни приводит места многочисленных рудников и рек, где добывали золото в X-XI вв.

Фидли-серебро. Серебро по-сирийски называется сима, а по персидский сим, по тюркски - кумуш, а по индийски – руб. Вес серебра по отношению к золоту равен 54,5 %. Беруни отмечает физико-химические свойства серебра.

Нухас – медь. Медь по-сирийски называется нухаса, по-арабски нухас и мисс, и китр. Но встречается, что китр означает олово. Беруни приводит примеры о том, что в Ираке и в Хорасане из меди изготавливают различные кувшины. Ученый указывает месторождения меди, где ее добывают.

Хадид-железо. Этот металл больше всего используется при обороне и ради получения пользы. Природное железо делится на две разновидности: одно мягкое, другое твердое - оно принимает закалку и не поддается малому сгибанию. Беруни подробно приводит примеры плавки железа и способы получения разных видов стали. Приводит сведения о месторождениях, где добывают железные руды. Дает интересные сведения о чистой железной колонне во дворце мечети Кувват ал-Ислам в Старом Дели (Индия).

Расас-олово. Беруни приводит сведения о том, что из олова изготавливают белила. Он отмечает что, олово в основном идет на покрытие меди, железа и т.д.

Усруб – свинец . Свинец по-персидски называется усруб. Он добывается в Хорасане и Ираке. Высший сорт его вывозится в Рум. (Рим). В восточных странах он дорог, т.к. там нет его рудников. Приводятся сведения о том, что из второго сорта свинца изготавливают лекарства. Вес свинца по отношению к золоту составляет примерно 60,3 %.

Шбих- Латунь - бронза и искусственные сплавы. Беруни приводит много примеров о том, что, добавляя в медь бронзу, получают сплав - латунь, добавляя в медь олово, получают - бронзу.

Абу Райхан Беруни в своей книге «Минералогия» приводит много сведений о различных отношениях между металлами и драгоценными камнями, об их весе, установленном исследованиями и рассуждениями. Беруни приводит свой прибор, который был им создан для определения удельного веса.

Подробное изучение книги Беруни «Минералогия» может дать много материалов по истории горного дела, металлургии, минералогии и драгоценных камней, пополнить литературные источники, которых в настоящее время, не хватает студентам 1, 2 курсов по курсу «История металлургии» и т.д.

К 70-ЛЕТИЮ ОТКРЫТИЯ АНГРЕНСКОГО КАОЛИНО-УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ. (ПО РАБОТАМ Д.М.БОГДАНОВИЧА)

А.Ф. Гай, нач. бюро радиационной безопасности разреза «Ангренский» ОАО АО «Уголь»,
В.А. Екатеринбургский, глав. специалист по охране природы ОАО АО «Уголь»

Об открытии Ангреновского месторождения угля и каолинов пишется очень коротко. Особенно не повезло в этом смысле Д.М. Богдановичу. Чаще всего две сточки: в 1933 г. при разведке стройматериалов Д.М. Богдановичем были обнаружены два пласта угля небольшой мощности. Иногда уточняется - "сажистого", иногда появляются соавторы.

Не так давно довелось прочитать тот самый отчет Д.М. Богдановича о поисках стройматериалов для Алмалыкстроя за 1933 г., затем его статью в журнале "Социалистическая наука и техника" № 6, за 1934 г, его воспоминания об открытии угля и каолинов в Ангрене.

Непросто дались ему Ангреновские каолин и уголь. Но лучше сами прочтите выдержки из работ Д.М. Богдановича с небольшими авторскими пояснениями. За суховатыми стоками отчетов, статьи из научного журнала явственно чувствуются душевные переживания незаурядного человека.

Итак, договором, заключенным трестом Средазгеоразведка с Алмалыкстроем, в сентябре месяце 1932 г. была организована поисковая партия по поискам и предварительной разведке строительных материалов в районе Алмалыка. Детальные поиски было намечено произвести на площади примерно 30×10 км., с радиусом поисков около 25 км от месторождения Алмалык. Кроме того, для беглого осмотра полезных ископаемых намечалась площадь без определенных границ, размером примерно 2 тыс.км².

Согласно задания Алмалыкстроя должны быть разведаны месторождения буттового камня, гравия, песка, известняка, гипса, глины кирпичной, глины для гончарных изделий и черепицы, кровельные сланцы, глина огнеупорная, краски и железная руда для флюсов.

Партия под руководством геолога Женжуриста проработала с сентября месяца 1932 г. по январь 1933 г. Последовавшая смерть геолога, оставившего лишь предварительный материал о результатах работ, побудила трест "Средазгеоразведка" повторить осмотр месторождений.

Вновь организованную партию возглавил Д.М. Богданович. В то время ему было 25 лет. Высшее образование деревенскому парню получить не удалось. Поставив перед собой цель получить квалификацию геолога, он с 1929 г. самостоятельно изучает структурную геологию, минералогию, петрографию и многое другое, работая одновременно в ГРП старшим коллектором. Уже с 1932 г. ему доверяют самостоятельное ведение поисковых и геолого-разведочных работ.

В апреле 1933 г. партия выехала в поле. Так-так в намеченном районе поисков совершенно отсутствовали огнеупорные и гончарные глины, железные руды и гипс, поиски пришлось перенести на более удаленные участки. Из-за трудности снабжения партии продовольствием и материалами было выбрано два базисных пункта - в кишлаке Теляу и в кишлаке Куль-ата.

За три с половиной месяца партии удалось перевыполнить план работ. Всеми основными стройматериалами Алмалыкстрой был обеспечен. Задokumentировано 18 месторождений, в том числе под № 1 - каолиново-угольное.

Месторождение расположено на левом берегу Джигиристан-сая в том месте, где западный склон горы Хозрет-бова заканчивается слабо холмистым мыском, недалеко от русла сая.

Впервые месторождение было осмотрено и оценено С.Ф. Машковцевым в 1928 г. по заданию Средне-Азиатского отделения Геологического Комитета. С.Ф. Машковцев прошел ряд неглубоких шурфов, из которых только в одном, глубиной 4 м, был встречен пласт коренной глины мощностью 0,5 м, причем шурф до основания пласта не дошел.

Отрицательный отзыв, данный Машковцевым, вызывал сомнение ввиду его необоснованности: во-первых, шурф остановлен в самом пласте глины, не пройдя всю его толщу, а во-вторых, запесоченность глины, на которую указывал Машковцев, не является отрицательным фактом.

В районе древних выработок и шурфов Машковцева, Богдановичем в апреле 1933 г. были пройдены четыре шурфа общей глубиной 60 метров, которые вскрыли мощные пласты высокосортных глин, а вскрытие пласта угля дало первый повод сомневаться в правильности трактовки Машковцевым геологического строения данного района и высказать предположение, что здесь мы имеем выход юры и что глины связаны с ней (с юрскими отложениями связаны основные угольные месторождения Средней Азии).

Находка здесь высокосортных глин типа каолина была первой в Средней Азии. Совершенно понятно поэтому то значение и внимание, которое получило это открытие высокосортных глин в правительственных организациях.

Уже в июле 1933 г. выдвигается вопрос о необходимости форсированного продолжения изучения открытого месторождения каолина. На эти работы ассигнуются соответствующие средства.



**Дмитрий Михайлович
Богданович**

Вот что говорит Д.М. Богданович об открытом им угле: "...Пласт угля, вскрытый двумя шурфами, в обоих случаях выдерживается по мощности. Мощность его 1,20 и 1,30 м.

По своим свойствам он представляет в забое плотную массу, матово-черного цвета. Извлеченный с помощью взрывных работ на поверхность представляет собой землистую рыхлую массу. Подвергнутый сторанию на костре, оставив после себя золу красновато-бурого цвета. Кстати, уголь не "сажистый", обычный Ангренский уголь. Ниже описанного пласта угля в глине имеются незначительные пропластки достигающие 2-3 см, а так-так ни одним шурфом вся глинисто-углистая толща не пройдена, то нет оснований полагать отсутствие в нижней части свиты еще промышленных пластов угля. Возможная площадь распространения каолиново-угольной свиты может оказаться значительной, так как каолинизированные породы встречаются, по литературным и устным сведениями, на правом берегу реки Ангрэн у кишлаков Онк и Аблык (через несколько месяцев Д.М. Богданович лично отберет пробы каолиновых глин в этих местах). Кроме того, в партии имеются сведения полученные от председельсовета в кишлаке Тиляу о том, что дехканином кишлака Оби Умаром Урусовым открыто месторождение угля, а при наличии угля в Джигиристанском месторождении эти сведения вызывают определенный интерес".

Подводя итоги весенне-летним работам 1933 г., Д.М. Богданович заключает: "Необходимо отметить, что значительным достижением в работе партии является открытие месторождения каолина. Как известно, это месторождение в прошлом было недооценено и забраковано видными геологами и только в результате настоящей работы на этом месторождении получены совершенно новые данные, в корне меняющие представление о качестве и количестве каолинов данного района.

Открытое месторождение каолина и, наряду с ним, угля в одном месте ставит совершенно конкретную проблему перед народным хозяйством УзССР, развития мощной керамической промышленности, огнеупоров, гончарных изделий, фарфорово-фаянсовых и ультрамарина...

«Принимая во внимание отсутствие на территории Ср. Азии не только каолина, но и высококачественных каолиновых глин, а также намечаемый темп индустриализации республик Средней Азии, необходимо немедленно форсировать дальнейшие разведочные заботы на этом месторождении для установления еще в 1933 г. его промышленного масштаба. Наряду с этим, при разведочной партии необходимо организовать поисковый отряд для проверки указаний местного населения о наличии в районе других месторождений угля и каолина и для детального изучения геологического строения района".

По этим выдержкам из геологического отчета Д.М. Богдановича с высоты сегодняшних знаний мы видим, как точно оценил автор свою находку. Но дальнейшие события принимают неожиданный оборот. Вот что вспоминает Дмитрий Михайлович: "Желая форсировать разведку и изучение этих месторождений и видя абсолютное равнодушие к этому вопросу руководящих работников треста я обратился с запиской в Наркомтяжпром и Госплан. В результате этого в Госплане УзССР было создано совещание и было заслушано мое сообщение об открытии в Ангрэне угля и каолина. В протоколе было отмечено о большом народно-хозяйственном значении этого открытия и было вынесено постановление об отпуске средств для дальнейшего изучения этого месторождения и о премировании меня за это открытие. После этого геол.трестом был заключен договор на проведении разведочных работ на месторождении Джигиристан на каолиновые глины (100 тыс. руб). Начальником партии был назначен я. Горные работы и бурение начались примерно 15 октября 1933 г. Вскоре несколько шурфов и буровая скважина, заданные к востоку от первых выработок (неподалеку от современного административного здания угольного разреза), вошли в коренные породы, которые оказались обожженными глинами. Дальнейшая разведка этой площади для глин и угля была мало перспективна. В это время я совершил поездку по району с целью изучения геологического строения Ангрэнского района и поисков выходов юрских каолино-угольных отложений. В программу и в план работ партии не были включены эти работы. После осмотра контактов палеозоя и мезокайнозоя (т.е. контактов скальных пород и каолино-угольных), я собственноручно начал рыть шурф в Чушка-булаке (в 9 км к западу от Джигиристана в месте, где по моим представлениям должны были неглубоко залежать юрские каолино-угольные отложения. И, действительно, пройдя 0,35 м наносов, я встретил серые углистые глины с тонкими прослойками угля. На правом берегу Ангрэна (в Куртак-сае - Апартаке) точно также, ознакомившись с геологическим строением участка и обнажениями известняков Ферганского яруса, я выбрал место для закопушки (в 8-10 км от Джигиристана). Сняв 0,5 м наносов я врезался в коренные белые глины, принадлежность которых к каолино-угольной юрской толще была несомненна. Прошел я еще по этим глинам 0,25 м. Я придавал большое значение своим находкам, так как этими данными устанавливалось наличие каолино-угольных отложений на большой площади, около 100 км². Эта выявленная мною площадь обеспечивала постановку больших разведочных работ и сулила большие запасы угля и каолина. Взяв образцы вскрытых мною пород я вернулся в лагерь партии. В это время (5 ноября 1933 г.) в партию приехала группа геологов: консультант партии А.Н. Чистяков, Н.В. Шабаров, Ю.М. Голубкова и П.В. Цибышев, которым я доложил о результатах поисков и о том, что каолиново-угольная толща залегает на большой площади под меловыми и третичными породами. Единственный, кто оценил значение открытых новых точек в Ангрэне, был Н.В. Шабаров, который высказался о необходимости постановки специальных работ на выявленной площади на уголь. Спустя несколько дней, я предложил руководству теста перенести разведочные работы на запад от первых выработок (на левый берег Джигиристан-сае, в район нынешней шахты № 9), т.к. к востоку были горелые породы и говорил, что средств затрачено еще очень мало и оставшихся денег хватит на разведку благонадежного западного участка. Однако руководство не согласилось с этим и предложило продолжить разведочные работы на восточном участке запроектированными выработками глубиной до 40 м. Я не мог согласиться с этими установками и поэтому самовольно перенес буровые станки и заложил 2 шурфа на запад - на левый склон

Джигиристан-сая (в место теперешнего строительства шахты), а топосъемку расширил до Загасан-сая. Кроме этого, я занялся детальным изучением проявления тектоники района, так как приезжавшими геологами утверждалось, что породы каолиново-угольной толщи подвергались тектоническим воздействиям, проявившимся в форме надвигов, сбросов и проч. в силу чего весь район неблагоприятен в смысле возможности нахождения в нем нераздробленных участков пригодных к эксплуатации. Я обследовал обнажения известняков палеогена, обнажающихся по всему Загасан-саю, и нашел, что если бы в действительности предположения о раздробленности этих участков имели место, то это должно было бы сказаться и на известняках палеогена. Однако известняки эти на протяжении 3 км залегают монолитной плитой, спокойно, что гарантирует благонадежность этих участков. Вскоре буровые скважины на новом участке (между Загасан-саем и Джигиристан-саем, так называемый "Западный") пройдя наносы вошли в нетронутую горением каолиново-угольную толщу, а изучение тектоники (т.е. разрывов и складок в слоях горных пород) района дало мне неоспоримые доказательства благонадежности этого участка. С этими данными я поехал в трест, где сообщил о результатах разведки на новом участке и о полученных результатах изучения тектоники района. Я просил разрешения перенести всю разведку на западный участок. С этим предложением не согласились и предложили немедленно свернуть разведочные работы на зимнее время с тем чтобы разобраться с тектоникой и геологией, а весной продолжить разведку. Мне предложили написать рапорт о необходимости приостановить работы на зимнее время вследствие невозможности работать в зимних условиях. Я написал рапорт, хотя самое трудное время (ноябрь, декабрь) уже прошло, люди привыкли к зимним условиям и работа могла бы продолжаться...

В процессе камеральной обработки материалов у меня обострились расхождения с отраслевым специалистом по вопросу, главным образом, тектоники района месторождения. Он продолжал утверждать свое мнение, а я к тому времени приобрел твердую уверенность в справедливости своих взглядов. В результате этого он добился моего увольнения из треста под предлогом того, что я геолог-практик, самоучка и потому не соответствую занимаемой должности. Я был уволен, а все материалы, в том числе керн буровых скважин, образцы и пробы по шурфам, журналы полевой документации принял от меня вновь назначенный начальник партии В.А. Вировец....

Тогда я, видя, что дальнейшая разведка Ангреноского месторождения не возобновится, снова обратился в Госплан УзССР к тов. Фиссейскому, которому доложил о результатах разведки и о находке новых точек юры и проч. и просил продвинуть в Госплане вопрос о продолжении разведочных работ на Аблыкском месторождении, как оно называлось в то время. Я думаю, что благодаря Фиссейскому, организовавшему при Госплане УзССР совещание по вопросу Аблыкского месторождения, разведочные работы в 1934 г. все же были поставлены, хотя и однобоко, с уклоном разведки одной только глины, без угля. На этом совещании мне быть не пришлось, а Фиссейскому, который пытался отстаивать мои предложения, отраслевой специалист заявил, что Богданович находится под судом (уголовное дело!!!) и поэтому смешно обсуждать его неграмотные предложения (возмущенный Богданович в своей записке ставит три восклицательных знака). И только после выступления Н.В. Шабарова в 1938 г. на общем собрании сотрудников Геолуправления о том, что работники треста не используют открытие Д.М. Богдановичем угля в Ангрена - Геол. Управление в 1940 г. ставит первую структурную скважину в месте, которое я указал 7 лет назад..."

В заключение приведем выдержку из статьи Д.М. Богдановича в журнале "Социалистическая наука и техника" № 6 за 1934 г.: "Помимо изучения каолиновых глин Аблыка, немалый интерес вызывает угленосность юрских континентальных отложений Ангрена, как нового угленосного района, ближайшего к Ташкенту. Наличие в Аблыкском месторождении трех промышленных пластов угля и неизученность еще всей толщи юры в этой точке (по угленосной юре пройдено лишь 60м) вызывают большой практический интерес и требуют постановки дальнейшего широкого изучения угленосности Приташкентского района для выявления новых, в настоящее время еще неизвестных площадей".



Д.М. Богданович в долине Ангрена

В итоге к началу 1934 г. Д.М. Богданович выявил на Ангреноском месторождении три пласта угля рабочей мощности 1,2м, 1,0м и 3,9м, мощную 60 метровую толщу высококачественных каолинов и, что очень важно, установил развитие каолино-угольных отложений на значительной площади между кишлаками Джигиристан, Аблык и Баксук. При этом он напоминает, что продуктивная толща на всю мощность еще не перебурена. Энергично настаивает на срочной разведке месторождения, приводя в самых высоких инстанциях убедительные доводы.

Д.М. Богданович по праву считается первооткрывателем не только Ангреноского каолина но и угля.

Д.М. Богданович, совместно с Чикризовым Г.С., который обеспечил промышленную разведку и быстрое освоение месторождения передовыми способами добычи, по достоинству был награжден в 1943 г. Государственной премией.

В своей статье мы попытались как можно подробнее и документально точно выяснить, как родилось Ангреноское месторождение, и по достоинству оценить незаурядную личность Дмитрия Михайловича Богдановича.

А.Д. Назаров, председатель профкома шахты № 9 ОАО АО «Уголь»,
В.Г. Ким, главный технолог шахты №9 ОАО АО «Уголь»

Ангренское буроугольное месторождение было открыто в 1933 г. геологом Среднеазиатского районного геолого-разведочного управления Д.М. Богдановичем.

В 1940 г. Узбекское геологическое управление организовало разведочную партию под техническим руководством Г.С. Чикрызова, которая приступила к поискам угля и геологической съемке правобережной части долины, между реками Дукент и Туганваши.

В результате проводимых Г.С. Чикрызовым работ у кишлака Джигиристан была выявлена крупная угленосная площадь. Сразу после бурения первых скважин и установления в Ангрене началось шахтное строительство.

Выделение поля шахты № 9 рассматривалось как объект военного времени, поскольку отвечало всем требованиям, предъявляющим к последним: обладало благонадежной залежью угля, характеризовалось отсутствием водоносных галечников, небольшой глубиной залегания.

Трудность освоения найденного угля заключалась в отсутствии квалифицированных специалистов, опытных шахтеров, шахтостроителей, в большом дефиците строительных материалов. Строительству мешало отсутствие дорог, транспорта. Закладывать новые шахты помогали приехавшие из Донбасса, Кузбасса, Таш-Кумира и с Печоры шахтеры. В мае 1941 г. поселок строителей и шахтеров получил свое место на географической карте Республики и стал называться «Рабочий поселок Ангрэншахтастрой».

Начало войны заметно ускорило строительство новой энергетической базы в Узбекистане. Для обеспечения нужд промышленных предприятий, эвакуированных из временно оккупированных районов страны, требовалось много угля. 9 сентября 1941 г. было принято специальное постановление: «О строительстве угольного разреза в Ангрэнском угольном бассейне». Продолжалось форсированное возведение шахт.

В 1948 г. шахта № 9 была сдана в эксплуатацию и начала поставлять уголь. Производительность ее сначала не превышала 150 тыс. т в год, но с 1950 г., после объединения с шахтой № 2 - бис, добыча превысила проектную. Постепенно начался рост производственной мощности и к 1962 г. шахта достигла максимальной производительности.

В 1962 г. благодаря политике ориентированной на применение в топливном балансе страны газа и нефти, а также и на то, что на одном поле работает шахта (подземная добыча) и угольный разрез (открытая разработка), упор был сделан на открытую разработку. И шахта постепенно должна была уменьшать добычу угля с таким расчетом, что последним годом эксплуатации должен быть 1975 год.

Серьезное внимание к шахте № 9 и ее перспективам было уделено в 1963 г., когда в Ангрене сложились крайне неблагоприятные условия для угледобычи. Возникновение оползней и близость существовавшего тогда обводного канала к добычным уступам разреза «Ангренский» резко сократили фронт очистных работ этого предприятия, в связи с чем производственная мощность (4,5 млн.т) достигнута не была. Для сохранения достигнутого уровня добычи было признано целесообразным увеличить ее по шахте № 9. В 1964 г. шахта поставила народному хозяйству рекордное в ее истории количество угля – 1 млн. 57 тыс.т.

После объединения всех трестов Средней Азии в единый комбинат «Средазуголь» (впоследствии производственное объединение «Средазуголь») вопрос закрытия шахты был снят, так как на период 1970 –1971 гг. шахта № 9, несмотря на отсутствие механизации, входила в десятку лучших шахт по производительности на одного работающего, а также по себестоимости добычи одной тонны угля, а на фоне шахт Средней Азии шахта выглядела весьма внушительно. Благодаря чему в 1976 г. было принято решение о реконструкции шахты за счет прирезки к полю шахты запасов центрального участка Ангрэнского месторождения.

В 1981 г. был пройден вентиляционный вертикальный ствол диаметром - 4,5 м, глубиной - 132 м, углублены уклон № 1 и его людской ходок. Углублен наклонный транспортерный ствол, подготовлены для эксплуатации поле откаточного штрека и поле бремсберга № 7, введены новые очистные забои взамен выбывающих полей уклона № 3, бремсбергов № 4, № 5, а также и запасов уклонного поля № 1.

В 1986 г. было принято решение о реконструкции шахты № 9 с доведением добычи угля до 1 млн.т.в год. В этом же году. институтом «Карагандагипрошахт» был разработан проект реконструкции и начата проходка вертикального ствола и углубка наклонного транспортерного ствола. Вертикальный ствол пройден на глубину 192 п.м., частично армирован, установлены расстрелы. Наклонный транспортерный ствол пройден до 2,5 км.

Несвоевременное начало реконструкции шахты, а также проведение работ без достаточного объема капитальных вложений привели к тому, что при полной подготовке поля на шахте остались не реконструированы транспортные сети. Это привело к постепенному снижению добычи угля до 300 тыс.т в год.

В настоящее время работы из-за отсутствия средств остановлены. Вертикальный ствол временно затоплен, а наклонный транспортерный ствол требует восстановления по длине 1500 п.м.

В 1991 г. для улучшения доставки материалов и проветривания прирезанных запасов было принято решение о проходке наклонного вентиляционного ствола протяженностью 342 метра. В июле того же года была начата его проходка, которая была закончена в октябре 1994 г. и начато строительство фундамента и здания вентиляторов главного

проветривания. Этим самым были улучшены проветривание, доставка крепежных материалов и оборудования в шахту.

При рассмотрении программ развития угольных предприятий АО «Уголь» на 2003 г. было принято решение, что шахта № 9, уже как дочернее предприятие ДП «Шахта № 9», должна достичь к 2007 г производительности 400 тыс. т в год. Объем подготовительных работ обеспечивает выполнение программы на перспективу до 2010 г. Имеется возможность вовлечь в отработку дополнительные запасы угля с низкой себестоимостью, продлить срок службы предприятия.

Справляться с поставленными задачами помогло то, что с первых дней на шахте № 9 работали трудолюбивые и добросовестные люди. Многие труженики шахты отмечены высокими правительственными наградами. В их числе Герой социалистического труда Хасанов Тургун.

Награжденные орденом Ленина: Хасанов Тургун, Менглиев Гафур, Маматов Абдурахман, Юлдашев Бабаназар, Романюк Александр.

Награжденные орденом Трудового Красного Знамени: Бекбаев Раимкул, Загорский Леонид, Кравченко Виктор, Набиев Расул, Османов Хамид, Романюк Александр, Саидназаров Карим, Тахтаходжаев Расул, Юлдашев Бабаназар, Ибрагимов Манаф, Мусаджанов Ахмаджан.

Награжденные орденом Знак Почета: Баскаков Михаил, Баландина Лидия, Гумиров Заваль, Саидова Ханифа, Френкель Альфред, Шефер Рудольф, Мусаджанов Ахмаджан.

Награжденные знаком Шахтерская Слава 1,2,3 степеней: Алиев Байлар, Асанов Осман, Батаев Евгений, Баскаков Михаил, Грушевский Олег, Загорский Леонид, Исраилов Артыкбай, Маматов Абдурахман, Седых Виктор.

В 1997 г. орденом «Дустлик» был награжден Саттаров Якуб.

Орденом «Шухрат» в 1998 году был удостоен Курбанов Теляхужа.

Заслуженные работники, имеющие звание «Почетный Шахтер»: Алиев Байлар, Айкин Федор, Абдукадыров Камалдин, Арсланов Тургун, Ахманов Толяд, Аблякимов Билял, Асанов Осман, Бекбаев Раимкул, Балабанов Юрий, Гарипов Ахметьян, Дурматов Кули, Джаббаров Абдулла, Дурматов Рустам, Джагагомедов Агамед, Валиулин Хайдар, Загорский Леонид, Кульмухамедов Рахматулла, Курбанов Тиляхужа, Лаврентьев Геннадий, Мирзаев Шарафитдин, Менглиев Гафур, Маматкулов Хидир, Минахузин Шахидулла, Набиев Расул, Маматов Абдурахман, Омаров Досмет, Перемкулов Мамадали, Романюк Александр, Смаилов Сайдали, Сафонов Иван, Садетов Мустафа, Садыков Юрий, Савельев Владимир, Полушкин Николай, Уваров Анатолий, Фаизов Натим, Раджапов Бобомурат, Хадралиев Эреджеп, Хакимов Исмаил, Ходжияров Мирзахмат, Чарухов Эскандер, Шукуров Саур, Юлдашев Бобоназар, Юлдашев Эгамберды, Ягмуров Мурод.

В разные годы начальники шахты №9: Сабирзянов Х.Е., Вовняков К.Т., Хвостов Н.И., Волковинский И.В., Хапов Н.Н., Маев И.С., Мерцалов Ю.И., Губер Р.Р., Мусаджанов А.З. и с 1995 г. Муртазаев Р.Р.; главные инженеры: Мавашев М.Р., Батаев Е.Л., Османов Х.О., Вахитов Р.Б., Мустафаев Р.Э., Давидович В.М., Урунбаев А.С., Ниматуллаев Х.И.; начальники участков: Барабаш И.П., Мустафаев Э., Османов Х.О., Седых В.Я., Балабанов Ю.И., Савичев М.А., Хван В.А., Муртазаев Р.Р., Ким В.Г., Парпиев Ф.Г., Юсупов Т.Э., Абдибаев М.М., Мустафаев Р.Э., Зупаров Т.З., Саттиев В.К., Фазылов З.А., Беркинов У., Буранов Ш., Бердыев У.Н., Кадыров Б., Махкамов С.

На шахте трудятся многие шахтерские династии от отца к сыну, от деда к внуку, продолжают традиции добросовестного труда: Хасановы, Коваленко, Ибрагимовы, Асановы, Менглиевы, Ким, Баймановы, Дурматовы, Ходжияровы, Баскаковы, Раховы, Баймуратовы, Парпиевы, Уришевы, Ганиевы, Байматовы, Кучкаровы, Исроиловы, Ахмедхановы, Матаевы, Кишпиевы.

Коллектив шахты полон решимости и в дальнейшем плодотворно трудиться, продолжать традиции дедов и отцов.

В.Р. Цецульников, зам.гл.инженера по новой технике и технологии разреза «Ангренский ОАО АО «Уголь»,
А.Ф. Гай, начальник бюро радиационной безопасности разреза «Ангренский» ОАО АО «Уголь»

Общие сведения

В 2003 г. угольщики отмечают две юбилейные даты: 70 лет со дня открытия Д.М. Богдановичем Ангреного каолино-угольного месторождения и 55 лет со дня сдачи угольного разреза № 1 в промышленную эксплуатацию.

Ангренские каолиновые глины еще в 19 веке использовались местным населением, ходили слухи и об угле. Но месторождение надежно перекрыто мощной толщей лессовидных суглинков. Оценить его можно было только по глубоким горным выработкам.

Профессор А.Ф.Машковцев в 1928 г. прошел по каолинам 4-х метровые шурфы, получив информацию лишь по верхнему 1,5 метровому слою глин. Из-за недостатка информации он дал очень осторожную оценку месторождению, которую геологи треста «Средазгеология» приняли за истину. Все, кроме Д.М. Богдановича.

В апреле 1933 г. при поисковых работах на стройматериалы, он дает указания десятнику Корунцу пройти шурфы глубиной до 20 метров. На глубине 9 метров два шурфа пересекают угольный пласт рабочей мощности 1,3 метра. Вскрываются мощные слои каолиновых глин. В том же году Богданович доказывает широкую площадную распространённость каолиновых глин, что свидетельствует о больших запасах каолинов.

Мощный угольный пласт угля Богдановичу, в том 1933 г., открыть не удалось, но обнаружить еще одно пластопересечение мощностью 3,9 метров он смог. И доказать большую перспективу Ангреной долины на уголь он бесспорно сумел.

К сожалению, руководители треста «Средазгеология» материалы Богдановича посчитали дефектными, в результате разведка и освоение месторождения пришлось на военные годы.

В 1940 г. были выделены средства средства на бурение структурной скважины в г. Ангрене. Работы возглавил Г.С. Чикрызов. Скважина полностью подтвердила геологический разрез Д.М. Богдановича и его прогноз о наличии пластов угля.

После структурной скважины, был заложен профиль из 5 скважин. Работы были выполнены полностью, результаты признаны блестящими.

Уже после этих работ были подготовлены шахтные поля. 25 сентября 1940 г. было принято решение о строительстве в Ангрене угольных предприятий. Были заложены две первые разведочно-эксплуатационные шахты мощностью по 100 тыс. т каждая.

Мысль о возможности освоения Ангреного месторождения открытым способом первым высказал Г.С. Чикрызов.

Решение о строительстве угольного разреза в Ангреном угольном бассейне было принято 9 сентября 1941 г. В 1941 г. оно было приостановлено, так как залегание пластов оказалось глубже предполагаемого. Для снятия вскрышных пород требовались экскаваторы, получить которые в военное время было невозможно. Все силы были переключены на строительство шахт.

В январе 1942 г. была сдана в эксплуатацию шахта № 10, в августе - шахта № 2, следом шахта № 3. Силами местной промышленности начато строительство небольших карьеров – Апартакского и Красноармейского.

К концу года добыча угля на шахтах Ангрена составила 55 тыс. т.

За 13 лет с 1943 по 1956 гг. трестом «Средазшахтострой» было построено на Ангреном угольном месторождении 10 шахт. В июле 1944 г. по наркомату угольной промышленности был издан приказ о строительстве Ангреного рудника по добыче угля открытым способом.

К концу 1947 г. строительство шахты № 9 и угольного разреза было завершено. В январе 1948 г. началась добыча угля открытым способом. Всего за первый год было добыто 408,8 тыс. тонн угля.

Характерная особенность Ангреного месторождения состоит в том, что здесь на сравнительно небольшой площади компактно сосредоточены запасы угля и попутных полезных ископаемых. К попутным полезным ископаемым можно отнести практически половину вскрышных пород. Сверху вниз это валунно-галечные отложения, известняки и мергели, опоки и пески, пестроцветные и серые каолины, образующие одно из самых крупных в мире месторождение каолиновых глин. Под углем на глубине нескольких метров находится крупное месторождение первичных каолинов. Сам уголь содержит промышленные запасы германия.

Этапы развития

Разведанные запасы Ангреного месторождения составляют чуть более 1,8 млрд. т. «Ангреному» и «Апартакскому» разрезам относится соответственно 0,8 и 0,25 млрд. т. За 55 лет эксплуатации разрезов выдано на гора 183,3 млн. т. угля.

Угольная залежь имеет сложное строение, подразделяется на Верхний и Мощный комплекс.

Верхний комплекс состоит из чередования сравнительно выдержанных угольных слоев и породных прослоев каолинового состава, средней мощностью 15-30. Средний коэффициент угленосности около 0,5.

Мощный угольный комплекс четко подразделяется на площади с простым строением мощностью около 30 м и «зону разубоживания», протягивающуюся полосой 400-900 м через всю центральную часть площади разреза до участ-

ка Апартак, и далее представляет собой русло древней реки. Строение мощного комплекса в этой зоне чрезвычайно сложное. Коэффициент угленосности колеблется от 0,7 до 0,4 и менее. Мощность 40-45 м.

Проект вскрытия угольного пласта был разработан исходя из производственной мощности разреза первой очереди 1,5 млн. т. угля в год. К разработке был намечен пласт Мощный нижнего комплекса. Верхний угольный комплекс вследствие сложности его разработки удалялся в отвал.

Угольные пласты разреза покрыты мощными обводненными галечниками, а в средней части, где непосредственно залегают пласт Мощный, уголь находился под руслом реки. Добыча его в этих условиях была возможна лишь при полном осушении карьерного поля. Поэтому был предусмотрен и впоследствии успешно осуществлен отвод реки за пределы оконтуренного поля разреза.

В настоящее время разрез «Ангренский» представляет собой огромную эллипсообразную чашу, вытянутую по длине с севера на юг на 4,0 км и по ширине с востока на запад на 3,0 км. Глубина чаши достигает 314 м. Внешние породные отвалы расположены на левом берегу реки Ангрен, они простираются на 9,0 км, их площадь 1170 га. В состав разреза входит участок Апартак, разрабатываемый небольшим карьером.

Различный характер залегания угольной залежи – «зоны разубоживания» угля в мощном комплексе и частое пере-слаивание его в верхнем является одним из основных факторов, определяющих технологию отработки. На разрезе принята комбинированная система разработки: транспортная на вскрыше и транспортная и бестранспортная на добыче. Вскрышные уступы обрабатываются с предварительным рыхлением буро-взрывным способом и погрузкой породы на железнодорожный и автомобильный транспорт. Породы вывозятся на внешние отвалы (которые играют роль контрфорса у подножия Атчинского оползня) и внутренние отвалы. При нарезке верхних уступов, в случае резкого подъема рельефа местности, используется автомобильный транспорт.

С целью снижения зольности добываемого угля применяется селективная разработка угольных пластов верхнего комплекса и зоны разубоживания мощного комплекса, с верхней погрузкой на транспортный горизонт. Отгрузка угля комплекса Мощного производится на конвейерный транспорт. Погрузка угля на конвейер производится с помощью скребковых перегружателей. Для вскрытия пачек угля комплекса Мощного в зоне разубоживания применяется бестранспортная система разработки с непосредственным перемещением породы в выработанное пространство. На техническом комплексе разреза уголь сортируется на два класса: бурый крупный (БК) и бурый мелкий (БМ). Внутренние отвалы разреза предназначены для раздельного складирования серых, пестроцветных и межугольных каолинов, являющихся сырьем для керамической и алюминиевой промышленности. В 1954 г. началась первая реконструкция разреза. Отрабатываемые запасы угля расположены в пойме реки Ангрен и для их высвобождения необходимо было русло реки перенести в сторону. В 1956 г. началось строительство обводного канала. Для регулировки сбросовых вод было решено построить в районе Туркишлака плотину, которая перекрыла бы свободный доступ воды из реки в канал. В 1957 г. плотина замкнула русло реки и направила ее воды по обводному каналу.

Немалое влияние на реконструкцию имело и то обстоятельство, что уже в 1955 г. открытые угольные разработки вплотную подошли к существующим поселкам. Начался их снос и возведение нового города - на этот раз на безугольной территории.

В 50-60-е гг. продолжалось дальнейшее техническое перевооружение предприятия, механизация и автоматизация производственных процессов, замена старого малопроизводительного оборудования, внедрение новых более современных технологических схем. Вступила в строй опытная промышленная гидрообогатительная установка с гидроотвальным хозяйством, обеспечивающим 150 тыс. т угля в год с пластов Верхнего комплекса.

Высокие водопритоки в разрез, составляющие в среднем 2 тыс. м³ в час, повышенная внутренняя напряженность горных пород, вызванная влиянием Кураминской и Чаткальской плит, обилие глинистых пород, способствует образованию оползней. В 1963 г. гигантский оползень двинулся на северный борт разреза. По фронту более чем на 700 м угольный пласт оказался под многометровой толщей земли и щебня. Оползень надвигался на старое русло реки. Глубокая чаша разреза могла оказаться затопленной. Правительство Республики и Министерство угольной промышленности приняли решение отвести русло реки, спрятать ее в бетонный тоннель, который был сооружен совместно с метростроителями. В 1965 г. было начато строительство крупного водохранилища и отвод реки Ангрен от угольного разреза.

Выполнение объемов капитального строительства позволило в 1965 г. завершить реконструкцию Ангренского угольного разреза, подвести его к проектной мощности – 4,5 млн. т в год.

В 1970-1980 гг. на разрезе было проведено очередное техническое перевооружение. В этот период успешно внедрялись такие новинки отечественной техники, как экскаваторы ЭКГ-8И, ЭКГ-4У, тяговые агрегаты, думпкары большой емкости. Были проведены большие работы по реконструкции сортировочных комплексов. Они были оснащены новым оборудованием, в частности, были заменены старые, малопроизводительные транспортные ленты на широкие - до 1200 мм.

В течение 1971-1973 гг. на разрезе продолжались работы по строительству нового русла реки Ангрен. В марте 1971 г. было завершено строительство первой очереди отводного канала. В 1972 г. введена в эксплуатацию первая очередь Туркской плотины и тоннеля диаметром 7,6 м и длиной 5,0 км. Река Ангрен полностью и окончательно была отведена от разреза.

Продолжалось техническое перевооружение. Уже к концу 1973 г. здесь работало 45 мощных экскаваторов. Вскоре были получены еще 5 экскаваторов ЭКГ-4У, шагающий экскаватор ЭШ-10/70 и экскаватор 3-12-526. С 1973 г. были внедрены экскаваторы ЭКГ-8И.

Приказом Министерства угольной промышленности бывшего Союза за № 354 от 3 октября разрез обрел наименование «Ангренский».

В 1978-1990 гг. была начата вторая реконструкция разреза с целью увеличения объема добычи угля в полтора-два раза. Институтом «Карагандагипрошахт» был разработан проект на 10,3 млн. тонн угля в год.

В 1982 г. на разрезе работали 4 экскаватора ЭШ-10/70, 13 экскаваторов ЭКГ-8И, 14 экскаваторов ЭКГ-4У, 15 экскаваторов ЭКГ-4,6Б и ЭКГ-3У, используемых на вспомогательных работах и для погрузки горной массы в автосамосвалы. На вскрышных работах и отвалообразовании применялись только новые экскаваторы ЭКГ-8И, ЭШ-10/70 и ЭКГ-4У с перемещением пород железнодорожным транспортом.

На отвалообразовании впервые были опробованы экскаваторы-драглайны ЭШ-4/40, ЭШ-6/60, а также ЭШ-10/70 со стрелой 70 м вместо 50 м, обычно применяемой на отвалах.

На разрезе были внедрены различные средства для механизации путевых работ и строительства ЛЭП, в том числе шпалоподбивочные и путевые машины МПТС-1, ПРМ-3, МСШУ-3, новейшие тракторные путеукладчики КПП-12,5, гусеничные краны РДК-25, железнодорожные краны грузоподъемностью 60-125 т, дрезины АГМУ, АГВ-482, ДГКУ. Это обеспечило снижение уровня ручного труда на строительстве железнодорожных путей с 37,9 % в 1970 г. до 11,6 % в 1982 г. и позволило в целом по разрезу довести уровень механизации ручного труда в 1982 году до 80,4 % против 62,1 % в 1970 г.

В последние годы второй реконструкции разреза сюда были поставлены мощные экскаваторы типа ЭКГ-12,5, ЭКГ-15, краны из Германии, думпкары из Польши, что позволило довести объем добычи угля в 1990 г. до 5,77 млн. т и вскрышные работы до 50,0 млн. кубометров.

В настоящее время на разрезе «Ангренский» используются 68 мощных экскаваторов, 40 тяговых агрегатов типа ПЭ-2М и ПЭ-2У, думпкары 2ВС-105, автосамосвалы Белаз грузоподъемностью от 30 до 110 т, а также 39 тепловозов и ряд путевых машин. Разрез имеет около 200 км железнодорожных путей.

Объем добычи достиг своего максимума в 1980-1991 гг., когда на гора выдавалось от 5018 до 5766 тыс. т угля. Открытие в 1986 г. небольших разрезов Апартак и Наугарзан в первое время позволило несколько увеличить добычу

угля. В дальнейшем разрез Наугарзан пришлось закрыть из-за резкой активизации древнего Туркского оползня. Разрез Апартак также снизил добычу с 500-700 до 200 тыс. т угля. В начале



Рис. 1. Поточная технология обработки вторичных каолинов (вскрышные работы) производительностью 4,5 млн. куб м в год

90-х сошел крупный оползень в южной части основного разреза, в 2001 г. - в северной. Перерезаны основные коммуникации, отвечающие за вскрытие угля. Последствия оползней полностью не преодолены до сих пор. С 1999 г. коллективу основного разреза удалось несколько повысить объем добычи и удерживать его на уровне 2-2,2 млн. т.

Крайне тяжелая ситуация сложилась с выемкой вскрышных пород. Стабилизировать ситуацию пока не удастся. Одна из причин: крупные оползни, причины которых в сложных горно-геологических условиях, в нехватке механизмов и материалов для предупреждения их возникновения. Вторая причина: неудовлетворительное снабжение материалами и оборудованием.

С 1990 г. горно-транспортное оборудование разрезом не приобреталось. Существующее оборудование морально и физически устарело, что повлекло за собой резкое снижение объемов вскрыши и добычи угля. В связи с этим была разработана программа дальнейшего поэтапного технического перевооружения с внедрением новых ресурсосберегающих технологий. По этой программе ведутся активные работы с германскими фирмами «Тиссен Крупп» и «Ман Такраф», производителями и поставщиками горно-транспортного оборудования.

