



УДК 622.013.34

А.А. Жанбатыров

АО «Центр инжиниринга и трансфера технологий», г. Астана

**АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ ЗАПАСОВ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО СЫРЬЯ ЖАЙРЕМ-АТАСУЙСКОГО
РУДНОГО РАЙОНА**

На 01.01.2009 г. на балансе АО «Жайремский ГОК» имеются следующие суммарные запасы полиметаллических и барит-полиметаллических руд (табл. 1) [1-3].

Таблица 1

Общие запасы по АО «Жайремский ГОК»

Месторождение, участок	Запасы балансовых руд, млн тонн	Примечание
Жайрем, участок Дальнезападный	32,2	Открытая добыча
Жайрем, участок Западный	20,5	Открытая добыча
Жайрем, участок Восточный	134	Подземная добыча
Ушкатын-III	5,8	Открытая добыча
	36,2	Подземная добыча
Ушкатын-1	18,6	Открытая добыча
Итого	247,3	

Утверждены запасы руд всех месторождений полиметаллических руд Жайрем-Атасуйского рудного региона соответствующими протоколами ГКЗ (табл. 2-6).

Таблица 2

Запасы руд участка Дальнезападный

Типы руд, компоненты	Балансовые		Забалансовые	
	B+C ₁	C ₂	B+C ₁	C ₂
1. Барит-полиметаллические руды				
Руда, тыс. т	8 246,00	290,00		
Свинец, %	2,10	1,26		
Цинк, %	3,75	1,74		
Барит, %	56,89	65,37		
Серебро, г/т	38,39	26,37		
2. Полиметаллические руды				
Руда, тыс. т	21450,0	1545,0	2457,0	840,0
Свинец, %	1,23	0,53	0,15	0,54
Цинк, %	5,73	3,44	3,00	3,33
Серебро, г/т	15,17	9,66	0,72	8,79
Руда, тыс. т	29 696,00	1835,0	2457,0	840,0
Свинец, %	1,47	0,64	0,15	0,54
Цинк, %	5,18	3,17	3,00	3,33
Барит, %	15,77	10,34		

Серебро, г/т	21,62	12,33	0,72	8,79
--------------	-------	-------	------	------

Окончание табл. 2

Типы руд, компоненты	Балансовые		Забалансовые	
	B+C ₁	C ₂	B+C ₁	C ₂
3. Монобаритовые руды				
Руда, тыс. т	556,0	95,0		
Барит, %	60,41	66,53		
4. Медные руды				
Руда, тыс. т				908,5
Медь, %				0,79

Таблица 3

Запасы руд участка Западный

Тип руды, компоненты	Балансовые		Забалансовые	
	B+C ₁	C ₂	B+C ₁	C ₂
Полиметаллический, тыс. т	8117,5	6,4		
Коры выветривания				
Свинец, %	1,78	1,56	-	-
Цинк, %	4,91	4,69	-	-
Барит, %	11,92	17,19	-	-
Полиметаллический	7952,1	33	-	-
Свинец, %	1,88	0,3	-	-
Цинк, %	4,57	1,52	-	-
Баритовый	4232,7	142,6	-	-
Барит, %	70,38	74,89	-	-

Таблица 4

Запасы руд участка Восточный

Типы руд, компоненты	Балансовые			Забалансовые	
	B	C ₁	C ₂	B	C ₁
Pb-Zn, тыс. т	15 188	44 085	3 716	43 424	30 659
Свинец, %	2,74	1,44	1,77	0,6	0,61
Цинк, %	4,18	3,79	3,89	2,4	1,95
Серебро, г/т	48,2	25,9	31,6	11,7	10,9
Ва-Zn-Pb, тыс. т	-	18 849	2379	-	-
Свинец, %	-	2,72	2,95	-	-
Цинк, %	-	1,2	1,29	-	-
Барит, %	-	64,51	52,86	-	-
Медь, %	-	0,17	-	-	-
Серебро, г/т	-	66,4	57,9	-	-
Ва руды, тыс. т	-	41 116	8 520	1 243	966
Барит, %	-	51,23	39,72	12,55	18,18
Медь, %	-	0,14	-	-	-
Серебро, г/т	-	8,6	4,4	12	14,8
Fe-Ge руды, тыс. т	-	-	-	91 220	18 337
Германий, г/т	-	-	-	23,6	28,9
Железо, %	-	-	-	31,18	31,76

Таблица 5

Запасы руд месторождения Ушкатын-III

Типы руд, компоненты	Запасы, утвержденные ГКЗ СССР в 1984 г.			Запасы, числящиеся на 01.01.08 г.		
	C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂	C ₁	C ₂	C ₁ +C ₂
Запасы барит-свинцовых руд						
Всего по месторождению						
Ва-Pb руды, тыс. т	31396,6	6235	37631,6	38418	3581	41999
Свинец, тыс. т	933,7	110,9	1044,6	1008,9	66,8	1075,7
Барит, тыс. т	5220,6	1343,2	6563,8	7273	700	7973
В том числе для открытых работ (отм.+204 м, глуб. 200 м)						
Окисленные Ва-Pb руды, тыс. т	2230,2	166	2396,2	1474	112	1586
Свинец, тыс. т /%	205,2/9,2	11,9/7,15	217,1/9,06	153,5/10,4	8,8/7,86	162,3/10,23
Барит, тыс. т /%	409,1/18,34	15/9,04	424,1/17,7	341,9/23,2	15/13,39	356,9/22,5
Сульфидные Ва-Pb руды, тыс. т	4664	120	4784	4086	107	4193
Свинец, тыс. т /%	136,9/2,93	5,1/4,28	142/2,97	118,2/2,89	4,9/4,58	123,1/2,94
Барит, тыс. т /%	655/14,04	12,4/10,29	667,4/13,95	562,1/13,76	10/9,35	572,1/13,64
Pb-Zn руды, тыс. т	167,2	54,9	222,1	-	3	3
Барит, тыс. т /%	62,4/37,34	18,8/34,29	81,2/36,56	-	1/33,33	1/33,33

Таблица 6

Запасы руд месторождения Ушкатын-1

Типы руд, компоненты	Балансовые		Забалансовые
	C ₁	C ₂	
Окисленные Pb-Zn, тыс. т			1688,2
Свинец, %			2,2
Цинк, %			0,21
Смешанные Pb-Zn, тыс. т	2561,7	45,1	3,7
Свинец, %	3,6	2,8	0,7
Цинк, %	1,6	0,52	0,35
Сульфидные Pb-Zn, тыс. т	6911,2	201,4	496,4
Свинец, %	3,61	2,0	0,3
Цинк, %	1,29	0,9	0,55
Сульфидные Pb, тыс. т	1855,3	195,3	147,5
Свинец, %	1,88	1,65	0,63
Цинк, %	0,19	0,17	0,23
Ва -Pb-Cu, тыс. т	1918,8	100,8	
Свинец, %	3,72	3,59	
Цинк, %	0,2	0,32	
Медь, %	0,38	0,86	
Барит, %	8,83	9,54	
Ва, тыс. т	3819,6	952,5	1553,3
Медь, %	0,23	0,26	0,07
Барит, %	14,42	9,74	4,7
Всего: окисленные, смешанные Pb-Zn, сульфидные Pb-Zn, сульфидные Pb, BaSO ₄ -Cu-Pb (без баритовых), тыс. т	13247,0	542,6	2873,9

Участок Дальнезападный. Природные и технологические типы руд. На участке выде-

ляются четыре технологических типа: полиметаллический, барит-полиметаллический, монобаритовый и цинковый карбонатный. Из них наибольшим распространением пользуются первый (более 70 %) и второй (27 %) типы, слагающие практически все балансовые запасы участка [1]. По условиям подсчета запасов последний тип руд отнесен к забалансовым (табл. 7).

Таблица 7

Природные и технологические типы

Основные природные типы руд	Технологические типы
1. Пирит-сфалеритовые руды в углисто-карбонатно-кремнистых известняках	1. Полиметаллический (безбаритовый свинцово-цинковый)
2. Сфалерит-галенит-баритовые руды в известняках	2. Барит-полиметаллический (баритсодержащий свинцово-цинковый)
3. Баритовый	3. Монобаритовый
4. Цинк-олигонитовые руды в глинисто-кремнистых породах	4. Трудно- и небогатимый цинковый карбонатный

Барит-полиметаллические руды являются более легкообогатимыми в сравнении с полиметаллическими. Эти руды по данным химических анализов имеют барит-кремнисто-карбонатно-силикатный состав.

Основными полезными минералами руд являются сфалерит, галенит, барит; в незначительном количестве присутствуют: пирит, гематит, гидроксиды железа, халькопирит, блеклая руда; в единичных зернах присутствуют борнит и ковеллин.

Породообразующие минералы представлены кварцем, карбонатом, гидрослюдой, редко встречается хлорит.

Основным рудным минералом является барит, сложенный жильным баритом белого, голубоватого, серого цветов. Суммарное содержание сульфидных минералов не превышает 0,5 %. Химический состав технологических типов руд приведен в табл. 8.

Таблица 8

Химический состав технологических типов руд Дальнезападного участка

Элементы, окислы	Технологический тип руды			
	Полиметаллический	Цинковый карбонатный	Барит-полиметаллический	Баритовый
Pb, %	0,84	0,36	1,94	0,10
Zn, %	4,34	3,06	4,63	0,09
Cu, %	0,036	0,01	0,062	0,08
BaSO ₄ , %	4,3	1,45	44,23	65-70
FeS ₂ , %	9,33	2,28	3,62	2,71
SiO ₂ , %	41,04	45,0	10,7	20,54
TiO ₂ , %	0,35	0,46	0,33	0,10
Al ₂ O ₃ , %	1,60	7,82	1,09	3,78
Fe ₂ O ₃ , %	5,70	10,18	1,22	2,53
FeO, %	0,48	2,26	0,75	0,50
MnO, %	0,07	0,16	-	0,10
MgO, %	0,8	0,88	-	0,13
CaO, %	14,67	4,97	10,14	3,14
Na ₂ O, %	-	0,20	0,10	0,45
K ₂ O, %	0,31	4,71	н/обн.	1,08
CO ₂ , %	8,28	5,76	1,2	0,625

S _{общ.} , %	7,27	6,77	12,95	н/д
P ₂ O ₅ , %	0,21	0,29	0,24	н/д

Окончание табл. 8

Элементы, окислы	Технологический тип руды			
	Полиметаллический	Цинковый карбонатный	Барит- полиметаллический	Баритовый
As, г/т	0,055	0,04	0,012	0,01
Sb, г/т	<0,001	-	0,010	0,003
Cd, г/т	0,02	-	0,02	сл.
Hg, г/т	0,005	-	0,0017	0,005
Ag, г/т	21,0	-	28,2	5,0
Tl, г/т	0,003	-	0,001	н/обн.
In, г/т	0,005	-	0,0005	н/обн.
Bi, г/т	0,0004	-	0,0003	-

Результаты фазовых анализов различных типов руд показывают (табл. 9), что наиболее значимым параметром для извлечения металлов является сульфидность руд и содержание в них свинца и цинка.

Таблица 9

Результаты фазового анализа руд

Типы руд	Минералы	Соединения	Содержание, %	
			абс.	отн.
Барит-полиметаллические	свинца	сульфидные	1,67	85,71
		окисленные	0,11	5,72
		(англезит+церуссит)	0,17	8,57
		плюмболрозит		
		сумма	1,95	100,0
Полиметаллические	цинка	сульфидные	3,98	85,96
		окисленные	0,42	9,07
		силикатные	0,23	4,97
		сумма	4,63	100,0
Полиметаллические	свинца	сульфидные	0,567	67,50
		(англезит+церуссит)	0,109	12,98
		окисленные	0,164	19,52
		плюмболрозит		
		сумма	0,846	100,0
	цинка	сульфидные	3,68	84,79
		окисленные	0,61	14,06
		силикатные	0,07	1,61
		сумма	4,34	100,0
Цинковые карбонатные	цинка	сульфидный	0,71	23,20
		карбонатный	2,35	76,80
		сумма	3,06	100,0

Участок Западный. Природные и технологические типы руд. На Западном участке благодаря ярко выраженной горизонтальной зональности пространственно сменяются от центра к периферии следующие природные типы руд: 1) баритовые; 2) свинцово-баритовые; 3) барит-свинцово-цинковые; 4) безбаритовые свинцово-цинковые; 5) бедные

цинковые и 6) цинковые окисленные.

Руды Западного участка делятся на первичные и выветрелые. В количественном соотношении преобладают первые. Руды Западного участка были разделены на 3 промышленных типа: 1) баритовые руды с содержанием свинца и цинка менее 0,5 %; 2) свинцово-цинковые первичные и 3) свинцово-цинковые выветрелые.

Основными минералами, определяющими промышленную ценность месторождений, являются сфалерит, галенит, барит.

Химический состав руд приведен в табл. 10.

Попутные полезные компоненты на месторождении относятся к группе рассеянных элементов и приведены в табл. 11.

Участок Восточный. Природные и технологические типы руд. Минеральный состав приведен в табл. 12.