В настоящее время заканчивается монтаж оборудования первого роторного комплекса для разработки каолиновых отложений мощностью 33 м. Комплекс состоит из роторного экскаватора производительностью 2000 кубометров в час, перегружателя, четырех конвейеров общей длиной 1340 м и отвалообразователя. Породы будут размещаться в выработанном пространстве разреза. Расчетная производительность комплекса после освоения расчетной мощности составит 4,5 млн. м³ в год (рис. 1).

Последующие 5 этапов технического перевооружения должны быть осуществлены до 2010 г. При этом цикличная технология на обработке известняков и галечников будет заменена на современную циклично-поточную технологию с применением гидравлических экскаваторов, мобильных дробильных установок, перегружателей, конвейеров и отвалообразователей. Породы будут размещаться как во внешних, так и во внутренних отвалах.

Высвобождаемую технику можно будет использовать на участке Апартак. Сейчас этот участок может дать 300-400 тыс. т угля в год. В перспективе предусматривается довести добычу угля до 1,5 млн. т в год.

Добыча каолиновых глин

Запасы первичных каолинов утверждены в количестве 51,2 млн. т. По контракту с немецкой фирмой «Паб Баутцен» построена обогатительная фабрика по переработке первичных каолинов годовой мощностью 200 тыс. т обогащенного каолина для бумажной и керамической промышленности, для производства резины и пластмасс.

Добыча первичного каолина ведется небольшим карьером, расположенным внутри разреза «Ангренский». Далее первичный каолин полностью поступает на обогатительную фабрику.

Запасы вторичных каолинов (пестроцветных и серых) утверждены в 1964 г. в количестве 461,0 млн. т. Объем добычи вторичных каолинов находится в прямой зависимости от вскрышных работ. С введением в строй роторного комплекса, который будет обрабатывать вторичные отложения, добыча каолина существенно возрастет.

Подводя итоги можно сказать, что, несмотря на трудности переходного периода, намеченная программа технического перевооружения угольной отрасли, позволит добиться роста добычи угля и каолинов, полностью обеспечить потребность республики в топливе.

НОВАТОРСКИЕ ПОДХОДЫ К ОБУЧЕНИЮ

УДК 001+37

Ó С.Ж. Базарова, О.В. Халецкая 2003 г.

С.Ж. Базарова, доцент, проректор по науке НГГИ, канд. физ.-мат. наук,
О.В. Халецкая, магистр физики, инженер геолог ОМГТП НГМК

Обучение студентов навыкам критического мышления соответствует требованиям Национальной программы по подготовке кадров об ориентации «...на формирование нового поколения кадров с высокой общей и профессиональной культурой, творческой и социальной активностью, умением самостоятельно ориентироваться в общественно – политической жизни, способных ставить и решать задачи на перспективу».

Современная наука и техника развивается необыкновенно быстрыми темпами. Регулярно совершаются и обновляются методы и технологии производства, используемое оборудование и, что особенно важно, качественно изменяются требования к инженерно техническим и другим специалистам. Важнейшими задачами обучения становятся: воспитание в студентах духа творчества, привитие им навыков самостоятельной исследовательской работы. Необходимо дать им достаточно широкую и глубокую фундаментальную подготовку, которая поможет в дальнейшей работе на производстве. Для этого важно внести в процесс образования элементы производственной сферы, не выходя при этом за рамки государственной программы обучения.

В технологиях производства для решения технических задач часто используют основные физические явления. Так, на примере использования в процессах разведки и эксплуатации скважин методов акустического зондирования [1–3], легко объяснить тему акустических явлений. Авторы считают, что такое изложение материала поможет студентам ориентироваться в выбранной ими профессии.

Акустические исследования скважин основаны на возбуждении в жидкости, заполняющей скважину, импульса упругих колебаний (акустического импульса) и регистрации волн, прошедших через горные породы, на заданном расстоянии от излучателя в одной или нескольких точках на оси скважины. Возбуждение и регистрация упругих волн при акустических исследованиях осуществляется с помощью электроакустических преобразователей.

Метод предназначен для изучения акустических параметров горных пород, пересеченных скважинами. Измеряемые акустические параметры функционально связаны с физико-механическими свойствами: пористостью, структурными особенностями и характером насыщения горных пород. Акустические исследования скважин широко применяются как при изучении разрезов скважин, так и при оценке их технологического состояния.

Процесс распространения упругих волн в горных породах сопровождается знакопеременным напряжением (dp) и деформациями. Связь между этими характеристиками в пределах линейной акустики удовлетворяет закону Гука

$$dp = k_i d_s, \quad (1)$$

где k_i – коэффициент пропорциональности;

d_s – напряжения, которые зависят от упругих свойств среды.

Для полноты описания процесса студентам необходимо давать объяснение основных физических параметров среды и объяснять, каким образом эти параметры влияют на скорости распространения в среде волн. Здесь, основными характерными параметрами среды являются: плотность, пористость, трещиноватость и нефте-газонасыщенность.

Плотность. С возрастанием плотности пород скорости упругих волн, как правило, возрастают, а коэффициенты их поглощения уменьшаются, поскольку модули упругости возрастают при этом много быстрее, чем плотность.

Пористость. Для большинства горных пород с возрастанием скорости распространения продольных волн уменьшается, а величина поглощения увеличивается.

Трещиноватость оказывает значительное влияние на скорость распространения волн при горизонтальном направлении трещин и слабое - при вертикальном. Значительно большее влияние трещиноватость оказывает на динамические характеристики поперечных волн: ослабление энергии волн зависит от угла встречи волны с трещинами, их густоты, раскрытости и типа порозаполнителя. Поперечные волны более чувствительны к трещиноватости, чем продольные.

Нефте-газонасыщенность. Для скорости продольных и поперечных волн в воде (ВП) -, нефте (НП) – и газонасыщенных (ГП) коллекторах справедливы следующие соотношения:

Для продольных волн

$$V_{ВП} < V_{НП} < V_{ГП}$$

Для поперечных волн

$$V_{ВП} > V_{НП} > V_{ГП}$$

Причем изменение скорости при изменении характера насыщения варьируется от 0 до 20 %.

Изучение горных пород акустическим методом, в основном осуществляют по данным измерения интервального времени Dt_n – величины, обратной скорости распространения продольных упругих волн U_p и по коэффициенту их поглощения в породе a_n .

В однородной квазиупругой изотропной среде интервальное время (в мкс/м) определяется плотностью породы δ_{II} (в кг/м³), коэффициентом Пуассона μ_{II} и модулем Юнга E (в Па) или коэффициентом объемного сжатия β_{II} (в Па⁻¹).

$$\Delta t_{II} = \sqrt{\frac{d_{II}(1+\mu_{II})(1-2\mu_{II})}{E(1-\mu_{II})}} \cdot 10^6 = 0,5773 \sqrt{d_{II} b_{II} \frac{1+\mu_{II}}{1-\mu_{II}}} \cdot 10^6 \quad (2)$$

Наименьшее время Dt_n (менее 125 мкс/м) характерно для магматических и некоторых метаморфических пород с исчезающей низкой пористостью и высокой плотностью. С ростом пористости и глинистости, сопровождающимся ростом μ_{II} и β_{II} , увеличивается Dt_n . Вследствие этого интервальное время у однотипных пород изменяется в широких пределах. Интервальное время находится в обратной зависимости от глубины залегания породы.

Из большого числа зависимостей, определяющих связь между интервальным временем, пористостью и глинистостью, приведем следующие:

$$\Delta t_{II} = \Delta t + k_{II}(\Delta t_3 - \Delta t_{CK}) + k_{ГЛ}(\Delta t_{ГЛ} - \Delta t_{CK}) \quad (3)$$

(уравнение среднего времени Вилли)

$$\Delta t_{II} = \Delta t_{CK} + k_{II}^{M_{II}}(\Delta t_3 - \Delta t_{CK}) + k_{ГЛ}^{M_{ГЛ}}(\Delta t_{ГЛ} - \Delta t_{CK}) \quad (4)$$

(степенное уравнение Дахнова; M_{II} и $M_{ГЛ}$ – структурные показатели, близкие к единице и возрастающие с увеличением цементации породы)

$$Dt_{II} = Dt_{TB} + b k_{II} + c k_{II}^2 + d^3 k_{II} \quad (5)$$

(кубическое уравнение Вахгольца; b, c, d – постоянные коэффициенты для пород заданных минеральных составов, структуры и напряженного состояния).

Для воды (в мкс.м)

$$\Delta t_{II} = \frac{712(1 - a_p p)}{(1 + a_i t + b_i t^2)(1 + a_c C_U)} \quad (6)$$

В данной формуле $a_p = 1,2 \cdot 10^{-3}$, Мпа⁻¹; коэффициенты a_i и b_i убывают с возрастанием концентраций C солей, растворенных в воде; a_c убывает с возрастанием температуры. В большинстве случаев можно пользоваться следующими наиболее вероятными средними значениями коэффициентов $a_i = 2,2 \cdot 10^{-3} \cdot ^\circ\text{C}^{-1}$, и $b_i = 1,4 \cdot 10^{-5} \cdot ^\circ\text{C}^{-2}$, $a_c = 5,5 \cdot 10^{-4} \cdot ^\circ\text{C}^{-1}$.

Для нефти Dt_n варьирует в пределах от 700 до 800 мкс/м, возрастая с увеличением газового фактора.

Для газов

$$\Delta \tau_{Г} = \sqrt{\frac{M}{gRT}} \cdot 10^6 \quad (7)$$

где M – масса киломоля газа, кг;

R – универсальная газовая постоянная $R = 8314$ Дж/кмоль $^\circ\text{C}$, T – температура, К. γ – отношение теплоемкостей c_p/c_v , при постоянных давлении и объеме. Для метана при $t=20^\circ\text{C}$ $Dt_c=2260$ мкс/м.

Список литературы:

1. Дахнов В.Н. Интерпретация результатов геофизических исследований разрезов скважин. Учебник для вузов. 2-е изд., перераб. М., Недра, 1982 г.
2. Геофизические методы исследования скважин. Справочник геофизика. М., Недра, 1983 г.
3. Итенберг С.С., Дахкильзов Т.Д. Геофизические исследования в скважинах. М., Недра, 1982 г.

МОДУЛЬНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОБУЧЕНИЯ СТУДЕНТОВ ТЕХНИЧЕСКИХ ВУЗОВ

С.Ж. Базарова, доцент, проректор по науке НГГИ, канд. физ. мат. Наук,
У.З. Шарафутдинов, инженер РУ-5 НГМК

Одной из главных задач современного образования являются перестройка и адаптация сознания студентов к сегодняшним реалиям, привитие им навыков самообразования, творческого использования полученных знаний.

В настоящее время все большую значимость в работе преподавателей приобретают педагогические технологии в противовес традиционно выделяемым системам: педагогической, методической и дидактической.

Глубинный смысл педагогической технологии мы видим в следующем:

- отход от экспромтов и переход к предварительному проектированию;
- разработка структуры и содержания учебно-познавательной деятельности студентов;
- диагностическое целеобразование и объективный контроль качества усвоения студентами материала.

Мы пришли к выводу, что в современных условиях существуют объективные предпосылки для изменения системы профессиональной подготовки студентов технического ВУЗа. Значимой при этом оказывается проблема использования модульной технологии и интеграции при обучении учебных дисциплин, в том числе и физике.

Использование модульной технологии может позволить реализовать:

- индивидуально-ориентированное обучение по отдельному предмету за счет представления полной информации о программе, форме и порядке организации обучения, представления теоретического материала, материалов для самоаттестации, учебных проектных заданий;
- дифференциацию процесса обучения за счет возможности выбора заданий разного уровня, возможности организации самостоятельного продвижения по темам курса успевающим студентам и возврату к запущенному материалу отстающим студентам;
- индивидуальную траекторию продвижения по предметной области за счет возможности выбора уровня и вида представления материала в зависимости от индивидуального развития типов мышления;
- использование форм самостоятельного обучения; и другие принципы обучения.

Модульное обучение в сравнении с другими дидактическими теориями определяется следующими отличительными особенностями:

- четкой структуризацией содержания обучения, последовательным изложением теоретического материала и обеспечением учебного процесса модульной программой и модулями;
- вариативностью содержания обучения, адаптацией учебного процесса к индивидуальным возможностям и запросам обучающихся;
- обязательной проработкой каждого компонента дидактической системы и наглядному его представлению в модульной программе и модулях;
- удачным сочетанием различных подходов к отбору содержания и организационных процедур восприятия, переработке и представлению этого содержания, выбору форм и методов обучения вариативности методов и средств обучения.

Эффективность использования модульной технологии обучения студентов складывается из многочисленных компонентов, основным из которых является эффективность процесса обучения, начиная с результативности и заканчивая оценкой здоровья сберегающей среды и отношениями в коллективе группы. Вся совокупность параметров, определяющая эффективность технологии, взаимосвязана и взаимозависима.

В систему оценки эффективности технологии заложена информация:

1. Показатели, характеризующие результативность использования технологии: спектр реализации образовательных программ, результаты мониторинга качества обучения, личные достижения учащихся.

2. Показатели, характеризующие обеспеченность образовательного процесса: материально-техническое и методическое обеспечение реализации учебной программы, обеспечение учебной литературой, обеспеченность учебного процесса оборудованием, учебно-методическими материалами, позволяющими полностью реализовать действующую учебную программу и учебный план.

3. Показатели достижения значимых социальных и педагогических результатов: реализация "личностных" целей студентов, результаты участия в педагогических конкурсах и смотрах, участие в реализации образовательных программ и проектов.

В физике чрезвычайно важным является оперирование полученными знаниями, навыками в игровой, продуктивной и познавательной деятельности. Использование сложившихся представлений в житейских ситуациях актуализирует их, т.е., делает значимыми, необходимыми, полезными для самого студента. Содержание элементарных физических представлений, которые усваивают студенты, вытекает из основ самой науки, ее первоначальных, основополагающих понятий. А вот обучать всем этим физическим премудростям можно по-разному.

Используется специально разработанная педагогическая технология, включающая латентное, реальное и опосредованное обучение физике.

Латентное (скрытое) обучение обеспечивается накоплением чувственного и информационного опыта и может быть организовано через обогащенную предметную среду, специально продуманную и мотивированную самостоятельную деятельность (бытовую, трудовую, конструктивную, учебную нефизическую), созидательную, продуктивную деятельность, познавательное интеллектуальное общение со взрослыми.

Реальное (прямое) обучение, которому отводится сравнительно незначительная доля времени в общем, образовательном процессе, происходит как специально организованная познавательная деятельность всей группы или отдельной подгруппы студентов.

Опосредованное обучение предполагает включение широко организованной педагогики сотрудничества, игровых проблемно-практических ситуаций, деловых игр, совместного выполнения заданий, взаимоконтроля, взаимообучения в созданной студентами игротке, использование различных видов праздников и досугов.

В работе со студентами используется еще одно очень важное и эффективное средство обучения - игра. Знания, данные в занимательной форме, усваиваются быстрее, прочнее и легче, чем те, которые сопряжены с долгими, сухими упражнениями. Игры позволяют развивать у студента логическое и абстрактное мышление.

Методика предусматривает самостоятельную подготовку каждым студентом структурной схемы установки, ее реализации на основе существующей в лаборатории серийной аппаратуры, самостоятельную разработку программы экспериментального исследования. Такая методика приближает лабораторный практикум по форме к учебно-исследовательской работе. Мы считаем, что любую работу можно сделать привлекательной и интересной, если в ней имеет элемент творчества.

Студентам предлагается в течение семестра проделать на лабораторных занятиях, профессиональную инженерную работу по техническому заданию, разработать усложненные устройства или стендовую систему на базе имеющейся в лаборатории устройств.

Практикум алгоритмируется технологической картой лабораторных занятий, в которой расписаны последовательность производимых работ, перечень заданий на разработку устройств и список элементов, модулей. Работа будет организована по правилам конструкторского бюро: 8-10 студентов в роли инженеров –разработчиков аппаратуры, 2 преподавателя в роли руководителей и консультантов и лаборант в роли обслуживающего персонала.

На первом этапе студентам выдаются технические задания на разработку сравнительно сложных устройств в течении одного семестра, а также требуемая литература. В техническом задании описываются функциональные операции разрабатываемого устройства, требуемые параметры и приводится список рекомендуемой литературы. Обычно первые занятия посвящаются изучению и экспериментальному исследованию тех узлов и устройств из лаборатории, которые необходимы для реализации задания. Конечная цель занятий – разработать и изготовить заданное устройство или стендовую систему.

На втором этапе занятий студенты должны предоставить для обсуждения предлагаемую структурную схему устройства, необходимые расчеты и перечень возможных узлов, элементов. В конце каждого занятия студенты с преподавателем согласуют план работы на следующие занятия.

На последнем этапе студент должен предоставить отчет и продемонстрировать физическое явление. В отчете кратко описать принцип действия устройства, привести результаты расчетов и экспериментальных исследований.

На каждом этапе студенты задают вопросы преподавателю по широкому спектру задач, связанных с разработкой устройств, данная методика предъявляет повышенные требования к преподавателю, ведущему занятия.

Одним из важных достоинств деловой игры является возможность отработки уроков делового взаимодействия и сопряжения между несколькими исполнителями одной темы.

Таким образом, при обучении физике основное усилие педагогов должно быть направлено на то, чтобы воспитать у студента интерес к самому процессу познания, отсутствие боязни ошибаться, стремление преодолевать трудности, возможность находить самостоятельный путь решения познавательных задач и желание достижения поставленной цели. В результате прохождения этого курса студенты должны увидеть черты прекрасного лика современной физики и иметь представления о перспективах развития этого образа.

О ЗАТУХАНИИ ВОЛН ВСЛЕДСТВИЕ СЛУЧАЙНЫХ НЕОДНОРОДНОСТЕЙ СРЕДЫ

Ш.Н. Носирова, доцент, канд. тех. Наук, НГГИ,

А.С. Тураев, канд. техн. наук НавГГИ,

И.И. Сафаров, зав. кафедрой машиноведения, профессор, докт. техн. наук БухИТИЛП

В результате теоретических исследований установлено, что напряженно-деформированное состояние слоистого вязкоупругого массива горных пород при различных динамических нагрузках из-за большого разнообразия пород, затрудняет интерпретирование их поведение. В реальных пластах горных пород при распространении импульса напряженная часть энергии расходуется на диссипативные потери.

Распространение гармонической волны в вязкоупругих средах сопровождается ее затуханием вследствие перехода механической энергии в тепловую. Известно, что упругие среды представляют собой совершенно замкнутые системы. Тогда возникает вопрос: каким же образом эффект затухания может появляться при сохранении в системе механической энергии. В упругих средах общая механическая энергия сохраняется, однако может появляться кажущееся затухание от рассеяния на случайных неоднородностях.

Второе тело характеризуется линейной однозначной связью между напряжением и деформацией в течение всего периода переменной напряжения, и деформация всегда находится в фазе.

Диссипация энергии упругой волны будет происходить в том случае, если напряжения и деформация не связаны однозначной зависимостью в течение периода колебаний. Отсутствие такой однозначной зависимости между напряжениями и деформацией возникает, когда в уравнение, связывающее напряжения и деформацию, вводятся временные производные напряжения и (или) деформации. Даже, если уравнения линейно относительно напряжением и деформаций, наличие временных производных всегда связано с диссипацией. В результате при переменном напряжении возникает эффект гистерезиса. Затухание в эмпирической модели твердого тела (стандартное, линейное, вязкоупругое число) рассмотрено Зиннером [1].

Наличие только нелинейной связи между напряжением и деформацией (без временных производных в уравнении) вызывает два эффекта. Такая связь, во-первых, приводит к взаимодействию рассматриваемой упругой волны с другими волнами и в результате происходит перераспределение энергии между волнами. Во-вторых, происходит волна, которая будет генерировать более высокие гармоники, передавая им свою энергию. В обоих случаях взаимодействие зависит от амплитуды деформации. Нелинейная связь между напряжением и деформацией или при наличии временных производных также приводит к затуханию, зависящему от амплитуды деформации.

Распространения упругих высокочастотных волн в твердых телах характеризуются затуханием и скоростью этих волн.

Изменения характеристик распространения можно определить, измеряя затухания и скорость как функцию переменных, представляющих интерес. Такие измерения позволяют изучать влияние на упругие волны любых свойств деформируемого тела.

Рассмотрим частную задачу о прохождении волн большой длины в упругой среде, содержащей малую долю жестких сферических включений. Падающая гармоническая волна считается продольной. Обобщенное перемещение для волнового движения в другой среде можно записать в сферических координатах в виде

$$U = j + x \mathbf{1}_j \frac{\partial j}{\partial \theta} \quad (1)$$

где, j - скалярный потенциал, удовлетворяющий волновому уравнению;

$\mathbf{1}_j$ - единичный вектор, показанный на рисунке.

Падающая продольная волна определяется выражением

$$j^{\text{III}} = j_0 \exp \left[i \omega \left(\frac{x}{v_L} - t \right) \right] \quad (2)$$

где v_L - продольная фазовая скорость.

Решение для отраженной волны можно записать в виде

$$j^R = \exp(-i \omega t) \sum_{n=0}^{\infty} A_n h_n(a r) P_n(\cos q) \quad (3)$$

$$j^R = \exp(-i \omega t) \sum_{n=0}^{\infty} B_n h_n(\beta r) P_n(\cos q)$$

где $a = \omega / v_L$, $\beta = \omega / v_T$;

v_T - скорость сдвиговой волны.

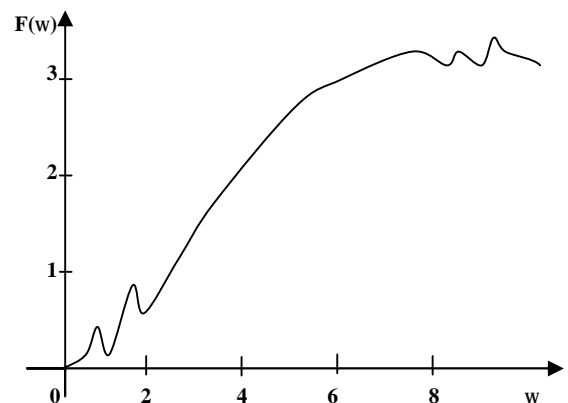


Рис. Изменение безразмерного $f(w)$ в зависимости от частот

Члены $P_n(\cos q)$ в (3) представляют собой полиномы Лежандра, а $h_n(ar)$ и $h_n(br)$ сферические функции Бесселя. Коэффициенты A_n и B_n должны быть определены из граничных условий на поверхности и жесткой сфере, т.е. из требования непрерывности перемещений

$$-U_r = U \cos \theta; \quad U_\theta = -U \sin \theta$$

Напряжения на поверхности сферы связано с управлением ее движения следующим образом

$$\frac{4}{3} S_1 \rho a^3 \frac{d^2 U}{dt^2} = 2 \rho a^2 \int_0^\pi (s_{rr} \cos q - s_{r\theta} \sin q) \sin q dq = F(t) \quad (4)$$

где a - радиус и S_1 - плотность сферического включения.

Силу $F(t)$ действующую на сферу определяем позднее. Перемещение сферы в рассматриваемой задаче должно быть гармоническим

$$U(t) = U \exp(i\omega t) \quad (5)$$

При условии длины волны $a \ll l$ и $b \ll l$ в (3). Поэтому для удовлетворения граничных условий на жесткой сфере необходимо сохранить только значения $m=1$. Более того, при этом условии необходимо сохранить только первые члены в разложении сферических функций Бесселя. Отсюда находим, что сила, действующая на сферу, выражается следующим образом

$$F(t) = \frac{S_m V_0}{T_0^2} \left\{ \frac{9[U(w) - U(w)]}{2x^2 + 1} \right\} \left[1 - ia \frac{2x^3 + 1}{2x^2 + 1} \right] - a^2 f_1 U(w) + a^2 f_2 U(w) \quad (6)$$

где $f_1 = (2 + 9x + x^2 + 18x^3(x+2)/(2x^2+1)^2)/(2x^2+1) - [9x(x+1)(2x+1)/(2x^2+1)]/(2x^2+1)$; $f_2 = (45 + 8x + 3x^2 + 18x^3(x+2)/(2x^2+1)^2)/(x^2+1)$;

$S_m = [(9x+1)(9x+1)/(2x^2+1)]/(2x^2+1)$ - плотность окружающей частицу упругой среды; V_0 - объем включения; $j'(x,t)$ - движение среды в точке с координатами включения при отсутствии последнего: $U^1 = U \exp(i\omega t)$.

И наконец $x = b/a = v_L/v_T$, $T_0 = a/v_L$

Если $S_2 \gg S_m$ тогда

$$F(w) = - \frac{9S_m V_0 U(w) - U(w)}{T_0 2x^2 + 1} \left[1 - ia \frac{2x^3 + 1}{2x^2 + 1} \right] \quad (7)$$

Подставив (7) в уравнение движения (4) и записав результат через производные по времени получим

$$S_1 \frac{d^2 U}{dt^2} + \frac{9S_m (2x^3 + 1)}{T_0 (2x^2 + 1)^2} \left(\frac{dU}{dt} - \frac{dU_1}{dt} \right) + \frac{9S_m}{T_0 (2x^2 + 1)} (U - U_1) = 0 \quad (8)$$

Последний член формулы характеризует упругую энергию, под другую энергию, а скоростные члены описывают явление эффективной диссипации энергии из-за рассеяния энергии волны.

Численные результаты приведены на рисунке, при $S_1 = 2,70$ г/см³, $S_2 = 5,76$ г/см³, $V_{r2} = 5,2 \cdot 10^5$ см/с, $V_{ti} = 3,1 \cdot 10^5$ см/с, $V_{ii} = 3,3 \cdot 10^5$ см/с.

Из результатов видно, что $F(w)$ в зависимости от w увеличивается и приближается к асимптоте.

Список литературы:

1. Базаров М.Б., Сафаров И.И., Шокин Ю.И. Численное моделирование колебаний диссипативно однородных и неоднородных механических систем. Новосибирск. 1996. 188с.
2. Перцев А.К., Платонов Э.Г. Динамика оболочек и пластин. Ленинград. 1987. 318с

СЕМЕЙСТВА АНТИСИММЕТРИЧНЫХ И СИММЕТРИЧНЫХ
НОРМАЛЬНЫХ ВОЛН SH

Д.Х. Таирова, преподаватель математики, Зар. филиала НГГИ

З.А. Балхибаева, преподаватель информатики, Зар. филиала НГГИ

При решении задач, возникающих при проектировании подземных и подводных емкостей и трубопроводов, а также капитальных горных выработок, необходимо представление о закономерности распространения волн в сплошных средах. Эти представления можно получить при изучении семейства антисимметричных и симметричных волн SH.

Поскольку семейства антисимметричных и симметричных нормальных волн SH схожи между собой, их свойства удобно рассматривать параллельно. Антисимметричные нормальные волны SH мы будем называть нормальными волнами AS, а симметричные нормальные волны SH – нормальными волнами SS

$$\begin{vmatrix} (ig \cos bb) \cdot (b \cos bb) \\ (b_2 \cos bb) \cdot (ig \cos bb) \end{vmatrix} = 0 \quad (1)$$

Это уравнение имеет три решения: 1) $\beta = 0$, 2) $\gamma^2 + \beta^2 = 0$ и 3) $\cos \beta b = 0$. Поскольку первое из них – тривиальное решение $u = 0$, а второе не представляет распространяющуюся нормальную волну, оба эти решения мы не будем рассматривать в дальнейшем. Третье решение удовлетворяется дискретным бесконечным рядом значений

$$bb = \left(p - \frac{1}{2} \right) \cdot p, \quad p=1, 2, 3 \quad (2)$$

Аналогичным образом при замене h на $i\gamma\beta$ в поддетерминанте решения II, соответствующем нормальной волне SS, получаем уравнение

$$\begin{vmatrix} (-b \sin bb) \cdot (igb \sin bb) \\ (-igb \sin bb) \cdot (b_2 \sin bb) \end{vmatrix} = 0 \quad (3)$$

Снова имеются три решения: 1) $\beta = 0$, 2) $\gamma^2 + \beta^2 = 0$ и 3) $\sin \beta b = 0$. Второе решение, как и выше, не представляет распространяющуюся нормальную волну, и поэтому мы не будем его рассматривать, но первое решение теперь не тривиально, а скорее представляет собой особый случай третьего решения. Третье решение опять удовлетворяется дискретным бесконечным рядом значений βb , но теперь эти значения даются формулой

$$\beta b = q\pi, \quad q = 0, 1, 2, \dots \quad (4)$$

Каждое из допустимых значений p, q определяет одно выражение для вектора смещения, удовлетворяющее дифференциальному уравнению движения и граничным условиям. Значения p и q служат индексами этой последовательности решений. Так, например, наименьшую антисимметричную нормальную волну SH мы обозначим AS (1), а наименьшую симметричную нормальную волну SH – SS (0). При обсуждении свойств нормальных волн AS и SS удобно ввести третий индекс r . Для нормальных волн AS $r = p - 1/2$, а для нормальных волн SS $r = q$. При использовании r уравнение для частоты и постоянной распространения может быть для этих нормальных волн записано в следующем аналитическом виде

$$\frac{wb}{v_s} = \pm \left[(gb)^2 + (pr)^2 \right]^{1/2} \quad (5)$$

Выражения для безразмерных фазовой и групповой скоростей могут быть теперь записаны в более четкой форме

$$\frac{V}{V_s} = \frac{wb/V_s}{gb} = \pm \left(1 - \frac{p_2 r_2}{(wb/V_s)^2} \right)^{-1/2} \quad (6)$$

$$\frac{U}{v_s} = \frac{d \cdot (wb/V_s)}{d \cdot (gb)} = \pm \left(1 - \frac{p_2 r_2}{(wb/V_s)^2} \right)^{-1/2} \quad (7)$$

Знаки «±» в каждом случае обозначают просто два направления распространения волн. Для всех нормальных AS и SS, кроме волны SS (0), фазовая и групповая скорости являются функциями частоты, т.е. эти волны обладают дисперсией. Далее, фазовая и групповая скорости становятся мнимыми при $\omega b/V_s < r\pi$. Свободное распространение данной нормальной волны не имеет места при частотах ниже $\omega b/V_s = r\pi$. При $\omega b/V_s = r\pi$ групповая скорость нормальной волны становится равной нулю, и частота, при которой это происходит, называется критической частотой данной нормальной волны. Для нормальных волн AS и SS постоянная распространения γb равна нулю при критических частотах. Если величина $\omega b/V_s$ действительна и меньше $r\pi$, то γb становится чисто мнимой величиной. Смещения, соответ-

вующие этим решениям, затухают экспоненциально по z , в то время как смещения, соответствующие действительным значениям γb , отвечают синусоидальным волнам, которые распространяются без затухания.

Важно отметить, что экспоненциальное затухание нормальной волны при мнимой величине постоянной распространения не связано с потерями в среде. Энергия в нормальной волне при этом накапливается в некоторой области пространства, а не распространяется свободно. Другими словами, поток энергии через поперечное сечение, перпендикулярное оси z , равен нулю, так как напряжения и скорости частиц сдвинуты по фазе на 90° .

Для нормальной волны $SS(0)$ $\gamma b = \omega b/V_S$. В результате групповая и фазовая скорости не зависят от частоты и равны V_S . По этому только эта нормальная волна среди всех волн SH не обладает дисперсией. Необходимо, кроме того, отметить, что уравнения нормальных волн SH включают только один упругий параметр – модуль сдвига. В противоположность этому продольные и изгибные нормальные волны, рассматриваемые в следующем разделе, зависят от двух упругих параметров изотропной среды.

Часть спектра частот, определяемых уравнением для нормальных волн SH , показано на рис. 1. Нормальным волнам SS соответствует $q = 0, 1, 2$, нормальным волнам AS соответствуют $p = 1, 2, 3$. Поскольку спектр частот симметричен относительно осей $\gamma b = \omega b/V_S$, полуплоскость с отрицательными значениями γb можно заменить полуплоскостью с мнимыми положительными значениями γb , а отрицательные значения $\omega b/V_S$ можно не рассматривать без опасения пропустить какие-либо детали. При приближенном анализе расположения корней уравнения (5) полезно заметить, что для нормальных волн AS справедливы следующие положения:

1. Для различных нормальных волн значения $\omega b/V_S$, при которых $\gamma b = 0$, равны $(p + \frac{1}{2})\pi$.
2. Для всех нормальных волн данного типа наклон кривой на рис. 1 равен нулю, когда действительная и мнимая части γb равны нулю.
3. При мнимых значениях γ кривая представляет собой окружность радиуса $(p - \frac{1}{2})\pi$ с центром в начале координат.
4. При действительных значениях γb кривая является гиперболой, начинающейся в точке $\omega b/V_S = (p - \frac{1}{2})\pi$, $\gamma b = 0$ и асимптотически стремящейся к прямой $\omega b/V_S = \gamma b$ при $\omega b/V_S \rightarrow \infty$.
5. Наклон кривой в произвольной точке дается уравнением (7).

Аналогичные положения можно сформулировать и для нормальной волны SS , исключая нормальную волны низшего порядка, для которой $p = 0$. Эта нормальная волна представлена прямой линией (рис.1), проходящей через начало координат с тангенсом угла наклона, равным единице.

Данные рис. 1 показывают, что при заданной частоте имеется только конечное число решений с действительными значениями γb для волновых движений типа SH . Следовательно, имеется только конечное число свободно распространяющихся волн. Невозможно создать произвольное распределение напряжений на выбранных плоскостях в пластинке, например на плоскостях, для которых $z = const$.

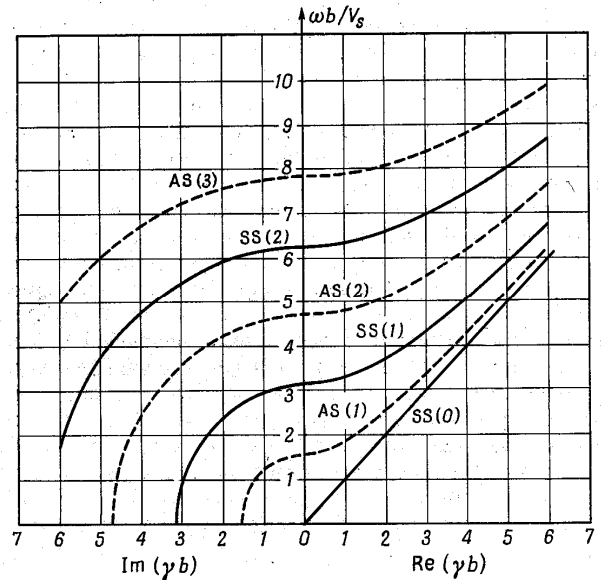


Рис 1. Спектр частот симметричных и антисимметричных сдвиговых нормальных волн в бесконечной пластинке

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОМПЛЕКСА ЦПТ К СТЕСНЕННЫМ УСЛОВИЯМ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА МУРУНТАУ

О.Н. Мальгин, зам. главного инженера НГМК, докт. техн. наук,
В.Н. Сытенков, главный инженер Центрального РУ НГМК, докт. техн. наук,
П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

В настоящее время фактическая глубина карьера составляет 470 м, а перспективная оценивается в 900-1000 м. Такие глубокие карьеры рассматриваются как эволюционирующие во времени и изменяющиеся в пространстве системы, состоящие из также эволюционирующих подсистем вскрытия, транспорта, безопасности горных работ, безопасности персонала и т.п.

Эволюцию подсистем карьера проследим на примере развития технологического транспорта карьера Мурунтау (рис. 1), которое неразрывно связано с изменением горнотехнических условий его работы. Так, например, за 30 лет ведения горных работ, глубина карьера увеличилась в 8 раз (с 50 до 400 м), среднее расстояние перевозки по карьеру в 1,8 раза (с 2,5 до 5,7 км), в отвал – 3,1 раза (с 2,5 до 7,7 км), а средняя грузоподъемность автосамосвалов возросла в 5 раз (с 27 до 145 т). Графическая иллюстрация изменения параметров карьера Мурунтау в пространстве и во времени представлена на рис. 2.

Успешное освоение большегрузных автосамосвалов фирм «Катерпиллар» и «Юклид» грузоподъемностью соответственно 136 и 170 т показало преимущества использования в карьере транспортных средств большой единичной мощности, связанные с уменьшением численности обслуживающего персонала и повышением безопасности транспортных работ (снижение напряженности на дорогах, в пунктах погрузки и разгрузки и т.п.). Количественные и качественные изменения в автомобильном транспорте не могли компенсировать ухудшение его работы, связанное с увеличени-

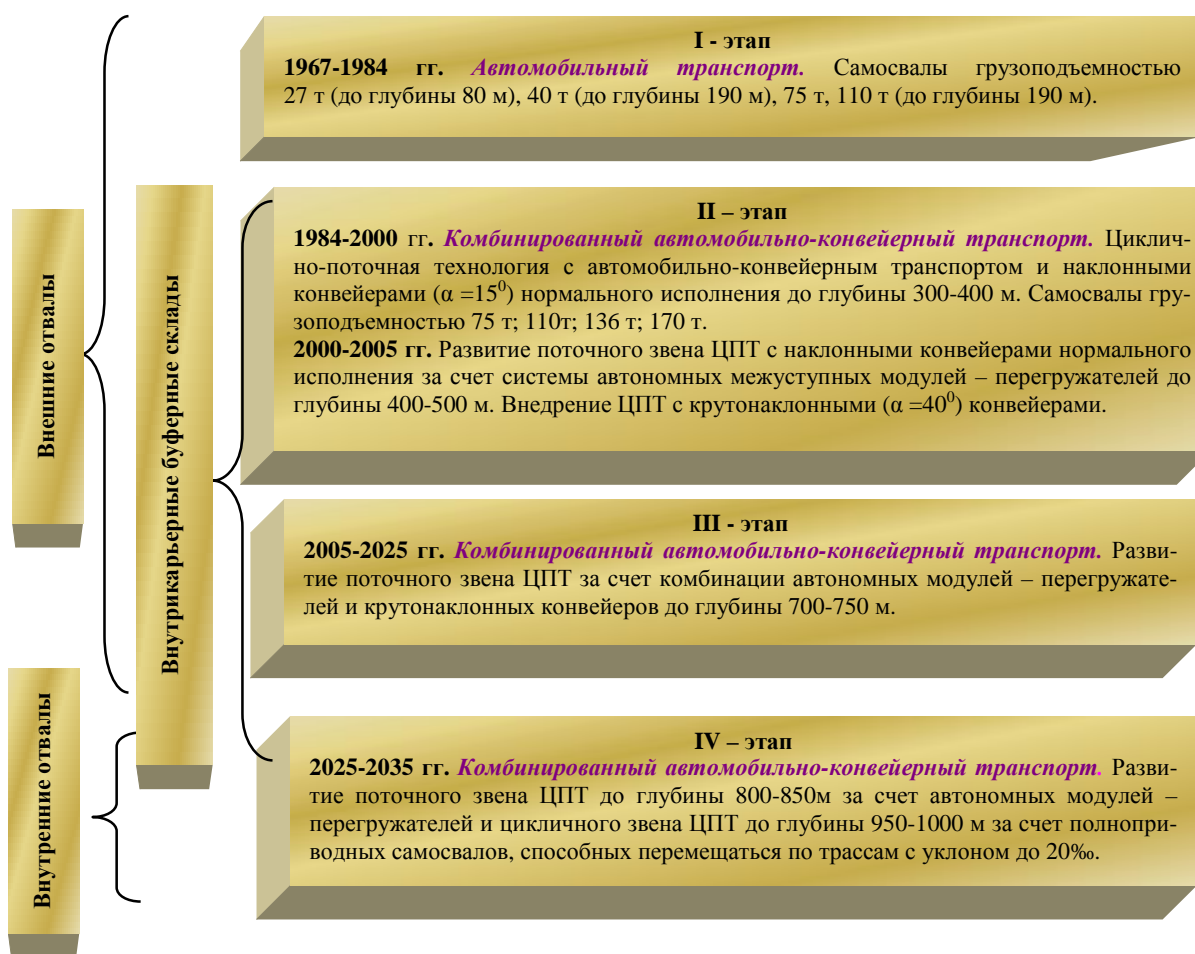


Рис. 1. Этапы развития технологического транспорта

ем глубины карьера.

Согласно концепции развития карьера Мурунтау технологический транспорт ориентирован на дальнейшее применение циклично-поточной технологии (ЦПТ). На выбор стратегии развития комплекса ЦПТ в стесненных условиях

глубокого карьера оказывают влияние следующие факторы: глубина карьера (интенсивно растет); углы откосов рабочего и нерабочего бортов (увеличиваются); динамичность рабочей зоны (практическое отсутствие участков временно

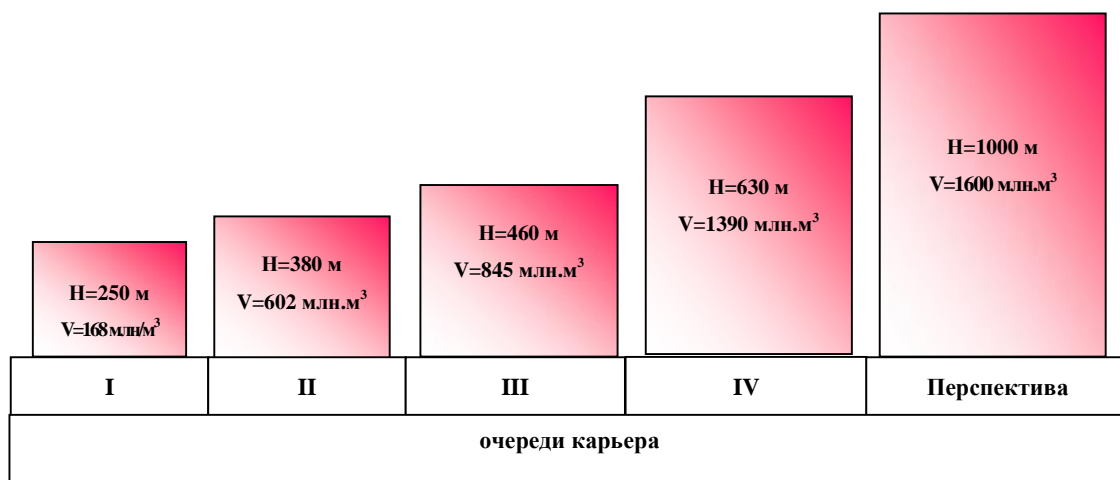


Рис. 2. Изменение параметров карьера Мурунтау в пространстве и во времени

нерабочих бортов); ресурс полезного рабочего пространства (сокращается); производительность карьера по горной массе (снижается); режим горных работ (увеличивается соотношение рудной составляющей).

При этом адаптация комплекса ЦПТ к влияющим факторам работы в стесненных условиях глубокого карьера предусматривается за счет внедрения:

- крутонаклонных конвейеров (адаптация к увеличению глубины карьера и углов откосов нерабочих бортов);

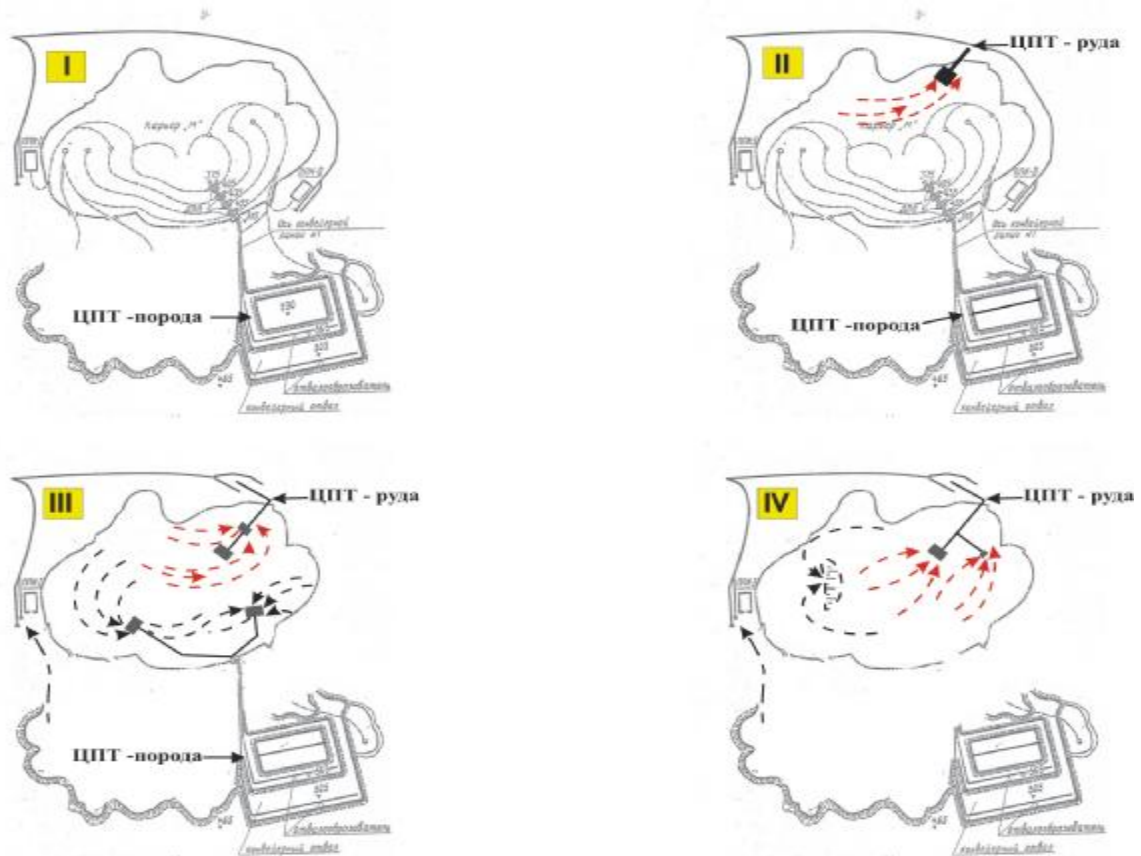


Рис. 3. Этапы развития комплекса ЦПТ карьера Мурунтау

- модульных межступенных перегружателей с крутонаклонными конвейерами (адаптация к увеличению углов откоса рабочих бортов и динамичности рабочей зоны);
- модульных передвижных дробильно-перегрузочных пунктов (адаптация к сокращению ресурса полезного рабочего пространства и динамичности рабочей зоны);
- горизонтальных и слабонаклонных конвейеров (адаптация к перемещению зон интенсивного ведения работ);
- автосамосвалов сначала большой (140-190 т), а затем малой (25-40 т) грузоподъемности и размеров (адаптация к сокращению ресурса полезного рабочего пространства);
- автосамосвалов, способных перемещаться по трассам с уклоном 20-25% (адаптация к изменению углов откоса рабочих и нерабочих бортов);
- временных догрузочно-накопительных складов, совмещенных с выемочными блоками и скользящими насыпными съездами (адаптация к сокращению ресурса рабочего пространства);

- внутреннего отвалообразования (адаптация к изменению режима горных работ).
 Возможности по увеличению глубины ввода в карьер существующего комплекса ЦПТ практически исчерпаны.

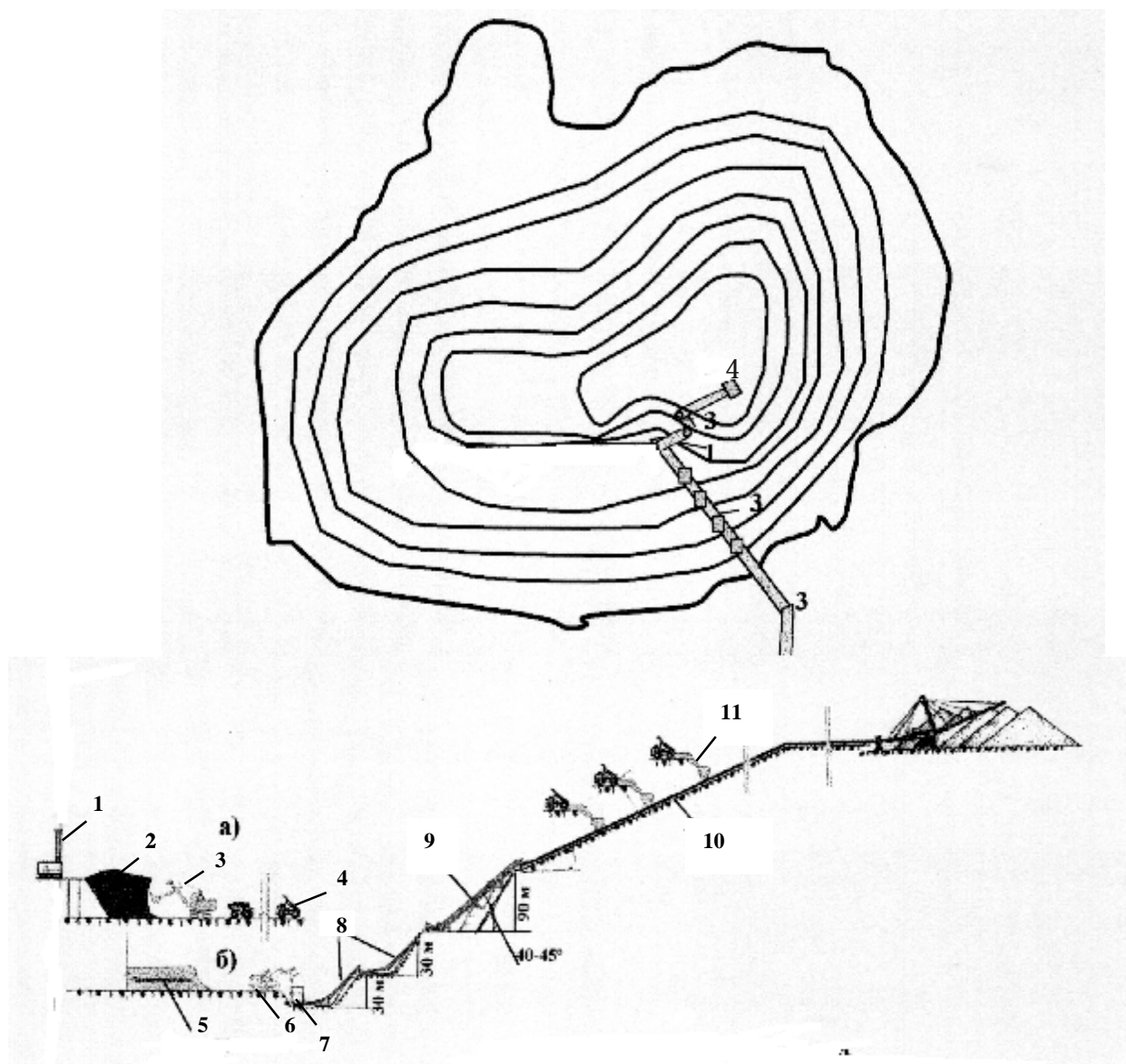


Рис. 4. Схема комплекса ЦПТ с МДПК и КНК при загрузке горной массы из забоя (а) и промежуточного склада (б):

- 1 – буровой станок; 2 – забой; 3 – экскаватор; 4 – автосамосвал; 5 – промежуточный склад;
- 6 – фронтальный погрузчик; 7 - мобильный дробильно-перегрузочный пункт;
- 8 - автономный модуль-погружатель; 9 - секция крутонаклонного карьера;
- 10 - наклонный конвейер существующего комплекса ЦПТ; 11 - ДПП

Наиболее эффективным техническим решением в этих условиях является переход от конвейеров традиционного исполнения к крутонаклонным конвейерам (КНК), способным осуществлять транспортировку горной массы под углом, достигающим 90^0 (этап II рис. 1). Следует отметить, что в последнее время КНК начинает находить все большее применение в горнодобывающей промышленности за рубежом. Ведутся проектные проработки по использованию КНК на карьерах Костомукшинском, Ковдорском, Сухой Лог, Эрдэнэт. На карьере Мурунтау постановка вопроса о целесообразности применения КНК является своевременной и актуальной. Выполнено ТЭО «Развитие комплекса ЦПТ карьера Мурунтау на основе внедрения опытно-промышленного мобильного дробильно-перегрузочного комплекса». Предусмотрена ликвидация действующих конвейерных подъемников и ДПП и строительство новых модульных дробильно-перегрузочных пунктов, в том числе с КНК, работа которых предусмотрена с существующими магистральными КЛ расположенными на борту карьера и используемых в настоящее время для транспортировки породы во внешние отвалы. Для транспортировки руды на северо-восточном борту карьера создается самостоятельный конвейерный комплекс. Этапы развития комплекса ЦПТ карьера Мурунтау представлены на рис. 3. КНК и мобильный дробильно-

перегрузочный комплекс разработан компанией «Howard Trading Inc» совместно со специалистами Навоийского ГМК, а проектирование ведет институт УкрНИИпроект.

Для интенсификации поточных транспортных процессов разработана технологическая схема с использованием существующего комплекса ЦПТ, заключающаяся в том, что нижнюю часть наклонного конвейера формируют из автономных мобильных дробильно-перегрузочных комплексов (МДПК), представляющих собой комбинацию передвижного дробильно-перегрузочного пункта с межступным крутонаклонным перегружателем. Схема комплекса ЦПТ с МДПК и КНК представлена на рис. 4.

Использование автономных МДПК в сочетании с существующим комплексом ЦПТ позволяет расширить область применения поточной технологии перемещения горной массы, значительно приблизив перегрузочные пункты к рабочей зоне карьера. Кроме того, такая технология дает возможность своевременно перемещать МДПК вслед за развитием горных работ.

Передвижной дробильно-перегрузочный пункт (рис. 5) оснащается шнеково-зубчатой дробилкой и двумя питателями ковшового типа. Такой перегрузочный пункт устанавливается на рабочей площадке уступа при минимальных объемах горно-подготовительных работ без строительства мощных подпорных стен, а автосамосвалы разгружаются непосредственно в ковшовые питатели, из которых горная масса перегружается с помощью гидравлического или канатного механизма подъема в приемную часть дробилки.

Межступный перегружатель представляет собой двухленточный конвейер, установленный на одной самоходной тележке. Угол наклона конвейера - до 40° , высота подъема горной массы - до 30 м. В состав комплекса может входить межступный перегружатель, имеющий две (верхнюю и нижнюю) самоходные тележки и перемещающий горную

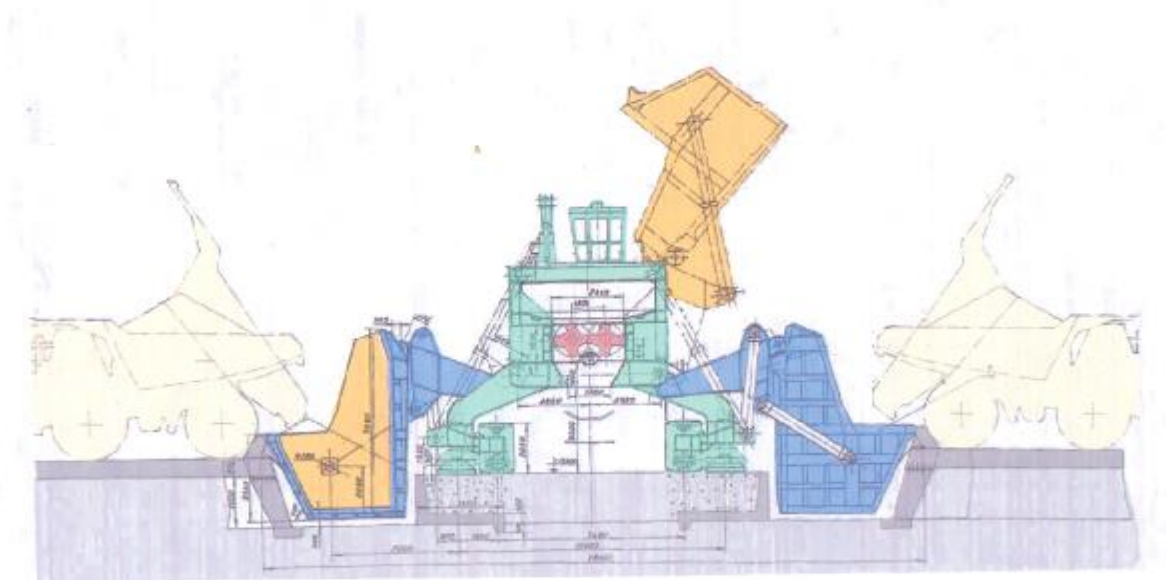


Рис. 5. Модульный дробильный перегрузочный пункт для глубоких карьеров

массу на высоту до 90 м. Такие перегружатели предназначены для работы в составе комплексов ЦПТ. Технологически предусматривается последовательная установка 2-3 перегружателей с последующей заменой при необходимости на секцию крутонаклонного конвейера.

Ориентировочный график строительства комплекса ЦПТ – руда с КНК и МДПК представлен в табл. 1, а эффективность внедрения комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау - в табл. 2.

На стадии доработки карьера в цикличном звене комплекса предполагается применение автосамосвалов, способных перемещаться по дорогам с уклоном до 20% (например, полноприводных автосамосвалов фирмы Caterpillar).

Реализация указанных предложений позволит сохранить расстояние перевозки и высоту подъема горной массы автотранспортом в среднем по карьере на уровне 3,0-3,5 км и 85-100 м соответственно при эффективности $0,4 \text{ \$/м}^3$.

Таблица 1

**Ориентировочный график строительства
комплекса ЦПТ-руда с КНК и МДПК**

Объект проекта	Исполнитель	Срок реализации			
		2003	2004	2005	2006
МДПК					
Технический проект на МДПК	УкрНИИпроект	■			
Изготовление ДПУ	Украина		■		
Изготовление межступного перегружателя	НГМК		■		
КНК с узлом перегрузки на ж/д транспорт					
Технический проект на КНК	УкрНИИпроект, СазНИПИПТ	■			
Изготовление ДПУ, приводных станций, доставка, монтаж	Украина		■		
Изготовление линейной части конвейеров, доставка, монтаж	НГМК		■		
Строительство узла перегрузки с конвейеров на ж/д транспорт	НГМК		■		
Строительство системы энергоснабжения	НГМК		■		

Таблица 2

Эффективность внедрения комплекса ЦПТ в карьере Мурунтау (в сравнении с 2000 г.)

Показатели	Значение			
	2005 год		2010 год	
	В натуральных единицах	В %	В натуральных единицах	В %
Сокращение парка самосвалов, штук	22	30	40	55
Сокращение расстояния перевозки автотранспортом, км	1,8	28	2,3	35
Сокращение объема грузоперевозок, млн. т км/год	165	37	210	47
Сокращение пробега автосамосвалов, тыс. км	2070	36	3250	55
Сокращение расхода:				
-дизтоплива, т/год	10700	40	18000	67
-шин, штук	420	38	700	65
Сокращение численности водителей и ремонтников, чел.	160	30	220	42
Доля ЦПТ в общем объеме перевозки горной массы		60		70
Сокращение эксплуатационных расходов, млн.долл./год	19,5		16,5	

Таким образом, на месторождении Мурунтау технологический транспорт ориентирован на дальнейшее применение ЦПТ. Совершенствование ЦПТ в стесненных условиях глубокого карьера выполняется за счет внедрения в поточном звене мобильных дробильно-перегрузочных комплексов в сочетании с крутонаклонными конвейерами (до глубины 800-850 м) и высокоманевренных полноприводных автосамосвалов на стадии доработки карьера (глубина 950-1000 м) в цикличном звене.

ОТРАБОТКА МЕЖЛАВНЫХ ЦЕЛИКОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ № 9

УДК 001+661.632

© О.Н. Мальгин, В.Н. Сытенков, П.А. Шеметов 2003 г.

О.Н. Мальгин, зам. главного инженера НГМК, докт. техн. наук,
В.Н. Сытенков, главный инженер Центрального РУ НГМК, профессор, докт. техн. наук,
П.А. Шеметов, начальник пультника Mvnyntav Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

ОТРАБОТКА МЕЖЛАВНЫХ ЦЕЛИКОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ № 9

А.И. Клименко, генеральн. директор ОА «Уголь»
Х.И. Ниматуллаев, главный инженер шахты № 9,
В.Г. Ким, главный технолог шахты № 9

Поле шахты № 9 является частью Ангреновского каолино-буроугольного месторождения, расположенного в среднем течении реки Ахангаран, в 110 км юго-восточнее г. Ташкента.

Ангреновское угольное месторождение является практически единственным, на котором возможно значительное расширение объема добычи угля.

Реконструкция разрезов "Ангреновский" и "Апартак" приведет к увеличению добычи угля открытым способом, как наиболее рациональным. Однако имеется возможность увеличения добычи угля и подземным способом. Но увеличить добычу угля на шахте № 9 невозможно без вовлечения в отработку новых площадей на флангах действующей шахты и значительных капитальных вложений.

Плановое задание на 2003 г. по шахте № 9 составляет 300 тыс. т. Одним из способов дополнительной подземной добычи угля является отработка запасов угля из межлавных целиков, оставленных как противопожарные и в настоящее время утративших свои функции.

Отработка межлавных (противопожарных) целиков традиционной системой разработки (лава с выпуском потолочины) является экономически нецелесообразной из-за большого расхода лесных материалов, большой протяженности подготовительных выработок, необходимости иметь в очистном забое лавный конвейер для транспортировки угля.

Для отработки незначительных по запасам угля целиках опробован новый способ выемки угля - короткими очистными забоями в соответствии с "Технологической схемой разработки угольного пласта мощностью от восьми до двенадцати метров для условий шахты № 9 АО "Уголь", разработанной Среднеазиатским отделом ИГД им. А.А. Скочинского, Проектно-изыскательским центром АО "Уголь" и согласованной с агентством "Контехназорат" Республики Узбекистан в 1995 г.

Данным способом шахтой № 9 было добыто в 2001 г 228 тыс. т угля, а в 2002 г. 162 тыс. т угля.

В качестве одного из таких примеров, может служить схема отработки целика на юге шахтного поля, прилегающего к станции "Подземгаз".

Межлавный целик является частью пласта "1+ 2" мощностью от 5 до 10 м с углом залегания от 0 до 10 град. по простиранию и до 5 град. по падению. Пласт разделен на слои, каждый слой обрабатывается системой разработки: длинные столбы по простиранию с выпуском потолочины. При отработке нижележащих слоев очистные забои (лавы) нарезались с учетом отработки межлавных целиков нижележащим слоем.

При отработке последнего слоя, при нынешних рыночных отношениях для снижения себестоимости угля и уменьшения потерь, возникла необходимость отработки запасов межлавных целиков.

Послоевая система отработки пласта длинными очистными забоями для данных условий не приемлема. Известны системы отработки короткими очистными забоями (КОЗ) на пологих и горизонтальных угольных пластах. При разработке КОЗ соотношение ширины очистных забоев и целиков полностью или частично исключается объем работ по их креплению.

Быстрое и независимое подвигание КОЗ обеспечивает высокую технологическую гибкость процесса и значительную производительность добычного участка. Недостатком такой системы разработки является повышенные потери угля в недрах (40-60 %).

В качестве другого примера приводим отработку целика между лавой № 330 и лавой № 340. Балансовые запасы угля в целике отнесены в потери при отработке лавы № 340 по нижнему слою. Геологические запасы угля целика составляют 34 тыс. т.

Отработка запасов угля заключается в проходке одной подготовительной выработки пром. штрека № 1 протяженностью 180 м с бремсберга № 3 в районе конвейерного штрека лавы № 317.

Выемка угля будет производиться КОЗ. Намеченный к отработке целик в плане и геологические разрезы показаны на рис. Прогноз добычи угля с погашения 15,2 тыс. т. После отработки пром. штрека № 1 есть возможность отработать пром. штрек № 2 в этом же целике, где прогнозируется добыча угля с погашения 11,1 тыс. т.

Отработка КОЗ производится погашением печей БВР без присутствия людей в забое. Шпуров бурятся длиной до 3 метра заходками по 3 ряда веерообразно в бока и кровлю в отступающем порядке. Расстояние между рядами и шпурами 0,6 м (в каждом ряду 9 шпуров). Бурение шпуров в последующей заходке в той же печи производится только после окончания выпуска отбитого угля под защитой органичного ряда, пробитого на границе погашения. При полной отработке верхнего подэтажа приступают к отработке нижнего подэтажа. Подготовка к началу очистной выемки в верхнем подэтаже состоит в проведении по восстанию углеспускных и ходовых печей, сбиваемых между собой просеками (сбойками) и проведение разрезной (углеспускной) печи с конвейерного штрека до промштрека на нижней границе подэтажа. Нижний этаж подготавливается аналогичным образом к моменту погашения верхнего. Процесс очистной выемки заключается в отбойке угля через гезенки буровзрывным способом с естественным погашением. Выгрузка угля производится под собственным весом по почве гезенка. Бурение шпуров в следующей заходке в том же гезенке производится только после выпуска угля из последнего. После выпуска угля из одного гезенка таким же образом уголь выпускается и из противоположного гезенка. Выпуск угля с одного гезенка осуществляется до появления породы или прекращаются при отсутствии угля. По окончании отгрузки угля из двух противоположных

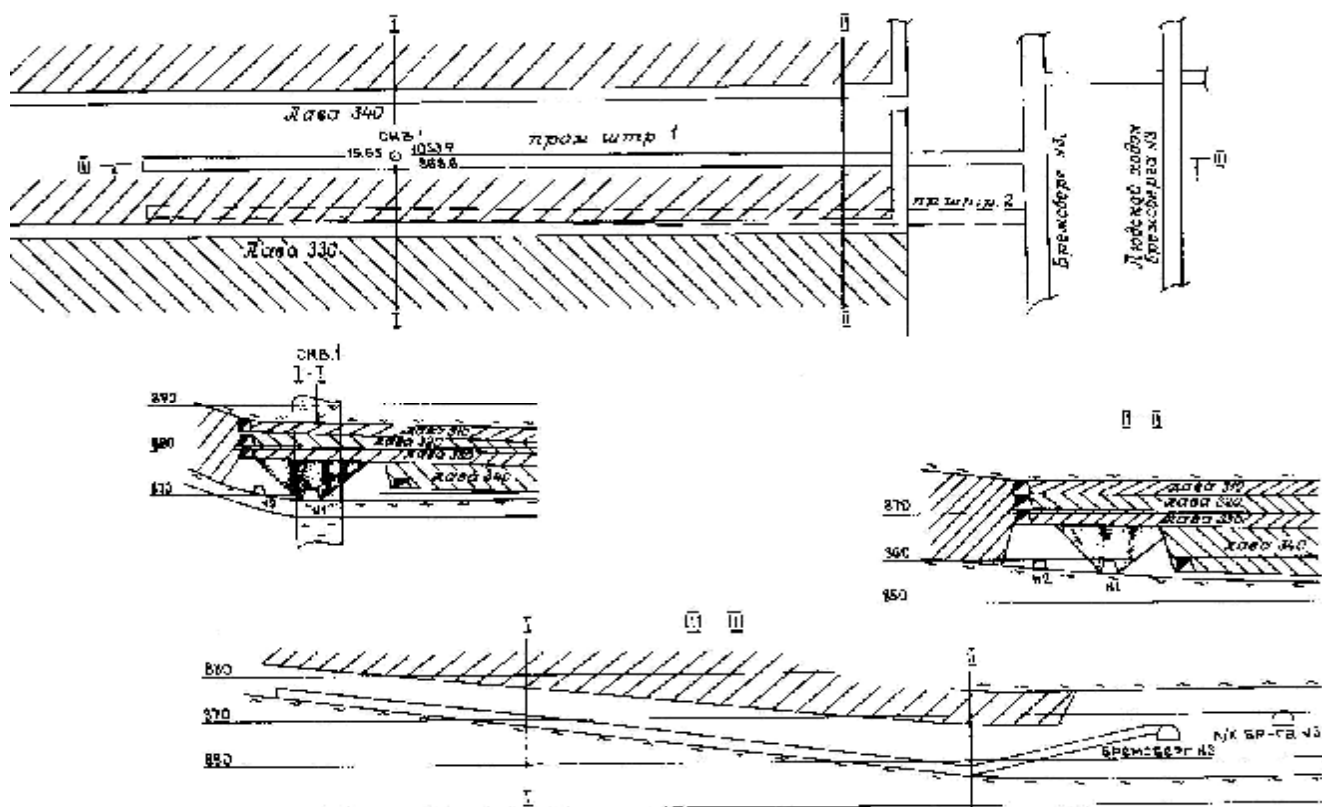


Рис. Схема отработки целика

гезенков конвейер, проложенный в углеспускной печи, укорачивается на 2,5 м, затем в кровлю углеспускной печи бурятся шпуровы которые заряжаются и взрываются. Далее цикл повторяется.

В результате погашения межлавного целика отработанных лав № 330 и № 340 предполагается получить 26,3 тыс. т угля, которые поддержат существующий объём добычи угля по шахте на время подготовки очистных забоев к 2004 г. для увеличения общешахтной добычи до 400 тысяч тонн в год.

ПЫТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ И ОРГАНИЗАЦИОННОЙ МОДЕРНИЗАЦИИ КОМПЛЕКСА ЦПТ

УДК 001+661.632

© О.Н. Мальгин, В.Н. Сытенков, П.А. Шеметов 2003 г.

О.Н. Мальгин, зам. главного инженера НГМК, докт. техн. наук,
В.Н. Сытенков, главный инженер Центрального РУ НГМК, профессор, докт. техн. наук,
П.А. Шеметов, начальник цеха Мурунтау Центрального РУ НГМК, канд. техн. наук

О ВЛИЯНИИ КОМПЛЕКСНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АЛМАЛЫКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ (НА ПРИМЕРЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛЬМАКЫР)

Г.А. Прохоренко, генеральный директор ОАО "Алмалыкский ГМК",
Ю.П. Исаматов, доцент НГГИ
А.С. Хасанов, канд. техн. наук НГГИ

Быстрое социально-экономическое развитие нашей страны влечет за собой интенсивное использование ее природных ресурсов, которое невозможно без научно-обоснованной системы рационального природопользования.

Разработка месторождений полезных ископаемых Алмалыкского рудного поля открытым способом является одной из наиболее активных форм воздействия инженерно-хозяйственной деятельности человека на геологическую среду, приводящей к коренному изменению природных ландшафтов (прежде всего естественных геологических массивов) и возникновению новых сложных природных технических систем - техногенных массивов. Сказанное отчетливо проявляется на месторождении Кальмакыр, который является типичным представителем месторождений медно-порфировой формации, расположен в пределах Алмалыкского рудного поля и занимает в пространстве площадь длиной более 3,5 км, шириной более 1,1 км в нижних течениях небольших рек Алмалык и Накпай.

В настоящее время на месторождении происходит активное взаимодействие человека с геологической средой, вызывающее некоторые горно-геологические и инженерно-геологические процессы и явления. Так, при разработке месторождения естественное напряженное состояние горных пород (естественное поле напряжений) изменяется, происходит перераспределение напряжений. В результате этого на некоторых участках геологического пространства вокруг карьера возникает зона влияния напряжений с двумя подзонами - разгрузки и опорного давления. Такое напряженное состояние горных пород на данном месторождении проявляется в самых различных формах геологических явлений, которые обобщенно можно назвать деформациями, разрушениями, перемещениями и сдвигами горных пород [1]. При этом существенное влияние на эффективность и безопасность разработки первостепенное влияние оказывают геологические факторы: геологическое строение - условия залегания горных пород, петрографический состав, естественное напряженное состояние, физическое состояние, т.е. степень трещиноватости магматических и осадочных пород, раздробленность, наличие тектонических разрывов и нарушений, степень обводненности, физико-механические свойства. Это главные ведущие геологические факторы, определяющие природу, величину горного давления и развития его во времени и, следовательно, сложность инженерно-геологических условий данного месторождения.

С 1954 года начата разработка месторождения открытым способом. Способ вскрытия и система разработки, конструкция карьера, устойчивость его бортов, скорость разработки, устойчивость отвалов и многие другие важные вопросы, связанные с освоением месторождения Кальмакыр в значительной степени определялись свойствами рудовмещающих интрузивных пород, представленных диоритами, сиенито-диоритами S_2 , гранодиорит-порфирами S_3 , кварцевыми порфирами D_1^2 , а также андезитодацитовыми порфирами D_1^3 . Кроме того, в геологическом строении участвуют доломиты и известняки $D_2 - D_3$ осадочного происхождения [2]. В верхней части разреза - лессовидными (супеси, суглинки) и лессами Q делювиально-пролювиального генезиса.

Можно считать, что в настоящее время изученность свойств вышеназванных горных пород месторождения довольно полная и в значительной степени удовлетворяет запросы специалистов-разработчиков. Большинство специалистов не геологического профиля рассматривают и исследуют горные породы как «материал», слагающий борта и откосы карьера, как среду горных выработок без учета их генетических и петрографических особенностей, без соблюдения правил геологической однородности, без учета геологических и инженерно-геологических условий, т.е. не в полном инженерно-геологическом плане.

К основным видам горно-геологических явлений, происходящих на месторождении, относятся отвалы и осыпи. Полускальные магматические породы, слагающие уступы и борта карьеров, претерпевшие метаморфизм, раздроблены тектоническими разрывами, трещинами по своей природе склонными к деформациям, которые связаны с поверхностной эрозией, выветриванием, выщелачиванием и растворением пород. Несмотря на совершенствование методов определения свойств и состояния массива горных пород и оценки устойчивости уступов и бортов карьера немало случаев нарушения устойчивости откосов, что приводит к необходимости выполнения дополнительных объемов горных работ.

Особое положение в возникновении инженерно-геологических процессов и явлений отводится лессовым породам. Лессовые массивы занимают верхний вертикальный борт выработанного пространства карьера. Во многих местах на поверхности земли в 10-15 метрах от края откоса прослеживаются трещины, идущие параллельно к бровке откоса, что свидетельствует о начальных стадиях развития микроскольжений. Они создают картину плавного деформирования лессового массива в подготовительную (скрытую) фазу развития оползневого процесса. Со временем по мере поступления атмосферных осадков будет наблюдаться постепенная концентрация микроскольжения в некоторой зоне массива и затем в общей поверхности смещения сложнокриволинейного очертания происходит сдвиг бортового массива пород.

Из геологических факторов основное значение имеют тектонические нарушения горных пород, которые имеют место на данном месторождении. Как отмечено выше, сильно расчлененные разломами, трещинами большого и мелкого протяжения, горных породы слагают борта, уступы карьера. Во время сейсмических явлений (возможная сила, которой в данном районе равна 8-9 баллов), а также в результате буровзрывных работ на участках развития тектонических нарушений в массиве уступа образуется зона понижений прочности, способствующая развитию деформаций уступов и бортов карьера.

Подземные воды являются важнейшим элементом инженерно-геологических условий месторождений. На многих месторождениях их относительная роль по сравнению с другими факторами исключительно велика, это вызывает необходимость производства больших работ по осушению, борьбы с вредным влиянием подземных вод. Естественно, изучению, разработке методов оценки и прогноза степени и условий обводнения, разработке и конструированию технических средств защиты карьера было уделено большое внимание при разведке и промышленной оценке месторождения Кальмакыр. Однако, исследование гидрогеологических условий данного месторождения направлено на решение задач осушения месторождения. При этом, такие важные вопросы, как влияние подземных вод на изменение свойств горных пород, слагающих месторождение, на развитие разнообразных геологических явлений, на устойчивость уступов, откосов часто не рассматривается. К числу гидрогеологических факторов, оказывающих влияние на данном этапе разработки месторождения можно отнести: наличие во вмещающих породах и рудном теле подземных вод проявляющееся в фильтрации воды в карьере, увеличении влажности полезного ископаемого, развитии процессов растворения, выщелачивания и набухания полезного ископаемого и вмещающих пород, увлажнении оснований внутренних отвалов, фильтрационных деформациях откосов. В результате ухудшается качество полезного ископаемого, снижается производительность горно-транспортного оборудования вследствие размокания и разжижения пород под ходовыми частями автомашин и экскаваторов, ухудшается устойчивость откосов и, в конечном счете, усложняется процесс разработки месторождения. Для снижения вредного воздействия этого фактора необходимо осушение карьерного поля с использованием наиболее рациональной схемы. Дренажные схемы следует выбирать с учетом основных факторов: условий залегания водоносных пород, их водообильности и проницаемости; условий питания и разгрузки; свойств вмещающих пород и полезного ископаемого; схем вскрытия и системы разработки месторождения. Известно, что эти факторы могут быть выявлены в результате специальных гидрогеологических изысканий.

Как следует из вышеизложенного, воздействие природно-геологических факторов на технологию разработки полезных ископаемых проявляется в достаточно широких пределах. В наибольшей мере это воздействие сказывается на устойчивости карьерных откосов (уступов, бортов карьера и отвалов), являющейся необходимым условием эффективной и безопасной работы карьера. Вместе с тем воздействие этих факторов необходимо учитывать в настоящее время, когда в результате влияния факторов времени значительно ухудшились горно-геологические и горнотехнические условия эксплуатации месторождения, связанные с увеличением глубины карьера, увеличением крутизны подъема дорог в карьере, увеличением высоты бортов карьера, высоты и площади отвалов.

С целью оценки сложности разработки месторождения на данном этапе целесообразно проанализировать влияние различных групп факторов, определяющих условия разработки полезных ископаемых и являющихся объектом инженерно-геологических исследований и прогнозов. В принципе, такой анализ предполагает выявление природных факторов, изучение форм их проявлений, оценку влияния на технологию горных работ, составление рекомендаций по счету и снижению воздействий вредных факторов.

Список литературы:

1. Арипова Ф.М. «Физико-механические свойства горных пород некоторых месторождений Средней Азии» г. Ташкент, «Фан» 1977 г.
2. Коллектив. «Медно-порфировые месторождения Алмалыка», г. Ташкент «Фан», 1974 г.

ВЫБОР ПЕРСПЕКТИВНОГО НАПРАВЛЕНИЯ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ БЕДНЫХ И УПОРНЫХ РУД

Е.А. Толстов, гл. инженер НГМК, докт. техн. наук,
Л.А. Лильбок, нач. лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ,
С.И. Куканова, руководитель проекта Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук,
Л.И. Зайнитдинова, стар. науч. сотруд. Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук

Вовлечение в производство бедных руд с низким содержанием металлов, а также труднообогатимых руд, ставит задачу разработки более экономичных методов их переработки. Наиболее перспективным направлением в этом плане в настоящее время является микробиологическое выщелачивание [1].

Для решения проблемы переработки высокоуглеродистых золотосодержащих руд были проведены исследования по возможности использования микроорганизмов для биоокисления сульфидных минералов в фильтрационном режиме.

В работе использовались железooksисляющие микроорганизмы *Thiobacillus ferrooxidans* КСБ и ассоциация микроорганизмов К-1, состоящая из *Thiobacillus ferrooxidans*, *Thiobacillus thiooxidans* и *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*, способная развиваться в широком диапазоне температур, что особенно важно для климатических условий Центральной Азии. Отобранные для исследований образцы руд месторождения Кокпатас содержали: Au - 3,4 г/т, S сульфид. - 2,27 %, As - 0,76 %. Извлечение золота прямым цианированием составило 25,9 %. Степень дробления руды - 20 мм. Для проведения исследовательских работ были подготовлены колонны, вес руды в которых колебался от 6,5 до 43 кг. Бактериальное орошение проводилось в течение 120 - 150 суток. Исходное количество клеток в этих растворах составляло $2,5 \cdot 10^7$ кл/мл.

Анализ развития микроорганизмов в течение всего периода орошения показал, что в первые сутки в выходящих растворах количество бактерий колебалось от 2,5 до $7 \cdot 10^2$ кл/мл, а в последующем достигало 10^4 кл/мл, т.е. происходит снижение закрепления клеток на кусочках руды. Изучение развития микроорганизмов по всей длине колонны выявило, что численность бактерий в верхней части колонны была на порядок выше, чем в ее нижней части. Этим обуславливается более высокий процент разрушения сульфидов в верхней части. Уже в первые 30 суток бактериального орошения удалось снизить содержание арсенопирита с 1,87 % до 1,02 %, а пирита с 2,85 до 2,03 %. Известно, что для Кокпатаского рудного поля пирит и арсенопирит являются основными концентраторами золота. В количественном отношении пирит в этих рудах преобладает над арсенопиритом. Арсенопирит, наиболее распространенный минерал после пирита для руд Кокпатаса и, как правило, подвергается биоокислению быстрее, чем пириты из этих ассоциаций, которые характеризуются в основном дырочным типом проводимости и подвергаются биоокислению, но с меньшей скоростью. Эти сульфиды насыщены различными элементами примесей металлов (кобальт, никель, цинк). Результаты химического анализа выходящих растворов выявили наличие в них кобальта (до 52 мг/л), никеля (до 100 мг/л), цинка и меди. Вынос этих металлов в раствор, а также накопление окисного железа является косвенным подтверждением разрушения сульфидных минералов. Проведенные исследования показали, что наиболее эффективным в условиях фильтрационного выщелачивания оказалось применение термофильной ассоциации К-1, в оборотных растворах которой отмечаются наиболее высокие концентрации железа, кобальта, никеля, а также процент разрушения сульфидных минералов в отдельных сериях опытов достигал 80% (рис. 1).

Извлечение золота, при этом, достигало 67,71% за 120 дней орошения термофильной ассоциацией К-1, а для

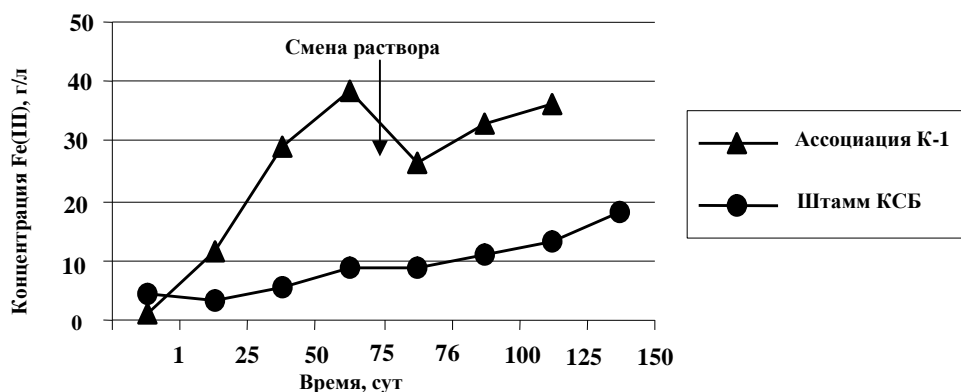


Рис.1. Окислительная активность бактерий в условиях фильтрационного выщелачивания золотосодержащих руд

штамма КСБ — 51,09% за 150 суток. Определение оптимальной плотности орошения, увеличение концентрации микроорганизмов на кусочках руды за счет применения физиологически активных соединений сможет повысить скорость окислительных процессов, протекающих в условиях фильтрационного выщелачивания.

Таким образом, умелое сочетание технологических и биотехнологических методов значительно повысит процент извлечения золота и будет способствовать применению методов кучного выщелачивания в переработке упорных золотосодержащих руд.

Извлечение урана из низкосортных бескарбонатных руд в настоящее время проводится с использованием методов подземного выщелачивания (ПВ) и в режиме жесткого кислотного выщелачивания. Достоинством этой схемы является высокая кинетика процесса выщелачивания. Однако, отрицательных факторов здесь значительно больше, среди которых высокий удельный расход кислоты, химическая коагуляция и загрязнение окружающей среды [2, 3].

В связи с этим, были проведены исследования по использованию бактериальных растворов, содержащих трехвалентное железо для выщелачивания урана из этих руд. Для исследований были отобраны образцы руд месторождений Лявлякан Бешкак и Букинай.

В работе использовались ацидофильные железooksисляющие бактерии *Thiobacillus ferrooxidans* штамм КСБ. Методом последовательной адаптации были получены устойчивые штаммы этих бактерий, которые могли развиваться в средах, содержащих до 300 мг/л урана в среде.

В лабораторных опытах в режиме фильтрации показано, что при применении слабокислотного выщелачивания извлечение 96,6% урана наблюдалось за 370 часов. При использовании бактериальных растворов извлечение 98% урана достигалось через 42 часа. При разбавлении бактериальных растворов в 2 раза аналогичный процент извлечения был достигнут за 72 часа. При этом наблюдалось и уменьшение удельного расхода кислоты (табл.).