Таблица 10

Химический состав руд Западного участка, %

Элементы, окислы	Технологические типы руд																			
	барит-полиметаллические первичные				смесевые баритосодержащие и безбаритово-свинцово-цинковые				полиметаллические первичные				баритовые	медно-баритовые	полиметаллические зоны выветривания	свинцово-цинковые баритовые первичные	свинцово-цинковые окисленные	свинцово-цинковые окисленные	барит-свинцово-цинковые окисленные	барит-свинцово-цинковые сульфидные
	Номера проб																			
	5	15	23	24+25	7	21	24	22	14	30	п/п	п/п	0-154	0-183	0-181	0-182				
Pb	1,00	1,08	2,4	2,63	2,82	0,7	0,84	0,70	0,05	-	1,65	2,35	1,05	1,10	2,40	2,4				
Zn	0,40	1,23	4,2	5,5	7,41	3,66	4,00	2,4	0,07	-	5,62	3,25	4,84	3,78	4,60	3,4				
Cu	0,40	0,23	-	0,04	0,07	0,03	0,02	0,02	0,021	0,22	0,11	0,19	0,02	0,06	0,27	0,12				
BaSO ₄	78,15	56	44,0	8,72	12,30	3,0	7,10	1,92	52,44	55,0	22,44	60,80	3,3	3,78	32,4	44,8				
Ag, г/т	29,00	26,4	-	26,8	39,8	11,1	18,2	10,0	1,0	-	32,71	40,0	18,8	23,9	71,0	34,5				
Cd	0,01	0,03	-	0,03	0,033	0,1	0,01	0,008	0,02	-	0,1	0,02	-	0,01	0,01	0,01				
As	0,012	0,004	-	0,05	0,031	0,018	0,02	0,064	-	-	0,12	0,04	0,052	0,053	0,1	0,026				
Sb	0,008		-	0,013	0,05	0,002	0,002	0,007	-	-	0,008	0,002	0,022	0,006	0,004	0,005				
Te													0,034	0,002						
Bi													0,0006	0,006						
Ni	0,006	0,006	0,0031	0,0028	0,002	0,005	0,005	0,002	0,052	-	0,003	0,02	0,0034	0,0033						
Hg													0,0096	0,0044	0,007	0,006				
Se													0,0009	0,0008						
Tl	0,0002	0,0001	0,0004	0,0052	0,005	0,003	0,0005	0,0024	0,0024	0,001	0,0025	0,0014	0,0064	0,010						
In													0,0001	0,00012						
Ga	0,0005	0,001	0,0012	0,008	0,0006	0,002	0,002	0,0008	0,002	0,0007	0,0009	0,0006	0,0016	0,0014						
Ge	0,0003	0,0003	-	0,0005	0,002	0,0005	0,0003	0,0004	0,0003	0,0014	0,0004	0,0025	0,0014	0,0006						
Al ₂ O ₃	1,08	1,64	-	5,2	7,71	4,84	4,37	5,85	1,09	1,85	4,71	1,72	4,85	4,88	3,16	1,17				
SiO ₂	14,29	20,22	30,0	32,63	16,2	34,99	35,76	35,37	18,65	30	45,75	18,9	54,5	53,2	33,17	23,10				
CaO	0,31	1,86	4,5	14,95	13,5	20,5	-	21,22	4,16	5,84	0,32	0,69			0,31	3,25				
MgO	0,38	1,02	0,22	0,29	0,35	0,52	0,44	0,55	-	-	0,25	0,12			0,13	0,13				
MnO	0,03	0,1	-	0,53	0,39	0,57	0,46	-	0,10	-	-	-			0,07	0,18				
Собщ.	12,43	-	-	0,4	5,93	5,84	5,84	5,63	4,81	2,96	11,25	12,72	7,42	9,07	8,72	10,30				
Fe ₂ O ₃	1,34	6,05	-	6,54	8,61	5,31	6,56	4,17	10,49	-	10,08	3,01								

Таблица 11

Среднее содержание попутных полезных компонентов в разных типах руд

Типы руд	Содержание						
	медь, %	серебро, г/т	сера пиритная, %	сера сульф., %	ртуть, %	кадмий, %	сурьма, %
Pb-Zn окисленные	0,031	23,49	4,18	5,61	0,0056	0,0144	0,0027
Pb-Zn первичные	0,028	13,68	3,61	4,58	0,0038	0,0110	0,0061
Ba-Pb-Zn окисленные	0,185	49,32	3,13	8,39	0,0093	0,0228	0,0034
Ba-Pb-Zn первичные	0,135	30,19	2,90	8,26	0,0064	0,0169	0,0052
Baе	0,227	9,33	2,31	4,53	0,0011	0,0105	0,0028
Забалансовые							
Pb-Zn окисленные	0,032	11,45	4,66	4,02	0,0034		
Pb-Zn первичные	0,021	8,90	4,92				
Баритовые	0,117	9,90	6,90				

Таблица 12

Минеральный состав свинцово-цинковых и барит-полиметаллических и железо-германиевых руд месторождения

Степень распространенности	Рудные минералы	Жильные минералы
<i>Свинцово-цинковые и барит-полиметаллические руды</i>		
Главные	Сфалерит, галенит, глобулярный пирит, пирит	Барит, кальцит, кварц
Второстепенные	Халькопирит, блеклая руда, арсенопирит	Скрицит, альбиткалишпат, углеродистое вещество
Редкие	Гематит, магнетит, мушкетовит, марказит, пирротин, геокронит, булонжерит, бурнонит, фаматинит, экаргит, прустит, пираргирит, полибазит, киноварь, халькозин, борнит, ковеллин, колусит, линнеит	
<i>Железо-германиевые руды</i>		
Главные	Гематит, магнетит	Кальцит, кварц
Второстепенные	Стильпномелан, хлорит, сидерит	
Редкие	Якобсит, гаусманит, браунит, мушкетовит, мартит, фрицелит, родонит, родохрозит, тефроит, гранат, галенит, пирит, глобулярный пирит, халькопирит, арсенопирит	Барит, альбит, калишпат

Основные минералы в свинцово-цинковых рудах образуют единичные прослойки (0,1-0,5 см) и сфалеритовые и галенит-сфалеритовые ритмиты мощностью 0,5-15 см, а также выполняют полости отслоения послойных срывов среди углистых, пиритовых и сфалеритовых ритмитов.

В железо-германиевых рудах главный минерал слагают прослои мощностью от 1-5 мм до 3-10 см, редко до 20 см, небольшие линзы (3-5 см), стяжения (0,5-3 см) в кремнистых известняках, пигментируют яшмы, пестроцветные и красноцветные комковатые извест-

няки.

Результаты анализов проб свинцово-цинковых и барит-полиметаллических руд показали наличие в них серебра, ртути, повышенные содержания в концентратах кадмия, индия, таллия, сурьмы, мышьяка и селена.

Железо-германиевые руды содержат повышенное содержание германия, установлены в части проб повышенные содержания свинца, цинка, барита и серебра.

Месторождение Ушкатын-III. Состав и природные типы барит-свинцовых руд. В зависимости от особенностей минерального состава, определяющих технологию переработки, на месторождении выделены два природных типа барит-свинцовых руд: сульфидные и окисленные [3].

Сульфидные барит-свинцовые руды по составу вмещающих пород разделены на два подтипа: в карбонатных породах и трахириолитовых порфирах, последние из-за незначительности запасов не разведывались.

Химический состав барит-свинцовых руд приведен в табл. 13.

Таблица 13

Химический состав барит-свинцовых руд месторождения Ушкатын-III

Компонент	С о д е р ж а н и е, %							
	Сульфидная в известняках	Сульфидная (полупромышленная проба в известняках)	Сульфидная в трахириолитовых порфирах	Смешанная (полупромышленная проба в известняках)	Окисленная (среднее по 52 малым технологическим пробам)	Окисленная (полупромышленная проба)	Баритовые из зоны окисления (технологическая проба)	Баритовые из сульфидной зоны (технологическая проба)
Pb	3,50	3,26	0,24	3,92	7,18	6,40	1,22	0,15
BaSO ₄	16,70	12,10	11,20	12,92	15,25	46,96	35,78	28,50
Zn	0,02	0,07	0,01	0,03	0,07	0,06	0,02	0,01
Cu	0,03	0,01	0,08	0,01	0,04	0,08	0,016	0,072
SiO ₂	7,50	4,30	64,11	6,37	44,19	25,59	39,24	2,00
TiO ₂	0,14	-	0,12	-	0,45	-	0,44	0,03
Al ₂ O ₃	2,03	1,83	8,70	0,75	9,23	5,36	10,45	1,32
Fe ₂ O ₃	1,36	1,79	2,72	1,76	7,61	7,22	5,30	8,88
MnO	0,65	0,28	0,13	0,26	1,08	0,80	0,20	0,66
MgO	1,30	0,88	0,42	0,44	0,95	0,32	0,80	2,20
CaO	36,40	39,22	2,20	39,89	2,05	0,89	0,61	27,87
Na ₂ O	0,15	Не опр.	0,76	Не опр.	0,18	Не опр.	0,12	0,10
K ₂ O	0,50	Не опр.	6,00	Не опр.	2,06	Неопр.	1,76	0,13
P ₂ O ₅	0,18	Не опр.	0,01	Не опр.	3,53	Неопр.	0,19	0,009
S _{сульф.}	0,60	0,50	0,35	0,31	-	0,30	<0,1	0,15
CO ₂ и п.п.п	28,70	31,10	2,91	32,74	6,63	2,09	3,00	24,42
Сумма	99,76	95,34	99,96	99,40	100,50	96,07	99,25	96,50

Окисленные барит-свинцовые руды представляют собой рыхлые желтовато-серые, бурые глинистые и кремнисто-глинистые породы с неравномерной вкрапленностью, гнездами, прожилками и выделениями неправильной формы церуссита и, реже, пироморфита.

Смешанные барит-свинцовые руды распространены незначительно в полосе между

окисленными и сульфидными рудами и слабо отличаются от последних как по внешнему виду, так и технологически, в силу чего и объединяются с ними.

Руды месторождения характеризуются однообразием минерального состава. Основными минералами, обуславливающими промышленную ценность руд, являются галенит, барит и в зоне окисления церуссит. В очень незначительном количестве встречаются пирит, сфалерит, халькопирит, блеклая руда и гидроокислы железа

Ушкатын-I. Природные разновидности руд. По соотношению главных компонентов, а также интенсивности гипергенных преобразований на месторождении выделены следующие основные природные разновидности руд, которые совпадают с промышленными типами:

- сульфидные цинково-свинцовые;
- сульфидные свинцовые;
- смешанные цинково-свинцовые;
- окисленные цинково-свинцовые;
- барит-медно-свинцовые;
- баритовые.

Руды месторождения Ушкатын-I существенно отличаются от руд других месторождений района резким преобладанием галенита над сфалеритом, высокой концентрацией сульфидов в послойных срывах (сульфидных согласных жилах), более широким распространением халькопирита и блеклой руды, отсутствием сульфосолей свинца и незначительным развитием сульфосолей серебра, несколько меньшим проявлением баритизации. Для них характерны тесные взаимопрорастания сульфидов и очень тонкая вкрапленность их во вмещающих породах.

Основными рудными минералами являются галенит, сфалерит, халькопирит и блеклая руда. Широко распространены, но не образуют крупных скоплений пирит, глобулярный пирит, арсенопирит и марказит. Жильные минералы представлены кварцем, баритом и кальцитом. Содержание минералов в полиметаллических рудах месторождения Ушкатын-1 приведены в табл. 14.

Таблица 14

Содержание минералов в полиметаллических рудах месторождения Ушкатын-I, %

Минералы	Типы руд				
	Окисленная цинково- свинцовая	Смешанная цинково- свинцовая	Сульфидная цинково- свинцовая	Барит- медно- свинцовая	Баритовая

Галенит	Ред. зн.	3,90	5,40	6,3	0,16
Сфалерит	-	2,30	2,10	0,4	0,09
Пирит	0,10	3,60	3,00	2,4	1,00
Халькопирит	-	0,20	0,24	1,0	0,4
Блеклая руда	-	0,02	0,02	0,2	0,1
Барит	0,14	0,12	0,17	14,0	15,00
Кварц	55,0	60,60	30,40	23,5	30,50
Кальцит	-	0,61	35,00	3,0	9,70
Калишпат	-	-	4,50	30,6	22,50
Альбит	1,20	3,00	4,18	16,6	15,20
Серицит	20,70	21,50	14,00	1,7	5,30
Арсенопирит	-	0,10	0,15	0,2	0,03
Марказит	-	Ред. зн.	Ред. зн.	Ед. зн.	-
Пирротин	-	Ред. зн.	Ред. зн.	Ед. зн.	-
Фрейбергит	-	Ред. зн.	Ред. зн.	Ед. зн.	-
Пиаргирит	-	Ред. зн.	Ед. зн.	-	-
Полибазит	-	Ред. зн.	Ед. зн.	-	-
Церуссит	3,70	1,50	-	-	-

Окончание табл. 14

Минералы	Типы руд				
	Окисленная цинково- свинцовая	Смешанная цинково- свинцовая	Сульфидная цинково- свинцовая	Барит- медно- свинцовая	Баритовая
Пироморфит	7,80	-	-	-	-
Олигонит	0,90	1,20	-	-	-
Коронадит	2,20	-	-	-	-
Халькозин	0,10	0,01	-	-	-
Ковеллин	0,05	Ред. зн.	-	-	-
Гидроокислы железа	8,00	-	-	-	-
Угlistое вещество	-	1,30	0,80	-	-
Сумма	99,89	99,96	99,96	99,9	99,98

Химический состав свинцово-цинковых, свинцовых, барит-медно-свинцовых и баритовых руд месторождения Ушкатын-I (результаты анализа групповых, рядовых и технологических проб) приведен в табл. 15.

Таблица 15

Химический состав свинцово-цинковых, свинцовых, барит-медно-свинцовых и баритовых руд месторождения Ушкатын-I (результаты анализа групповых, рядовых и технологических проб)

Компонент	Типы руд			
	Свинцово-цинковые, %	Барит-медно- свинцовые, %	Баритовые, %	Свинцовые сульфидные, %

Свинец	<u>1,0-6,5</u> 2,87	<u>0,5-19,5</u> 3,58	<u>0,2-38,0</u> 0,77	<u>0,2-42,0</u> 3,70
Цинк	<u>0,01-4,0</u> 0,25	<u>0,01-4,5</u> 1,58	<u>0,01-6,5</u> 1,30	<u>0,0-5,5</u> 0,21
Медь	<u>0,01-0,2</u> 0,06	<u>0,01-1,5</u> 0,08	<u>0,01-4,2</u> 0,16	<u>0,01-3,5</u> 0,41
Барит	<u>0,0-0,9</u> 0,14	<u>0,01-2,5</u> 0,12	<u>0,01-3,9</u> 0,17	<u>3,0-38,0</u> 12,64
Кремнезем	<u>47,87-66,9</u> 57,88	<u>50,0-70,5</u> 65,72	<u>36,93-47,60</u> 40,29	<u>50,9-59,3</u> 55,10
Глинозем	<u>4,51-8,70</u> 6,66	<u>5,67-10,71</u> 8,11	<u>3,95-9,19</u> 5,34	<u>7,6-12,16</u> 9,88
Окись железа	<u>9,94-23,82</u> 16,45	<u>4,69-12,07</u> 7,44	<u>2,68-5,75</u> 4,30	<u>2,69-3,76</u> 3,36
Закаись марганца	<u>0,15-8,37</u> 3,63	<u>0,19-4,11</u> 1,11	<u>0,19-1,05</u> 0,54	<u>0,04-0,08</u> 0,07
Двуоись титана	<u>0,16-0,40</u> 0,30	<u>0,16-0,40</u> 0,33	<u>0,20-0,30</u> 0,25	<u>0,12-0,20</u> 0,16
Окись кальция	<u>0,21-8,22</u> 2,15	<u>3,84-21,37</u> 17,45	<u>0,5-6,0</u> 2,76	<u>10,0-13,0</u> 12,04
Окись магнаия	<u>0,0-3,25</u> 0,97	<u>0,40-1,60</u> 0,86	<u>0,0-0,74</u> 0,001	<u>0,6-0,9</u> 0,8
Окись натрия	<u>0,1-0,46</u> 0,20	<u>0,49-0,96</u> 0,52	<u>1,28-2,2</u> 1,70	<u>0,0-0,3</u> 0,10
Окись калия	<u>0,5-1,18</u> 0,93	<u>1,53-4,16</u> 2,84	<u>4,0-5,7</u> 4,44	<u>3,5-6,0</u> 4,02
Пятиоись фосфора	<u>0,21-0,55</u> 0,41	<u>0,01-0,19</u> 0,09	<u>0,02-0,12</u> 0,054	<u>0,06-0,1</u> 0,088

Окончание табл. 15

Компонент	Типы руд					
	Свинцово-цинковые, %			Барит-медно-свинцовые, %	Баритовые, %	Свинцовые сульфидные, %
Углекислота	<u>0,16-7,52</u> 2,54	<u>0,29-1,57</u> 0,68	<u>2,37-19,08</u> 15,20	<u>0,48-1,20</u> 0,78	<u>0,7-4,0</u> 2,12	<u>7,0-12,0</u> 9,98
Сера ообщая	<u>0,0-0,32</u> 0,19	<u>0,19-5,41</u> 2,85	<u>1,75-8,95</u> 3,26	-	-	<u>0,5-0,8</u> 0,70
Сера сульфидная	-	-	-	<u>2,0-3,5</u> 2,68	<u>1,50-3,20</u> 2,37	-
Углерод органический	<u>0,0-1,01</u> 0,37	<u>0,97-3,82</u> 2,29	<u>0,39-2,45</u> 1,63	-	-	<u>1,7-2,9</u> 2,32
Сумма средних содержаний	96,00	97,71	97,97	97,43	98,79	100,346

Примечание. Числитель – пределы колебаний содержаний; знаменатель – среднее

Выполненный анализ позволяет сделать вывод о возможности развития полиметаллической отрасли в Жайрем-Атасуйском рудном районе.