При выщелачивании пробы руды месторождения Бешкак установлено, что слабокислотное выщелачивание (рН 1,8) без водной отмывки проходило за 166 часов, в кислых условиях (10 г/л H_2SO_4) - за 48 часов, а выщелачивание урана с бактериальным раствором, разбавленным в 4 раза – за 260 часов, а при разбавлении культуры бактерий в 2 раза выщелачивание проходило за 46 часов, что свидетельствует о равнозначности процессов бактериального и кислотного выщелачивания,

однако, использование бактериальных растворов позволяет в несколько раз сократить расход кислоты.

Положительные результаты лабораторных исследований позволили нам перейти к крупномасштабным экспериментам. Первоначально опытные работы по бактериальному выщелачиванию урана в режиме «пушпула» были проведены на участке ПВ-5, где в качестве опытной скважины была использована откачная скважина, выведенная из эксплуатации. Скважина была опробована и установлена кислотность пластового раствора 4,9 г/л, содержание урана 25 мг/л. Было проведено двукратное разбавление раствора перед вводом бактерий в скважину. Общее количество жидкости, поданной в скважину, позволило продвинуть техническую воду в пласт на расстояние 0,7 м, в том числе бактериальных растворов (0, 400 м³) на расстояние 0,3 м. После двухнедельного выстаивания была проведена эрлифтная откачка и опробование разбавленного пластового и бактериального растворов в течение часа. Дебит откачки в начале составил 0,5-0,7 м³/час, затем 1 м³/час.

Полученные данные свидетельствуют о том, что удалось создать в пласте требуемый кислотный режим и при наличии 0,400 м³ бактериального раствора, он полностью попал в пласт и позволил из отработанный откачной скважины извлечь остаточные количества урана, концентрация которого достигала в определенные промежутки времени

откачки до 773 мг/л (рис. 2).

Следующим этапом исследований было проведение опытно-промышленных испытаний на эксплуатационном блоке участка ПВ-11 месторождения Бешкак на окончании западного короткого рукава рудной залежи. На ячейке бактериального выщелачивания была смонтирована установка для культивирования микроорганизмов и подачи бактериального раствора в скважину. Контрольной была ячейка слабокислотного выщелачивания. Проведенные исследования показали, что в начале опытных работ при отмывке водорастворимого урана, в контрольной и опытной скважине концентрации урана были высокими – 43-68 мг/л. Это было обусловлено выносом окисленного урана. В дальнейшем, по мере уменьшения в пласте шестивалентного урана, продуктивность откачиваемых растворов снизилась до 4 мг/л, что

Т а б л и ц а

Извлечение урана в лабораторных фильтрационных опытах

№ п/п	Реагент концентрация	Время, час	Извлечение урана, %	Удельный расход кислоты, кг/кг U
1.	H ₂ SO ₄ , pH=1,5	370	96,6	43,6
2.	КСБ (100 %), pH=1,5	42,5	98,0	36,0
3.	КСБ (50 %), pH=1,5	72,5	98,0	16,7

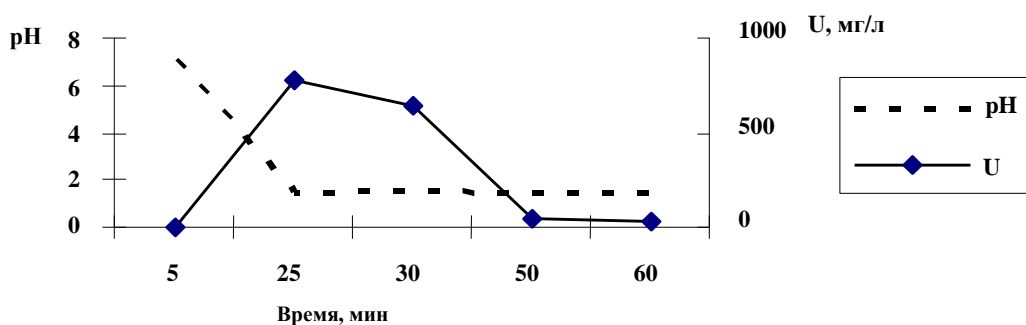


Рис.2. Изменение показателей натурального опыта по бактериальному выщелачиванию урана, выполненного «пушпульным» способом

откачки до 773 мг/л (рис. 2).

Следующим этапом исследований было проведение опытно-промышленных испытаний на эксплуатационном блоке участка ПВ-11 месторождения Бешкак на окончании западного короткого рукава рудной залежи. На ячейке бактериального выщелачивания была смонтирована установка для культивирования микроорганизмов и подачи бактериального раствора в скважину. Контрольной была ячейка слабокислотного выщелачивания. Проведенные исследования показали, что в начале опытных работ при отмывке водорастворимого урана, в контрольной и опытной скважине концентрации урана были высокими – 43-68 мг/л. Это было обусловлено выносом окисленного урана. В дальнейшем, по мере уменьшения в пласте шестивалентного урана, продуктивность откачиваемых растворов снизилась до 4 мг/л, что

было характерным на протяжении всего периода испытаний для контрольной скважины. В ячейке бактериального выщелачивания, при подаче бактериальных растворов в пласт, количество растворенного урана соответствовало показателям кислотного выщелачивания на эксплуатационном блоке.

Полученные результаты натуральных испытаний коррелируют с результатами лабораторных тестов на технологической пробе руды месторождения Бешкак. Очевидно, что наиболее благоприятно проведение опытов по бактериальному выщелачиванию и распространению его на отработанных площадях с использованием имеющихся откачных скважин. Применение бактерий значительно может упростить технологию и повысить эффективность доработки рудных блоков.

Полученные результаты исследований по биоокислению сульфидных минералов и извлечению урана в режиме фильтрации свидетельствуют о целесообразности применения биотехнологических методов для извлечения металлов и вовлечения в производство труднообогатимых и низкосортных руд.

Список литературы:

- 1. Каравайко Г.И. Микроорганизмы и их роль в биогеотехнологии металлов. В «Биогеотехнология металлов». Москва, 1989, с. 11-28.*
- 2. Толстов Е.А.. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в кызылкумском регионе. Москва, 1999, 313с.*
- 3. Толстов Е.А., Першин М.Е.. Совершенствование технологии добычи урана способом подземного выщелачивания. // Горный журнал. Спец.выпуск, 2002, с.121-124.*

НЕКОТОРЫЕ ПОЖЕЛАНИЯ НАЧИНАЮЩИМ АВТОРАМ

В.Н. Сытенков, главный инженер Центрального РУ НГМК, докт. техн. наук

Значение статей научно-технической тематики в формировании и расширении кругозора специалистов общепризнано, поэтому при их подготовке на первое место обычно ставится информативное направление и нередко игнорируется другое, на наш взгляд более важное направление – приобретение автором в процессе написания статьи **навыков профессионального, логически безошибочного изложения**. Следовательно, без достаточного внимания остаются моменты, имеющие принципиальное значение не только для написания научно-технических статей, но и для повышения квалификации самого автора.

Опираясь на известные рекомендации и собственный опыт, представляется полезным высказать начинающим авторам некоторые пожелания о том, как следует писать статью научно-технического характера. Для этого предлагаем логическую схему построения типичной научно-технической статьи:

1. Название статьи.
2. Сущность проблемы или вопроса (введение).
3. Изложение материала.
4. Заключение (или выводы).
5. Использованная литература.

1. Название статьи. Как театр начинается с вешалки, так и статья начинается с названия, которое должно дать четкое представление о ее содержании.

Пример 1.1. Название статьи “Некоторые пожелания начинающим авторам” говорит о том, что она не является инструкцией, которой следует строго придерживаться, но лишь содержит некоторые советы общего плана.

Пример 1.2. Название статьи “Взаимосвязи геологических характеристик месторождения с параметрами технологических процессов горного производства” указывает на то, что в ней речь пойдет не столько о качественной, сколько о количественной интерпретации названных взаимосвязей; об этом свидетельствуют слова “характеристики” и “параметры”, которые, как правило, дают возможность привести цифровые значения.

2. Сущность проблемы или вопроса (введение). Эта часть статьи является предисловием для последующих сообщений и характеризуется **лаконизмом** изложения материала: никаких лишних украшающих слов, никакого отвлечения в сторону от темы (названия) статьи. Приводятся только те сведения и сделаны только те обобщения, на которые автор будет опираться в своем дальнейшем изложении материала. И не более того! Сущность проблемы должны найти выражение через раскрытие степени изученности вопроса, постановку цели и задач и примененных автором методов исследований, а форма такого выражения может быть различной.

Вместе с тем, следует иметь в виду, что отдельного пояснения заслуживают лишь специальные методы исследований. В этом случае читателю по ходу изложения материала должна быть предоставлена возможность по косвенным признакам определить с помощью каких общеизвестных методов получены результаты.

В явном или неявном виде в предисловии целесообразно сформулировать **идею** работы, которая при изложении материала будет определять логику мыслей автора, оказывая на него направляющее воздействие и выполняя роль логического костяка статьи.

Пример 2.1. В первом абзаце настоящей статьи первое предложение характеризует состояние вопроса, отмечены особенности его проявления в виде критического замечания. Во втором - содержится постановка задачи. В следующем абзаце формулируется цель написания настоящей статьи, при этом цель и задача поменялись местами (по сравнению с привычной схемой), однако этот обмен, если вдуматься, логически оправдан.

В первом абзаце в неявной форме выражена также идея, которая является стержнем статьи: “...моменты, имеющие принципиальное значение... ..для повышения квалификации самого автора..., ...приобретения автором навыков профессионального, логически безошибочного изложения”.

Пример 2.2. Эти же вопросы в статье “Взаимосвязи геологических характеристик месторождения с параметрами технологических процессов горного производства” раскрыты следующим образом: «В процессе изучения и открытой разработки месторождений Мурунтау, Даугызтау, Кокпатас, Бесалантау установлены функциональные взаимосвязи между их геологическими характеристиками и параметрами технологических процессов (**состояние вопроса**). Однако эти взаимосвязи в ряде случаев не получили математической интерпретации, что затрудняет их применение при математическом моделировании на основе, в частности, энергетической теории и уравнения баланса ценностей (**цель работы, сформулированная в неявном виде через недостатки в состоянии изученности вопроса**). Поэтому в настоящей работе предпринята попытка представить результаты исследований в формализованном виде, пригодном для использования при построении математических моделей горного производства» (**решаемые задачи**).

По косвенному признаку (речь идет о математической интерпретации) можно сделать вывод о том, что при обработке материалов применены статистические и аналитические **методы исследований**. В неявном виде здесь присутствует также и **идея работы**: “Используя имеющуюся информацию... получить математическую интерпретацию соответствующих зависимостей для построения математических моделей горного производства”.

При написании статей, связанных с разработкой месторождений, рассматриваемый раздел формируется, главным образом, на основе анализа особенностей ведения горных работ или эксплуатации оборудования в конкретных горно-геологических и горно-технических условиях.

Пример 2.3. В статье “Повышение адаптационных возможностей автомобильно-конвейерного транспорта карьера Мурунтау” цель, задачи и методы исследований представлены следующим образом.

Месторождение Мурунтау разрабатывается открытым способом (размер карьера по поверхности 3,2х2,5 км, фактическая глубина 310 м при проектной более 600 м, производительность по горной массе 35 млн.м³/год) с использованием в проектом варианте на вскрышных работах автомобильно-конвейерного транспорта (комплекса циклично-поточной технологии - ЦПТ). Однако, уже при запуске этого комплекса в эксплуатацию (1984 г.) было ясно, что вскрышных пород недостаточно для его полной загрузки. Анализ горно-технических условий карьера Мурунтау позволил выявить некоторые особенности строения месторождения, параметров разрыхленной горной массы и формирования рабочей зоны (**состояние вопроса**), при адаптации комплекса циклично-поточной технологии к которым (**идея работы**) его эффективность может быть значительно повышена (**цель работы**). К таким особенностям относятся (**далее - формулирование задач работы**):

- перемежаемость разных сортов руды и пустой породы, что требует их отдельной выемки, транспортирования и складирования;

- широкий диапазон изменения гранулометрического состава горной массы в экскаваторных забоях (выход фракции +500 мм изменяется от 0 до 40%), что существенно влияет на конструкцию перегрузочных пунктов;

- смещение зоны интенсивного ведения работ из центральной, где размещены перегрузочные пункты комплекса ЦПТ, в периферийные и на его верхние горизонты, что увеличивает расстояние перевозки автомобильным транспортом и требует перемещения горной массы а/самосвалами сверху вниз и внутрь карьера.

В рассматриваемом случае **задачи** сформулированы как следствие из особенностей горно-технических условий карьера. Причем в первой части каждой задачи приведена особенность условий, во второй - роль этой особенности в комплексе ЦПТ, то есть подсказывается направление дальнейших рассуждений в решении задачи. Сама же задача четкой формулировки не имеет, поскольку речь идет не о конкретном вопросе, как-то: “Определение параметров грохотильного перегрузочного пункта”, а лишь о принципиальных путях ее решения, связанных с влиянием гранулометрического состава на конструкцию перегрузочных пунктов.

Методы решения поставленных задач лишь подразумеваются - анализ условий и выбор наиболее рационального решения из всего многообразия известных.

3. Изложение материала. В основе научно-технической статьи, представляющей собой изложение материала путем правильно построенного хода мыслей автора, должна лежать формально-логическая схема, понимаемая читателем как логический костяк, облекаемый конкретным содержанием. В одних статьях такая логическая схема может быть явно выражена, является центральным стержнем при написании статьи, постоянно находится в поле зрения автора и в соответствии с нею он последовательно выбирает этапы изложения своих рассуждений. В других статьях логическая схема рассуждений может оставаться затухающей, а ее роль сводится к контролю порядка изложения материала. Но в любых статьях логическая схема должна быть закономерной, лишенной пробелов, иначе рассуждение становится недоброкачественным и должно быть откорректировано.

Характерными признаками формально-логической схемы статьи являются расчлененность хода рассуждений и полноценность аргументации [1].

3.1. Расчлененность хода рассуждений. Обратимся к примеру 2.3, в котором выделенные три группы особенностей получают свое развитие в виде задач (вопросов), требующих рассмотрения. Следует отметить: задачи (вопросы) представляются в той же последовательности, что и группы особенностей, и в дальнейшем эта последовательность нарушаться не должна! Поэтому, рассматривая три задачи (вопроса), каждая из которых к тому же может разбиваться на подзадачи (подвопросы), мы обязаны исключить смешения между ними и перескоки с одной в другую. Если же такое смешение или такие перескоки будут допущены, то это неизбежно приведет к путанице и ошибкам в рассуждениях. Поэтому пока автор не закончил рассмотрение одного вопроса со всеми его подвопросами, не следует переходить к рассмотрению следующего.

Для того, чтобы такие смешения и перескоки стали невозможными, имеет смысл пользоваться нумерацией вопросов и подвопросов по крайней мере до стадии окончательной редакции статьи. Например, рассматриваются три вопроса, каждый из которых имеет несколько подвопросов. Пронумеруйте их: вопросы 1, 2, 3; подвопросы 1.1, 1.2 и т.п. (или каким-то другим способом). Перед каждым абзацем, в котором начинается рассмотрение нового вопроса или его подвопроса, ставится принятое для этого вопроса обозначение (например: 1.1, 1.2 и т.п.). Поскольку такая нумерация служит лишь внешним приемом и не является обязательной, ее можно в окончательной редакции статьи убрать, так как суть не в ней, а в четкой **логической расчлененности рассуждений**, которую такая нумерация не только подчеркивает, но и **стимулирует**.

В общем виде правильно построенная формально-логическая схема статьи подчиняется законам иерархии [2]: самый верхний уровень содержит сущность проблемы, которая раскрывается отдельными вопросами, а внутри них -

подвопросами. Степень детализации повышается в направлении от верхнего уровня (сущности проблемы) к нижнему (вопросам или подвопросам). Такая схема в наибольшей мере способствует автору и его читателю:

- следить за правильностью течения мысли, гарантируя от ошибок;
- учитывать всю совокупность рассматриваемых вопросов и подвопросов, обязывая затронуть каждый из них, не пропуская и не перескакивая с одного на другой.

Таким образом, ход рассуждений автора представляет собой разветвленный поток информации, при правильном построении которого ни одна часть не может возникнуть из ничего, как не может оборваться, не получив логического завершения.

3.2. Полноценность аргументации. Необходимо помнить о том, что решением конкретной технической задачи занимаются одновременно многие специалисты, а выводы, с полной убежденностью отстаиваемые автором, с такой же убежденностью могут быть оспорены другими. Поэтому основным моментом, которому следует уделять внимание, представляя результаты исследований и обобщений на всеобщее обсуждение, - полноценность аргументации. Основная задача автора заключается в том, чтобы по возможности обезоружить своих оппонентов, в полной мере используя весь запас аргументов, какие мыслимы в данном сообщении. Поэтому автор должен **приучить себя к самокритике**, высказывая возможные возражения и противопоставляя им дополнительные аргументы.

При выборе аргументов следует помнить о Принципе инстинктивного признания-отрицания и Принципе обманчивого благополучия [3], игнорирование которых приводит к тривиальным ошибкам и готовит благоприятную почву для оппонентов.

Принцип инстинктивного признания-отрицания заключается в том, что факты и закономерности, концептуально отрицаемые автором, неосознанно исключаются из рассуждений или уменьшаются их значение, а фактам, концептуально признаваемым автором, придается более весомое значение. Поэтому автор получает либо тот результат, к которому он осознанно или неосознанно стремился и «хотел» получить, либо тот результат, который он осознанно или неосознанно не признает и который в конечном счете может не соответствовать реальному положению вещей.

Принцип обманчивого благополучия выражается в том, что первые успехи или неудачи при проведении экспериментов могут быть кратковременными, но они принимаются за окончательный результат, получение которого объясняется тем, что вначале имел место не скомпенсированный эффект, фактически противоречащий законам природы. Однако это приводит к ошибочным выводам. Характерным примером действия этого принципа служат эксперименты со струйными вентиляторами на Сибайском и Учалинском карьерах, в которых сначала был сделан, а затем опровергнут вывод о возможности разрушения с их помощью внутрикарьерной инверсии, поскольку при более тщательном анализе было установлено, что решающую роль здесь играли не вентиляторы, а изменение всей метеорологической ситуации района.

Таблицы, рисунки и формулы (особенно эмпирические), употребленные своевременно, делают аргументацию автора весьма убедительной. Однако они требуют почти всегда ответа на вопросы **“Зачем?”** и **“Ну и что?”**. Поэтому еще до их появления в тексте автор должен знать, какую роль они будут играть в рассуждениях. И, как правило, таблицы и рисунки почти всегда требуют комментариев: “Анализ результатов расчетов, приведенных в табл.1, показывает, что...” или “Графическая иллюстрация зависимости (3.2) позволила выявить (рис.4)”. Из этого следует, что рисунков и таблиц, не связанных с текстом, быть не должно. Кроме того, если математическое выражение, полученное в результате обработки экспериментальных данных, автор подкрепляет графиками, то это будет не только логично, но и психологически оправданно, поскольку многие инженеры привыкли работать с чертежами, а формулы воспринимают с трудом.

3.3. Всегда следует помнить также о том, что мыслей автора не знает никто. При написании статьи автору все понятно, поэтому часто он считает излишним пояснять вроде бы очевидные вещи. Однако читатель видит только то, что написано, а не то, что автор хотел сказать и вещи, очевидные для автора, таковыми для читателя не являются. Следовательно, к каждой фразе, к каждому слову необходимо относиться **критически**, глядя на них как бы со стороны, т.е. чужими глазами. И если существует малейшая возможность двоякого их толкования или непонимания, то они должны быть изменены или дополнены.

3.4. При написании статьи часто возникает необходимость объединить понятия по какому-то признаку, т.е. произвести классификацию. В этом случае наиболее распространены две характерные ошибки: **нарушение полноты и выдержанности классификации.**

Нарушение полноты классификации состоит в том, что вне поля зрения остаются некоторые понятия. Например, выемочно-погрузочные машины делятся на механические лопаты, роторные и цепные экскаваторы, фронтальные погрузчики, при этом забыты горизонтально-фрезерные машины и выемочные комбайны.

Требование выдержанности классификации состоит в том, чтобы она проводилась по единому принципу или признаку. Например, выемочно-погрузочные машины делятся на машины циклического и непрерывного действия и гидравлические. Как видим, здесь произошло смешение принципа действия с типом привода машины.

3.5. Важно напомнить еще одно требование к автору научно-технических статей: правильность использования **символики и терминологии.** Например, в научно-технической литературе по горным дисциплинам коэффициент крепости пород принято обозначать символом f , модуль Юнга - символом μ , а специалисты к этому привыкли. И если

автор поменяет местами значение этих символов, даже сделав соответствующие пояснения в тексте, то это вызовет непонимание из-за якобы имеющихся искажений смысла рассуждений.

Не рекомендуется также использовать один и тот же символ, но с разными индексами для обозначения противоположных по смыслу или не совместимых между собой характеристик. Например, если глубина карьера обозначена символом H_k , а высота отвала символом H_o , то никаких противоречий нет, поскольку речь идет о сопоставимых вертикальных размерах. Но как только автор обозначит длину транспортирования горной массы таким же символом $H_{тр}$, это обозначение, даже имеющее другой индекс, вызовет недоумение и путаницу.

Горная наука за время своего развития сформировала обширный терминологический словарь, поэтому при написании статей следует использовать общепринятую терминологию. Применение неточных терминов приводит к путанице, разночтению или искажению смысла. Например, в “Единых правилах безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом”, утвержденных Госгортехнадзором России в 1992 г., под термином “технический надзор” понимается руководитель работ в карьере, к которому исполнителю работ следует обращаться за указаниями при возникновении нештатных ситуаций. В то же время в технической литературе и на практике под техническим надзором понимается внешний по отношению к карьере контроль за соблюдением норм и правил по охране труда. Чтобы избежать таких разночтений, в “Правилах безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом”, утвержденных Госгортехнадзором Узбекистана в 1996 г., введен раздел “Общие понятия и термины, принятые в Правилах”. Поэтому, если у автора возникают опасения быть неправильно понятым из-за не точного термина, то лучше объяснить, в каком значении он употреблен.

То же самое можно сказать и об употреблении иностранных слов, значение которых специалисту могут быть не понятны. Поэтому если автор хорошо знает предмет, о котором пишет, то он всегда сможет изложить свои мысли простым, доступным языком.

4. Заключение. В этой части статьи подводится итог всех рассуждений, поэтому приводятся главные выводы, результаты работы, ради которых и написана статья. В любом случае результаты располагаются в том же порядке, в котором они были изложены в тексте. Степень детализации результатов должна возрастает от начала к концу заключения.

При написании объемной статьи со многими рассматриваемыми вопросами после каждого вопроса иногда имеет смысл сделать промежуточное заключение, начинающееся, как правило, словами “Таким образом,...”. Общее заключение в этом случае представляет собой концентрированное выражение промежуточных.

Замечание. В связи с тем, что информационный поток огромен, специалисты не в состоянии уделять каждому источнику информации достаточного внимания, поэтому многие из них читают только введение (постановку задачи) и заключение (полученные результаты), пробегаая содержание статьи “по диагонали”. И если постановка задачи и полученные результаты выражены не четко (“туманно”), информация может не найти своего читателя. Если же читатель заинтересуется, он начнет внимательно читать все, от начала до конца.

5. Используемая литература. Автор всегда опирается на знания, полученные ранее. Он может их оспаривать, дополнять, расширять, учитывать. Ведь его аргументы строятся не на пустоте, а на предшествующих исследованиях, и у него всегда есть учителя. Приведенная в конце статьи литература указывает круг его интересов, позволяет расширить кругозор. Ссылки в статье должны быть обоснованы, вплоть до указания страниц. Это тем более интересно, если автор вступает в полемику или в неисследованную область науки и техники.

Заканчивая эту статью, хотелось бы подчеркнуть: **потребность рассуждать логически и аргументировано - воспитывается!** Но воспитывается только на конкретных примерах, когда показано, к каким ошибкам и неувязкам ведет несоблюдение этого требования при изложении материала. И лучше, если такое воспитание проходит при участии каких-либо оппонентов. Но следует также отметить, что оно идет и своим чередом без нашего вмешательства. Только медленнее!

Список литературы:

- Хинчин А.Я. О воспитательном эффекте уроков математики // Математика как профессия. - М.: Знание, 1980.-64 с.*
Петрович Н.Т. Люди и битвы. - М.: Знание, 1986. - 148 с.
Реймерс Н.Ф. Природопользование// Словарь-справочник.- М.: Мысль, 1990.- 637 с.

РАССЛЕДОВАНИЕ НЕСЧАСТНЫХ СЛУЧАЕВ ИЛИ ИНЫХ ПОВРЕЖДЕНИЙ ЗДОРОВЬЯ
РАБОТНИКОВ НА ПРОИЗВОДСТВЕ
(Методические рекомендации)
Продолжение

Ш.Х. Халмурзин, главный технический инспектор труда Совета профсоюза концерна «Кызылкумредметзолото»,
В.В. Коновалов, начальник отдела охраны труда Центрального РУ НГМК

2.6.9. Определение причин несчастного случая

Причины несчастного случая устанавливаются комиссией после изучения в ней информации, полученной в процессе расследования.

Определение причин происшествия - главная цель расследования несчастного случая. Правильное установление причин травмирования позволяет разрабатывать конкретные эффективные мероприятия и объективно определить ответственных лиц. Однако часто причины вообще не устанавливаются или подменяются обстоятельствами, а последствия несчастного случая формулируются неверно.

Наиболее распространенные ошибки, допускаемые в актах формы Н-1 при указании причин несчастных случаев:

а) Причина не установлена

Иногда вместо конкретной причины дается общее определение: “Несоответствие рабочего места требованиям техники безопасности”, “Неисправная машина”, “Безответственное отношение”, “Нарушение требований техники безопасности”, “Отсутствие должностного надзора”, “Несоответствие оборудования требованиям ССБТ”, “Безответственность мастера”, “Неоперативность службы главного механика” и т.п.

Например, в акте сказано: “Токарь М. затачивал режущий инструмент в заточном отделении инструментального участка. Заточка производилась на станке модели 3641 при снятом защитном ограждении. Во время заточки инструмента произошел разрыв абразивного круга, в результате чего токарь М. был тяжело травмирован отлетевшим куском в голову. Причина несчастного случая: “Отсутствие надзора со стороны мастера Ш. за техническим состоянием оборудования”.

Здесь причина несчастного случая указана неверно. Для установления ее необходимо было выяснить, почему разорвался круг, испытывался ли он, почему было снято ограждение, почему на предприятии не организована централизованная заточка инструмента, правильно ли абразивный круг был установлен на станок, кто ответственен за безопасную эксплуатацию станка и т.д.

Довольно часто в акте, вместо причин несчастного случая записываются нарушение требования инструкции по технике безопасности, или же причина определяется как “случайность”, “неожиданность”, “стечение обстоятельств” и т.п.

В акте приведена такая запись: “Штукатур Ш. пошла, уточнить у мастера, когда подвезут раствор. Когда Ш. шла по галерее второго этажа строящегося дома, она почувствовала удар по голове и упала. Как оказалась, в тот момент, когда Ш. проходила по галерее, рабочие, находившиеся на третьем этаже, стали сбрасывать строительный мусор в проем перекрытия.

Причина: “Стечение обстоятельств”.

Конечно, это не причина происшествия. Дело в плохой организации работ на объекте.

б) Подмена основной причины второстепенными

Причин несчастного случая может быть несколько.

При описании их необходимо выделить основную.

Основная причина - та, в результате которой произошел несчастный случай. Второстепенные же причины могут приблизить момент несчастного случая, усложнить последствия, но не вызвать его.

Работнице цеха С. дали задание сшить из брезента чехол для утепления ворот. Брезент отгрузили далеко от цеха. Для транспортировки брезента С. решила использовать стоящий рядом с цехом электрокар. Не имея прав на управление, включила его и поехала к месту разгрузки брезента. Во время движения, не имея достаточных навыков управления электрокаром, наехала на колонну и повредила руку.

Причину установили: “Нарушение С. правил техники безопасности”. Но ведь С. нарушила не правила техники безопасности, а производственную дисциплину, так как не имела права брать электрокар.

Основная эта причина или второстепенная?

Работница нарушила производственную дисциплину, управляла электрокаром, не имея на то прав и разрешения администрации. Это верно. Но это мог сделать и другой работник, так как электрокар может включить любой. В этом и заключается основная причина несчастного случая, так как нарушены требования правил об обязательной блокировке пусковых устройств транспортных средств (ключ - жетон). Система блокировки исключила бы возможность возникновения несчастного случая, так как электрокар смог бы включить только тот, кому это поручено. Следовательно, основная причина - отсутствие блокировки включения электрокара, а сопутствующая - нарушение производственной дисциплины С. Необходимо принять меры к немедленному внедрению ключ - жетонной системы, а так же к укреплению производственной дисциплины.

Нередко в актах указывают несколько причин, но ни одна из них не является главной. “Слесарю механического цеха Н. дали задание покрасить металлический ящик. Взяв ключ у кладовщика, он попросил другого слесаря З. помочь ему принести краску, которая была в бидонах. Когда они зашли в склад, там было темно, и слесарь З., чтобы опрелелить цвет краски, зажег спичку. Как только он приоткрыл крышку бидона, пары краски воспламенились, и он получил ожоги лица.

- Причины: 1) отсутствие инструктажа;
2) неосторожность пострадавшего;
3) применение зажженной спички для определения цвета краски.

А причина была иной - нарушение правил выдачи материалов и отсутствие освещения в кладовой.

в) Указание причин, не вытекающих из обстоятельств несчастного случая

Порой описанные в акте обстоятельства несчастного случая достаточно полно раскрывают картину происшедшего, но, несмотря на это, причина травмирования формируется неверно.

“Водитель П. на площадке у гаража производил замену камеры колеса автомобиля. Окончив монтажные работы и частично накачав камеру, он решил обстучать стопорное кольцо. При ударе молотком по кольцу оно выскочило и ударило П. по правой руке.

Причина: “не опытность и невнимательность пострадавшего”.

Дело, конечно, не в неопытности и невнимательности П., а в опасном способе выполнения этой работы.

Монтаж и демонтаж колес должен производиться в специальном приспособлении.

г) Подмена причин обстоятельствами

Т. для подготовки раздевалки к ремонту, решила снять с окон занавески, при этом упала и травмировала ногу. Причина: снимала занавески с очень неустойчивого стола. Это не является причиной, это дополнение к обстоятельствам, причем безграмотное.

Причина - в отсутствии специальных средств, приспособлений для работы на высоте.

д) Указание надуманных причин

В качестве иллюстрации приводится следующая запись: Тракториста К. направили в распоряжение цеха № 4. Для технологических нужд, цеху понадобились заготовки. К. подъехал к месту погрузки, когда подходил к сложным заготовкам, поскользнулся и упал, при этом получил травму. Причины: 1) недостаточно качественный инструктаж; 2) потеря бдительности к окружающей среде пострадавшего К.

е) Нарушение последовательности описания основных и второстепенных причин

Обязательное выделение основной причины несчастного случая не исключает необходимости раскрытия второстепенных причин, которые способствовали развитию основной причины и ускорили происшествие. Все причины несчастного случая должны быть отражены в актах, но второстепенной причиной нельзя подменять основную. Поэтому в акте надо соблюдать строгую последовательность: в начале указывать основную причину, а затем второстепенные по их значимости.

“Работая на прессе, О. изготовлял шайбы. В связи с тем, что полоса шла с усилением из-за образовавшихся заусенцев, он решил заклинить одну кнопку и подавать полосу двумя руками. При проталкивании полосы на очередной шаг, левая рука О. скользнула по предварительно смазанной полосе и попала в штамп. При этом были травмированы пальцы левой руки.

Причины: 1) “Нарушение инструкции № 55 пп. 9 и 18, запрещающих заклинивание кнопки”. 2) “Недостаточный контроль со стороны мастера”. 3) Сработанный штамп. 4) “Отсутствие защитной решетки, предохраняющей попадание рук в рабочую зону”.

Из всех причин записанных в акте, четвертая причина является основной и объясняет суть происшедшего, ее надо было указать в первую очередь.

и) Указание последствий вместо причин

Это значит, что расследование не проводили или проводили формально и обстоятельств не выяснили. Вот пример: “При покраске ворот маляр Ю. применяла инвентарный столик. Чтобы покрасить верхнюю часть ворот, она установила столик одной стороной на обрамление ворот, а другой - на бетонный барьер”.

Во время работы у нее закружилась голова, она облокотилась на полотно ворот, столик опрокинулся, Ю. упала и ударилась спиной о ворота.

Причина: “Плохое состояние здоровья”.

Эта не причина. Работница вынуждена была приспособивать низкий инвентарный столик для покраски верхней части ворот, к тому же она не могла работать на высоте.

Таким образом, основные требования, которые необходимо придерживаться при определении причин несчастных случаев, сводятся к следующему: в акте должна быть указана истинная причина травмирования; причина должна вытекать из обстоятельств несчастного случая; в акте надо указывать конкретные нарушения и отступления от норм и правил техники безопасности и производственной санитарии.

Формулировка причин несчастного случая должна быть четкой, лаконичной, технически грамотной и соответствовать требованиям правил техники безопасности, нельзя подменять ее ссылкой на пункты и параграфы правил и инструкций по охране труда.

В акте, прежде всего, указать основную причину происшествия, а второстепенные (сопутствующие) излагать последовательно в зависимости от их значимости.

В настоящее время нет общепринятой классификации причин производственного травматизма, что затрудняет проведение расследования несчастного случая и анализа травматизма. Тем не менее, их можно подразделить на:

Технические:

- Конструктивные недостатки, несовершенство, недостаточная надежность машин, механизмов, оборудования и инструмента;
- Эксплуатация неисправных машин, механизмов, оборудования и инструмента;
- Несовершенство или нарушение технологического процесса;
- Недостаточная механизация тяжелых работ;
- Несовершенство, ненадежность оградительной техники, средств защиты и блокировки;
- Неудовлетворительная техническое состояние зданий, сооружений, территории;
- Нарушение требований безопасности при эксплуатации транспортных средств.

Организационные:

- Неудовлетворительная организация рабочего места или производство работ;
- Недостатки в инструктаже и обучении безопасным приемам труда или допуске к самостоятельной работе;
- Нарушения требования правил и норм транспортировки, складирования и хранения материалов и изделий;
- Недостатки в организации работ повышенной опасности;
- Отсутствие или слабый надзор за выполнением работ;
- Отсутствие или неприменение средств индивидуальной или коллективной защиты;
- Нарушение трудовой и производственной дисциплины;
- Использование работающего не по специальности;
- Применение заведомо опасных приемов и методов труда;
- Нарушения (умышленные или нет) требований правил по безопасности труда.

Санитарно - гигиенические:

- Повышенное (выше ПДК) содержание в воздухе рабочей зоны вредных веществ;
- Недостаточное или нерациональное освещение, повышенный уровень шума, вибрации;
- Неблагоприятные метеорологические условия;
- Нарушения правил и норм личной гигиены.

Психофизиологические:

- Нервно - психические перегрузки, утомления, вызванные большими физическими перегрузками, умственным перенапряжением, монотонностью труда;
- Несоответствие анатомо - физических и психических особенностей организма человека, характеру выполняемой работы.

Определять причины необходимо в соответствии требований правил, норм и инструкций. При этом следует указать, какие параграфы (пункты) документов были нарушены.

2.6.10. Разработка мероприятий по устранению причин несчастных случаев

Не маловажный этап составления акта - разработка мероприятий по устранению причин, несчастного случая. Только при правильной формулировке обстоятельств и причин происшествия эти меры будут эффективными.

Анализ актов формы Н-1 показывает, что многие акты не содержат мероприятий, которые бы устраняли причины несчастных случаев.

Наиболее характерные ошибки при заполнении этого пункта акта формы Н-1 сводятся к следующему:

а) мероприятия не вытекают из обстоятельств и причин несчастного случая

Между обстоятельствами, причинами и мероприятиями должна быть логическая связь: из обстоятельств формулируется причина, из причин следуют мероприятия. Между тем в некоторых актах достаточно полно излагаются обстоятельства, правильно называются причины, а мероприятия намечаются в отрыве от них, как бы сами по себе.

Штамповщица Д. вывозила отходы металла в специальный бункер. Установив краном, контейнер с отходами на стенки бункера, она перецепила чалки за две нижние петли контейнера, чтобы высыпать отходы в бункер, после чего подала команду машинисту крана на подъем контейнера. В момент подъема, контейнер соскользнул со стенок бункера и ударил Д. по ноге.

Причины: 1. Нарушение машинистом крана инструкции № 10 и № 41, согласно которой опускать перемещенный груз разрешается только на предназначенное для этого место, исключая возможность падения, опрокидывания или сползания устанавливаемого груза; 2. Нарушение штамповщицей Д. п. 32 инструкции №40 для стропальщиков зацепщиков согласно требованиям, которого Д. должна была отойти от поднимаемого груза на безопасное расстояние.

Мероприятия: провести внеочередную проверку знаний требований техники безопасности машиниста крана и пострадавшей.

Расследование несчастного случая провели, причины определили, а опасность осталась.

Как показала проверка, что и после несчастного случая отходы продолжали выгружать старым способом, так как по иному выгрузку этого контейнера осуществить невозможно.

Приемная площадка не отвечала требованиям правил, но в намеченных мероприятиях об этом ни слова.

б) конкретные мероприятия подменяются общими фразами или администрированием

Например: "Рабочий строительной бригады Ж. закладывал на крыше вентиляционные отверстия. Во время выполнения этой работы один из кирпичей вывалился из кладки и упал на голову проходящему возле здания рабочему Ф."

Причина: безответственность мастера при организации работ на высоте.

Мероприятия: “ Усилить оперативный контроль за состоянием техники безопасности в стройбригаде”. Эта общая фраза. То, что оперативный контроль - эффективная мера профилактики травматизма, доказано практикой. Однако здесь надо было решить вопрос об ограждении опасной зоны от возможного падения строительных материалов и установить сигнальный знак.

В большинстве актов предусматривается обсуждение причин несчастных случаев на собраниях рабочих и инженерно - технических работников с росписью в журналах инструктажа. Это верно. Коллективное обсуждение причин происшествий нарушителей правил и норм охраны труда и производственной дисциплины - хорошее профилактическое средство. Однако, оно должно сопровождаться техническими и организационно - техническими мероприятиями по устранению причин травматизма. Ограничивать же всю профилактическую работу обсуждениями, проработками и т.д. - не верно.

Там, где увлекаются администрированием, в акте расследования записывают: “ Нарушителей техники безопасности привлекать к строгой ответственности”, “Предупреждать рабочих о необходимости проявлять во время работы максимум внимания”, “Запретить работать неисправным инструментом” и т.д.

Если опасный прием работы, приведший к несчастному случаю, является результатом созданных на предприятии, условий труда, нужно не запрещать работать неисправным инструментом, оснасткой, приспособлениями, а изъять его и наладить контроль, за выдачей исправного инструмента и т.д.

Тогда будут устранены причины, порождающие случаи травмирования.

в) технические мероприятия подменяются организационными

Если при расследовании были установлены технические причины, то в акте расследования обязательно должны найти отражение технические мероприятия по предупреждению травматизма, а не только организационные.

“На строительстве проводились бетонные работы. Водитель автомашины, подвозивший бетон, поднял кузов, но бетон плохо выгружался, и он решил ускорить этот процесс рывками автомобиля. В это время бетонщик В. подошел к заднему борту и начал наносить удары по кузову ломиком. Очередным рывком машины он был прижат к железобетонной колонне и получил травму.

Причины: 1. Нарушение п.48 инструкции №3 бетонщика пострадавшим В. 2. Недостаточный контроль со стороны ИТР за соблюдением правил техники безопасности рабочими.

Мероприятия: “ Провести внеочередной инструктаж”. Но ведь это лишь полумера, которая причину травмы не устраняет. В данном случае необходимо решить вопрос об оборудовании разгрузочной площадки и безопасном способе очистки кузова автомашины от бетона.

г) мероприятия, закрепляющие опасные приемы работы или отдельные элементы технологического, производственного процесса, которые привели к несчастному случаю

Мастер дал задание сборщику П. поддержать панели, установленные в контейнере в вертикальном положении, а сам пошел, чтобы подвезти очередную партию панелей. Высота панели 2.2 м, масса 220 кг; сборщик П. вместо того, чтобы поддерживать панели руками, присел под ними и прижал их спиной. Через некоторое время панели, потеряв устойчивость, опрокинулись на сборщика П.. При этом он был тяжело травмирован.

Причины: 1. Нахождение рабочего в опасной зоне. 2. Отсутствие в технологических картах, указаний по безопасной погрузке панелей в контейнеры. 3. Невыполнение сборщиком П. задания мастера по безопасному удерживанию панелей в вертикальном положении.

Мероприятия: разработать технологические указания по безопасной загрузке и выгрузке панелей из контейнера.

Такое мероприятие закрепляет опасный прием работы, который уже привел к травме. В данном случае необходимо было предусмотреть установку специальных стеллажей или распорок, а не разрабатывать указания, как удерживать панели руками.

2.6.11. Установление лиц, виновных в произошедшем несчастном случае

При установлении лиц, ответственных за произошедший несчастный случай необходимо иметь в виду, что наказания преследует, прежде всего, воспитательную цель.

Причинная связь между действием или бездействием того или иного работника с наступившими последствиями должна быть исчерпывающе доказана. Что достигается на основании и изучения и выяснения:

а) По объективной стороне произошедшего несчастного случая:

-Были ли допущены и какие именно отступления от установленного порядка работы со стороны непосредственных исполнителей работы; какие обстоятельства способствовали нарушению правил безопасности и наступлению несчастного случая; какова непосредственная причина несчастного случая; в чем выразилось общественно опасное действие или бездействие должностного лица; какой именно нормативный акт или правила, относящиеся к безопасности труда, нарушен; кем и когда этот акт утверждён и каковы его пределы действия; при выполнении какой работы были допущены нарушения; какие последствия наступили или могли наступить в результате неправильного действия (бездействия) должностного лица; имеется ли причинная связь между действием (бездействием) должностного лица и наступившими вредными последствиями.

б) По субъективной стороне несчастного случая:

Кто конкретно из должностных лиц допустил нарушение правил безопасности труда; возложена ли на это лицо по приказу или распоряжению специальная обязанность по обеспечению безопасных условий труда; кто был непосредственным руководителем работ; имел ли он право по своей подготовке руководить работами; в состоянии ли он был

реально обеспечить безопасные условия работы; осуществлялся ли должностным лицом технический надзор и контроль за безопасными и правильными приемами труда и т.д.

Для полного и всестороннего выяснения всех обстоятельств происшедшего несчастного случая необходимо установить все данные, характеризующие личность обвиняемого, выяснить отягчающие и смягчающие его вину обстоятельства.

Причиной, повлекшей несчастный случай, могут быть неправильные приемы работы, грубая неосторожность пострадавшего, отсутствие индивидуальных средств защиты; недостатки в конструкции машин и оборудования; недостатки в технологическом процессе производства, в том числе нарушение технологических процессов; недостаточное ограждение опасных зон работы и движущихся частей машин; отсутствие предохранительных устройств в местах, опасных для работы; отсутствие надлежащего обучения и инструктажа по безопасным методам работы, допуск к управлению механизмами лиц, не имеющих соответствующей подготовки; работа на неисправных машинах, оборудовании и неисправными инструментами.

В таких случаях следует выяснить какова квалификация пострадавшего, и имел ли он право на выполнение производимой работы, не допустил ли каких-либо действий, исключая ответственность должностного лица; предвидел ли или обязан ли был предвидеть пострадавший, что он допускает нарушение правил безопасности труда, если предвидел, то какими мотивами руководствовался.

Поэтому для того чтобы признать должностное лицо виновным в нарушении требований правил норм охраны труда и техники безопасности необходимо выяснить, и установить в частности:

а) имело ли данное лицо реальную возможность выполнить возложенные на него обязанности без нарушений требований правил безопасности;

б) есть ли причинная связь между действиями должностного лица и наступившими последствиями. Выявляя причинную связь между действиями должностного лица и наступившими последствиями можно установить не только причины нарушения правил безопасности и условия, им способствующие, но и лиц, виновных в допущенном нарушении.

Для выявления причин происшествия и характера нарушения часто решающее значение имеет правильный отбор документов.

Одни из этих документов могут иметь значение вещественных, а другие - письменных доказательств.

Такие документы, как правила по технике безопасности или выписки из них, инструкции, акты обследования и проверки состояния техники безопасности на предприятии и другие подобные документы будут являться письменными доказательствами.

Удостоверение на допуск лица к взрывным работам, к управлению краном, книга приема и сдачи крана крановщиком, журналы осмотров и дефектов высоковольтной сети, если они были выданы неправильно или в них произведены неверные записи с нарушением действующих правил и технических норм будут являться вещественными доказательствами.

Таким образом, в заключительной части акта специального расследования в лаконичной форме необходимо записать:

Ф. И. О. должность, в чем усматривается его нарушения, за несчастный случай, наименование и пункты нарушенных правил, норм, ГОСТов, ССБТ, инструкций по охране труда.

2.6.12. Ответственность за нарушение законодательных и иных нормативных актов по охране труда

ИЗ ЗАКОНА РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН ОБ ОХРАНЕ ТРУДА

Статья 27. Ответственность за нарушение законодательных и иных нормативных актов по охране труда

Должностные лица, виновные в нарушении законодательных и иных нормативных актов по охране труда, либо препятствующие деятельности представителей органов государственного и общественного надзора и контроля, привлекаются к дисциплинарной, административной или уголовной ответственности в порядке, установленном законодательством Республики Узбекистан.

За нарушения требований нормативных актов по охране труда работники предприятий привлекаются к ответственности в установленном порядке.

Статья 28. Материальная ответственность предприятий за ущерб работникам, пострадавшим на производстве

Работнику, полностью или частично утратившему трудоспособность по вине администрации в результате несчастного случая на производстве или профессионального заболевания, предприятие выплачивает единовременное пособие и возмещает ущерб за причиненное повреждение здоровья в порядке и размерах, установленных законодательством Республики Узбекистан.

Размер единовременного пособия определяется коллективным договором (соглашением) и должен быть не менее годового заработка пострадавшего.

Предприятие компенсирует пострадавшему работнику расходы на лечение, протезирование и другие виды медицинской и социальной помощи, если он признан нуждающимся в них, а также обеспечивает профессиональную переподготовку и трудоустройство потерпевшего в соответствии с медицинским заключением или возмещает расходы на эти цели.

Статья 29. Материальная ответственность предприятия в случае смерти работника, наступившей в результате несчастного случая на производстве

В случае смерти работника, наступившей в результате несчастного случая на производстве, предприятие возмещает материальный ущерб лицам, имеющим на это право, в порядке и размерах, установленных законодательством Республики Узбекистан, а также выплачивает им единовременное пособие, размер которого устанавливается Кабинетом Министров Республики Узбекистан.

ИЗ ТРУДОВОГО КОДЕКСА РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

Статья 176. Обязанности работника

Работник обязан добросовестно выполнять свои трудовые обязанности, соблюдать дисциплину труда, своевременно и точно исполнять законные распоряжения работодателя, соблюдать технологическую дисциплину, требования по охране труда, технике безопасности и производственной санитарии, бережно относиться к имуществу работодателя.

Трудовые обязанности работника конкретизируются в правилах внутреннего распорядка, уставах и положениях о дисциплине, локальных актах, принимаемых на предприятии (коллективных договорах, инструкциях и т.д.), трудовом договоре.

Статья 177. Обязанности работодателя

Работодатель обязан организовать труд работников, создавать условия труда, предусмотренные законодательными и иными нормативными актами, трудовым договором, обеспечивать трудовую и производственную дисциплину, соблюдать правила охраны труда, внимательно относиться к нуждам и запросам работников, улучшать условия их труда и быта, заключать коллективные договоры в соответствии с настоящим Кодексом.

Работодатель не вправе требовать от работника выполнения работ, не входящих в его трудовые обязанности, совершения действий, которые незаконны или ставят под угрозу жизнь и здоровье, унижают честь и достоинство работника или других лиц.

Статья 181. Дисциплинарные взыскания

За нарушение трудовой дисциплины работодатель вправе применять к работнику следующие меры дисциплинарного взыскания:

- 1) выговор;
- 2) штраф; в размере не более тридцати процентов среднего месячного заработка.

Правилами внутреннего трудового распорядка могут быть предусмотрены случаи наложения на работника штрафа в размере не более пятидесяти процентов среднего месячного заработка. Удержание штрафа из заработной платы работника производится работодателем с соблюдением требований статьи 164 настоящего Кодекса;

- 3) прекращение трудового договора (пункты 3 и 4 части второй статьи 100).

Применение мер дисциплинарного взыскания, не предусмотренных настоящей статьей, запрещается.

Статья 211. Требования по охране труда

На всех предприятиях должны быть созданы условия труда, отвечающие требованиям безопасности и гигиены. Создание таких условий составляет обязанность работодателя.

Требования по охране труда устанавливаются настоящим Кодексом, законодательными и иными нормативными актами об охране труда, а так же техническими стандартами.

Работодатель несет ответственность за нарушение требований по охране труда.

Статья 212. Обязанности работника по соблюдению норм, правил и инструкций по охране труда

Работник обязан соблюдать требования норм, правил и инструкций по охране труда, а так же распоряжения администрации по безопасному ведению работ, пользоваться полученными средствами индивидуальной защиты, немедленно извещать своего непосредственного руководителя (бригадира, мастера, начальника участка и др.) о любой ситуации, которая создает непосредственную угрозу жизни и здоровью людей, а также о любом несчастном случае, происшедшем в ходе работы или в связи с ней.

ИЗ УГОЛОВНОГО КОДЕКСА РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

Статья 257. Нарушение правил охраны труда

Нарушение правил техники безопасности, промышленной санитарии или иных правил охраны труда лицом, ответственным за их соблюдение, повлекшее средней тяжести или тяжкое телесное повреждение, наказывается штрафом от 20 до 50 минимальных размеров заработной платы или лишением определенного права до пяти лет или исправительными работами до трех лет, либо лишением свободы до пяти лет.

То же деяние, повлекшие, -

- а) смерть человека;
- б) иные тяжкие последствия.

наказываются лишением свободы до восьми лет с лишением определенного права.

Статья 262. Нарушение правил ремонта или выпуска в эксплуатацию транспорта

Недоброкачественный ремонт железнодорожного, морского, речного, воздушного, автомобильного или иного транспортного средства, путей сообщения, средств сигнализации, связи или другого транспортного оборудования, а равно выпуск в эксплуатацию заведомо технически неисправных транспортных средств, совершенные лицом, выполняющим ремонт, либо ответственным за техническое состояние и эксплуатацию транспортного средства, повлекший причинение средней тяжести или тяжелого телесного повреждения **наказывается** штрафом до пятидесяти минимальных размеров заработной платы или лишением определенного права до пяти лет, или исправительными работами до трех лет либо лишением свободы до трех лет.

То же деяние, повлекшее смерть человека **наказывается** лишением свободы от трех до пяти лет.

То же деяние повлекшее: а) человеческие жертвы; б) катастрофу; в) иные тяжкие последствия **наказывается** лишением свободы от пяти до восьми лет.

ИЗ КОДЕКСА РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН ОБ АДМИНИСТРАТИВНОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТИ

Статья 10. Понятие административного правонарушения

Административным правонарушением признается посягающее на личность, права и свободы граждан, собственность, государственной и общественный порядок, природную среду, противоправное, виновные (умышленное или неосторожное) действие или бездействие, за которое законодательством предусмотрена административная ответственность.

Административная ответственность за правонарушения, предусмотренная настоящим Кодексом, наступает, если эти нарушения по своему характеру не влекут за собой уголовную ответственность.

Статья 15. Административная ответственность должностных лиц

Должностные лица подлежат административной ответственности за совершение административных правонарушений, связанных с несоблюдением установленных правил в сфере охраны порядка управления, государственного и общественного порядка, природной среды, здоровья населения и других правил, обеспечение выполнения которых входит в их служебные обязанности.

Должностным признается лицо, занимающее должность на предприятии, в учреждении, организации, не зависимо от форм собственности, если на него возложены руководящие, организационные, распорядительные, контрольно - надзорные функции либо обязанности, связанные с движением материальных ценностей.

2.6.13. Заполнение акта о несчастном случае или ином повреждении здоровья работников на производстве (формы Н-1)

Акт формы Н-1 является основным юридическим документом, являющимся основанием для:

- начисления пострадавшему 100% заработной платы за дни нетрудоспособности от полученного несчастного случая на производстве независимо от стажа работы;
- начисления сумм возмещения ущерба, причиненного здоровью пострадавшего при потере процента профессиональной трудоспособности от трудового увечья или потере кормильца;
- разрешения споров, возникающих между пострадавшим или лицами, представляющими его интересы и работодателем в любых инстанциях, (профсоюзный комитет предприятия, техническая инспекция труда, органы дознания, прокуратура, суд и др.).

Срок хранения акта формы Н-1 вместе с материалами расследования у работодателя (службе охраны труда, архиве) 45 лет.

Требования к заполнению акта формы Н-1 (рукописно или машинописно) не установлены, однако текст заполнения должен быть четким, без исправлений.

Пояснения по заполнению акта формы Н-1 указаны в настоящих Методических рекомендациях и на последней странице бланка акта Формы Н-1. (стр. 22 Положения о расследовании и учете несчастных случаев или иных повреждений здоровья работников на производстве).

Акт формы Н-1 составляется, подписывается членами комиссии по расследованию, утверждается работодателем, скрепляется печатью предприятия, регистрируется и:

- а) по п.П.3 “Положения...” - в 3-х экземплярах и направляется:
 - на участок (цех), где произошел несчастный случай для выполнения мероприятий по устранению причин, указанных в п.12 акта формы Н-1 в течении 3-х суток после окончания расследования:
 - пострадавшему или иному лицу, представлявшему его интересы.
 - государственному техническому инспектору труда.
 - б) п.П.7. “Положения...”- в 4-х экземплярах и направляется:
 - 3 экземпляра на предприятие, работником которого является пострадавший, для учета, хранения и направления адресатом, указанным в п. П. 4 “Положения...”
 - 1 экземпляр оставляется у себя для выполнения мероприятий по устранению причин несчастного случая, указанных в п.12 акта формы Н-1.
 - в) по п.п. П.10; П.11; П.12; П.13.“Положения ...” - в 4-х экземплярах и направляется:
 - на участок (цех) для выполнения мероприятий по устранению причин несчастного случая, указанных в п.12 акта формы Н-1, в течении 3-х суток после окончания расследования.
 - пострадавшему или лицу, представлявшему его интересы.
 - Государственному техническому инспектору труда.
 - на место постоянной работы, службы или учебы пострадавшего.
- Заверенные копии акта формы Н-1 направляются (по требованию):
- профсоюзному комитету;
 - инспекции ГГТН, если несчастный случай произошел на подконтрольных объектах, предприятиях;
 - министерству (корпорации, ассоциации, концерну);
 - вышестоящему хозяйственному органу;
 - прокуратуру.

2.6.14. Особенности расследования тяжелых, групповых и смертельных несчастных случаев

Особенности расследования тяжелых групповых и смертельных несчастных случаев заключаются в следующем:

-**Сообщением работодателя** в адреса, указанные в настоящих Методических рекомендациях по схеме (приложение № 3) о происшедшем тяжелом групповом или смертельном случае, а так же если у пострадавшего в период временной нетрудоспособности, явившейся следствием несчастного случая, наступила смерть.

-**Составами комиссией по расследованию** (специальному) несчастному случая, указанными в настоящих Методических рекомендациях;

-**Методами расследования** принятыми в различных органах, участвующих в расследовании (государственного надзора, дознания и др.);

-**Формой расследования**, т.е. применением форм бланков документов, составляемых при расследовании указанных несчастных случаев, принятых в различных органах. Участвующих в расследовании (Государственного надзора, дознания и др.);

-**Сроками расследования**. Указанные несчастные случаи расследуются в течении 15 дней;

-**Дополнительными обязанностями комиссии** по специальному расследованию указанных несчастных случаев, согласно п. Ш.4 “Положения ...”, т.е:

а) по организации проверки состояния охраны труда на участке, где произошел несчастный случай, цехе (предприятии), при необходимости и на других предприятиях отрасли;

б) по организации встречи с пострадавшим (ми), членами их семей;

в) по внесению соответствующим органам или решению на месте вопросов оказания помощи социального характера;

г) по разъяснению пострадавшему лицу, представляющему его интересы или членам семьи погибшего, их права.

-Перечнем документов, включающих в материалы специального расследования, указанном в п.6.12."б" настоящих Методических рекомендаций.

-Сроками и количеством составления актов формы Н-1. Акты формы Н-1 на каждого пострадавшего в отдельности оформляется в течении суток после составления комиссией акта специального расследования.

-Сроками и адресами, в которые после окончания специального расследования в течении 15 дней направляются материалы (согласно п.Ш.8 "Положения...").

-Обязанностью работодателя по обеспечению нормальных условий для работы комиссии специального расследования, а так же письменно информировать (главного) Государственного технического инспектора труда, местные органы Гогортехнадзора (на подконтрольных объектах), возглавлявших проведение специального расследования о выполнении мероприятий, предложенных комиссией специального расследования.

-Обязанностью органов прокуратуры, здравоохранения (судебно-медицинская экспертиза), Государственного пожарного надзора в 3-х дневный срок представить по требованию (главного) Государственного технического инспектора труда копии документов и материалов, касающихся несчастного случая. (П.ІV. 7 Положение ...")

-Обязательным обсуждением несчастных случаев со смертельным исходом, если:

а) погиб один человек - в вышестоящем хозяйственном органе совместно с вышестоящим профсоюзным органом или иным представительным органом работников и на коллегии Госгортехнадзора (если несчастный случай произошел на подконтрольном объекте) при участии главного Государственного технического инспектора труда;

б) погибло два и более человек - на коллегии Министерства труда Республики Каракалпакстан, совете областного (г. Ташкента) управления по труду, коллегии Госгортехнадзора, если несчастный случай произошел на подконтрольном объекте, при участии (главного) Государственного технического инспектора труда.

-Обязательным исполнением работодателем решений, принятых вышеуказанными органами.

-Информированием органами прокуратуры Государственную техническую инспекцию труда, Госгортехнадзора о прохождении дел.

-Обязанностью работодателя обеспечивать за счет средств своей организации по требованию комиссии:

а) предоставления транспорта, служебного помещения, связи, спецодежды и других средств индивидуальной защиты;

б) выполнение технических расчетов лабораторных исследований, испытаний, других экспертных работ и привлечение в этих целях специалистов - экспертов;

в) фотографирование места несчастного случая.

3. Комплектование материалов расследования несчастного случая

При проведении расследования необходимо, что бы содержание каждого пункта акта формы Н-1, начиная с 3-го, было подтверждено соответствующим документом, прилагаемым к материалам расследования.

а) При легких несчастных случаях:

- заключение о тяжести травмы;

- приказ работодателя о назначении комиссии по расследованию несчастного случая;

- план, схема, протокол осмотра (фотоснимки) места происшествия несчастного случая;

- документы, подтверждающие сведения о пострадавшем (копии приказов о заключении трудового договора, обучении (присвоении) по профессии, допуске к самостоятельной работе, выписок (копий) из журналов инструктажей (вводного и последнего на рабочем месте), протоколов проверки знаний, медицинской справки о прохождении периодического медосмотра;

- письменные объяснения, протоколы опроса пострадавшего, очевидцев несчастного случая и других причастных лиц, а так же должностных лиц, ответственных за обеспечение безопасности труда и соблюдение требований правил и инструкций по охране труда;

- документы о должностных лицах, ответственных за обеспечение безопасности труда и соблюдения требований правил и инструкций выписки или копии из: должностных инструкций, приказов (распоряжений о назначении или возложении обязанностей, протоколы проверки знаний действующих на участке (цехе) правил по охране труда и допуске к самостоятельному руководству работами);

- выписки из правил, инструкций и других актов, устанавливающих нормы безопасности труда и ответственных за это лиц;

- при необходимости, экспертные заключения;

- акт формы Н-1 о несчастном случае или ином повреждении здоровья работника на производстве;

- медицинское заключение об алкогольном или наркотическом состоянии пострадавшего согласно анализа крови или пробы Раппорта (приложение №4)

б) При тяжелых, групповых и смертельных несчастных случаях:

- все вышеперечисленные документы, а так же: справку о материальном ущербе, причиненном предприятию аварией;
- при групповом несчастном случае акт формы Н-1 на каждого пострадавшего в отдельности;
- акт обследования (предписание) состояния охраны (безопасности) труда на участке (цехе, предприятии), где произошел несчастный случай, организованного комиссией специального расследования;
- акт специального расследования тяжелого, группового, смертельного несчастного случая;
- в необходимых случаях заключение (главного) Государственного технического инспектора труда.

УЧЕТ НЕСЧАСТНЫХ СЛУЧАЕВ ИЛИ ИНЫХ ПОВРЕЖДЕНИЙ ЗДОРОВЬЯ РАБОТНИКОВ НА ПРОИЗВОДСТВЕ

Несчастные случаи или иные повреждения здоровья работника на производстве, оформленные актом по форме Н-1 учитываются предприятием и регистрируются в журнале за исключением случаев, указанных в п.п II.7; II.8; II.9; “Положения...”.

6. Отчетность о несчастных случаях и анализ причин их возникновения

Все несчастные случаи или иные повреждения здоровья работника на производстве, оформленные актом по форме Н-1 включаются в государственную статистическую отчетность.

Приложение № 1

(название предприятия)

(должность, Ф.И.О)

(руководителя лечеб-

_____ № _____

(дата) (регистрации)

ного учреждения)

(город, населенный пункт)

ЗАПРОС о тяжести производственной травмы

Прошу Вас выдать через _____
(Ф.И.О, должность представителя)
_____ медицинское заключение о тяжести
работодателя
производственной травмы, происшедшей _____ с _____
(дата) (профессия,
_____ в соответствии со “Схемой ...”,
должность, Ф.И.О пострадавшего)
утвержденной приказом Минздрава Республики Узбекистан
№ 344 от 17.07.1997г и с учетом характера анатомических повреждений органов и систем, опасности имеющих
повреждений для жизни и здоровья пострадавшего, реальной возможности восстановления утраченных в результате
травмы функций.

(должность, Ф.И.О, подпись)

(Ф.И.О. исполнителя, № телефона)

ЗАКЛЮЧЕНИЕ
о тяжести производственной травмы

(наименование медицинского
учреждения)

Выдано _____
(название предприятия, подразделения, совхоза, колхоза,

по запросу которого выдается заключение)
в том, что пострадавший _____
(фамилия, имя, отчество, возраст)

(профессия, должность)
поступил в _____
(название отделения больницы, поликлиники)

(дата, час)

Диагноз _____
(с указанием характера и локализации повреждений)

Согласно "Схеме определения тяжести производственных травм", утвержденной Минздравом Республики Узбеки-
стан

№ 344 от 17 июля 1997 г., указанное повреждение _____
(относится, не относится - вписать)

к числу тяжелых производственных травм.

Зав. отделением (главный врач) _____
(подпись) (фамилия, имя, отчество)

Лечащий врач _____
(подпись) (фамилия, имя, отчество)

(Место печати лечебного _____)

учреждения) (дата выдачи заключения) (телефон лечебного учреждения)

Приложение № 3

(название предприятия) _____

(вышестоящ.хоз.орган) _____

№ _____
(дата) (регистрации) _____

(город, населенный пункт) (указать почтовые
адреса, в кот. направ- ляется сообщение)

СООБЩЕНИЕ
о тяжелом, групповом и смертельном несчастном случае

Сообщаю, что _____
(дата, время, место происшествия)
при _____
(указать выполняемую работу, ДТП и т.д., краткое описание

обстоятельств происшедшего несчастного случая).
Произошел _____ несчастный
(тяжелый, групповой или смертельный)
случай с _____
(профессия, разряд, должность каждого из

пострадавших, в т.ч. погибших)

Меры по оказанию необходимой медицинской помощи пострадавшему (им) и расследованию обстоятельств и причин происшествия приняты.

(дата и время отправления) _____
(должность, Ф.И.О, подпись)

Приложение № 4

(название предприятия)

ПРИКАЗ
№ _____
(дата) (регистрации)

“О создании комиссии”

_____ при _____
(дата, время) (указать выполняемую работу и краткие

_____ (обстоятельства)
_____ произошел несчастный случай с _____
(профессия, разряд, должность, Ф.И.О)
_____ (пострадавшего)

ПРИКАЗЫВАЮ:

1. Для расследования обстоятельств и причин несчастного случая создать комиссию в составе:

_____ (Ф.И.О, должность)	Председатель комиссии
_____ (Ф.И.О, должность)	Член комиссии
_____ (Ф.И.О, должность)	Член комиссии
_____ (Ф.И.О, должность)	Член комиссии

2. Комиссии провести расследование в соответствии с “положением о расследовании и учете несчастных случаев или иных повреждений здоровья работников на производстве”.

_____ (Ф.И.О. исполнителя, № телефона) (работодателя)	_____ (подпись, Ф.И.О ру- ководителя)
---	--

Приложение № 5

Протокол осмотра

места _____ несчастного случая,
происшедшего _____
(дата)
с _____
(профессия, должность, Ф.И.О.)

Комиссия, назначенная приказом (распоряжением) по _____ № _____ от
“ _____ ” _____ 200__г.

В составе:

Председатель _____
(должность, Ф.И.О)

Члены: _____

При участии _____

в присутствии _____

осмотрела место несчастного случая и установила следующее:

Схема места несчастного случая прилагается

(подпись, фамилия)

Примечание: В тексте должны быть объективно описаны общая характеристика аварийного участка и обстановка на нем на момент осмотра, места травмирования, местонахождения пострадавшего, состояние оборудования, предметы, на которых обнаружены следы воздействия опасного фактора, санитарно - гигиенические и природные условия, наличие и состояние защитных средств.

Выводы или предложения, которые можно сделать на основании осмотра, в протокол не вносятся.

Приложение № 6

Протокол опроса

(профессия, должность, Ф.И.О., возраст, домашний адрес)
по факту _____ несчастного
(тяжелого, группового, смертельного)
случая, происшедшего _____ с _____
(дата) (профессия, должность, Ф.И.О)

(Текст должен быть написан в виде четко сформулированных вопросов и свободного изложения ответов, раскрывающих факты обстоятельства происшествия).

Вопрос: _____

Ответ: _____

_____ (Фамилия)
подпись

(дата)

Опрос провел _____ (Фамилия)
подпись

В комиссию по расследованию _____
несчастного случая, происшедшего _____ с
(дата)

(профессия, должность, Ф.И.О)

ОТ _____
(Ф.И.О., возраст, профессия, разряд)

(домашний адрес)

Объяснительная записка

(Текст должен быть написан в произвольной форме в виде изложения известных факторов обстоятельства происшествия)

(подпись) (Фамилия)

(дата)

ФЛОТАЦИОННЫЕ И АНТИКОРРОЗИОННЫЕ ДЕЙСТВИЯ ИНГИБИТОРОВ В КАЧЕСТВЕ ПОВЕРХНОСТНО АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ

М.А. Аскарлов, доцент, зав. кафедры «Металлургия» НГГИ, канд. техн. наук,
О.Э. Тошев, ассистент кафедры «Горное дело» НГГИ,
А.Э. Нуримов, лаборант кафедры «Металлургия» НГГИ

Согласно статическим данным ежегодные потери металло–оборудования от коррозии оцениваются более 5 млрд. долларов в США, 7 млрд. марок в Германии, около 3,5 % валового национального дохода в Англии. В странах СНГ это может составлять 14-15 млрд. руб. в ценах 1990 гг. [1, 2].

Одним из способов защиты металлов от коррозии является введение в агрессивную среду ингибиторов - поверхностно активных веществ (ПАВ), выполняющих роль замедлителей коррозии. Молекулы ПАВ состоят из гидрофильной и гидрофобной частей. При контакте водных растворов ПАВ с твердыми веществами, имеющими небольшое сродство с водой, т.е. являющимися гидрофобными, молекулы ПАВ адсорбируются на гидрофобных поверхностях своими углеводородными (гидрофобными) частями. После насыщения гидрофобной поверхности горной породы (минералов и металлов) мономолекулярным слоем ПАВ вода уже не соприкасается с твердой поверхностью, т.к. отделена от нее слоем ПАВ. В сторону воды обращены гидрофильные части молекул ПАВ, к которым притягиваются молекулы воды. Таким образом, молекулы ПАВ становятся связывающим звеном между гидрофобными поверхностями частиц горных пород и водой. В настоящее время ПАВ имеют очень большое народнохозяйственное значение. Благодаря высокомолекулярным цепочкам, они, адсорбируясь на поверхности горных пород, могут глубоко проникать во внутрь горных пород, придавая им свойства легкоразрушаемости при механических или ударном (взрывном) действиях. Кроме того ПАВ, адсорбируясь на поверхности минералов, придают им гидрофобность, повышают флотуруемость, увеличивают извлечение ценных компонентов и, наконец, покрывая поверхность металлов, они могут защищать их от химической коррозии, способствуя, тем самым, долговечности эксплуатации металлургических оборудований. Небольшие добавки некоторых веществ (обычно высокомолекулярных органических соединений) могут весьма значительно снизить скорость коррозии. С целью изучения антикоррозионного действия, и влияния строения на ингибиторный эффект,

нами исследованы сложные эфиры никотиновой кислоты и другие соединения, вновь синтезированные.

Коррозионные испытания проводились весовым методом на стали марки Ст-3 в растворах фосфорной кислоты марки «хч». Испытания проводились при температуре 60⁰ С и при концентрации кислот 15 % и 20 % , концентрации ингибитора 0,01 моль/л. В качестве образцов использовались металлические пластинки размером 50 x 20 x 3 мм, которые подвергались механическому шлифованию и доводке наждачной бумагой. Образцы промывались в эфире и выдерживались в эксикаторе. После испытаний образцы очищались мягкой карандашной резиной, снова промывались в эфире, взвешивались.

Опыты проводились в сосудах с обратным холодильником в термостате. Для опыта брали 100 мл кислоты на 2 образца, при этом концентрация добавок составляла 0,01 моль/л. Продолжительность сложных эфиров никотиновой кислоты на коррозию стали Ст-3 при τ=10 час, в 15 %-ной растворе фосфорной кислоты при температуре 60⁰С приведена в табл. 1.




Влияние сложных эфиров на коррозию стали Ст-3			
№п/п	Химическая формула	Скорость коррозии, г/м ² , сут	Защитные действия, %
1.	$\begin{array}{c} \text{C}_6\text{H}_5 \\ \\ \text{O} \\ \\ \text{C} - \text{O} - \text{CH}_2 - \text{C} \equiv \text{C} - \text{CH}_2 - \text{N} \\ \\ \text{O} \end{array} \begin{array}{l} \text{CH}_2 \cdot \text{C}_6\text{H}_5 \\ \text{CH}_2 \cdot \text{C}_6\text{H}_5 \end{array}$	547,2	66,66
2.	$\begin{array}{c} \text{C}_6\text{H}_5 \\ \\ \text{N} \\ \\ \text{C} - \text{O} - \text{CH}_2 - \text{C} \equiv \text{C} - \text{CH}_2 - \text{N} \\ \\ \text{O} \end{array} \begin{array}{l} \text{C} - \text{C}_6\text{H}_5 \\ \text{CH}_2 - \text{C}_6\text{H}_5 \end{array}$	435,55	75,02
3.	$\begin{array}{c} \text{C}_2\text{H}_4\text{OH} \\ \\ \text{O} \\ \\ \text{C} - \text{O} - \text{CH}_2 - \text{C} \equiv \text{C} - \text{CH}_2 - \text{N} \\ \\ \text{O} \end{array} \begin{array}{l} \text{C}_2\text{H}_4\text{OH} \\ \text{C}_2\text{H}_4\text{OH} \end{array}$	780,39	56,35
4.	$\begin{array}{c} \text{C}_2\text{H}_4\text{OH} \\ \\ \text{N} \\ \\ \text{C} - \text{O} - \text{CH}_2 - \text{C} \equiv \text{C} - \text{CH}_2 - \text{N} \\ \\ \text{O} \end{array} \begin{array}{l} \text{C}_2\text{H}_4\text{OH} \\ \text{C}_2\text{H}_4\text{OH} \end{array}$	634,131	61,89
5.	$\begin{array}{c} \text{C}_6\text{H}_5 \\ \\ \text{O} \\ \\ \text{C} - \text{O} - \text{CH}_2 - \text{C} \equiv \text{C} - \text{CH}_2 - \text{N} \\ \\ \text{O} \end{array}$	706,94	59,55
6.	Без ПАВ (контрольный)	1746,12	-

После испытаний образцы очищались мягкой карандашной резиной, снова промывались в эфире, взвешивались.

Из табл. 1 видно, что сложные аминоэфиры никотиновой кислоты мало эффективны в растворах фосфорной кислоты, за счет отрицательного влияния стерического фактора в момент образования защитной стенки на корродирующей поверхности.

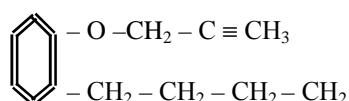
С целью определения ингибиторной способности ацетиленовых эфиров химиками нашей кафедры (Садыков К.М., Таюпов Г.Р.) были проведены исследования ингибиторной способности на коррозионную устойчивость стали Ст-3 в 20 %-м растворе фосфорной кислоты марки «хч» при температуре 60⁰С и при τ=10 часовых испытаниях. Результаты этих исследований приведены в табл. 2.

Т а б л и ц а 2
Влияние ацетиленовых эфиров на коррозию стали Ст-3

№	Химическая формула	Скорость Коррозии, г/м ² , сутки	Защитные действия, %
1	 O - CH ₂ - C ≡ CH	225,53	91,63
2	 O - CH ₂ - C ≡ CH	670,0	75,13
3	 O - CH ₂ - C ≡ CH	833,0	69,09
4	Без ПАВ (контрольный)	2694.72	-

Анализ результатов показывает, что из исследованных эфиров наиболее эффективным является пропаргиловый эфир ортокрезола. Его защитный эффект составляет 91,63 %. Таким образом, эти исследования показывают высокую степень поверхностной активности таких ингибиторов как пропаргиловый эфир.

Пропаргиловый эфир фенол был нами синтезирован [2, 3] и использован в качестве флотореагента – активатора при флотации медно – молибденовых руд.



Ингибитор пропаргиловый эфир фенол подавался в лабораторную шаровую мельницу измельчения в виде эмульсии в водном растворе. Навеска руды в количестве 1 кг с классом крупности до – 2 мм помещалась в цилиндрическую шаровую мельницу – рольганг. В мельницу загружали 6 кг стальных шаров и заливали 0,5 л воды. Продолжительность измельчения 30 мин с получением тонины помола 65 % - 0,074 мм. После этого пульпу выгружали и помещали

Т а б л и ц а 3
Результаты опытов в замкнутом цикле при коллективной флотации медно – молибденовой руды

№ п/п	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание		Извлечение	
			Медь, %	Молибден, %	Медь, %	Молибден, %
В условиях стандартного режима						
1.	Коллективный Cu-Мо конц-т	2,36	18,0	0,20	86,0	68
2.	Хвосты коллективной СиМо флотации	97,62	0,071	0,002	14,00	32,0
С применением ингибитора ППЭФ						
1.	Коллективный Cu-Мо конц-т	2,40	18,18	0,21	87,3	74,0
2.	Хвосты коллективной СиМо флотации	97,60	0,065	0,0018	12,7	26,0
	Исходная руда	100,0	0,5	0,007	100,0	100,0

во флотомашину типа «Гинцветмет» с объемом камеры 3,6 л. Продолжительность основной флотации 5 мин. Результаты исследований с добавкой ингибитора пропаргилового амин эфира фенола сравнивались с результатами опытов, поставленных в стандартных (фабричных) условиях. Опыты были проведены с добавкой ингибиторов на медно – молибденовой руде.

Как показали результаты опытов (табл. 3), ингибитор пропаргиловый эфир фенол при расходе 30 г/т руды повышает извлечение меди на 2,5 – 3,0 %, а молибдена на 3 – 5 %.

При применении ингибитора пропаргилового эфира фенола в качестве активатора повышается качество меди на 0,18% молибдена на 0,20%. Так же в коллективном медно- молибденовом концентрате повышается содержание золота, серебра, осмия и рения. Таким образом, наши опыты показали, что ингибиторы могут применяться в качестве флотационных реагентов-активаторов или как ПАВ в качестве поверхностно-активных веществ для предупреждения коррозии.

Выводы:

1. Ингибиторы могут применяться в качестве ПАВ, предупреждающих коррозию, химико – металлургических оборудования.

2. Некоторые ингибиторы являются эффективными флотационными реагентами, при переработке руд цветных и благородных металлов.

Список литературы:

1. Паус К.Ф. Буровые промывочные жидкости. Недра. М. 1967г. с. 134-153.
2. Курбанов Ф.К., Садыков К.М., Кучкаров А.Б. Защита металлов. 1975г №4 с. 741.
3. Абдурахманов С.А., Аскарлов М.А., Насридинов. И.Б. Исследование ингибиторов коррозии в качестве флотореагентов при флотации руд тяжелых цветных металлов. Ж. Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. 1999г. № 6. с. 3-6.

ИССЛЕДОВАНИЯ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД АГМК

Г.А. Гапонов, директор МОБ АГМК,
К.С. Санакулов, технический директор АГМК, канд. техн. наук,
Л.Н. Колтунова, инженер-обогачитель ИТБ ЦХТЛ,
М.М. Халматов, нач. ПТО АГМК, канд. техн. наук

За последнее десятилетие Алмалыкская Медная обогатительная Фабрика (МОФ) перерабатывает сульфидные медно-порфиновые руды, содержащие меди - 0,41 %, молибдена - 0,004 %, золота - 0,5 г/т, серебра - 2,3 г/т. Показатели МОФ в 2001 г.: извлечение меди - 76,4 %, молибдена - 52,6 %, и золота 64,3 %, серебра-58,9 %; качество концентратов по меди 17-18 %, по молибдену 35-40 %.

Схема дробления руды 3-х стадийная, в дробильно-обогательном комплексе (ДОК) с замкнутым циклом грохочения. Внедрение в 1991-1992 гг. на дробилках КМДТ-3000 ДОКа футеровок профиля Е дало возможность снизить крупность дробленого продукта до 26 % класса +16 мм при производительности 400-500 т/час. Испытаны и внедрены новые просеивающие поверхности к 2-х ситным грохотам ГИСТ-72 (массивный резиновый колосник, резиновые карты), к грохотам ГИТ-71 испытаны высокоэффективные (80-90 %) резонирующие ленточно-струнные сита при производительности 300 т/час.

Все секции главного корпуса фабрики работают по единой технологической схеме, предусматривающей двухстадийное измельчение до крупности 55-60 % класса - 0,074 мм, цикл коллективной флотации исходной руды совместно с промпродуктом и доводочный цикл с двухкратной перечисткой концентрата основной флотации и доизмельчением пенного продукта I перечистки, а также промпродукта (концентрата контрольной флотации и хвостов I перечистки) до крупности 85-90 % класса - 0,074 мм. В цикле измельчения испытаны и внедрены в 1995-1997 гг. автоматизированные установки насос 450-2-гидроциклон диаметром 660 мм фирмы "Варман", позволяющие упростить схему классификации (совмещенная), стабилизировать работу мельниц I и II стадии измельчения, увеличить в 25 раз срок службы насосов (6-7тыс.час), повысить на 10 % производительность мельниц.

Схемой развития комбината предусмотрено:

1. Реконструкция 6-9 секций флотационного отделения фабрики с установкой механических ф/машин "Вемко", с объемом камер 127 м³ (2002 г.).

2. Реконструкция ДОКа с использованием оборудования большой единичной мощности: мельниц самоизмельчения объемом 450 м³, ф/машин с объемом камер более 100 м, что позволит увеличить производительность ДОКа в 2 раза (измельчение руды 60 % класса - 0,0074 мм).

В ТЭО реконструкции ДОКа заложена схема с исключением контрольной флотации и доизмельчением черного концентрата до 85-88 % класса - 0,074 мм и две перечистки до измельченного продукта.

Исследования, проведенные на различных пробах руды Кальмакырского месторождения, подтвердили целесообразность внедрения указанной схемы при аналогичных технологических показателях и следующими эксплуатационными и экономическими преимуществами:

- простотой технологических и проектно-компановочных решений, повышающих стабильность процесса обогащения и эффективность автоматизированного управления;
- высокой производительностью мельниц и ф/машин I стадии обогащения;
- возможностью извлечения пиритного продукта из хвостов доводочного цикла.

На опытной обогатительной фабрике комбината были проведены исследования по определению оптимальной степени измельчения сульфидной (93%) руды Кальмакырского месторождения и эффективного раскрытия минеральных комплексов по принятой в ТЭО реконструкции ДОКа схеме флотации. По результатам испытаний повышение степени измельчения руды на 10 % (с 60 до 70%) дает прирост извлечения меди и молибдена на 4 % , а золота и серебра не менее 2 %.

По расчетным данным повышение тонины помола на 10 % снижает производительность мельниц примерно на 15 %, поэтому целесообразность повышения тонины помола по сравнению с принятием в ТЭО уровнем требует экономического обоснования на основе результатов промышленных испытаний.

В 1990-1998 гг. выполнен большой объем работ по испытаниям новых реагентов: собирателей, вспенивателей, модификаторов. В лабораторных условиях, отработаны режимы применения высших аэрофлотов ИМ-40, жидкого гексилового аэрофлота ФРИМ 1 и 2 (АО "Механобр инжиниринг") и многочисленных флотореагентов, предложенных фирмами "Сайтек", "Клариант" и "Химтек" (Россия).

Наиболее эффективные собиратели АЭРО-412, АЭРО-5415 и пенообразователя аэрофлот 65, 6588 фирмы "Сайтек" и, соответственно, Хостафлот Х, Хостафлот Н и флотанол М, С-7, Д-14. Однако они дороги, технико-экономические расчеты по ним отрицательны.

В промышленных условиях испытан аэрофлот ИМА - 1-12, существенно снизивший расход сернистого натрия и жидкого бутилового ксантогената (Волжский оргсинтез в смеси с изопропиловым (1:1) и позволивший повысить из-

влечение меди на 0,5% и молибдена до 5 % в коллективный концентрат. Использование гидросульфида натрия обеспечило снижение расхода сернистого натрия на 30 % с некоторым повышением извлечения меди.

Промышленные испытания и периодическое применение реагента ФСВ-10 в 1998 – 2001 гг. (переработано около 3 млн. т. руды) в качестве добавки 10-15 г/т к стандартному режиму позволило снизить расход ксантогената на 18-20%, вспенивателя Т-66 на 50 % при увеличении извлечения металлов: меди на 0,4-0,6%, молибдена до 5 %, золота (имеется тенденция к росту). Периодически при дефицитах ксантогената или Т-66 фабрика применяет ФСВ-10 в повышенных количествах или в чистом виде, в этих случаях расход депрессора в цикле селекции повышается до 30%. В настоящее время проводятся испытания на опытной фабрике новой модификации ФСВ-10 реагента АСС-01.

В 1995-1999 гг. выполнены исследования по извлечению драгоценных металлов с применением центробежного концентрата Нельсона и флотокамер типа "Ским-Эйр". Извлечение золота концентратом из песков гидроциклонов мельниц II стадии измельчения в концентрат, содержащий 60 г/т металла, составило 54 % от операции. По результатам испытаний в 1998 г. разработана и установлена промышленная флотокамера, производительностью 100 т/час в узле мельница-гидроциклон на 12 секции ДОКа. В 2000 г. получено около 4000 т продукта, содержащего 16 г/т золота. Флотокамера работает при плотности пульпы до 53 % и содержании класса - 0,0074 мм не более 30 %.

С 1998 г. на отвальных хвостах 1-2 моносекции флотации используется гравитационно-флотационная установка для доизвлечения металлов, выпускающая 200 т меди, 50 кг золота и 100 кг серебра в год.

В 2000 г. проведены исследования по извлечению драгметаллов из различных продуктов обогащения с использованием центробежного концентрата Фалкон 8В 40. В цикле доизмельчения концентрата I перерешетки из песков гидроциклона получен концентрат, содержащий 36 г/т золота при извлечении 54 %, в 2 раза превышающем извлечение золота, полученное ранее на концентрате Нельсона, а результаты, полученные на песках гидроциклона II стадии измельчения аналогичны.