Список литературы

1. ТЭО промышленных кондиций и подсчет запасов баритполиметаллических руд месторождения Жайрем. Участок Дальнезападный / ТОО «Геоинцентр»: Алматы, 2000.
2. ТЭО промышленных кондиций и подсчет запасов баритполиметаллических руд месторождения Жайрем. Участок Западный / ТОО «Геоинцентр»: Алматы, 2001.
3. ТЭО промышленных кондиций на барит-свинцовые руды месторождения Ушкатын-III для открытой разработки / ТОО «Центргеолсъемка». - № ГР6-99-11/1. - Караганда, 1999.

Получено 11.01.2010

УДК622.013.364

А.А. Жанбатыров

АО «Центр инжиниринга и трансферта технологий»

**АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД
ЖАЙРЕМ-АТАСУЙСКОГО РУДНОГО РАЙОНА**

Изучение технологических свойств жайремских руд (участки Дальнезападный и Западный) началось сразу же после организации поисково-разведочных работ в 1959 году. Основными организациями по изучению обогатимости руд и разработке технологий их переработки являлись институты ВНИИцветмет и Казмеханобр. На протяжении данного периода времени были выполнены многочисленные лабораторные исследования, полупромышленные испытания, а также была осуществлена промышленная переработка жайремского сырья на Кентауской и Текелийской обогатительных фабриках. Кроме этого, в 1982 году на Жайремском ГОКе была введена в эксплуатацию опытно-промышленная фабрика проектной производительностью 10 тыс. тонн руды в год, на которой до 1990 года отрабатывались технологические режимы по переработке различных сортов руд.

В ходе выполнения данных работ были тщательно исследованы вещественный, минералогический и химический состав всех сортов руд, их технологические свойства и особенности, и на основании этого были разработаны технологические схемы их переработки. На начальном этапе разработки месторождения насчитывалось до 18 сортов руд, что значительно усложняло технологические схемы их обогащения. Кроме того, в переработку вовлекались забалансовые руды и минерализованные породы, формально включенные в структуру балансовых запасов. За период эксплуатации карьеров Дальнезападный и Ушкатын-III, в основном сложные по обогатимости руды были переработаны на Кентауской обогатительной фабрике, и в настоящее время руды Жайремского месторождения в основном представлены пятью технологическими типами, что значительно упрощает выбор оптимальной технологии их переработки.

На основе изучения геологических особенностей месторождений, вещественного состава руд и результатов технологических исследований, а также данных промышленной переработки было установлено, что обогатимость жайремских руд сильно зависит от вещественного и гранулометрического составов, содержания металлов в рудах, сульфидности, степени окисленности и размерности выделения сульфидов и в целом относятся к категории труднообогатимых, а по содержанию свинца (в среднем 1,0-1,5 %) и цинка (в среднем 4,0-4,5 %) к категории бедных руд. Основной причиной трудной обогатимости части свинцово-цинкового сырья Жайремского месторождения является высокое содержание в исходных рудах тонкодисперсных зерен галенита и сфалерита, находящихся в тесном сростании с глобулярным пиритом, что, в свою очередь, требует очень тонкого помола руды и вызывает трудности при получении высококачественных свинцового и цинкового концентратов.

В процессе технологических исследований были разработаны коллективно-селективные, селективные схемы флотации, а также была рассмотрена возможность применения комбинированной флотационно-гидрометаллургической схемы. Была изучена воз-

возможность предварительного гравитационного обогащения дробленых руд с использованием тяжелых суспензий и процесса отсадки с целью выделения отвальных хвостов. На основании результатов проведенных технологических испытаний по обогащению руд Жайремского месторождения была рекомендована селективная флотационная схема обогащения. При этом необходимо отметить, что разработанные схемы обогащения для разных сортов руд в целом являлись однотипными, и различия в схемах флотации заключались в количестве и режимах операций.

В случае переработки баритсодержащих руд всеми технологическими схемами предусматривается включение цикла Ва флотации с получением Ва концентрата.

Полиметаллическая руда представлена в основном темными, темно-серыми тонкозернистыми кремнисто-глинистыми породами, содержащими тонкую вкрапленность и мелкие гнездообразные скопления сульфидов. Основными рудными минералами являются:

- галенит – Bleiglanz; PbS ; Pb -86,6 %, S -13,4 %; цвет свинцово-серый; порошок черный тв. 2-3; пл. 7,4-7,6;
- сфалерит – Zinkblende; ZnS ; Zn -67,1 %, S -32,9 %; цвет желтый, бурый; порошок белый, бурый; тв. 3,5-4; пл. 3,9-4,1;
- церуссит – Weisbleierz; $Pb[CO_3]$; Pb -77,5 % (PbO -83,5 %, CO_2 -16,5 %); цвет белый разных оттенков; порошок белый; тв. 3.-3,5; пл. 6,4-6,6;
- пирит - FeS_2 ;
- гидроокислы железа.

Менее распространены:

- халькозин - Kupferglanz; Cu_2S ; тв. 2,3-3; пл. 5,5-5,8;
- смитсонит – Zinkspat; $Zn[CO_3]$; тв. 5; пл. 4,1-4,5.

В незначительном количестве встречаются:

- халькопирит – $CuFeS_2$ тв. 2,3-3; пл. 5,5-5,8;
- ковеллин – CuS ; тв. 1,5-2; пл. 4,6-4,7;
- самородная медь – Cu ; тв. 2,5-3; пл. 8,4-8,9;
- англезит - $Pb[SO_4]$; тв. 2,5-3; пл. 6,1-6,4.

Для жайремских руд характерна неравномерная вкрапленность рудных минералов, взаимное прораствание сульфидных и окисленных минералов, крупность которых колеблется от 0,05 до 0,002 мм. Размеры выделений галенита, сфалерита, церуссита колеблются от 0,01 до 0,35 м. В руде присутствуют куски, имеющие полосчатую текстуру, обусловленную перемежаемостью зернистого пирита и безрудных прослоек, встречаются шлаковидные куски церуссита, изредка вкраплены кусочки сплошных сульфидов в виде крупнокристаллического галенита или пирита. Иногда галенит окружен церусситом. По степени окисленности жайремские руды подразделяются на два сорта:

1) смешанные свинцово-цинково-баритсодержащие, при флотации которых извлечение свинца составляет 74 %, цинка - 40 %, барита - 70 %;

2) смешанные свинцово-цинковые, при флотации которых извлечение свинца составляет 47 %, цинка - 57 %.

Результаты фазового анализа проб руды и характеристика крупности проб дробленной и измельченной руды приведены в табл. 1, 2.

Таблица 1

Результаты фазового анализа проб руды

Руда	Распределение свинца в форме			
	англезита	церуссита	Галенита	плюмбоярозита
Свинцово-цинковая	17,01	59,43	9,75	13,81
Свинцово-цинково-барит-содержащая	8,12	20,30	6,57	5,98

Таблица 2

Характеристика крупности проб дробленой и измельченной руды на КОФ №1

Класс, мм	Выходы классов, %			
	Дробленая руда	Измельченная руда		
		1 стадия	2 стадия	3 стадия
+25	14,42	-	-	-
-25+10	46,10	-	-	-
-10+5	13,96	-	-	-
-5+3	8,68	-	-	-
-3+1,6	2,95	-	-	-
-1,6+0,6	3,27	-	-	-
-0,6+0,2	3,41	-	-	-
-0,2+0,15	0,53	-	-	-
-0,15+0,074	2,49	56,56	31,18	9,82
-0,074+0,044	2,03	6,50	9,03	15,03
-0,044+0,02	2,16	8,84	18,19	24,15
-0,02-0,01	-	8,00	23,92	18,79
-0,01+0	-	20,10	17,68	32,21

В табл. 3 и 4 приведены основные технологические показатели, достигнутые при переработке руд месторождения Жайрем.

Таблица 3

Технологические показатели, достигнутые при переработке Ba-Pb-Zn руд месторождения Жайрем

Год	Барит-свинцово-цинковые (смешанные +сульфидные)								
	Содержание в руде, %			Содержание в концентратах, %			Извлечение в концентраты, %		
	свинца	цинка	барита	свинца	цинка	барита	свинца	цинка	барита
	Кентауская фабрика								
1978	1,52	-	41,7	50,60	-	88,7	65,51	-	72,4
1979	1,77	1,16	52,88	47,45	43,7	89,62	71,08	37,2	70,02
1980	1,60	1,62	50,48	46,10	45,3	88,8	77,6	43,3	70,8
1981	1,79	1,93	46,99	49,20	44,31	88,66	78,1	51,29	70,63
1982	2,09	3,04	40,72	51,0	41,6	85,1	72,7	45,9	55,1
1983	1,62	1,80	48,56	45,93	45,68	89,16	78,93	52,25	67,69
1984	2,24	1,82	50,42	46,20	43,6	87,25	71,89	40,93	71,68
1985	1,41	1,74	47,32	45,50	44,1	87,5	81,41	51,92	70,26
1986	1,68	1,76	49,62	46,0	45,1	87,9	80,18	47,69	70,30
1987	2,21	1,73	46,71	48,55	44,74	89,03	78,47	49,9	69,44
1988	1,89	2,12	50,89	47,66	46,90	88,56	79,37	61,89	71,28
1989	1,48	2,27	47,37	49,96	48,17	89,37	82,87	66,29	71,98
1990	1,31	2,0	42,66	47,35	47,03	87,44	81,39	66,14	67,99
	Текелийская фабрика								
1986	1,06	0,51	47,01	27,74	44,0	н.д.	73,60	11,80	55,30

1987	1,61	1,81	47,65	44,82	41,94	н.д	69,80	48,60	55,30
1988	1,52	1,84	49,07	44,24	40,76	н.д	76,23	58,33	54,29
1989	1,64	2,75	46,21	46,18	42,74	н.д	75,20	65,40	64,60
1990	1,14	2,19	40,11	48,79	39,62	н.д	79,69	67,93	60,09

Таблица 4

*Технологические показатели, достигнутые при переработке Pb-Zn руд
месторождения Жайрем*

Год	Содержание в руде, %		Содержание в концентратах, %		Извлечение в концентраты, %	
	свинца	цинка	свинца	цинка	свинца	цинка
	Кентауская фабрика					
1980	1,84	4,84	44,55	49,11	50,37	53,22
1981	2,69	8,12	44,92	40,18	51,36	62,71
1982	3,11	10,26	45,82	50,11	55,3	64,11
1983	2,72	7,90	42,3	47,72	50,71	63,25
1984	2,67	7,57	43,8	48,9	58,65	60,39
1985	2,52	7,07	45,2	50,5	63,47	66,73
1986	2,21	6,87	44,34	48,49	62,37	66,89
1987	2,21	6,20	43,62	43,55	63,40	68,71
1988	1,89	5,96	43,91	47,66	59,70	72,04
1989	1,48	5,36	44,69	49,96	64,05	75,22
1990	1,31	4,59	42,67	47,39	57,66	72,54
1991-1993	н.д	н.д	н.д	н.д	н.д	н.д

Окончание табл. 4

Год	Содержание в руде, %		Содержание в концентратах, %		Извлечение в концентраты, %	
	свинца	цинка	свинца	цинка	свинца	цинка
	Текелйская фабрика					
1985	1,89	6,82	37,76	38,94	38,80	61,40
1986	2,22	7,09	42,24	41,89	49,20	65,40
1987	1,87	5,28	43,40	41,42	60,70	73,10
1988	1,73	5,49	43,81	39,82	57,70	78,38
1989	1,58	5,05	45,15	42,05	60,00	77,60
1990	1,24	4,38	45,01	42,30	58,15	73,76

В табл. 5 представлен реагентный режим, который использовался при обогащении жайремских руд на Кентауской обогатительной фабрике.

Таблица 5

Реагентный режим

Реагент	Расход, г/т	Операция
Жайремская руда 1		
Бутиловый ксантогенат (собиратель)	85	Pb флотация 1 основная
	45	Pb флотация 2 основная

	10	Pb флотация перечистная
	50	Zn флотация основная
	10	Zn флотация 1 контрольная
	10	Zn флотация 2 контрольная
Оксаль Т-80	52	Pb флотация 1 основная
	28	Pb флотация 2 основная
	14	Zn флотация основная
	3	Zn флотация 1 контрольная
	3	Zn флотация 2 контрольная
Сернистый натрий	1200	Pb флотация 1 основная
	800	Pb флотация 2 основная
Цинковый купорос	840	Pb флотация 1 основная
	330	Pb флотация 2 основная
	130	Pb флотация перечистная
Цианид натрия	85	Pb флотация 1 основная
	45	Pb флотация 2 основная
	20	Pb флотация Перечистная
Медный купорос	800	Zn флотация основная
Жидкое стекло	200	Zn флотация 1 основная
Известь	600	Zn флотация перечистная
Жайремская руда 2		
Бутиловый ксантогенат (собиратель)	98	Pb флотация 1 основная
	42	Pb флотация 2 основная
	35	Zn флотация основная
Жирнокислотная фракция талового масла	120	баритовая флотация основная
Алкисульфат (40 % активности)	320	баритовая флотация основная
Оксаль Т-80	39	Pb флотация 1 основная
	21	Pb флотация 2 основная
	10	баритовая флотация основная

Окончание таблицы 5

1	2	3
Дитиофосфат	20	Pb флотация 2 основная
Сернистый натрий	200	Pb флотация 1 основная
	350	Pb флотация 2 основная
	50	Zn флотация основная
	250	баритовая флотация основная
Цинковый купорос	700	Pb флотация 1 основная
	300	Pb флотация 2 основная
	200	Pb флотация перечистная
Медный купорос	600	Zn флотация основная
Жидкое стекло	250	Zn флотация перечистная
	1800	баритовая флотация основная
	400	баритовая флотация перечистная
Кальцинированная сода	60	баритовая флотация основная

В табл. 6 приведен химический состав проб концентратов из свинцово-цинково-баритовой руды.