Действующая схема селекции Си-Мо концентрата включает предварительный подогрев пульпы до 90° С, основную и контрольную флотацию в механических ф/машинах ФМ-32 и 8 перерешеток сгущенного черного концентрата во ф/машинах ФМ с объемом камер 1,0 м³ (16 камер) и 0,4 м³ (8 камер), схема цепи аппаратов состоит из 2-х ниток - рабочей и резервной. Селекция производится в среде сернистого натрия с подогревом пульпы по фронту флотации. С 4 кв. 1997 г. проводились промышленные испытания новой технологии с применением сульфит-биосульфит аммония (СБА) вместо сернистого натрия с исключением подогрева пульпы по фронту флотации (институт Средацветмет). Расход СБА составляет 6-7 кг/т коллективного концентрата по иону SO₃⁻², с концентрацией раствора СБА по иону 180-200 мг/л. Применение данной технологии обеспечило повышение технологических показателей селекции по извлечению Мо и качеству Мо концентрата не менее 5% по сравнению с применяемой технологией. Производство раствора СБА освоено на МПЗ АГМК и основано на использовании выбросных газов сернокислотного производства МПЗ и аммиачной воды Чирчикского завода (Уз. КТЖМ). Недостатком технологии является повышенное содержание драгметаллов в Мо концентрате и повышенная коррозионность металлов.

С 4 кв. 1998 г. 1 нитка селекции реконструирована с установкой 3-х колонных машин (КФМ) d 1,2 м в операции контрольной флотации и по одной колонне d 1,0 ; 0,7; 0,5 м соответственно в I ; II и III перерешетках (вместо 8). Колонные машины были изготовлены на месте, расчет количества колонн и их объем производили исходя из требуемого удвоенного объема камер механических ф/машин. По результатам сравнительных технологических испытаний колонных ф/машин в 2001 г. полученные технологические показатели с применением КФМ выше по извлечению молибдена в концентрат и существенно (5-10 %) - по содержанию Мо в концентрате при более низком содержании в нем золота. Технология селекции медно-либденового концентрата с использованием КФМ принята в постоянную эксплуатацию.

С 2002 г. на фабрике предусматривается реконструкция секций 6-9 флотационного отделения с установкой ф/машин "Вемко" объемом камер 127 м³ и в перспективе реконструкция ДОКа с двойным увеличением производительности и использованием оборудования и большой единичной мощности: мельниц самоизмельчения У-450 м³ и ф/машин с объемом камер более 100 м³ по усовершенствованной схеме флотации; расширение использования колонных ф/машин и внедрение реагента сульфит-бисульфит аммония в цикле селекции; использование вспенивателя, обладающего собирательными свойствами АСС-01 в коллективном цикле флотации, расширение применения гравитационных аппаратов для извлечения драгметаллов из продуктов обогащения.

ОСВОЕНИЕ ПЕРЕРАБОТКИ КЛИНКЕРА ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА НА АЛМАЛЫКСКОМ ГМК

А.Л. Дудник, нач. группы металлургии меди ЦХТЛ АГМК,
К.С. Шеров, гл. металлург АГМК,
М.М. Халматов, нач. ПТО АГМК, канд. техн. наук,
Б.А. Вакасов, нач. металлургического цеха МПЗ, АГМК

Клинкер от вельцевания цинковых кеков является крупнотоннажным отходом производства цинка по схеме окислительный обжиг - выщелачивание.

На начало прошлого десятилетия в отвалах цинкового производства Алмалыкского ГМК скопилось более 300 тыс. тонн клинкера, представляющего собой сыпучий материал крупностью кусков до 100 мм, фракцией - 20 мм около 70 % и содержащий 1÷5 % Cu, 21÷30 % Fe, 2 г/т Au, 300 г/т Ag до 4 % Zn, до 1 % Pb, а также от 12 % (лежалый) до 30 % (текущий) С.

Таким образом, накопленный клинкер представлял собой весьма перспективное, особенно по Ag, а также по Cu и Au сырье, содержащее в себе топливо - С коксика.

Интерес к переработке клинкера на АГМК обострился после обретения Республикой Узбекистан независимости и нарушения связей с другими субъектами СНГ по обеспечению привозным медьсодержащим сырьем.

Содержание в клинкере заметных количеств Cu (до 5 %) и сопутствующих Cu благородных металлов ориентировало переработку клинкера плавкой совместно с другим медьсодержащим сырьем [1, 2].

Основным способом явилась флюсовая шахтная плавка как необработанного, так и подвергнутого горячему брикетированию клинкера. Шахтная плавка клинкера испытана и освоена, в том числе на Уральских предприятиях. Обоснованы и испытаны и другие варианты переработки клинкера, в том числе бессернистая плавка с конвертерными шлаками в отражательной печи, а также плавка в печах с вертикальными кислородными горелками.

На момент начала работ по организации переработки собственного клинкера медеплавильный комплекс АГМК включал в себя печь кислородно-факельной плавки, отражательную печь и 4 горизонтальных конвертера. Соответственно, перед специалистами комбината ставился вопрос организации переработки клинкера в варианте, максимально приближенном к имеющемуся оборудованию и технологии.

Первый этап испытаний ставился следующим образом. Опытная партия лежалого клинкера весом около 1100 т подвергалась сухому разделению на фракции ± 5 мм.

Минусовую фракцию шихтовали с медным концентратом, оборотом и флюсовыми и подавали в отражательную печь до 100 т в сутки.

Переработка продолжалась в течение 7 суток и не нашла отражения в составе продуктов плавки и других проявлениях. Содержание Cu, Ag и Au в шлаках оставалось на прежнем уровне.

Плюсовая фракция по системе конвейеров подавалась во флюсовые бункера, откуда по течке спускалась в конвертера через горловины. Загрузка задавалась до 10 т в сутки на один конвертер. При этом отмечались самоизмельчение клинкера по тракту транспортирования и загрузки и вынос пылевидной фракции через горловину, что могло стать причиной возгорания углистой пыли в газовых трактах конвертеров или в атмосфере цеха. Ввиду изложенных обстоятельств испытания переработки «сырого» клинкера в конвертерах были приостановлены.

С учетом возможного сокращения календарного времени эксплуатации отражательной печи было принято решение о проведении испытаний переработки клинкера по новой технологии в составе шихты кислородно-факельной плавки. Принятие данного решения обуславливалось еще и строительством на медеплавильном заводе комбината второго комплекса КФП большей производительности.

Разработанная схема шихтовки предусматривала получение грохочением фракции клинкера - 16 мм и ее подачу в мельницы участка измельчения кварца медеплавильного завода и далее в виде пульпы в сгустители медной обогатительной фабрики. Всего за период испытаний переработано более 600 тонн клинкера при среднесуточной подаче около 74 тонн и максимальной подаче до 100 тонн в сутки.

Технологические нарушения при движении клинкера по всему тракту до сжигания в печи за весь период испытаний не регистрировались, среднее содержание меди в штейне составило 34,7 %, в шлаке - 0,69 %. Полученных результатов для перевода переработки клинкера в режим промышленной оказалось недостаточно по следующим причинам

- не большие объемы переработки клинкера и время испытаний;
- отсутствие постоянной схемы подготовки клинкера к переработке (разовая партия по упрощенной схеме подготовлена на ООФ ЦНИЛ);
- необходимость длительных наблюдений за поведением содержащей клинкер шихты по тракту ее движения, особенно при сушке в трубах-сушилках комплекса из-за опасности возгорания;
- необходимость проверки технологичности переработки клинкера в шихтах различных составов.

Для увеличения поставок клинкера на медеплавильное производство в вельцехе цинкового завода реконструирован участок дробления и грохочения коксика, пуск которого обеспечивал вначале получение клинкера крупностью -16 мм и далее - 10 мм.

Измельчение клинкера организовано на участке измельчения кварца МПЗ в отдельной мельнице МШЦ

2100×3000 мм с шаровой загрузкой 20 т и диаметром шаров 100 мм. Достигнутая производительность составила более 5 т/час. Слив мельницы и измельчения клинкера, содержащий до 30 % твердого, с наличием класса +0,2 мм 20-35 %, совместно со сливом мельниц измельчения кварца подавался для "мокрой" шихтовки в сгустители медной обогатительной фабрики. Определен оптимальный фракционный состав измельченного клинкера для условий КФП [3].

За период испытаний подача клинкера на измельчение велась неравномерно из-за периодически проводимых работ по ремонту на мельницах УИК, а также аварийных режимов работы печи КФП ввиду неудовлетворительного состояния футеровки. Тем не менее, в первой половине июля достигнуты достаточно высокие показатели переработки клинкера в сутки (свыше 100 т). Однако достигнутый уровень далее не поддерживался из-за неуклонного ухудшения состояния печи к истечению ее межремонтной компании.

Длительные испытания переработки клинкера позволили провести тщательные наблюдения и замеры режимов работы пылегазового тракта агрегатов комплекса при сравнении периодов подачи клинкера и без подачи, из чего следовало, что уровни температур по точкам замеров и запыленность газов в сравнении примерно соответствуют друг другу и требованиям технологии плавки. Существенных нарушений режимов работы пылегазового тракта комплекса в ходе испытаний не отмечено. При этом содержание углерода до начала переработки клинкера и в ее процессе составило соответственно: в сырой шихте 2,2 % и 4,2 %, в пылях электрофильтров труб-сушилок 1,2 % и 2,4 % и в пылях печных эл/фильтров 0,85 и 0,5 %.

Как показали длительные наблюдения, с переходом на переработку клинкера до 8 % в составе шихты КФП характер формирования гарниссажа на внутренних поверхностях футеровки печи не меняется. При повышении данного уровня в 8 % отмечены случаи локального размыва гарниссажа, что считалось нежелательным явлением.

Помимо технологических ограничений на определение объемов переработки клинкера влияют как нестабильность обеспечения комплекса КФП медьсодержащим сырьем (особенно медным концентратом), так и состояние футеровки печи и другого оборудования металлургического цеха.

В ходе освоения переработки клинкера на комплексе КФП достигнут среднегодовой уровень его содержания в шихте более 5 %, что дало значительную прибавку стоимости выпускаемой продукции.

Из-за сухой дошихтовки для отражательной печи шихты из сгустителей кварцевой рудой, золотосодержащим концентратом, оборотом и разными видами медьсодержащего сырья содержание клинкера в шихте ОП снижается, в связи, с чем в практику приготовления шихты для ОП было введено добавление кускового клинкера фракции - 16 мм в количестве до 100 т в сутки.

В целом при подшихтовке до 10 % клинкера получены положительные результаты испытаний: дополнительный выпуск меди за месяц составлял до 40 т.

Однако периодически на поверхности жидкого шлака в отражательной печи регистрировалось образование твердофазной "шубы", содержащей в значительной мере несгоревший коксик, смоченный жидким шлаком. При сливе шлака твердая фаза попадает в чаши и вывозится на отвал.

Несгоревший коксик медного клинкера содержит неусвоенные ванной печи медь и драгметаллы, а это приводит к увеличению их потерь с отвальным шлаком ОП. Разделка и анализ проб отвального шлака с визуальными включениями клинкера показали содержание в них меди до 1,4 %, золота до 0,9 г/т и серебра - 6,6 г/т.

Таким образом, образование "шубы" на поверхности ванны отражательной печи ограничивало объемы переработки кускового клинкера (20 - 30 т в сутки), а также увеличивало переход в шлак ценных извлекаемых компонентов.

Выше отмечалось, что измельченный до -5 мм клинкер выгорает на шихтовых откосах печи полностью. Дальнейшие наблюдения показали, что при достаточной температуре внутри печи (1400 -1500⁰ С) и наличии кислорода во внутриванной атмосфере (4-6 %) практически полностью выгорает клинкер фракции - 10 мм. Однако основные фракции на уровне 68 % представляют собой частицы размером + 10мм.

В качестве варианта рассмотрена организация более активного сжигания коксика клинкера на шихтовых откосах внутри печи, для чего принято решение испытать увеличенную подачу кислорода через оводовые сопла на поверхность откосов, особенно на их часть, прилегающую к поверхности ванны.

Исходя из расчета дополнительного количества кислорода, требуемого для дожигания коксика, а также планового проплава и необходимых объемов переработки клинкера, произведен расчет и составлена временная режимная карта отопления отражательной печи, предусматривающая дополнительную подачу в печь через оводовые сопла от 1500 нм /час до 2500 нм з/час технического кислорода.

В ходе освоения переработки клинкера на комплексе КФП достигнут среднегодовой уровень его содержания в шихте более 5 %, что дало значительную прибавку стоимости выпускаемой продукции.

Из-за сухой дошихтовки для отражательной печи шихты из сгустителей кварцевой рудой, золотосодержащим концентратом, оборотом и разными видами медьсодержащего сырья содержание клинкера в шихте ОП снижается, в связи, с чем в практику приготовления шихты для ОП было введено добавление кускового клинкера фракции - 16 мм в количестве до 100 т в сутки.

В целом, при подшихтовке до 10 % клинкера получены положительные результаты испытаний: дополнительный выпуск меди за месяц составлял до 40 т.

Однако периодически на поверхности жидкого шлака в отражательной печи регистрировалось образование твердофазной "шубы", содержащей в значительной мере несгоревший коксик, смоченный жидким шлаком. При сливе шлака твердая фаза попадает в чаши и вывозится на отвал.

Несгоревший коксик медного клинкера содержит неусвоенные ванной печи медь и драгметаллы, а это приводит к увеличению их потерь с отвальным шлаком ОП. Разделка и анализ проб отвального шлака с визуально обнаруживаемыми включениями клинкера показали содержание в них меди до 1,4 %, золота до 0,9 г/т и серебра - 6,6 г/т.

Таким образом, образование "шубы" на поверхности ванны отражательной печи ограничивало объемы переработки кускового клинкера (20 - 30 т в сутки), а также увеличивало переход в шлак ценных извлекаемых компонентов.

Выше отмечалось, что измельченный до - 5 мм клинкер выгорает на шихтовых откосах печи полностью. Дальнейшие наблюдения показали, что при достаточной температуре внутри печи (1400 -1500⁰ С) и наличии кислорода во внутриванной атмосфере (4-6 %) практически полностью выгорает клинкер фракции - 10 мм. Однако основные фракции на уровне 68 % представляют собой частицы размером + 10мм.

В качестве варианта рассмотрена организация более активного сжигания коксика клинкера на шихтовых откосах внутри печи, для чего принято решение испытать увеличенную подачу кислорода через оводовые сопла на поверхность откосов, особенно на их часть, прилегающую к поверхности ванны.

Исходя из расчета дополнительного количества кислорода, требуемого для дожигания коксика, а также планового проплава и необходимых объемов переработки клинкера, произведен расчет и составлена временная режимная карта отопления отражательной печи предусматривающая дополнительную подачу в печь через оводовые сопла от 1500 нм /час до 2500 нм з/час технического кислорода.

Проведенные в ходе промышленных испытаний наблюдения при переработке до 100 т клинкера в пересчете на сутки показали снижение толщины "шубы" со 100 мм до 0: 20 мм, т.е. в 5 раз и более.

Далее, при переходе на переработку клинкера фракции - 10 мм наличие "шубы" на поверхности ванны не отмечалось.

Анализ распределения ценных компонентов клинкера в отражательной плавке показал улучшение основных показателей, в том числе повышение извлечения меди по черновому переделу в 0,5 %, снижение содержания золота в шлаках с 0,22 - 0,26 г/т до 0,13 г/т, серебра с 2,1 - 2,7 г/т до 1,7 г/т. Также достигнут минимальный уровень условного перехода из клинкера в шлак драгметаллов.

Приведенные данные подтверждают возможность и целесообразность переработки в ОП кускового клинкера в объемах до 100 т/сутки (при наличии медьсодержащей шихты) без роста потерь со шлаками ОП ценных компонентов.

Достигнута и освоена среднегодовая переработка клинкера в составе шихты отражательной плавки в 8,2 %.

Список литературы:

1. Алентов П.Н. "Новые процессы переработки клинкера" Цветные металлы, 19991, № 4, с. 3-4.
2. Бескаравайный В.В, Дудник А.Л, Щечка В.Г. Цветные металлы, 1982. №2, с.22-24
3. Патент РУз № 2599 от 5.05.94 г.

АНАЛИЗ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО БАЛАНСА ДРАГОЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ

В.П. Калинин, зам. нач. технич. отдела АГМК,
К.С. Санакулов, техн. директор АГМК, канд. техн. наук,
М.М. Халматов, нач. ПТО, канд. техн. наук, АГМК

Эффективность всей системы учета драгоценных металлов на ОАО "Алмалыкский ГМК" и точность оценки технико-экономических показателей его работы зависят от правильности определения количества химически чистого драгоценного металла в сырье и материалах. Правильность определения концентрации драгоценного металла в материалах зависит от представительности опробования (т.е. от пробоотбора и пробоподготовки) и точности химического анализа.

За представительность опробования на ОАО "Алмалыкский ГМК" согласно "Инструкции о порядке получения, переработки, учета, хранения и проведения инвентаризации драгоценных металлов" ответственность несет ОТК, за точность результатов анализа - ЦХТЛ. Схемы опробования обеспечивают получение представительных проб с установленной величиной погрешности.

Сделать выводы о правильном учете драгоценных металлов можно только в том случае, если представленные в балансе данные достоверны. Достоверность баланса определяется точностью первичных измерений, отсутствием ошибок в расчетах, полнотой и правильным отнесением всех технологических материалов по статьям баланса.

О величине не учитываемых безвозвратных потерь можно судить только по величине разрыва баланса. Однако разрыв баланса (**R**) представляет собой сумму не учитываемых безвозвратных потерь (**X**) и погрешности определения количества драгоценных металлов ($\pm \Delta R$) во всех материалах, участвующих в балансе. Таким образом

$$R = X \pm \Delta R$$

Величина не учитываемых безвозвратных потерь составляет

$$X = R \pm \Delta R$$

Из этого уравнения следует, что точное значение не учитываемых потерь является неизвестным. Их величина с принятой статистической вероятностью 0,95 устанавливается (также как и значения первичных измерений) в виде доверительного интервала. Ширина этого интервала определяется величиной $\pm \Delta R$, которая является характеристикой точности существующей на ОАО "Алмалыкский ГМК" системы учета драгоценных металлов. Она должна быть приведена в материалах баланса как погрешность определения разрыва (невязка) баланса.

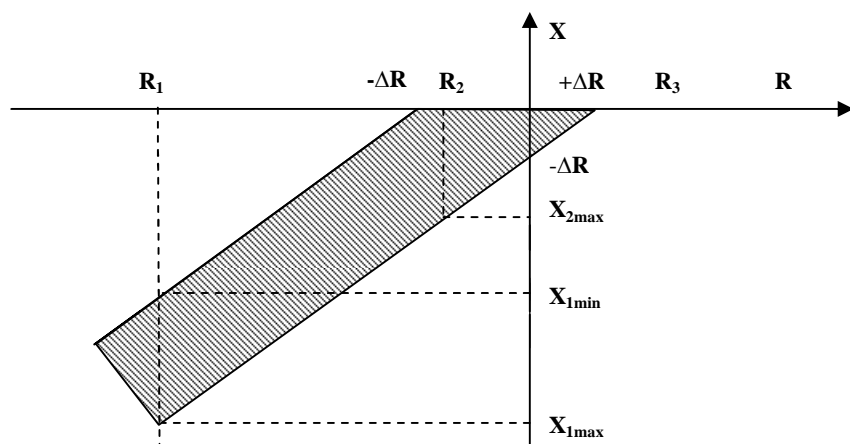


Рис. Зависимость $X=R \pm \Delta R$

Для наглядности анализа зависимость $X = R \pm \Delta R$ представлена на рисунке.

Для любого значения разрыва баланса (**Ri**) при известной величине погрешности разрыва баланса драгоценного металла значения не учитываемых потерь должны находиться внутри заштрихованной полосы. Чем меньше величина доверительного интервала не учитываемых потерь, тем выше точность схемы учета драгоценных металлов.

Если в балансе величина разрыва $R_1 + \Delta R$ меньше чем $-\Delta R$, то в этом случае величина не учитываемых безвозвратных потерь будет составлять не менее $X_{1min} = R_1 - \Delta R$ и не более $X_{1max} = R_1 + \Delta R$. В этом случае надо установить любой из нормативов:

- а) извлечение драгоценных металлов;
- б) норматив не учитываемых безвоз-

вратных потерь;

в) норматив разрыва баланса, который рассчитывается при статистической обработке результатов ряда балансов.

По величине норматива разрыва баланса (N_p) может быть рассчитан любой из других нормативов. Например

$$N_n = N_p \pm \Delta R$$

где N_n – норматив не учитываемых безвозвратных потерь.

Достоверность металлургического баланса также определяется полнотой инвентаризации материалов, содержащих драгоценные металлы. Целью инвентаризации драгоценных металлов является установление фактического их наличия для сопоставления с результатами бухгалтерского учета движения драгоценных металлов и составления металлургического баланса.

По результатам инвентаризации драгоценных металлов рассматриваются влияние выявленных недостатков и нарушений технологического процесса. Приводятся данные фактических остатков драгоценных металлов по результа-

там анализов инвентаризационных материалов по основным статьям: в сырье, в незавершенном производстве, в готовой продукции. Полученные показатели сравниваются с аналогичными за предыдущий период и с утвержденными нормативами, приводятся причины превышения последних. Отдельно представляются данные о количестве драгоценных металлов в инвентарных продуктах, перешедших без переработки и повторного анализа с прошлого периода инвентаризации. Комиссией даются предложения по совершенствованию проведения инвентаризации драгоценных металлов.

ОПРОБОВАНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ФЛЮСОВЫХ РУД

В.П. Калинин, зам. нач. техн. отдела АГМК,
 К.С. Санакулов, технический директор АГМК, канд. техн. наук,
 М.М. Халматов, нач. ПТО АГМК, канд. техн. наук,
 В.Д. Гурин, директор МПЗ, АГМК,
 Т.Ф. Шустова, нач. ОТК, АГМК

Опробование драгметаллов – одна из важнейших составляющих общего цикла производства. На комбинате построен участок приема и опробования флюсовых руд на территории медеплавильного завода.

Работа участка приема и опробования флюсовых руд, поступающих от поставщиков обеспечивает разрешение спорных вопросов в части опробования и анализирования золотосодержащих флюсовых руд. Поступающая флюсовая руда делится на два класса.

Прием и опробование флюсовой руды I класса. Флюсовая руда 1 класса поступает на комбинат партиями по 180-300 т в железнодорожных думпкарах. Поступившая партия руды выгружается на бетонированную площадку (с

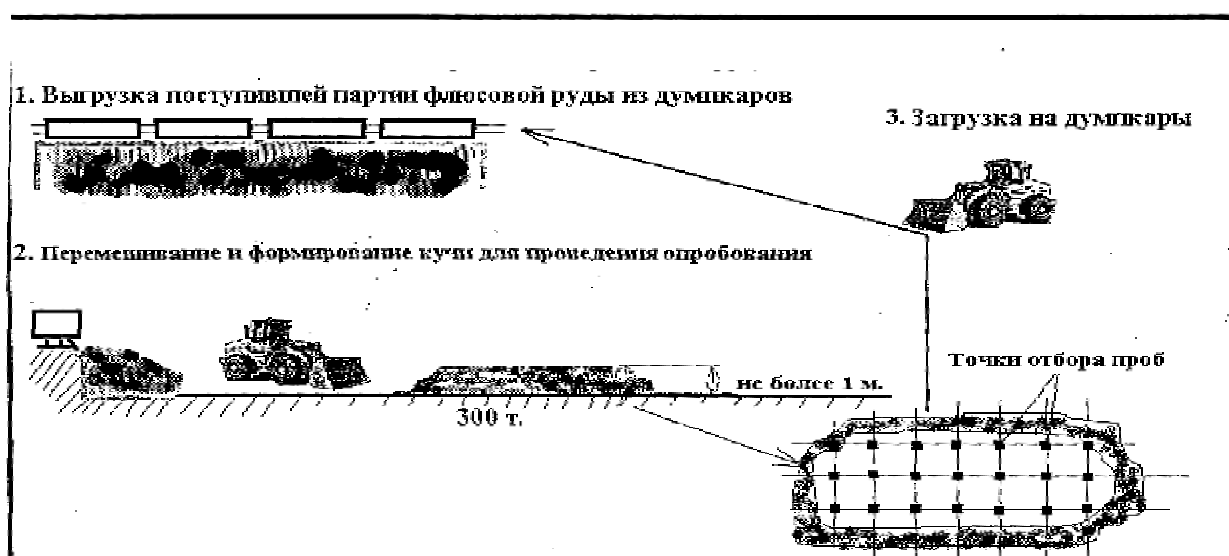


Рис.1 Схема опробования флюсовой руды I класса

длинной по фронту 65 м, шириной 20 м), оборудованную железобетонными стенами высотой 150 см и толщиной 50 см. Затем при помощи погрузчика "Stalova Vola" выгруженная из думпкаров флюсовая руда свозится в одну кучу и разравнивается. Высота полученной кучи 0,5 – 1 м. Из кучи (рис.1) отбирается проба ручным способом весом 50 кг. Полученная проба флюсовой руды направляется в проборазделку, где согласно схемы производится подготовка пробы для проведения химического анализа. Флюсовая руда из кучи загружается в думпкары и направляется на переработку,

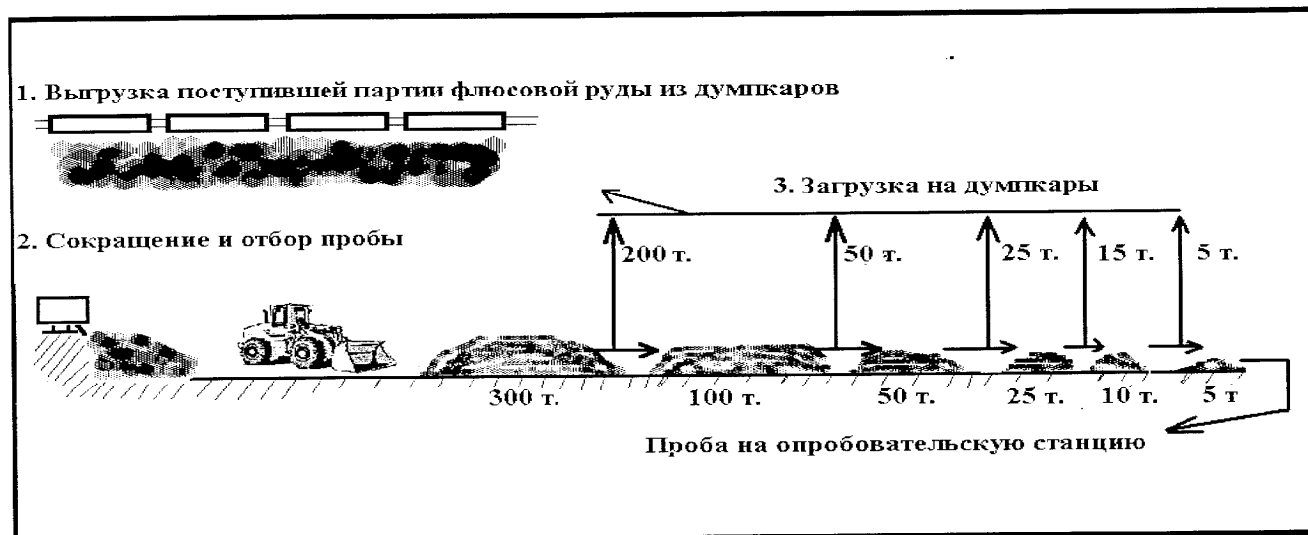


Рис.2 Схема опробования флюсовой руды II класса

либо на склад хранения золотосодержащей флюсовой руды.

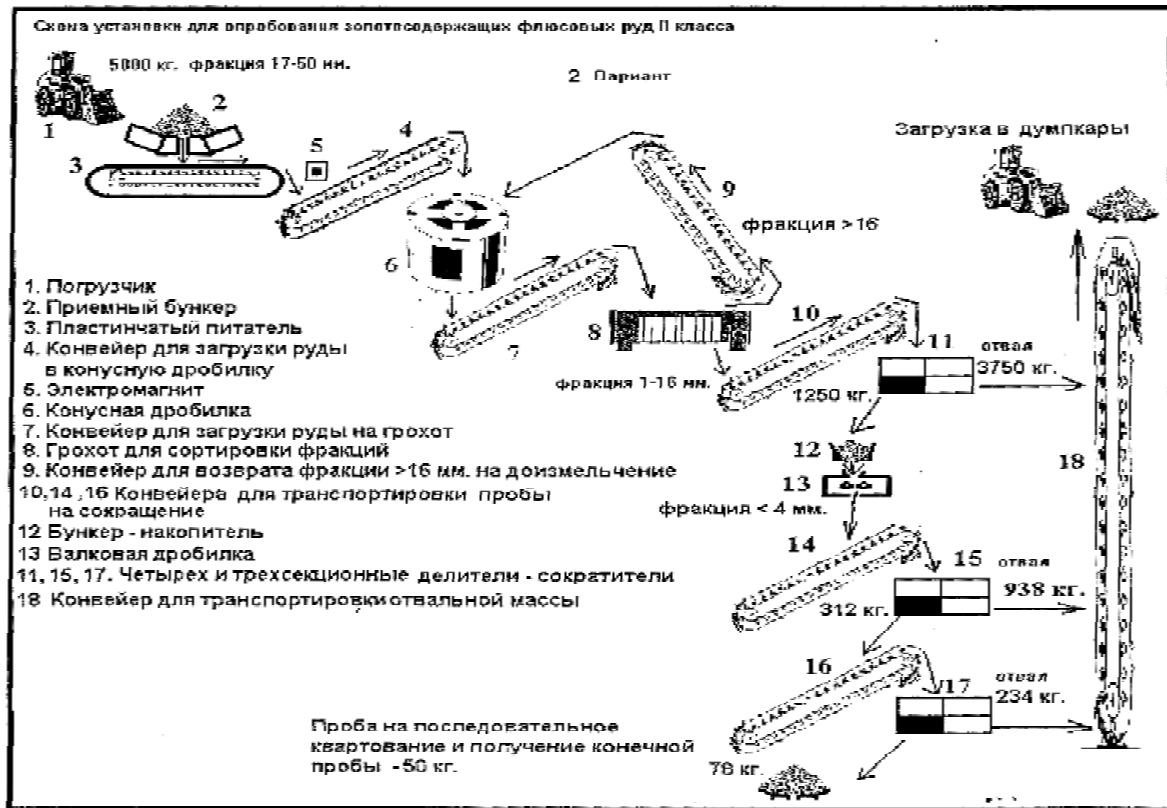


Рис.3 Схема установок для опробования золотосодержащих руд II класса

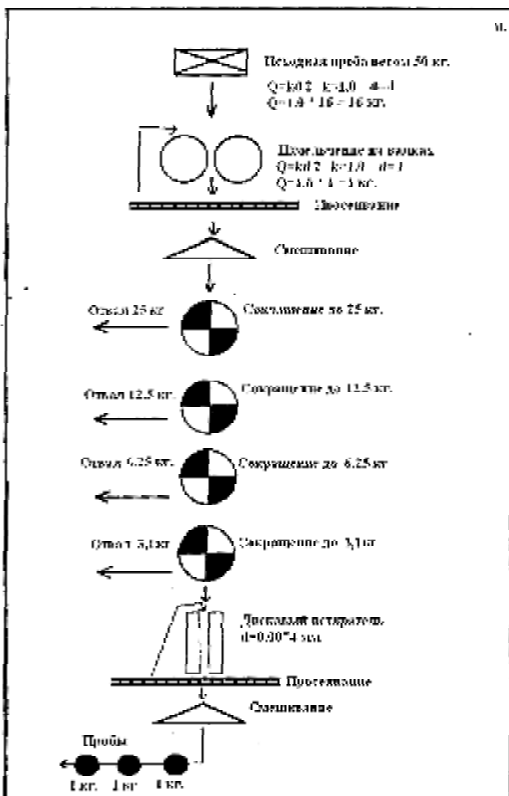


Рис.4. Схема обработки проб золотосодержащих флюсовых руд крупностью 4 мм

фракции 1 – 16 мм. Дробленый продукт конвейером (7) подается на грохот для контрольного отсева.

Прием и опробование флюсовой руды II класса. Флюсовая руда II класса поступает на комбинат партиями по 180 – 300 т в железнодорожных думпках. Поступившая партия руды выгружается на бетонированную площадку. Затем погрузчиком отбирается руда на пробы. Для чего 2 ковша руды загружается обратно в думпкар, а каждый третий ковш насыпается в отдельную кучу. После разделки таким образом всей партии флюсовой руды полученная куча руды делится погрузчиком на пробы. Один ковш грузится в думпкар, другой – в другую кучу. Операция по разделке кучи повторяется до получения кучи весом 5 – 7 т. Полученная куча флюсовой руды II класса загружается в бункер установки для опробования золотосодержащих флюсовых руд (рис. 2.) для получения пробы флюсовой руды весом 50 кг. Проба флюсовой руды II класса также направляется в приборазделку на получение пробы для химического анализа аналогично, как и для флюсовой руды I класса. Отвалы флюсовой руды, полученные после прохождения через установку для опробования золотосодержащих флюсовых руд, также загружаются погрузчиком в думпкар. Загруженные думпкары с флюсовой рудой II класса направляются на переработку, либо на склад.

Установка для опробования золотосодержащих флюсовых руд II класса имеет в своем составе следующие механизмы (рис.3.).

Приемный бункер (2) емкостью 5000 кг (исходной фракции 17 – 50 мм), загрузка которого осуществляется при помощи погрузчика (1). Далее опробуемая масса пластинчатым питателем (3) подается через загрузочный конвейер (4) с электромагнитом (5) на конусную (6) для получения

После отсева, фракция >16 через **конвейер (9)** подается обратно на доизмельчение в **конусную дробилку (6)**.

Фракция 1 – 16 мм подается через **конвейер (10)** на **четырёхсекционный делитель-сократитель (11)**.

На **делителе-сократителе (11)** происходит разделение поступившей массы в пропорции 1: 4 (1250 кг: 3750 кг). Масса в 3750 кг отправляется через **конвейер (18)** на отвал.

Масса полученная после сокращения (1250 кг) поступает в **бункер-накопитель (12)** и далее на **валковую дробилку (13)**, где происходит дробление до получения фракции < 4 мм. Полученная фракция подается на **конвейер (14)** и транспортируется на **четырёхсекционный делитель-сократитель (15)**, где происходит разделение поступившей массы в пропорции 1 : 4 (312 кг : 938 кг). Масса в 938 кг отправляется через **конвейер (18)** на отвал.

Масса полученная после сокращения (312 кг) поступает на **конвейер (16)** и транспортируется на **четырёхсекционный делитель-сократитель (17)**, где происходит разделение поступившей массы в пропорции 1: 3 978 кг: 234 кг). Масса в 234 кг отправляется через **конвейер (18)** на отвал.

Полученная проба массой в 78 кг сокращается до 50 кг и передается в проборазделку, для дальнейшей обработки.

Полученная после сокращения проб масса (4922 кг) транспортируется по **конвейеру (18)** на бетонную площадку размером 10 x 10 м², огороженную с трех сторон бетонной стенкой высотой не менее 1,5 м. С площадки масса загружается погрузчиком обратно в думпкар.

Схема обработки проб золотосодержащих флюсовых руд крупностью 4 мм (рис.4). Проба золотосодержащих флюсовых руд (весом 50 кг) поступившая в дробильный цех подвергается сушке в жаровом шкафу, для удаления излишней влаги.

После сушки проба подается на валковую дробилку, где производится измельчение вещества до размера частиц в 1 мм. После валковой дробилки, полученный материал подвергается контрольному отсеву. Фракция более 1 мм отправляется повторно на валковую дробилку. Полученный после валковой дробилки и контрольного отсева материал подвергается сокращению в четыре приема с получением массы пробы в 3,1 кг, которая в дальнейшем отправляется на дисковый истиратель (ИДА-175) для получения фракции с размером частиц размером 0,0074 мм. После дискового истирателя производится контрольное просеивание, частицы размером более 0,0074 мм отправляется для доизмельчения на дисковый истиратель.

Полученная после дискового истирателя масса после перемешивания отправляется для разделения на три конечные пробы весом по 1 кг каждая.

Таким образом, опробование золотосодержащих, флюсовых руд позволяет получать представительные пробы, а также обеспечивает достоверность учета и составление реальных балансов по драгоценным металлам.

БИОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

С.И. Куканова, руководитель проекта Института Микробиологии АН РУз, канд. биологич. наук,
С.И. Борминский, ведущий инженер Института минеральных ресурсов,
Л.И. Зайнитдинова, старший науч. сотrud., Института Микробиологии АН РУз, канд. биологич. наук,
Ж.С. Айропетова, науч. сотrud., Института Микробиологии АН РУз,
В.Е. Латышев, ведущий инженер ВНИПИпромтехнологии, канд. геолого-минералог. наук,
Л.А. Лильбок, начальник технологической лаборатории ЦНИЛ НГМК,
И.И. Николаенко, инженер ЦНИЛ НГМК

Разработка новых методов переработки минерального сырья и отходов гидрометаллургических производств является одним из основополагающих факторов научно-технического прогресса. Как известно, ресурсы сырья для промышленной переработки ограничены и, самое главное, невозполнимы.

Постоянно растущая потребность в металлах ведет к необходимости использования бедных руд, отвалов горнодобывающей промышленности, а также вовлечения в производство различного рода отходов гидрометаллургии. Новые подходы в решении этих задач помогут создать систему безотходных и малоотходных технологий, а также решить проблему комплексного извлечения ценных компонентов.

Биотехнология имеет очевидные эколого-экономические преимущества перед традиционными гидрометаллургическими методами [1,2]. Применение биотехнологических методов в гидрометаллургических производствах позволят создать экологически чистые технологии с системой замкнутого водооборота.

Целью наших исследований явилось изучение возможности обработки отходов производства - магнитной фракции золотосодержащих руд ацидофильными железоокисляющими бактериями с целью увеличения концентрации золота в конечном продукте и получения железосодержащих пигментов. В качестве объекта исследований использовалась магнитная фракция руд Мурунтау.

Магнитная фракция - это продукт, который получается в процессе измельчения руды в мельнице, где частицы свободного золота и серебра за счет механических сил (нажима, втирания, вдавливания) переходят из руды в кристаллическую решетку металла.

Вещественный состав магнитной фракции представляет: арсенопирит, пирит - 0,59 %; кварц, кальций, доломит, обломки пород - 1,71%; металлический скрап - 97,70%; золото - 19,60 г/т.

Все минералы покрыты окисными пленками.

В процессах выщелачивания магнитной фракции применяли различные штаммы ацидофильных бактерий *Thiobacillus ferrooxidans*, имеющиеся в коллекции лаборатории водной и рудной микробиологии Института микробиологии АН РУз.

Было показано, что при культивировании на среде 9Ж Сильвермана-Лундгрена скорость окисления железа составляла 4,0; 3,6; 4,3 г/л в сутки и была максимальной у штамма *T.ferrooxidans* П. Однако, при росте в гетерогенной среде (среда + магнитная фракция) лучшая скорость окисления железа была показана культурой *T.ferrooxidans* КСБ.

Таким образом, в дальнейших исследованиях использовалась культура *T.ferrooxidans* КСБ.

Лабораторные опыты по бактериальной обработке магнитной фракции проводили в колбах в качалочных условиях (180 об/мин.). При проведении опытов в гетерогенной системе с растущей культурой бактерий отмечается, что в первые часы, очевидно, идет процесс окисления элементарного железа и сульфидов, но затем процесс бактериально-химического окисления завершается на первой стадии - образования закисного железа, количество которого возрастает пропорционально времени обработки.

Важным показателем процесса биовыщелачивания является соотношение Т:Ж. Результаты исследований, представленные на рис. 1 свидетельствуют о том, что в течение первых суток культивирования во всех вариантах опыта отмечается накопление железа, однако, наиболее активно этот процесс происходит при Т:Ж = 1:10. Уменьшая интервал обработки магнитной фракции культуральной жидкостью *T. ferrooxidans*, содержащей окисленное железо до 8 - 9 г/л мы добиваемся максимального извлечения железа из сырья.

Оптимальными параметрами процесса были определены температура 28° С, Т:Ж = 1:10. Лабораторные опыты проводили до извлечения железа на 30-50 %. Полученный кек промывали, высушивали и отдавали на цианирование.

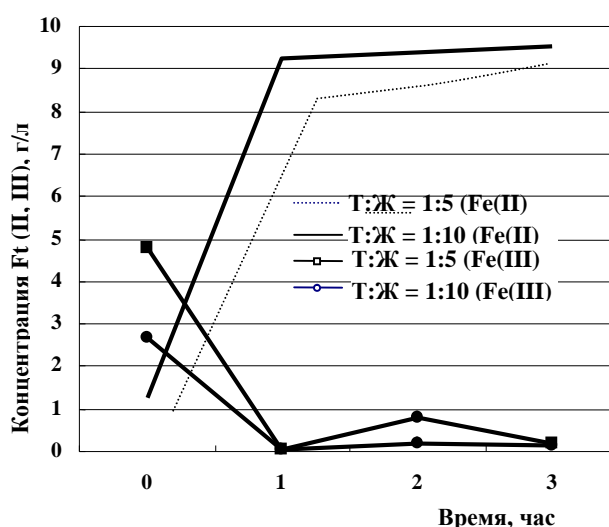


Рис. 1. Влияние соотношения Т:Ж на окислительную активность *Thiobacillus ferrooxidans*

В результате происходящих бактериально-химических процессов при обработке магнитной фракции культуральной жидкостью тионовых ацидофильных бактерий в растворе происходит увеличение pH среды, нарушается равновесие в реакции и происходит выпадение в осадок гидроокислов трехвалентного железа, отмечается накопление ионов двухвалентного железа, которые могут служить субстратом для последующего развития *T. ferrooxidans*.

Для исследования возможностей использования оборотной воды были проведены опыты по культивированию *T. ferrooxidans* КСБ на средах, составленных на основе оборотной воды с различными добавками питательных солей (рис. 2). Нам предстояло выяснить, насколько оборотная вода может являться полноценной средой для развития *T. ferrooxidans*. В качестве дополнительно вносимых минеральных солей были использованы сульфат аммония, сульфат магния, фосфорнокислый калий.

Известно, что *T. ferrooxidans* используют в качестве источников азота практически только аммонийные соли. Добавление их в выщелачивающие растворы должно способствовать увеличению скорости окислительных процессов. Добавление 17 мг/л PO_4^{3-} увеличивает число клеток *T. ferrooxidans* в 10 раз [3]. Магний и другие элементы являются важными для роста и развития тионовых ацидофильных бактерий в качестве микроэлементов, но они, как правило, присутствуют в выщелачивающих растворах в достаточном количестве.

Исходя из выше изложенного, были составлены варианты питательных сред на основе оборотной воды. Полученные данные, представленные на рис.2, показывают, что скорость окислительных процессов на средах с оборотной водой достаточно высока во всех вариантах опыта. Влияние добавок питательных солей в качестве источника азота и фосфора незначительно, соли магния не оказывают воздействия на геохимическую активность бактерий.

Таким образом, развитие *T. ferrooxidans* на оборотной воде способствует возможности эффективного ее использования и созданию технологической цепочки с замкнутым водооборотом.

При выщелачивании в растворах значительно увеличивается концентрация железа. При биогенном извлечении металлов Fe^{2+} и Fe^{3+} являются постоянными компонентами выщелачивающей среды и оказывают определенное, и даже определяющее влияние на окислительно-восстановительные особенности системы. Эти ионы находятся в сложных взаимоотношениях как между собой, так и с выщелачивающим раствором.

Увеличение Fe^{2+} в среде (оборотной воде) может замедлять скорость окислительных процессов и подавлять развитие *T. ferrooxidans*, тем самым, уменьшая концентрацию Fe^{3+} получаемого в результате бактериально-химических процессов окисления. Добавление культуральной жидкости бактерий в процессе переработки магнитной фракции, увеличивает скорость окислительных процессов в несколько раз.

Проведенные лабораторные исследования по обработке исходной магнитной фракции показали, что при неоднократной обработке продукта культуральной жидкостью происходит обогащение исходного сырья по золоту в зависимости от количества смен бактериального раствора.

Золото в кеке бактериального выщелачивания соответствовало следующим показателям: 31,2; 67,5; 67,7; 85,7; 98,6 и в некоторых пробах выше 100 г/т.

Полученные данные свидетельствуют о том, что чем выше содержание железа в обработанной магнитной фракции, тем ниже процент извлечения золота из кека бактериального выщелачивания методом цианирования.

Фракционирование обработанных проб и их цианирование показало неоднозначность характера распределения золота и извлечения его из кека бактериального выщелачивания. Цианирование этих проб дало следующие результаты: 56, 47, 70, 91 %. Следует отметить, что высокое содержание железа в пробах, подвергнутых цианированию, и его переход в раствор мешает максимальному извлечению золота на смолу. Достигнутые в отдельных опытах хорошие показатели по извлечению золота позволяют говорить о том, что возможность дальнейшего обогащения достаточно велика, а для максимального извлечения золота возможно использование не только традиционных методов цианирования, но и других гидрометаллургических методов.

Полученные в результате циклической обработки, промывки, просушки и истирания, гидроокислы железа могут служить основой для получения железозакисляющего пигмента - сурика, используемого в лакокрасочной промышленности.

Таким образом, применение нетрадиционных методов обогащения способствует вовлечению в дальнейшее производство отходов переработки руд [4].

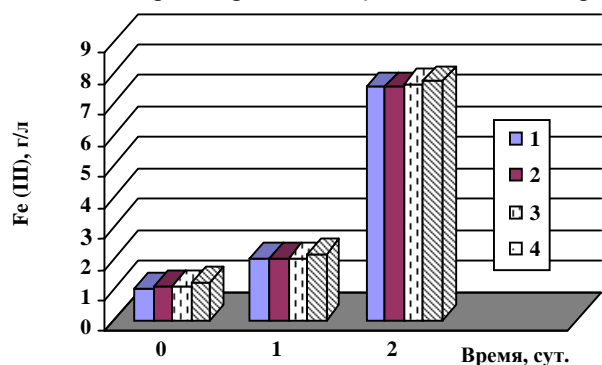


Рис. 2. Развитие микроорганизмов на средах с оборотной водой: 1 - Оборотная вода+ K_2HPO_4 (0,5 г/л)+(NH₄)₂SO₄ (3 г/л)+MgSO₄ (0,5 г/л); 2 - Оборотная вода + K_2HPO_4 (0,5 г/л)+MgSO₄(0,5 г/л); 3 - Оборотная вода + K_2HPO_4 (0,5 г/л)+(NH₄)₂SO₄ (3 г/л); 4 - Оборотная вода

Список литературы:

1. Каравайко Г.И. Микроорганизмы и их роль в биогеотехнологии металлов // Сб. Биогеотехнология металлов. Практич. руководство. М. Центр Междун. проектов. 1989 - с. 11-28.
2. P de Donato, C. Mustin, R. Benoit and R. Erre // Biohydrometallurgical technologie V. -1, p. 163-175, Int. Biohydromet. Symp. 1993.
3. Tuovinen H.O. and Kelly D.P. //Microbiol., 1982,-p. 12-13.
4. Борминский С.И., Кужанова С.И., Кутлиев Д.К., Халмуратов А.Г., Лильбок Л.А., Латышев В.Е., Дурдзиев Г.Т., Саттаров Г.С. Способ переработки отходов гидрометаллургических производств. Д.П. Уз.Р. № 4185, 1996.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА МОЛИБДЕНОВОГО СЫРЬЯ МЕТОДОМ ФЛОТАЦИИ

И.Б. Насриддинов, канд. техн. наук, НГГИ

М.А. Аскарлов, канд. техн. наук, НГГИ

Д.Б. Холикулов, ассистент преподавателя ТашГТУ

Технические требования к молибденовому концентрату имеют жесткие условия. Как известно, его получают из трех типов молибденосодержащих руд. Это молибденовые, молибдено-вольфрамовые и медно-молибденовые руды. В Алмалыкском горно-металлургическом комбинате (АГМК) молибденовый концентрат получают из медно-молибденовых руд Кальмакырского и Сары-Чекинского месторождений. Содержание меди в руде колеблется от 0,2 до 0,45 %, а молибдена от 0,006 до 0,009 %. В руде присутствует много элементов флотоактивной пустой породы, таких как тальк, кварцит, кварц и легко флотируемых сульфидных минералов галенит, сфалерит, пирит и т.д. В последние годы присутствие талька заметно увеличивается, в связи с чем снижается качество молибденового концентрата от 12 до 6 %. Требования ГОСТа к молибденовому концентрату от 35 до 45 %.

Как известно, существуют два метода доводки молибденового концентрата при наличии флотоактивной пустой породы – это гидро-металлургический и флотационный. При переработке бедных медно-молибденовых руд, когда не удается получить кондиционные концентраты, в ряде случаев прибегают к выщелачиванию разбавленными растворами соляной, плавиковой или серной кислоты, раствором аммиака, едких щелочей, соды и сернистого натрия [1, 2]. Но этот метод является нежелательным при обогащении, т.к. требует больших материальных и трудовых затрат и по характеру трудно вписывается в обогатительную фабрику. Сам процесс выщелачивания требует кислотоустойчивого и дорогостоящего оборудования. Поэтому, по нашему мнению, наиболее приемлемым является флотационный метод переработки медно-молибденового концентрата.

Депрессия флотоактивной пустой породы жидким стеклом и сернистым натрием не всегда достаточно эффективна. Поэтому приходится искать вещества и способы, которые будут наиболее эффективно действовать на флотоактивную пустую породу. Для этого мы применяли криолит натрия. Этот продукт применяется в металлургии цветных металлов в качестве электролита (расплава) при получении металлического алюминия электролизом. Действие криолита заключается в следующем: криолит (легко растворим в воде) взаимодействует с тальком и другими силикатами, депрессируя их. Вероятно, при взаимодействии криолита с минералами пустой породы идет образование адсорбционного слоя алюмосиликатов и фторидов на их поверхности. Нами была проведена депрессия флотоактивной пустой породы криолитом сначала в содовой, а затем в аммиачной среде.

Для проведения опытов в содовой среде приготовили 5 % содовый раствор. Затем, в этот раствор высыпали навеску криолита в количестве 3 г. Раствор перемешивали 2-3 минуты и затем в этот раствор с реагентами высыпали навеску (40 грамм) низкокачественного молибденового концентрата с содержанием 6,6 % Мо. Контактное взаимодействие с реагентами проводили в стакане при постоянном перемешивании в течении 30 минут. Затем пульпу отфильтровали и промыли чистой водой для удаления щелочности пульпы до $pH \approx 7$.

После этого проводили основную флотацию (при Ж:Т=12,5:1). Время основной флотации 10 мин. После переочистки концентрата основной флотации получали продукт с содержанием молибдена 43,34 % при извлечении 68,92 %, а затем проводили опыты по уменьшению расхода криолита за счет повышения температуры до 70°C. После многочисленных опытов был получен молибденовый концентрат с содержанием молибдена 39,44 %, при извлечении 70,15 %. Расход криолита натрия уменьшился в три раза. С целью уточнения депрессивных свойств криолита и последовательной обработки технологии повышения качества молибденового концентрата были проведены последующие исследования. Основные условия в этой работе были направлены на определение оптимальных расходов реагентов, температуры и времени контактирования. Все опыты выполнялись в основном в одной последовательности: депрессивная обработка исходного молибденового концентрата (с последующей фильтрацией и отмывкой в сильнощелочной среде), а затем операции флотации (основной, контрольной и нескольких переочистных).

Контактирование с реагентами проводили с применением механической мешалки с приводом от электромотора, нагрев пульпы осуществлялся погружением электронагревателя мощностью 1кВт и регулированием напряжения. Флотация проводилась на лабораторных флотационных машинах типа ФП-1м с емкостью камер 1л и 0,5 л. Отмывку пульпы после контактирования проводили с помощью воронки Бюхнера, колбы Бунзена и лабораторного вакуум-насоса. Все опыты проводились на низкокачественном молибденовом концентрате Алмалыкской медной обогатительной фабрики, содержание молибдена составляло 6,6 %. Тонина помола исходного концентрата 88-90 % класса – 0,074 мм. Цвет молибденового концентрата серый, без четко видимых признаков существования в нем молибдена. На ощупь он рыхлый и жидкий. Для проведения опытов брали определенное количество криолита и растворяли его в содовом растворе или водном аммиаке, доводили объем водой до 600 мл. Полученный раствор перемешивали в течение 2-3 минут, а затем нагревали до заданной температуры. Потом в приготовленный раствор криолита высыпали навеску исходного молибденового концентрата (200 г) и, продолжая перемешивать, резко поднимали температуру пульпы до заданной величины (за 1-2 мин). С этого момента шел отчет времени контактирования. После фильтрации пульпы ее промывали чистой водой до $pH=7$. Затем проводили основную и контрольную флотацию. Концентрат основной флотации перечищали дважды. Оптимальные условия депрессии пустой породы в исходном молибденовом

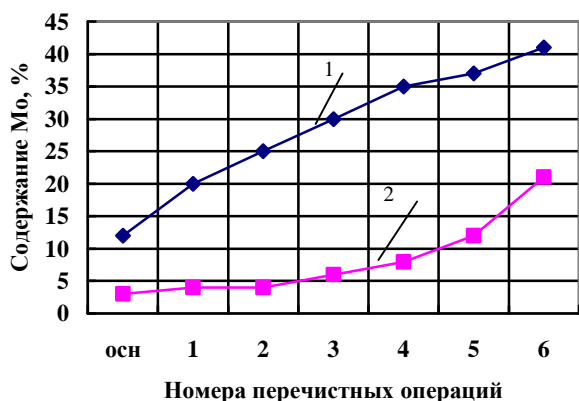


Рис. 1. Влияние количества перечисток на качество концентрата и хвостов: 1- концентрат; 2- хвосты

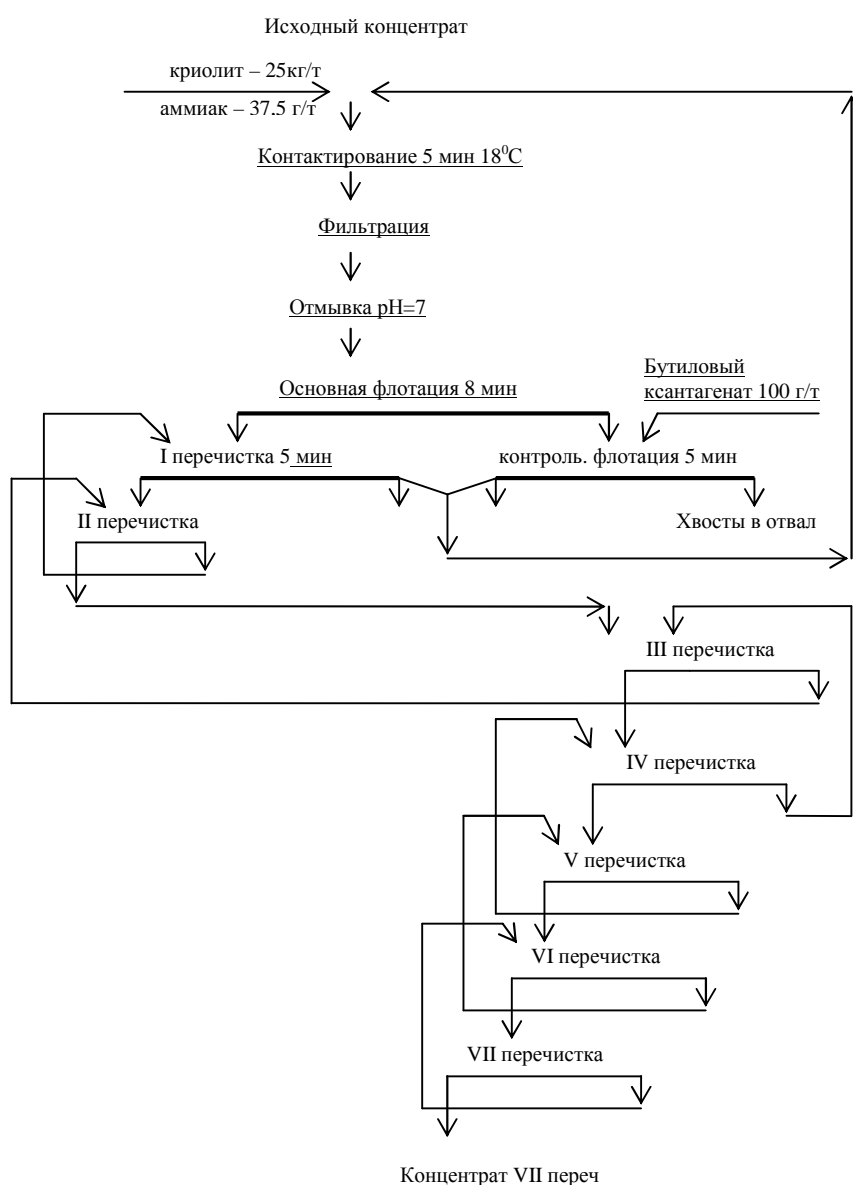


Рис. 2 Схема проведения опытов в замкнутом

речищался семь раз. В контрольную флотацию подавали бутиловый ксантагенат – 100г/т.

концентрате составлял: расход криолита – 22 кг/т; соды – 100 кг/т; температура контактирования 65⁰С и время контактирования – 30 мин.

В результате опытов был получен концентрат второй перочистки с содержанием молибдена – 14,5 %. Опыт показывает, что, можно, получить еще более высокие результаты по качеству концентрата, если ввести еще несколько перочистных операций.

Нами были проведены депрессии флотоактивной пустой породы криолитом в аммиачной среде. Для этого исследовали действия аммиака, который также создает сильнощелочную среду, которая в свою очередь способствует растворению криолита. После многократных опытов определили расход реагентов: расход криолита – 22кг/т; аммиака водного (содержание NH³ – 25%) – 100 кг/т; температура контактирования 70⁰С и время контактирования – 30 мин.

После проведения этого опыта получили концентрат второй переочистки с содержанием молибдена 14 %, при извлечении 61,5 %. Опыты по определению оптимального расхода собирателя – ксантогена показали возможность его применения в количестве 100г/т при времени контактирования – 5 мин и комнатной температуре (т.е. без нагрева пульпы).

Оптимальное количество переочисток – 6 раз. При этом получается концентрат с содержанием молибдена 28,8 %, при извлечении – 4,06 % и выход 32,26 %. Результаты опытов приведены на рис. 1.

Как видно из рис. 1 оптимальным расходом криолита является 25 кг/т концентрата, аммиака – 10кг/т, время контактирования – 5 мин, расход бутилового ксантагенат – 100г/т. Опыт поставлен в замкнутом цикле по схеме, указанной на рис. 2.

Опыты подтверждают, что обогащение продукта идет с увеличением количества переочисток и эффективности действия бутилового ксантагената (100г/т) в операции контрольной флотации.

Замкнутый цикл состоит из пяти навесок по 200 г каждая. Первая навеска перерабатывается по открытой схеме (рис. 2). Промпродукты от опыта были оставлены для присоединения к промпродуктам переработки следующих навесок, согласно схеме. Промпродукт переочистки и концентрат контрольной флотации вместе с навеской очередного исходного молибденового концентрата подвергались контактированию. После контактирования, которое длилось 5 мин, пульпу отфильтровали и промывали чистой водой до pH=7,отмытый концентрат подвергали основной и контрольной флотации. Концентрат основной флотации пере-

Обобщенные результаты опытов показали, что депрессия пустой породы криолитом в аммиачной среде происходит эффективно. Концентрат VII перечистки содержит 26,28 % молибдена, при содержании в исходном продукте 6,6 %. Значит, качество молибденового концентрата повысилось почти в 4 раза, а в извлечение - 81 %.

При переработке молибденового концентрата с содержанием 12 % Мо после 7 перечисток получается концентрат 40-50 % Мо.

По проведенным исследованиям можно сделать выводы:

1. Исследования показывают, что криолит является депрессором пустой породы как в содовой среде, так и в аммиачной.

2. В дальнейшем, считаем необходимым концентрат контрольной флотации подвергать пропарке с целью десорбции с поверхности минералов пленки собирателя.

3. В промышленности в большинстве случаев самое низкое качество концентрата по молибдену равно 12 %. При переработке этого исходного сырья по нашему методу можно получить молибденовый концентрат с содержанием молибдена 40-45 %, что отвечает техническим требованиям ГОСТ – 212-69 по молибденовому концентрату марки КМФ-4.

Список литературы:

1. Полкин И.С., Адамов Э.В. *Техника обогащения руд цветных металлов. Недра. М.: 1987 г.*
2. Аскарлов М.А., Тошев О.Э., Махмудова Ф.А. *Исследование по повышению извлечения окисленных форм молибдена из руд. Горный вестник Узбекистана, 2002, № 1, С. 81-84.*

ТЕРМОДИНАМИКА И КИНЕТИКА АЗОТНОКИСЛОГО
РАЗЛОЖЕНИЯ ПИРИТА

О.Ф. Петухов, гл. инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук,
Н.Э. Юлдашева, магистр НГГИ

Актуальность проблемы. Разработка технологии извлечения благородных металлов из сульфидных золотосодержащих руд и концентратов - одна из важнейших проблем гидрометаллургии. Сложность этой проблемы обусловлена двумя обстоятельствами - низким извлечением золота при цианировании и выделением токсичных отходов.

Т а б л и ц а 1

Содержание Au, S и As во флотоконцентратах [2,3]

Месторождение	Страна	Содержание		
		S _{общ.} , %	As, %	Au, г/т
Кокпатас	Узбекистан	12,7	3,0	180
Даугызтау	Узбекистан	10,2	2,5	120
Кокпатас+Даугызтау (шихта)	Узбекистан	23,8	4,6	39,4
Нежданинское	Россия	7,3	1,7	23,5
Майкаин	Казахстан	12,2	1,3	51,0
Бакырчик	Казахстан	8,75	8,37	83,4
Чилопис	Болгария	36,0	4,1	45,0
	КНР	21,4	4,5	24,3

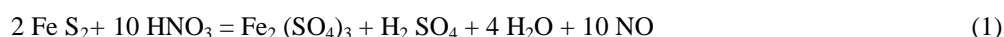
Низкое извлечение при цианировании обусловлено тем, что часть золота тесно ассоциирована с сульфидными минералами: пиритом, арсенопиритом и халькопиритом [1]. По данным работы [2] субмикроскопические вкрапления золота в сульфидах могут быть очень тонкими - до 5,0 нм. При этом часть золота изоморфно входит в состав пирита и арсенопирита, замещая железо. Максимальное содержание изоморфного золота в пирите и арсенопирите составляет соответственно 4,5 г/т. и 4,8 г/т. Однако, с учётом наличия в минералах тонкодисперсных включений металлического золота содержание его в сульфидах может быть гораздо выше (табл.1).

Одним из перспективных процессов разложения сульфидного сырья является химическое окисление сульфидов в водном растворе азотной кислоты. Этот

процесс для молибденита MoS₂ (Mo 82) освоен и успешно эксплуатируется на Узбекистанском комбинате тугоплавких и жаропрочных металлов [4, 5].

Азотнокислородное разложение пирита описано в работе [6], относящейся к середине 20 в. Однако ни в этой, ни в более поздних работах [1,2] расчёта основных термодинамических и кинетических характеристик нет.

Процесс описывается следующими уравнениями реакции:



Т а б л и ц а 2

Исходные данные для расчета термодинамических величин [8]

Вещество	ΔH_{298}^0 , кДж/моль	S_{298}^0 , Дж/моль град	Cp_{298}^0 , Дж/моль град
FeS ₂	-177,40	53,14	61,92
HNO ₃	-173,0	156,16	109,7
Fe ₂ (SO ₄) ₃	-922,57	107,53	100,54
H ₂ SO ₄	-811,30	156,90	137,57
H ₂ O	-285,84	69,96	75,31
NO	90,37	210,62	29,83

Образующиеся при разложении сульфидов окислы азота связываются с кислородом и водой, тем самым, регенерируя на азотную кислоту, которая в данном процессе играет роль гомогенного катализатора.

Целью - работы явилось: расчет основных термодинамических величин реакции азотнокислого разложения пирита, проведение исследований по кинетике этого процесса и определение на их основе энергии активации.

1. Термодинамика процесса. Расчет термодинамических величин проводили при T = 298⁰ K (25⁰ C) и при рекомендуемой температуре разложения T = 353⁰K (80⁰ C) [1].

В табл. 2 приведены исходные данные для расчёта. Вычисления осуществляли по формулам, приведенным в работе

[7].

Стандартный тепловой эффект реакции при T=298⁰ K вычисляли по формуле

$$\Delta H_{298}^0 = \sum n_{\text{прод}} \cdot \Delta H_{\text{прод}}^0 - \sum n_{\text{исх}} \cdot \Delta H_{\text{исх}}^0$$

где n_{прод} и n_{исх} – соответственно, стехиометрические коэффициенты продуктов реакции и исходных веществ.

$$\Delta H_{298}^0 = [2 \cdot (-922,57) + (4 \cdot (-285,84)) + (-811,30) + (10 \cdot (90,37))] - [2 \cdot (-177,40) + 10 \cdot (-173,0)] = 111,47 \text{ кДж/моль}$$

Вычисление ΔS_{298}^0 реакции проводили по формуле

$$\Delta S_{298}^0 = \sum n_{\text{прод}} \cdot S_{\text{прод}}^0 - \sum n_{\text{исх}} \cdot S_{\text{исх}}^0$$

$$\Delta S_{298}^0 = [107,53 + 156,90 + (4 \cdot 69,96) + (10 \cdot 210,62)] - [2 \cdot 53,14 + 10 \cdot 156,16] = 982,59 \text{ Дж/моль}$$

Вычисление изобарно-изотермического потенциала реакции при T=298⁰ K проводили по формуле

$$\Delta G_{298}^0 = \Delta H_{298}^0 - T \cdot \Delta S_{298}^0$$

$$\Delta G_{298}^0 = 111,47 - 298 \cdot 0,98259 = -181,5 \text{ кДж/моль}$$

Константу равновесия реакции (1) определяли по уравнению Вант-Гоффа

$$\ln K_p^{298} = -\Delta G_{298}^0 / RT$$

где R – газовая постоянная, 8,3143, Дж/моль град

$$K_p^{298} = e^{73,256} = 6,527 \cdot 10^{31}$$

Для расчета термодинамических величин при T=353⁰ К сначала определили

ΔC_p^0 реакции при T = 298⁰К

$$\Delta C_p^0 = \sum n_{\text{прод}} \Delta C_p^0_{\text{прод}} - \sum n_{\text{исх}} C_p^0_{\text{исх}}$$

$$\Delta C_p^0 = [100,54 + 137,57 + (4 \cdot 75,31) + (10 \cdot 29,83)] - [(2 \cdot 61,92) + (10 \cdot 109,7)] = -383,22 \text{ Дж/моль град}$$

Затем вычислили ΔH_{353}^0 по формуле

$$\Delta H_{353}^0 = \Delta H_{298}^0 + \Delta C_p^0 (T_2 - T_1)$$

$$\Delta H_{353}^0 = 111,47 + (-0,38322 \cdot 55) = 132,347 \text{ кДж/моль}$$

Расчёт константы равновесия реакции проводили по формуле Шварцмана-Жуховицкого [9]

$$\lg K_p^{353} / K_p^{298} = \Delta H_{298}^0 (T_2 - T_1) / 4,575 (T_2 \cdot T_1)$$

$$\lg K_p^{353} = 31,831, \quad K_p = 6,777 \cdot 10^{31}$$

ΔG_{353}^0 определили по формуле

$$\Delta G_{353}^0 = -RT \ln K_p^{353}$$

$$\Delta G_{353}^0 = -8,3143 \cdot 10^{-3} \cdot 353 \cdot 2,3 \lg 6,777 \cdot 10^{31} = -214,85 \text{ кДж/моль}$$

Вычисленные значения термодинамических характеристик реакции (1) азотнокислого разложения пирита позволяют сделать следующие выводы:

- реакция идёт с поглощением тепла и, следовательно, является эндотермической;
- отрицательное значение ΔG^0 указывает на термодинамическую возможность протекания реакции, равновесие которой сминуто вправо;
- большие значения K_p^0 говорят о том, что реакция протекает с высоким выходом, который возрастает с увеличением температуры.

2. Кинетика процесса.

Исследования кинетики разложения пирита азотной кислотой проводили с использованием термостатированного реактора с мешалкой, снабжённого диспергатором воздуха. Сжатый воздух подавали под лопасти мешалки. Разложение проводили при следующих постоянных условиях: исходная концентрация НМОз -200 г/л; исходное отношение фаз Т:Ж=1:5; скорость вращения мешалки 700 об/мин. Переменные (задаваемые) факторы: температура и время. По окончании процесса суспензию фильтровали, осадок промывали горячей водой и сушили. Определяли выход осадка и содержание в нём сульфидной

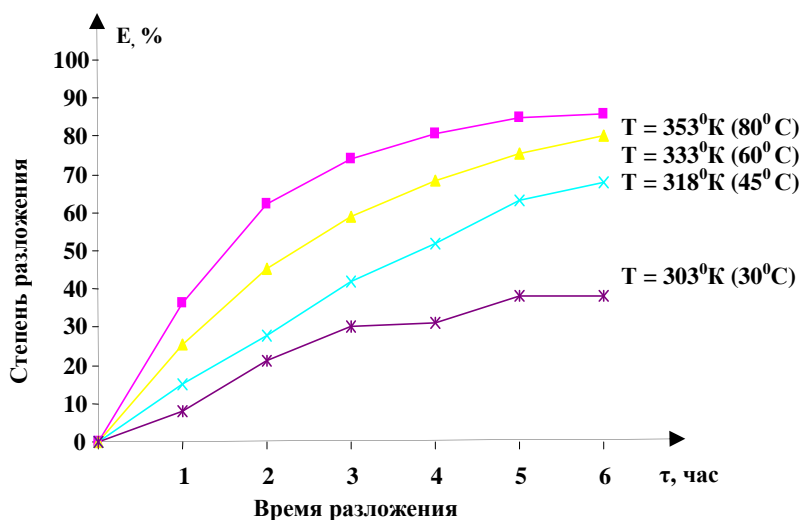


Рис. 1. Кинетика разложения пирита азотной кислотой (200г/л) при различных температурах и исходном Т:Ж= 1:5

Таблица 3
Расчетные данные к определению $E_{\text{каж}}$

T°K	1/T 10 ⁻³	dE/dτ	ln dE/dτ
353	2,83	38,67	3,66
333	3,00	21,48	3,07
318	3,15	12,80	2,55
303	3,30	5,32	1,67

в нём сульфидной серы. По этим данным рассчитывали степень разложения пирита. В качестве пирита использовали флотационный серный колчедан, содержащий 98,8 % FeS₂

Результаты исследований представлены на рис. 1

Определение кажущейся энергии активации процесса ($E_{\text{акт}}$) проводили по методике, описанной в работе [10].

Согласно этой методике первоначально определяют величину dE/dx, как тангенс угла наклона касательных к кинетическим кривым разложения для каждой температуры. Физический смысл полученных значений будет характеризовать скорость процесса разложения при каждой температуре. Построив зависимость в координатах ln dE/dτ от 1/T*10⁻³, можно определть тангенс угла наклона, который представляет собой отношение $E_{\text{каж}}/R$.

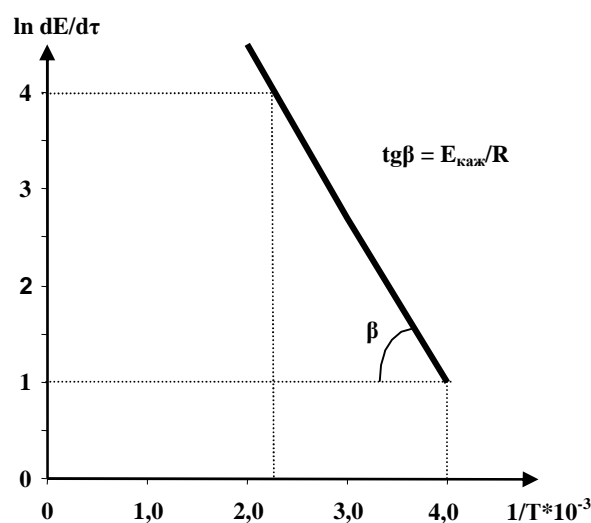


Рис. 2. Зависимость ln dE/dτ от 1/T*10⁻³

В табл. 3 приведены расчётные данные, а на рис. 2 представлена зависимость для определения $E_{\text{каж}}$. При найденном $\text{tg}\beta=3,13 \cdot 10^3$, $E_{\text{каж}}=3,13 \cdot 10^3 \text{ град} \cdot 8,314 \text{ Дж/моль град} = 26,04 \text{ кДж/моль}$.

Полученное значение $E_{\text{каж}}$ говорит о том, что процесс разложения пирита азотной кислотой протекает в области, близкой к кинетической.

Плотных плёнок на поверхности зерен пирита, затрудняющих диффузию кислорода и азотной кислоты к реакционной поверхности, не образуется.

Скорость реакции будет лимитироваться концентрацией реагирующих веществ и температурой.

Список литературы:

1. Горбунов П.Д., Емельянов Ю.Е., Карнухин А.И. Выщелачивание сульфидных золотосодержащих концентратов. Цветные металлы. 1993, № 4, с. 7-8.
2. Смирнов И.П., Смирнов К.М., Меньшиков Ю.А., Мартынов А.Г. Технологические схемы 4,0 извлечения золота и упорных руд. Цветные металлы. 2002, № 6, с. 20-22.
3. Чантурия В.А., Сидельникова Г.В. Развитие золотодобычи и технология обогащения золотосодержащих руд и россыпей. Горный журнал. 1998, № 5, с. 5-8.
4. Зеликман А.Н. Молибден. М: Металлургия, 1983
5. Плаксин И.Н. Металлургия благородных металлов. М: Металлургиздат, 1958
6. Каминский В.С. Химическая промышленность. 1960, № 2, с. 138.
7. Стромберг А.Г., Демченко Д.П. Физическая химия. М: Высшая школа, 1988, с. 69-117.
8. Барон Н.М., Квят Э.И., и др. Краткий справочник физико-химических величин. Л: Химия, 1974.
9. Шварцман Л.А., Жуховицкий А.А. Начала физической химии для металлургов. М: Металлургия, 1974, с. 64-65.
10. Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Беляевская Л.В. Теория гидрометаллургических процессов. М: Металлургия, 1975, с. 136-140.

ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ НОВЫХ МЕСТНЫХ
РЕАГЕНТОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Е.Л. Попов, зав. ОТПМС ИМР, канд. тех. наук,
Х. Ахмедов, завлаб, обогащения ИМР, канд. тех. наук,
А.Н. Пугач, ведущий инженер ИМР,
С.С. Цой, ведущий инженер ИМР,
А.А. Хайдаров, инженер ИМР,
Э.М. Хушбоков, главный технолог ОАО ИОМТЭ,
Б.Ю. Юлдашев, зав. лаб. обогащения ОАО ИОМТЭ

В Узбекистане на протяжении многих лет на обогатительных фабриках при обогащении различных руд использовались традиционные реагенты, выпускаемые в России и странах дальнего зарубежья, например в Китае и Японии. В настоящее время возникла необходимость использования местных реагентов в связи с дефицитом и высокой стоимостью импортируемых реагентов. Так, например, бутиловый ксантогенат калия (БКК) стоит 1190\$ США за 1 т, вспениватель Т-80 - 380\$ США за 1 т.

В связи с этим вопрос о замене традиционных реагентов новыми импортзамещающими реагентами на основе промышленности РУз на сегодня стал актуальным. Создание реагентов изготовленных из местного сырья, позволит заменить дефицитные традиционные реагенты и сэкономить значительные средства.

В Научно-исследовательском институте минеральных ресурсов (НИИМР) проводились лабораторные исследования по изысканию новых реагентов-собирателей и вспенивателей, которые смогли бы с достаточной эффективностью заменить традиционные и производство которых может быть организовано на территории республики. В результате проведенных работ установлена принципиальная возможность применения для флотации сульфидов собирателя ПС и вспенивателей Р-3 и Р-4, синтезированных из отходов предприятий Узбекистана. Стоимость этих реагентов значительно ниже традиционных.

Для организации производства этих реагентов в промышленных масштабах и уточнения показателей при работе с ними необходимо было испытать их не только в лаборатории, но и на оборудовании, приближающимся по размерам и производительности к промышленным. Было синтезировано по 10-15 кг каждого реагента, что достаточно для таких испытаний.

В Узбекистане действуют два предприятия, на которых флотируются сульфидные медно-молибденовые руды - АГМК и золотосодержащие руды - АЗДР. В качестве основного реагента-собирателя на этих предприятиях используется БКК, а вспенивателя Т-80 (оксаль). Действие вспенивателей Р-3 и Р-4 сравнивалось с действием Т-80, собирателя ПС - с действием БКК. В качестве объекта, на котором испытывались новые реагенты, выбрана рядовая руда, перерабатываемая на АЗДР.

Руда, отобранная на АЗДР весом 60 т и доставленная на площадку ОАО "Ингичкинская ОМТЭ", представлена окварцованными серицитизированными метасоматитами, дайками и отдельными штуфами баритовых и кварц-баритовых жил с неравномерной тонкой вкрапленностью, мелкими гнездами и просечками рудных минералов. По минеральному составу материал пробы руды отнесен к золото-серебро-сульфидно-кварцевому типу с незначительным содержанием в нем теллуридов, полиметаллов и висмута. Отличительной особенностью руды является тот факт, что, несмотря на большое разнообразие слагающих ее рудных минералов, лишь пирит и гидроксиды железа присутствуют в пробе в сколько-нибудь заметных количествах. Главными промышленно-ценными компонентами руды являются золото и серебро. В малых количествах присутствуют сфалерит, халькопирит, блеклая руда, сульфосоли и теллуриды серебра, теллуриды золота, теллуриды свинца, сульфосоли и теллуриды висмута. Основными нерудными минералами пробы являются кварц, полевой шпат, серицит, карбонаты, барит.

Перечень минералов, слагающих руду, составляет более 40 наименований. Золото самородное составляет основную промышленную ценность руды. Крайне неравномерно распределение его в штуфном материале. Наблюдается очень большой разброс в размерах золотинок от 0,002 до 0,15 мм. Подавляющая масса золота самородного редкие разнообразные включения в нерудных минералах, основным из которых является кварц, и лишь незначительная часть его в других порообразующих минералах, полевых шпатах, сериците, карбонате. Форма золотинок разнообразна: от округлых, идиоморфных до пластинчатых, чешуйчатых, угловатых, причем последние преобладают. Как правило, золото самородное в кварце концентрируется в участках, обогащенных сульфидами: блеклой рудой, галенитом, сфалеритом, образуя кучные скопления мономинеральных выделений. Очень редко встречаются разнообразные по составу и сложности сростания. По классификации Н.В. Петровской основная масса золота самородного, связанного с кварцем, представлена "пылевидным" его классом 70-80 %, остальное - тонкодисперсным и мелким.

В таблице показано распределение золота и серебра в руде. На долю "свободного" золота приходится более 80 % золота, содержащегося в руде, что подтверждается рациональным анализом. Таким образом, основными концентраторами золота и серебра в руде являются кварц и пирит. При микроскопическом изучении установлено, что золото чаще всего в виде тонкой вкрапленности дает в пирите изометричные выделения размером не более 0,02 мм либо тончайшие волосовидные просечки. Еще тоньше вкрапленность золотинок, наблюдаемых в галените, блеклой руде, халькопирите, сульфосолях серебра, которые образуют между собой сложные сростки.

Серебро самородное, как правило, приурочено к кварц-галенит-блеклорудной ассоциации, содержащей в своем составе полибазит, пираргирит, стефанит и гессит. Оно находится в тесном сростании с блеклой рудой, редко с галенитом, а в более сложных сростках и с халькопиритом. Размеры выделений серебра колеблются в широких пределах от 0,005 до 0,15 мм,

чаще составляют сотые доли мм.

Т а б л и ц а
Распределение золота и серебра по минералам в руде

Наименование минерала	Содержание минерала в руде, %	Содержание в минерале, г/т		Распределение по минералам, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Свободное золото и серебро	3,4	-	-	80,54	73,99
Пирит	3,5	23,76	154,9	11,16	9,93
Галенит, блеклая руда	0,17	2,96	54,83	0,07	0,17
Оксиды и гидроксиды железа	2,0	4,77	7,43	1,28	0,27
Кварц	58,5	0,12	0,64	0,94	0,69
Полевые шпаты, серцит, биотит	30,0	0,27	12,0	1,08	6,59
Карбонаты, барит	4,0	0,05	3,1	0,03	0,23
Прочие минералы	1,83	-	-	4,9	8,13
Руда	100,0	7,45	54,6	100,0	100,0

По данным химического анализа исходная руда содержала (в %): SiO₂ - 71,9; Fe₂O₃ вал - 5,07; FeO - 1,22; TiO₂ - 0,52; MnO - 0,06; Al₂O₃ - 10,58; CaO - 1,68; MgO - 1,9; K₂O - 2,78; Na₂O - 0,47; S общая - 2,31, в т.ч. S сульфидная - 2,12; CO₂ - 1,31; P₂O₅ - 0,09; H₂O - 0,64; п.п.п. - 4,28; Pb - 0,06; Zn - 0,05; As - 0,02; Cu - 0,1; Au-7,45 г/т; Ag - 54,6 г/т.

Перед началом полупромышленных испытаний проводились лабораторные исследования поступившей руды с целью уточнения расходов реагентов на технической воде ИОМГЭ по технологической схеме: основной, контрольной флотации и двумя перечистками концентрата. На рис. 1 показано влияние расходов вспенивателей Р-3 и Р-4 на извлечение благородных металлов из руды в сравнении со вспенивателем Т-80.

При низких расходах до 40 г/т в основную флотацию в пенный продукт с Р-3 и Р-4 извлекается не более 80 % золота и 72 % серебра. В то же время Т-80 уже при расходе 40 г/т дает извлечение около 85 % золота и 83 % серебра. При возрастании расхода вспенивателя до 80 г/т и выше растет величина извлечения золота и серебра в концентрат основной флотации, причем в опытах флотации с Р-3 даже превышает этот показатель в сравнении с Т-80. Величина извлечения золота достигает 90-92 %, серебра - 86-88 %.

Как показали выполненные лабораторные исследования, показатели по извлечению золота и серебра близки для всех испытанных вспенивателей. При флотации с Р-4 извлечение золота на 2-3 % ниже, чем с Р-3 и Т-80. Обращает на себя внимание тот факт, что при флотации хвостов гравитации извлечение серебра от операции значительно выше, чем при флотации руды и достигает в открытом цикле 75,4-79,6 %. Естественно, что флотоконцентраты по содержанию золота беднее, чем при флотации руды, за счет перехода большей части металлов в гравиконоцентрат. Содержание золота в концентратах варьирует в пределах от 29,7 до 44,7 г/т, серебра - от 515,6 до 694,8 г/т. Более высокие содержания характерны для вспенивателя Р-4.

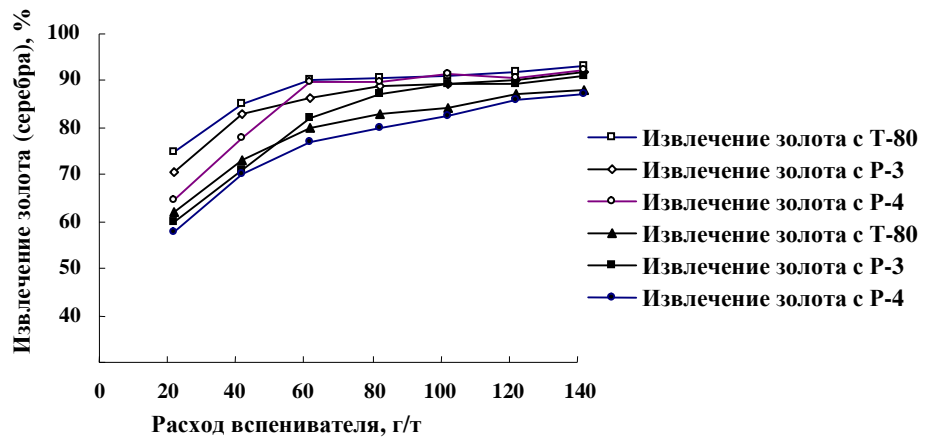


Рис. 1. Влияние расхода вспенивателя в основную флотацию на извлечение благородных металлов из руды

Полупромышленные испытания новых реагентов проводились на установке ОАО ИОМГЭ производительностью 1,32 т/сут или 50-60 кг/ч. Все работы выполнялись коллективом ИГР, рабочих и служащих Ингичкинской ОМТЭ под руководством и при личном участии кураторов НИИМРа.