Таблица 6

Химический состав проб концентратов из свинцово-цинково-баритовой руды

Концентрат	Pb	Zn	Cu	BaSO ₄	Fe	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Mn	FeS ₂
Свинцовый	53,4	9,7	0,82	0,56	5,44	18,4	4,1	2,9	2,9	0,2	0,1	8,5

Цинковый	5,1	43,3	0,15	6,97	6,97	29,7	5,4	5,2	1,4	0,6	0,2	11,7
Баритовый	0,15	0,74	-	1,21	1,21	5,1	1,6	0,1	0,9	0,3	0,04	2,4

В табл. 7 и 8 представлено технологическое оборудование, которое находилось на Кентауской обогатительной фабрике с указанием производительности и расхода материалов на дробление 1 тонны руды.

Таблица 7

Перечень и производительность основного технологического оборудования

Наименование	Производительность, т/час
Питатель пластинчатый	
Дробилка конусная КСД2200	
Дробилка конусная КМД2200	
Мельница 3800х4500	100
Классификатор 2КСН-30	
Мельница 3600х4000	75
Машина флотационная «Механобр-7» с емкостью камеры 6,3 м ³ (для основной, перерешивной и контрольной флотации)	
Машина флотационная «Механобр-6В» с емкостью камеры 2,65 м ³ (для перерешивной свинцовой флотации)	
Мельница 2700х3600	43,5
Фильтр БОУ 40-3 (т/м ² -сут)	1,4-2,2
Сгуститель П24	
Песковый насос 12 Гр	

Коэффициент использования измельчительного оборудования 0,95.

Таблица 8

Расход основных материалов на 1 т руды

Наименование	Значение
Электроэнергия, кВт	49,2
Вода, м ³	5,6
Стержни, кг	0,14
Шары, кг	0,8
Футеровка, кг	0,1
Фильтроткань, м ²	0,0102

На рис. 1 показана технологическая схема обогащения жайремских руд на Кентауской обогатительной фабрике.

На основании вышесказанного можно сделать следующие выводы:

1. При переработке всех типов руд Жайремского месторождения на обогатительной фабрике исходное содержание металлов в рудах колебалось в широких пределах Pb от 1,2 до 3 % и Zn от 1,8 до 8,0 %. Наибольшее содержание Pb и Zn в полученных одноименных концентратах не превышало 50 %, при извлечении Pb - не более 68 % и Zn - не

более 71 %.

2. Технологические показатели на Кентауской и Текелийской обогатительных фабриках в целом были существенно ниже рекомендуемого исследованиями уровня. Это объясняется тем, что наряду с рудами проектного качества на обогащение поступало значительное количество труднообогатимого сырья.

3. Переработка руд Жайремского месторождения на удаленных действующих обогатительных фабриках производилась не по оптимальным и рекомендуемым технологическим схемам и режимам.

4. Значительные потери металлов наблюдались при обогащении тонкодисперсных Pb-Zn руд и Ba из Ba-содержащих руд из-за высокого содержания Ba в руде. Также в переработку вовлекались труднообогатимые и необогатимые забалансовые руды и минерализованные породы, формально включенные в структуру балансовых запасов руд.

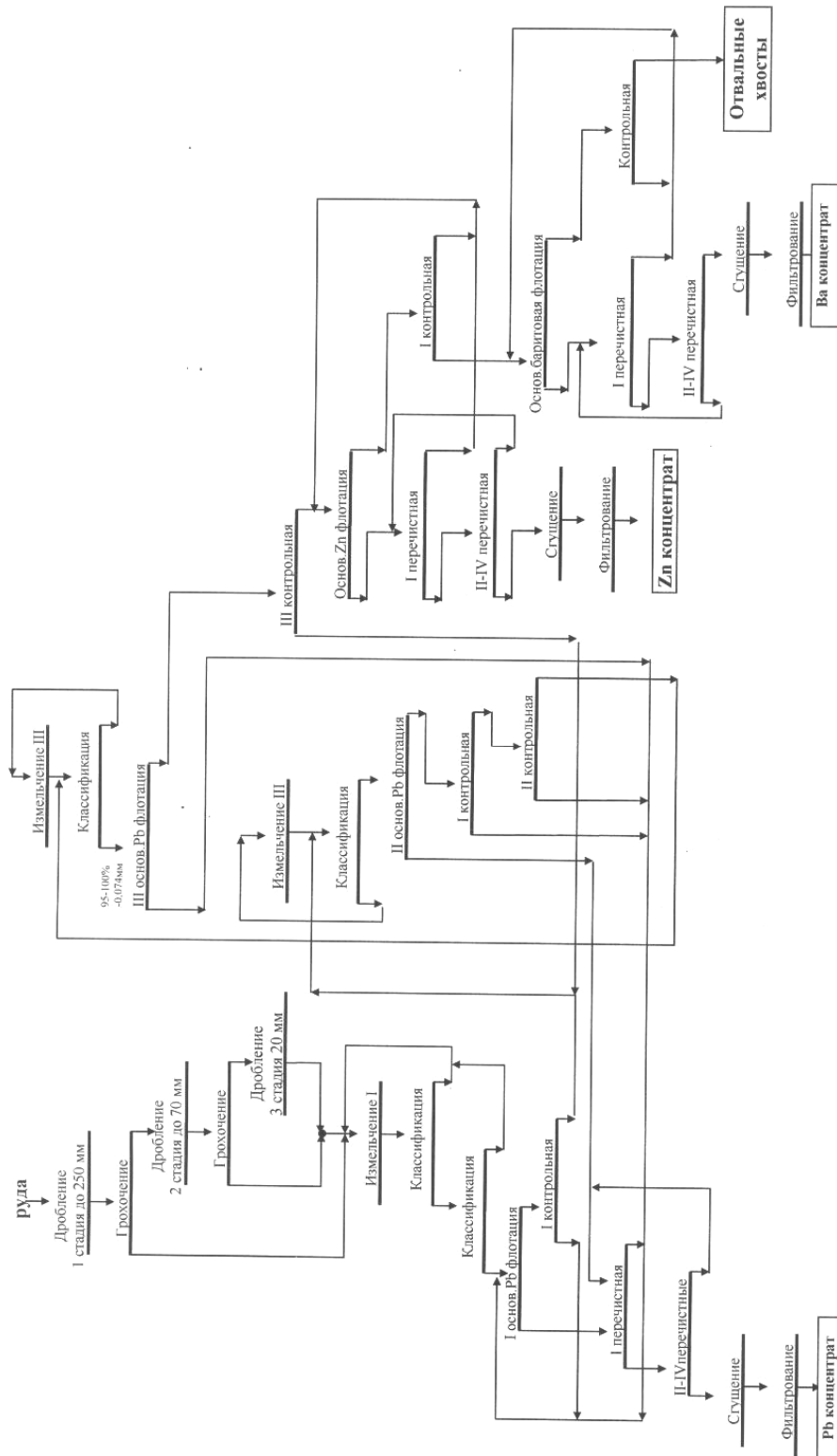


Рисунок 1 – Технологическая схемы обогащения жайремских руд на Кентауской фабрике

УДК 622.24

С.А. Заурбеков

Казахский национальный технический университет им. К.И. Сатпаева, г. Алматы

ПРОВЕРКА ДЕТЕРМИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ НАПРАВЛЕННОГО БУРЕНИЯ СКВАЖИН

Адекватность трассы направленной скважины, определяющая степень её точности и соответствия проектной, проверяют обычно так называемым активным экспериментом, т.е. непосредственным воздействием исследователя на входы реального объекта и наблюдением за реакцией последнего. Рассмотрим проекты выкручивания и стабилизации в условиях с резко выраженной тенденцией к естественному или самопроизвольному выполаживанию, т.е. скважин с положительным вектором анизотропии на месторождениях Восточный Жайрем (Центральный Казахстан) и Новоленинское (Рудный Алтай, Восточный Казахстан), а также метод выполаживания - на месторождении Старый Атабай (Центральный Казахстан).

1. Проект выполаживания скважин с применением колонкового набора L длиной, превышающей стабилизирующую $L_{СТ}$, т.е. $L > L_{СТ}$.

Для апробации этого положения было нами предложено месторождение Старый Атабай, т.к. этот объект традиционно считался трудным для выполаживания скважин. Рассмотрим некоторые особенности искривления скважин на этом месторождении на примере ранее пробуренных - скв. 210 и скв. 202 (рис. 1).

Месторождение Старый Атабай имеет блоковое строение, осложнённое тектоническими нарушениями с трещиноватыми породами и глубоким развитием зоны окисления коры выветривания. Породы крутопадающие и представлены углисто-глинистыми сланцами, интенсивно пиритизированными с кварц-кальцитовыми прожилками, трещиноватыми кварцитами и туффитами, гравелитами, скарнами. При бурении скважин в этих условиях возникают самые различные геологические осложнения: поглощение промывочной жидкости, обвалы стенок скважины, кавернообразование. В породах повышенной трещиноватости, особенно в рудных зонах, выход керна при бурении обычным способом очень низкий - 25...35 %.

Таким образом, исходя из довольно сложных геологических условий месторождения Старый Атабай и необходимости обеспечения самого главного требования - достижения хотя бы минимально необходимого угла встречи рудных тел, все скважины проектировались наклонными. Причем углы заложения как начальный, так и конечный, находились в крайне неблагоприятном диапазоне - в пределах зенитных углов $\theta = 13...16^\circ$. Скважины проходились в два этапа: 1) бурение скважин $\varnothing 112$ мм и $\varnothing 93$ мм по рыхлым отложениям и коре выветривания с последующим креплением трубами $\varnothing 108$ мм или $\varnothing 89$ мм; 2) оставшая часть скважины (после обсадной колонны) до проектной глубины - алмазным и твёрдосплавным инструментом $\varnothing 76$ мм или $\varnothing 59$ мм.

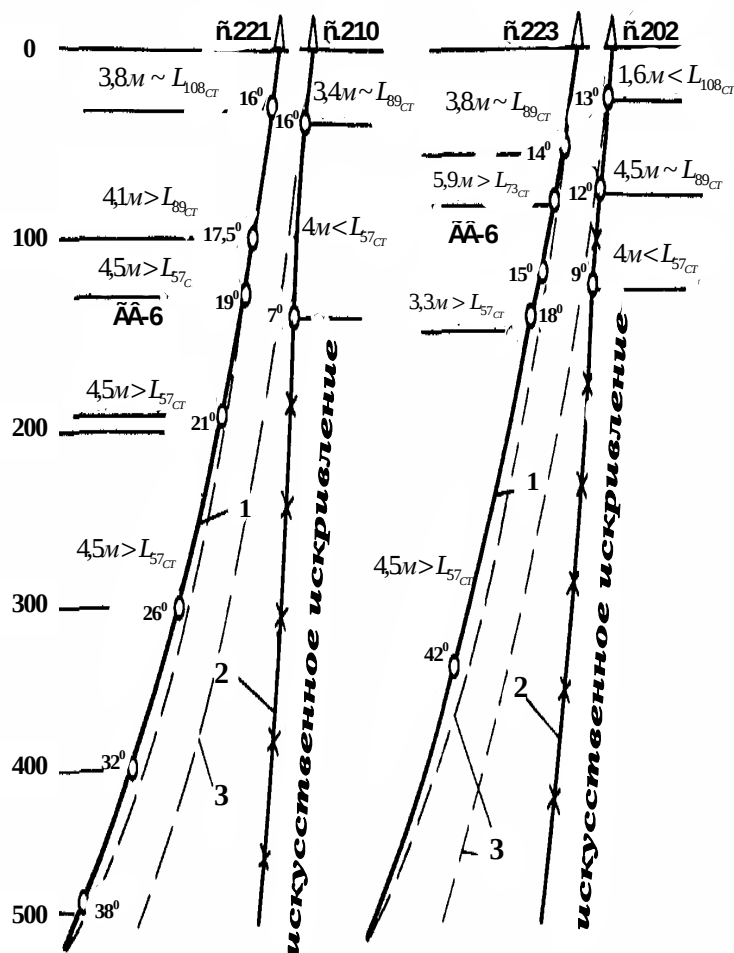


Рисунок 1 - Трассы скважин, пройденных по детерминированной (бесклиновой) технологии (1) и с применением отклонителей (2) на месторождении Старый Атабай; 3 - проектная трасса

Анализ ранее пробуренных скважин позволил установить главную причину, приводящую к выкручиванию скважин - применение «короткого» колонкового набора при переходе скважины с большего диаметра ($\varnothing 112$ мм или $\varnothing 93$ мм) на меньший ($\varnothing 76$ мм или $\varnothing 59$ мм), что, как правило, вызывает резкое отклонение в сторону выкручивания скважины (скв. 202). Поясним, что означает «короткий набор» $\varnothing 57$ мм в наклонной скважине $\varnothing 93$ мм. Рассчитаем стабилизирующую длину колонкового набора, исходя из следующих параметров: нижняя свеча из буровых труб – СБТ-50/42; осевая нагрузка – 7 кН; зенитный угол скважины $\theta = 15^\circ$; вес 1 м керна 0,038 кН/м при плотности пород 27 кН/м³; длина полуволны [1] составляет 5,1 м; стабилизирующая длина в начале рейса ($K_y=0$) $L_{CT_1} = 5,1 \cdot 6,75^{0,5} \cdot 5,22^{-0,5} = 5,8$ м в среднем, в течение рейса ($K_y=0,5$) $L_{CT_1} = 5,1 \cdot 6,75^{0,5} \cdot (5,22 + 0,5 \cdot 3,81)^{-0,5} = 4,65$ м.

Для того, чтобы выположить скважины, необходимо и достаточно было применить колонковый набор длиной L , превышающей значение расчетной L_{CT} , т.е. $L > L_{CT}$; оп-

тимальная длина в нашем случае должна быть более 5,8 м или, по меньшей мере, превышать величину 4,65 м.

Исходя из основных положений детерминированной (бесклиновой) технологии, нами при бурении вновь забуренных наклонных скважин (скв. 221, скв. 223) (рис. 1) применялись удлиненные наборы (более L_{CT_1}): Ø 108 мм длиной 5,8 м - скв. 223; Ø 89 мм длиной 5,3 м - скв. 221; Ø 73 мм длиной 5,9 м - скв. 223, и таким образом была не только исключена возможность выкручивания ствола, но и обеспечено необходимое по проекту выполаживание - целиком исключив ранее применявшееся искусственное искривление. В дальнейшем, при бурении этих скважин Ø 59 мм задача их выполаживания решалась в строгом соответствии с детерминированной технологией применением наборов длиннее стабилизирующей как при вращательном бурении, так и с использованием высокочастотных гидроударников ГВ-6.

2. *Сохранение или стабилизация зенитного угла скважины с применением колонкового набора длиной, равной стабилизирующей, т.е. $L = L_{CT}$.*

Эти задачи ставились преимущественно на больших глубинах, при самых разных углах (больших и малых), различных диаметрах и разнообразных геологических условиях на месторождениях Восточного и Центрального Казахстана.

На месторождении Верхнее Кайракты (Центральный Казахстан) при бурении скв. 616а на протяжении 100 м с глубины 150...250 м был выдержан стабильно зенитный угол $\theta = 4^\circ$. Компоновка при этом состояла из гидроударника ГВ-5 с СБТ-50/42 и колонкового набора $L = L_{CT_1} = 3,7$ м.

Месторождение Западный Каражал (Центральный Казахстан) (рис. 2) приурочено к северному крылу Джаильминской синклинали и характеризуется сложно-складчатой структурой и крутым, вплоть до вертикального, залеганием пород. Угол падения пород колеблется $0...90^\circ$ и в среднем составляет $40...50^\circ$. Геологическое строение месторождения характеризуется сложным взаимодействием пород терригенно-обломочной и вулканогенно-осадочной фации с породами карбонатной фации. Рудное тело представляет собой сложную пластовую залежь, в строении которой принимают участие три пласта магнетитовых руд и восемь пластов яшм. Разрез месторождения представлен перемежающимися слоями песчаников и аргиллитов, кремнистыми известняками, углисто-карбонатными породами нижнего карбона и верхнего девона, прорезанными интрузиями диоритовых порфиринов. С применением колонкового набора $L = L_{CT_1}$ пробурены скважина 1026 (в интервале 525...581 м, зенитный угол $\theta = 5^\circ$, гидроударная машина Г-7); скважина 1027 (185...203 м, зенитный угол $\theta = 9,25^\circ$; в интервале 330...370 м, угол $\theta = 2...2,5^\circ$, гидроударная машина Г-7); скважина 1028 (в интервале 125...285 м, угол $\theta = 5^\circ$, Г-7 с твердосплавной коронкой; в интервале 285...426 м, угол $\theta = 5...6,5^\circ$, Г-7 и ГВ-5 с алмазной коронкой) (рис. 2). Во всех случаях достигнута нулевая интенсивность зенитного искривления.

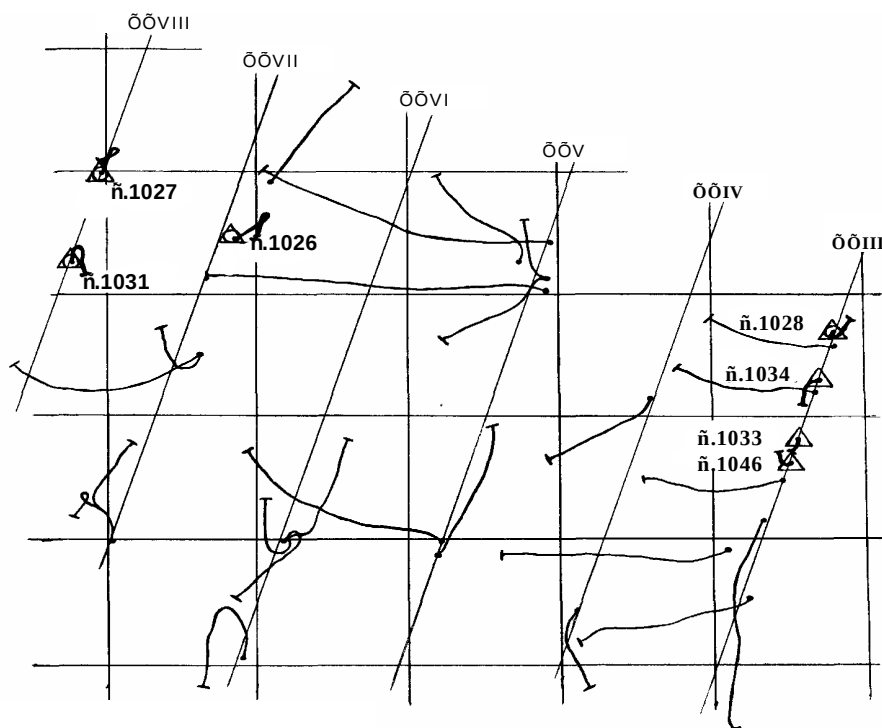


Рисунок 2 - Месторождение Западный Каражал. Проекция разведочных скважин на горизонтальную плоскость. Профили XXIII–XXVIII: ✓ - ранее пробуренные скважины; ○ - скважины, пройденные ЦКПГО с участием ВИТР; ~~~~ - то же с применением бесклиновой технологии; — - скважины, пройденные ЦКПГО с применением бесклиновой технологии

3. «Выкручивание» скважин с применением колонкового набора $L = L_{CT_1}$.

Выкручивание - это уменьшение зенитного угла, - почти всегда связано с преодолением естественного выполаживания и необходимостью «возврата» отклонившейся трассы. По данной методике выкручивание скважины производится с применением колонкового набора длиной, меньше стабилизирующей, но больше половины последней $0,5 L_{CT_1} < L < L_{CT_1}$.

Этот метод всегда является предметом споров и дискуссий, т.к. в его основе - применение относительно «короткого» колонкового набора, особенно, для бурильных колонн СБТ, ССК и ТБС-71, за исключением утяжелённых бурильных труб УБТ-73 и УБТ-57. Бурение «короткими» колонковыми трубами, как известно, традиционно вызывало только выполаживание скважин [2-4], хотя с уверенностью можно сказать, что оно было правомерно лишь применительно к дробовому способу.

Необходимо, однако, убедиться, что относительно «короткие» наборы действительно дают выкручивание, причем, что особенно важно, скважин с положительным вектором анизотропии [5]. На стадии экспериментов это не так просто было сделать, т.к. укорочение рейса вызывало снижение производительности. По данной методике в интервалах 390...415 м скв. 3381 и 400... 458 м скв. 3394 на месторождении Восточный Жайрем (Центральный Казахстан) (рис. 3), 780...805 м скв. 1727а на Новоленинском месторождении (Рудный Алтай) (рис. 4) выкручивание скважин проведено колонковыми наборами,

разными по длине, но адекватными половине стабилизирующей длины.

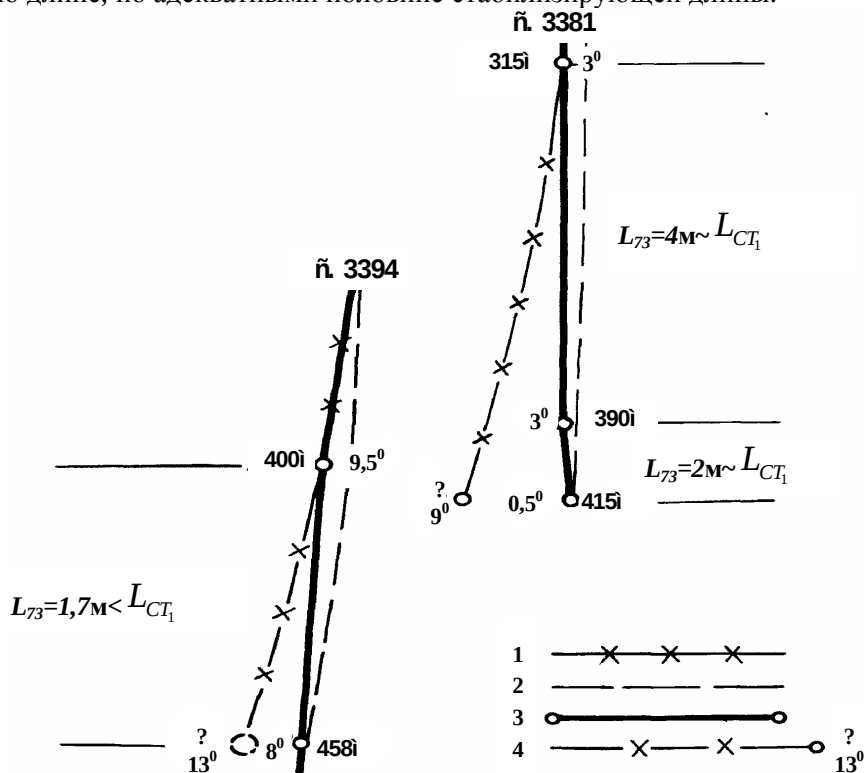


Рисунок 3 - Схема вывода отклонившейся (1) трассы на проектную (2) методом выкручивания по бесклиновой технологии на месторождении Восточный Жайрем (3 - участок вывода, 4 - предполагаемая трасса с ожидаемым зенитным углом по старой технологии)

В интервалах 720...750 м скв. 1577, 480..500 м и 770...783 м скв. 1730 выкручивание скважин достигнуто благодаря использованию колонковых наборов длиной, меньшей стабилизирующей, но большей ее половины (рис. 4). Как видим, во всех случаях метод выкручивания связан с применением сравнительно коротких (1,5...3 м) колонковых наборов.

Благодаря надёжности плавного отклонения, данный метод, с одной стороны, привлекает своей простотой, с другой - он проигрывает в скорости - укороченные рейсы, продолжительность цикла отклонения или коррекции угла на участке как минимум 15...20 м и т.д. Поэтому данный метод с использованием колонн, как указывалось ранее, типа СБТ (не имея для этих целей УБТ в составе КНБК), рекомендуется применять как крайнюю меру и то лишь в исключительных случаях, когда все остальные средства исчерпаны.

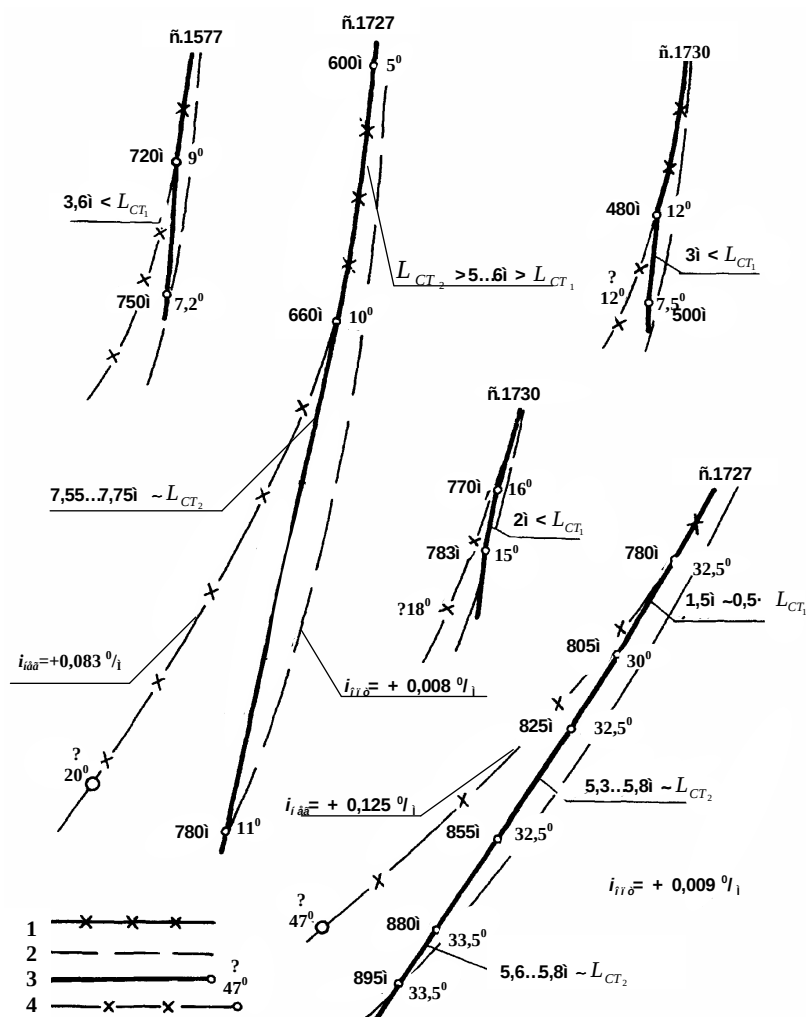


Рисунок 4 - Схема вывода отклонившейся (1) трассы на проектную (2) методами выкручивания и стабилизации по бесклиновой технологии на Новоленинском месторождении (3 - участок вывода, 4 - предполагаемая трасса с ожидаемым зенитным углом по старой технологии)

Список литературы

1. Музапаров М.Ж. Определение длины полуволны буровой колонны в наклонно направленной скважине: Метод. руководство. - Алматы: КазНТУ, 1998. - 24 с.
2. Новитченко В.И. К вопросу об искривлении скважин // Разведка недр. - 1935. - № 13. - С. 33-35.
3. Сулакшин С.С. Закономерности искривления и направленное бурение геологоразведочных скважин. - М.: Недра, 1966. - 293 с.
4. Сулакшин С.С. Техника и технология направленного бурения скважин / С.С. Сулакшин, А.Г. Калинин, В.И. Спиридонов. - М.: Недра, 1967.
5. Морозов Ю.Т. Методика и техника направленного бурения на твердые полезные ископаемые. - Л.: Недра, 1987. - 221 с.

Получено 10.02.10

УДК 622.234:622.251(075)

Т.М. Кумыкова, В.Х. Кумыков

ВКГТУ им. Д.Серикбаева, г. Усть-Каменогорск

**РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ ДЛЯ СТАБИЛИЗАЦИИ РАБОТЫ
ГОРНЫХ МАШИН**

Переход к отработке нижних горизонтов рудника приводит к увеличению протяженности пневмосети и к удалению потребителей пневмоэнергии от ее источника – компрессорной станции. Эффективность пневмосетей с увеличением их протяженности снижается в связи с ростом потерь энергии сжатого воздуха при его транспортировке к потребителю [1]. Подключение к сети группы потребителей с большим расходом сжатого воздуха, а также появление в трубопроводах непредусмотренных расчетом дополнительных сопротивлений, сверхнормативных утечек потребует введение дополнительных мощностей компрессорных станций или строительства хранилищ сжатого воздуха, либо реконструкции пневмосети, отвечающей критерию минимальных потерь пневматической энергии, критерию минимума металлоемкости и капитальных затрат на сооружение магистральных трубопроводов, обеспечивающей близкое к паспортному давление сжатого воздуха на пневмоприемниках и отвечающей оптимальным экономическим параметрам.

Объектом исследований является процесс выработки, аккумулирования, распределения и потребления пневматической энергии с применением гидропневматического аккумулятора (ГПА) сжатого воздуха в пневмоэнергокомплексе подземного рудника.

Работа основной массы технологического оборудования (буровых станков, кареток, погрузочных машин и т.д.) по своему характеру является вероятностной, в то время как наиболее естественным режимом работы компрессорных агрегатов является непрерывный режим, что связано с трудностями пуска и остановок мощных энергетических установок. Эти обстоятельства на практике приводят к непрерывным колебаниям основных параметров сжатого воздуха (его расхода и давления) практически во всех элементах пневматической сети. При этом в наиболее невыгодном с энергетической точки зрения положении находятся элементы пневмосети, из которых происходит непосредственный забор сжатого воздуха.

В то же время параметры сжатого воздуха у технологического оборудования оказывают непосредственное влияние на производительность этого оборудования. Так, при возрастании давления сжатого воздуха на 0,1 МПа производительность бурения увеличивается в среднем более чем на 20 %, при одновременном снижении удельного расхода сжатого воздуха - более чем в 1,5 раза. В то же время снижение давления в забоях ниже номинального приводит к резкому ухудшению показателей работы пневмомеханизмов.

Некоторое сглаживающее воздействие на параметры сжатого воздуха оказывают демпферные свойства трубопровода и характеристика компрессорной станции [2]. С этой точки зрения более целесообразным на подземных рудниках является использование центробежных компрессоров, имеющих характеристику $P_{kc} = f(Q_{kc})$ положе, чем у поршневых компрессоров. Однако и это обстоятельство не позволяет поддерживать стабильное давление у оборудования в течение всей рабочей смены.