Схема цепи аппаратов установки показана на рис. 2.

Был установлен следующий реагентный режим флотации (в г/т): сода кальцинированная – 2500; БКК в основную флотацию - 120, в контрольную - 60; ПС в основную флотацию – 240, в контрольную - 120; Т-80 в основную флотацию – 80, в контрольную - 40; Р-3 в основную флотацию - 120, в контрольную - 60; Р-4 в основную флотацию – 80, в контрольную – 40 (I период), в основную флотацию – 120, в контрольную – 60 (II период).

Бутиловый ксантогенат калия в виде 1 %-ного раствора подавался в агитчан перед основной флотацией и в I камеру контрольной флотации.

ПС - подавался в виде сухого порошка каждые 15 мин в измельчение и в зумпф перед контрольной флотацией. Вспениватели Т-80, Р-3 и Р-4 подавались в 1-ю камеру основной и 1-ю камеру контрольной флотации в виде 0,5 %-ного раствора.

Несмотря на то, что испытания проводились по гравитационно-флотационной схеме, было принято решение для

удобства сравнения действия различных реагентов при флотации исключить результаты гравитационного обогащения руды из таблиц и сравнивать показатели только флотационного цикла, т.е. исходным продуктом считались хвосты гравитации (слив классификатора по схеме рис. 2).

При испытаниях с традиционными реагентами получен флотоконцентрат с

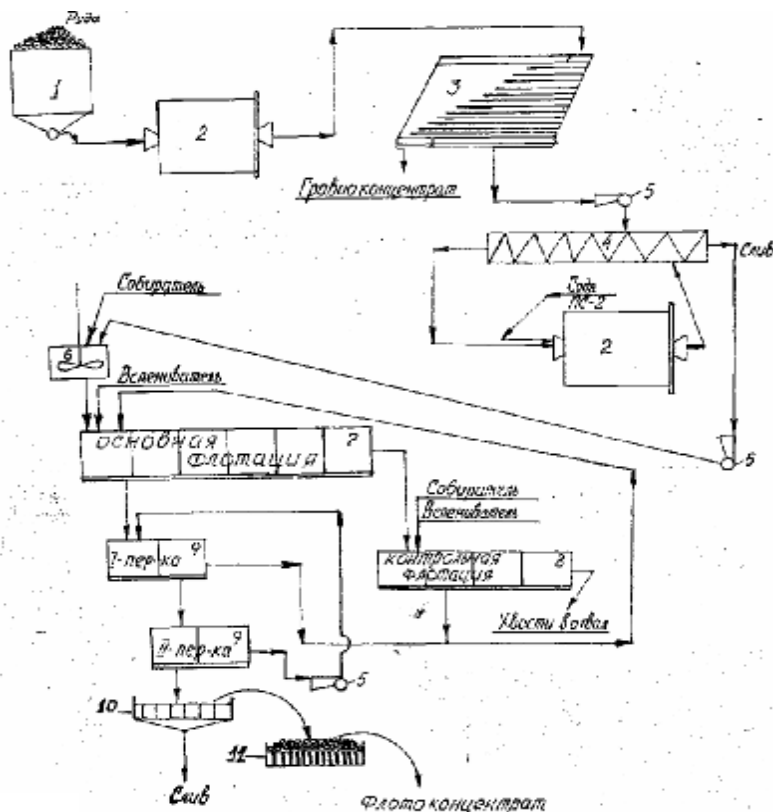


Рис. 2. Схема цепи аппаратов

№ п/п	Наименование оборудования	Тип, марка	Техническая характеристика	Количество
1	Бункер	103А-УС	$V_6=75$ л	1
2	Шаровая мельница	103А-УС	480-550 мм	2
3	Концентрационный стол	КС-3		1
4	Спиральный классификатор	103А-УС	$D=150$ мм	1
5	Песковый насос	ПН 12,5*12,5	$Q=12,5$ м ³ $H=12,5$ м	3
6	Агитационный чан	Нест. ОМЭ	$V_ч=30$ л	1
7	Флотомашинка 6-ти камерная	ФМЛ-25	$V_к=25$ л	1
8	Флотомашинка 4-х камерная	ФМЛ-25	$V_к=25$ л	1
9	Флотомашинка 2-х камерная	ФМЛ-12	$V_к=12$ л	2
10	Нутч-фильтр	Нест. ОМЭ	$S=1,2$ м ²	1
11	Печь сушильная	Нест. ОМЭ	$S=1,5$ м ²	1

выходом 7,63 %, содержащий 40,4 г/т золота и 478,3 г/т серебра, при извлечении золота - 90,64 %, серебра - 87,02 %.

Сравнивая результаты флотации с различными вспенивателями, можно сделать вывод, что результаты обогащения во всех трех вариантах с БКК одного порядка.

Использование нового вспенивателя Р-3 вместо Т-80 дало практически одинаковые результаты по качеству концентратов 40,4, 41,47 г/т Au и 478,3, 439,5 г/т Ag концентратов и извлечению в них благородных металлов 89,15 - 90,64 % Au и 87,02-87,27 %

Максимальное извлечение золота - 90,64 % получено при использовании Т-80, несколько меньше - 89,15 % с Р-3 и 88,14 % - с Р-4 (соответственно на 1,49 и 2,5 % меньше).

Качество концентратов по содержанию золота выше с Р-4 - 53,07 г/т (в первый период испытаний в 2001 г. при расходе Р-4 80 г/т в основную и 40 г/т в контрольную операцию флотации) и Р-3 - 41,47 г/т против 40,4 г/т с Т-80.

Учитывая тот факт, что испытания на установке ИОМГЭ проходили не в оптимальном плотностном режиме можно утверждать, что полученные показатели одного порядка, и наблюдаемые отклонения в величине извлечения находятся в пределах ошибки опыта.

Следует отметить тот факт, что партия реагента Р-4, наработанная для второго цикла испытаний (2002 г.) отличалась от первой, и результаты флотации по качеству концентратов снизились. Извлечение золота осталось практически на том же уровне - 88,11 и 88,14 % соответственно; серебра - несколько снизилось с 83,1 до 82,64 %.

При флотации с собирателем ПС показатели по извлечению металлов и качеству концентратов снизились. В сочетании с вспенивателем Т-80 получен концентрат с выходом 13,75 %, содержащий 25,06 г/т Au и 260,7 г/т Ag при извлечении металлов 86,19 и 85,83 % соответственно. Поэтому было принято решение параллельно с ПС подавать БКК, но с 50 %-ным расходом от оптимального, а именно 60 г/т в основную и 30 г/т - в контрольную флотацию. При этом получен флотоконцентрат с выходом 16,80 %, содержащий 2027 г/т Au и 210,43 %, при извлечении металлов 91,7 и 89,78 %, соответственно, т.е. несколько выше, чем с БКК и Т-80 (на 1,06 и 2,76 %).

Сочетание ПС и БКК (собиратель) с вспенивателем Р-3 дало повышение качества концентрата до 27,3 г/т золота и 288,9 г/т серебра, но при снижении извлечения металлов до 85,44 и 82,4 % соответственно.

Сочетание ПС+БКК и Р-4 позволило получить концентраты с содержанием 24 Д г/т Au и 249,84 г/т Ag при извлечении металлов 87,11 и 81,08 % соответственно.

Как показали проведенные полупромышленные испытания новые реагенты ПС, Р-3 и Р-4 не дают вредных ионов в хвостовой пульпе. Ионы S дает сама руда уже после I стадии измельчения. Очистка от них хвостовой пульпы производилась

загрузкой железного купороса при расходе последнего 680 г/т с 20-ти минутной аэрацией стоков. Очистка стоков от взвешенных частиц достигается при расходе полиакриламида (ПАА) -50 г/т руды. Возможно использование реагента СТМ-10, производящегося в республике предприятиями УзФАНТ (г. Гулистан, Джизак и др.) при расходе 75-100 г/т.

На основании результатов проведенных испытаний для внедрения на Ангренской ЗИФ можно рекомендовать вспениватели Р-3 и РА, а также собиратель ПС в сочетании с 50 %-ным расходом БКК (от оптимального). В результате достигается 50 % -ная экономия дорогостоящего БКК при вероятном повышении извлечения благородных металлов 0,5-1,1 % Au и 1,5-2,8 % Ag.

Все это, несомненно, влечет к значительным экономическим эффектам.

АХМЕДОВ Н.А.,
ПРОХОРЕНКО Г.А., ЛУЗАНОВСКИЙ А.Г.

ПРИРОДНЫЕ И ТЕХНОГЕННЫЕ
РОССЫПИ ЮЖНОГО И
ЗАПАДНОГО УЗБЕКИСТАНА



"ФАН"

В издательстве «Фан» АН Республики Узбекистан вышла в свет монография «Природные и техногенные россыпи Южного и Западного Узбекистана». Авторы: Ахмедов Н.А., Прохоренко Г.А., Лузановский А.Г.

Авторский коллектив отчетливо обозначил правомочность разделения россыпей на природные и техногенные, высветил основные аспекты взаимосвязей источников россыпей благородных и редких металлов, ювелирных и поделочных камней-самоцветов, биоминеральных окаменелостей с условиями локализации природных россыпей в различных палеогеморфологических и современных местах скопления тяжелых минералов и минеральных агрегатов. В книге проанализированы (на примере золоторудного месторождения Мурунтау) техногенные россыпи, создаваемые в процессе горнорудной и металлургической деятельности НГМК. За последние двадцать лет в Узбекистане было опубликовано только две монографии. Одна из них по геологии (Туляганов Х.Т., Палей Л.З., 1981), вторая по минералогии четвертичных россыпей золота (Попенко Г.С., 1982). Настоящая монография - первая сводная работа, охватывающая весь геологический разрез фанерозоя и нацеленная (в качестве справочного пособия) на оценку всего комплекса россыпных минералов, минеральных агрегатов, выявленных в недрах Республики Узбекистан к началу XXI века.



Дорогие шахтеры Ангрена, Шаргуния и Байсуна!

От имени Акционерного объединения по добыче и сбыту угля и от себя лично в канун Дня работников горной и металлургической промышленности Республики Узбекистан примите самые искренние поздравления с 55-летием угольной отрасли.

Становление угольной промышленности Узбекистана связано с датой ввода в 1948 году в эксплуатацию разреза «Ангренский – одного из крупнейших в СНГ и шахты № 9.

Набираясь опыта, проявляя инициативу, совершенствуя технологию производства шахтеры республики постоянно увеличивали добычу угля и обеспечивали Ангренскую и Ново-Ангренскую тепловые электростанции и другие потребности страны в топливе.

Хочу поблагодарить коллективы предприятий ГАК «Узбекэнерго» и других отраслей республики, с которыми шахтеры имеют давние производственные и дружеские связи, за помощь в нелегком шахтерском труде.

Растущая потребность народного хозяйства требует увеличения угледобычи и технического перевооружения отрасли. Уверен, что проводимый процесс обновления техники и технологии даст положительные результаты, позволит поднять уровень производства до мировых стандартов.

Дорогие друзья, работники угольной промышленности! Наступил наш профессиональный праздник. Желаю Вам уверенности в перспективе, в необходимости Вашего труда для страны. Успехов Вам в труде!

Вам и Вашим семьям – крепкого здоровья, счастья и благополучия в жизни.

С праздником Вас!

С искренним уважением,
КЛИМЕНКО Александр Ильич
Председатель Правления АО «Уголь»

УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ УЗБЕКИСТАНА 55 ЛЕТ

Ахмедов Н.А,
Госкомгеология РУз

Угледобывающая отрасль является одной из важнейших составляющих топливно-энергетического комплекса Узбекистана. Сырьевая база с запасами 2 млрд.т. углей обеспечивает потребности республики на сотни лет. Представлена она крупным Ангренским бурогольным месторождением (1,89 млн.т.) в Ташкентской области и двумя каменноугольными месторождениями Байсун и Шаргунь в Сурхандарьинской области с общими запасами 61 млн.т. 55-ти летний юбилей горняки угольной отрасли Республики встречают достойно, с одной стороны постепенно наращиваются темпы добычи, с другой - осуществляется планомерная реконструкция технологического оборудования и условий эксплуатации объектов. В настоящее время основная добыча ведется на Ангренском и Апартакском разрезах и двух шахтах - № 9 и Наугарзан, Ангренского месторождения выдавая ежегодно на гора до 2,6 млн.т. угля, который используется в основном на Ангренской ГРЭС – сердцевине энергетической системы Республики. Часть угля используется и для бытовых нужд населения. Функционирует также станция подземной газификации. Эксплуатируются и каменноугольные месторождения Байсун и Шаргунь на юге Узбекистана.

Перспективы недр Узбекистана на многие виды сырья, в том числе и на уголь еще оценены далеко неполно.

Учитывая опыт ведущих стран мира в плане соотношения внутреннего использования составляющих ТЭК видов сырья и тенденцию необходимости увеличения потребления геологи Госкомгеологии ведут планомерные поисково-разведочные работы на твердое топливо.

Геологическими работами в Сурхандарьинской области выявлена Санджарская, Фангартская и Гурдская перспективные площади, общие ресурсы которых оцениваются в 120 млн.т. Предварительная оценка Санджарской площади уже ведется. Вовлечение в оборот народного хозяйства этих месторождений позволит использование их для бытовых нужд и значительно сократит дальние перевозки угля.

Ожидает своего доизучения и объекты освоения Вуадильской площади вблизи от Ферганы, на которой запасы категории С до глубины 500 м составляют 47,7 млн.т., ресурсы категории Р – 84,4 млн.т. Уголь этого месторождения (зольность 25%) позволит обеспечить потребность в угле не только для бытовых энергетических целей. Такой уголь может быть хорошим – сырьем и для производства гуминовых удобрений, в которых так нуждаются почвы республики. На промышленных предприятиях необходимо использовать научно-технические достижения для повышения КПД использования угля.

И, конечно, должна внедряться комплексная отработка месторождений – использование пород вскрыши, селективная отработка залежей угля, обогащенных редкими металлами. Необходимо рационально использовать отходы угледобычи, отвалы которых нередко сильно загрязняют окружающую среду.

Труженики Геологоразведочной отрасли поздравляют работников угольной промышленности с достигнутыми успехами. От имени всех геологов Госкомгеологии РУз желаю горнякам угольной промышленности успешной работы в реализации имеющихся перспективных планов.

В очередной номер журнала
«Горный вестник Узбекистана»

Коллективу акционерного объединения
по добыче и сбыту угля
(АО «Уголь»)

Дорогие друзья!

Коллектив Навоийского горно-металлургического комбината сердечно поздравляет вас с 55-летием начала развития угольной промышленности Узбекистана.

В 1948 году введены в эксплуатацию Ангренский угольный разрез и шахта № 9, что явилось этапной вехой в стабильном росте производства энергоносителей для электроэнергетики, других отраслей промышленности, предприятий социальной и коммунальной сфер, населения.

С обретением страной независимости АО «Уголь» разработало программу дальнейшего технического перевооружения угольной отрасли, включающую замену морально и физически устаревшего оборудования и внедрение новых прогрессивных ресурсосберегающих технологий.

Можно утверждать, что намеченные мероприятия приведут к требуемому росту производства и развитию энергетики республики, позволят полностью обеспечить потребность страны в топливе на ближайшую и более длительную перспективу.

Желаем всем вам и вашим семьям счастья, крепкого здоровья, благополучия и новых творческих свершений.

От имени коллектива НГМК

Председатель концерна
«Кызылкумредметзолото»,
Директор комбината

Н.И.Кучерский

Г.А. Прохоренко, генеральный директор ОАО «Алмалыкский ГМК»

Уважаемые коллеги, горняки и шахтеры!

Примите от всех горняков и металлургов Алмалыкского ГМК самые искренние поздравления с 55-летием ввода в эксплуатацию угольного разреза мощностью 1,5 млн.тн угля год и шахты № 9 мощностью 480 тыс. млн.тн. угля в год в Ангренском угольном бассейне.

За время разреза вынута свыше 2 млрд. м³ породы и угля. Заскладировано во внутренние отвалы около 100 млн.тн. вторичных каолинов.

Нас радуют ваши успехи по выполнению комплексной программы технического перевооружения с целью стабилизации производственной обстановки и наращиванию добычи угля до 3,7 млн. тн к 2005 году.

Желаю вам, дорогие друзья, чтоб нелегкий шахтерский труд для вас всегда в радость, чтобы все новые и новые производственные успехи приносили вам, как моральное, так и материальное удовлетворение.

В честь знаменательного события желаю вам, всем шахтерам Узбекистана крепкого здоровья, успехов в труде, процветания, счастья и благополучия в жизни.

ДЕСОРБЦИЯ ТОКСИЧНЫХ МЕТАЛЛОВ С ПОЧВ

УДК 505.55:628.51

О.Ф. Петухов 2003 г.

О.Ф. Петухов, главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук

В электросорбционной технологии рекультивации земель стадия десорбции токсичных металлов с почв лимитирующей является [1]. По мнению авторов работ [2,3] условия десорбции металлов с почв (реагент, его концентрация и расход) должны определяться в каждом конкретном случае, поскольку зависят как от состава почвы, так и от природы сорбированного металла.

Предложены различные реагенты для десорбции металлов с почв. Так, для десорбции Cs и Sr рекомендуется использовать растворы нитрата калия или аммония [3], для десорбции Pb, Cu, Cd и Hg — слабые растворы азотной кислоты [4], для U и Th смесь карбоната и цитрата натрия [1] и т.д. Все перечисленные реагенты отличаются с одной стороны низкой десорбирующей способностью, с другой - при повышении их концентрации возможно вторичное загрязнение почв, например, нитрат - ионами.

Цель настоящих исследований состояла в выборе не только эффективного, но и «универсального» десорбента токсичных металлов с почв, отвечающего к тому же самым жестким экологическим требованиям. Идея выбора такого реагента основана на следующих установленных положениях:

- из неорганических минералов наибольшую сорбционную способность проявляют глинистые минералы, располагающиеся в ряду: монтмориллонит > вермикулит > сапонит > нонтронит > иллит > мусковит > каолинит > биотит [5];
- механизм сорбции металлов глинами — катионнообменный: противоионы щелочных и щелочноземельных металлов эквивалентно замещаются в процессе сорбции на катионы тяжелых токсичных металлов в соответствии с лиотропным рядом [6,7];
- трехвалентные ионы Fe^{+3} и Al^{+3} имеют большую энергию поглощения глинами, чем двухвалентные и одновалентные ионы металлов и, поэтому, в процессе сорбции эффективно вытесняют последние в соответствии с лиотропным рядом: $Fe^{+3} > Al^{+3} > UO_2^{+2} > Pb^{+2} > Sr^{+2} > Hg^{+2} > Cd^{+2} > Cu^{+2} > Mn^{+2} > Fe^{+2} > Zn^{+2} > Ca^{+2} > Mg^{+2} > Tl^{+} > Cs^{+} > K^{+} > Na^{+}$ [7,8];
- в ряду токсичности ионы железа и алюминия, напротив, занимают крайне правое положение: $Be > Hg > Cd > Pb > Си > Ni > Zn > Co > Fe > Al$ [9].

Таким образом, ионы Fe^{+3} и Al^{+3} могут являться эффективными, нетоксичными десорбентами токсичных металлов с почв.

Экспериментальная часть работы посвящена доказательству этого положения. В исследованиях в качестве глинистых

Глины	Состав				Содержание противоионов, г/кг				КОЕ, г-экв/кг
	Монтмориллонит	Каолинит	Серицит	Кварц	Ca^{+2}	Mg^{+2}	Na^{+}	K^{+}	
Монтмориллонитовые	93,0	2,0	5,0	-	6,32	0,60	0,05	0,15	0,372
Каолинитовые	-	88,0	5,8	6,0	1,85	0,19	0,07	0,12	0,113

минералов использовали монтмориллонитовые и каолинитовые глины. Идентификацию глин на составляющие их минералы проводили рентгеноструктурным ме-

тодом с использованием дифрактометра «Дрон-2,0» на трубке 03 БСВ- 25 Си. Содержание обменных форм катионов и катионообменную емкость (КОЕ) глин определяли путем их взаимодействия с 0,1 N раствором ацетата аммония при pH = 7,0 и с 0,1N раствором $BaCl_2$ при pH= 6,5 [10]. Средние значения КОЕ приведены в табл. 1, из которой видно, что в монтмориллонитовых глинах основной минерал представлен на 93 %, в каолинитовых глинах каолинит составил 88,2 %, а примеси - серицит и кварц - 5,8 и 6,0 %, соответственно.

У монтмориллонитовых глин КОЕ заметно выше, чем у каолинитовых; при этом в обоих пробах глин более 80 % обменного комплекса приходится на Ca^{+2} .

Предварительное сорбционное насыщение глин ионами токсичных металлов проводили в статических условиях в термостатированном реакторе, снабженном электромеханической мешалкой. Сорбцию металлов проводили в условиях насыщения из модельных растворов с pH=1,0, при T:Ж=1:50 и концентрации ионов металлов 0,01 м, в течение 0,5 ч,

при $t=25^{\circ}\text{C}$.

Десорбцию металлов проводили также в статических условиях при Т:Ж=1:10, $t=25^{\circ}\text{C}$ и времени агитации 1 ч. В качестве источников ионов Al^{+3} и Fe^{+3} использовали сульфатные соли этих металлов и процесс вели для Fe^{+3} $\text{pH}=1,5$; для Al^{+3} при $\text{pH}=3,2$.

По окончании сорбции или десорбции глины отделяли фильтрованием, промывали и сушили. Содержание щелочных, щелочноземельных металлов, железа и алюминия в глинах и растворах определяли методом атомной абсорбции, токсичных металлов - методами ИСР или ИВА.

Десорбция Hg^{+2} . В табл. 2 приведены данные по десорбции Hg^{+2} с глинистых минералов различными реагентами.

Как видно из результатов табл. 2 в сравнении с растворами азотной кислоты и сульфата аммония ионы Al^{+3} и, особенно, Fe^{+3} являются весьма эффективными десорбентами Hg^{+2} с глинистых минералов. При концентрации Fe^{+3} 0,05M полнота десорбции достигает 90%. Дальнейшее повышение концентрации Fe^{+3} в растворе не приводит к существенному повышению полноты десорбции Hg^{+2} .

Десорбция Cd^{+2} , Cu^{+2} и Zn^{+2} . Результаты исследований по совместной десорбции Cu^{+2} , Zn^{+2} и Cd^{+2} с монтмориллонитовых глин представлены в табл. 3, а с каолининовой глины - в табл. 4.

Таблица 2
Результаты по десорбции Hg^{+2}

Реагент и концентрация	Монтмориллонитовая глина. Исходное содержание Hg^{+2} - 88,79, мг/кг		Каолининовая глина. Исходное содержание Hg^{+2} - 23,4, мг/кг	
	Остаточное содержание Hg^{+2} - 88,79, мг/кг	Полнота десорбции, %	Остаточное содержание Hg^{+2} , мг/кг	Полнота десорбции, %
H_2O	88,7	0,0	23,4	0,0
0,01M HNO_3	74,5	16,0	19,5	16,7
0,02M HNO_3	70,3	20,7	18,7	20,1
0,03M HNO_3	70,0	21,1	18,4	21,3
0,05M $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$	81,2	8,5	21,8	6,8
0,1M $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$	80,4	9,4	20,7	11,5
0,02M Al^{+3}	25,0	71,8	6,0	70,2
0,05M Al^{+3}	15,6	82,4	5,0	78,6
0,1M Al^{+3}	9,1	89,7	2,9	87,5
0,15M Al^{+3}	8,0	91,0	2,7	88,4
0,02M Fe^{+3}	11,1	87,5	3,6	84,5
0,05M Fe^{+3}	8,2	90,8	2,3	

Таблица 3
Результаты по совместной десорбции Cd^{+2} , Cu^{+2} и Zn^{+2} с монтмориллонитовой глиной. Исходное содержание, мг/кг: Cd^{+2} - 83,8; Cu^{+2} - 82,4; Zn^{+2} - 53,4

Реагент и концентрация	Остаточное содержание, мг/кг			Полнота десорбции, %		
	Cd^{+2}	Cu^{+2}	Zn^{+2}	Cd^{+2}	Cu^{+2}	Zn^{+2}
H_2O	83,2	82,4	53,4	0	0	0
0,02M HNO_3	65,1	63,9	38,1	21,8	22,4	22,7
0,05M $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ $\text{pH}=8,5(\text{NH}_4\text{OH})$	75,4	31,7	47,9	9,4	61,5	10,3
0,05M Al^{+3}	10,7	8,7	4,1	87,1	89,4	22,3
0,05M Fe^{+3}	7,2	6,8	3,4	91,3	91,8	93,7

Таблица 4
Результаты по совместной десорбции Cd^{+2} , Cu^{+2} и Zn^{+2} с каолининовой глиной. Исходное содержание, мг/кг: Cd^{+2} - 22,5; Cu^{+2} - 22,0; Zn^{+2} - 14,3

Реагент и концентрация	Остаточное содержание, мг/кг			Полнота десорбции, %		
	Cd^{+2}	Cu^{+2}	Zn^{+2}	Cd^{+2}	Cu^{+2}	Zn^{+2}
H_2O	22,5	22,0	14,3	0	0	0
0,02M HNO_3	17,1	16,1	10,3	24,3	26,7	28,2
0,05M $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ $\text{pH}=8,5(\text{NH}_4\text{OH})$	16,5	7,4	10,1	26,7	66,4	29,4
0,05M Al^{+3}	1,8	1,8	1,0	91,8	92,0	93,0
0,05M Fe^{+3}	1,7	1,6	0,9	92,1	92,7	93,5

Как видно из результатов табл. 3 и 4, катионы Al^{+3} и Fe^{+3} являются весьма эффективными десорбентами, обеспечивающими полноту десорбции значительно большую, чем известные реагенты. Повышенная полнота десорбции Sr^{+2} сульфатно аммиачными растворами объясняется образованием в жидкой фазе устойчивых комплексов аммиаката меди.

Десорбция Cs^+ и Sr^{+2} . Результаты исследований по совместной десорбции Cs^+ и с монтмориллонитовой глины в табл. 5. Как видно из представленных результатов катионы Al^{+3} и Fe^{+3} также обеспечивают наибольшие показатели по десорбции цезия и стронция.

Десорбция UO^{+2} и Th^{+4} . Результаты исследований представлены в табл. 6, из которой видно, что использование даже таких сильных комплексообразователей урана и тория, как карбонат и цитрат - анионы обеспечивает полноту десорбции металлов на уровне 50 %. Для десорбции UO^{+2} использование катионов Al^{+3} и Fe^{+3} весьма эффективно, а вот для катиона тория имеющего более высокую валентность (+4), полнота десорбции не превысила 23 %.

В целом, полученные экспериментальные данные позволяют сделать вывод о том, что для токсичных одно-, - и двух валентных металлов Fe^{+3} и Al^{+3} являются весьма эффективными десорбентами с глин. Для катионов, имеющих более

Таблица 5

Результаты по совместной десорбции Cs^+ , Sr^{+2} с монтмориллонитовой глиной. Исходное содержание, мг/кг: Cs^+ - 24,8; Sr^{+2} - 92,4

Реагент и концентрация	Остаточное содержание, мг/кг		Полнота десорбции, %	
	Cs^+	Sr^{+2}	Cs^+	Sr^{+2}
H_2O	24,8	92,4	0	0
0,1M KNO_3	16,9	69,3	31,7	25,0
0,1M NH_4NO_3	16,1	67,1	35,1	27,4
0,1M Al^{+3}	1,3	12,1	94,7	86,9
0,1M Fe^{+3}	0,5	7,9	98,0	91,5

высокую валентность, например, для Th^{+4} , эффективность использования Fe^{+3} и Al^{+3} резко снижается. Источником катионов Fe^{+3} и Al^{+3} могут быть либо водорастворимые соли этих металлов, либо растворяющиеся в процессе электролиза аноды, изготовленные из этих металлов. Важным условием использования катионов Fe^{+3} и Al^{+3} является поддержание pH, исключающего гидролиз металлов. Для Fe^{+3} pH рекомендуется поддерживать на уровне pH = 1,5, для Al^{+3} pH = 3,2.

И, если с точки зрения полноты десорбции, использование Fe^{+3} несколько эффективнее чем Al^{+3} то, учитывая более щадящий для почв режим pH=3,2, рекомендуем использовать ионы Al^{+3} . Наши выводы хорошо согласуются с

Таблица 6

Результаты по совместной десорбции UO^{+2} , Th^{+4} с монтмориллонитовой глиной. Исходное содержание, мг/кг: урана - 104,5; тория - 174,3

Реагент и концентрация	Остаточное содержание, мг/кг		Полнота десорбции, %	
	уран	торий	уран	торий
H_2O	104,5	174,3	0	0
0,1M Na_2CO_3	54,2	100,4	48,1	42,4
0,1M Na_2CO_3	49,3	84,2	52,8	51,7
0,1M Al^{+3}	14,2	142,1	86,4	18,5
0,1M Fe^{+3}	10,2	137,0	90,2	21,4
0,15M Fe^{+3}	7,9	134,2	92,4	23,0

результатами работы [11], авторы которой для десорбции урана, радия и селена с природных минералов используют ионы Al^{+3} (в виде соли $AlCl_3$) и процесс ведут при pH=3,0 - 3,2.

Список литературы:

1. Петухов О.Ф., Груцинов В.А. Электросорбционная технология-новое направление рекультивации земель и подземных вод. // Горный вестник Узбекистана. 2000, №2, с. 82-84.
2. Тарасевич Ю.И., Овчаренко Ф.Д. Адсорбция на глинистых минералах. Киев: Наукова Думка, 1975.
3. Кокотов Ю.А., Попова Р.Ф., Урбанюк А.П., Сорбция долгоживущих продуктов деления почвами и глинистыми минералами. // Радиохимия. 1961. т. 3, № 2, с. 34-39. и глинистыми минералами. // Радиохимия. 1961, т.3, №2, с.199-206.
4. Петухов О.Ф., Козай М.П., Прозоров Л.Б и др. Способ удаления токсичных соединений из верхних горизонтов почвы. АС. №1596496,1968.
5. Амфлетт Ч. Неорганические иониты. М.: Мир, 1966, с.34-39.
6. Драйвер Д. Геохимия природных вод. М.: Мир, 1985.
7. Петухов О.Ф., Латышев В.Е., Груцинов В.А. Сорбция тяжёлых металлов природными неорганическими минералами. // Горный вестник Узбекистана. 2002, №4, с. 24 - 27
8. Форд Г. Спутник химика. М.: Мир, 1976, с.395.
9. «Химия и жизнь», 1986, №3 с. 43.
10. Григоров О.Н., Карпова И.Ф. и др. Руководство к практическим работам по коллоидной химии. М.: Химия, 1964, с. 126.
11. D.G. Grant $AlCl_3$ restoration of leaching uranium ores. // Mining engineering, 1984, №36, №10, p.1427-1431.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПУСКОВЫХ РЕЖИМОВ ЭЛЕКТРОПРИВОДОВ КОМПЛЕКСОВ

УДК 621.83(75.8)

© З.О. Эшмуродов 2003 г.

З.О. Эшмуродов, старший преподаватель НГГИ

В электрических сетях, от которых получают питание мощные электроприводы, проблема обеспечения устойчивой работы других электроприводов и их систем управления в пусковых режимах имеет особое значение.

Мощность электрооборудования технологических линий комплекса питающихся от одной линии, различна и в зависимости от технологического процесса колеблется от 150 кВт до 1000 кВт и более. Пусковые токи отдельного оборудования в 4-7 раз превышают номинальные. Эти токи создают в линии дополнительные потери напряжения, в результате чего изменяется режим работы других двигателей [1]. Иными словами, происходит потеря устойчивости работающих двигателей из-за больших потерь напряжения на питающей линии. Кроме того, к колебаниям напряжения весьма чувствительна аппаратура управления.

В настоящее время, на действующих образцах комплекса наряду с синхронными двигателями (СД) применяются асинхронные двигатели (АД) с короткозамкнутым ротором. На рис. 1 показана схема электро-

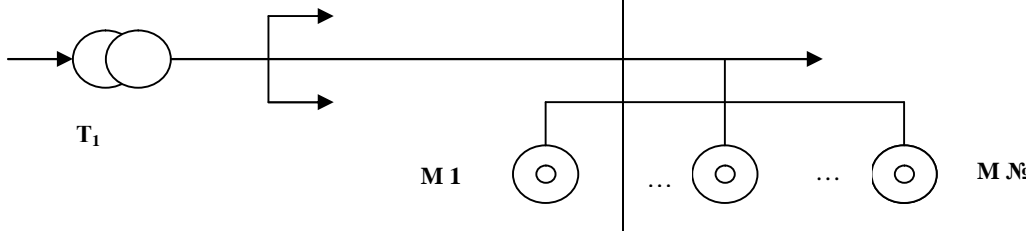


Рис. 1. Схема электроснабжения ЭП комплекса

снабжения электроприводов (ЭП) комплексов.

Из схемы следует, что от одной линии электроснабжения питается группа электродвигателей разных мощностей, и пуск одной из них влияет на работу других работающих двигателей. Определим зависимость напряжения от параметров питающей линии и токопри-

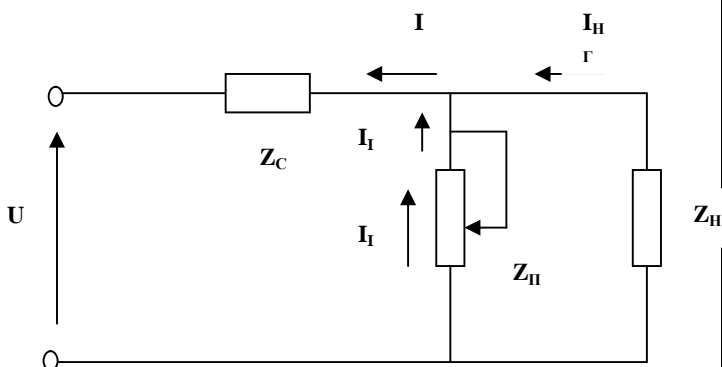


Рис. 2. Эквивалентная схема замещения запускаемого двигателя и параллельно

емников, присоединенных к этой линии. Для этого воспользуемся схемой замещения двигателя и параллельно включенных потребителей.

На рис. 2 показана эквивалентная схема замещения запускаемого двигателя и параллельно включенных потребителей.

Для определения напряжения на зажимах двигателя в относительных единицах u_1 воспользуемся расчетными формулами, учитывающими соизмеримость мощности потребителей и параметры линии. Напряжения на зажимах двигателя определяется по формуле:

$$u_1 = I / [1 + \Delta u (p_{нз} + p_n k_i)] \quad (1)$$

где $u_1 = \frac{U_1}{U}$ - напряжение на зажимах двигателя в относительных единицах;

$\Delta u = \frac{\Delta U}{U}$ - расчетные потери напряжения;

$p_{нз} = \frac{P_{нз}}{P_p}$ - коэффициент соизмеримости мощности запускаемого двигателя;

k_i - кратность пускового тока запускаемого двигателя;

$p_n = \frac{P_{п}}{P_p}$ - коэффициент соизмеримости мощности запускаемого двигателя;

P_n - полная мощность запускаемого двигателя; $P_{нз}$ - мощность параллельной нагрузки; P_p - расчетная нагрузка.

Для обеспечения устойчивой работы систем управления электроприводов комплексов необходимо учитывать электромагнитные переходные процессы при пусковых режимах. Известно что, ток двигателя при пуске с учетом электромагнитных переходных процессов увеличивается в 1,1-1,7 раз по сравнению с пусковым током без учета электромагнитных переходных процессов [2]. Пусковой ток I_n вместе с током нагрузки $I_{нз}$ создает падение напряжение ΔU_c на сопротивлении z_c (рис. 2). Тогда, напряжение U_1 на зажимах двигателя и остальной нагрузки становится меньше напряжения U . Определим напряжение на зажимах двигателя с учетом электромагнитных переходных процессов. Выражение (1) принимает следующий вид:

$$u_1 = I / [1 + \Delta u (p_{нз} + p_n k_i k_n)] \quad (2)$$

где $k_n = 1,1 - 1,7$ коэффициент, учитывающий увеличение тока при электромагнитных переходных процессах.

Показатели напряжения на зажимах двигателя u_1 с учетом электромагнитных переходных процессов для

Т а б л и ц а
Показатели напряжения на зажимах двигателя с
учетом электромагнитных переходных процессов

Расчетные потери напряжения, Δu	Напряжение на зажимах двигателей, u_1			
	$p_n=0,1$	$p_n=0,4$	$p_n=0,6$	$p_n=0,8$
0,02	0,96	0,9	0,87	0,85
0,04	0,92	0,82	0,77	0,75
0,06	0,89	0,75	0,69	0,66
0,08	0,85	0,7	0,62	0,6
0,1	0,83	0,65	0,57	0,54
0,12	0,8	0,6	0,52	0,5
0,14	0,77	0,57	0,48	0,46
0,16	0,75	0,53	0,45	0,43
0,18	0,73	0,5	0,42	0,4
0,2	0,7	0,48	0,4	0,37

двигателей с разными коэффициентами соизмеримости мощности p_n приведены в табл.

На рис. 3 показаны зависимости напряжения на зажимах двигателя от расчетных потерь напряжения $u_1 = f(\Delta u)$ при разных значениях коэффициента соизмеримости мощности p_n .

Полученный график (рис.3) позволяет определить напряжение на зажимах двигателей комплекса имеющих различные коэффициенты соизмеримости мощности, обеспечивающие их устойчивую работу.

Учитывая полученные зависимости можно опреде-

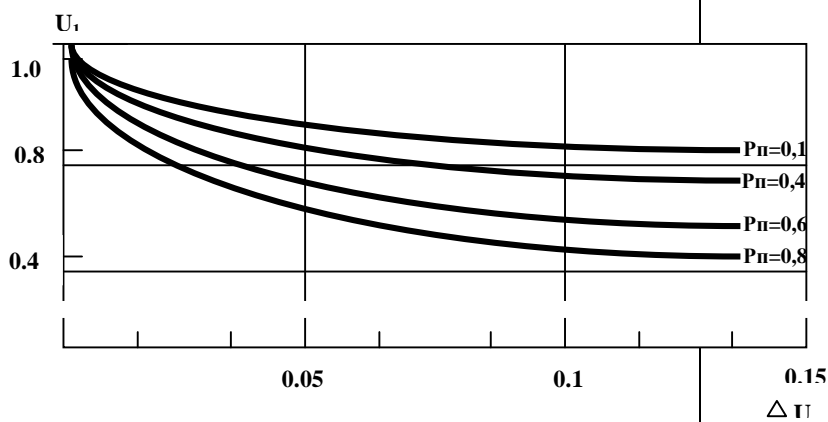


Рис. 3. Зависимости напряжения на зажимах двигателя от расчетной поте
напряжения при разных значениях коэффициента соизмеримости

лить зоны устойчивой работы двигателей комплексов, с различными коэффициентами соизмеримости мощности. Зоны устойчивой работы двигателей комплексов, имеющие различные коэффициенты соизмеримости, будут лежать выше кривых соответствующих коэффициентов соизмеримости мощности ($p_n=0,1-0,8$). Ниже кривых будут зоны неустойчивой работы двигателей. Для определения потерь напряжения в линии по графику поступаем следующим образом: проводим прямую линию с точки на ось u_1 соответствующей расчетным значениям напряжения на зажимах двигателей, параллельно оси Δu . Затем из точек пересечения с кривой опускаем перпендикуляр на ось Δu . Точки на оси Δu показывают, что для устойчивой работы двигателей сечение проводов пи-

тающий линии должны выбираться в соответствии с полученными значениями потерь напряжения.

В результате анализа (рис. 3) видно, что при различных значениях коэффициента соизмеримости мощности, с целью обеспечения устойчивости работы двигателей сечение проводов питающей линии должно быть рассчитано на различные потери напряжения. Например, при снижении напряжения на 16 % сечение проводов должно выбираться на следующие потери напряжения 8,5 % при коэффициенте соизмеримости мощности $p_n=0,1$; 3,8 % при $p_n=0,4$; 2,5 % при $p_n=0,6$; 2,0% при $p_n=0,8$.

Анализ рис. 3 показал, что при коэффициентах соизмеримости мощности ($p_n=0,6$) сечение проводов питающей линии должно выбираться из условия устойчивости на потери напряжения 2,0 %. При таких значениях потерь увеличивается сечение проводов, соответственно увеличивается стоимость провода. Поэтому необходимо рассмотреть вопрос обеспечения устойчивости работы двигателей, не увеличивая сечение провода и затрат.

Возможно следующие варианты: 1) уменьшить длину питающей линии, т.е. построить новую подстанцию; 2) уменьшить пусковой ток двигателя. При первом варианте увеличиваются капитальные затраты, что нежелательно. Поэтому рассмотрим второй вариант, т.е. способ уменьшения пускового тока.

Анализ существующих способов пуска короткозамкнутых асинхронных двигателей показал, что не один из этих способов для комплексов не подходит, т. к. в комплексах одновременно с обеспечением устойчивой работы двигателей должна обеспечиваться устойчивая работа систем управления.

К числу известных способов облегчения пуска асинхронных двигателей является использование компенсаторов реактивной мощности, в качестве которых чаще всего используются конденсаторы. Однако конденсаторы обеспечивают стабильное напряжения во время электромагнитного переходного процесса. Применение компенсаторов реактивной мощности при загрузке двигателей более 0,5 не обеспечивает устойчивую работу двигателей. Стабилизаторы напряжения также имеют недостатки, так как они достаточно хорошо работают, когда отклонения напряжения не выше 15 %.

Одним из эффективных средств уменьшение пускового тока двигателей является управляемый пуск [3].

Применение регулируемых электроприводов в комплексах позволяет осуществлять управляемый пуск АД, обеспечивающий устойчивость работы ЭП и их систем управления.

Список литературы:

1. Ключев В.И. Теория электропривода. М.: Энергоатомиздат, 1985. – 560 с.
2. Чиликин М.Г., Ключев В.И., Сандлер А.С. Теория автоматизированного электропривода. М.: Энергия, 1979.- 616 с
3. Башарин А.Б., Постников Ю.В. Примеры расчета автоматизированного электропривода на ЭВМ. Ленинград.: Энергоатомиздат, 1990 г. 512 с.