Так, проведенное обследование пневмоэнергокомплекса Тишинского рудника (г. Риддер), который содержит в своем составе центробежные компрессоры, показало, что пере-

пад давления сжатого воздуха у технологического оборудования в течение рабочей смены составляет более 0,2 МПа: от 0,65 МПа в начале до 0,45- 0,4 МПа в конце смены, в ее наиболее напряженные часы [3].

Анализ пневмоэнергокомплекса рудника показал, что при общей производительности компрессорных станций $12 \text{ м}^3/\text{с}$ дефицит сжатого воздуха в пиковые нагрузки составляет $3,33 \text{ м}^3/\text{с}$. Среднее давление сжатого воздуха в действующих забоях составляет 0,4 МПа, что снижает производительность пневмоприемников на 20-30 %. Продолжительность пиковых нагрузок составляет 2,1 ч в течение смены. Колебания давления в шахтной пневматической сети в течение смены находятся в пределах 0,08-0,3 МПа.

Одним из путей в устранении приведенных недостатков работы пневмоэнергокомплекса является автоматизация пневматического хозяйства шахт и рудников. Принципиально возможно построение автоматизированной системы на основе одного из следующих вариантов:

- управление характеристикой компрессорной станции $P_{KC} = f(Q_{KC})$;
- управление характеристикой пневмосети $P_{PC} = f(Q_{PC})$;
- комбинирование двух предыдущих способов.

Наиболее простой является разработка автоматизированной системы регулирования по первому из приведенных вариантов. Известные системы регулирования производительности компрессорных станций построены именно на этом принципе. Регулирование характеристики $P_{KC} = f(Q_{KC})$ в них осуществляется путем дросселирования всасывающего воздуха, перепуском части воздуха с выхода компрессора на его вход, изменением частоты вращения приводного двигателя и т.д.

Однако нельзя не отметить то обстоятельство, что в основе работы пневмоэнергокомплекса, оснащенного подобными системами, по-прежнему остается согласование характеристики компрессорной станции с характеристикой пневмосети $P_{PC} = f(Q_{PC})$. В итоге, внедрение автоматизированных систем регулирования производительности компрессорной станции хотя и позволило в некоторой степени снизить колебания давления сжатого воздуха в шахтной пневмосети, но не дало того положительного эффекта, который от них ожидался.

Использование ГПА в системах пневмоэнергокомплексов рудников позволяет вывести их работу на принципиально новый режим.

Одним из положительных эффектов включения ГПА в состав пневмоэнергокомплекса рудника является то, что его наличие позволяет замкнуть в отдельности характеристики компрессорной станции и пневмосети на характеристику ГПА. В первом приближении характеристика ГПА представляет собой горизонтальную линию $P_{ГПА} = \text{const}$. Но этот режим действует только во время активной работы ГПА.

Включение ГПА в состав шахтного пневмоэнергокомплекса позволяет управлять работой компрессоров вне зависимости от потребляемого шахтной пневмосетью в каждый момент времени количества сжатого воздуха. Это дает возможность аккумулировать избытки сжатого воздуха, имеющиеся при работе компрессорной станции в междусменные перерывы, с последующим использованием их для восполнения дефицита сжатого воздуха в рабочую смену.

Помимо этого, наличие ГПА в системе пневмоэнергокомплекса дает возможность управлять работой пневмосистемы не только за счет регулирования производительности компрессорной станции, но и за счет управления режимами накопления сжатого воздуха в ГПА и согласования его работы с работой компрессорной станции во времени.

Для определения параметров сжатого воздуха использовались датчики давления и температуры, установленные на выходе из компрессорной станции, входе в шахтную пневмосеть, в пневмокамере ГПА и в точках массового забора воздуха на магистрали от компрессорной станции до ГПА.

При работе ГПА контролируется:

- уровень воды в гидрокамере;
- давление воздуха в пневмокамере гидропневмоаккумулятора;
- давление воздуха в пневмосети.

Регистрация давления осуществлялась манометрами МПГ-270, смонтированными на 5 горизонте с записью показаний на диаграммах.

При обработке результатов замеров сжатого воздуха в пневмоэнергокомплексе без ГПА установлено следующее (рис. 1).

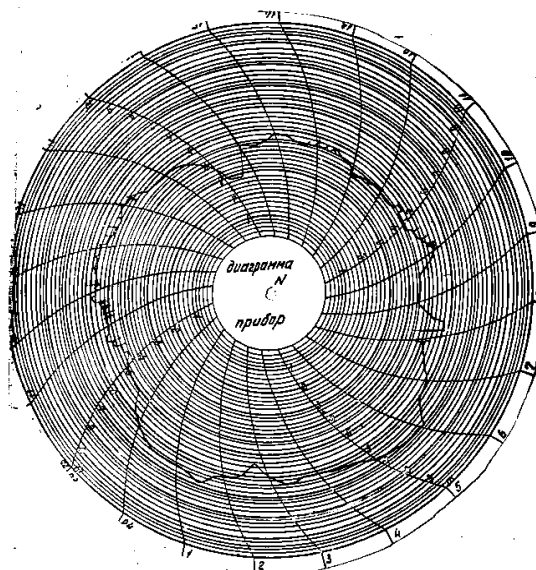


Рисунок 1 – Суточная диаграмма давления воздуха у забоя без влияния ГПА

Давление сжатого воздуха в забое при неработающих пневматических приемниках (перфораторы, буровые станки и т.д.) колеблется в пределах 0,5-0,7 МПа. Давление сжатого воздуха в действующих забоях при работающих пневматических приемниках изменяется в пределах 0,35-0,5 МПа, причем преобладающим является давление сжатого воздуха, равное 0,4-0,48 МПа. Продолжительность пиковых нагрузок в течение смены достигает 1,7-3,4 ч, а преобладающим является пиковый период продолжительностью 2,1 часа в смену.

Давление сжатого воздуха на компрессорной станции в период замеров колеблется в пределах 0,58-0,8 МПа. Преобладающим является давление, равное 0,6-0,7 МПа. Колебание давления сжатого воздуха равняется 0,22 МПа, преобладающим – 0,15 МПа. В работе находится в среднем 4÷5 компрессоров. Колебание давления сжатого воздуха в течение смены составляет 0,1÷0,3 МПа.

Обработка полученных данных при работающем ГПА (рис. 2) показала, что наиболее рациональный режим эксплуатации ГПА позволяет в течение суток работать на 3-х компрессорах, а с 8 до 9 часов и с 17 до 18 часов – на 4-х компрессорах.

При таком режиме эксплуатации компрессорной станции давление сжатого воздуха в

действующих забоях равнялось 0,56-0,62 МПа, с преобладающим давлением 0,6 МПа. Колебание давления сжатого воздуха составило 0,04-0,06 МПа, с преобладающим – 0,05 МПа.

Анализ диаграмм показывает, что гидропневмоаккумулятор не работает в среднем 3,2 часа в сутки, что приводит в течение года к значительному увеличению расхода электрической энергии.

Таким образом, результаты выполненных исследований позволяют сделать вывод, что наличие в системе шахтного пневмоэнергокомплекса ГПА выводит работу пневмосистемы на принципиально новый режим работы, при котором характеристики компрессорной станции и шахтной пневмосети замыкаются каждая в отдельности на характеристику ГПА [4, 5].

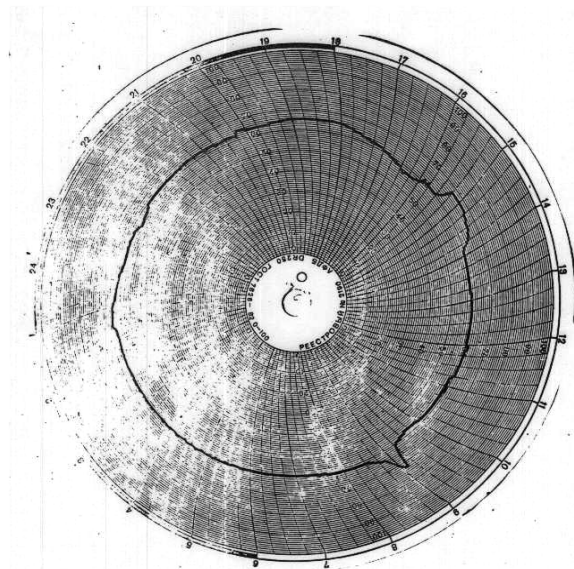


Рисунок 2 - Суточная диаграмма давления воздуха у забоя при работающем ГПА

Ввод ГПА в состав пневмосистемы позволяет реализовать систему автоматического регулирования работы пневмокомплекса на качественно новых принципах: за счет управления режимами накопления сжатого воздуха в ГПА и согласования работы компрессорной станции и ГПА во времени [6]. Работа ГПА в пневмоэнергокомплексе рудника позволяет увеличить давление сжатого воздуха в действующих забоях в течение смены с 0,4 до 0,58 МПа.

К достоинствам пневмосистем с ГПА можно отнести:

- сжатый воздух поступает к технологическому оборудованию при постоянном и повышенном давлении, это увеличивает его производительность;
- сжатый воздух поступает к пневмоприемникам более сухим, что улучшает их работу;
- постоянство давления благоприятно отражается на работе компрессоров и пневмоприемников и увеличивает срок их службы;
- компрессорные станции можно проектировать не на «пиковые» нагрузки, а с учетом аккумулирования пневматической энергии в ГПА, что дает возможность значительно снизить энергоемкость системы и в некоторых случаях уменьшить число действующих компрессоров;

- в случае кратковременного перерыва в работе компрессоров горные машины с пневмоприводом некоторое время могут работать, получая сжатый воздух из аккумулятора.

На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Наиболее рациональным путем выравнивания пиковых нагрузок как в пневмосистеме, так и в энергосистеме является применение в пневмоэнергокомплексах подземных рудников подземных хранилищ сжатого воздуха, обеспечивающих стабилизацию и повышение давления сжатого воздуха в действующих забоях вне зависимости от количества работающих пневмоприемников.

2. Использование гидропневмоаккумуляторов сжатого воздуха на рудниках и шахтах позволит обеспечить существенную экономию электрической энергии при выработке сжатого воздуха и выровнять график суточного энергопотребления, позволяя технологическому оборудованию работать в часы пиковых нагрузок на пневмосистему на сжатом воздухе, находящемся в пневмокамерах ГПА.

Список литературы

1. Цейтлин Ю.А. Влияние емкости шахтной пневматической сети на колебания давления сжатого воздуха у потребителей // Горная электромеханика и автоматика. - 1974. - Вып. 25. - С. 105-110.
2. Дудин Б.И. К вопросу о зависимости расхода сжатого воздуха в шахтной сети от давления / Б.И. Дудин, Ю.А. Цейтлин // Горная электромеханика и автоматика. - 1973. - Вып. 22. - С. 142-146.
3. Исследовать состояние рудничного пневматического хозяйства на Зырянском, Лениногорском, Иртышском комбинатах и выдать данные по его реконструкции, обеспечивающие снижение энергетических затрат на выработку сжатого воздуха на 10-15 % // Инф. карта / ВНИИцветмет: Рук. темы В.Д. Павлов - Усть-Каменогорск, 1984. - 58 с.
4. Лисовский Г.Д. Методика стабилизации режима работы шахтной пневмосети / Г.Д. Лисовский, Т.М. Кумыкова // Наука и образование - ведущий фактор стратегии «Казахстан-2030» / Тр. IV Междунар. науч. конф. - Караганда: КарГТУ, 2001. - С. 279-281.
5. Кумыкова Т.М. Энергосбережение на подземных рудниках. Бъдешето проблемите на световната наука / Т.М. Кумыкова, В.Х. Кумыков. Материали за 4-а международна научна практична конференция, 17-25 дек. - Технологии: БялГРАД-БГ ООД - София, 2008. - Т. 23. - С. 26-28.
6. Кумыкова Т.М. Гидропневмоаккумулятор сжатого воздуха / Т.М. Кумыкова, В.Х. Кумыков. - Предварительный патент РК на изобретение № 19314. Оpubл. 15.04.2008, бюл. № 4.

Получено 2.01.10

УДК 622.343.12

Е.С. Орынгожин

Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, г. Алматы

ТЕХНОЛОГИЯ КОНЦЕНТРИРОВАНИЯ ЗОЛОТА НА СОЗДАННОМ УГЛЕВОЛОКНИСТОМ КАТОДЕ

Технологическая операция при производстве золота электрохимической технологией была разработана и испытана схема с осаждением золота на углеволокнистый катод.

Технологическая схема извлечения золота из растворов электрохимического выщелачивания с осаждением на угольноволокнистый катод (рис. 1):

- электрохимическое выщелачивание золота из сульфидосодержащей пульпы с одновременным осаждением золота на углеволокнистый катод (ткань НАТ – 100);
- направление обеззолоченной пульпы на сгущение;

- направление сгущенного продукта на хвостохранилище;
- направление верхнего слива сгущения на повторное приготовление раствора NaCl;
- сьем золотонасыщенного углеволокна с катода, его сушка и обжиг;
- растворение золотосодержащего осадка в царской водке;
- фильтрование и промывка осадка;
- разбавление осадка и фильтрование;
- направление фильтра на осаждение золота раствором Na_2SO_3 ;
- фильтрование осадка и направление на сжигание;
- промывка HNO_3 , фильтрование и направление золотого осадка на плавку;
- направление обеззолоченного углеволокна на повторное использование.

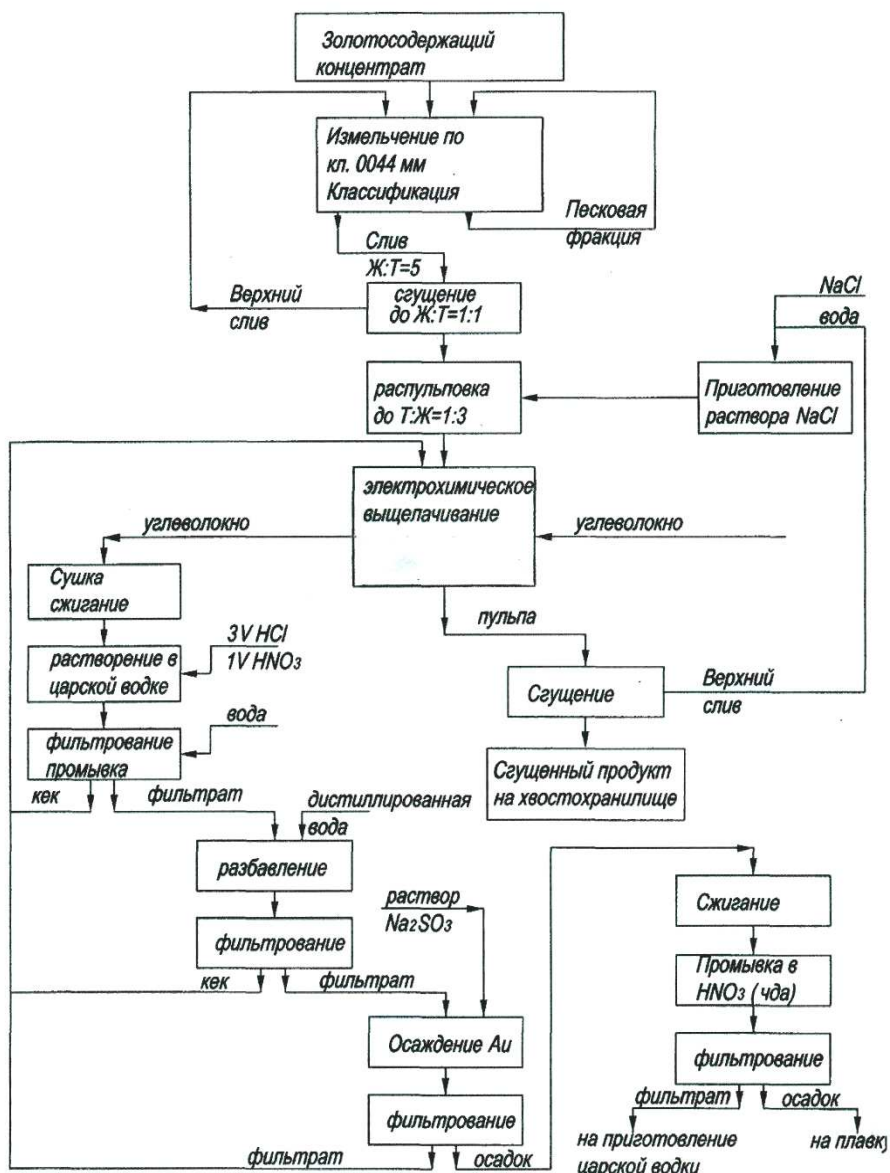


Рисунок 1 - Принципиальная технологическая схема электрохимического извлечения золота из рудных пульп на углеволокно

Предварительная оценка сорбционной емкости углеволокна выполнена на растворе, который готовился растворением навески золота весом 100 мг в 50 см³ царской водки. Полученный раствор разбавлялся 25 %-ным раствором NaCl до 1 дм³, затем этот раствор разделялся на две части по 0,5 дм³ и заливался в стеклянные стаканы. В каждый стакан помещали испытуемые образцы углеволокна размером 20×20×5 мм (вес 0,016 и 0,015 г). В один из стаканов подавался высокочастотный ток ($V=3\text{В}$, анодная плотность тока = 800 а/м², частота тока 800 Гц.). Растворы в обоих стаканах перемешивались магнитной мешалкой. Через каждые два часа фиксировалось изменение концентрации золота.

Для оценки возможности достижения сбросных содержаний золота в пульпе после электрохимического выщелачивания были получены изотермы сорбции золота на углеволокно марки НАТ – 100 методом разных концентраций (табл. 1), для чего были приготовлены модельные растворы с концентрацией золота от 0,05 мг/дм³ до 50 мг/дм³; поваренной соли - 250 г/дм³. Изотермы были сняты как с подачей, так и без подачи высокочастотного тока. Параметры электротока:

- частота - 800 Гц;
- анодная плотность тока - 800 а/м².

Время проведения процесса сорбции - 2 часа.

Таблица 1

Результаты эксперимента

Условия опыта	Содержание золота							
	Раствор, мг/дм ³	Углеволокно, г/кг	Раствор, мг/дм ³	Углеволокно, г/кг	Раствор, мг/дм ³	Углеволокно, г/кг	Раствор, мг/дм ³	Углеволокно, г/кг
Без наложения электричества	1,2	250	12,3	790	20,1	826,1	30,1	836
С наложением электричества	<0,02	1410	1,1	1680	4,3	1710	5,8	1761

Результаты экспериментов показывают, что изотермы сорбции золота углеволокном НТМ–100 имеют крутой выпуклый характер. В области низких концентраций изотермы прямолинейны, что указывает на возможность получения очень малых концентраций золота в жидкой фазе сбросных пульп.

При воздействии электротока изотерма сорбции (вернее, хемосорбции) имеет еще более выпуклый характер, при этом зависимость емкости адсорбента по золоту от его равновесной концентрации представляет вертикально восходящую линию. Это указывает на возможность организации процесса электросорбции золота на углеволокно в одну – две стадии с достижением минимальных (<0,02 мг/дм³) сбросных концентраций золота в жидкой фазе пульпы. Прежде чем перейти к полупромышленным экспериментам, были выполнены лабораторные эксперименты по имитации двухстадийного процесса электрохимического выщелачивания с электросорбцией на углеволокне. Для этой цели был изготовлен лабораторный пачук для двухстадийного выщелачивания, изображенный на рис. 2.

В качестве анода использовался графитовый стержень размером 10×5 мм, в качестве катода - нержавеющей пластинка, обмотанная углеволокном. Вес углеволокна 0,02 г. Углеволокно было обмотано одним слоем стеклоткани и закреплено нитью из стеклоткани.

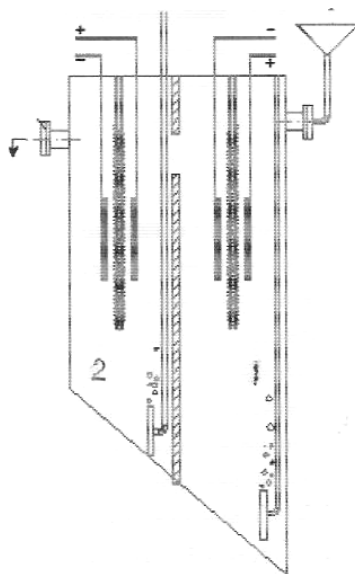


Рисунок 2 - Пачук для двухстадийного электровыщелачивания с осаждением золота на углеволокно

Токоведущие части были плотно обмотаны изоляционной нитью. Геометрическая емкость двухкамерного пачука – 1,5 дм³. Рабочая емкость с учетом аэрации – 0,99 дм³. Пульпу, приготовленную из измельченного до класса 0,044 мм сульфидного концентрата, смешанного в соотношении Т:Ж= 1:3 с раствором NaCl концентрацией 250 г/дм³, подавали в анодную часть одной из камер, а из анодной части другой камеры отработанную пульпу выводили на анализ. Подача пульпы проводилась дискретно, через каждые 0,25 часа в объеме 0,03 дм³, и таким образом продолжительность выщелачивания составила ~ 8 часов. Электровыщелачивание проводилось при соотношении Т:Ж=1:3, C_{NaCl} – 250 г/дм³, анодной плотности тока 800-1000 а/м², напряжении 4-6, силе тока 0,2-0,5 а. Содержание золота в исходной пробе – 56,48 г/т (концентрат).

В табл. 2 приведены усредненные по трем опытам результаты эксперимента по двухстадийному электрохимическому выщелачиванию золота и электросорбции его на углеволокнистый катод.

Таблица 2

Результаты эксперимента

[illegible][illegible]

Извлечение, %	88,8	90,8	87,8	87,8	88,6	86,7	90,6	88,8
---------------	------	------	------	------	------	------	------	------

Как следует из результатов проведенных стендовых исследований, совмещение электрохимического выщелачивания с электросорбцией на углеволоконистом катоде позволяют получать высокий уровень извлечения золота.

На основании результатов стендовых исследований и экспериментов были поставлены и проведены на созданной в ТОО НПЦ «Реактив» установке полупромышленные испытания технологии.

Для проведения испытаний было использовано золотосодержащее сырье с содержанием золота 11,0 г/т, представляющее хвосты гравитационного обогащения сульфидных руд, представленное ТОО «Алтын Альянс – 3» в количестве 5,5 тонн для испытаний в ТОО НПЦ «Реактив» с условием возврата рафинированного золота.

Для проведения полупромышленных испытаний технологии была сформирована аппаратная схема, включающая два последовательно установленных электрохимических аппарата.

В качестве анода в электрохимических аппаратах используется графит. Для изготовления катода приемлем любой токопроводящий материал, но оболочка готовится из углеволоконистого материала, защищенного слоем инертного пористого материала, например фильтрующей стеклотканью. Назначение фильтрующей ткани – во-первых, защита от механических повреждений углеволокна, которое не должно механически разрушаться, так как в этом случае могут быть значительные потери золота; во-вторых, фильтроткань предотвращает попадание частичек твердого на углеволокно.

В то же время высокая пористость углеволокна и фильтрующей перегородки обеспечивает свободный доступ растворенного золота к катоду.

При определении размеров электродов исходили из необходимости обеспечения в первую очередь анодной плотности тока – более 800 А/м², а также удельной потребляемой мощности электрического тока. Подвод тока к углеволокну (НАТ – 100) осуществлялся через графитовый каркас, на который сначала наматывалось углеволокно, а затем обматывалось стеклотканью.

Полупромышленные испытания технологии проводились в следующем режиме:

- концентрация NaCl – 200-250 г/дм³;
- плотность пульпы – 0,33 кг/дм³;
- соотношение Т:Ж = 1:3;
- напряжение электролиза – 6-12 В;
- анодная плотность тока – 800-1000 А/м²;
- продолжительность электрообработки – 8 ч.

При проведении испытаний параметры извлечения золота фиксировались по отбираемым пробам через 4,6 и 8 часов установки. Всего было проведено 12 опытов, израсходовано 5146 кг сульфидного сырья. Содержание сульфидов (пирит, арсенопирит) в сырье составило 21,2 %. Основную нагрузку по электрохимическому извлечению золота в раствор принял на себя аппарат № 1. На углеволоконистый катод данного аппарата было сорбировано в среднем 76 % золота. Доизвлечение золота до уровня 90-92 % было осуществлено аппаратом № 2.

Как следует из результатов опытов, концентрация золота в жидкой фазе сбросной пульпы на выходе из аппарата № 2 составляет 0,02-0,03 мг/дм³, что свидетельствует о высокой работоспособности углеволоконистого катода.

Увеличение напряжения электролиза с 6 до 12 В и анодной плотности тока с 800 до

1000 А/м² существенно повысило извлечение золота. Повышение концентрации NaCl также повышает эффективность электрохимического процесса.

В процессе сорбции катод перемещался противотоку пульпы. Насыщенный золотом катод промывался от илов, освобождался от защитной оболочки (стеклоткани), затем углеволокно снималось с каркаса и сжигалось в муфельной печи. Золотосодержащая зола растворялась в 30 %-ной азотной кислоте и отфильтровывалась. Осадок на фильтре снова сжигался в муфельной печи, а затем растворялся в 100 г царской водки в режиме: $\tau = 1$ ч, $t = 60 \div 70$ °С. Раствор фильтровался, осадок промывался 100 см³ дистиллированной водой, фильтрат и промывка объединялись и добавлением в объединенный раствор 50 г сульфата натрия осаждался кофеобразный осадок золота, который спекался в муфельной печи при температуре 870 °С. Полученный спек золотистого цвета еще раз промывался в азотной кислоте марки ХЧ, а затем плавкой на газовой горелке получили сплав золота, который анализировали на содержание основного вещества. Результат анализа – 99,9 % золота.

В целом, обобщая результаты полупромышленных экспериментов, можно констатировать, что созданная схема совмещения операций электрохимического выщелачивания и электросорбции на углеволокнистом материале работоспособна и может быть широко внедрена в промышленную практику с достаточно высоким экономическим эффектом.

Получено 3.03.10

УДК 622.27

А.Е. Рогов

Институт горного дела им.Д. Кунаева, г. Алматы

А.Б. Болатова

ВКГТУ им. Д.Серикбаева, г. Усть-Каменогорск

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОБОСНОВАНИЯ НАДЕЖНОСТИ ПОДЗЕМНЫХ КОНСТРУКЦИЙ ДЛЯ СЛОЕВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ ТЕЛ С ЗАКЛАДКОЙ

При разработке твердых полезных ископаемых подземным способом создается сложная система подземных сооружений, представленная протяженными горными выработками, различно ориентируемыми в пространстве. Сеть горных выработок любого рудника или шахты вместе с выемочными участками (ВУ) представляет сложное инженерное сооружение, которое нуждается в оценке уровня его надежности на интервале времени его функционирования для добычи полезных ископаемых.

Не останавливаясь на деталях описания подземных сооружений, отметим одно их общее свойство: они должны быть устойчивыми (неразрушаемыми) на некотором вполне определенном времени T .

Следовательно, основной характеристикой их устойчивости следует принять величину вероятности их неразрушения на T , т.е.

$$P_n = 1 - P_v, \quad (1)$$

где P_v – вероятность разрушения подземной конструкции.

Условие потери устойчивости различных целиков может быть представлено пересечением двух случайных величин:

$$P_B = \{ \psi(\sigma_n) \} \phi(\sigma_{np}) \}, \quad (2)$$

где $\psi(\sigma_n)$ - функция распределения нормальных к сечению целика напряжений в наименьшем его диаметре или ширине, МПа; $\phi(\sigma_{np})$ - функция распределения прочности пород целика на сжатие, МПа.

Математическое ожидание $\bar{\sigma}_n$ и дисперсия σ_n^2 определяется по известным аналитическим зависимостям для различных гипотез формирования нагрузки на целик. Эти гипотезы в статье не обсуждаются. $\bar{\sigma}_{np}$ и σ_{np}^2 определяются на основании экспериментальных данных по образцам с учетом реальной среды.

Помимо катастрофических отказов при разработке месторождения подземным способом возникают отказы, к числу которых мы относим наиболее часто проявляющиеся:

- разрушение одиночных столбчатых или ленточных целиков;
- потеря устойчивости приконтурного массива на груди забоя и с боков выработок;
- обрушение кровли выработок.

Вероятность разрушения одиночных целиков определяется пересечением функции распределения (2), где математическое ожидание и дисперсии параметров σ_n и σ_{np} определяются по известным формулам [1].

Потеря устойчивости приконтурного массива прогнозируется путем пересечения случайных величин $\psi(\sigma_n)$ и $\phi(\sigma_{np})$: функций распределения напряжений σ , перпендикулярных к груди забоя и бокам горных выработок и прочности пород на разрыв. Аналогичным образом определяется вероятность обрушения пород кровли по выражению:

$$P'_e = \{ \psi(\sigma'_n) \} \phi(\sigma_{np}) \}. \quad (3)$$

Рассмотрим далее алгоритм определения вероятностей проявления катастрофических и обычных отказов при пересечении рассматриваемых выше случайных величин.

Пусть правые части неравенства (1), (2), (3) - функции плотности распределения вероятностей $\phi(\sigma_{np})$, а левые - функции $\psi(S')$, тогда всевозможные исходы определения надежности подземных сооружений выразятся следующим множеством аналитических формул (рис. 1-6). Рассмотрим различные исходы:

$$1. \quad \hat{S}' \leq \hat{S}; P_n = 1 \text{ (рис. 1)}. \quad (4)$$

$$2. \quad \hat{S}' < \hat{S}; P_n = 0 \text{ (рис. 2)}. \quad (5)$$

$$3. \quad \hat{S} < \hat{S}'; \hat{S} < \hat{S}' \text{ (рис. 3)}. \quad (6)$$

Тогда надежность определится по следующей формуле:

$$P_n = 1 - \left[\int_{\hat{S}'}^{\hat{S}} [\psi(S') \cdot \int_{\hat{S}}^{\hat{S}'} \phi(S) dS] dS' + \int_{\hat{S}'}^{\hat{S}} \phi(S) \cdot \psi(S') dS + \int_{\hat{S}}^{\hat{S}'} \psi(S') dS' \right]. \quad (7)$$

$$4. \quad \hat{S}' < \hat{S}; \hat{S}' < \hat{S} \text{ (рис. 4)}.$$

Надежность для этого случая выразится в виде:

$$P_H = 1 - \left[\int_{\hat{S}_v}^{\hat{S}'} \left[\psi(S') \cdot \int_S^{\hat{S}'} \varphi(S) dS \right] dS' + \int_{\hat{S}_v}^{\hat{S}'} \psi(S') \varphi(S) dS \right]. \quad (8)$$

5. $\hat{S}' < \hat{S}; \hat{S}' > \hat{S}_v$ (рис. 5).

Для этого вида имеем:

$$P_H = 1 - \left[\int_{\hat{S}_v}^{\hat{S}} \left[\psi(S') \cdot \int_S^{\hat{S}} \varphi(S) dS \right] dS' + \int_{\hat{S}_v}^{\hat{S}} \psi(S') \varphi(S) dS + \int_{\hat{S}}^{\hat{S}'} \psi(S') dS' \right]. \quad (9)$$

И наконец случай 6, когда

6. $\hat{S} < \hat{S}'; \hat{S}' < \hat{S}_v$ (рис. 6).

Надежность запишем в виде:

$$P_H = 1 - \left[\int_{\hat{S}_v}^{\hat{S}'} \left[\psi(S') \cdot \int_S^{\hat{S}'} \varphi(S) dS \right] dS' + \int_{\hat{S}_v}^{\hat{S}'} \psi(S') \varphi(S) dS \right]. \quad (10)$$

Здесь в формулах приняты обозначения:

$\varphi(S_{пр}) = \varphi(S)$ - функция распределения прочности пород в массиве (на разрыв, на сжатие); $\psi(S_H) = \psi(S')$ - функция распределения нагрузок на приконтурный массив (нормальных, касательных).

Рассмотрены все случаи пересечения величин $\psi(S')$ и $\varphi(S)$

$$\{\psi(S') \cap \varphi(S)\}. \quad (11)$$

Нами разработаны универсальные методы вычисления величин надежности (P_H) (7÷10) для нормального закона распределения $\varphi(S)$ и $\psi(S')$ для компьютерных технологий управления.

Случайные величины $\varphi(S)$, $\psi(S')$ могут быть распределены по любому известному закону, параметры которых можно определить либо теоретически методом статистических испытаний, либо экспериментально. Для упрощенной оценки надежности конструкций подземных сооружений можно применять простейшие законы распределения [3]:

– равновероятный

$$\varphi(S) = \frac{1}{\hat{S} - \hat{S}_v}; \quad \psi(S') = \frac{1}{\hat{S}' - \hat{S}_v}; \quad (12)$$

– треугольный

$$\varphi(S) = \frac{4 \left(\hat{S} - S \right)^2}{\left(\hat{S} - \hat{S}_v \right)^2} \quad \text{при } \bar{S} < S < \hat{S}; \quad (13)$$

$$\varphi(S) = \frac{4 \left(\hat{S} - S_{\vee} \right)^2}{\left(\hat{S} - S_{\vee} \right)^2} \quad \text{при } S_{\vee} < S < \bar{S}; \quad (14)$$

– усеченный нормальный

$$\varphi(S) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma_3} \exp \left[-\frac{(\bar{S} - S)^2}{2\sigma_3^2} \right]; \quad (15)$$

– с параметрами

$$\left. \begin{aligned} M(S) &= \frac{\hat{S} - S_{\vee}}{2}; \\ \sigma(S) &= \frac{\hat{S} - S_{\vee}}{6} \\ \text{или} \\ \sigma(S) &= \frac{\hat{S} - M(S)}{3}; \\ \sigma(S) &= \frac{M(S) - S_{\vee}}{3} \end{aligned} \right\} \quad (16)$$

с нормированной к единице площадью $F_1 = 0,999$, аналогично для $\psi(S')$.

Указанные законы распределения (12), (15) позволяют получить формулы (10) ÷ (12) для P_n в явном виде.

Возможные исходы пересечения случайных величин $\varphi(S)$ $\psi(S')$ изображены на рис. 1-6.

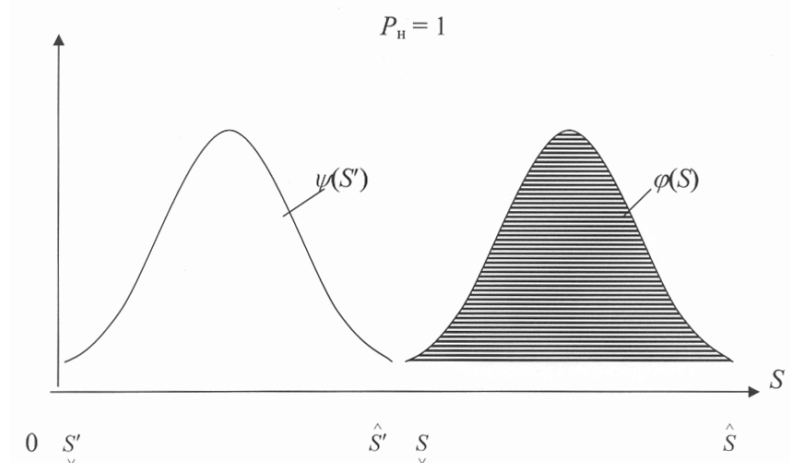


Рисунок 1 – График возможных пересечений случайных величин

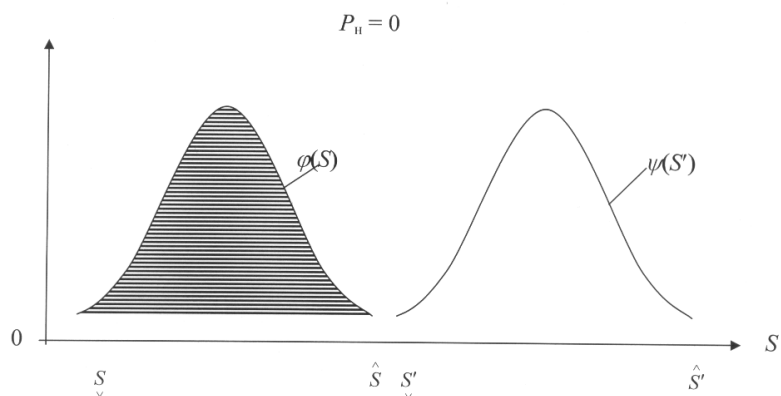


Рисунок 2 – График возможных пересечений случайных величин

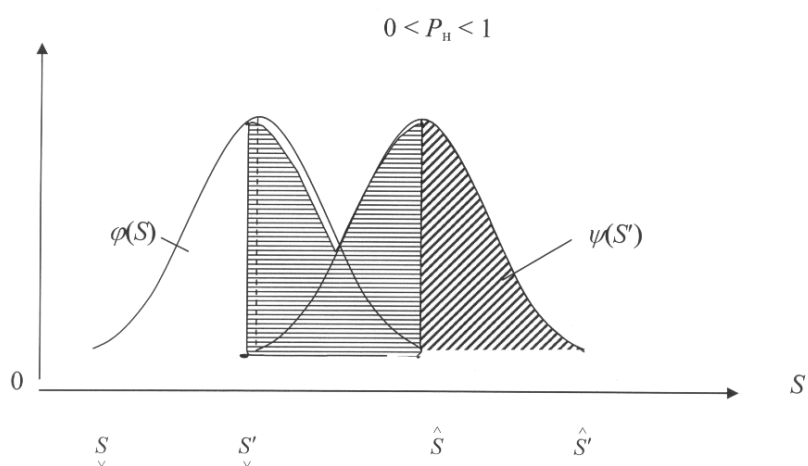


Рисунок 3 – График возможных пересечений случайных величин

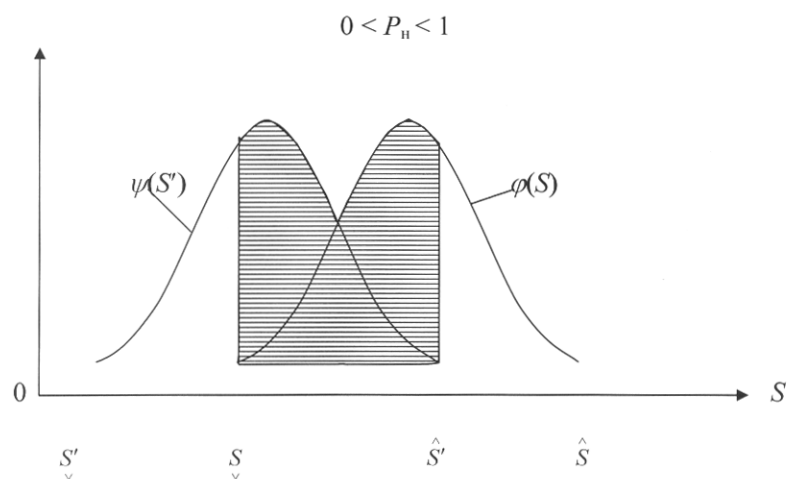


Рисунок 4 – График возможных пересечений случайных величин

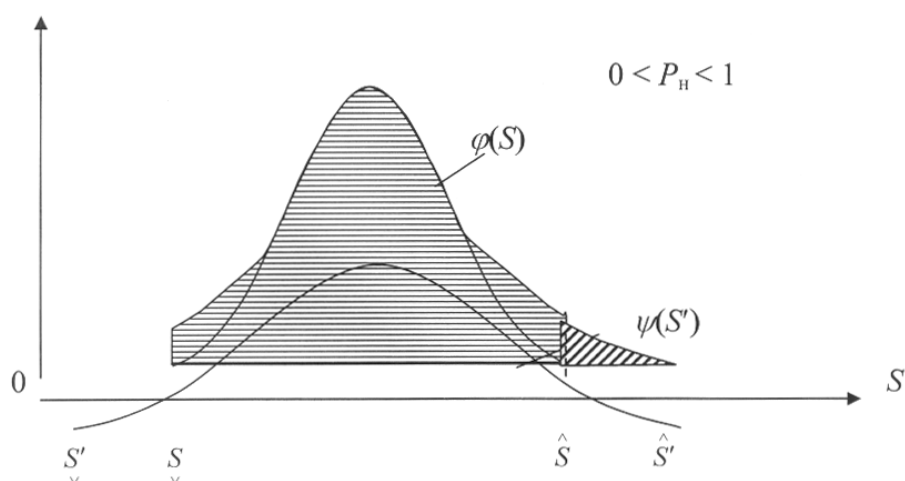


Рисунок 5 – График возможных пересечений случайных величин

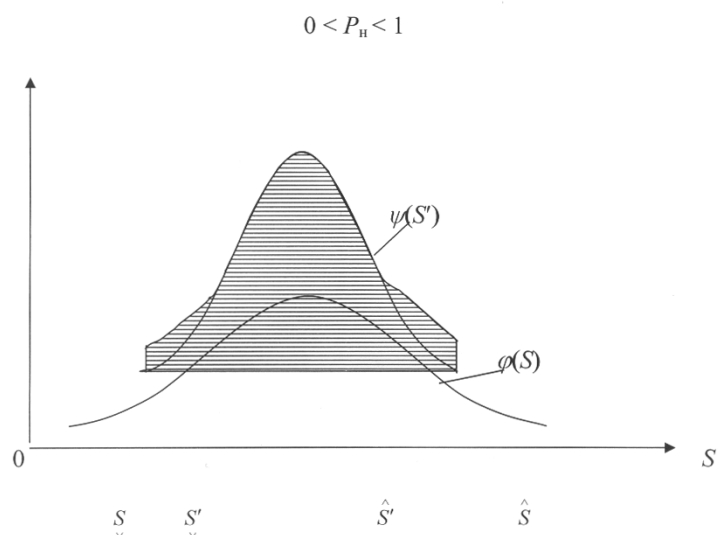


Рисунок 6 – График возможных пересечений случайных величин

В соответствии с результатами, приведенными выше, основополагающими параметрами для исследования надежности (устойчивости) искусственной бетонной кровли и искусственного массива, поддерживающего кровлю камер, являются:

1. σ_p (МПа или тс/м²) - предел прочности массива закладки на растяжение, который определяется в лабораторных условиях

$$\sigma_p = \frac{(1 + \kappa_n) \gamma_3 L^2}{10^6 h_n}, \quad (17)$$

где κ_n - коэффициент запаса прочности; γ_3 - удельный вес закладочного массива, тс/м³;

L – пролет камеры, м; h_n – высота слоя закладки, м.

2. Нагрузка на искусственную потолочину закладки, которая работает на растяжение массива. Эту величину P (тс/м²) рекомендуется определять по формуле проф. Н.С. Булычева [1].

$$P = \frac{\gamma_z b - C}{\lambda \operatorname{tg} \varphi} \left[1 - \exp \left(-\lambda \frac{H}{b} \operatorname{tg} \varphi \right) \right], \quad (18)$$

где γ_z (тс/м³); b (м); C (тс/м²); H и $\operatorname{tg} \varphi$ – безразмерные.

Лабораторные исследования прочностных характеристик закладочного массива позволяют оценить их в течение всего периода твердения и нормальной работы в виде двух составляющих [2]:

- прочность закладочного массива на сжатие (по образцам) - $\sigma_{сж, j}$;

- прочность закладочного массива на разрыв (по образцам) - $\sigma_{z, j}$, где j – интервалы времени,

Следует обратить внимание на то, что отработка залежей ценных руд производится нисходящими слоями, когда техника и люди работают в камере с искусственным массивом кровли. Ясно, что надежность кровли (закладки) должна быть достаточно высокой. По данным статистики работы Бакырчикского золотодобывающего рудника надежность P_3 искусственной кровли в функции от коэффициента запаса K_3 ее прочности нами будет исследована в интервале:

$$\left. \begin{aligned} 0,9 \leq P_3 \leq 0,99, \\ 2 \leq K_3 \leq 14, \end{aligned} \right\} \quad (19)$$

что достаточно для практических целей.

На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Получены теоретическим путем универсальные математические модели в стохастической постановке для определения надежности подземных сооружений, в частности для искусственных закладочных массивов.

3. Получены расчетные модели для определения устойчивости искусственных закладочных массивов.

4. Выведены стохастические закономерности для надежности искусственной кровли от коэффициента запаса ее прочности на разрыв.

Список литературы

1. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений (в примерах и задачах). – М.: Недра, 1989. – 314 с.
2. Рогов Е.И. Системный анализ в горном деле. – Алма-Ата, 1976. – 206 с.
3. Рогов Е.И. Математические модели адаптации процессов и подсистем угольной шахты / Е.И. Рогов, Г.И. Грицко, В.Н. Вылегжанин. – Алма-Ата, 1979. – 208 с.

Получено 18.02.10